МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-методическому комплексу
_____ С.А. Уторов

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ

Б1.В.01 ГОРНЫЕ МАШИНЫ И ОБОРУДОВАНИЕ

Специальность
21.05.04 Горное дело
Направленность (профиль)
Открытые горные работы

форма обучения: очная, заочная

Автор: Комиссаров А. П., профессор, д.т.н.

Одобрены на заседании кафедры
Горных машин и комплексов
(название кафедры)
Зав.кафедрой _____
(подпись)
Гагунова Ю. А.
(Фамилия И.О.)
Протокол № 1 от 02.09.2021
(Дата)

Рассмотрены методической комиссией факультета
горно-механического
(название факультета)
Председатель _____
(подпись)
Осипов П. А.
(Фамилия И.О.)
Протокол № 2 от 12.10.2021
(Дата)

ДОКУМЕНТ ПОДПИСАН ЭЛЕКТРОННОЙ ПОДПИСЬЮ
Сертификат: 43D659E81F59110FB2CEBF5795FF2768
Владелец: Зубов Владимир Владимирович
Действителен: с 20.08.2025 до 13.11.2026

Екатеринбург

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студентов может рассматриваться как организационная форма обучения - система педагогических условий, обеспечивающих управление учебной деятельностью студентов по освоению знаний и умений в области учебной и научной деятельности без посторонней помощи.

Самостоятельная работа студентов проводится с целью:

- систематизации и закрепления полученных теоретических знаний и практических умений студентов;
- углубления и расширения теоретических знаний;
- формирования умений использовать нормативную, правовую, справочную документацию и специальную литературу;
- развития познавательных способностей и активности студентов: творческой инициативы, самостоятельности, ответственности и организованности;
- формирования самостоятельности мышления, способностей к саморазвитию, самосовершенствованию и самореализации;
- формирования практических (общеучебных и профессиональных) умений и навыков;
- развития исследовательских умений;
- получения навыков эффективной самостоятельной профессиональной (практической и научно-теоретической) деятельности.

В учебном процессе выделяют два вида самостоятельной работы:

- аудиторная;
- внеаудиторная.

Аудиторная самостоятельная работа по дисциплине выполняется на учебных занятиях под непосредственным руководством преподавателя и по его заданию.

Внеаудиторная самостоятельная работа - планируемая учебная, учебно-исследовательская, научно-исследовательская работа студентов, выполняемая во внеаудиторное время по заданию и при методическом руководстве преподавателя, но без его непосредственного участия.

Самостоятельная работа, не предусмотренная образовательной программой, учебным планом и учебно-методическими материалами, раскрывающими и конкретизирующими их содержание, осуществляется студентами инициативно, с целью реализации собственных учебных и научных интересов.

Для более эффективного выполнения самостоятельной работы по дисциплине преподаватель рекомендует студентам источники и учебно-методические пособия для работы, характеризует наиболее рациональную методику самостоятельной работы, демонстрирует ранее выполненные студентами работы и т. п.

1. Методические рекомендации по решению практико-ориентированных заданий

Практико-ориентированные задания - метод анализа ситуаций. Суть его заключается в том, что студентам предлагают осмыслить реальную жизненную ситуацию, описание которой одновременно отражает не только какую-либо практическую проблему, но и актуализирует определенный комплекс знаний, который необходимо усвоить при разрешении данной проблемы. При этом сама проблема не имеет однозначных решений.

Использование метода практико-ориентированного задания как образовательной технологии профессионально-ориентированного обучения представляет собой сложный процесс, плохо поддающийся алгоритмизации[1]. Формально можно выделить следующие этапы:

- ознакомление студентов с текстом;
- анализ практико-ориентированного задания;
- организация обсуждения практико-ориентированного задания, дискуссии, презентации;
- оценивание участников дискуссии;
- подведение итогов дискуссии.

Ознакомление студентов с текстом практико-ориентированного задания и последующий анализ практико-ориентированного задания чаще всего осуществляются за несколько дней до его обсуждения и реализуются как самостоятельная работа студентов; при этом время, отводимое на подготовку, определяется видом практико-ориентированного задания, его объемом и сложностью.

Общая схема работы с практико-ориентированное заданием на данном этапе может быть представлена следующим образом: в первую очередь следует выявить ключевые проблемы практико-ориентированного задания и понять, какие именно из представленных данных важны для решения; войти в ситуационный контекст практико-ориентированного задания, определить, кто его главные действующие лица, отобрать факты и понятия, необходимые для анализа, понять, какие трудности могут возникнуть при решении задачи; следующим этапом является выбор метода исследования.

Знакомство с небольшими практико-ориентированного заданиями и их обсуждение может быть организовано непосредственно на занятиях. Принципиально важным в этом случае является то, чтобы часть теоретического курса, на которой базируется практико-ориентированное задание, была бы прочитана и проработана студентами.

Максимальная польза из работы над практико-ориентированного заданиями будет извлечена в том случае, если студенты при предварительном знакомстве с ними будут придерживаться систематического подхода к их анализу, основные шаги которого представлены ниже:

1. Выпишите из соответствующих разделов учебной дисциплины ключевые идеи, для того, чтобы освежить в памяти теоретические концепции и подходы, которые Вам предстоит использовать при анализе практико-ориентированного задания.
2. Бегло прочтите практико-ориентированное задание, чтобы составить о нем общее представление.
3. Внимательно прочтите вопросы к практико-ориентированное задание и убедитесь в том, что Вы хорошо поняли, что Вас просят сделать.
4. Вновь прочтите текст практико-ориентированного задания, внимательно фиксируя все факторы или проблемы, имеющие отношение к поставленным вопросам.

---

[1] Долгоруков А. Метод case-study как современная технология профессионально -ориентированного обучения [Электронный ресурс]. Режим доступа: //http://evolkov.net/case/case.study.html/

5. Прикиньте, какие идеи и концепции соотносятся с проблемами, которые Вам предлагается рассмотреть при работе с практико-ориентированное заданием.

Организация обсуждения практико-ориентированного задания предполагает формулирование перед студентами вопросов, включение их в дискуссию. Вопросы обычно подготавливают заранее и предлагают студентам вместе с текстом практико-ориентированного задания. При разборе учебной ситуации преподаватель может занимать активную или пассивную позицию, иногда он «дирижирует» разбором, а иногда ограничивается подведением итогов дискуссии.

Организация обсуждения практико-ориентированных заданий обычно основывается на двух методах. Первый из них носит название традиционного Гарвардского метода - открытая дискуссия. Альтернативным методом является метод, связанный с индивидуальным или групповым опросом, в ходе которого аспиранты делают формальную устную оценку ситуации и предлагают анализ представленного практико-ориентированного задания, свои решения и рекомендации, т.е. делают презентацию. Этот метод позволяет некоторым студентам минимизировать их учебные усилия, поскольку каждый аспирант опрашивается один- два раза за занятие. Метод развивает у студентов коммуникативные навыки, учит их четко выражать свои мысли. Однако, этот метод менее динамичен, чем Гарвардский метод. В открытой дискуссии организация и контроль участников более сложен.

Метод «мозговой атаки» или «мозгового штурма» был предложен в 30-х годах прошлого столетия А. Осборном как групповой метод решения проблем. К концу XX столетия этот метод приобрел особую популярность в практике управления и обучения не только как самостоятельный метод, но и как использование в процессе деятельности с целью усиления ее продуктивности. В процессе обучения «мозговая атака» выступает в качестве важнейшего средства развития творческой активности студентов. «Мозговая атака» включает в себя три фазы.

Первая фаза представляет собой вхождение в психологическую раскованность, отказ от стереотипности, страха показаться смешным и неудачником; достигается созданием благоприятной психологической обстановки и взаимного доверия, когда идеи теряют авторство, становятся общими. Основная задача этой фазы - успокоиться и расковаться.

Вторая фаза - это собственно атака; задача этой фазы - породить поток, лавину идей. «Мозговая атака» в этой фазе осуществляется по следующим принципам:

- есть идея, - говорю, нет идеи, - не молчу;
- поощряется самое необузданное ассоциирование, чем более дикой покажется идея, тем лучше;
- количество предложенных идей должно быть как можно большим;
- высказанные идеи разрешается заимствовать и как угодно комбинировать, а также видоизменять и улучшать;
- исключается критика, можно высказывать любые мысли без боязни, что их признают плохими, критикующих лишают слова;
- не имеют никакого значения социальные статусы участников; это абсолютная демократия и одновременно авторитаризм сумасшедшей идеи;
- все идеи записываются в протокольный список идей;
- время высказываний - не более 1-2 минут.

Третья фаза представляет собой творческий анализ идей с целью поиска конструктивного решения проблемы по следующим правилам:

- анализировать все идеи без дискриминации какой-либо из них;
- найти место идее в системе и найти систему под идею;
- не умножать сущностей без надобности;
- не должна нарушаться красота и изящество полученного результата;
- должно быть принципиально новое видение;

- ищи «жемчужину в навозе».

В методе мозговая атака применяется при возникновении у группы реальных затруднений в осмыслении ситуации, является средством повышения активности студентов. В этом смысле мозговая атака представляется не как инструмент поиска новых решений, хотя и такая ее роль не исключена, а как своеобразное «подталкивание» к познавательной активности.

Презентация, или представление результатов анализа практико-ориентированного задания, выступает очень важным аспектом метода ***case-study***. Умение публично представить интеллектуальный продукт, хорошо его рекламировать, показать его достоинства и возможные направления эффективного использования, а также выстоять под шквалом критики, является очень ценным интегральным качеством современного специалиста. Презентация оттачивает многие глубинные качества личности: волю, убежденность, целенаправленность, достоинство и т.п.; она вырабатывает навыки публичного общения, формирования своего собственного имиджа.

Публичная (устная) презентация предполагает представление решений практико-ориентированного задания группе, она максимально вырабатывает навыки публичной деятельности и участия в дискуссии. Устная презентация обладает свойством кратковременного воздействия на студентов и, поэтому, трудна для восприятия и запоминания. Степень подготовленности выступающего проявляется в спровоцированной им дискуссии: для этого необязательно делать все заявления очевидными и неопровержимыми. Такая подача материала при анализе практико-ориентированного задания может послужить началом дискуссии. При устной презентации необходимо учитывать эмоциональный настрой выступающего: отношение и эмоции говорящего вносят существенный вклад в сообщение. Одним из преимуществ публичной (устной) презентации является ее гибкость. Оратор может откликаться на изменения окружающей обстановки, адаптировать свой стиль и материал, чувствуя настроение аудитории.

Непубличная презентация менее эффектна, но обучающая роль ее весьма велика. Чаще всего непубличная презентация выступает в виде подготовки отчета по выполнению задания, при этом стимулируются такие качества, как умение подготовить текст, точно и аккуратно составить отчет, не допустить ошибки в расчетах и т.д. Подготовка письменного анализа практико-ориентированного задания аналогична подготовке устного, с той разницей, что письменные отчеты-презентации обычно более структурированы и детализированы. Основное правило письменного анализа практико-ориентированного задания заключается в том, чтобы избегать простого повторения информации из текста, информация должна быть представлена в переработанном виде. Самым важным при этом является собственный анализ представленного материала, его соответствующая интерпретация и сделанные предложения. Письменный отчет - презентация может сдаваться по истечении некоторого времени после устной презентации, что позволяет студентам более тщательно проанализировать всю информацию, полученную в ходе дискуссии.

Как письменная, так и устная презентация результатов анализа практико-ориентированного задания может быть групповая и индивидуальная. Отчет может быть индивидуальным или групповым в зависимости от сложности и объема задания. Индивидуальная презентация формирует ответственность, собранность, волю; групповая - аналитические способности, умение обобщать материал, системно видеть проект.

Оценивание участников дискуссии является важнейшей проблемой обучения посредством метода практико-ориентированного задания. При этом выделяются следующие требования к оцениванию:

- объективность - создание условий, в которых бы максимально точно выявлялись знания обучаемых, предъявление к ним единых требований, справедливое отношение к каждому;
- обоснованность оценок - их аргументация;

- систематичность - важнейший психологический фактор, организующий и дисциплинирующий студентов, формирующий настойчивость и устремленность в достижении цели;
- всесторонность и оптимальность.

Оценивание участников дискуссии предполагает оценивание не столько набора определенных знаний, сколько умения студентов анализировать конкретную ситуацию, принимать решение, логически мыслить.

Следует отметить, что оценивается содержательная активность студента в дискуссии или публичной (устной) презентации, которая включает в себя следующие составляющие:

- выступление, которое характеризует попытку серьезного предварительного анализа (правильность предложений, подготовленность, аргументированность и т.д.);
- обращение внимания на определенный круг вопросов, которые требуют углубленного обсуждения;
- владение категориальным аппаратом, стремление давать определения, выявлять содержание понятий;
- демонстрация умения логически мыслить, если точки зрения, высказанные раньше, подытоживаются и приводят к логическим выводам;
- предложение альтернатив, которые раньше оставались без внимания;
- предложение определенного плана действий или плана воплощения решения;
- определение существенных элементов, которые должны учитываться при анализе практико-ориентированного задания;
- заметное участие в обработке количественных данных, проведении расчетов;
- подведение итогов обсуждения.

При оценивании анализа практико-ориентированного задания, данного студентами при непубличной (письменной) презентации учитывается:

- формулировка и анализ большинства проблем, имеющихся в практико-ориентированное задание;
- формулировка собственных выводов на основании информации о практико-ориентированное задание, которые отличаются от выводов других студентов;
- демонстрация адекватных аналитических методов для обработки информации;
- соответствие приведенных в итоге анализа аргументов ранее выявленным проблемам, сделанным выводам, оценкам и использованным аналитическим методам.

2. Методические указания по подготовке к опросу

Самостоятельная работа обучающихся включает подготовку к устному или письменному опросу на занятиях. Для этого обучающийся изучает лекции, основную и дополнительную литературу, публикации, информацию из Интернет-ресурсов. Темы и вопросы к занятиям, вопросы для самоконтроля приведены в методических указаниях по разделам и доводятся до обучающихся заранее.

Письменный опрос

В соответствии с технологической картой письменный опрос является одной из форм текущего контроля успеваемости студента по данной дисциплине. При подготовке к письменному опросу студент должен внимательно изучает лекции, основную и дополнительную литературу, публикации, информацию из Интернет-ресурсов. Темы и вопросы к семинарским занятиям, вопросы для самоконтроля приведены в методических указаниях по разделам и доводятся до обучающихся заранее.

При изучении материала студент должен убедиться, что хорошо понимает основную терминологию темы, умеет ее использовать в нужном контексте. Желательно составить краткий конспект ответа на предполагаемые вопросы письменной работы, чтобы убедиться в том, что студент владеет материалом и может аргументировано, логично и грамотно

письменно изложить ответ на вопрос. Следует обратить особое внимание на написание профессиональных терминов, чтобы избегать грамматических ошибок в работе. При изучении новой для студента терминологии рекомендуется изготовить карточки, которые содержат новый термин и его расшифровку, что значительно облегчит работу над материалом.

Устный опрос

Целью устного собеседования являются обобщение и закрепление изученного курса. При подготовке следует использовать лекционный материал и учебную литературу. Для более глубокого постижения курса и более основательной подготовки рекомендуется познакомиться с указанной дополнительной литературой. Следует внимательно прочесть свой конспект лекции по изучаемой теме и рекомендуемую к теме семинара литературу. С незнакомыми терминами и понятиями следует ознакомиться в предлагаемом глоссарии, словаре или энциклопедии [2].

Критерии качества устного ответа.

1. Правильность ответа по содержанию.
2. Полнота и глубина ответа.
3. Сознательность ответа (учитывается понимание излагаемого материала).
4. Логика изложения материала (учитывается умение строить целостный, последовательный рассказ, грамотно пользоваться профессиональной терминологией).
5. Рациональность использованных приемов и способов решения поставленной учебной задачи (учитывается умение использовать наиболее прогрессивные и эффективные способы достижения цели).
6. Своевременность и эффективность использования наглядных пособий и технических средств при ответе (учитывается грамотно и с пользой применять наглядность и демонстрационный опыт при устном ответе).
7. Использование дополнительного материала (приветствуется, но не обязательно для всех студентов).
8. Рациональность использования времени, отведенного на задание (не одобряется затянутость выполнения задания, устного ответа во времени, с учетом индивидуальных особенностей студентов)[3].

Ответ на каждый вопрос должен быть содержательным и аргументированным. Для этого следует использовать учебную и справочную литературу.

Для успешной подготовки к устному опросу, студент должен законспектировать рекомендуемую литературу, внимательно осмыслить лекционный материал и сделать выводы. В среднем, подготовка к устному опросу по одному семинарскому занятию занимает от 2 до 4 часов в зависимости от сложности темы и особенностей организации обучающимся своей самостоятельной работы.

3. Методические рекомендации по подготовке к практическим занятиям

На практических занятиях необходимо стремиться к самостоятельному решению задач, находя для этого более эффективные методы. При этом студентам надо приучить себя доводить решения задач до конечного «идеального» ответа. Это очень важно для будущих

---

[2] Методические рекомендации для студентов [Электронный ресурс]: Режим доступа: http://lesgaft.spb.ru/sites/default/files/u57/metod.rekomendacii_dlya_studentov_21.pdf

[3]Методические рекомендации для студентов [Электронный ресурс]: http://priab.ru/images/metod_agro/Metod_Inostran_yazyk_35.03.04_Agro_15.01.2016.pdf

специалистов. Практические занятия вырабатывают навыки самостоятельной творческой работы, развивают мыслительные способности.

Практическое занятие – активная форма учебного процесса, дополняющая теоретический курс или лекционную часть учебной дисциплины и призванная помощь обучающимся освоиться в «пространстве» (тематике) дисциплины, самостоятельно прооперировать теоретическими знаниями на конкретном учебном материале.

Продолжительность одного практического занятия – от 2 до 4 академических часов. Общая доля практических занятий в учебном времени на дисциплину – от 10 до 20 процентов (при условии, что все активные формы займут в учебном времени на дисциплину от 40 до 60 процентов).

Для практического занятия в качестве темы выбирается обычно такая учебная задача, которая предполагает не существенные эвристические и аналитические напряжения и продвижения, а потребность обучающегося «потрогать» материал, опознать в конкретном то общее, о чем говорилось в лекции.

Перед проведением занятия должен быть подготовлен специальный материал – тот объект, которым обучающиеся станут оперировать, активизируя свои теоретические (общие) знания и тем самым, приобретая навыки выработки уверенных суждений и осуществления конкретных действий.

Дополнительный материал для практического занятия лучше получить у преподавателя заранее, чтобы у студентов была возможность просмотреть его и подготовить вопросы.

Условия должны быть такими, чтобы каждый мог работать самостоятельно от начала до конца. Чтобы сделать практическое занятие максимально эффективным, надо заранее подготовить и изучить материал по наиболее интересным и практически важным темам.

Особенности практического занятия с использованием компьютера

Для того чтобы повысить эффективность проведения практического занятия, может использоваться компьютер по следующим направлениям:

- поиск информации в Интернете по поставленной проблеме: в этом случае преподаватель представляет обучающимся перечень рекомендуемых для посещения Интернет-сайтов;
- использование прикладных обучающих программ;
- выполнение заданий с использованием обучающимися заранее установленных преподавателем программ;
- использование программного обеспечения при проведении занятий, связанных с моделированием социально-экономических процессов.

4. Работа с источником

Чтение источника (книги, статьи, отчета и т.п.) рекомендуется осуществлять в два этапа:

I этап — ознакомительное чтение;

II этап — основное чтение с записями.

Первый этап – это предварительное ознакомление с источником (книгой, отчетом, статьей и т.д.).

Ознакомление должно дать ответ – представляет ли источник интерес, и если да, то в чем, какими методами его можно обработать.

Второй этап – основное чтение источника и записи. Запись – наиболее эффективный путь усвоения информации. Это связано с тем, что она представляет (должна представлять) творческий процесс анализа содержания источника, определение наиболее существенного в информации, содержащейся в источнике, и отбор самого важного для того, чтобы дать эту информацию в сжатом («свернутом») виде.

Важными факторами при проработке литературы (особенно нового текста) являются настойчивость и систематичность. Последовательное, систематическое, аналитическое чтение облегчает усвоение прорабатываемого материала.

При записи используется не только зрительная, но и двигательная память.

Примерный порядок составления опорного конспекта

1. Первичное ознакомление с материалом изучаемой темы по тексту учебника, картам, дополнительной литературе.
2.Выделение главного в изучаемом материале, составление обычных кратких записей.
3. Подбор к данному тексту опорных сигналов в виде отдельных слов, определённых знаков, графиков, рисунков.
4. Продумывание схематического способа кодирования знаний, использование различного шрифта и т.д.
5. Составление опорного конспекта.

5. Методические рекомендации по подготовке к сдаче экзаменов и зачетов

Экзамен - одна из важнейших частей учебного процесса, имеющая огромное значение.

Во-первых, готовясь к экзамену, студент приводит в систему знания, полученные на лекциях, семинарах, практических и лабораторных занятиях, разбирается в том, что осталось непонятным, и тогда изучаемая им дисциплина может быть воспринята в полном объеме с присущей ей строгостью и логичностью, ее практической направленностью. А это чрезвычайно важно для будущего специалиста.

Во-вторых, каждый хочет быть волевым и сообразительным., выдержанным и целеустремленным, иметь хорошую память, научиться быстро находить наиболее рациональное решение в трудных ситуациях. Очевидно, что все эти качества не только украшают человека, но и делают его наиболее действенным членом коллектива. Подготовка и сдача экзамена помогают студенту глубже усвоить изучаемые дисциплины, приобрести навыки и качества, необходимые хорошему специалисту.

Конечно, успех на экзамене во многом обусловлен тем, насколько систематически и глубоко работал студент в течение семестра. Совершенно очевидно, что серьезно продумать и усвоить содержание изучаемых дисциплин за несколько дней подготовки к экзамену просто невозможно даже для очень способного студента. И, кроме того, хорошо известно, что быстро выученные на память разделы учебной дисциплины так же быстро забываются после сдачи экзамена.

При подготовке к экзамену студенты не только повторяют и дорабатывают материал дисциплины, которую они изучали в течение семестра, они обобщают полученные знания, осмысливают методологию предмета, его систему, выделяют в нем основное и главное, воспроизводят общую картину с тем, чтобы яснее понять связь между отдельными элементами дисциплины. Вся эта обобщающая работа проходит в условиях напряжения воли и сознания, при значительном отвлечении от повседневной жизни, т. е. в условиях, благоприятствующих пониманию и запоминанию.

Подготовка к экзаменам состоит в приведении в порядок своих знаний. Даже самые способные студенты не в состоянии в короткий период зачетно-экзаменационной сессии усвоить материал целого семестра, если они над ним не работали в свое время. Для тех, кто мало занимался в семестре, экзамены принесут мало пользы: что быстро пройдено, то быстро и забудется. И хотя в некоторых случаях студент может «проскочить» через

экзаменационный барьер, в его подготовке останется серьезный пробел, трудно восполняемый впоследствии.

Определив назначение и роль экзаменов в процессе обучения, попытаемся на этой основе пояснить, как лучше готовиться к ним.

Экзаменам, как правило, предшествует защита курсовых работ (проектов) и сдача зачетов. К экзаменам допускаются только студенты, защитившие все курсовые работы проекты) и сдавшие все зачеты. В вузе сдача зачетов организована так, что при систематической работе в течение семестра, своевременной и успешной сдаче всех текущих работ, предусмотренных графиком учебного процесса, большая часть зачетов не вызывает повышенной трудности у студента. Студенты, работавшие в семестре по плану, подходят к экзаменационной сессии без напряжения, без излишней затраты сил в последнюю, «зачетную» неделю.

Подготовку к экзамену следует начинать с первого дня изучения дисциплины. Как правило, на лекциях подчеркиваются наиболее важные и трудные вопросы или разделы дисциплины, требующие внимательного изучения и обдумывания. Нужно эти вопросы выделить и обязательно постараться разобраться в них, не дожидаясь экзамена, проработать их, готовясь к семинарам, практическим или лабораторным занятиям, попробовать самостоятельно решить несколько типовых задач. И если, несмотря на это, часть материала осталась неусвоенной, ни в коем случае нельзя успокаиваться, надеясь на то, что это не попадется на экзамене. Факты говорят об обратном; если те или другие вопросы учебной дисциплины не вошли в экзаменационный билет, преподаватель может их задать (и часто задает) в виде дополнительных вопросов.

Точно такое же отношение должно быть выработано к вопросам и задачам, перечисленным в программе учебной дисциплины, выдаваемой студентам в начале семестра. Обычно эти же вопросы и аналогичные задачи содержатся в экзаменационных билетах. Не следует оставлять без внимания ни одного раздела дисциплины: если не удалось в чем-то разобраться самому, нужно обратиться к товарищам; если и это не помогло выяснить какой-либо вопрос до конца, нужно обязательно задать этот вопрос преподавателю на предэкзаменационной консультации. Чрезвычайно важно приучить себя к умению самостоятельно мыслить, учиться думать, понимать суть дела. Очень полезно после проработки каждого раздела восстановить в памяти содержание изученного материала, кратко записав это на листе бумаги, создать карту памяти (умственную карту), изобразить необходимые схемы и чертежи (логико-графические схемы), например, отобразить последовательность вывода теоремы или формулы. Если этого не сделать, то большая часть материала останется не понятой, а лишь формально заученной, и при первом же вопросе экзаменатора студент убедится в том, насколько поверхностно он усвоил материал.

В период экзаменационной сессии происходит резкое изменение режима работы, отсутствует посещение занятий по расписанию. При всяком изменении режима работы очень важно скорее приспособиться к новым условиям. Поэтому нужно сразу выбрать такой режим работы, который сохранился бы в течение всей сессии, т. е. почти на месяц. Необходимо составить для себя новый распорядок дня, чередуя занятия с отдыхом. Для того чтобы сократить потерю времени на включение в работу, рабочие периоды целесообразно делать длительными, разделив день примерно на три части: с утра до обеда, с обеда до ужина и от ужина до сна.

Каждый рабочий период дня надо заканчивать отдыхом. Наилучший отдых в период экзаменационной сессии - прогулка, кратковременная пробежка или какой-либо неутомительный физический труд.

При подготовке к экзаменам основное направление дают программа учебной дисциплины и студенческий конспект, которые указывают, что наиболее важно знать и уметь делать. Основной материал должен прорабатываться по учебнику (если такой имеется) и учебным пособиям, так как конспекта далеко недостаточно для изучения дисциплины,

Учебник должен быть изучен в течение семестра, а перед экзаменом сосредоточьте внимание на основных, наиболее сложных разделах. Подготовку по каждому разделу следует заканчивать восстановлением по памяти его краткого содержания в логической последовательности.

За один - два дня до экзамена назначается консультация. Если ее правильно использовать, она принесет большую пользу. Во время консультации студент имеет полную возможность получить ответ на нее ни ясные ему вопросы. А для этого он должен проработать до консультации все темы дисциплины. Кроме того, преподаватель будет отвечать на вопросы других студентов, что будет для вас повторением и закреплением знаний. И еще очень важное обстоятельство: преподаватель на консультации, как правило, обращает внимание на те вопросы, по которым на предыдущих экзаменах ответы были неудовлетворительными, а также фиксирует внимание на наиболее трудных темах дисциплины. Некоторые студенты не приходят на консультации либо потому, что считают, что у них нет вопросов к преподавателю, либо полагают, что у них и так мало времени и лучше самому прочитать материал в конспекте или и учебнике. Это глубокое заблуждение. Никакая другая работа не сможет принести столь значительного эффекта накануне экзамена, как консультация преподавателя.

Но консультация не может возместить отсутствия длительной работы в течение семестра и помочь за несколько часов освоить материал, требующийся к экзамену. На консультации студент получает ответы на трудные или оставшиеся неясными вопросы и, следовательно, дорабатывается материал. Консультации рекомендуется посещать, подготовив к ним все вопросы, вызывающие сомнения. Если студент придет на консультацию, не проработав всего материала, польза от такой консультации будет невелика.

Очень важным условием для правильного режима работы в период экзаменационной сессии является нормальным сон. Подготовка к экзамену не должна идти в ущерб сну, иначе в день экзамена не будет чувства свежести и бодрости, необходимых для хороших ответов. Вечер накануне экзамена рекомендуем закончить небольшой прогулкой.

Итак, *основные советы* для подготовки к сдаче зачетов и экзаменов состоят в следующем:

- лучшая подготовка к зачетам и экзаменам - равномерная работа в течение всего семестра;
- используйте программы учебных дисциплин - это организует вашу подготовку к зачетам и экзаменам;
- учитывайте, что для полноценного изучения учебной дисциплины необходимо время;
- составляйте планы работы во времени;
- работайте равномерно и ритмично;
- курсовые работы (проекты) желательно защищать за одну - две недели до начала зачетно-экзаменационной сессии;
- все зачеты необходимо сдавать до начала экзаменационной сессии;
- помните, что конспект не заменяет учебник и учебные пособия, а помогает выбрать из него основные вопросы и ответы;
- при подготовке наибольшее внимание и время уделяйте трудным и непонятным вопросам учебной дисциплины;
- грамотно используйте консультации;
- соблюдайте правильный режим труда и отдыха во время сессии, это сохранит работоспособность и даст хорошие результаты;
- учитесь владеть собой на зачете и экзамене;
- учитесь точно и кратко передавать свои мысли, поясняя их, если нужно, логико-графическими схемами.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Методические указания по выполнению самостоятельной работы обучающихся являются неотъемлемой частью процесса обучения в вузе. Правильная организация самостоятельной работы позволяет обучающимся развивать умения и навыки в усвоении и систематизации приобретаемых знаний, обеспечивает высокий уровень успеваемости в период обучения, способствует формированию навыков совершенствования профессионального мастерства. Также внеаудиторное время включает в себя подготовку к аудиторным занятиям и изучение отдельных тем, расширяющих и углубляющих представления обучающихся по разделам изучаемой дисциплины.

Таким образом, обучающийся используя методические указания может в достаточном объеме усвоить и успешно реализовать конкретные знания, умения, навыки и получить опыт при выполнении следующих условий:

1) систематическая самостоятельная работа по закреплению полученных знаний и навыков;

2) добросовестное выполнение заданий;

3) выяснение и уточнение отдельных предпосылок, умозаключений и выводов, содержащихся в учебном курсе;

4) сопоставление точек зрения различных авторов по затрагиваемым в учебном курсе проблемам; выявление неточностей и некорректного изложения материала в периодической и специальной литературе.

МИНОБРНАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор УГГУ
по учебно-методическому комплексу

_____С. А. Упоров

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТОВ

Б1.В.02 АЭРОЛОГИЯ

Специальность
21.05.04 Горное дело

Специализация № 3
«Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

год набора: 2019

Автор: ст. преподаватель Мухин Д.В.

Одобрена на заседании кафедры	Рассмотрена методической комиссией
Безопасность горного производства	Горно-технологического факультета
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав.кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Елохин В.А.	Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 8 от 17.04.2019	Протокол № 7 от 19.04.2019
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3
ВИДЫ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА 4
МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ КО ВСЕМ ВИДАМ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ 4
Повторение материала лекций и самостоятельное изучение курса 4
Подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам 5
Подготовка и написание контрольной работы 6
Подготовка к выполнению и написанию курсовой работы (проекта) 7
МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ 8
Подготовка к зачёту 8
Подготовка к экзамену 8

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студентов – это разнообразные виды деятельности студентов, осуществляемые под руководством, но без непосредственного участия преподавателя в аудиторное и/или внеаудиторное время.

Это особая форма обучения по заданиям преподавателя, выполнение которых требует активной мыслительной, поисково-исследовательской и аналитической деятельности.

Методологическую основу самостоятельной работы студентов составляет деятельностный подход, когда цели обучения ориентированы на формирование умений решать типовые и нетиповые задачи, то есть на реальные ситуации, где студентам надо проявить знание конкретной дисциплины, использовать внутрипредметные и межпредметные связи.

Цель самостоятельной работы – закрепление знаний, полученных на аудиторных занятиях, формирование способности принимать на себя ответственность, решать проблему, находить конструктивные выходы из сложных ситуаций, развивать творческие способности, приобретение навыка организовывать своё время

Кроме того самостоятельная работа направлена на обучение студента осмысленно и самостоятельно работать сначала с учебным материалом, затем с научной информацией, заложить основы самоорганизации и самовоспитания с тем, чтобы привить умение в дальнейшем непрерывно повышать свой профессиональный уровень.

Самостоятельная работа реализует следующие задачи:

- систематизация и закрепление полученных теоретических знаний и практических умений студентов;
- углубление и расширение теоретических знаний;
- формирование умений использовать нормативную, правовую, справочную документацию и специальную литературу;
- развитие познавательных способностей и активности студентов: творческой инициативы, самостоятельности, ответственности и организованности;
- формирование самостоятельности мышления, способностей к саморазвитию, самосовершенствованию и самореализации;
- формирование практических (общеучебных и профессиональных) умений и навыков;
- развитие исследовательских умений;
- получение навыков эффективной самостоятельной профессиональной (практической и научно-теоретической) деятельности.

В учебном процессе выделяют два вида самостоятельной работы:

- аудиторная;
- внеаудиторная.

Аудиторная самостоятельная работа по дисциплине выполняется на учебных занятиях под непосредственным руководством преподавателя и по его заданию.

Внеаудиторная самостоятельная работа – планируемая учебная, учебно-исследовательская, научно-исследовательская работа студентов, выполняемая во внеаудиторное время по заданию и при методическом руководстве преподавателя, но без его непосредственного участия.

Самостоятельная работа, не предусмотренная образовательной программой, учебным планом и учебно-методическими материалами, раскрывающими и конкретизирующими их содержание, осуществляется студентами инициативно, с целью реализации собственных учебных и научных интересов.

Для более эффективного выполнения самостоятельной работы по дисциплине преподаватель рекомендует студентам источники и учебно-методические пособия для работы, характеризует наиболее рациональную методику самостоятельной работы, демонстрирует ранее выполненные студентами работы и т. п.

ВИДЫ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

Основные формы организации самостоятельной работы студентов определяются следующими параметрами:

- содержание учебной дисциплины;
- уровень образования и степень подготовленности студентов;
- необходимость упорядочения нагрузки студентов при самостоятельной работе.

В соответствии с реализацией рабочей программы дисциплины в рамках самостоятельной работы студенту необходимо выполнить следующие виды работ:

для подготовки ко всем видам текущего контроля:

- повторение материала лекций;
- самостоятельное изучение курса;
- подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам;
- подготовка к контрольной работе, написание контрольной работы;
- выполнение и написание курсовой работы (проекта);

для подготовки ко всем видам промежуточной аттестации:

- подготовка к зачёту;
- подготовка к экзамену.

Особенностью организации самостоятельной работы студентов является необходимость не только подготовиться к сдаче зачета /экзамена, но и собрать, обобщить, систематизировать, проанализировать информацию по темам дисциплины.

Технология организации самостоятельной работы студентов включает использование информационных и материально-технических ресурсов образовательного учреждения.

Самостоятельная работа может осуществляться индивидуально или группами студентов как online, так и на занятиях в зависимости от цели, объема, конкретной тематики самостоятельной работы, уровня сложности, уровня умений студентов.

В качестве форм и методов контроля внеаудиторной самостоятельной работы студентов могут быть использованы обмен информационными файлами, семинарские занятия, тестирование, опрос, доклад, реферат, самоотчеты, контрольные работы, защита контрольных и курсовых работ (проектов), защита зачётных работ в виде доклада с презентацией и др.

Текущий контроль результатов внеаудиторной самостоятельной работы студентов осуществляется в пределах времени, отведенного на обязательные учебные занятия по дисциплине.

Промежуточный контроль результатов внеаудиторной самостоятельной работы студентов осуществляется в пределах времени, отведенного для сдачи экзамена / зачёта.

В методических указаниях по каждому виду контроля представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ КО ВСЕМ ВИДАМ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ

Повторение материала лекций и самостоятельное изучение курса

Лекционный материал по дисциплине излагается в виде устных лекций преподавателя во время аудиторных занятий. Самостоятельная работа студента во время лекционных аудиторных занятий заключается в ведении записей (конспекта лекций).

Конспект лекций, выполняемый во время аудиторных занятий, дополняется студентом при самостоятельном внеаудиторном изучении некоторых тем курса. Самостоятельное изучение тем курса осуществляется на основе списка основной и дополнительной литературы к дисциплине.

Перечень основной и дополнительной учебной литературы, необходимой для освоения дисциплины приведён в рабочей программе дисциплины.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на повторение материала лекций и самостоятельное изучение тем курса:

для овладения знаниями:

- конспектирование текста;
- чтение основной и дополнительной литературы;
- составление плана текста;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- повторная работа над учебным материалом;
- составление таблиц для систематизации учебного материала;
- изучение нормативных материалов;
- составление плана и тезисов ответа на вопросы для самопроверки;
- ответы на вопросы для самопроверки;
- составление библиографических списков по изучаемым темам.

для формирования навыков и умений:

- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- рефлексивный анализ профессиональных умений.

Тематический план изучения дисциплины и содержание учебной дисциплины приведены в рабочей программе дисциплины.

Вопросы для самопроверки приведены учебной литературе по дисциплине или могут быть предложены преподавателем на лекционных аудиторных занятиях после изучения каждой темы.

Подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам

Практические занятия по дисциплине выступают средством формирования у студентов системы интегрированных умений и навыков, необходимых для освоения профессиональных компетенций, а также умений определять, разрабатывать и применять оптимальные методы решения профессиональных задач.

На практических занятиях происходит закрепление теоретических знаний, полученных в ходе лекций, осваиваются методики и алгоритмы решения типовых задач по образцу и вариантных задач, разбираются примеры применения теоретических знаний для практического использования, выполняются доклады с презентацией по определенным учебно-практическим, учебно-исследовательским или научным темам с последующим их обсуждением.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к практическим занятиям:

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- ответы на вопросы для самопроверки;
- подготовка публичных выступлений;
- составление библиографических списков по изучаемым темам.

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;

– рефлексивный анализ профессиональных умений.

Тематический план изучения дисциплины и содержание учебной дисциплины приведены в рабочей программе дисциплины.

Лабораторные занятия по дисциплине выступают средством формирования у студентов навыков работы с использованием лабораторного оборудования, планирования и выполнения экспериментов, оформления отчётной документации по выполнению лабораторных работ.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к лабораторным занятиям:

для овладения знаниями:

- изучение методик работы с использованием различных видов и типов лабораторного оборудования;
- изучение правил безопасной эксплуатации лабораторного оборудования;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами.

для закрепления и систематизации знаний:

- составление плана проведения эксперимента;
- составление отчётной документации по результатам экспериментирования;
- аналитическая обработка результатов экспериментов.

для формирования навыков и умений:

- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- оформление отчётной документации по выполнению лабораторных работ.

Подготовка и написание контрольной работы

Контрольная работа – индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся. Контрольная работа является средством проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по теме или разделу.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к контрольной работе:

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- ответы на вопросы для самопроверки.

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- оформление отчётной документации по выполнению контрольной работы.

Контрольная работа может быть выполнена в виде доклада с презентацией.

Доклад с презентацией – это публичное выступление по представлению полученных результатов знаний по определенной учебно-практической, учебно-исследовательской или научной теме.

При подготовке доклада с презентацией обучающийся должен продемонстрировать умение самостоятельного изучения отдельных вопросов, структурирования основных положений рассматриваемых проблем, публичного выступления, позиционирования себя перед коллективом, навыки работы с библиографическими источниками и оформления научных текстов.

В ходе подготовки к докладу с презентацией обучающемуся необходимо:

- выбрать тему и определить цель выступления;
- осуществить сбор материала к выступлению;
- организовать работу с источниками;
- -во время изучения источников следует записывать вопросы, возникающие по мере ознакомления, ключевые слова, мысли, суждения; представлять наглядные примеры из практики;
- сформулировать возможные вопросы по теме доклада, подготовить тезисы ответов на них;
- обработать материал и представить его в виде законченного доклада и презентации.

При выполнении контрольной работы в виде доклада с презентацией самостоятельная работа студента включает в себя:

для овладения знаниями:

- чтение основное и дополнительной литературы по заданной теме доклада;
- составление плана доклада;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей по теме доклада

для закрепления и систематизации знаний:

- составление плана и тезисов презентации по теме доклада;
- составление презентации;
- составление библиографического списка по теме доклада;
- подготовка к публичному выступлению;
- составление возможных вопросов по теме доклада и ответов на них.

для формирования навыков и умений:

- публичное выступление;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- рефлексивный анализ профессиональных умений.

Варианты контрольных работ и темы докладов приведены в комплекте оценочных средств дисциплины.

Подготовка к выполнению и написанию курсовой работы (проекта)

Курсовая работа (проект) – форма контроля для демонстрации обучающимся умений работать с объектами изучения, критическими источниками, справочной и энциклопедической литературой, логично и грамотно излагать собственные умозаключения и выводы, обосновывать и строить априорную модель изучаемого объекта или процесса, создавать содержательную презентацию выполненной работы.

При выполнении и защите курсовой работы (проекта) оценивается умение самостоятельной работы с объектами изучения, справочной литературой, логично и грамотно излагать собственные умозаключения и выводы, обосновывать выбранную технологическую схему и принятый тип и количество оборудования, создавать содержательную презентацию выполненной работы (пояснительную записку и графический материал).

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к курсовой работе (проекту):

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- составление плана выполнения курсовой работы (проекта);
- составление списка использованных источников.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа учебно-методическими материалами по выполнению курсовой работы (проекта);
- изучение основных методик расчёта технологических схем, выбора и расчёта оборудования;
- подготовка тезисов ответов на вопросы по тематике курсовой работы (проекта).

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, компоновочных чертежей;
- оформление текстовой и графической документации.

Тематика курсовых работ (проектов) приведены в комплекте оценочных средств дисциплины.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ

Подготовка к зачёту

Зачёт по дисциплине может быть проведён в виде теста или включать в себя защиту контрольной работы (доклад с презентацией).

Тест – это система стандартизированных заданий, позволяющая автоматизировать процедуру измерения уровня знаний и умений обучающегося.

При самостоятельной подготовке к зачёту, проводимому в виде теста, студенту необходимо:

- проработать информационный материал (конспект лекций, учебное пособие, учебник) по дисциплине; проконсультироваться с преподавателем по вопросу выбора дополнительной учебной литературы;
- выяснить условия проведения теста: количество вопросов в тесте, продолжительность выполнения теста, систему оценки результатов и т. д.;
- приступая к работе с тестом, нужно внимательно и до конца прочитать вопрос и предлагаемые варианты ответов, выбрать правильные (их может быть несколько), на отдельном листке ответов вписать цифру вопроса и буквы, соответствующие правильным ответам.

В процессе выполнения теста рекомендуется применять несколько подходов в решении заданий. Такая стратегия позволяет максимально гибко оперировать методами решения, находя каждый раз оптимальный вариант. Не нужно тратить слишком много времени на трудный вопрос, а сразу переходить к другим тестовым заданиям, к трудному вопросу можно обратиться в конце. Необходимо оставить время для проверки ответов, чтобы избежать механических ошибок.

Зачёт также может проходить в виде защиты контрольной работы (доклад с презентацией). Методические рекомендации по подготовке и выполнению доклада с презентацией приведены в п. «Подготовка и написание контрольной работы».

Подготовка к экзамену

Промежуточная аттестация по итогам освоения дисциплины проводится в форме экзамена.

Билет на экзамен включает в себя теоретические вопросы и практико- ориентированные задания.

Теоретический вопрос – индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность

одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся.

Практико-ориентированное задание – средство проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по определенной теме.

При самостоятельной подготовке к экзамену студенту необходимо:

- получить перечень теоретических вопросов к экзамену;
- проработать пройденный материал (конспект лекций, учебное пособие, учебник) по дисциплине, при необходимости изучить дополнительные источники;
- составить планы и тезисы ответов на вопросы;
- проработать все типы практико-ориентированных заданий;
- составить алгоритм решения основных типов задач;
- выяснить условия проведения экзамена: количество теоретических вопросов и практико-ориентированных заданий в экзаменационном билете, продолжительность и форму проведения экзамена (устный или письменный), систему оценки результатов и т. д.;
- приступая к работе с экзаменационным билетом, нужно внимательно прочитать теоретические вопросы и условия практико-ориентированного задания;
- при условии проведения устного экзамена составить план и тезисы ответов на теоретические вопросы, кратко изложить ход решения практико-ориентированного задания;
- при условии проведения письменного экзамена дать полные письменные ответы на теоретические вопросы; изложить ход решения практико-ориентированного задания с численным расчётом искомых величин.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-методической комиссии
_____Упоров С.А.

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

по выполнению контрольных заданий по дисциплине

Б1.В.04 КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

Направление подготовки
21.05.04 Горное дело

Направленность(профиль)
Открытые горные работы

форма обучения: очная

год набора: 2022

Одобрены на заседании кафедры
Горных машин и комплексов
(название кафедры)
Зав. кафедрой _____
(подпись)
Лагунова Ю. А.
(Фамилия И.О.)
Протокол № 1 от 02.09.2021
(Дата)

Рассмотрены методической комиссией факультета
Горно-механического
(название факультета)
Председатель _____
(подпись)
Осипов П. А.
(Фамилия И.О.)
Протокол № 2 от 12.10.2021
(Дата)

Екатеринбург
2021

Введение

Цель дисциплины «Карьерный транспорт» - формирование практического представления об устройстве, характеристиках, положений о выборе и основах тяговых и эксплуатационных расчетах горнопромышленного транспортного оборудования.

Профессиональные компетенции, формируемые в процессе изучения дисциплины - - способен демонстрировать знание и понимание фундаментальных наук, а также знания в междисциплинарных областях, позволяющие решать современные прикладные инженерные задачи (ПК-1,1).

Результат изучения дисциплины:

Знать:

- основные теоретические положения фундаментальных наук, а также в междисциплинарных областях, позволяющие решать современные прикладные инженерные задачи.

Уметь:

- применять основные теоретические положения фундаментальных наук, а также в междисциплинарных областях, позволяющие решать современные прикладные инженерные задачи.

Владеть:

- навыками применения основных теоретических положений фундаментальных наук, а также в междисциплинарных областях, позволяющих решать современные прикладные инженерные задачи.

Контрольной работы КОМ по дисциплине предусматривается.

По направлению подготовки студентов 21.05.04 «Горное дело» и дисциплине «Карьерный транспорт» для выполнения заданий по КР кафедрой ГМК УГГУ подготовлены и изданы методические разработки (МР) и пособия:

- Юдин А.В. Расчет и проектирование карьерного автомобильного транспорта: методическая разработка / Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013, 42 с. Фонды библиотеки УГГУ и кафедры ГМК УГГУ;
- Юдин А.В. Расчет и проектирование карьерного железнодорожного транспорта: методическая разработка / Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013, 50 с. Фонды библиотеки УГГУ и кафедры ГМК УГГУ;
- Юдин А.В. Расчет и проектирование карьерного конвейерного транспорта: методическая разработка / Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013, 50 с. Фонды библиотеки УГГУ и кафедры ГМК УГГУ;
- Юдин А.В. Горнопромышленный транспорт. Расчет и проектирование транспортных систем: Учебное пособие для вузов / Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014, 306 с. Фонды библиотеки УГГУ.

По назначению преподавателя учебная группа выполняет одну расчетную работу из приведенного выше списка.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ РАСЧЕТНОЙ РАБОТЫ

Для группы направления «Открытые горные работы», например, в данном учебном году выбрано выполнить КР в соответствии с МР:

Юдин А.В. Расчет и проектирование карьерного железнодорожного транспорта: методическая разработка / Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013, 51 с. Фонды библиотеки УГГУ [7];

Методические цуказания по выполнению расчетной работы приведены также в учебном пособии для вузов:

Юдин А.В. Горнопромышленный транспорт. Расчет и проектирование транспортных систем: Учебное пособие для вузов / Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014, 306 с. Фонды библиотеки УГГУ [8].

Железнодорожный транспорт (ЖТ) получил большое применение на карьерах и разрезах страны и СНГ. Как правило, он используется при мощных и средних грузопотоках горных предприятий. Глубина разработки с применением железнодорожного транспорта достигает 250 м.

На карьерах железнодорожный транспорт используется как самостоятельно в течение всего срока разработки месторождения, так и в сочетании с автомобильным транспортом, когда он применяется в основном при развитии верхних горизонтов. Для ЖТ характерны большой фронт работ, сравнительно прямолинейные забои, малые уклоны путевых трасс на горизонтах.

Достоинствами ЖТ являются высокая надежность, возможность перевозить практически любые насыпные грузы, малая зависимость от климатических условий, относительно низкие удельные затраты на транспортирование, большой срок службы оборудования. Железнодорожный транспорт оказывает незначительное негативное воздействие на окружающую среду.

Недостатками ЖТ, ограничивающими область его применения, являются большая протяженность фронта работ (не менее 300-500 м), значительные радиусы поворота (не менее 80-100 м), незначительные подъемы (40‰), существенные затраты на перемещение коммуникаций и контактной сети, большие капитальные затраты и другие.

Широкое распространение ЖТ получил в составе комбинированного транспорта. Комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт применяется на многих крупных карьерах значительной глубины: карьерах Казахстана, КМА, Кривбасса (Украина), уральских карьерах. В настоящее время комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт является самым распространенным на карьерах, глубина которых составляет более 150-200 м.

Методическая разработка (МР) «Расчет и проектирование карьерного железнодорожного транспорта» предназначена для углубления и закрепления знаний студентов по прослушанному теоретическому курсу дисциплины; приобретения навыков самостоятельной работы по проектированию и освоению основ расчета параметров и обоснования средств железнодорожного транспорта.

Материалы МР включают разделы, объем которых достаточен для выполнения практических занятий и проектных разработок. В состав МР включены характеристики подвижного состава, приведены схемы применения железнодорожного транспорта в карьерах и параметры транспортных коммуникаций. Приведены тяговые расчеты, включающие определение прицепной массы состава, скорости и времени движения, тормозных свойств и проверку тяговых двигателей на нагрев. В эксплуатационных расчетах определено время рейса и инвентарный парк подвижного состава.

В методической разработке приведен числовой пример определения параметров системы при железнодорожном транспорте в карьере.

Для выполнения практического занятия в записке даны краткие методические указания и приведены параметры индивидуальных заданий студентам.

Постановка задачи: выбрать оборудование подвижного состава ЖТ, определить параметры коммуникаций, выполнить тяговые и эксплуатационные расчеты ЖТ при транспортировании известняка из карьера до бункера дробильно-сортировочной фабрики.

Исходные данные на проектирование:

- годовая производительность карьера $Q_г$, млн.т;

- глубина карьера, м. Добычные горизонты располагаются на высотных отметках H_3 и H_4 условного карьера;

- загрузка составов экскаваторами с вместимостью ковша $W_к$, м^3. Время цикла экскавации 28-30 с;

- транспортируемая ГМ – известняк, вскрыша, насыпная плотность $\gamma_н$, т/м^3;

- режим работы ЖТ: количество рабочих дней в году 300, число смен в сутки $n_{см}$ = 2, продолжительность смены $T_{см}$ = 12;

- пункт разгрузки – бункера ДСФ, отвал;

Исходные данные к индивидуальным заданиям по вариантам приведены в табл. 1 и 2 данного пособия.

Таблица 1. Исходные данные к расчетной работе

Исходные данные к расчетному заданию №2

вариант	Схема условного карьера	Годовая произвть $Q_г$, млн.т	Трансп-я горная масса*)	Способ загрузки в карьере**)	Вмест-ть ковша экск-ра $W_к$, м^3	Производть питателя ПС, $Q_п$, т/мин	Пункт разгрузки	Примерное кол-во и номер трассы на схеме
1	1(рис.9)	5,0	Р	Э	4,0	-	ДСФ	I, II, III
2	2(рис.10)	5,5	СП	Э	5,0	-	ОТ	V, VI, VII
3	3(рис.11)	8,0	Р	Э	4,6	-	ДСФ	IX, X, XII
4	1(рис.9)	8,5	СП	Э	6,3	-	ОТ	IV, II, I
5	2(рис.10)	10,0	Р	Э	8,0	-	ДСФ	VIII, VI, V
6	3(рис.11)	11,0	СП	ПС	-	45	ОТ	XI, XII, IX
7	1(рис.9)	12,0	СП	Э	12,5	-	ОТ	III, IV, I
8	2(рис.10)	12,5	Р	Э	10,0	-	ДСФ	VII, VIII, V
9	3(рис.11)	15,0	Р	ПС	-	40	ОТ	XII, IX, X
10	3(рис.11)	16,0	Р	ПС	-	35	ОТ	XI, XII. XIII
11	1(рис.9)	18,0	СП	Э	16	-	ОТ	IV, II, III
12	3(рис.11)	18,5	СП	ПС	-	35	ОТ	X, XI, XIII
13	2(рис.10)	20,0	СП	Э	20	30	ОТ	VI, VII, VIII
14	3(рис.11)	21,0	СП	ПС	-	30	ОТ	X, XII, XIII
15	1(рис.9)	6,0	Р	Э	4,6	-	ДСФ	III, IV, I
16	2(рис.10)	6,5	СП	Э	5,0	-	ОТ	V, VI, VIII
17	1(рис.9)	7,0	Р	Э	8,0	-	ДСФ	I, IV, III
18	2(рис.10)	9,0	Р	Э	6,3	-	ДСФ	VIII, VII, VI
19	3(рис.11)	9,5	СП	Э, ПС	12,5	-	ОТ	IX, X, XII
20	3(рис.11)	11,0	СП	ПС	-	40	ОТ	XII, XIII, XI

*)Р – руда, СП – скальная порода; **) Э - экскаваторная погрузка, ПС – погрузка на перегрузочной системе

4,6

Таблица 2. Исходные данные к расчетной работе

Номер схемы	Номер трассы	Участок l_1		Участок l_2				Участок l_3		Участок l_4		Участок l_5	
		H_1,м	β_1,‰	l_2'		l_2''		H_3,м	β_3,‰	H_4,м	β_4,‰	H_5,м	β_5,‰
				H_2,м	β_2,‰	H_2,м	β_2,‰						
1 (рис.9)	I	5	10	15	35	-	-	5	5	10	10	-	-
	II	5	6	30	35	-	-	10	10	20	10	-	-
	III	5	12	30	35	-	-	8	8	25	8	-	-
	IV	5	15	45	35	-	-	10	10	30	10	-	-
2	V	5	2	-	-	15	35	6	5	12	10	-	-
	VI	5	3	-	-	30	35	11	10	22	10	-	-

(рис.10)	VII	15	10	-	-	30	35	9	8	27	8	-	-
	VIII	15	15	15	30	30	35	12	10	32	10	-	-
3 (рис.11)	IX	5	2	-	-	-	-	35	40	4	5	15	10
	X	5	2.5	-	-	-	-	30	40	9	10	20	10
	XI	6	1	90	35	-	-	30	40	9	8	25	10
	XII	6	1	90	35	-	-	30	40	11	10	20	10
	XIII	2	2	120	35	-	-	30	40	10	9	25	10

Методические рекомендации к выполнению расчетной работы

Последовательность выполнения расчетной работы проводится в соответствии с требоываниями МР.

Внимание! Далее в тексте последовательность этапов работы, ссылка на нумерацию разделов, таблиц, рисунков, формул сохранены и соответствуют исходной МР [7].

Для упрощения расчетов во всех вариантах заданий некоторые показатели приняты одинаковыми:

- глубина карьера – 150 м;
- высота уступа 15 м;
- режим работы ЖТ: количество рабочих дней в году 300, число смен в сутки $n_{см}$ = 2, продолжительность смены $T_{см}$ = 12 часов;
- транспортируемая горная масса: скальные породы (СП) с насыпной плотностью $\gamma_н$ = 3,0 т/м^3;

показатели для расчетов:

- коэффициент готовности оборудования, $К_г$ = 0,7-0,8;
- коэффициент заполнения ковша экскаватора, $К_з$ = 0,8;
- коэффициент снижения производительности экскаватора при передвижке и установке думпкаров под погрузку, $К_t$ = 0,91-0,94;
- время на обмен состава при погрузке $t_{об}$ = 5-8 мин;

коэффициент снижения производительности ПС:

- при непрерывной загрузке состава $К_t`$ = 0,85;
- при раздельной загрузке думпкаров $К_t`$ = 0,7;
- коэффициент удлинения трассы $К_у$ = 1,2;
- коэффициент нераномерности движения поездов $К_н$ = 1,15.

Последовательность расчетов практического занятия соответствует содержанию методической разработки «Расчет и проектирование карьерного железнодорожного транспорта» с полномасштабным числовым примером.

Первоначально студент знакомится с содержанием методической разработки, осмысливая исходные данные по заданному варианту, а также с содержанием числового примера. Далее студент последовательно выполняет расчетную работу по этапам.

Выбор типа подвижного состава

Выбор локомотивов выполняют в соответствии с рекомендациями раздела 2.1 МР, принимая во внимание заданные годовые объемы перевозки ГМ, глубину карьера, руководящие уклоны трасс, расстояния транспортирования.

Выбор рационального типа думпкара выполняют в соответствии с разделом 2.2 МР, сделав сравнительные расчеты по формулам (1), (2), (3).

Определение производительности погрузочного оборудования и количества железнодорожных трасс

Согласно заданному типу погрузочного оборудования (Э, ПС), по формулам (6) или (8) рассчитывается годовая производительность Э или ПС, а по формулам (5) или (7) определяется требуемое количество железнодорожных трасс ($N_э$, $N_{пс}$). При получении

дробного результата (1,6; 2,3 и т.д.) значение округляется до ближайшего большего целого. Например, при значении $N_э$ = 1,6 для расчета принимается значение $N_э$ = 2. На прилагаемой схеме (см.рис.9) в соответствии с рассчитанным количеством забоев или ПС ($N_э$, $N_{пс}$) и заданными номерами трасс (см.таблицу 1), студент выделяет (другим цветом) трассы по варианту задания. В задании для всех вариантов определено 3 трассы. Если при расчете получилось 2 трассы, то студент принимает первые 2 трассы по заданию.

Рекомендации по выбору трассы

Трассы карьер – ДСФ (рудное направление) включают 3-4 характерных участка, трассы карьер – отвал (породное направление) – 4-5 участков в зависимости от заданного способа загрузки состава и схемы путевого развития (см.рис.9).

При экскаваторном способе загрузки:

- участок l_1 – временный путь в забоях, на уступах с углом наклона до 15‰;
- участок l_2 – постоянный путь во внутренних и внешних траншеях с руководящим уклоном не более 40‰. В отдельном случае (при тупиковой форме трассы) участок l_2 может быть составлен из двух частей: l_2' - участок во внутренней траншее с углом наклона до 30‰ и участок l_2'' во внешней траншее с углом наклона до 40‰. Участки пути на тупиках имеют уклон 5‰;
- участок l_3 – постоянный путь на поверхности (до ДСФ, отвала). Уклон устанавливается в зависимости от рельефа поверхности (по согласованию с преподавателем);
- участок l_4 – временный путь на отвале и заезде на отвал с уклоном до 10‰.

При загрузке состава на ПС:

- участок l_1 – постоянный путь с продольным уклоном до 5‰;
- участок l_2 – постоянный путь внутренней траншеи с тупиками, уклон до 30‰;
- участок l_3 – постоянный путь выездной траншеи без учета длины тупиков с руководящим уклоном до 40‰, на тупиках с уклоном до 5‰;
- участок l_4 – постоянный путь на поверхности;
- участок l_5 – временный путь на отвале с уклоном до 10‰.

На схеме (см. рис. 9) отмечены трассы I, II, III, IV. Все трассы могут быть использованы как в рудном, так и в породном направлениях.

Студент на своем рисунке отмечает номера трасс, принятых к расчету, намечает границы (высотные отметки h_i), определяет углы подъема трасс (β_i) характерных участков в соответствии с исходными данными по таблице 2.

Далее, по ф. (9) МР рассчитываются расстояния транспортирования (l_i) на каждом характерном участке. Результаты расчетов представляются в виде табл. 8 МР.

Определение прицепной массы состава и количества вагонов в составе

Расчет выполняется в соответствии с рекомендациями раздела 4.1 МР по формулам (10), (11), (12). В качестве проверки результаты можно сопоставить с реальными показателями карьеров. При применении тяговых агрегатов состав, включающий 9-10 думпкаров ВС-105, при значении руководящего уклона $i_р$ = 30-40‰ вывозит за рейс 900-1000 т ГМ.

Расчет скорости и времени движения состава

Скорость движения состава определяется с использованием ЭМХ двигателя (см. раздел 4.2 МР) по известному значению силы тяги одного двигателя (ф. (13)) на каждом участке трассы.

Время движения состава на каждом участке определяется по ф. (14).

Результаты тяговых расчетов оформляются в виде табл. 10 МР.

Эксплуатационные расчеты

Время рейса состава определяется по ф. (26)-(29) МР, количество подвижного состава – по ф. (30)-(34) МР.

По завершении расчетов делается краткое заключение по результатам практического занятия.

2. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫХ ЗАДАНИЙ

В соответствии с рабочей программой дисциплины «Горнопромышленный транспорт» предусмотрено выполнение 7 практических занятий. КОМ дисциплины промежуточную оценку умений и владений студента рекомендует оценивать как практико-ориентированное задание (ПОЗ). Оценка практико-ориентированного задания рассматривается как результат выполнения практического занятия по заданной теме дисциплины.

Перед началом практических занятий руководитель проводит инструктаж по технике безопасности с обязательной распиской студента в журнале лаборатории.

Практическое занятие выполняется в лаборатории транспортных машин кафедры ГМК УГГУ. Время проведения занятия 2-4 часа. Состав группы студентов преподаватель разделяет на несколько подгрупп (состав 3-5 чел.). Каждая подгруппа выполняет свое ПОЗ по конкретной теме рабочей программы. Каждому студенту подгруппы выдается методическая разработка из фондов кафедры.

В таблице 3 приведен перечень методических разработок кафедры по дисциплине «Горнопромышленный транспорт» и соответствующие им темы (ПОЗ) по рабочей программе дисциплины

Таблица 3

№	Методическая разработка (МР)			№№ тем рабочей программы	Наличие МР
	Автор	Наименование МР, шифр	Кол-во страниц		
1	Попов А.Г Самброс Э.Г. Волков Г.М.	Верхнее строение железнодорожного пути и путевые измерения, №7	15 с. 10 рис.	2	Фонды каф. ГМК
2	Попов А.Г Самброс Э.Г. Волков Г.М.	Механизированный путевой инструмент для путевых работ, №8	19 с. 12 рис.	2	Фонды каф. ГМК
3	Попов А.Г Самброс Э.Г. Волков Г.М.	Вагоны, №13	17 с. 13 рис.	3	Фонды каф. ГМК
4	Юдин А.В.	Карьерные локомотивы, №14	48 с. 6 рис.	3	Фонды каф. ГМК
5	Торов В.С.	Карьерные локомотивы, №14 (сокращенный)	21 с. 2 рис.	3	Фонды каф. ГМК
6	Торов В.С.	Шахтные электровозы, №9	18 с. 6 рис.	3	Фонды каф. ГМК
7	Юдин А.В. Мальцев В.А.	Автомобильный транспорт карьеров, № 22	19 с. 3 рис.	5	Фонды каф. ГМК
8	Попов А.Г	Изучение конструкций ленточных конвейеров, №4	18 с. 10 рис.	7	Фонды каф. ГМК
9	Торов В.С.	Скребковые конвейеры для подземных работ, №3	10 с. 3 рис.	7	Фонды каф. ГМК
10	Осинников Б.Н. Попов А.Г	Скреперные установки, №6	13 с. 6 рис.	3	Фонды каф. ГМК
11	Антонов В.А.	Гидромеханическая передача автосамосвала БелАЗ-7540А, №24	19 с 7 рис.	5	Фонды каф. ГМК
12	Осинников Б.Н.	Генеральный план поверхности шахты, №10	21 с 4 рис.		Фонды каф. ГМК

Практически все, перечисленные в табл. 3 МР содержат конструктивное исполнение общих видов транспортных машин, описание конструкции, а также конструкции отдельных элементов машин. Как правило, графическое исполнение приведено в виде чертежей общего вида, фотографий, в виде чертежей отдельных элементов ТМ, освоение ко-

торых и изображение в отчете требует значительного времени. Некоторые описания конструкций элементов ТМ в методических разработках перегружены подробностями.

Методические рекомендации при выполнении ПОЗ:

- общее ознакомление с содержанием МР, освоение цели выполнения задания;

- под руководством преподавателя рассмотрение конструкций натуральных образцов, действующих моделей и макетов машин и их элементов в лаборатории кафедры;

- в сопровождении учебного мастера кафедры производится включение и запуск в действие действующих образцов и моделей ТМ;

- при оформлении отчета по заданию простое переписывание содержания текста МР по изучаемому разделу – *не рекомендуется.* Целесообразно освоить содержание, выделить основные положения и изложить их суть своими словами;

- простое копирование чертежей из МР в отчет – *не рекомендуется.* Целесообоазно изобразить ТМ или ее элементы в принципиальной (структурной) форме с использованием условных стандартных кинематических знаков;

- на схемах, в отчете по работе, элементы машин должны быть обозначены позициями 1,2,3… с разяснением элементов в подрисуночной надписи;

- каждый студент задание выполняет индивидуально и представляет свой отчет преподавателю для оценки.

Порядок проведения ПОЗ рассмотрим на примере методической разработки №2 (табл.3) «Механизированный путевой инструмент для путевых работ». Время выполнения задания 2 часа.

Цель задания:

изучить назначение, принципиальное устройство гидравлического и электрического путевого инструмента, особенности технологии его применения.

2.1. В методической разработке (МР) приведены схемы конструкций и описание следующих путевых инструментов: гидродомкрата, рихтовочного прибора, разгоночного прибора, костылевыдергивателя, гаечного ключа, рельсорезного станка, рельсосверлильного станка, рельсошлифовального станка, шпалоподбойки и др.

2.2. Студенту рекомендуется ознакомиться с конструкцией и описанием каждого инструмента, уяснить его назначение и особенности применения. Из-за сложности чертежей инструментов в МР схемы и подробное описание в отчете не приводить. Рекомендуется в отчете по каждому инструменту дать краткое описание.

Например: путевой домкрат ДГП-6 (рис.1) предназначен для поднятия (вывешивания) рельсов или звеньев рельсошпальной решетки при всех видах ремонта железнодорожного пути.

Включает: ручной масляный насос, плунжер, подвижный цилиндр и неподвижный поршень. Имеет грузоподъемность 80 кН и высоту подъема рельса 200 мм

Костылевыдергиватель КВД-1 (рис. 5) предназначен для выдергивания костылей из деревянных шпал при текущем содержании и ремонте железнодорожного пути. Онт состоит из встроенного электродвигателя, приводящего в действие одноплунжерный масляный насос и двухступенчатый гидроподъемный механизм с цилиндром и двумя поршнями.

2.3. По заданию преподавателя отчет по работе завершить составлением технологического процесса по ремонту или восстановлению участка пути с использованием изученных конструкций путевых инструментов.

2.4. При составлении технологического процесса студент строго соблюдает требуемую последовательность операций.

2.5. Задание может быть сформулировано следующим образом:

- обнаружен лопнувший рельс на одном из участков путей. Выполнить ремонт пути с использованием инструментов при условии, что нового рельса в наличии не имеется;

- заменить изношенный рельс новым;

- заменить целиком поврежденную рельсошпальную решетку и др.

2.6. Отчет по заданию заканчивается составлением технологического процесса, представляемого по форме

№ операции	Наименование технологической операции	Тип применяемого инструмента	Примечание
1			
2			
3			

2.7. Каждый член подгруппы представляет отдельный отчет для оценки. При соответствии материала требованиям задания работа оценивается как «зачтено», при несоответствии – отчет требует доработки.

Список литературы

1. Транспортное и вспомогательное оборудование на карьерах / под общ. ред. В.С. Виноградова. М.: Недра, 1976. 385 с.

2. Элеуктроподвижной состав промышленного транспорта: справочник / под общ. ред. Л.В. Баллона. М.: Транспорт, 1987. 295 с.

3. *Спиваковский А.О., Потапов М.Г.* Транспортные машины и комплексы открытых горных разработок: учебник для вузов. 4-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1983. 383 с.

4. *Ржевский В.В.* Открытые горные работы. Часть I. Производственные процессы учебник для вузов. 4-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1985. 509 с.

5. *Шешко Е.Е.* Горнотранспортные машины и оборудование для открытых горных работ. М.: Изд. МГГУ, 2006. 266 с.

6. Транспорт на горных предприятиях / под общ. ред. Б.А. Кузнецова. М.: Недра, 1976. 548 с.

7. *Кулешов А.А.* Мощные экскаваторно-автомобильные комплексы карьеров. М.: Недра, 1980. 317 с.

8. *Смирнов В.*П., *Лель Ю.И.* Теория карьерного большегрузного автотранспорта. Екатеринбург: УрОРАН, 2002ю 325 с.

9. *Спиваковский А.О., Потапов М.Г., Приседский Г.В.* Карьерный конвейерный транспорт. М.: Недра, 1979. 260 с.

10. *Васильев М.В., Волотковский В.С., Кармаев Г.Д.* Конвейерный большой протяженности на открытых работах. М.: Недра, 1977. 246 с.

11. Справочник по горнотранспортным машинам непрерывного действия. М.: Недра, 1982. 191 с.

12. Конвейеры: Справочник Л.: Машиностроение, 1984. 368 с.

13. *Дьяков В.А., Шахмейстер Л.Г., Дмитриев В.Г.* Ленточные конвейеры в горной промышленности. М.: Недра, 1982.

14. *Бирюков И.В., Савоськин А.Н., Бурчак Г.П. и др.* Механическая часть подвижного состава: учебник для вузов ж-д трансп. / Под ред. И.В. Бирюкова. М.: Транспорт, 1992. 440 с.

15. *Медель В.Б.* Подвижной состав электрических железных дорог. Конструкция и динамика: учебник для вузов ж-д транспорта, изд. 4-е, М.: Транспорт, 1974. 232 с.

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Карьерный транспорт

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Екатеринбург – 2019

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО
Методической комиссией
горнотехнологического
факультета
«13» сентября 2019 г.
Председатель комиссии

_____ст. преп. Колчина Н. В.

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Карьерный транспорт

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Издание УГГУ Екатеринбург, 2019

УДК 622.221
П84

Р е ц е н з е н т: *Н. В. Мартынов*, канд. техн. наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом УГГУ.

Учебно-методическое пособие рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений открытым способом «11» сентября 2019 г. (протокол № 342) и рекомендовано для издания в УГГУ.

Печатается по решению Учебно-методического совета Уральского государственного горного университета.

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ. Карьерный транспорт:
П84 учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 42 с.

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Процессы открытых горных работ» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта и дипломной работ.

УДК 622.221

© Уральский государственный горный университет, 2019
© Лель Ю. И., Стенин Ю. В., Глебов И. А., 2019

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Карьерный транспорт» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Процессы открытых горных работ» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии карьерного транспорта, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров и выбору карьерного транспорта;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональных параметров карьерного транспорта в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводят после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняют на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяет преподаватель.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляют в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценку за практическую работу выставляют на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняют в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывают общую тематику практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ТРАНСПОРТНОГО ЦИКЛА, ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА АВТОСАМОСВАЛОВ

Цель работы: освоить методику расчета продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов при перевозке горной массы по заданной трассе.

Задачи работы:

1. Расчет длительности погрузки автосамосвала.
2. Расчет скоростей и продолжительности движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях.
3. Расчет продолжительности транспортного цикла с учетом маневровых операций, операций разгрузки и технологических задержек.
4. Расчет сменной производительности автосамосвалов.
5. Расчет потребного парка автосамосвалов.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 308-323; 2, с. 15-51; 3, с. 157-182] изучить основные технологические параметры карьерных автосамосвалов, условия их эксплуатации и методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

- продолжительность рабочей смены автосамосвала $T_{см} = 8$ ч;
- коэффициент использования сменного времени автосамосвала $k_и = 0{,}70 \div 0{,}75$;
- число смен работы карьера в сутки $n_к = 3$;
- число рабочих дней карьера в году $N_{дн} = 350$;

В соответствии с вариантом (табл. 1.1) задают:

- годовой грузооборот карьера $A_к$, млн т/год;
- модель автосамосвала;
- модель экскаватора;
- тип горных пород: рыхлые (I и II категории по ЕНВ) – нечетные варианты; скальные (III, IV и V категории по ЕНВ) – четные варианты;
- плотность пород в целике γ, т/м^3 (рыхлые $\gamma = 1{,}4 \div 1{,}8$ т/м^3; скальные $\gamma = 2{,}0 \div 3{,}5$ т/м^3, конкретное значение γ выбирается самостоятельно);
- параметры пяти участков трассы транспортирования, включающие:
  - тип дорожного покрытия;
  - расстояние транспортирования l, км;
  - уклон участка i, доли ед.

Таблица 1.1

Исходные данные к практической работе № 1

Номер задания	$A_к$, млн т	Модель		Участки														
		автосамосвала БелАЗ-	экскаватора ЭКГ-	1			2			3			4			5		
				тип покр.	i_1	l_1, км	тип покр.	i_2	l_2, км	тип покр.	i_3	l_3, км	тип покр.	i_4	l_4, км	тип покр.	i_5	l_5, км
1	6	7540D	5А	Забойные дороги (Б/П)	0	0,8	Щ	0,080	1,5	А/Б	-0,030	1,2	А/Б	0,010	0,5	Отвальные укатанные дороги (Б/П)	0,005	0,3
2	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,2	А/Б	-0,030	1,0	А/Б	0,010	0,6		0,005	0,4
3	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,030	0,8	А/Б	0,010	0,7		0,005	0,5
4	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	0,8	А/Б	-0,030	1,2	А/Б	0,010	0,3		0,005	0,3
5	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,030	1,0	А/Б	0,010	0,5		0,005	0,4
6	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,5	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,005	0,5		0	0,3
7	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,2	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,005	0,6		0	0,4
8	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,0	Щ	-0,040	0,8	Щ	0,005	0,7		0	0,5
9	12	7555В	8И		0	0,6	А/Б	0,075	0,8	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,005	0,3		0	0,3
10	12	7555В	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,0	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,005	0,5		0	0,4
11	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,5	Щ	-0,035	1,2	Щ	0,005	0,5		0,007	0,3
12	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,2	Щ	-0,035	1,0	Щ	0,005	0,6		0,007	0,4
13	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,0	Щ	-0,035	0,8	Щ	0,005	0,7		0,007	0,5
14	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	0,8	Щ	-0,035	1,2	Щ	0,005	0,3		0,007	0,3
15	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,0	Щ	-0,035	1,0	Щ	0,005	0,5		0,007	0,4
16	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,5	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,020	0,5		0	0,3
17	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,2	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,020	0,6		0	0,4
18	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,0	Щ	-0,040	0,8	Щ	0,020	0,7		0	0,5
19	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	0,8	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,020	0,3		0	0,3
20	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,0	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,020	0,5		0	0,4
21	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,5	А/Б	-0,050	1,2	А/Б	0,015	0,5		0,006	0,3
22	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,2	А/Б	-0,050	1,0	А/Б	0,015	0,6		0,006	0,4
23	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,050	0,8	А/Б	0,015	0,7		0,006	0,5
24	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	0,8	А/Б	-0,050	1,2	А/Б	0,015	0,3		0,006	0,3
25	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,050	1,0	А/Б	0,015	0,5		0,006	0,4

Щ – щебеночное покрытие; А/Б – асфальтобетонное покрытие; Г – грунтовое покрытие; Б/П – временные автодороги без покрытия

Порядок выполнения работы

1. Рассчитывают длительность погрузки автосамосвала $t_{\text{п}}$, мин:

$$t_{\text{п}} = \frac{t_{\text{ц}}^{\text{э}}(n_{\text{ц}} - 0{,}5)}{60}, \tag{1.1}$$

где $t_{\text{ц}}^{\text{э}}$ – продолжительность цикла экскавации, с (см. табл. 1.2); $n_{\text{ц}}$ – принятое количество ковшей (циклов) для загрузки автосамосвала.

Количество циклов экскавации для полной загрузки автосамосвала по грузоподъемности $n_{\text{г}}$ рассчитывают по формуле

$$n_{\text{г}} = \frac{q_{\text{а}} k_{\text{р}}}{E k_{\text{н}} \gamma}, \tag{1.2}$$

где $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора; γ – плотность пород в целике, т/м^3; $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора.

Таблица 1.2

Продолжительность цикла экскавации

Вместимость ковша экскаватора E, м^3	Продолжительность цикла экскавации ($t_{\text{ц}}^{\text{э}}$, с) для пород	
	рыхлых	скальных
5	24	29
8	27	32
10	29	35
12	32	38
15	35	42

Значения $k_{\text{н}}$ и $k_{\text{р}}$ принимают по табл. 1.3 в зависимости от принятой γ и категории пород.

Таблица 1.3

Коэффициенты разрыхления пород в ковше экскаватора и наполнении ковша (по ЕНВ)

Категория пород	Плотность пород в целике, γ т/м^3	$k_{\text{р}}$	$k_{\text{н}}$
I	1,6	1,15	1,05
II	1,8	1,25	1,05
III	2,0	1,35	0,95
IV	2,5	1,50	0,90
V	3,5	1,60	0,90

Количество циклов для полной загрузки автосамосвала по вместимости кузова $n_{\text{е}}$ рассчитывают по формуле

$$n_{\text{е}} = \frac{V_{\text{а}}' \cdot 0{,}9}{E k_{\text{н}}}, \tag{1.3}$$

где $V_{\text{а}}'$ – вместимость кузова автосамосвала «с шапкой», м^3 (см. табл. 1.4).

Затем сравнивают значение $n_г$, вычисленное по формуле (1.2), и $n_е$, вычисленное по формуле (1.3), выбирают меньшее и округляют до целого числа $n_ц$.

Масса груза в кузове автосамосвала $q_а^ф$, т

$$q_а^ф = \frac{Ek_н}{k_р} n_ц \gamma. \quad (1.4)$$

Осуществляют проверку

$$q_а^ф \le q_а, \quad (1.5)$$

где $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

Таблица 1.4

Параметры карьерных автосамосвалов

Модель автосамосвала	Параметры						
	$q_а$, т	$G_а$, т	$V_а$	$V'_а$, м^3	$N_Д$, кВт	$\eta_т$	R_{min}, м
БелАЗ-7540D	30	22,6	15,1; 24,7	19,2; 28,2	290	0,78	8,7
БелАЗ-7547	45	33,1	21,5; 28,5; 35,9	26,5; 33,9; 43,3	368	0,78	10,2
БелАЗ-7555В	55	40,5	22,7; 28,0	33,9; 37,3	522	0,78	9,0
БелАЗ-75570	90	74,0	37,7; 44,5	53,3; 60	783	0,78	11,0
БелАЗ-7513	136	108,6	45,5; 50,1; 55,0; 59,6; 103,8	71,2; 75,5; 80,0; 84,0; 134,8	1193	0,85	13,0
БелАЗ-75170	160	134,0	65,6	96,5	1491	0,85	14,0

Коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала $k_г$

$$k_г = q_а^ф / q_а . \quad (1.6)$$

2. Рассчитывают скорости движения на участках трассы, продолжительности движения по каждому участку в грузовом и порожняковом направлениях и длительность транспортного цикла автосамосвала.

2.1. Изображают схему трассы движения автосамосвала, на которой указывают длину и уклон каждого участка, а также тип дорожного покрытия на участке. Пример схемы трассы движения представлен на рис. 1.1.

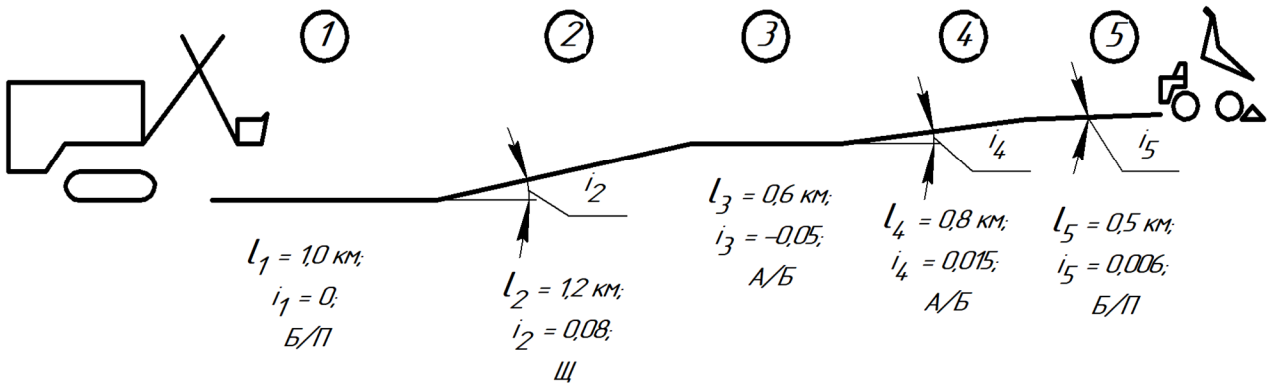


Рис. 1.1. Схема трассы движения (пример)

2.2. Производят расчет скоростей и продолжительности движения по каждому участку трассы. Заполняют табл. 1.5 «Расчет скоростей движения».

Таблица 1.5

Расчет скоростей движения

Показатель	Направление движения в участке											
	грузовое						порожняковое					
	1	2	3	4	5	итого	1	2	3	4	5	итого
Длина участка l, м												
Уклон i, доли ед.												
Коэффициент сопротивления качению ω_o, доли ед.												
Динамический фактор $D = \omega_o \pm i$												
Режим движения на участке (тяги – Т, торможения – Б, выбега – В)												
Коэффициент сцепления φ, доли ед.												
Скорость на участке v, км/ч:												
по расчету												
принятая												
Время движения на участке t:												
ч												
мин												

Примечание. Коэффициент φ указывается только для участков с движением машин в режиме торможения.

2.2.1. Коэффициент основного сопротивления движению (сопротивления качению) груженых автосамосвалов принимают по экспериментальным данным из табл. 1.6 в зависимости от типа дорожного покрытия и грузоподъемности автосамосвалов.

Таблица 1.6

Коэффициенты сопротивления качению (основного сопротивления) груженых автосамосвалов $\left(\omega_o^г\right)$

Тип дорожного покрытия	Грузоподъемность автосамосвала, т			
	30	45-55	90	130-154
Забойные и отвальные дороги (Б/П)	0,035-0,043	0,039-0,046	0,041-0,049	0,043-0,051
Грунтовое (Г)	0,028-0,034	0,031-0,037	0,033-0,041	0,037-0,043
Щебеночное (Щ)	0,017-0,022	0,019-0,024	0,021-0,026	0,022-0,028
Асфальтобетонное (А/Б)	0,013-0,017	0,015-0,019	0,016-0,020	0,017-0,022

Величину коэффициента сопротивления движению порожних автосамосвалов $\omega_o^п$ (порожняковое направление движения) рекомендуется принимать

$$\omega_o^п \approx 1,2\,\omega_o^г. \qquad (1.7)$$

Для каждого участка трассы находят динамический фактор

$$D = \omega_o \pm i, \qquad (1.8)$$

где ω_o – коэффициент сопротивления движения груженых (порожних) автосамосвалов (см. табл. 1.6); i – уклон участка трассы в долях ед.

2.2.2. Определяют режим движения на каждом участке:

если $D > 0$ – режим тяги (Т);
если $D < 0$ – режим торможения (Б);
если $D = 0$ – режим выбега (В).

2.2.3. Рассчитывают скорость движения на каждом участке трассы.

При режиме тяги скорость на участке (v, км/ч) рассчитывают по формуле

$$v = \frac{0{,}367 N_д \eta_т}{(G_а + k_г q_а)(\omega_o \pm i)}, \qquad (1.9)$$

где $N_д$ – мощность двигателя автосамосвала, кВт; $\eta_т$ – к.п.д. трансмиссии автосамосвала; $G_а$ – собственная масса автосамосвала, т; $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_г$ – коэффициент использования грузоподъемности.

Величины $N_д$, $\eta_т$, $G_а$, $q_а$, $V_а$ и V' принимают из табл. 1.4. Для порожних автосамосвалов $k_г = 0$.

При режиме торможения (Б) скорость на участке рассчитывают по формуле

$$v = 32(\varphi + D)\left(2\sqrt{0{,}25 + \frac{L_и}{46{,}5(\varphi + D)}} - 1\right), \qquad (1.10)$$

где v – скорость, км/ч; φ – коэффициент сцепления колес с дорогой; D – динамический фактор (принимается со своим знаком); $L_и$ – безопасный интервал между автосамосвалами, м.

Коэффициент сцепления принимать по табл. 1.7 в зависимости от типа покрытия.

Таблица 1.7

Значения коэффициента сцепления

Коэффициент сцепления (φ) для покрытия			
забойные и отвальные дороги (Б/П)	грунтовое (Г)	щебеночное (Щ)	асфальтобетонное (А/Б)
0,25-0,65	0,40-0,65	0,45-0,75	0,40-0,70

Безопасный интервал между автомобилями (тормозной путь)

$$L_и = 80 \div 120 \text{ м}.$$

При режиме наката (B) скорость принимают равной скорости на предыдущем участке трассы.

Ограничения скорости:

на внутрикарьерных дорогах – 35 км/ч,
на поверхности – 50 км/ч.

Принимаем:

участки 1-3 – внутри карьера;
участки 4-5 – на поверхности.

2.2.4. Рассчитывают время движения по каждому участку t_i ,ч:

$$t_i = l_i / v_i \text{ , ч.} \qquad (1.11)$$

Время движения в мин

$$t_i = 60\, l_i / v_i \text{, ч.} \qquad (1.12)$$

где l_i – длина участка, км; v_i – скорость, км/ч.

2.3. Рассчитывают среднетехническую скорость движения $v_{\text{ср.т}}$, км/ч:

$$v_{\text{ср.т}} = 2 \sum_{i=1}^{5} l_i \Big/ \left(t_{\text{д}}^{\text{г}} + t_{\text{д}}^{\text{п}} \right), \qquad (1.13)$$

где $t_{\text{д}}^{\text{г}}$ и $t_{\text{д}}^{\text{п}}$ – суммарное время движения автосамосвала соответственно в грузовом и порожняковом направлении, ч.

2.4. Рассчитывают длительность транспортного цикла автосамосвала $T_{\text{ц}}^{\text{а}}$, мин

$$T_{\text{ц}}^{\text{а}} = t_{\text{п}} + t_{\text{д}}^{\text{г}} + t_{\text{д}}^{\text{п}} + t_{\text{п}}^{\text{г}} + t_{\text{п}}^{\text{п}} + t_{\text{т.з}} + t_{\text{р}} + t_{\text{м.п}} + t_{\text{м.р}}, \qquad (1.14)$$

где $t_{\text{п}}^{\text{г}}$ и $t_{\text{п}}^{\text{п}}$ – поправки на периоды неустановившегося движения соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, м.

Принимают:

$$t_{\text{п}}^{\text{г}} = n(0{,}3 \div 0{,}4)\text{;} \qquad (1.15)$$

$$t_{\text{п}}^{\text{п}} = n(0{,}2 \div 0{,}3)\text{,} \qquad (1.16)$$

где n – количество участков.

$t_{\text{м.п}}$, $t_{\text{м.р}}$ – продолжительность маневровых операций соответственно при установке на погрузку и разгрузку автосамосвала, мин.

Принимают:

при погрузке

$$t_{\text{м.п}} \approx 0{,}053 R_{\min}\text{, мин. – для петлевого подъезда;} \qquad (1.17)$$

$$t_{\text{м.п}} \approx 0{,}058 R_{\min}\text{, мин. – для тупикового подъезда;} \qquad (1.18)$$

при разгрузке

$$t_{\text{м.р}} \approx 0{,}063\, R_{\min}. \qquad (1.19)$$

где $R_{\min}$ – минимальный конструктивный радиус поворота автосамосвала (см. табл. 1.4); $t_{\text{р}}$ – длительность разгрузки, м ($t_{\text{р}} \approx 1$ мин для всех моделей автосамосвалов); $t_{\text{т.з}}$ – длительность технологической задержек за рейс, мин ($t_{\text{т.з}} \approx 3{,}0 \div 3{,}5$ мин).

3. Рассчитывают сменную производительность автосамосвала $Q_{\text{см}}$, т/смену:

$$Q_{\text{см}} = \frac{60 T_{\text{см}}}{T_{\text{ц}}^{\text{а}}} k_{\text{и}} q_{\text{а}}^{\text{ф}}, \qquad (1.20)$$

где $T_{\text{ц}}^{\text{а}}$ – продолжительность транспортного цикла, мин; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени; $q_{\text{а}}^{\text{ф}}$ – масса груза в кузове автосамосвала, т.

4. Рассчитывают парк карьерных автосамосвалов.

4.1. Определяют расчетный сменный грузооборот карьера $\Gamma_{\text{р}}$, т/смену:

$$\Gamma_{\text{р}} = \frac{10^6 A_{\text{к}}}{N_{\text{дн}} n_{\text{к}}} k_{\text{нер}}, \qquad (1.21)$$

где $A_{\text{к}}$ – годовой грузооборот карьера, млн т/год; $k_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности ($k_{\text{нер}}$ = 1,15÷1,20); $N_{\text{дн}}$ – число рабочих дней карьера в году; $n_{\text{к}}$ – число смен работы карьера в сутки.

4.2. Линейный парк машин $N_{\text{л}}^{\text{а}}$, шт.

$$N_{\text{л}}^{\text{а}} = \Gamma_{\text{р}} / Q_{\text{см}}, \qquad (1.22)$$

где $\Gamma_{\text{р}}$ – расчетный грузооборот карьера, т/смену; $Q_{\text{см}}$ – сменная производительность автосамосвала, т/смену.

4.3. Рабочий парк машин $N_{\text{р}}^{\text{а}}$

$$N_{\text{р}}^{\text{а}} = \frac{n_{\text{к}}}{n_{\text{а}}} N_{\text{л}}^{\text{а}}, \qquad (1.23)$$

где $n_{\text{а}}$ – число смен работы автопарка в сутки ($n_{\text{а}}$ = 3 или $n_{\text{а}}$ = 2).

4.4. Рассчитывают списочный парк машин $N_{\text{с}}^{\text{а}}$, шт.:

$$N_{\text{с}}^{\text{а}} = \frac{N_{\text{р}}^{\text{а}}}{k_{\text{т.г}}}, \qquad (1.24)$$

где $k_{\text{т.г}}$ – коэффициент технической готовности, принимают по данным института Гипроруда в зависимости от грузоподъемности и суточного пробега автосамосвала (табл. 1.8).

Таблица 1.8

Значения коэффициентов $k_{\text{т.г}}$

Грузоподъемность автосамосвала, т	Значение $k_{\text{т.г}}$ при суточном пробеге $L_{\text{сут}}$, км						
	50	100	150	200	250	300	350
30 – 55	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76	0,73	0,70
90	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72	0,69	0,64
130 и >	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72	0,68	0,64

Суточный пробег одной машины $L_{\text{сут}}$, км

$$L_{\text{сут}} = \frac{Q_{\text{см}} n_{\text{а}}}{q_{\text{а}}^{\text{ф}} \beta} L, \qquad (1.25)$$

где β – коэффициент использования пробега (β = 0,44÷0,48); L – расстояние транспортирования, км.

5. Годовой пробег автопарка $L_{\text{г}}$, тыс. км:

$$L_{\text{г}} = \frac{10^3 A_{\text{к}}}{q_{\text{а}}^{\text{ф}} \beta} L, \qquad (1.26)$$

где $A_{\text{к}}$ – годовой грузооборот карьера, млн т; L – расстояние транспортирования, км.

6. Форма отчетности.

По результатам занятия представляют отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическую часть представляют схемой трассы движения автосамосвалов (см. рис. 1.1). Исходные условия и расчетные показатели работы автотранспорта сводят в табл. 1.9.

Таблица 1.9

Расчетные показатели работы автотранспорта

Показатель	Значения
1	2
Исходные условия	
Годовой грузооборот карьера $A_к$, млн т/год	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $q_а$, т	
Вместимость кузова автосамосвала, м^3:	
геометрическая $V_а$	
с «шапкой» $V'_а$	
Вместимость ковша экскаватора E, м^3	
Тип горных пород	
Категория пород по ЕНВ	
Плотность пород в целике γ, т/м^3	
Продолжительность рабочей смены $T_{см}$, ч	
Коэффициент использования сменного времени $k_и$	
Число рабочих дней карьера в году $N_{дн}$	
Число смен работы карьера в сутки $n_к$	
Число смен работы автопарка в сутки $n_а$	
Расчетные показатели	
1. Показатели загрузки автосамосвала	
Продолжительность цикла экскавации $t_Ц^э$, с	
Коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н$	
Коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора $k_р$	
Число загружаемых ковшей:	
по грузоподъемности $n_г$	
по вместимости кузова автосамосвала $n_е$	
Принято ковшей для расчета загрузки автосамосвала $n_ц$	
Масса груза в кузове автосамосвала $q_а^ф$, т	
Коэффициент использования грузоподъемности $k_г$	
2. Длительность элементов транспортного цикла	
Погрузка $t_п$, мин	
Движение с грузом $t_д^г$, мин	
Движение порожняком $t_д^п$, мин	
Поправки на периоды неустановившегося движения, мин:	
с грузом $t_п^г$	
порожняком $t_п^п$	
Технологические задержки $t_{т.з}$, мин	
Маневры при установке на погрузку $t_{м.п}$, мин	
Маневры при установке на разгрузку $t_{м.р}$, мин	
Продолжительность разгрузки $t_р$, мин	
Продолжительность транспортного цикла $T_ц^а$, мин	

Окончание табл. 1.9

1	2
Среднетехническая скорость движения $v_{ср.т}$, км/ч	
3. Сменная производительность автосамосвала $Q_{см}$, т/смену	
4. Расчет парка автосамосвалов	
Расчетный сменный грузооборот карьера $Г_р$, т/смену	
Линейный парк машин $N^а_л$, шт.	
Рабочий парк машин $N^а_р$, шт.	
Коэффициент использования пробега β	
Суточный пробег одной машины $L_{сут}$, км	
Коэффициент технической готовности $k_{т.г}$	
Списочный парк автосамосвалов $N^а_с$, шт.	
Годовой пробег автопарка $L_г$, тыс. км	

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите предпочтительную область применения автомобильного транспорта как самостоятельного способа перемещения горной массы и как сборочного звена в комбинированных транспортных системах карьеров.

2. Перечислите достоинства и недостатки карьерного автомобильного транспорта.

3. Назовите основные технологические параметры карьерного автомобильного транспорта.

4. Каково рациональное соотношение между вместимостью кузова автосамосвала и ковша экскаватора и от каких факторов оно зависит?

5. Как рассчитывают необходимое количество циклов экскавации для полной загрузки автосамосвала?

6. Из каких элементов состоит транспортный цикл автосамосвала?

7. Какими характеристиками оценивается технологическая трасса движения карьерных автосамосвалов?

8. От каких факторов зависит величина продольных уклонов карьерных автодорог? Каковы их значения для автосамосвалов с колёсной формулой 4×2?

9. Какими показателями оценивается качество дорожного покрытия в технологических расчетах карьерного автотранспорта?

10. Как определяют динамический фактор автосамосвала? Какие значения принимает динамический фактор при различных режимах движения?

11. Как рассчитывают скорость автосамосвала при различных режимах движения (тяговом, тормозном, режиме выбега)?

12. Как рассчитывают сменную производительность автосамосвала, рабочий и списочный парк?

13. От каких факторов зависит коэффициент технической готовности автосамосвала?

14. Как определяют коэффициент использования пробега?

Практическая работа № 2

ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА

Цель работы: освоить методику расчета расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами и энергетической оценки карьерного автотранспорта.

Задачи работы:

1. Расчет расхода дизтоплива на отдельных элементах транспортного цикла.
2. Расчет расхода дизтоплива за рейс.
3. Расчет годового расхода дизтоплива по парку автосамосвалов.
4. Расчет удельного расхода дизтоплива на 1 т перевезенного груза и 1 ткм грузооборота.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [3, с. 129-135; 4, с. 164-171] изучить основные факторы, определяющие топливную экономичность карьерного автотранспорта, и методику расчета расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами.

Исходные условия

Исходные условия принимают в соответствии с заданным вариантом из практической работы № 1 «Расчет продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов». В качестве исходных данных используют также результаты расчетов, полученных в данной работе.

Дополнительные данные (табл. 2.1):

– удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя $g_н$, г/кВт·ч;

– удельный расход топлива на холостом ходу двигателя при погрузке и ожидании погрузки (полный холостой ход) $g_х$, л/ч;

– удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме порожних автосамосвалов $g_х^п$, л/ ч;

– удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме груженых автосамосвалов $g_х^г$, л/ ч;

– плотность дизельного топлива ρ, кг/л (ρ = 0,83 кг/л).

По данным экспериментальных исследований принимают:

$$g_х^п \approx (1{,}3 \div 1{,}5) g_х; \qquad (2.1)$$

$$g_х^г \approx (1{,}6 \div 1{,}8) g_х. \qquad (2.2)$$

Удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя ($g_н$, г/кВт·ч) является паспортной величиной, характеризующей фактический расход топлива для получения 1 кВт·ч полезной работы, и определяют из выражения

$$g_н = \frac{3600}{Q_{дт} \eta_e}, \qquad (2.3)$$

где $Q_{дт}$ – теплота сгорания дизельного топлива, кДж/г ($Q_{дт}$ = 43,5 кДж/г); η_e – эффективный к.п.д. двигателя.

Отсюда

$$\eta_e = \frac{3600}{g_н Q_{дт}} \cdot 100\,\%. \qquad (2.4)$$

Для дизельных двигателей, применяемых на автосамосвалах БелАЗ $g_н = 207 \div 247$ г/кВт·ч, а $\eta_e = 33{,}5 \div 40$ %.

Таблица 2.1

Показатели расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами

Модель автосамосвала	Модель двигателя	Показатели расхода топлива	
		$g_н$, г/кВт·ч	$g_х$, л/ ч
БелАЗ-7540D (30 т)	BF8M1015 (Deutz)	247	4,7
БелАЗ-7547 (45 т)	ЯМЗ-240НМ2	224	7,6
БелАЗ-7555В (55 т)	КТТА-19с	209	9,2
БелАЗ-75570 (90 т)	QST30-c	207	12,7
БелАЗ-7513 (136 т)	QSK45-c	209	20,8
БелАЗ-75170 (160 т)	QSK 45-c	209	26,2

Порядок выполнения работы

1. По результатам расчетов, выполненных в практической работе № 1, заполняют табл. 2.2, в которую заносят длину участка (l, км), режим движения на участке, значение динамического фактора (D) и скорость движения на участке (v, км/ч).

2. Рассчитывают расход топлива груженых и порожних автосамосвалов при движении по горизонтальным участкам и на подъем в тяговом режиме (Т) при $D > 0$

$$Q_г(Q_п) = \frac{g_н(G_а + k_г q_а)(\omega_о + i)}{3{,}67 \cdot 10^2 \eta_т \rho} l, \qquad (2.5)$$

где $Q_г$, $Q_п$ – расход топлива на участке соответственно груженого или порожнего автосамосвала, л; $\eta_т$ – к.п.д. трансмиссии; $G_а$ – собственная масса автосамосвала, т; $k_г$ – коэффициент использования грузоподъемности; $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т; ρ – плотность дизтоплива, кг/л; $g_н$ – удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя, г/кВт·ч; l – длина участка, км.

Таблица 2.2

Показатели расхода дизтоплива на движение автосамосвалов

Участок	l, км	Показатели для направлений							
		с грузом				порожняком			
		D	режим движения	v, км/ч	$Q_г$, л	D	режим движения	v, км/ч	$Q_п$, л
1									
2									
3									
4									
5									
Всего									

3. Рассчитывают расход дизельного топлива груженых и порожних автосамосвалов при движении на спуск в тяговом режиме (Т) при $D > 0$

$$Q_{\text{г}}(Q_{\text{п}}) = \max \begin{cases} \dfrac{g_{\text{н}}(G_{\text{а}} + k_{\text{г}} q_{\text{а}})(\omega_{\text{о}} - i)}{3,67 \cdot 10^2 \eta_{\text{т}} \rho} l, \\ \dfrac{g_{\text{х}}^{\text{г}}(g_{\text{х}}^{\text{п}})}{v} l; \end{cases} \tag{2.6}$$

где $g_{\text{х}}^{\text{г}}$, $g_{\text{х}}^{\text{п}}$ – удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме соответственно груженых или порожних автосамосвалов, л/ч; v – скорость автосамосвала на участке, км/ч; l – длина участка, км.

4. Рассчитывают расход топлива при движении груженых или порожних автосамосвалов в тормозном режиме (Б) или режиме выбега (В) при $D < 0$

$$Q_{\text{г}}(Q_{\text{п}}) = \frac{g_{\text{х}}^{\text{г}}(g_{\text{х}}^{\text{п}})}{v} l \ . \tag{2.7}$$

5. Рассчитывают расход топлива на движение

$$Q_{\text{д}} = \sum_{i=1}^{5} Q_{\text{д}i}^{\text{г}} + \sum_{i=1}^{5} Q_{\text{д}i}^{\text{п}}, \tag{2.8}$$

где $Q_{\text{д}i}^{\text{г}}$ – расход топлива груженого автосамосвала на i-м участке трассы, л; $Q_{\text{д}i}^{\text{п}}$ – расход топлива порожнего автосамосвала на i-м участке трассы, л.

Полученные значения заносят в табл. 2.2.

6. Рассчитывают расход топлива при погрузке автосамосвала и технологических задержках ($Q_{\text{п}}$, л)

$$Q_{\text{П}} = \frac{g_{\text{х}}(t_{\text{П}} + t_{\text{т.з}})}{60}, \tag{2.9}$$

где $g_{\text{х}}$ – удельный расход топлива на холостом ходу двигателя при погрузке и ожидании погрузки, л/ч; $t_{\text{п}}$, $t_{\text{т.з}}$ – продолжительность соответственно погрузки и технологических задержек, мин.

7. Рассчитывают расход топлива при разгрузке и на маневровых операциях

$$Q_i = \frac{g_{\text{н}} N_{\text{д}} k_{Ni} k_{\text{п}}}{1000\rho} \times \frac{t_i}{60}, \tag{2.10}$$

где Q_i – расход топлива на i-м режиме, л; $N_{\text{д}}$ – мощность двигателя, кВт; k_{Ni} – коэффициент использования мощности двигателя на i-м режиме (табл. 2.3); t_i – продолжительность работы на i-м режиме, мин.; $k_{\text{п}}$ – поправочный коэффициент, учитывающий изменение $g_{\text{н}}\left(k_{\text{П}} = 1,1 \div 1,2\right)$.

Таблица 2.3

Значения коэффициентов использования мощности двигателя (k_{Ni}) на различных режимах

Характеристика режима	k_{Ni}
Разгрузка	0,06–0,08
Маневры при установке на разгрузку	0,35–0,40
Маневры при установке на погрузку	0,10–0,12

Расход топлива при разгрузке $Q_{\text{р}}$, л

$$Q_{\text{р}} = \frac{g_{\text{н}} N_{\text{д}} k_{Ni} k_{\text{п}} t_{\text{р}}}{6 \cdot 10^4 \rho}. \qquad (2.11)$$

где $t_{\text{р}}$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин.

Расход топлива на маневровых операциях при установке на разгрузку $Q_{\text{м.р}}$, л

$$Q_{\text{м.р}} = \frac{g_{\text{н}} N_{\text{д}} k_{Ni} k_{\text{п}} t_{\text{м.р}}}{6 \cdot 10^4 \rho}, \qquad (2.12)$$

где $t_{\text{м.р}}$ – продолжительность маневров при установке на разгрузку, мин.

Расход топлива на маневровых операциях при установке на погрузку $Q_{\text{м.п}}$, л

$$Q_{\text{мп}} = \frac{g_{\text{н}} N_{\text{д}} k_{Ni} k_{\text{п}} t_{\text{м.п}}}{6 \cdot 10^4 \rho}, \qquad (2.13)$$

где $t_{\text{м.п}}$ – продолжительность маневров при установке на погрузку, мин.

8. Рассчитывают расход топлива за рейс $Q_{\text{ц}}$, л

$$Q_{\text{ц}} = Q_{\text{д}} + Q_{\text{п}} + Q_{\text{р}} + Q_{\text{мп}} + Q_{\text{мр}}. \qquad (2.14)$$

9. Рассчитывают годовой расход топлива $Q_{\text{г}}$, т

$$Q_{\text{г}} = \frac{10^3 Q_{\text{ц}} \rho A_{\text{к}} k_{\text{д}}}{k_{\text{г}} q_{\text{а}}}, \qquad (2.15)$$

где $Q_{\text{ц}}$ – расход топлива автосамосвалом за рейс, л; $A_{\text{к}}$ – годовой грузооборот карьера, млн т; $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_{\text{г}}$ – коэффициент использования грузоподъемности; ρ – плотность топлива, кг/л; $k_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий дополнительный расход топлива на нулевые пробеги и внутригаражные нужды ($k_{\text{д}} = 1{,}1 \div 1{,}2$).

10. Рассчитывают удельный расход топлива:

– на 1 т перевезенного груза $q_{\text{у}}$, г/т:

$$q_{\text{у}} = Q_{\text{г}} / A_{\text{к}}, \qquad (2.16)$$

где $Q_{\text{г}}$ – годовой расход топлива по парку автосамосвалов, т; $A_{\text{к}}$ – годовой грузооборот карьера, млн т.

– на 1 ткм грузооборота $q_{\text{у}}$, г/ткм

$$q_{\text{у}} = Q_{\text{г}} / A_{\text{к}} L, \qquad (2.17)$$

где L – расстояние транспортирования, км.

11. Форма отчетности.

По результатам занятия представляют отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Исходные условия и расчетные показатели расхода топлива карьерными автосамосвалами сводят в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Расчетные показатели расхода топлива карьерными автосамосвалами

Показатели	Значения
Исходные условия	
Годовой грузооборот карьера $A_к$, млн т/год	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $g_а$, т	
Коэффициент использования грузоподъемности $k_г$	
Модель двигателя	
Мощность двигателя $N_д$, кВт	
Удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя $g_н$, г/кВт·ч	
Удельный расход топлива на холостом ходу двигателя (полный холостой ход) $g_х$, л/ч	
Коэффициент использования мощности двигателя при:	
разгрузке $k_N^{р}$	
маневрах при установке на погрузку $k_N^{п}$	
маневрах при установке на разгрузку $k_N^{р}$	
Плотность дизельного топлива ρ, кг/л	
Коэффициенты дополнительного расхода топлива на нулевые пробеги и внутрикарьерные нужды $k_д$	
Расчетные показатели	
Расход топлива на движение $Q_д$, л:	
в том числе в грузовом направлении $Q_д^{г}$	
в порожняковом направлении $Q_д^{п}$	
Расход топлива при погрузке и технологических задержках $Q_п$, л	
Расход топлива при разгрузке $Q_р$, л	
Расход топлива на маневровых операциях при погрузке $Q_{м.п}$, л	
Расход топлива на маневровых операциях при разгрузке $Q_{м.р}$, л	
Расход топлива за рейс $Q_ц$, л	
Годовой расход топлива по парку автосамосвалов $Q_г$, т	
Удельный расход топлива:	
на 1 т перевезенного груза $q_у$, г/т	
на 1 ткм грузооборота $q_у$, г/ткм	

Контрольные вопросы и задания

1. Какие факторы определяют расход топлива карьерными автосамосвалами при движении в тяговом режиме на подъем и по горизонтальным автодорогам?

2. Как определяют расход топлива карьерными автосамосвалами при движении на спуск в тормозном режиме или режиме выбега?

3. Как рассчитывают расход топлива карьерными автосамосвалами при погрузке и в периоды технологических задержек?

4. Что показывает удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя, как он определяется и в каких единицах измеряется?

5. Как определяют эффективный к.п.д. дизельных двигателей карьерных автосамосвалов? Укажите примерные значения эффективного к.п.д. современных дизельных двигателей карьерных автосамосвалов.

6. Как рассчитывают расход топлива карьерными автосамосвалами при разгрузке и на маневровых операциях?

7. Назовите составляющие расхода топлива карьерными автосамосвалами за транспортный цикл.

8. Как определяют удельный расход топлива карьерными автосамосвалами на 1 т перевезенного груза и на единицу грузооборота?

9. В каком диапазоне изменяется удельный расход дизтоплива (г/ткм) современных карьерных автосамосвалов?

10. От каких факторов зависит топливная экономичность карьерных автосамосвалов? Назовите основные пути снижения удельного расхода топлива карьерными автосамосвалами.

Практическая работа № 3

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Цель работы: освоить методику расчета параметров ленточных конвейеров.

Задачи работы:

1. Выбор типа резинотросовой ленты исходя из характера транспортируемого материала (плотности и абразивности).

2. Определение необходимой ширины конвейерной ленты и скорости её движения.

3. Установление количества конвейерных ставов и перегрузочных узлов в расчетном звене конвейерной системы.

4. Определение возможной производительности расчетного звена конвейерной системы при последовательном соединении элементов.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 333-353; 2, с. 95-132; 5, с. 256-265; 6, с. 240-296] изучить основные технологические параметры ленточных конвейеров, условия и область их эксплуатации, а также методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

– транспортирование горных пород ленточным конвейером с резинотросовой лентой;

– последовательное соединение элементов в расчетном звене конвейерной системы.

В соответствии с вариантом (табл. 3.1) задают:

– наименование транспортируемых пород;

– насыпная плотность $\gamma_н$, т/м;

– абразивность пород (неабразивные, малоабразивные, абразивные, высокоабразивные);

– годовой объем пород в целике, перемещаемый расчетным звеном конвейерной системы $A_г$, тыс. м^3/год;

– содержание кусков максимального размера ($a_{max} \geq 450$ мм) μ, %;

– назначение расчетного звена конвейерной системы (забойный, сборочный, подъёмный, магистральный);

– длина расчетного звена $L_з$, м;

– угол наклона расчетного звена α, град;

– угол наклона боковых роликов роликоопоры грузовой ветви конвейера β, град;

– режим работы конвейера.

Таблица 3.1

Исходные данные для расчетов к работе № 3

«Расчет параметров ленточных конвейеров и определение их производительности»

№ задания	Характеристика пород			Объём перемещаемых пород $A_{г}$, тыс. м^3/год	μ, %	Параметры расчетного звена				Режим работы конвейера, (сутки × смены × часы)
	наименование	$\gamma_{н}$, т/м^3	абразивность *			назначение	$L_з$, м	α, град	β, град	
1	Апатит (полускальная порода)	1,9	А	1700	17	Сборочный	400	17	40	180×2×8
2		1,9	А	2700	16	Магистральный	2500	0	40	180×2×8
3		1,9	А	3500	17	Подъёмный	1500	16	40	180×3×8
4	Вскрышные скальные породы	2,6	В	4100	17	Забойный	800	0	35	180×2×8
5		2,6	В	6700	18	Забойный	600	0	35	180×2×8
6		2,6	В	1000	17	Магистральный	3000	0	35	180×2×8
7	Песок сухой (рыхлая порода)	1,5	М	10800	0	Подъёмный	1000	15	30	180×2×8
8		1,5	М	7600	0	Забойный	400	0	30	180×1×8
9		1,5	М	13800	0	Сборочный	400	0	30	250×1×8
10	Уголь каменный	0,8	М	14700	13	Сборочный	600	0	35	250×2×8
11		0,8	М	11200	10	Забойный	600	0	35	250×2×8
12		0,8	М	8700	16	Магистральный	2000	0	35	250×2×8
13	Глина сырая	1,8	Н	2800	14	Подъёмный	1000	15	30	180×3×8
14		1,8	Н	6000	16	Забойный	600	0	30	250×2×8
15		1,8	Н	2600	17	Сборочный	600	0	30	250 ×1×8
16	Соль каменная	1,5	М	3200	9	Забойный	500	0	35	250×2×8
17		1,5	М	4500	9	Сборочный	500	0	35	250×2×8
18		1,5	М	5200	12	Подъёмный	1000	17	35	250×2×8
19	Известняк	1,6	А	2200	16	Забойный	600	0	40	250×3×8
20		1,6	А	3500	16	Сборочный	400	0	40	180×2×8
21		1,6	А	1700	14	Подъёмный	800	18	40	250×1×8
22	Галька влажная	2,0	М	3000	0	Сборочный	300	0	40	250×1×8
23		2,0	М	2800	0	Подъёмный	800	16	40	250×2×8
24		2,0	М	1800	0	Магистральный	2000	0	40	250×2×8
25		2,0	М	4800	0	Забойный	600	0	40	250×2×8

* Н – неабразивные; М – малоабразивные; А – абразивные; В – высокоабразивные

Порядок выполнения работы

1. В зависимости от характеристик транспортируемых пород (плотности и абразивности) по табл. 3.2 выбирают тип конвейерной ленты.

Таблица 3.2

Условия применения резинотросовых лент (РТЛ)

Тип ленты	Расчетная прочность ленты, Н/мм	Характеристика транспортируемых горных пород
РТЛ-1500	1500	Неабразивные
РТЛ-2500	2500	Малоабразивные
РТЛ-3150, РТЛ-4000	3150, 4000	Абразивные
РТЛ-5000, РТЛ-6000	5000, 6000	Высокоабразивные

2. Определяют необходимую ширину конвейерной ленты и скорость её движения.

2.1. Рассчитывают необходимую часовую производительность конвейера по разрыхленной горной массе $Q_{ч}$, м^3/ч:

$$Q_{ч} = \frac{A_{г} k_{н}}{n_{р} n_{см} T_{см}} k_{р}, \qquad (3.1)$$

где $A_{г}$ – годовой объем пород в целике, перемещаемый расчетным звеном конвейерной системы, м^3/год; $k_{н}$ – коэффициент неравномерности работы карьера ($k_{н}$=1,15…1,25); $n_{р}$ – число рабочих дней в году; $n_{см}$ – количество смен в сутки; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $k_{р}$ – коэффициент разрыхления породы на ленте конвейера ($k_{р}$ = 1,1…1,2 для рыхлых пород; $k_{р}$ = 1,2…1,3 для полускальных пород; $k_{р}$ = 1,3…1,5 для скальных пород).

2.2. По часовой производительности конвейера рассчитывают необходимую ширину конвейерной ленты $B_{л}$, м:

$$B_{л} = 1{,}1\left(\sqrt{\frac{Q_{ч}}{C_{п} v k_{у}}} + 0{,}05\right), \qquad (3.2)$$

где $C_{п}$ – коэффициент производительности конвейера, зависящий от формы поперечного сечения груза на ленте (коэффициент наполнения лотка конвейера) (табл. 3.3, 3.4); v – скорость движения ленты, м/с (принимается по данным табл. 3.5 в зависимости от физико-механических свойств пород и требуемой производительности конвейера; $k_{у}$ – коэффициент, учитывающий необходимость снижения высоты породы на ленте при угле наклона конвейера $\alpha \geq 12°$ (табл. 3.6).

Таблица 3.3

Значения коэффициента $C_{п}$ на ленте с трехроликовой опорой

Угол породы на ленте φ, град	Значение коэффициента $C_{п}$ при угле наклона боковых роликов β, град			
	20	30	35	45
10	390	475	510	560
15	470	550	580	625
20	550	625	650	690

Таблица 3.4

Значения угла откоса породы на движущейся ленте

Горная порода	Угол откоса породы на ленте φ, град	Наибольший угол наклона конвейера α, град
Апатит	10	24
Галька влажная	15	18
Глина сырая	15–20	18–26
Известняк	15	16–18
Песок сухой	15	16–20
Песок влажный	18–20	20–25
Порода вскрышная скальная	15–20	17
Соль каменная	15–20	18–23
Уголь каменный	18–20	18

Таблица 3.5

Скорость движения конвейерной ленты

Производительность конвейера $Q_ч$, м^3 /ч	Скорость ленты (v, м/с) при транспортировании пород	
	рыхлых	полускальных и скальных
400–750	2,0–3,0	1,5–2,5
1000–2200	3,0–4,0	2,0–3,0
2500–5000	3,0–5,0	2,5-4,0
6000–8500	4,0–7,0	2,5–4,5

Таблица 3.6

Значения коэффициента $k_у$ в зависимости от угла наклона конвейера

Угол наклона конвейера α, град	0	12	14	18
$k_у$	1	0,98	0,96	0,92

2.3. Производят проверку ширины ленты по кусковатости транспортируемой горной массы:

– при содержании в транспортируемой массе кусков максимального размера μ < 15 %

$$B_л \geq (2,3 - 2,5)a_{max}; \quad (3.3)$$

– при содержании кусков μ >15 %

$$B_л \geq (3,3 - 4,0)a_{max}, \quad (3.4)$$

где $B_л$ – ширина конвейерной ленты, м; a_{max} – размер максимального куска, м (a_{max} = 0,40…0,45 м).

Из значений ширины конвейерной ленты $B_л$, полученных в пунктах 2.2 и 2.3, выбирают большее и округляют до стандартного значения (табл. 3.7).

2.4. Производят окончательный выбор типа ленты по табл. 3.7 и приводитят её техническую характеристику.

Таблица 3.7

Техническая характеристика резинотросовых лент

Параметр	Тип ленты РТЛ					
	-1500У	-2500	-3150	-4000	-5000	-6000
Расчетная прочность ленты, Н/мм	1500	2500	3150	4000	5000	6000
Диаметр троса, мм	6	7,5	8,25	10,6	10,6	12,9
Шаг троса в ленте, мм	15±1,5	14±1,5	14±1,5	20±1,5	17±1,5	18±1,5
Расчетная толщина наружных резиновых обкладок, мм	8	10	10	10	10	14; 16 с рабочей стороны; 8 – с нерабочей
Общая толщина ленты, мм	22	26	29	31	31	35; 37
Расчетная масса 1 м^2 ленты, кг	33	43	49	55	58	70; 72
Расстояние от центра крайнего троса до борта ленты, мм	25	25	25	30	30	30
Ширина ленты, мм	1000±20 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	1000±20 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	– 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1800±14 2000±14 2500±15

3. В соответствии с принятой шириной конвейерной ленты, скорости её движения, угла наклона конвейера и видом перемещаемой горной массы определяют расчетную производительность конвейера $Q_р$, м^3/ч:

$$Q_р = 3600Fv\,k_а\,, \qquad (3.5)$$

где F– площадь поперечного сечения материала на ленте, м^2; v – скорость ленты, м/с; $k_а$ – поправочный коэффициент, учитывающий снижение площади поперечного сечения материала на ленте наклонного конвейера ввиду обратного осыпания груза (табл. 3.8).

Таблица 3.8

Значение коэффициента $k_а$

Угол наклона конвейера а, град	0 –10	12	16	18	20	24
$k_а$	1,00	0,98	0,95	0,93	0,92	0,90

При трехроликовой опоре площадь поперечного сечения материала на ленте (F, м^2) определяют из следующих выражений (см. рис. 3.1):

$$F = F_1 + F_2; \qquad (3.6)$$

$$F_1 = \frac{(a + 2b_1 \cos\beta)^2}{4} \operatorname{tg}\varphi; \qquad (3.7)$$

$$F_2 = ab_1 \sin\beta + b_1^2 \sin\beta \cos\beta, \quad (3.8)$$

где a – длина среднего ролика, м; b – длина бокового ролика, м; β – угол наклона боковых роликов, град; b_1 – часть длины бокового ролика, занятая грузом, м; φ – угол откоса породы на ленте, град.

$$a = b. \quad (3.9)$$

$$b_1 \approx b - (0{,}05 \div 0{,}10). \quad (3.10)$$

Параметры роликов конвейерных лент приведены в табл. 3.9.

Таблица 3.9

Параметры роликов конвейерных лент

Ширина ленты $B_л$, мм	800; 1000	1200;1600	1800; 2000
Длина ролика b, мм	300–350	425–500	550–700

4. В соответствии с расчетной производительностью конвейера, назначением расчетного звена и принятой шириной конвейерной ленты выбирают тип конвейера и приводят его техническую характеристику (табл. 3.10).

Таблица 3.10

Техническая характеристика ленточных конвейеров для открытых горных работ

Конвейер	Ширина ленты $B_л$, мм	Скорость ленты v, м/с	Производительность по разрыхленной горной массе $Q_р$, м^3/ч	Длина става $L_с$, м
КЛ-600	1000	2,60	600	250; 400; 600
КЛ-800	1200	2,58	800	250; 400; 500; 800
КЛКЗ-1,2	1200	3,56	1500	250; 400; 500; 800
КЛКО-1,2	1200	3,56	1500	250; 400; 500; 750
КЛКМ-1,2	1200	3,56	1500	250; 400; 500; 800
КЛКЗ-1,6	1600	3,56	4000	400; 800
КЛКЗ-1,8	1800	4,35	5000	400; 800
КЛКО-1,8	1800	4,35	5000	700
КЛН-2,0	2000	3,15	4000	450
КЛМ-2,0	2000	3,15	4000	1750
КЛО-2,0	2000	3,15	4000	1900

Примечание. В моделях КЛ-600 и КЛ-800 КЛ – конвейер ленточный универсальный; 600, 800 – часовая производительность в м^3/ч; в моделях КЛКЗ, КЛКО, КДКМ, КЛК – карьерный ленточный конвейер, цифры 1,2; 1,6; 1,8; 2,0 указывают ширину ленты в м; буквы З, О, М означают забойный, отвальный, магистральный; в моделях КЛН, КЛМ, КЛО – конвейер ленточный, буквы Н, М, О означают наклонный, магистральный отвальный

5. Определяют количество конвейерных ставов и количество перегрузочных узлов в расчетном звене конвейерной системы. Количество ставов $n_с$, шт.:

$$n_с = L_з / L_с, \quad (3.11)$$

где $L_з$ – длина расчетного звена, м; $L_с$ – длина става, м (принимают по табл. 3.10).

В технической характеристике приведены максимальные значения длины става, которую можно уменьшить с учетом длины расчетного звена конвейерной линии.

Полученное значение количества ставов округляют до ближайшего большего целого числа, которое принимают за расчетное число ставов $n_{ср}$. Уточняют длину става $L_{ср}$, м:

$$L_{ср} = L_з / n_{ср}, \quad (3.12)$$

где $L_{ср}$ – расчетная длина става, м; $L_з$ – длина расчетного звена конвейерной линии, м; $n_{ср}$ – расчетное число ставов.

Число перегрузочных узлов системы $n_п$, шт.

$$n_п = n_{ср}. \quad (3.13)$$

6. Определяют возможную годовую производительность расчетного звена конвейерной системы $Q_г$, м^3/год:

$$Q_г = Q_р T_{пл} k_г, \quad (3.14)$$

где $Q_р$ – расчетная производительность конвейера, м^3/ч; $T_{пл}$ – планируемое время работы конвейеров в году, ч; $k_г$ – коэффициент готовности системы конвейеров (расчетного звена) к работе.

$$T_{пл} = T_к k_и, \quad (3.15)$$

где $T_к$ – календарное время работы в году, ч (определяется в соответствии с режимом работы конвейерной системы); $k_и$ – коэффициент использования во времени ($k_и$ = 0,80÷0,90).

Коэффициент готовности $k_г$:

$$k_г = k_{г1} k_{г2} \ldots k_{г\,(n-1)} k_{гn}, \quad (3.16)$$

где $k_{г1} \ldots k_{гn}$ – коэффициенты готовности каждого из соединенных последовательно элементов системы (табл. 3.11); n – количество элементов системы

$$n = n_{ср} + n_п. \quad (3.17)$$

Таблица 3.11

Коэффициенты готовности конвейерной системы

Элементы системы	$k_г$
Ленточные конвейеры при транспортировке рыхлых и скальных пород	0,96–0,97
Перегрузочный пункт	0,96–0,99

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляют отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическую часть представляют одним листом формата А4, включающим схему к расчету площади поперечного сечения материала на ленте (рис. 3.1) и схему расчетного звена конвейерного транспорта (рис. 3.2). Чертежи выполняют в стандартных масштабах, на схемах указывают числовые значения параметров.

Исходные условия и технологические параметры конвейерной системы сводят в табл. 3.12.

Таблица 3.12

Технологические параметры конвейерной системы

Показатели	Значения
Исходные условия	
Годовой объем пород в целике, перемещенный расчетным звеном конвейерной системы $A_г$, тыс. м^3/год	
Наименование транспортируемых пород	
Насыпная плотность $\gamma_н$, т/м^3	
Абразивность	
Содержание кусков максимального размера μ, %	
Назначение расчетного звена системы	
Длина расчетного звена $L_з$, м	
Угол наклона расчетного звена α, град	
Угол наклона боковых роликов β, град	
Режим работы конвейера (сутки×смены×часы)	
Расчетные показатели	
Тип конвейера	
Тип конвейерной ленты	
Ширина ленты $B_л$, мм	
Скорость движения конвейерной ленты v, м/с	
Тип опоры	
Площадь поперечного сечения материала на ленте F, м^2	
Расчетная длина става $L_{ср}$, м	
Рас четное число ставов $n_{ср}$	
Коэффициент готовности системы $k_г$	
Расчетная производительность:	
часовая $Q_р$, м^3/ч	
годовая $Q_г$, м^3/год	

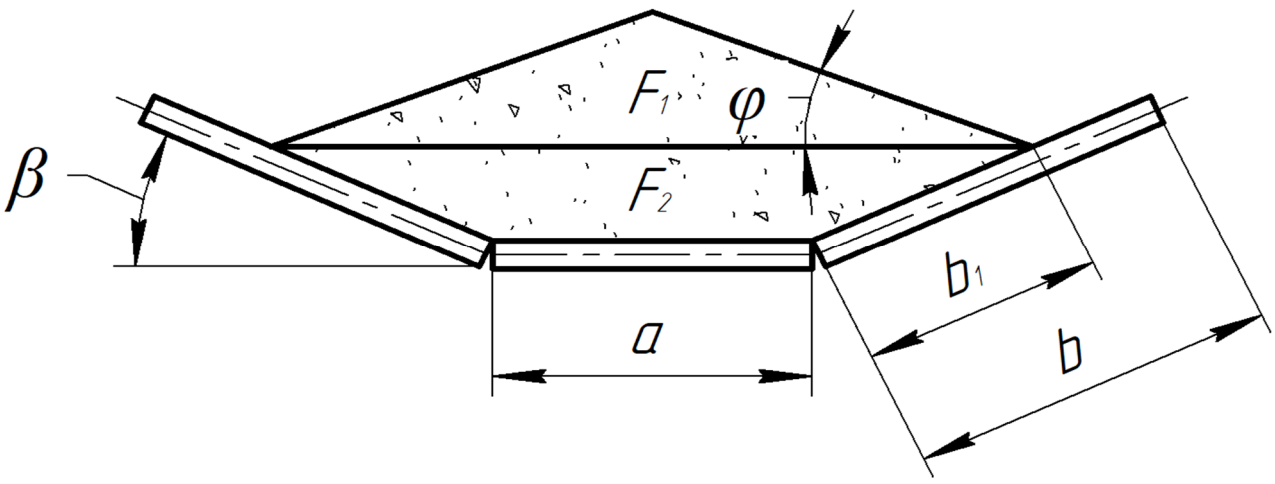


Рис. 3.1. Схема к расчету площади поперечного сечения материала на конвейерной ленте

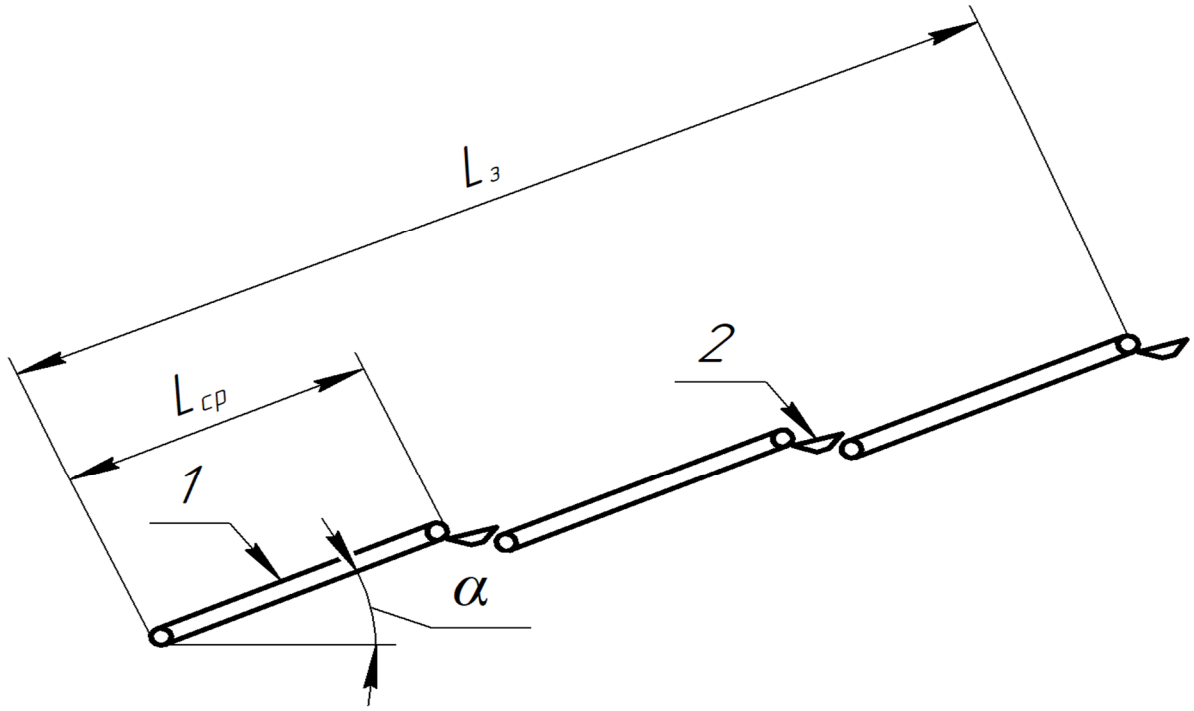


Рис. 3.2. Схема расчетного звена конвейерного транспорта:
1 – конвейерный став; *2* – перегрузочный узел
$L_з$ – длина расчетного звена системы, м; $L_{ср}$ – расчетная длина става, м;
α – угол наклона конвейера, град

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите предпочтительную область применения конвейерного транспорта как самостоятельного способа перемещения горной массы.
2. Назовите предпочтительную область применения конвейерного транспорта как магистрального звена комбинированного карьерного транспорта.
3. Перечислите достоинства и недостатки конвейерного транспорта в карьерах.
4. Как подразделяют конвейеры в зависимости от своего назначения и места расположения в карьере?
5. Как различают конвейерные ленты по типу каркаса?
6. Перечислите технологические параметры конвейерного транспорта.
7. Как определяют ширину конвейера, от каких факторов она зависит?
8. От каких факторов зависит скорость движения конвейерных лент, в каком диапазоне она изменяется?
9. Какой максимальный угол подъёма допускается для ленточных конвейеров и крутонаклонных конвейеров в различно конструктивном исполнении?
10. При каком угле наклона конвейера необходимо учитывать снижение высоты насыпки породы при расчете ширины конвейерной ленты?
11. Как определяют часовую и годовую производительности конвейера, от каких факторов они зависят?

Практическая работа № 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕСТА РАЗМЕЩЕНИЯ ПЕРЕГРУЗОЧНОГО ПУНКТА ПРИ АВТОМОБИЛЬНО-ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

Цель работы: освоить методику определения места размещения перегрузочного пункта при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте.

Задачи работы:

1. Расчет расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы сборочным (автомобильным) и магистральным (железнодорожным) транспортом при различных вариантах размещения перегрузочного пункта по глубине карьера.

2. Расчет себестоимости и удельных капитальных затрат по отдельным звеньям транспорта, комбинированному транспорту в целом и открытой разработке месторождения.

3. Выбор места размещения перегрузочного пункта по критерию максимального значения годовой рентабельности.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 372-379; 2, с. 138-144; 7, с. 10-45] изучить основные технологические параметры комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта, а также условия, область его применения и методику определения глубины размещения перегрузочных пунктов.

Исходные условия

Общие условия:

– высота уступа для всех вариантов $H_у$ = 15 м;

– удельная ценность руды $Ц_р$, руб/т:

- четные варианты – 1000;
- нечетные варианты – 1200;

– нетранспортная составляющая себестоимости открытой разработки $С_д$, руб/т:

- четные варианты – 320;
- нечетные варианты – 400;

– нетранспортная составляющая удельных капитальных затрат на открытую разработку $К_д$, руб/т:

четные варианты – 250;

нечетные варианты – 300;

В соответствии с вариантом (табл. 4.1) задают:

– годовой объем перевозок $A_к$, млн т/год;

– число рабочих уступов $n_р$, шт.;

– число нерабочих уступов $n_{нр}$, шт.;

– расстояние откатки по горизонтальному участку железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики $l_о^ж$, км;

– расстояние откатки автотранспортом по верхнему рабочему уступу $l_{\text{о}}^{\text{а}}$, км;

– модель автосамосвала;

– грузоподъемность автосамосвала $q_{\text{а}}$, т.

Таблица 4.1

Исходные данные к практической работе № 4
«Определение места размещения перегрузочного пункта
при автомобильно-железнодорожном транспорте»

№ задания	Объем перево-зок $A_{\text{к}}$, млн т/год	Число уступов		Расстояние откатки по горизонтальному участку трассы, км		Модель и грузоподъемность автосамосвала
		рабочих $n_{\text{р}}$	нерабочих $n_{\text{нр}}$	$l_{\text{о}}^{\text{ж}}$	$l_{\text{о}}^{\text{а}}$	
1	10	4	8	2,5	1,2	БелАЗ-7547 (45 т)
2						
3		6	10		1,4	
4						
5	15	4	10	4,0	0,9	БелАЗ-7540А (30 т)
6						
7		2	12		1,6	
8						
9	20	8	8	1,2	1,0	БелАЗ-7549 (80 т)
10						
11		8	10		1,5	
12						
13	25	4	4	2,0	0,8	БелАЗ-7513 (130 т)
14						
15		6	2		1,3	
16						
17	30	2	4	3,5	1,0	БелАЗ-7547 (45 т)
18						
19		6	8		0,9	
20						
21	35	4	10	5,0	1,4	БелАЗ-7549 (80 т)
22						
23		8	12		1,0	
24						
25	32	4	7	4,5	0,8	БелАЗ-7540А (30 т)

Порядок выполнения работы

1. Назначают три варианта размещения перегрузочных пункта на глубине карьера:

1) на нижнем нерабочем уступе;

2) в центре нерабочей зоны карьера;

3) на поверхности карьера (рис. 4.1).

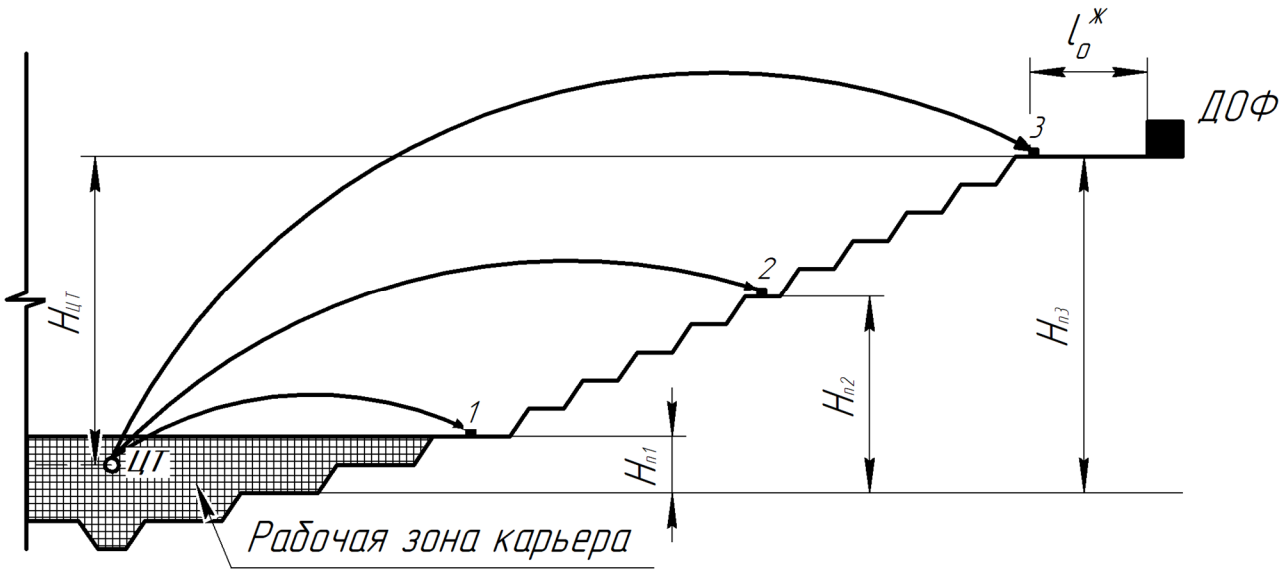


Рис. 4.1. Схема к выбору места расположения перегрузочного пункта: $H_{цт}$ – глубина центра тяжести перевозок сборочным автотранспортом, м; *1*, *2*, *3* – варианты размещения перегрузочного пункта по глубине карьера; $H_{п1}$, $H_{п2}$, $H_{п3}$ – высота подъема горной массы сборочным автотранспортом при различных вариантах размещения перегрузочного пункта, м; $l_о^ж$ – расстояние откатки железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики

2. Определяют глубину размещения перегрузочного пункта по вариантам $H_{п.п}$, м:

$$1)\ H_{п.п\ 1} = H_у n_{нр}; \quad (4.1)$$

$$2)\ H_{п.п\ 2} = H_у n_{нр}/2; \quad (4.2)$$

$$3)\ H_{п.п\ 3} = 0. \quad (4.3)$$

3. Определяют глубину центра тяжести перевозок сборочным автотранспортом $H_{ц.т}$, м:

$$H_{цт} = H_у\left(\frac{n_р}{2} + n_{нр}\right). \quad (4.4)$$

4. Рассчитывают длину откатки каждым видом транспорта по вариантам размещения перегрузочного пункта l, км:

4.1. Руководящий уклон съездов принимают для автомобильного транспорта $i_р$ = 80 ‰, для железнодорожного – $i_р$ = 40 ‰.

4.2. Коэффициент развития трассы принимают для автомобильного транспорта $k_{р.т}$ = 1,15÷1,20, для железнодорожного транспорта $k_{р.т}$ = 1,4÷2,0.

4.3. Определяют высоту подъема горной массы различными видами транспорта $H_п$, м:

– для автомобильного транспорта

$$1)\ H_{п1} = H_{ц.т} - H_{п.п\ 1}; \quad (4.5)$$

$$2)\ H_{п2} = H_{ц.т} - H_{п.п\ 2}; \quad (4.6)$$

$$3)\ H_{п3} = H_{ц.т} - H_{п.п\ 3}; \quad (4.7)$$

– для железнодорожного транспорта

$$1)\ H_{п1} = H_{п.п\ 1}; \quad (4.8)$$

2) $H_{п2} = H_{п.п\,2}$; (4.9)

3) $H_{п3} = H_{п.п\,3}$. (4.10)

4.4. Рассчитывают длину подъемного участка трассы для каждого вида транспорта l_i, км:

$$l_i = (H_п / i_р) k_{р.т}, \quad (4.11)$$

где $H_п$ – высота подъема горной массы, м; $i_р$ – уклон съезда, ‰; $k_{р.т}$ – коэффициент развития трассы.

4.5. Рассчитывают общую длину откатки каждым видом транспорта по вариантам размещения перегрузочного пункта l, км:

$$l = l_i + l_о, \quad (4.12)$$

где $l_о$ – расстояние откатки по горизонтальному участку трассы, км.

5. Рассчитывают себестоимость транспортирования горной массы и себестоимость открытой разработки по вариантам размещения перегрузочного пункта.

5.1. Себестоимость транспортирования автомобильным транспортом $С_а$, руб/т:

$$С_а \approx \frac{25}{A_к^{0,25}} + (l - 1)(5 + 0,06\, q_а), \quad (4.13)$$

где $A_к$ – объем перевозок, млн т/год; l – расстояние транспортирования, км; $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

5.2. Себестоимость транспортирования железнодорожным транспортом $С_ж$, руб/т:

$$С_ж \approx 2 / A_к^{0,2} + 4 l^{0,7}. \quad (4.14)$$

5.3. Себестоимость транспортирования комбинированным транспортом $С_{к.т}$, руб/т:

$$С_{к.т} = С_а + С_ж. \quad (4.15)$$

5.4. Себестоимость открытой разработки $С_р$, руб/т:

$$С_р = С_{к.т} + С_д, \quad (4.16)$$

где $С_д$ – нетранспортная составляющая себестоимости открытой разработки, руб/т.

6. Рассчитывают удельные капитальные затраты на транспортирование горной массы и открытую разработку по вариантам размещения перегрузочного пункта.

6.1. Удельные капитальные затраты на автомобильный транспорт $К_а$, руб/т:

$$К_а = \frac{90}{A_к^{0,2}} + 12\,(l - 1). \quad (4.17)$$

6.2. Удельные капитальные затраты на железнодорожный транспорт $К_ж$, руб/т:

$$К_ж = \frac{240}{A_к^{0,5}} + \frac{30\,(l - 1)}{A_к}. \quad (4.18)$$

6.3. Удельные капитальные затраты на комбинированный транспорт $К_{кт}$, руб/т:

$$К_{к.т} = К_а + К_ж. \quad (4.19)$$

6.4. Удельные капитальные затраты на открытую разработку $К_р$, руб/т:

$$К_р = К_{к.т} + К_д, \quad (4.20)$$

где $К_д$ – нетранспортная составляющая удельных капзатрат на открытую разработку, руб/т.

7. Рассчитывают значение рентабельности капитальных вложений по вариантам размещения перегрузочного пункта *R*:

$$R = (Ц_р - С_р)/К_р, \quad (4.21)$$

где $Ц_р$ – удельная ценность руды, руб/т.

Оптимальным считается вариант, соответствующий максимальному значению *R*.

8. Форма отчетности.

По результатам занятия представляют отчет, содержащий исходную информацию (табл. 4.2), расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Результаты расчетов заносят в табл. 4.3.

Таблица 4.2

Исходные условия по варианту задания

Показатели	Значение
Вариант задания	
Годовой объем перевозок $A_к$, млн т/год	
Высота уступа $H_у$, м	
Число уступов, шт.: рабочих $n_р$ нерабочих $n_{нр}$	
Расстояние откатки железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики $l_о^ж$, км	
Расстояние откатки автотранспортом по верхнему рабочему уступу $l_о^а$, км	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $q_а$, т	
Удельная ценность руды $Ц_р$, руб/т	
Нетранспортная составляющая, руб/т: себестоимости разработки $С_д$ удельных капитальных затрат $К_д$	

Графическую часть представляют одним листом формата А4, содержащим схему к выбору места расположения перегрузочного пункта (см. рис. 4.1). Чертеж выполняют в стандартном масштабе, на чертеже указывают числовые значения параметров.

Таблица 4.3

Результаты расчета вариантов размещения перегрузочного пункта

Показатели	Значения по вариантам размещения перегрузочного пункта и видам транспорта					
	1		2		3	
	авто	ж.д.	авто	ж.д.	авто	ж.д.
1. Глубина размещения перегрузочного пункта $H_{п.п}$, м						
2. Глубина центра тяжести автоперевозок $Ц_{цт}$, м						

Окончание табл. 4.3

Показатели	Значения по вариантам размещения перегрузочного пункта и видам транспорта					
	1		2		3	
	авто	ж.д.	авто	ж.д.	авто	ж.д.
3. Расчетные показатели длин откатки:						
3.1. Уклон съездов $i_р$, ‰						
3.2. Коэффициент развития трассы $k_{р.т}$						
3.3. Высота подъема горной массы $H_п$, м						
3.4. Длина участка подъема, км $l_i = (H_п / i_с) k_{р.т}$						
3.5. Длина откатки по горизонтали $l_о$, км						
3.6. Общая длина откатки $l = l_i + l_о$, км						
4. Себестоимость, руб/т:						
4.1. Звеньев транспорта $С_а$, $С_ж$						
4.2. Комбинированного транспорта $С_{к.т} = С_а + С_ж$						
4.3. Разработки $С_р = С_{к.т} + С_д$						
5. Удельные капитальные затраты, руб/т:						
5.1. Звеньев транспорта $К_а$, $К_ж$						
5.2. Комбинированного транспорта $К_{к.т} = К_а + К_ж$						
5.3. Разработки $К_р = К_{к.т} + К_д$						
6. Критерий $(Ц_р - С_р)/К_р$						

Принят вариант размещения перегрузочного пункта № _____.

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите достоинства и недостатки карьерного автомобильного транспорта.
2. Перечислите достоинства и недостатки карьерного железнодорожного транспорта.
3. Назовите предпочтительную область применения комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта в карьерах.
4. Перечислите достоинства и недостатки комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта.
5. Какие конструкции перегрузочных пунктов применяют при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте? Перечислите их достоинства и недостатки.
6. Из каких затрат складывается себестоимость транспортирования горной массы автомобильным и железнодорожным транспортом?
7. Как определяют шаг переноса перегрузочного пункта по высоте?
8. От каких факторов зависит продолжительность работы перегрузочного пункта на одном месте?
9. Как рассчитывают рентабельность капитальных вложений по вариантам размещения перегрузочного пункта?

Практическая работа № 5

РАСЧЕТ ПРОПУСКНОЙ И ПРОВОЗНОЙ СПОСОБНОСТИ КАРЬЕРНЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ ДОРОГ

Цель работы: освоить методику расчета пропускной и провозной способности карьерных железных дорог.

Задачи работы:

1. Расчет пропускной и провозной способности раздельных пунктов.
2. Расчет пропускной и провозной способности перегонов.
3. Расчет пропускной и провозной способности железной дороги, состоящий из трех раздельных пунктов и двух перегонов.
4. Оценка соответствия пропускной и провозной способности дороги расчетному сменному грузообороту и внесение изменений в её конструкцию.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 261-267; 2, с. 82-83] изучить основные технологические параметры и условия применения карьерного железнодорожного транспорта, а также методику расчета пропускной и провозной способности железных дорог.

Исходные условия

Общие условия:

- одиночная электровозная тяга;
- модель думпкара 2ВС-105;
- длина локомотива $l_л = 21{,}3$ м;
- длина вагона $l_в = 15{,}0$ м;
- продолжительность смены $T_{см}$, ч:
  - четные варианты – 8;
  - нечетные варианты – 12;
- коэффициент использования сменного времени $k_и = 0{,}90 \div 0{,}92$;
- коэффициент неравномерного движения поездов $k_{н.д} = 1{,}4 \div 1{,}5$;
- коэффициент пропуска хозяйственных поездов $k_х = 0{,}8$.

В соответствии с вариантом (табл. 5.1) задают:

- масса поезда нетто $Q_п$, т;
- сменный грузооборот $Г_р$, тыс. т/смену;
- число путей на каждом раздельном пункте и перегоне $n_п$, шт.;
- длина перегона $l_{пер}$, км;
- скорость поезда на перегоне v_i, км/ч;
- система СЦБ на перегоне (п/а, а-2, а-3).

Таблица 5.1

Исходные данные к практической работе № 5

«Расчет пропускной и провозной способности железных дорог»

№ задания	Полезная масса поезда $Q_п$, т	$Г_р$, тыс. т/смену	Число путей на раздельных пунктах $n_п$			Параметры перегона 1				Параметры перегона 2			
			РП 1	РП 2	РП 3	число путей $n_п$	$l_{пер}$, км	v, км/ч	СЦБ	число путей $n_п$	$L_{пер}$, км	v_i, км/ч	СЦБ
1	420	6,0	3	3	4	1	2,4	24	Полуавтоматическая блокировка	2	2,6	20	а-3
2			4	2	3	2					1,8		п/а
3			5	2	3	1		18			2,0	30	а-3
4			4	4	3	2					1,6		п/а
5	525	7,5	4	5	3	1	3,2	32		2	2,0	24	а-3
6						2					3,2		п/а
7						1		16			4,0	28	а-3
8						2					2,8		п/а
9	630	6,5	3	3	4	1	1,8	30		2	3,0	24	а-3
10													
11			5	3	4			18				27	
12													
13	630	6,0	3	5	4	2	2,0	24		2	2,4	36	а-2
14													
15			5	3	4			30				24	
16													
17	525	8,0	4	5	3	1	1,2	18		2	5,0	30	а-3
18													
19				4	3			28				24	
20													
21	420	10,0	5	3	4	2	2,8	20		2	3,2	30	а-2
22													
23			4	3	5			24				32	
24													
25		9,0	5	3	4	2	3,0	30		2	3,5	32	а-3

Примечание. п/а – полуавтоматическая блокировка; а-3 – автоблокировка с 3-цветным светофором; а -2 – автоблокировка с 2-цветным светофором.

Порядок выполнения работы

1. В соответствии с исходными данными и вариантом задания заполняют табл. 5.2.

Таблица 5.2

Параметры элементов трассы

Параметры	Перегоны		Раздельные пункты РП		
	1	2	1	2	3
Число путей $n_п$, шт.		2			
Длина $L_{пер}$, км			•	•	•
Скорость движения v, км/ч			•	•	•
Способ СЦБ	п/авт		•	•	•

Расчеты производят на основании расчетной схемы трассы (рис. 5.1).

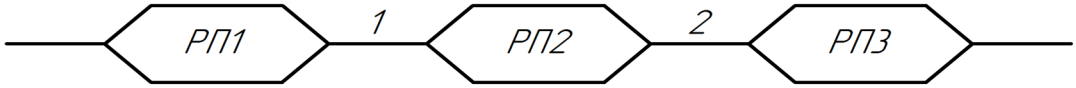


Рис. 5.1. Расчетная схема трассы:
РП1, РП2,РП3 – раздельные пункты; 1, 2 – перегоны

2. Рассчитывают пропускную способность раздельных пунктов (РП). Пропускная способность раздельных пунктов и железнодорожных станций определяют в зависимости от числа путей на раздельном пункте (станции) ($n_п$) в парах поездов (п.п.), пропускаемых за 8-часовую смену (табл. 5.3).

Таблица 5.3

Пропускная способность раздельных пунктов $P_р$

Число путей $n_п$, шт.	2	3	4	5	6 и более
$P_р$, п.п. за 8-часовую смену	10-12	13-18	19-24	25-36	37-48

$$P_р = f(n_п), \tag{5.1}$$

где $P_р$ – пропускная способность раздельного пункта, п.п./смену; $n_п$ – число путей на раздельном пункте, шт.

Если $T_{см} \neq 8$ ч, то пропускную способность $\left(P'_р\right)$ определяют по формуле

$$P'_р = \frac{P_р T_{см}}{8}, \tag{5.2}$$

где $P_р$ – пропускная способность раздельного пункта, определенная по табл. 5.3, п.п./смену; $T_{см}$ – фактическая продолжительность рабочей смены, ч.

3. Рассчитывают провозную способность раздельных пунктов $П_р$, т/смену:

$$П_р = P_р Q_п \cdot 10^{-3}, \tag{5.3}$$

где $P_р$ – пропускная способность, п.п./смену; $Q_п$ – полезная масса поезда (масса поезда нетто), т.

4. Рассчитывают пропускную и провозную способность перегонов.

4.1. Перегон 1.

Пропускная способность $P_п$, п.п./смену:

$$P_п = \frac{T_{см} k_и k_х}{k_{н.д} T_и}, \tag{5.4}$$

где $T_{п.см}$ – продолжительность смены, ч; $k_и$ – коэффициент использования сменного времени; $k_х$ – коэффициент пропуска хозяйственных поездов; $k_{н.д}$ – коэффициент неравномерности движения поездов; $T_и$ – время интервала между поездами, ч.

Если на перегоне 1 путь, время интервала $T_и$, ч:

$$T_и = 2L_{пер} / v_i + \tau, \tag{5.5}$$

где $L_{пер}$ – длина перегона, км; v – скорость, км/ч; τ – время на поездную связь, ч.

Если на перегоне 2 пути, время интервала $T_и$, ч:

$$T_и = L_{пер} / v + \tau . \quad (5.6)$$

На перегоне полуавтоматическая блокировка (п/а), поэтому время на поездную связь (τ) составляет:

τ = 6' – 8' (0,10 – 0,13 ч) – 1 путь;

τ = 2' – 3' (0,03 – 0,05 ч) – 2 пути.

Провозная способность перегона $П_п$, тыс. т/смену:

$$П_п = P_п Q_п \cdot 10^{-3}, \quad (5.7)$$

где $P_п$ – пропускная способность перегона, п.п./смену; $Q_п$ – полезная масса поезда, т.

4.2. Перегон 2 (на перегоне 2 пути).

4.2.1. При полуавтоматической блокировке расчет производят так же, как в п. 4.1.

4.2.2. При автоблокировке с 2-цветным светофором расчет пропускной способности производят по формуле (5.4), а время интервала между поездами ($T_и$, ч) определяют:

$$T_и = \frac{L_б + L_п}{v} \cdot 10^{-3}, \quad (5.8)$$

где $L_б$ – длина блок-участка, м ($L_б$ = 300÷400 м); $L_п$ – длина поезда, м; v – скорость движения поезда, км/ч.

Длина поезда $L_п$, м:

$$L_п = n_в l_в + l_л, \quad (5.9)$$

где $l_в$ – длина вагона, м; $l_л$ – длина локомотива $n_в$ – количество вагонов в составе, шт.

$$n_в = Q_п/105, \quad (5.10)$$

где $Q_п$ – полезная масса поезда, т.

4.2.3. При автоблокировке с 3-цветной сигнализацией расчет пропускной способности производят по формуле (5.4), а время интервала между поездами ($T_и$, ч) определяют:

$$T_и = \frac{2L_б + L_п}{v} \cdot 10^{-3}. \quad (5.11)$$

Провозная способность перегона 2 рассчитывают по выражению (5.7).

5. Определяют пропускную и провозную способность железной дороги, которая лимитируется элементом с минимальной пропускной (провозной) способностью ($P_д$, п.п./смену и $П_д$, тыс. т/смену).

6. Производят сравнение расчетной провозной способностью дороги ($П_д$, тыс. т/смену) с заданным сменным грузооборотом ($Г_р$, тыс. т/смену).

Если $П_д \geq Г_р$, то делают вывод о достаточности провозной способности, расчеты завершаются, а результаты заносятся в табл. 5.4.

Если $П_д < Г_р$, то делают вывод о недостаточности провозной способности.

В этом случае в конструкцию дороги вводят изменения и добиваются, чтобы $П_д \geq Г_р$. Разрешается менять количество путей ($n_п$) и способ СЦБ.

Изменения заносят в табл. 5.5.

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляют отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Результаты расчетов заносят в табл. 5.4 и 5.5.

Графическую часть представляют расчетной схемой трассы (см. рис. 5.1).

Таблица 5.4

Расчетные показатели пропускной и провозной способности железной дороги

Показатели	Значения
Пропускная способность раздельных пунктов $P_р$, п.п./смену: РП 1 РП 2 РП 3	
Провозная способность раздельных пунктов $П_р$, тыс. т в смену: РП 1 РП 2 РП 3	
Показатели режима движения: длительность смены $T_{см}$, ч коэффициент неравномерности движения $k_{н.д}$ коэффициент пропуска хозяйственных поездов $k_х$ коэффициент использования сменного времени $k_и$	
Параметры пропускной способности перегона 1: время на поездную связь τ, ч пропускная способность $P_{п1}$, п.п./смену провозная способность $П_{п1}$, тыс. т/смену	
Параметры пропускной способности перегона 2: время на поездную связь τ, ч длина блок-участка $L_б$, м длина поезда $L_п$, м пропускная способность $P_{п2}$, п.п./смену провозная способность $П_{п2}$, тыс. т/смену	
Расчетная пропускная способность дороги $P_д$, п.п./смену	
Провозная способность дороги $П_д$, тыс. т/смену	
Достаточность провозной способности (да, нет)	
Окончательная провозная способность $П_д$, тыс. т/смену	

Таблица 5.5

Изменения в конструкции железной дороги

Элемент дороги (раздельный пункт или перегон)	Суть изменения	Расчетное значение параметра		Полученные значения после изменения конструкции	
		P, п.п./смену	П, тыс. т/смену	P, п.п./смену	П, тыс. т/смену

Контрольные вопросы и задания

1. Из каких элементов состоит трасса карьерного железнодорожного транспорта?
2. Чем лимитируется пропускная (провозная) способность всей сети железнодорожных путей в карьере?
3. Как в практических расчетах определяют пропускную способность раздельных пунктов и станций?
4. В каких единицах оценивают пропускную и провозную способность железных дорог?
5. Как рассчитывают и от каких факторов зависит пропускная способность перегонов?
6. Как рассчитывают время интервала между поездами на однопутном и двухпутном перегоне?
7. Как рассчитывают время интервала между поездами на перегоне при автоблокировке с 2-цветным и 3-цветиным светофором?
8. Какие системы СЦБ применяют на железнодорожном транспорте в карьерах?
9. Какие дополнительные факторы учитывают при расчете фактической пропускной способности железных дорог?
10. Перечислите способы увеличения пропускной и провозной способности раздельных пунктов и перегонов.

Список использованной литературы

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы: Производственные процессы: учебник. – 7-е изд. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с. (Классика инженерной мысли: горное дело).

2. Репин Н. Я., Репин Л. Н. Перемещение и складирование горных пород: учеб. пособие. – М.: Горная книга, 2013. – 221 с., илл. (Процессы открытых горных работ).

3. Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 355 с.

4. Мариев П. Л., Кулешов А. А., Егоров А. Н., Зырянов И. В. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы. – СПб.: Наука, 2004. – 429 с.

5. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. - М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2010. – 700 с., илл.

6. Галкин В. И., Шешко Е. Е. Транспортные машины: учебник для вузов. – М.: Горная книга, 2010. – 588 с.: илл.

7. Яковлев В. Л. Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров. – Новосибирск: Наука, Сиб. отд. РАН, 1989. – 240 с.

Содержание

Введение ……. 3

Практическая работа № 1. Расчет продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов ……..... 4

Практическая работа № 2. Энергетическая оценка карьерного автотранспорта ……..……...…..... 14

Практическая работа № 3. Расчет параметров ленточных конвейеров и определение их производительности …….…..... 20

Практическая работа № 4. Определение места размещения перегрузочного пункта при автомобильно-железнодорожном транспорте…. 29

Практическая работа № 5. Расчет пропускной и провозной способности карьерных железных дорог ……..... 35

Список использованной литературы …… 41

Учебное издание

Юрий Иванович Лель
Юрий Владимирович Стенин
Игорь Андреевич Глебов

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Карьерный транспорт

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Корректура *Крестьяниновой И. А.*

Подписано в печать 27.09.2019 г.
Бумага офсетная. Формат 60 × $84^{1}/_{16}$.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 2,63. Уч.-изд. л. 2,89. Тираж 100 экз. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет.
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ И ЗАДАНИЯ К РАСЧЕТНО-ГРАФИЧЕСКОЙ РАБОТЕ

ЭЛЕКТРОТЕХНИКА

Специальность

21.05.04 Горное дело

Профиль (направленность)

Открытые горные работы

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

ВВДЕНИЕ 3
Задача 1. РАСЧЕТ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА 4
Задача 2. РАСЧЕТ ОДНОФАЗНЫХ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ СИНУСОИДАЛЬНОГО ТОКА 12
2.1. Последовательное соединение в цепи синусоидального тока. 12
2.2. Параллельное соединение в цепи синусоидального тока 14
2.3. Разветвленная цепь синусоидального тока 16
Задача 3. РАСЧЕТ ТРЕХФАЗНЫХ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ 22
3.1. Расчет трехфазных линейных электрических цепей при соединении фаз приемника звездой 22
3.2. Расчет трехфазных линейных электрических цепей при соединении фаз приемника треугольником 25
Задача 4. РАСЧЕТ СЛОЖНЫХ ТРЕХФАЗНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ. 27
Задача 5. РАСЧЕТ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ В ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЯХ ПОСТОЯННОГО ТОКА 33
Задача 6. РАСЧЕТ НЕЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА В УСТАНОВИВШЕМСЯ РЕЖИМЕ 40
ЗАДАЧА 7. РАСЧЕТ МАГНИТНЫХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА. 46
7.1. Неразветвленные магнитные цепи. 46
7.1.1. Прямая задача. Определить МДС цепи по заданному магнитному потоку. 49
7.1.2. Обратная задача. Определить магнитный поток в цепи по заданной МДС 51
2.2. Разветвленная цепь синусоидального тока. 58
Задача 8. ТРАНСФОРМАТОРЫ 59
Задача 9. АСИНХРОННЫЙ ДВИГАТЕЛЬ С ФАЗНЫМ РОТОРОМ 60
Задача 10. ДВИГАТЕЛЬ ПОСТОЯННОГО ТОКА ПАРАЛЛЕЛЬНОГО ВОЗБУЖДЕНИЯ 64

ВВДЕНИЕ

Дисциплина «Эектротехника» изучает процессы в электрических и магнитных цепях, выявляет общие закономерности электромагнитных явлений и их прикладное применение для создания, передачи и распределения электроэнергии.

Целью преподавания дисциплины является теоретическая и практическая подготовка будущего инженера-электрика, инженера-электромеханика, инженера по автоматизации производственных процессов, развитие его творческих способностей, умение формировать и решать на высоком научном уровне проблемы осваиваемой специальности, умение творчески применять и самостоятельно повышать свои знания. Эти цели достигаются на основе повышения творческой активности и самостоятельной работы студентов.

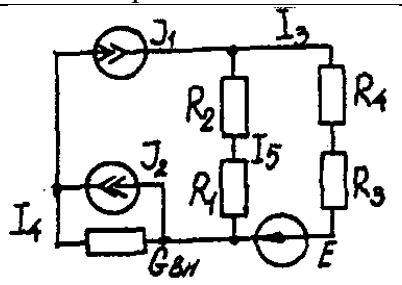
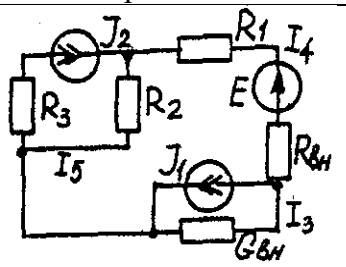
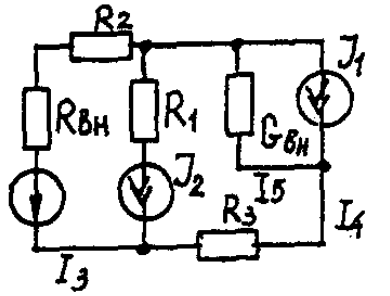
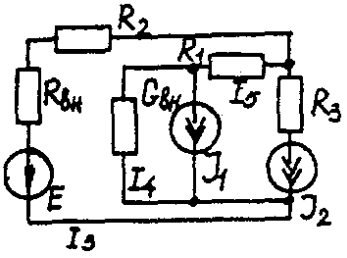
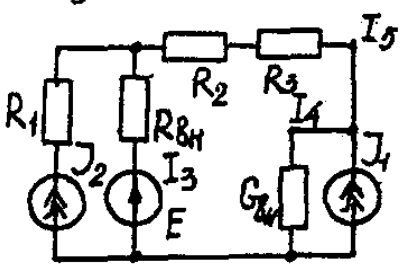
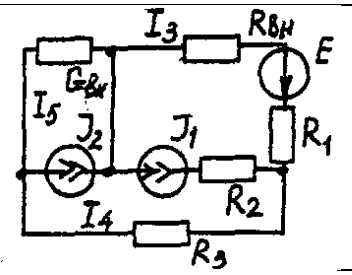
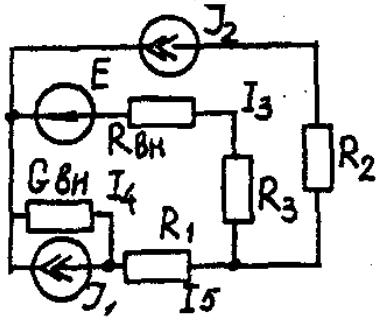
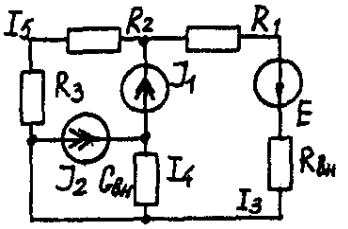
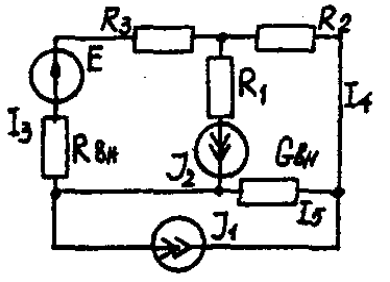
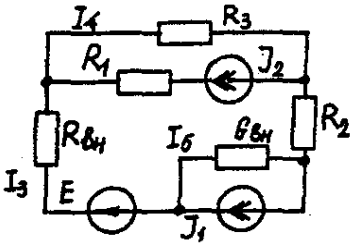
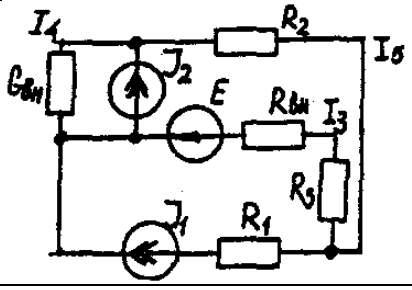
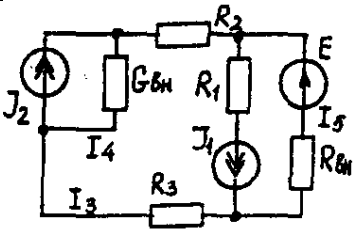
Высокий научный и инженерный уровень дисциплины обусловлен глубоким проникновением в ее разделы законов и положений, которые даются в курсах «Физика» и «Математика».

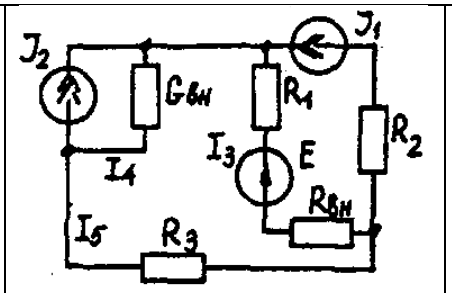
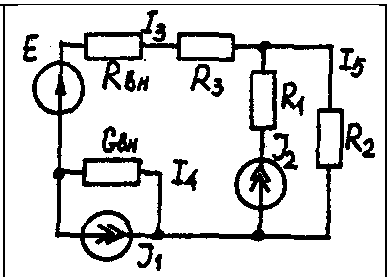
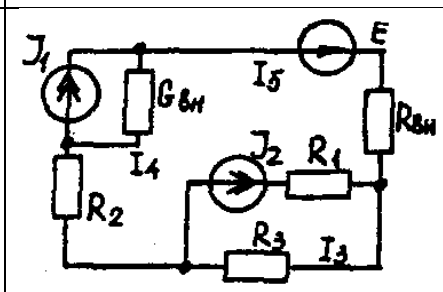
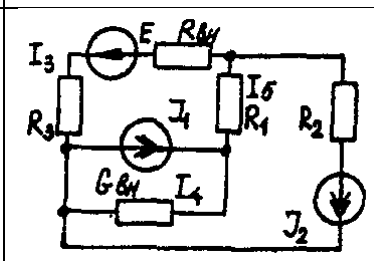
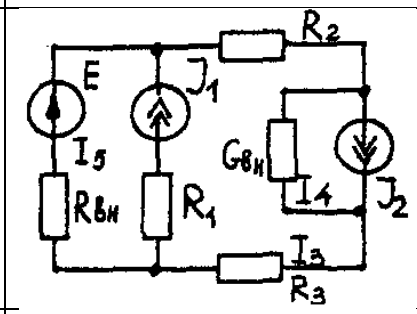
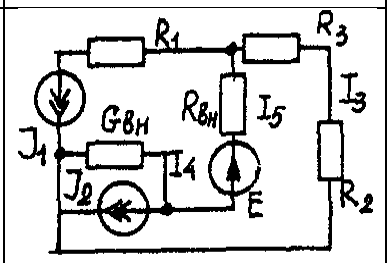
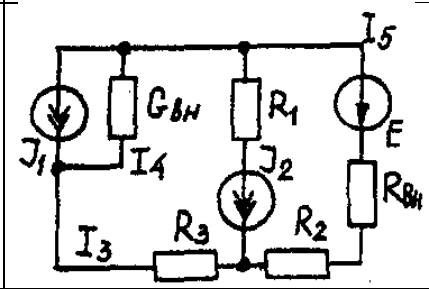
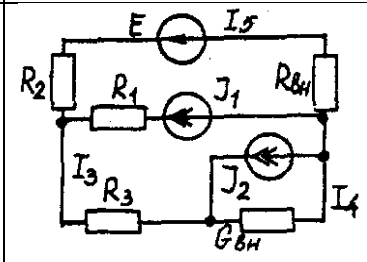
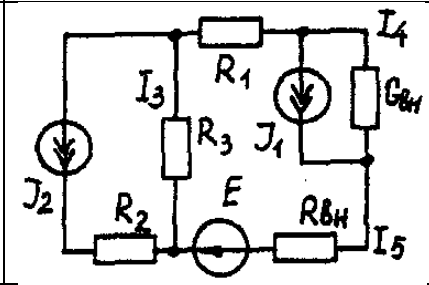
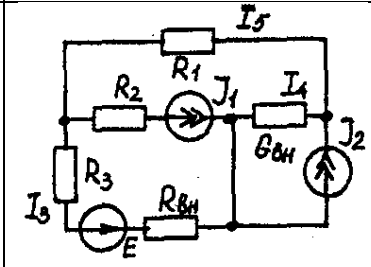
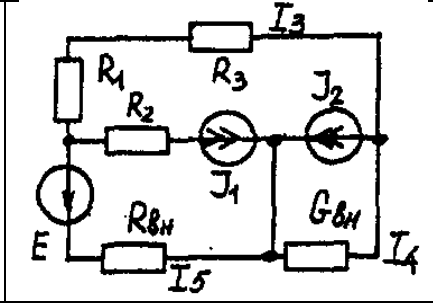
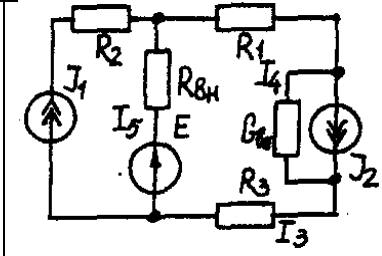
Выполнение контрольных заданий.

При выполнении контрольных задний необходимо выполнить следующие требования:

1. Контрольные задания выполняют по данному методическому указанию.
2. Варианты задач в контрольных заданиях определяют по двум последним цифрам номера студенческого билета. Если две последние цифры превышают число 24 (общее количество вариантов), то номер варианта определяется по остатку от целочисленного деления этих цифр на число 24. • Например, двум последним цифрам 49-го номера студенческого билета соответствует первый вариант контрольного задания.
3. Контрольные задания выполняют в отдельной тетради, на обложке которой приводят сведения по следующей форме: фамилия, имя, отчество, номер студенческого билета, номер контрольного задания.
4. Графическую часть (схемы, графики) в контрольных заданиях выполняют карандашом, в масштабе, с указанием последнего.
5. Решение каждой задачи контрольного задания следует начинать с новой страницы.
6. Электрические схемы вычерчивают согласно стандарту.
7. Условие задачи выписывают полностью без сокращений.
8. Решения задач сопровождают краткими пояснениями.
9. Контрольные задания представляются для проверки до начала соответствующей лабораторно-экзаменационной сессии.
10. Если контрольное задание не зачтено, студент обязан, исправив ошибки указанные преподавателем, представить задание на повторную рецензию.
11. Студенты, не сдавшие на проверку соответствующих решенных контрольных заданий, к сдаче экзамена не допускаются.

Задача 1. РАСЧЕТ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА

№	Схема варианта	№	Схема варианта
1		2	
3		4	
5		6	
7		8	
9		10	
11		12	

13		14	
15		16	
17		18	
19		20	
21		22	
23		24	

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы (табл. 1.1) с известными параметрами (табл. 1.2) определить токи в ветвях цепи следующими методами:

- составления уравнений электрического равновесия по законам Кирхгофа;
- контурных токов;

- наложения;
- узловых потенциалов;
- эквивалентного генератора.

Номер вариа-нта	Значение параметров							
	E, В	J_1, А	J_2, А	R_1, Ом	R_2, Ом	R_3, Ом	$R_{ВН}$, Ом	$G_{ВН}$, См
1	42	35	17	10	20	5	7	0,5
2	126	6	8	1	3	2	5	0,25
3	21	5	2	5	9	3	3	0,2
4	29	3	6	2	3	4	4	0,2
5	200	25	25	8	3	1	4	0,5
6	40	10	3	5	8	5	2	0,5
7	50	3	25	3	5	2	3	0,2
8	20	10	8	4	8	2	6	1
9	50	22	6	4	5	2	3	0,1
10	140	20	7	5	1	4	6	0,2
11	104	28	13	5	2	3	2	0,1
12	150	4	6	3	4	6	5	0,2
13	43	4	28	2	5	1	3	0,2
14	82	2	3	6	4	5	6	0,2
15	52	2	1	3	1	2	2	0,2
16	204	1	5	2	3	1	3	0,4
17	110	11	9	2	3	3	2	0,5
18	72	2	1	4	1	3	6	0,2
19	42	2	5	3	3	4	5	0,1
20	8	6	2	6	1	2	2	0,05
21	187	10	6	2	6	7	4	0,5
22	144	5	15	4	3	2	4	0.5
23	84	6	5	3	3	6	3	0,5
24	103	12	6	4	3	1	3	0,5

Метод составления уравнений электрического равновесия по законам Кирхгофа

Методические указания.

Этот метод основан на составлении и совместном решении системы уравнений электрического равновесия, составленных по первому и второму законам Кирхгофа. Общее число независимых уравнений (и) должно быть равно числу неизвестных токов, то есть числу ветвей электрической схемы *(p)* за исключением ветвей, содержащих источник тока.

Последовательность решения.

Выбрать условное положительное направление токов в ветвях. По первому закону Кирхгофа для схемы, содержащей *(q)* узлов, составить *(q* -1) уравнений электрического равновесия. По второму закону Кирхгофа составить [*p* - *(q* - 1)] уравнений электрического равновесия для независимых контуров. При составлении уравнений электрического равновесия следует обратить внимание на знаки. Если заданное или произвольно выбранное направление токов и э. д. с. совпадают с выбранным обходом контуров, то перед ними в уравнениях электрического равновесия ставят знак плюс, знак у падений напряжений берется в соответствии со знаком тока.

Решить полученную систему уравнений электрического равновесия относительно неизвестных токов в ветвях.

Выполнить проверку полученного решения по первому закону Кирхгофа для узлов заданной электрической схемы.

Метод контурных токов

Методические указания.

Этот метод заключается в представлении действительных токов в ветвях, являющихся общими для двух или большего числа смежных контуров, алгебраической суммой составляющих, каждая из которых является током, замыкающимся в одном из выбранных контуров. Эти составляющие называются контурными токами. При решении задачи этим методом в расчет вводят контурные токи, составляют уравнения электрического равновесия только на основании второго закона Кирхгофа. Вычислив контурные токи, определяют действительные токи в ветвях.

Последовательность решения.

Выбрать для рассматриваемой схемы независимые контуры, не содержащие источники тока *(J).*

Задавшись положительными направлениями обхода контуров, составить для выбранных независимых контуров уравнения электрического равновесия по второму закону Кирхгофа, принимая направления контурных токов, совпадающими с выбранным обходом контуров. В уравнениях электрического равновесия учитывать и падения напряжений, обусловленные источниками тока (J) на соответствующих сопротивлениях рассматриваемого контура. Определить контурные токи.

Вычислить действительные токи ветвей как алгебраические суммы токов как контурных, так и источников тока, протекающих через рассматриваемую ветвь.

Метод наложения

Методические указания.

Этот метод основан на том, что действительный ток в рассматриваемой ветви равен алгебраической сумме составляющих токов в этой ветви, вызванных каждой из э. д. с. и источника тока в отдельности при исключении действия остальных источников э. д. с. и тока.

Последовательность решения.

Составить (нарисовать) электрические цепи с одним источником э. д. с. или тока, при этом зажимы остальных источников тока размыкать, а источники э. д. с. замыкать накоротко.

Задаться положительными направлениями токов в ветвях.

Определить составляющие - токов в ветвях, вызванных рассматриваемым источником.

Определить действительные токи ветвей как алгебраическую сумму составляющих.

Метод узловых потенциалов

Методические указания.

Этот метод заключается в определении потенциалов узлов, на основании чего вычисляются токи в ветвях по закону Ома. Потенциалы узлов определяются на основании системы уравнений электрического равновесия (1.1), составленных по первому закону Кирхгофа. При этом токи в уравнениях электрического равновесия выражают через потенциалы согласно закону Ома для участка цепи. Потенциал одного из узлов принимается равным нулю.

$$\left.\begin{array}{l} \varphi_1 G_{11} - \varphi_1 G_{12} - \varphi_3 G_{13} = I_{11} \\ -\varphi_1 G_{21} - \varphi_1 G_{22} - \varphi_3 G_{23} = I_{22} \\ -\varphi_1 G_{31} - \varphi_1 G_{32} - \varphi_3 G_{33} = I_{33} \\ \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \end{array}\right\} \quad (1.1)$$

Где $\varphi_1, \varphi_2, \varphi_3$, - потенциалы узлов; G_{11}, G_{22}, G_{33}, ... - собственная (узловая) проводимость, равная сумме проводимостей всех ветвей, сходящихся в этом узле, без учета проводимостей ветвей с источниками тока; $G_{11}, G_{12}, G_{13}, G_{21}, G_{23}, G_{32}, \dots$ - взаимная проводимость, равная сумме проводимостей ветвей между двумя узлами, без учета проводимостей ветвей с источниками тока; $I_{11}, I_{22}, I_{33}, \dots$ - узловой ток, равный алгебраической сумме токов (J) источников тока и произведений *(G-E)* (э. д. с. ветвей, сходящихся в рассматриваемом узле, на их проводимости); эти величины входят в выражения узловых токов со знаком плюс, если токи *(J)* и э. д. с. (E) направлены к рассматриваемому узлу.

Последовательность решения.

Пронумеровать узлы. Потенциал одного из узлов принять равным нулю.

Составить систему *(q* - 1) уравнений электрического равновесия (1.1) Вычислить собственные и взаимные проводимости, узловые токи и подставить в систему уравнений электрического равновесия (1.1).

Определить потенциалы узлов, решив систему уравнений электрического равновесия (1.1). Определить токи ветвей по закону Ома.

Ток ветви равняется разности потенциалов двух узлов, деленной на сопротивление ветви,

$$I_{\text{ветви}} = [\,(\varphi_{\text{к}} - \varphi_{(\text{к}-1)})\,] / \sum R_{\text{ветви}} \quad (1.2)$$

Метод эквивалентного генератора

Методические указания.

Этот метод основан на применении теоремы об активном двухполюснике. Согласно теоремы любой активный двухполюсник, содержащий один или несколько источников энергии, можно заменить эквивалентным генератором, э. д. с. которого равна напряжению холостого хода на зажимах выделенной ветви, а внутреннее сопротивление равно входному сопротивлению двухполюсника (рис. 1.1).

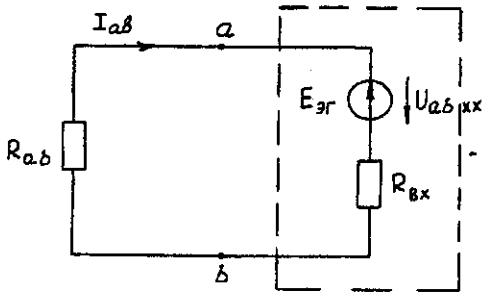


Рис. 1.1. К методу эквивалентного генератора

При определении тока, например, в ветви *ab* любой электрической схемы, эту схему представляют в виде двух частей: рассматриваемой ветви *ab* и остальной части схемы - эквивалентного генератора *($E_{эг}$).* Ток в ветви *ab* определяют по формуле:

$$I_{ab} = U_{ab\,xx} / (R_{ab}+R_{вх}) \quad (1.3)$$

где *Uab xx* - напряжение холостого хода активного двухполюсника (эквивалентного генератора) относительно зажимов рассматриваемой ветви; $R_{вх}$ - входное сопротивление пассивного двухполюсника относительно зажимов *ab;* R_{ab} - сопротивление рассматриваемой ветви *ab.*

Последовательность решения.

Определить напряжение U_{abxx} с помощью одного из известных методов расчета электрических цепей, согласно исходной схеме без рассматриваемой ветви *ab.*

Вычислить входное сопротивление $R_{вх}$ пассивного двухполюсника, т. е. сопротивление исходной электрической цепи относительно точек *ab* без ветви *ab,* при замкнутых источниках токов э. д. с. и разомкнутых источников токов.

Вычислить ток в рассматриваемой ветви *ab* (см. рис. 1.1) по формуле (1.3).

Пример решения задачи

Для заданной электрической цепи (рис. 1.2) с параметрами: E=65,5 В; J_1=3,5 А; J_2 = 8 А; R_1 = 9 Ом; R_2 = 7 Ом; R_3 = 5 Ом; $R_{вн}$ = 3 Ом; $G_{вн}$ = 0,5 См, определить токи в ветвях.

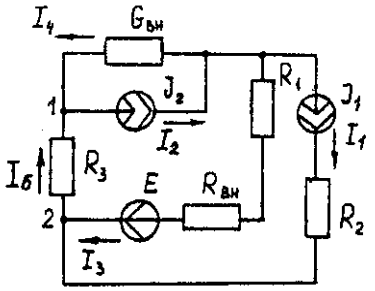


Рис. 1.2. Схема заданной электрической цепи

Метод составления уравнений электрического равновесия по законам Кирхгофа

В рассматриваемой электрической цепи неизвестными являются три тока *(I_3, I_4, I_5)*, для определения этих токов необходимо иметь систему из трех уравнений электрического равновесия, которые составляем по законам Кирхгофа: два уравнения электрического равновесия по первому закону Кирхгофа, предварительно задавшись положительными направлениями токов в ветвях (для узлов 1 и 2); третье уравнение электрического равновесия по второму закону Кирхгофа. Принимаем контур *(R_3 – $G_{вн}$ – R_1 – $R_{вн}$ - E)*, минуя ветви с источниками тока, и задаемся положительным направлением его обхода (см. рис. 1.2.)

$$\left.\begin{array}{l} I_4 - J_2 + I_5 = 0; \\ I_3 + J_1 - I_5 = 0; \\ I_5 R_3 - I_4 1/G_{вн} + I_3(R_1 + R_{вн}) = E. \end{array}\right\} \quad (1.4)$$

$$\left.\begin{array}{l} I_4 - 8 + I_5 = 0; \\ I_3 + 3{,}5 - I_5 = 0; \\ I_5 5 - I_4 * 1/0{,}5 + I_3(9 + 3) = 65{,}5. \end{array}\right\} \quad (1.5)$$

В результате решения системы уравнений (1.5) получим: I_3 = 3 А; I_4 = 1,5 А; I_5 = 6,5 А.

Метод контурных токов

Для определения трех неизвестных токов выбираем три независимых контура (рис 1.3) и задаемся положительными направлениями их обхода, совмещая положительные направления контурных токов I_{11}, I_{22}, I_{33} с направлениями их обхода I_{11}= J_1= 3,5 А ; I_{22} = J_2 = 8 А.

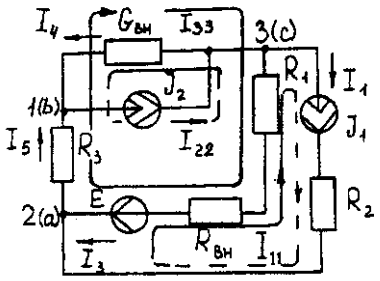


Рис. 1.3. Схема электрической цепи для метода контурных токов

Таким образом, неизвестным является лишь контурный ток I_{33}. Для третьего контура *(R_3 - $G_{ВН}$ – R_3 – $R_{вн}$- E)* составляем уравнение электрического равновесия по второму закону Кирхгофа и определяем контурный ток I_{33}

$$-I_{11}(R_1+R_{вн})-I_{22}*1/G_{вн}+I_{33}(R_1+R_{вн}+R_3+1/G_{вн})= E; \quad (1.6)$$

$$-3{,}5(9 + 3) - 8 * 1/0{,}5 + I_{33}\,(9 + 3 + 5 + 1/0{,}5) = 65{,}5;$$

отсюда I_{33} = 6,5 А.

Действительные токи в ветвях:

I_3=I_{33}-I_{11}=6,5-3,5 = 3А;

$I_4 = I_{22}$-I_{33} = 8-6,5 = l,5A,

$I_5 = I_{33}$=6,5A.

Метод узловых потенциалов

Заземляем один из узлов (например 3, рис. 1.4), потенциал этого узла (φ_3) теперь равен нулю. Для определения потенциалов двух других узлов составляем систему из двух уравнений электрического равновесия по первому закону Кирхгофа:

$$\left.\begin{aligned}\varphi_1 G_{11} - \varphi_2 G_{12} &= I_{11}\\ -\varphi_1 G_{21} - \varphi_2 G_{22} &= I_{22}\end{aligned}\right\} \quad (1.7)$$

$G_{11} = G_{вн}$+ 1/R_3= 0,5 + 1/5 = 0,7 См ; G_{12} = G_{21} = 1/R_3 = 1/5 = 0,2 См ; G_{22} = 1/R_3 + l/(R_1 + $R_{вн}$) = 1/5 + 1/(9 + 3) = 0,28 См.

I_{11} = -J_2 = - 8 А; I_{22} = J_1 + E/(R_1 + $R_{вн}$) = 3,5 + 65/(9 + 3) -=9 А.

$$\left.\begin{aligned}0{,}7\varphi_1 - 0{,}2\varphi_2 &= -8;\\ -0{,}2\varphi_1 - 0{,}28\varphi_2 &= 9,\end{aligned}\right\}$$

откуда φ_1= -3 В ; φ_2 = 29,5 В.

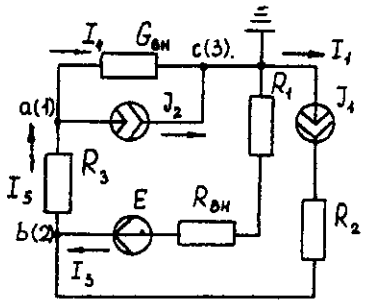


Рис. 1.4. Схема электрической цепи для метода узловых потенциалов

Токи в ветвях:

I_3 = [(φ_3 - φ_2) + E] * 1/ (R_1 + $R_{вн}$) = [(0 - 29,5) + 65,5] * 1/(9 + 3) - 3 А;

I_4 = (φ_3 - φ_1)-$G_{ВН}$ = (0 + 3)*0,5 = 1,5 А;

I_5 = (φ_1- φ_2) • 1/R_3 = (-3 - 29,5)*1/5 = -6,5 А.

Знак "-" у тока I_5 указывает на то, что действительное направление тока противоположно выбранному.

Метод наложения

Определяем составляющие токов в ветвях (I_3', I_4', I_5'), вызванные источником э. д. с. (Е) при исключении источников тока (J_1) и (J_2) (рис. 1.5, а). Направление токов в цепи определяется согласно направлению источника э. д. с. (Е)

I_3'= I_4' = I_5'= E/(R_1 + $R_{вн}$ + R_3 + 1/$G_{ВН}$) = 65,5/(9 + 3 + 5 + 1/0,5) = 3,45 А.

Определяем составляющие токов в ветвях (I_3'', I_4'', I_5''), вызванные источником тока (J_1) (рис. 1.5, *б*) при исключении источника тока (J_2) и источника, э. д. с. (E) которого закорачивается. Направление токов в ветвях определяется согласно направлению (J_1).

$I_3 = J_1(R_3 + 1/G_{ВН})/(R_1 + R_{вн} + R_3 + 1/G_{ВН}) = 3{,}5(5 + 2)/(9 + 3 + 5 + 2) = 1{,}3$ А;

I_4'' = I_5'' = J_1 – I_3'' = 3,5 -1,3 = 2,2 А.

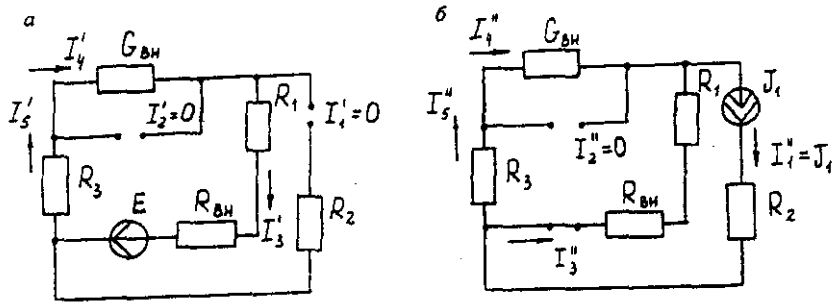


Рис. 1.5. Схема электрической цепи для метода наложения при исключении источника тока (а) и вызванные источником тока *(б)*

Определяем составляющие токов в ветвях (I_3''', I_4''', I_5'''), вызванные источником тока (J_2) (рис. 1.6, а) при исключении источника тока (J_1) и источника, э. д. с. (Е) которого закорачивается. Направление токов в ветвях определяется согласно направлению (J_2).

$I_3''' = I_5''' = J_2 (1/G_{вн})/(R_1 + R_{вн} + R_3 + 1/G_{вн}) = 8*2/(9 + 3 + 5 + 2) = 0{,}85$ А;

$I_4''' = J_2 - I_3''' = 8 - 0{,}85 = 7{,}15$ А

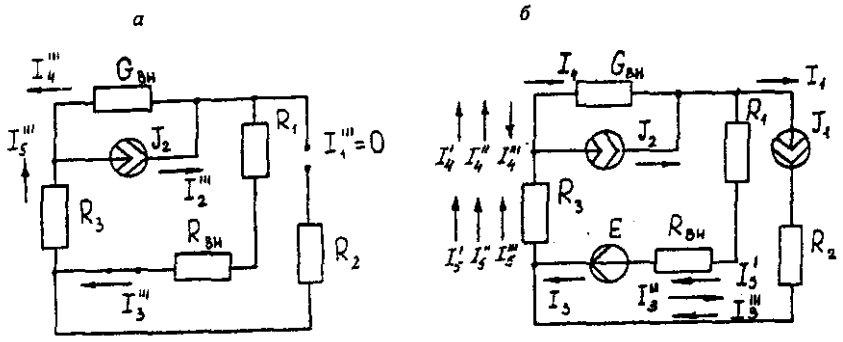


Рис. 1.6. Схема электрической цепи для определения составляющих токов в ветвях, вызванных источником тока (а) и при исключении (б)

Действительные токи в ветвях определяем как алгебраическую сумму составляющих, вызванных каждым из источников энергии (см. рис. 1.6, б):

$I_3 = I_3' - I_3'' + I_3''' = 3$А; $I_4 = -I_4' - I_4'' + I_4''' = 1{,}5$ А;

$I_5 = I_5' + I_5'' + I_5''' = 6{,}5$ А

Проверку решений выполняем, применяя первый закон Кирхгофа для трех узлов.

Метод эквивалентного генератора

Определить ток ветви *ab*.

Определяем напряжение $U_{ab\,xx}$. При размыкании ветви *ab* исходная схема (см. рис. 1.2) преобразуется в схему, изображенную на рис. *1.7, а.*

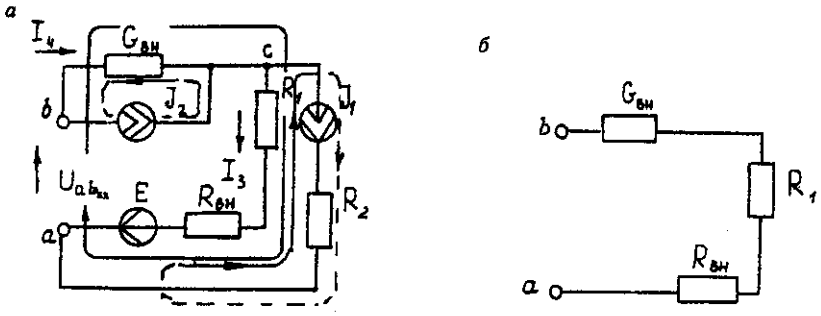


Рис. 1.7. Схема электрической цепи для метода эквивалентного генератора: *а* - исходная; *б* – преобразованная

По второму закону Кирхгофа составляем уравнение электрического равновесия для контура *a-b-c-a,* не содержащего источников тока, обходя контур по часовой стрелке,

$$U_{ab\,xx} - J_2 * 1/G_{вн} - J_1 * (R_{вн} - R_1) = E \quad (1.8)$$

$U_{ab\,xx} = 8 - 1/0{,}5 - 3{,}5 * (9 + 3) = 65{,}5$; $U_{ab\,xx} = 123{,}5$ В.

Определяем входное сопротивление относительно зажимов выделенной ветви $U_{ab\,xx}$, при этом зажимы источника э. д. с. закорачиваем, а зажимы источников тока размыкаем. В результате получается электрическая цепь (рис. 1.7,б)

$U_{ab\,xx} = 1/G_{вн} + R_1 + R_{вн} = 17$ Ом;

$I_{ab} = U_{ab\,xx}(R_{вх\,ab} + R_3) = 123{,}5/(14 + 5) = 6{,}5$ А.

Задача 2. РАСЧЕТ ОДНОФАЗНЫХ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ СИНУСОИДАЛЬНОГО ТОКА

2.1. Последовательное соединение в цепи синусоидального тока.

На рис.2.1 представлена неразветвленная электрическая цепь.

Исходные данные к задаче 2.1 приведены в табл. 2.1,

Необходимо:

1. Составить комплексное уравнение сопротивлений, построить диаграмму сопротивлений.

2. Составить комплексное уравнение напряжений, построить векторную диаграмму напряжений. Записать полное напряжение цепи в алгебраической и показательной формах.

3. Составить комплексное уравнение мощности, построить диаграмму мощности. Рассчитать: P, Q, S, cosφ.

4. Записать уравнение для напряжения и тока всей цели в функции времени. На одном рисунке построить графики напряжения и тока $i = \int(\omega t), u = \int(\omega t), f = 50 Гц, \psi_1 = 0$

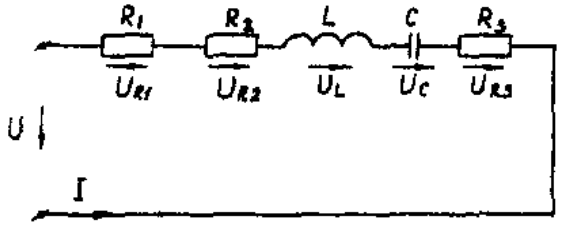


Рис. 2.1. Неразветвленная электрическая цепь

Методические указания

Рекомендуемая последовательность решения и расчетные формулы:

Вычисляют индуктивное и емкостное сопротивления в цепи, Ом

$$X_L = \omega \cdot L$$
$$X_C = 1/\omega \cdot c \quad (2.1)$$

где ω — угловая частота переменного тока, ω = 314 $с^{-1}$. (При вычислении X_C размерность емкости С — Ф, 1Ф = 10^6 мкФ).

Вычисляют полное сопротивление цели в комплексной форме, Ом

$$\underline{Z} = R_1 + R_2 + jX_L - jX_C + R_3 \quad (2.2)$$

Вычисляют действующее значение тока в цепи по закону Ома, А

$$I = \frac{U_{R1}}{R_1} \quad \left(или \frac{U_{R3}}{R_3} \right) \quad (2.3)$$

Записывают комплекс тока в цепи при начальной фазе ψ_i=0 как İ = I, А.

Исходные данные к задаче

Таблица 2.1

Вари-ант	R_1, Ом	R_2, Ом	L, Гн	C, мкФ	R_3, Ом	U_{R1}, В	U_{R3}, В
1	8	10	0,478	636	10	80	-
2	8	15	0,0318	159	10	80	-
3	10	20	0,0636	318	12	100	-
4	10	25	0,0478	127	12	100	-

5	12	10	0,0318	159	6	120	-
6	12	15	0,0636	636	6	-	60
7	6	25	0,0478	106	8	-	80
8	6	10	0,0636	212	8	-	80
9	8	15	0,0636	79,6	10	-	100
10	8	20	0,0478	318	10	-	100
11	10	20	0,096	79,6	12	100	-
12	10	10	0,636	318	12	100	-
13	12	15	0,636	127	6	120	-
14	6	20	0,096	159	6	120	-
15	6	25	0,0478	159	8	60	-
16	8	10	0,0318	636	8	-	80
17	8	15	0,0636	106	10	-	100
18	10	20	0,0318	636	10	-	100
19	10	25	0,0478	79,6	12	-	120
20	12	10	0,096	212	12	-	120
21	8	10	0,096	212	6	80	-
22	8	15	0,048	636	6	80	-
23	10	20	0,0636	159	8	100	-
24	10	25	0,0478	318	8	100	-

Вычисляют напряжения на отдельных элементах цепи и всей цепи в комплексной форме, В

$$\dot{U} = \underline{Z}\dot{I} = R_1\dot{I} + R_2\dot{I} + jX_L\dot{I} - jX_C\dot{I} + R_3\dot{I} = \\ = U_{R1} + U_{R2} + jU_L - jU_C + U_{R3} \quad (2.4)$$

Вычисляют полную мощность цепи и мощность на элементах цепи в комплексной форме

$$S = \dot{U}\cdot\dot{I} = \underline{Z}I^2 = R_1I^2 + R_2I^2 + jX_LI^2 - jX_CI^2 + \\ + R_3I^2 = P_1 + P_2 + jQ_L - jQ_C + P_3 \quad (2.5)$$

Строят (раздельно) векторную топографическую диаграмму напряжений, диаграмму сопротивлений и мощностей на комплексной плоскости в соответствии с данными вычислений по формулам (2.4), (2.2), (2.5).

Комплексной плоскостью называется плоскость, проходящая через две взаимно-перпендикулярные оси, ось вещественных и ось мнимых чисел.

При построении диаграммы (например, напряжений) первоначально откладывают в масштабе (m_I) комплекс тока $\dot{I} = I(\psi_1)$ в положительном направлении оси вещественных чисел, затем откладывают в масштабе (m_u) напряжения U_{R1}, U_{R2}, $+jU_L$, U_{R3}, $-jU_C$. Замыкающий вектор U является вектором напряжения, приложенного к цепи. Он опережает по фазе ток при $X_L > X_C$ ($\varphi>0$) и отстает по фазе от тока при $X_L < X_C$ ($\varphi<0$).

На рис.2.1,а, рис.2.1,в, рис.2.1,с построены, соответственно диаграмма сопротивлений, векторная топографическая диаграмма напряжений и диаграмма мощностей для произвольно принятый значений сопротивлений цепи.

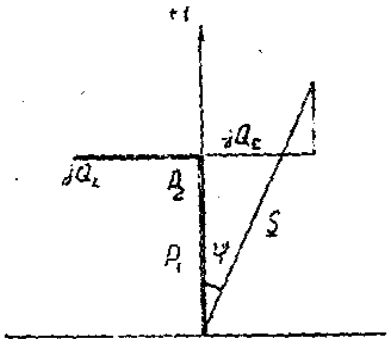


Рис. 2.1,с

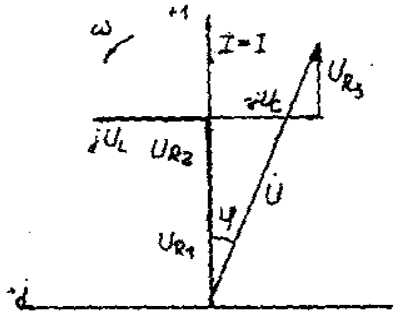


Рис. 2.1,в

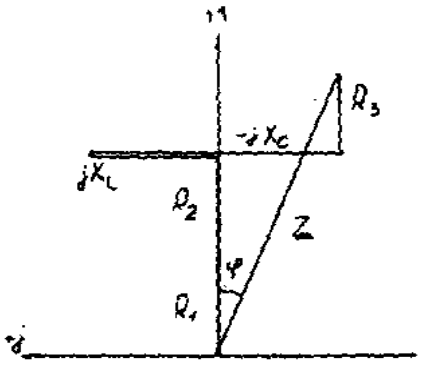


Рис. 2.1,а

2.2. Параллельное соединение в цепи синусоидального тока

На рис. 2.2 представлена разветвленная электрическая цепь.

Исходные данные к задаче 2.2 приведены в табл. 2.2.

Необходимо:

1. Составить комплексное уравнение проводимостей. Построить диаграмму проводимостей.

2. Составить комплексное уравнение токов, построить векторную лиаграмму токов. Записать ток на входе цепи а алгебраической и показательной формах.

3. Составить комплексное уравнение мощности, построить диаграмму мощности. Рассчитать: P, Q, S, cosφ.

4. Записать уравнение для напряжения и тока всей цели в функции времени. На одном рисунке построить графики напряжения и тока $i = \int(\omega t), u = \int(\omega t),\ f = 50Гц, \psi_1 = 0$

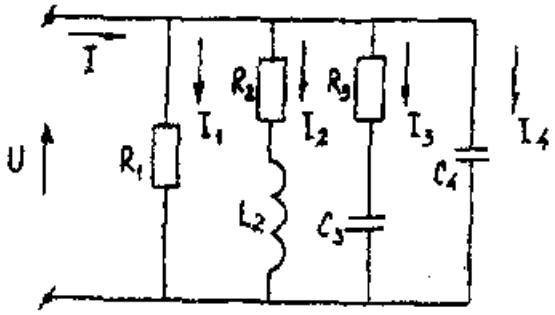


Рис. 2.2. Разветвленная электрическая цепь

Методические указания

Рекомендуемая последовательность решения и расчетные формулы:

Вычисляют комплексы проводимостей параллельных ветвей

$$\underline{Y}_1 = 1/\underline{Z}_1 = 1/R_1 = g_1$$
$$\underline{Y}_2 = 1/\underline{Z}_2 = 1/(R_2 + jX_{L2}) = R_2/Z_2^2 - jX_{L2}/Z_2^2 = g_2 - jb_{L2} \quad (2.6)$$
$$\underline{Y}_3 = 1/\underline{Z}_3 = 1/(R_3 - jX_{C3}) = R_3/Z_3^2 - jX_{C3}/Z_3^2 = g_3 - jb_{C3}$$
$$\underline{Y}_4 = 1/\underline{Z}_4 = 1/(-jX_{C4}) = jb_{C4}$$

где g_1, g_2, g_3, b_{L2}, b_{C3}, b_{C4} — активная, активная, индуктивная, активная, емкостная, емкостная проводимости ветвей рассматриваемой цепи, См.

Вычисляют полную проводимость цепи в комплексной форме

$$\underline{Y} = g_1 + (g_2 - jb_{L2}) + (g_3 + jb_{C3}) + jb_{C4} \quad (2.7)$$

Записывают комплекс напряжения, приложенного к цепи при начальной фазе $\psi_u = 0$ как $\dot{U} = U$

Вычисляют полный ток цепи в комплексной форме (по первому закону Кирхгофа), А

$$I = I_1 + I_2 + I_3 + I_4 = U\underline{Y} = U\begin{bmatrix} g_1 + (g_2 - jb_{L2}) + \\ + (g_3 + jb_{C3}) + jb_{C4} \end{bmatrix} = \quad (2.8)$$
$$= I_{a1} + (I_{a2} - jI_{L2}) + (I_{a3} + jI_{C3}) + jI_{C4}$$

Исходные данные к задаче

Таблица 2.2

Вари-ант	R_1, Ом	R_2, Ом	L, Гн	C, мкФ	R_3, Ом	U_{R1}, В	U_{R3}, В
1	5	3	4	16	12	25	100
2	10	8	6	16	12	20	100
3	16,7	6	8	12	16	16,7	100
4	20	16	12	4	3	10	100
5	25	12	16	3	4	25	100
6	5	12	16	4	3	20	100
7	10	16	12	3	4	16,7	100
8	16,7	6	8	16	12	10	100
9	20	8	6	6	8	5	100
10	25	3	4	6	8	5	100
11	5	4	3	16	12	10	100
12	10	4	3	12	16	16,7	100
13	16,7	3	4	8	6	20	100
14	20	8	6	4	3	25	100
15	25	6	8	12	16	25	100
16	5	16	12	8	6	20	100
17	10	16	12	6	8	16,7	100
18	16,7	12	16	3	4	10	100
19	20	12	16	6	8	10	100
20	25	6	8	3	4	5	100
21	10	6	8	12	16	10	100
22	16,7	16	12	16	3	5	100
23	20	12	6	4	8	15	100
24	25	8	6	3	4	20	100

Вычисляют полную мощность цели в комплексной форме

$$S = \dot{U} \cdot \dot{I} = U\left[I_{a1} + \left(I_{a2} + jI_{L2}\right) + \left(I_{a3} - jI_{C3}\right) + jI_{C4}\right] = \quad (2.9)$$
$$= P_1 + \left(P_2 + jQ_{L2}\right) + \left(P_3 - jQ_{C3}\right) - jQ_{C4}$$

где İ - сопряженный комплекс тока. Сопряженный комплекс — это исходный комплекс у которого знак мнимой составляющей меняется на противоположный.

В соответствии с данными вычислений по формулам (2.7), (2.8), (2.9) строят на комплексных плоскостях раздельно диаграммы проводимостей, токов и мощностей.

Первоначально откладывают в масштабе (m_u) комплекс напряжений $\mathring{U} = U$ ($\psi_u=0$) в положительном направлении оси вещественных чисел, затем (например для векторной диаграммы токов), откладывают в масштабе (m_i) токи I_{a1}, I_{a2}, $-jI_{L2}$, I_{a3}, $+jI_{C4}$. Полный ток цепи (замыкающий вектор) отстает по фазе от напряжения при $b_{L2} > (b_{C3}+b_{C4})$ ($\varphi>0$) и опережает по фазе напряжение при $b_{L2} < (b_{C3}+b_{C4})$ ($\varphi<0$)

На рис.2.2,а, рис.2.2,в, рис.2.2,с построенных, соответственно, диаграмма проводимостей, векторная диаграмма токов и диаграмма мощностей для произвольно принятых значений проводимостей цепи.

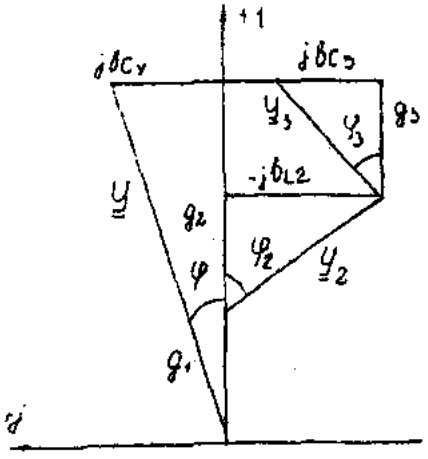


Рис. 2.2.а

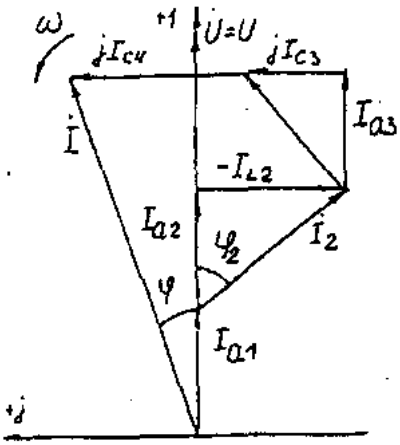


Рис. 2.2.в

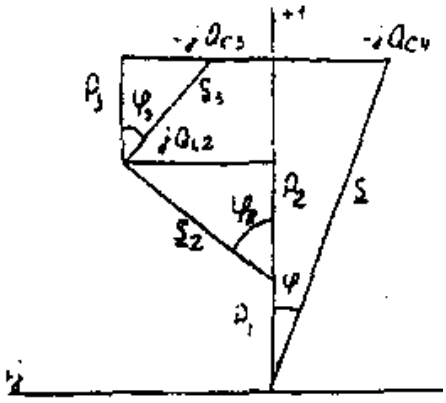


Рис. 2.2.с

2.3. Разветвленная цепь синусоидального тока

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы (табл. 2.3) с известными параметрами (табл. 2.4) определить токи в ветвях и полный ток, напряжение на участках цепи, мощности активные, реактивные и полные отдельных ветвей и всей цепи. Построить векторную диаграмму токов и векторную топографическую диаграмму напряжений цепи.

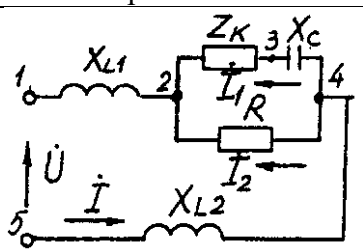
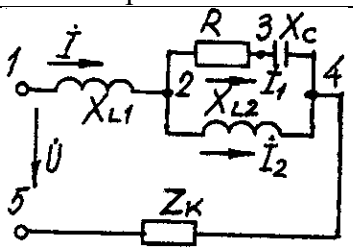
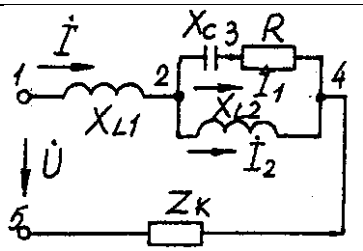
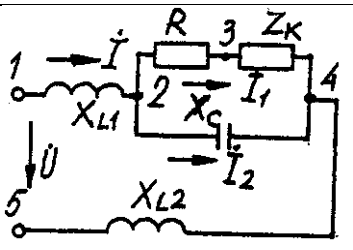
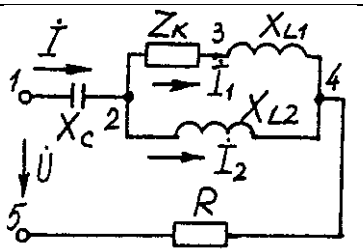
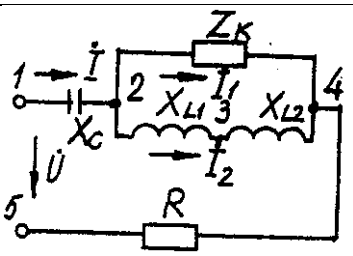
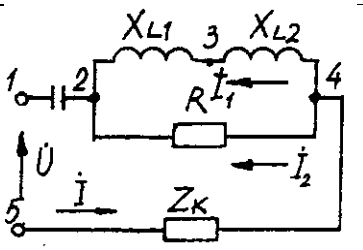
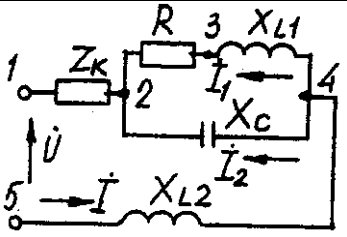
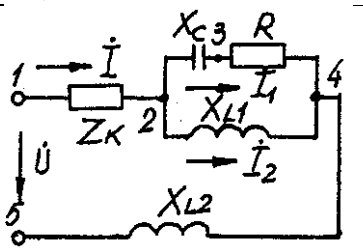
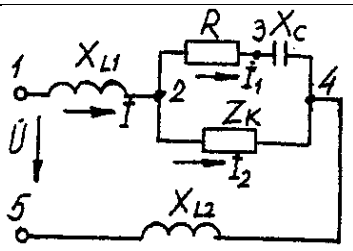
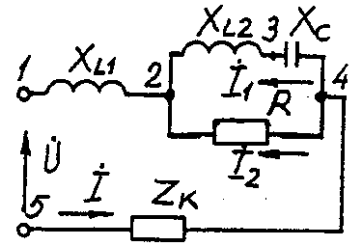
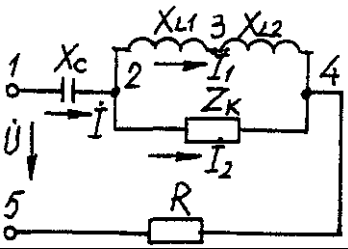
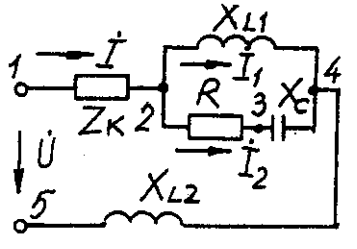
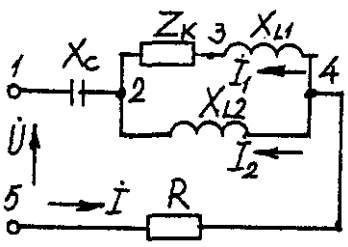
Методические указания.

Решить задачу, используя символический метод расчета для действующих значений напряжений и токов.

Вектор приложенного к цепи напряжения рекомендуется совместить с положительным направлением оси вещественных чисел, т. е. $U=U$.

Заданную задачу, можно решить, используя метод составления уравнений электрического равновесия по законам Кирхгофа, метод преобразования электрической схемы или другие известные методы.

Таблица 2.3.

№	Схема варианта	№	Схема варианта
1		13	
2		14	
3		15	
4		16	
5		17	
6		18	
7		19	

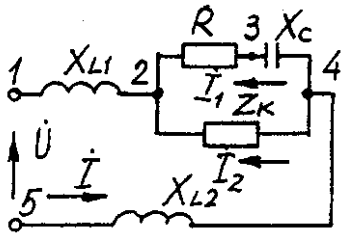
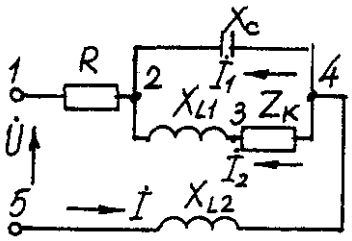
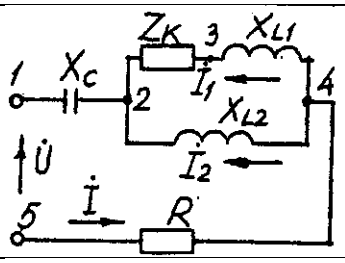
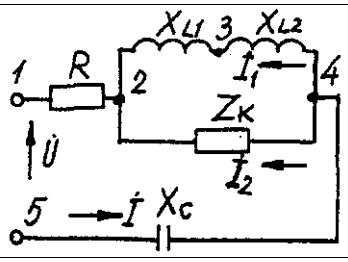
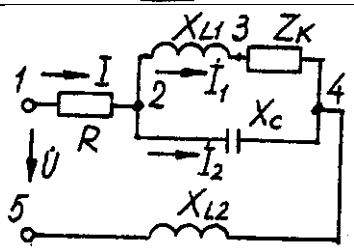
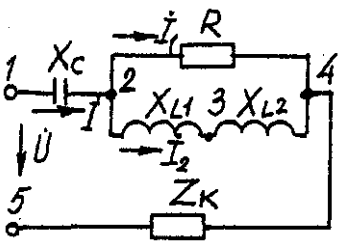
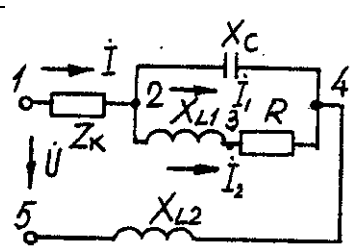
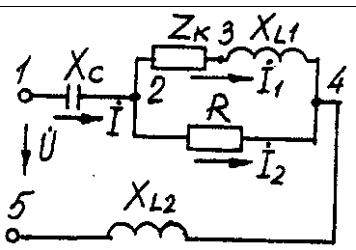
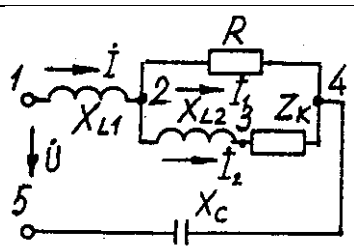
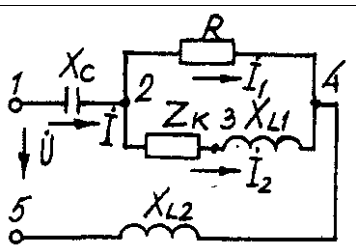
8		20	
9		21	
10		22	
11		23	
12		24	

Таблица 2.4

Номер вариа-нта	Значение параметров						
	U, В	R, Ом	X_{L1}, Ом	X_{L2}, Ом	X_C, Ом	R_K, Ом	X_{LK}, Ом
1	160	18	23	10	8	15	7
2	180	30	23	18	43	13	12
3	200	12	46	31	18	10	20
4	260	2	14	27	13	9	12
5	100	14	12	15	31	21	14
6	380	19	16	27	15	15	16
7	140	13	62	3	35	12	22
8	120	8	25	3	14	10	11
9	220	3	8	26	4	6	33
10	20	16	40	25	44	6	7
11	400	16	2	35	55	11	16
12	240	31	7	23	14	2	7
13	320	19	22	10	17	9	12
14	380	20	19	20	23	9	42
15	60	21	63	7	29	8	37
16	40	44	32	12	54	16	10
17	300	35	36	27	33	71	27
18	280	11	51	14	7	21	34
19	80	13	64	82	25	12	46
20	240	16	42	11	91	46	9
21	100	16	18	23	13	10	24
22	200	7	5	18	38	14	20
23	180	21	22	14	25	6	11
24	160	24	92	46	85	27	10

Пример решения задачи

Для заданной электрической цепи (рис. 2.3) с параметрами: U=100 В; $R_к$ =6 Ом; X_{L1}= 6 Ом; R_1 = 8 Ом; X_C=6 Ом; X_C=10 Ом; X_{L2} =11 Ом определить токи в ветвях, напряжения на участках цепи, активные, реактивные и полные мощности. Построить векторную диаграмму токов и векторную топографическую диаграмму напряжений цепи.

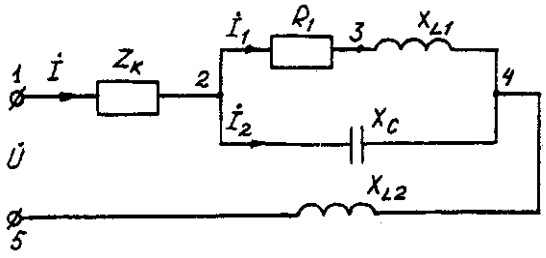


Рис. 2.3. Схема электрической цепи

Задаемся условным положительным направлением токов в ветвях. Выбираем два независимых контура (1-2-3-4-5-1, 2-3-4-2). Для определения трех неизвестных токов *(İ, $İ_1$, $İ_2$)*, составляем систему (2.1) из трех уравнений электрического равновесия по законам Кирхгофа (одно по первому и два по второму законам) в комплексной форме:

$$\left.\begin{array}{c} \dot{I} - \dot{I}_1 - \dot{I}_2 = 0 \\ \dot{I}(R_к + jX_{Lк}) + \dot{I}_1(R_1 + jX_{L1}) + \dot{I}\,jX_{L2} = \dot{U}; \\ \dot{I}_1(R_1 + jX_{L1}) - \dot{I}_2(-jX_C) = 0. \end{array}\right\} \quad (2.10)$$

$$\left.\begin{array}{c} \dot{I} - \dot{I}_1 - \dot{I}_2 = 0 \\ \dot{I}(6 + j6) + \dot{I}_1(8 + j6) + \dot{I}\,j11 = 100; \\ \dot{I}_1(8 + j6) - \dot{I}_2(-j10) = 0. \end{array}\right\} \quad (2.11)$$

Определяем токи в ветвях, решая систему уравнений(2.11), А

$İ_1=(-1-j5,5)=5,59e^{-j100°}$,

$İ_2=(5-j2,5)=5,59e^{j27°}$,

$İ=(4-j3)=5e^{-j37°}$ А.

Определяем падения напряжения на отдельных участках цепи, В:

$\mathring{U}_{12}=İ*\underline{Z}_К=(4-j3)(6+j6)=(42+j6)=42,4e^{j8°}$;

$\mathring{U}_{23}=İ_1*R_1=(-1-j5,5)8=(8-j44)=42^{-j100°}$;

$\mathring{U}_{34}=İ_1*jX_{L1}=(-1-j5,5)j6=(33-j6)=33,54e^{-j10°}$;

$\mathring{U}_{24}=(25-j50)=55,9e^{-j63°}$;

$\mathring{U}_{45}=İ*jX_{L2}=(4-j3)j11=(33+j44)=55e^{53°}$.

Проверка решений, В:

$\mathring{U} = \mathring{U}_{12} + \mathring{U}_{23} + \mathring{U}_{34} + \mathring{U}_{45} = 100$.

Определяем мощности, ВА:

$\underline{S}_{12}= \mathring{U}_{12}\cdot Ï=42,4\ e^{j8°}\cdot 5e^{j37°}=212e^{j45°}=150+j150$;

$\underline{S}_{24} = \mathring{U}_{24}Ï_1 + \mathring{U}_{24}\cdot Ï_2=55,9e^{-j63°}\cdot 5,59e^{j100°}+55,9e^{-j63°}\cdot 5,59e^{-j27°}=313e^{j37°}+313e^{-j90°}=250+j188-j313;$

$\underline{S}_{45}= \mathring{U}_{45}\cdot Ï=55\ e^{j53°}\cdot 5e^{j37°}=275e^{j90°}=j275$;

$\underline{S} = \underline{S}_{12} + \underline{S}_{24} + \underline{S}_{45}=150+j150+250+j188-j313+j275=400+j613-j313=P+jQ_L - jQ_C.$

$\underline{S} = \mathring{U}\cdot Ï=100\ 5e^{j37°}=500e^{j37°}=(400+j300).$

где *Ï*- сопряженные комплексы токов.

Строим векторные диаграммы токов и напряжений (рис. 2.4).

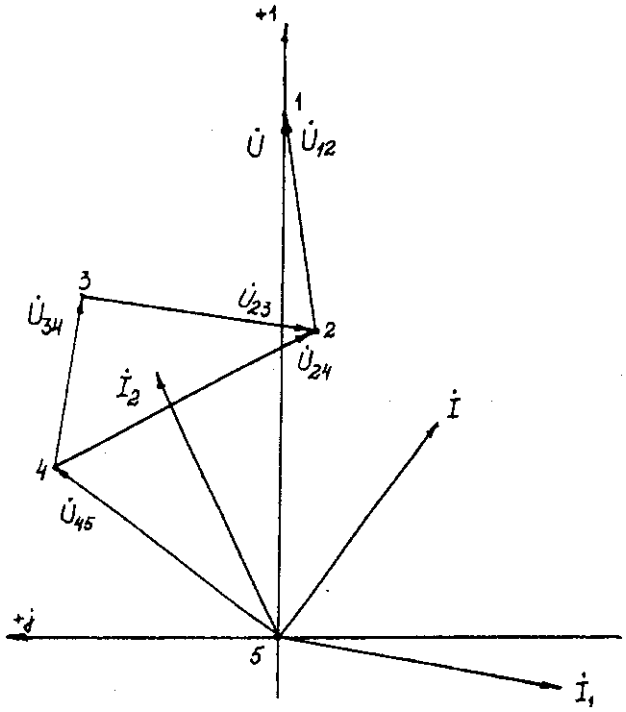


Рис. 2.4. Векторная диаграмма токов и напряжений

Задача 3. РАСЧЕТ ТРЕХФАЗНЫХ ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ

3.1. Расчет трехфазных линейных электрических цепей при соединении фаз приемника звездой

Номер вариа-нта	Значения параметров									
	U_A, В	Сопротивление фазы «a», Ом			Сопротивление фазы «b», Ом			Сопротивление фазы «c», Ом		
		R	X_L	X_C	R	X_L	X_C	R	X_L	X_C
1	127	10	-	-	-	-	127	3	4	-
2	127	3	-	4	10	-	-	-	12,7	-
3	127	-	-	10	4	3	-	12,7	-	-
4	127	3	4	-	-	-	10	12,7	-	-
5	220	20	-	-	6	8	-	12	-	16
6	220	-	-	22	20	-	-	16	12	-
7	220	20	-	-	6	8	.	8	-	6
8	220	20	-	-	16	-	12	12	16	-
9	380	50	-	-	-	-	30	-	-	190
10	380	-	-	50	16	12	-	-	-	38
11	380	12	16	-	38	-	-	16	12	-
12	380	38	-	-	15	-	20	20	20	-
13	127	-	-	12,7	10	-	-	4	3	.
14	127	12,7	-	-	4	3	-	б	-	8
15	127	3	4	-	-	-	10	-	-	12,7
16	127	8	6	-	3	-	4	12,7	-	-
17	220	20	-	-	-	-	22	8	б	-
18	220	6	-	8	22	-	-	-	-	22
19	220	16	12	-	-	-	20	22	-	-
20	220	-	-	22	-	-	22	22	-	-
21	380	38	-	-	-	-	38	-	38	-
22	380	-	10	-	16	12	-	38	-	-
23	380	20	-	-	-	-	20	-	20	-
24	380	38	-	-	20	15	-	15	-	20

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы (рис. 3.1) с известными параметрами (табл. 3.1) определить токи и напряжения в четырехпроводной цепи. Вычислить активную, реактивную и полную мощности цепи. Построить в масштабе векторную диаграмму линейных и фазных напряжений и токов генератора и приемника.

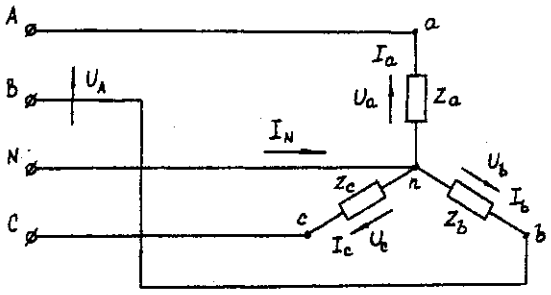


Рис. 3.1. Соединение фаз приемника звездой

Определить фазные напряжения и токи после обрыва нейтрального провода. Построить векторную диаграмму линейных и фазных напряжений и токов генератора и приемника.

Методические указания.

Задачу решить, используя символический метод расчета.

Для четырехпроводной звезды напряжения фаз генератора (источника) и приемника принять равными (т. е. пренебречь потерями в соединительных проводах).

Вектор напряжения фазы "А" генератора рекомендуется совместить с положительным направлением оси вещественных чисел *($\mathring{U}_A = U$).*

Трехфазную систему фазных и линейных напряжений генератора принять симметричной (т. е. напряжения равны по модулю и сдвинуты друг относительно друга на 120°).

Пример решения задачи

Трехфазная нагрузка включена четырехпроводной звездой. Фазное напряжение генератора $\mathring{U}_A$ = 220 В; $\underline{Z}_a$= 22 Ом; $\underline{Z}_b$ = (16 +j12) =$20e^{j37^\circ}$ Ом; $\underline{Z}_c=(12-j16)=20e^{-j53^\circ}$ *Ом.*

Определить токи в фазах и нейтральном проводе, мощность цепи. Построить векторную диаграмму напряжений и токов. Решение произвести для двух режимов:

а) нейтральный провод исправен; б) нейтральный провод оборван.

а). Нейтральный провод исправен.

$\mathring{U}_a = \mathring{U}_A$=220В;

$\mathring{U}_b = \mathring{U}_B = 220e^{-j120^\circ} = (-110-j190)$ *В;*

$\mathring{U}_c = \mathring{U}_C = 220e^{j120}(-110+j190)$ *В.*

$\dot{I}_a = \mathring{U}_a/\underline{Z}_a = 220/22 = 10$ *А;*

$\dot{I}_b = \mathring{U}_b/\underline{Z}_b = 220e^{-j120^\circ}/20e^{j37^\circ} = 11e^{-j157^\circ} = (-10,13-j4,3)$ *А;*

$\dot{I}_c = \mathring{U}_c/\underline{Z}_c = 220e^{j120^\circ}/20e^{-53^\circ} = 11e^{j173^\circ} = (-10,92+j1,34)$ *А.*

$\dot{I}_N = \dot{I}_a + \dot{I}_b + \dot{I}_c = 10+(-10,13-j4,3)+(-10,92+j1,34) = (-11,05-j2,96) = 11,44e^{-j165^\circ}$ *А.* (3.1)

$\underline{S}^{(3)} = \underline{S}_a + \underline{S}_b + \underline{S}_c = \mathring{U}_a\dot{I}_a + \mathring{U}_b\dot{I}_b + \mathring{U}_c\dot{I}_c = 220*10 + 220e^{-120^\circ}11e^{j157^\circ} + 220e^{j120^\circ}11e^{j173^\circ} = 2200 + 2420e^{j37^\circ} + 2420e^{-j53^\circ} = 2200 + (1933+j1456) + (1456-j1933) = (5589-j477) = 5610e^{-j5^\circ}$ *ВА.*

Векторная диаграмма напряжений и токов представлена на рис. 3.2.

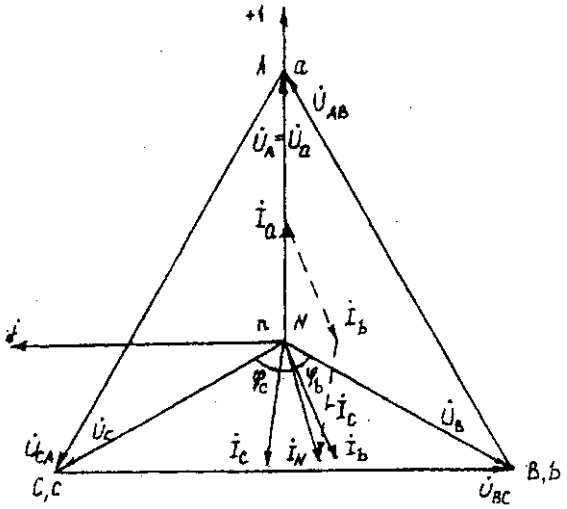


Рис. 3.2. Векторная диаграмма напряжений и токов

б). Нейтральный провод оборван.

Четырехпроводная звезда преобразуется в трехпроводную звезду, поэтому между нейтральными точками генератора и несимметричной нагрузки появляется напряжение смещения U_{nN}, вычисляемое по формуле:

$U_{nN}=(U_A\underline{Y}_a+ U_B\underline{Y}_b + U_C\underline{Y}_c)/(\underline{Y}_a+ \underline{Y}_b + \underline{Y}_c)$. (3.2)

Проводимости фаз нагрузки, См

$\underline{Y}_a$ =1/Z_a= 1/22 =0,045;

$\underline{Y}_b = 1/ Z_b = 1/ 20e^{j37^\circ} = 0,05e^{-j37^\circ}=(0,04 –j0,03)$;

$\underline{Y}_c = 1/ Z_c = 1/20e^{-j53^\circ} = 0,05e^{j53^\circ} = (0,03 +j0,04)$.

Вычисления упрощаются, если в числителе формулы (3.2) использовать значение I_N из предыдущего расчета при исправном нейтральном проводе

$\mathring{U}_{nN}$ = (-11,05 -j2,96) / [0,045 + (0,04 -j0,03) + (0,03 +j0,04)] = $11,44e^{-j165^\circ}/0,1154e^{j5^\circ}=99e^{-j170^\circ}$ = (-97,5 -j17,2) В.

Вычисляем напряжения фаз нагрузки, В

$\mathring{U}_a = \mathring{U}_A- \mathring{U}_{nN}= 220-(-97,5 -j17,2) = (317,5 +j17,2)=318\ e^{j3^\circ}$;

$\mathring{U}_b = \mathring{U}_B- \mathring{U}_{nN}=(-110 -j190)-(-97,5 -j17,2)=(-12,5 -j172,8)=173,3e^{-j94^\circ}$;

$\mathring{U}_c=\mathring{U}_C- \mathring{U}_{nN}= (-110+j190) - (-97,5 -j17,2)=(-12,5+j207,2)=207,4e^{j94^\circ}$.

Векторная диаграмма напряжений генератора и нагрузки представлена на рис. 3.3.

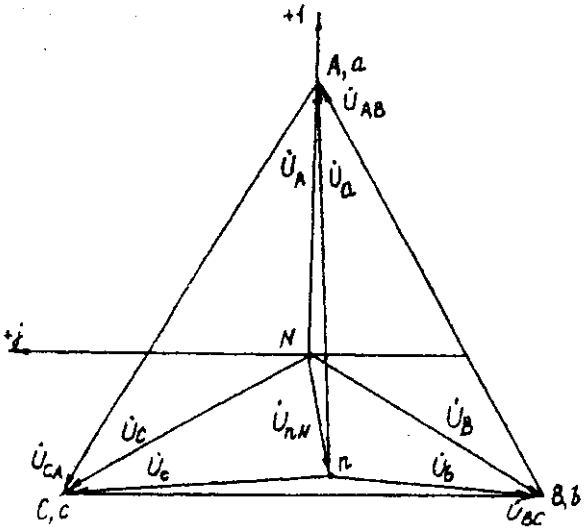


Рис. 3.3. Векторная диаграмма напряжений генератора и нагрузки

3.2. Расчет трехфазных линейных электрических цепей при соединении фаз приемника треугольником

Номер вариа-нта	Значения параметров									
	U_A, В	Сопротивление фазы «a», Ом			Сопротивление фазы «b», Ом			Сопротивление фазы «c», Ом		
		R	X_L	X_C	R	X_L	X_C	R	X_L	X_C
1	220	6	8	-	-	-	20	22	-	-
2	220	20	-	-	12	16	-	16	-	12
3	220	-	-	10	3	-	4	8	6	-
4	220	-	22	-	-	-	22	22	-	-
5	380	19	-	.	12	-	16	20	15	-
б	380	-	-	38	15	-	20	20	-	-
7	380	20	15	-	38	-	-	24	-	32
8	380	-	38	-	-	-	38	38	-	-
9	220	-	-	22	-	22	-	22	-	-
10	220	20	-	-	20	-	-	-	-	20
11	220	-	-	10	6	8	.	8	-	б
12	220	3	4	-	-	-	5	4	3	-
13	380	12	16	-	16	-	12	20	-	-
14	380	-	-	19	19	-	-	-	19	-
15	380	-	38	-	-	-	38	38	-	-
16	380	20	15	-	15	-	20	20	-	-
17	220	-	-	20	20	-	.	-	20	-
18	220	12	-	16	16	12	-	20	-	-
19	220	-	-	5	6	8	-	8	-	б
20	220	6	8	-	8	-	6	10	-	-
21	380	24	32	-	19	.	-	32	-	24
22	380	-	-	38	32	24	-	24	.	32
23	380	38	-	-	-	38	-	-	-	38
24	380	-	38	-	24	-	32	19	-	-

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы (рис. 3.4) с известными параметрами (табл. 3.2) определить линейные и фазные токи.

Вычислить активную, реактивную и полную мощности трехфазной цепи. Построить векторную диаграмму линейных и фазных напряжений и токов генератора и приемника.

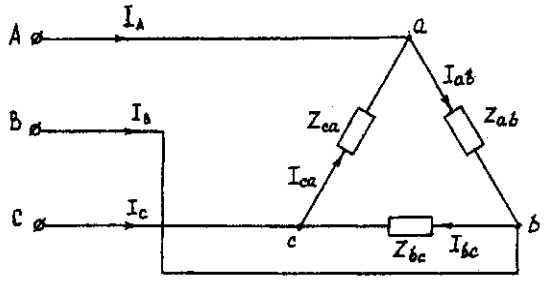


Рис. 3.4. Соединение фаз приемника треугольником

Методические указания.

Задачу решить, используя символический метод расчета.

Фазные напряжения приемника принять равными линейным напряжениям генератора (т. е. сопротивлениями соединенных проводов пренебречь).

Вектор линейного напряжения $\mathring{U}_{AB}$ рекомендуется совместить с положительным направлением оси вещественных чисел, т. е. $\mathring{U}_{ab}= \mathring{U}_{AB}$

Трехфазную систему линейных и фазных напряжений генератора и приемника принять как симметричную трехфазную систему напряжений (т. е. напряжения равны по модулю и сдвинуты друг относительно друга по фазе на 120°).

Последовательность решения.

Начертить схему, конкретизируя нагрузку фаз приемника в соответствии с заданием.

Записать комплексы фазных напряжений приемника

$$\mathring{U}_{ab}=\mathring{U}_{AB}=U$$
$$\mathring{U}_{bc}=\mathring{U}_{BC}=Ue^{-j120°}$$
$$\mathring{U}_{ca}=\mathring{U}_{CA}=Ue^{j120°}$$

Вычислить фазные токи приемника по формулам:

$$\dot{I}_{ab}=\mathring{U}_{ab}/\underline{Z}_{ab};$$
$$\dot{I}_{bc}=\mathring{U}_{bc}/\underline{Z}_{bc};$$
$$\dot{I}_{ca}=\mathring{U}_{ca}/\underline{Z}_{ca}.$$

Вычислить линейные токи по формулам:

$$\dot{I}_A= \dot{I}_{ab}- \dot{I}_{ca;}$$
$$\dot{I}_B= \dot{I}_{bc}- \dot{I}_{ab;}$$
$$\dot{I}_C= \dot{I}_{ca}- \dot{I}_{bc}.$$

Вычислить активную мощность цепи по формуле

$$P^{(3)} = P_{ab} + P_{bc} + P_{ca} = Re(\mathring{U}_{ab}\ddot{I}_{ab})+Re(\mathring{U}_{bc}\dot{I}_{bc})+Re(\mathring{U}_{ca}\ddot{I}_{ca})$$

Построить векторную диаграмму напряжений и токов.

Пример решения задачи

Трехфазная нагрузка соединена треугольником. Задано линейное напряжение генератора $\mathring{U}_{AB}$ = 380В, $\underline{Z}_{ab} = 22$ *Ом,* $\underline{Z}_{bc}$=(16 +j12) Ом, Z_{CA} = (16 *–j12)* Ом. Определить фазные и линейные токи, активную мощность цепи. Построить векторную диаграмму напряжений и токов.

Записываем комплексы фазных напряжений приемника, В

$$\mathring{U}_{ab}= \mathring{U}_{AB}=380;$$
$$\mathring{U}_{bc}= \mathring{U}_{BC}=380e^{-j120°};$$
$$\mathring{U}_{ca}= \mathring{U}_{CA}=380e^{j120°}.$$

Вычисляем фазные токи приемника по формулам, А:

$$\dot{I}_{ab}= \mathring{U}_{ab}/ \underline{Z}_{ab}=380/22=17,3;$$
$$\dot{I}_{bc}= \mathring{U}_{bc}/ \underline{Z}_{bc}=380e^{-j120°}/(16+j12)=(-17,5-j7,5)=19e^{-j157°};$$
$$\dot{I}_{ca}= \mathring{U}_{ca}/\underline{Z}_{ca}=380e^{j120°}/(16-j12)=(-17,5+j7,5)=19e^{j157°.}$$

Вычисляем линейные токи по формулам, А:

$$\dot{I}_A= \dot{I}_{ab}- \dot{I}_{ca}17,3-(-17,5+j7,5)=(34,8-j7,5)=35,6e^{-j12°};$$
$$\dot{I}_B= \dot{I}_{bc}- \dot{I}_{ab}=(-17,5+j7,5)-17,3=(34,8-j7,5)=35,6e^{-j168°};$$
$$\dot{I}_C= \dot{I}_{ca}- \dot{I}_{bc}=(-17,5+j7,5)- (-17,5+j7,5)=j15.$$

Вычисляем активную мощность цепи по формуле , Вт:

$$P^{(3)} = P_{ab} + P_{bc} + P_{ca} = Re(\mathring{U}_{ab}\ddot{I}_{ab})+Re(\mathring{U}_{bc}\ddot{I}_{bc})+Re(\mathring{U}_{ca}\ddot{I}_{ca})=Re(380\cdot17,3)+Re(380e^{-j120°}\cdot19e^{j157°})+Re(380e^{j120°}\cdot19e^{-j157°})=6600+5776+5776=18152.$$

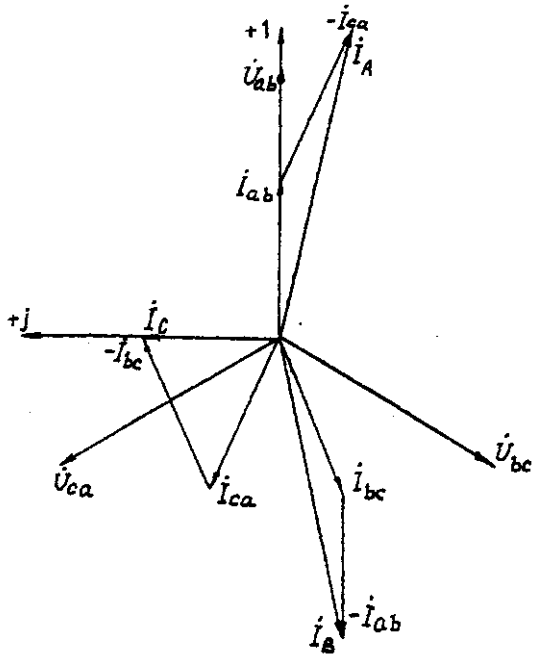


Рис. 3.5. Векторная диаграмма напряжений и токов

Задача 4. РАСЧЕТ СЛОЖНЫХ ТРЕХФАЗНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ

Номер вариан-та	Исходные данные					
	$U_Л$, В	$Z_{Л1}$, Ом	$Z_{Л2}$, Ом	Z_2, Ом	P_1, кВт	$\cos\varphi_1$
1	127	0,8	1,4+ j1,0	4+ j6	3	0,7
2	220	0,9	1,2+j1,4	6+j8	5	0,5
3	380	0,7	1,6+j1,4	9+j12	6	0,8
4	660	0,2	1,8+j2,0	16+j16	18	0,9
5	127	1,2	1,0+j1,4	4+ j3	4	0,5
б	220	1,1	1,4+j1,2	6+j10	б	0,6
7	380	0,9	1,6+j1,2	10+j14	8	0,7
8	660	0,7	1,8+j1,6	18+j16	16	0,8
9	127	1,0	1,2+j1,0	2+ j3	3	0,5
10	220	1,3	1,4+j1,8	7+ j6	б	О,5
11	380	0,8	1,0+j1,8	12+j16	10	0,5
12	660	0,3	1,8+j1,4	16+j20	14	0,7
13	127	1,4	1,4+j2,0	5+ j3	4	0,6
14	220	1,5	1,6+j1,0	8+j6	5	0,6
15	380	0,6	1,2+j1,6	16+j8	8	0,6
16	660	0,4	1,8+j1,2	20+j20	12	0,6
17	127	0,6	1,0+j1,6	5+j4	2	0,5
18	220	1,6	1,2+j2,0	9+ j6	8	0,5
19	380	0,5	1,8+j1,0	12+j10	14	0,8
20	660	0,5	1,6+j2,0	20+j24	10	0,6
21	127	0,4	1,2+j1,8	6+j4	2	0,7
22	220	1,8	1,2+j1,6	9+j7	7	0,8
23	380	0,7	1,0+j1,2	14+j10	12	0,8
24	660	0,6	1,6+j1,8	18+j24	16	0,7

Условие задачи.

К зажимам симметричного трехфазного источника энергии присоединены два симметричных приемника (рис. 4.1). Первый из них соединен по схеме «звезда», потребляет активную мощность P_1 при коэффициенте мощности $\cos\varphi$ ($\varphi_1 > 0$) и подключен непосредственно к зажимам источника. Второй приемник соединен по схеме "треугольник", имеет нагрузку в каждой фазе Z_2 и подключен к источнику энергии через линию электропередачи с сопротивлением $Z_{Л2}$.

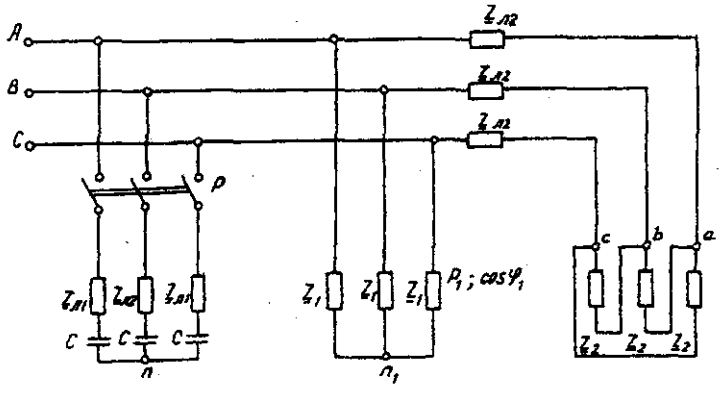


Рис. 4.1. Электрическая схема трехфазных потребителей

Для повышения коэффициента мощности приемников до единицы к тому же источнику через линию электропередачи с сопротивлением $Z_{Л1}$ в каждой фазе подключается батарея конденсаторов С, соединенная по схеме "звезда".

Определить линейные и фазные токи и напряжения приемников при отключенной батарее конденсаторов и при включении ее; реактивную мощность в фазе батареи конденсаторов, необходимую для повышения коэффициента мощности приемников до единицы; емкость и ток в фазе батареи конденсаторов. Построить векторную топографическую диаграмму напряжений и векторную диаграмму токов источника и приемников электрической энергии. Исходные данные приведены в табл. 4.1.

Методические указания.

Задачу решить комплексным методом, совместив один из векторов фазного или линейного напряжений источника энергии с положительным направлением оси вещественных чисел. Для определения линейных и фазных токов и напряжений второго приемника рекомендуется провести эквивалентные преобразования треугольника в звезду.

Последовательность решения.

Записать линейные и фазные напряжения источника энергии в комплексной форме. Провести соответствующие эквивалентные преобразования второго приемника. Определить линейные токи приемников при отключенной батарее конденсаторов. Определить падение напряжений в проводах линии электропередачи $Z_{Л2}$. Определить фазные токи второго приемника. Определить реактивную мощность в фазе батареи конденсаторов, необходимую для повышения коэффициента мощности приемников до единицы. Определить емкость и ток в фазе батареи конденсаторов. Определить линейные токи источника энергии при включении батареи конденсаторов. Построить векторную топографическую диаграмму напряжений и векторную диаграмму токов источника энергии и приемников.

Пример решения задачи

Для заданной электрической схемы трехфазных потребителей (рис. 4.1) по известным параметрам: $U_Л$= 220 В; $\underline{Z}_{Л1}$= 1,7 Ом; $\underline{Z}_{Л2}$= (1,4+j1,6) Ом; $\underline{Z}_2$= (9+j7) Ом; P_1= 4 Вт; cos φ_1=0,7; определить линейные и фазные токи и напряжения приемников при отключенной батарее конденсаторов и при включении ее; реактивную мощность в фазе батареи конденсаторов, необходимую для повышения коэффициента мощности приемников до единицы; емкость и ток в фазе батареи конденсаторов. Построить векторную топографическую диаграмму напряжений и векторную диаграмму токов источника и приемников электрической энергии.

1. Выразим линейные и фазные напряжения источника энергии в комплексной форме, В

$$U_ф=\frac{U_Л}{\sqrt{3}}=\frac{220}{\sqrt{3}}=127.$$

Вектор фазного напряжения источника венных чисел, тогда, В

$\mathring{U}_A$ направим по оси вещественных чисел, тогда, В

$$\mathring{U}_A=\mathring{U}_Ф=127;$$
$$\mathring{U}_B=\mathring{U}_A\cdot e^{-j120°}=127\cdot e^{-j120°};$$
$$\mathring{U}_C=\mathring{U}_A\cdot e^{-j120°}=127\cdot e^{j120°};$$
$$\mathring{U}_{AB}=\mathring{U}_A-\mathring{U}_B=127\cdot 127\cdot e^{-j120°}=220e^{j30°};$$
$$\mathring{U}_{CA}=\mathring{U}_C-\mathring{U}_A=127\cdot e^{j120°}-127=220e^{j150}.$$

2. Преобразуем треугольник сопротивлений *a,b, c* второго приемника (рис. 4.2) в эквивалентную звезду, Ом

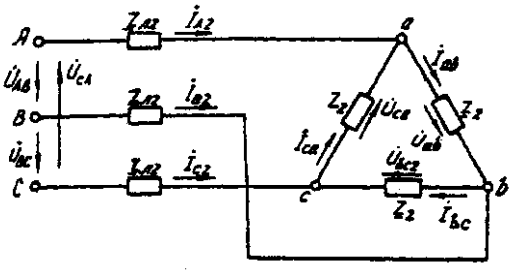


Рис. 4.2. Треугольник сопротивлений второго приемника

Поскольку приемник симметричный, то сопротивление фазы эквивалентной звезды в три раза меньше сопротивления фазы треугольника.

Для симметричных приемников, соединенных в звезду, потенциалы нулевых точек должны быть одинаковыми. В связи с этим дальнейший расчет выполним для одной фазы (фазы А) (рис. 4.3).

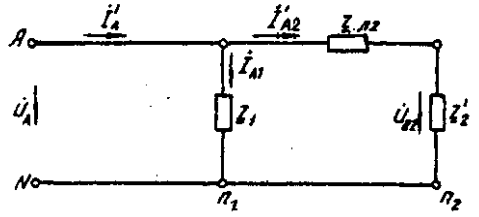


Рис. 4.3. Расчетная схема токов в фазе А

Полное сопротивление фазы эквивалентной звезды с учетом сопротивления линия $Z_{Л2}$ равно, Ом.

3. Определить линейные и фазные токи и напряжения второго приемника, а также полную мощность одной его фазы при отключенной батарее конденсаторов.

Фазные токи эквивалентной звезды, А:

$$\dot{I}_{A2}=\frac{\dot{U}_A}{\underline{Z}'_2}=\frac{12}{5{,}9e^{j41°48'}}=21{,}52e^{-j41°48'};$$

$$\dot{I}_{B2}=21{,}52e^{-j161°48'};$$

$$\dot{I}_{C2}=21{,}52e^{-j78°12'}.$$

Фазные токи эквивалентной звезды (рис. 4.4) равны линейным токам треугольника второго приемника (см. рис. 4.2).

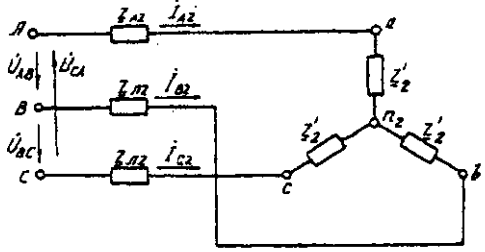


Рис. 4.4. Эквивалентная звезда второго приемника

Фазные напряжения эквивалентной звезды, В:

$\dot{U}_{a2}=\dot{U}_A-\dot{I}_{A2}\cdot\underline{Z}_{л2}=127\text{-}21{,}52e^{-j41°48'}\cdot 2{,}13e^{j48°49'}=81{,}59-j5{,}58=81{,}78e^{-j3°55'};$

$\dot{U}_{b2}=81{,}78e^{-j123°55'};$

$\dot{U}_{c2}=81{,}78e^{j116°05'}.$

Линейные напряжения эквивалентной звезды, В:

$\dot{U}_{ab2}=\dot{U}_{a2}-\dot{U}_{b2}=81{,}78e^{-j3°55'}-81{,}78e^{-j123°55'}=141{,}65e^{j26°05'};$

$\dot{U}_{bc2}=\dot{U}_{b2}-\dot{U}_{c2}=81{,}78e^{-j123°55'}-81{,}78e^{-j116°05'}=141{,}65e^{-j93°55'};$

$\dot{U}_{ca2}=\dot{U}_{c2}-\dot{U}_{a2}=81{,}78e^{j116°05'}-81{,}78e^{-j3°55'}=141{,}65e^{j146°05'}.$

Линейные напряжения эквивалентной звезды равны фазным напряжениям треугольника сопротивлений второго приемника (см. рис. 4.2). Фазные токи второго приемника, А:

$$\dot{I}_{ab}=\frac{\dot{U}_{ab}}{\underline{Z}_2}=\frac{141{,}65e^{j116°05'}}{9+j7}=\frac{141{,}65e^{j116°05'}}{11{,}4e^{j37°52'}}=12{,}42e^{-j11°47'};$$

$$\dot{I}_{bc}=12{,}42e^{-j131°47'};$$

$$\dot{I}_{ca}=12{,}42e^{-j108°13'}.$$

Полная мощность одной фазы второго приемника с учетом сопротивления линии электропередачи $\underline{Z}_{Л2}$ равна, ВА:

$$S_2=U_A\cdot I_{A2}=127\cdot 21{,}52e^{j41°48'}=2733e^{j41°48'}=(2037+j1822);$$

$$P_г=2037\text{ Вт};\ Q_2=1822\text{ ВА}.$$

4. Определим линейные и фазные напряжения и токи первого приемника, а также полную мощность одной его фазы при отключенной батарее конденсаторов.

Так как первый приемник подключен напрямую к источнику электрической энергии ($Z_Л = 0$), то фазные и линейные напряжения приемника равны фазным и линейным напряжениям генератора, В:

$$\mathring{U}_{a1}=\mathring{U}_1=127;$$
$$\mathring{U}_{b1}=\mathring{U}_B=127e^{-j120°};$$
$$\mathring{U}_{c1}=\mathring{U}_C=127e^{j120°};$$
$$\mathring{U}_{ab}=\mathring{U}_{AB}=220e^{j30°};$$
$$\mathring{U}_{bc}=\mathring{U}_{BC}=220e^{-j90°};$$
$$\mathring{U}_{ca1}=\mathring{U}_{CA}=220e^{j150°};$$

Для приемника, соединенного в звезду, фазные токи равны линейным $I_Ф=I_Л$. Определяем модуль фазного тока первого приемника, А:

$$I_Ф=\frac{P_1}{3U_Ф\cos\varphi_1}=\frac{4000}{3\cdot127\cdot0{,}7}=15$$

Определяем угол сдвига фаз между напряжением и током первого приемника:

$$\cos\varphi_1=0{,}7;\ \varphi_1=45°34',\ (\varphi_1>0).$$

Записываем выражения фазных токов первого приемника в комплексной форме. Так как угол сдвига фаз между напряжением и током первого приемника известен, то начальная фаза тока, например фазы А, равна

$$\Psi_{IA}=\Psi_{UA}-\varphi_1=0-45°34'=-45°34'$$

Следовательно,

$$\dot{I}_{A1}=15\cdot e^{-j45°34'};$$
$$\dot{I}_{B1}=15\cdot e^{-j165°34'};$$
$$\dot{I}_{C1}=15\cdot e^{-j74°26'};$$

Полная мощность одной фазы первого приемника:

$$\dot{S}_1=\dot{U}_A\cdot\dot{I}_{A1}=127\cdot15\cdot e^{j45°34'}=1905\ e^{j45°34'}=(1333+j360)\ ВА;$$
$$P_1=1333\text{кВт};\ Q_1=1360\ \text{В}\cdot\text{А}.$$

5. Определяем фазные (линейные) токи источника энергии при отключенной батарее конденсаторов (см. рис. 4.3), А:

$$\dot{I}'_A=\dot{I}'_{A1}+\dot{I}'_{A2}=15\cdot e^{-j45°34'}+21{,}52e^{-j41°48'}=$$
$$=10{,}5-j10{,}7+16-j14{,}3=26{,}5-j25=36{,}5e^{-j43°21'};$$
$$\dot{I}'_B=36{,}5e^{-j163°21'};$$
$$\dot{I}'_C=36{,}5e^{-j79°39'}.$$

6. Определяем реактивную мощность в фазе батареи конденсаторов, необходимую для повышения коэффициента мощности приемников до единицы, ВА:

$$Q_c=Q_1+Q_2=1360+1822=3182.$$

7. Определяем емкостное сопротивление в фазе батареи конденсаторов, Ом:

$$Q_c=I^2X_c=\left(\frac{U}{z}\right)^2\cdot X_c=\frac{U^2X_c}{z^2}=\frac{U^2X_c}{R_{Л1}^2+X_c^2};$$

где $Z=\sqrt{R_{Л1}^2+X_c^2}$ - модуль полного сопротивления в фазе батарея конденсаторов с учетом сопротивления линии $\underline{Z}_{Л1}=R_{Л1}$.

$$X_c^2-\frac{U^2}{Q_c}X_c+R_{Л1}^2=0;$$

$$X_{c1,2}=\frac{U^2}{2Q_c}\pm\sqrt{\left(\frac{U^2}{2Q_c}\right)^2-R_{Л1}^2}=\frac{127^2}{2\cdot3182}\pm\sqrt{\left(\frac{127^2}{2\cdot3182}\right)^2-1{,}7^2}=(2{,}53\pm1{,}88);$$

$$X_{c1}=4{,}41;\ X_{c2}=0{,}65.$$

Следовательно, режиму полной компенсации реактивной мощности удовлетворяют два значения емкостного сопротивления. Принимаем большее, так как, во-первых, большему сопротивлению соответствует меньший ток в фазе батареи конденсаторов и, соответственно,

меньшие потери активной мощности на сопротивлении $\underline{Z}_{Л1}=R_{Л1}$. Во-вторых, большее значение емкостного сопротивления определяет меньшую емкость батареи конденсаторов, необходимую для компенсации реактивной мощности приемников.

8. Определяем емкость в фазе батареи конденсаторов, Ф

$$C = \frac{1}{X_c \cdot \omega} = \frac{1}{X_c \cdot 2\pi f} = \frac{1}{4{,}41 \cdot 2 \cdot 3{,}14 \cdot 50} = 7{,}22 \cdot 10^{-4}$$

При этом полное сопротивление в фазе батареи конденсаторов с учетом сопротивления линии $Z_{л1}$ (рис. 4.5) равно, Ом:

$\underline{Z}=\underline{Z}_{л1}-jX_C = 1{,}7 - j4{,}41 = 4{,}73e^{-j68°55'}$.

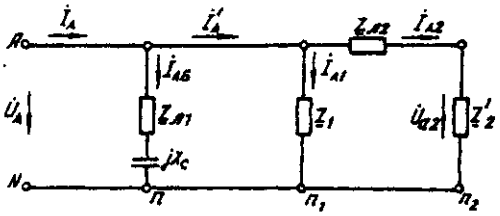


Рис. 4.5. Расчетная схема токов в фазе А с учетом батареи конденсаторов

9. Определяем фазные токи батареи конденсаторов, А:

$$\dot{I}_{Аб} = \frac{\dot{U}_A}{\underline{Z}_б} = \frac{127}{4{,}73e^{-j68°55'}} = 9{,}66 + j25 = 26{,}85e^{68°55'};$$

$$\dot{I}_{Вб}=26{,}85e^{j51°05'}\text{А};\ \dot{I}_{Сб}=26{,}85e^{j188°55'}.$$

10. Определяем фазные (линейные) токи источника энергии при включенной батарее конденсаторов (см. рис. 4.5), А;

$$\dot{I}_A=\dot{I}_{Аб}+I'_A=9{,}66+j25+26{,}5-j25=36{,}16;$$

$$\dot{I}_B=36{,}16e^{-j120°};\ \dot{I}_C=36{,}16e^{j120°}.$$

Данные расчета показывают, что фазные токи и напряжения источника совпадают по фазе. Следовательно, параметр емкости С в фазе батареи конденсаторов, необходимый для повышения коэффициента мощности приемников до единицы, выбран верно.

11. Строим векторную диаграмму токов и топографическую диаграмму напряжений для источника и приемников электрической энергии (рис. 4.6).

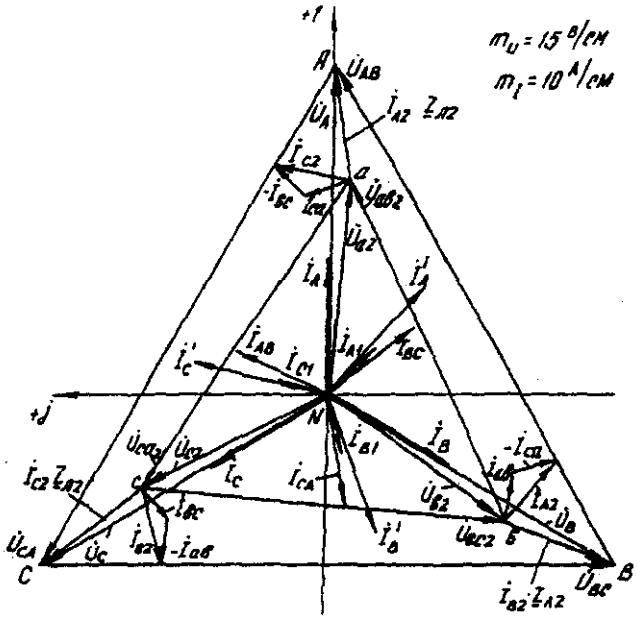


Рис. 4.6. Векторная диаграмма

На комплексной плоскости откладываем комплексные значения токов (векторы токов) и напряжений (векторы напряжений) в выбранных предварительно масштабах. Наиболее удобными в рассматриваемом расчете являются: масштаб напряжений m_U = 15 В/см и

масштаб тока m_I = 10 А/см. Векторы токов второго приемника направляем из вершин треугольника напряжений *a, b, c* . Все остальные векторы токов - из начала координат.

Задача 5. РАСЧЕТ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ В ЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЯХ ПОСТОЯННОГО ТОКА

Номер вариа-нта	Значение параметров						
	R_1, Ом	R_2, Ом	R_3, Ом	R_4, Ом	C, мкФ	L, мГн	U, В
1	50	-	50	-	170	-	100
2	25	25	25	-	.	125	100
3	25	25	25	-	40	-	100
4	50	50	50	-	-	250	100
5	50	50	50	50	60	-	100
6	50	50	50	-	-	250	100
7	25	25	25	-	180	-	100
8	50	50	50	-	-	125	100
9	25	25	25	25	100	-	100
10	25	25	25	-	-	250	100
11	50	50	50	-	90	-	100
12	25	25	25	-	-	250	100
13	25	25	-	-	110	-	100
14	25	25	-	-	-	125	100
15	20	50	10	50	-	125	100
16	50	10	50	15	260	-	100
17	50	25	50	-	-	125	100
18	50	50	50	-	120	-	100
19	50	50	50	-	-	125	100
20	25	-	25	-	190	-	100
21	25	50	25	-	-	125	100
22	50	50	50	-	-	125	100
23	50	50	50	-	60	-	100
24	50	50	50	-	180	-	100

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы из табл. 5.1 с известными параметрами (табл. 5.2) рассчитать переходный процесс классическим и операторным методами, определить законы изменений токов и напряжений во времени. Построить эти зависимости.

Последовательность решения классическим методом расчета.

Составить систему дифференциальных уравнений по законам Кирхгофа для электрической цепи, получающейся после коммутации, при этом использовать соотношения $u_L = L\, di/dt$, $i = C du_c/dt$.

Подставить числовые значения заданных параметров в систему уравнений.

Решить систему уравнений относительно тока через индуктивность (напряжения на емкости), в результате получается неоднородное дифференциальное уравнение первого порядка.

Решением неоднородного дифференциального уравнения является сумма частного (принужденная составляющая) и общего (свободная составляющая) решения однородного дифференциального уравнения.

Принужденная составляющая определяется расчетом в послекоммутационной электрической цепи в установившемся режиме.

Свободная составляющая при решении однородных дифференциальных уравнений первого порядка определяется как

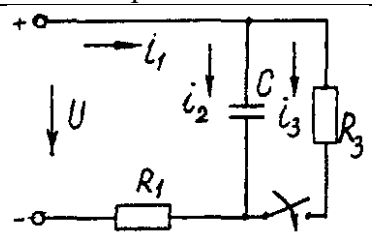
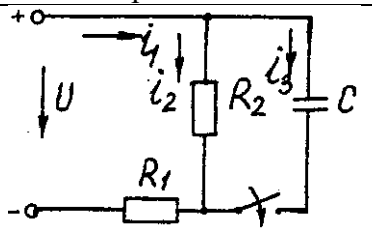
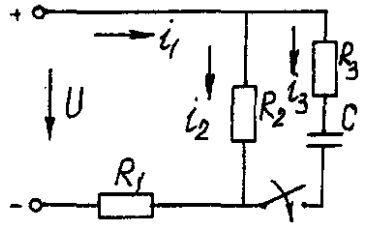
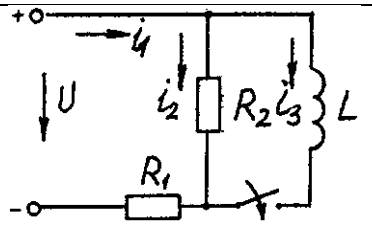
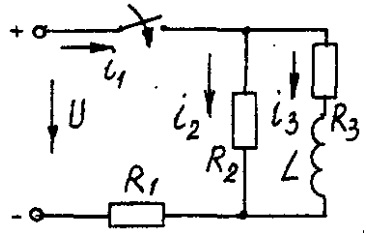
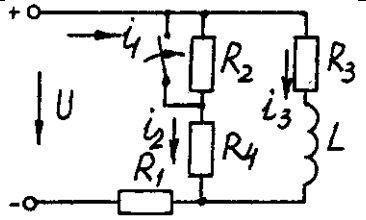
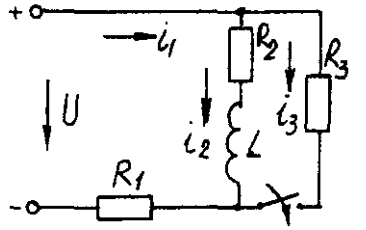
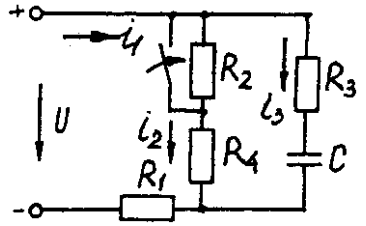
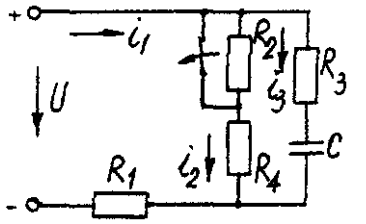
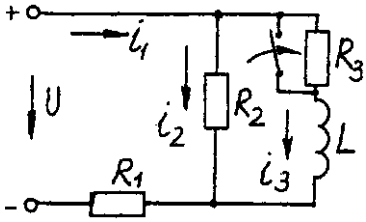
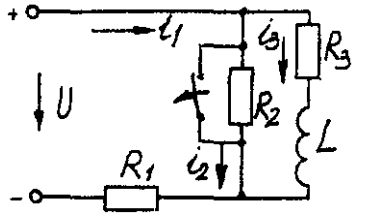
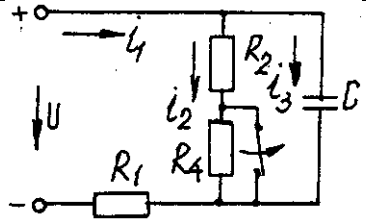
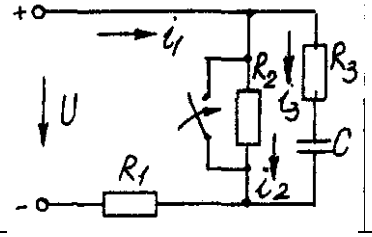
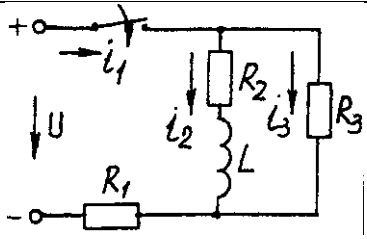
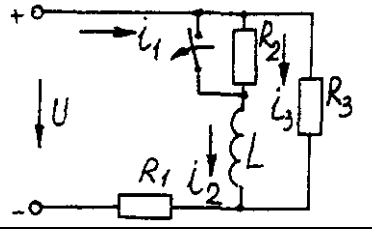
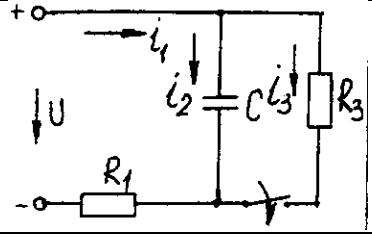
$$Ae^{pt}$$

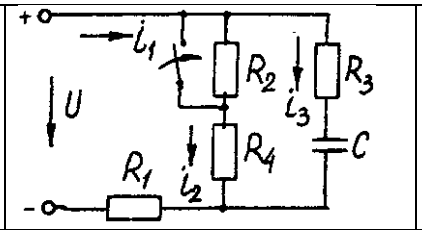
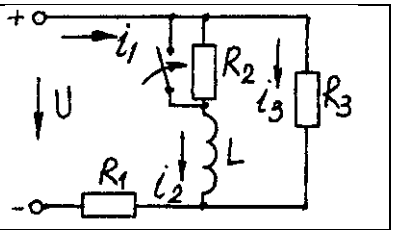
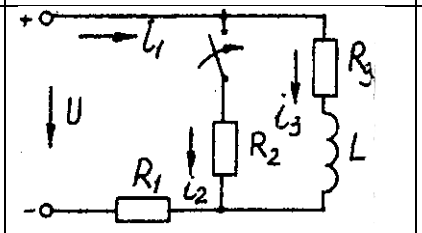
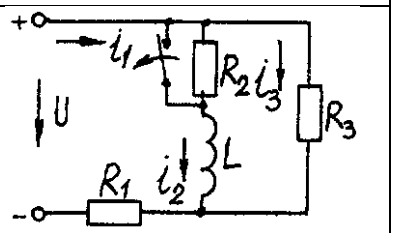
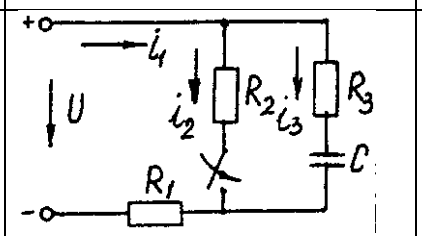
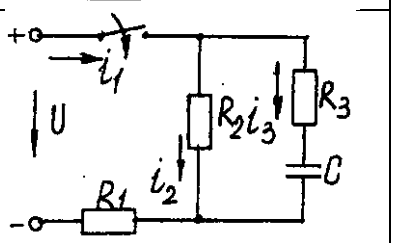
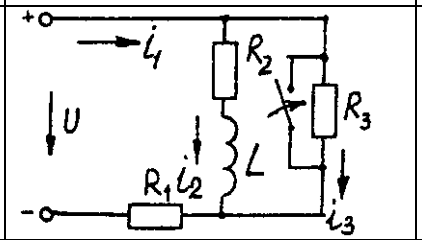
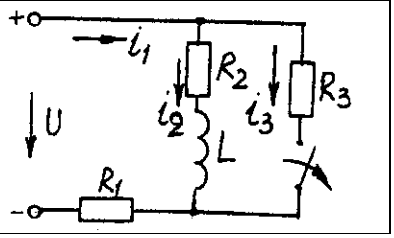
где A - постоянная интегрирования; p - корень характеристического уравнения.

Характеристическое уравнение составляется по однородному дифференциальному уравнению.

Последовательность решения операторным методом расчета.

Расчетные формулы и последовательность решения этим методом приведены в примерах расчета цепей, содержащих индуктивность и емкость.

№	Схема варианта	№	Схема варианта
1		13	
2		14	
3		15	
4		16	
5		17	
6		18	
7		19	
8		20	

9		21	
10		22	
11		23	
12		24	

Пример расчета цепи, содержащей индуктивность (рис. 5.1).

Исходные данные: U = 100 В; $R_1 = R_2 = R_3 = R_4$ = 25 Ом; L = 0,25 Гн.

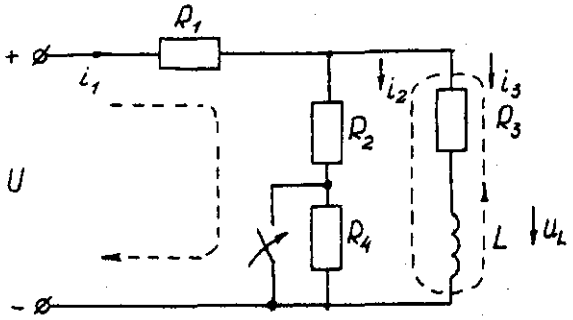


Рис. 5.1. Схема электрической цепи

Определить законы изменения токов, напряжения u_L при переходе цепи от одного установившегося состояния к другому классическим и операторными методами. Построить эти зависимости.

Решение классическим методом.

Составляем систему дифференциальных уравнений по законам Кирхгофа (три уравнения для определения трех неизвестных токов) для цепи, получающейся после коммутации:

$$\begin{cases} i_1 = i_2 + i_3; \\ i_1 R_1 + i_2 R_2 = U; \\ i_2 R_2 - u_L - i_3 R_3 = 0 \end{cases} \quad (5.1)$$

Решаем систему уравнений относительно тока через индуктивность i_3 (избавляемся от токов i_2 и i_1)

$$(R_1+R_2)\, u_L + [R_1R_2 + R_1(R_1 + R_2)]i_3 = R_2U$$

Решение упрощается, если в систему уравнений (5.1) подставить заданные числовые значения;

$$\begin{cases} i_1 = i_2 + i_3; \\ 25i_1 + 25i_2 = 100; \\ 25i_2 - u_L - 25i_3 = 0 \end{cases} \quad (5.2)$$

Решая систему уравнений (5,2), получаем

$$2u_L+75i_3=100. \quad (5.3)$$

Подставив соотношение $u_L = Ldi_3/dt$ в уравнение (5.3), получим

$$2Ldi_3/dt + 75i_3= 100,$$

и окончательно получаем неоднородное дифференциальное уравнение первого порядка

$$di_3/dt + 150i_3=200. \quad (5.4)$$

Решением уравнения (5.4) является сумма принужденной и свободной составляющих тока $i_3(t)$

$$i_3(t)= i_3(t)_{пр}+ i_3(t)_{св}. \quad (5.5)$$

Принужденная составляющая тока определяется из уравнения (5.4) как новое установившееся значение по окончании переходного процесса

$$i_3(t)_{пр} = 200/150 =1,33 \text{ А}. \quad (5.6)$$

Запишем однородное дифференциальное уравнение первого порядка

$$di_3/dt+150\, i_3= 0 \quad (5.7)$$

и характеристическое уравнение

$$p+150=0. \quad (5.8)$$

Свободная составляющая тока определяется как

$$i_3\,(t)_{св}=Ae^{pt}, \quad (5.9)$$

где A - постоянная интегрирования; p - корень характеристического уравнения (5.8), p = -150; τ - постоянная времени электрической цепи, τ = 1/150.

Постоянная интегрирования определяется из начальных условий, исходя из первого закона коммутации (ток через индуктивность при коммутациях не меняется скачком).

С учетом уравнений (5.6) и (5.9) уравнение (5.5) запишем как

$$i_3\,(t) = 1,33+A\, e^{-150t}.$$

Значение тока $i_3(0)$ определяем, рассчитывая цепь до коммутации

$$i_3(0)=1,6\text{А}.$$

По первому закону коммутации $i_3\,(0) = i_3\,(0)_{пр} + i_3\,(0)_{св} = 1,6$ А, $i_3(0) = 1,33 + A\, e^{-150t} = 1,6$, откуда $A = 1,6 - 1,33 = 0,27$.

Окончательно

$$i_3\,(t)= 1,33 + 0,27\, e^{-150t};$$
$$u_L(t)=Ldi_3/dt= 0,25\text{-}0,27(\text{-}150)\, e^{-150t} =\text{-}10\, e^{-150t};$$
$$u_2(t) = [u_3(t)R_3+ u_L(t)]/R_2 = 1,33 - 0,13\, e^{-150t};$$
$$i_1(t) = i_2(t) + i_3(t) = 2,66 + 0,14\, e^{-150t}.$$

Решение операторным методом.

На рис. 5.2 представлена операторная схема замещения цепи (см. рис. 5.1).

Составляется система уравнений в изображениях (в операторной форме)

$$\begin{cases} I_1(p) = I_2(p) + I_3(p); \\ I_1(p)R_1 + I_2(p)R_2 = U/p; \\ I_2(p)R_2 - L[pI_3(p) - i_3(0)] - I_3(p)R_3 = 0. \end{cases} \quad (5.10)$$

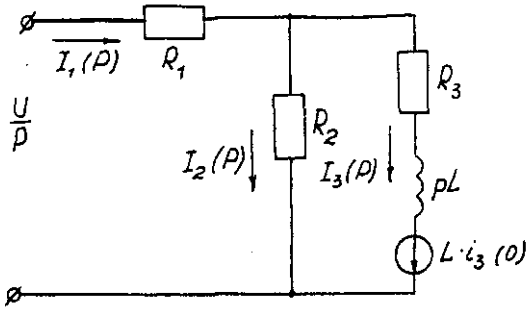


Рис. 5.2. Операторная схема замещения электрической цепи

Система уравнений решается относительно любого тока. Достаточно просто получаем уравнение в изображениях для тока через индуктивность, если использовать дифференциальное уравнение (5.4), из которого следует:

$$[pI_3(p) - i_3(0)]+150I_3(p)=200/p;$$

$$pI_3(p)+ 150I_3(p)= 200/p+ i_3(0)= 200/p+1,6$$

и окончательно

$$I_3(p)=(200+1,6p)/p(p+150)=F_1(p)/F_2(p), \quad (5.11)$$

где $F_1(p)$ - полином числителя; $F_2(p)$ - полином знаменателя.

Переход от изображения тока $I_3(p)$ к оригиналу $i_3(t)$ осуществляем по формуле разложения

$$i_3(t)=\Sigma\,([F_1(p)/F_2(p)]\cdot e^{p_k\cdot t}) \quad (5.12)$$

где $p_к$ - корни характеристического уравнения.

Характеристическим уравнением является полином знаменателя, равный нулю, т. е. $F_2(p) = 0$.

В рассматриваемом примере

$$P(p+150)=0,$$

откуда $p_1 =0$; $p_2= -150$.

Производная полинома знаменателя

$$F_2'(p)=(2p+150),$$

откуда $F_2'(p_1)=150$; $F_2'(p_2)= -150$.

Оригинал тока $i_3(t)$

$$i_3(t)= ([F_1(p_1)/F_2'(p_1)]\cdot e^{p_1 t})+ ([F_1(p_2)/F_2'(p_2)]\cdot e^{p_2 t})=$$

$$= [(200 +1,6\ 0) / 150]e^{150t}+ [(200 +1,6\ (-150) / (-150)]\cdot e^{-150\cdot t} =$$

$$= 1,33 + 0,27\ e^{-150t}.$$

На рис. 5.3 представлены переходные характеристики токов и напряжения на индуктивности.

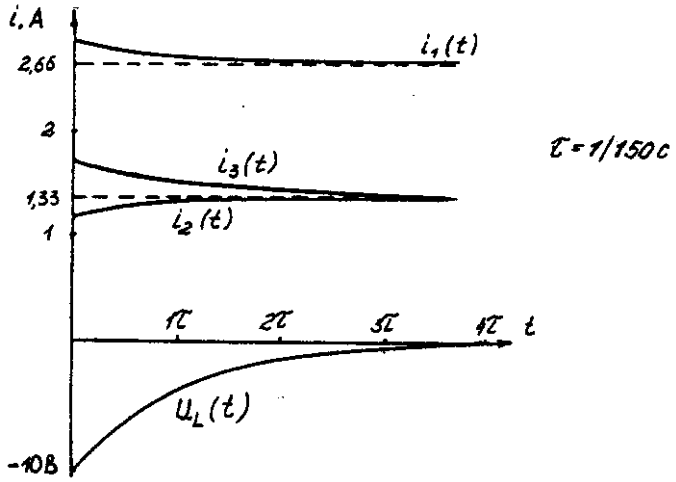


Рис. 5.3. Временные диаграммы токов и напряжения иа индуктивности

Пример расчета цепи содержащей емкость (рис. 5.4).

Исходные данные: U = 100 В; $R_1 = R_2 = R_3$ = 50 Ом; С = 100 мкФ.

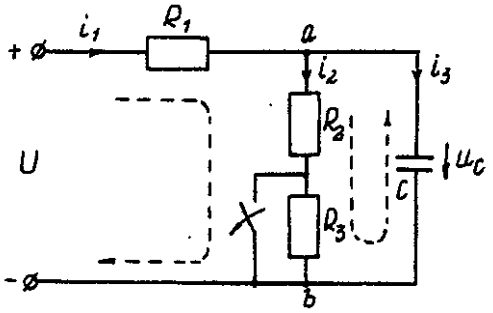


Рис. 5.4. Схема электрической цепи

Определить и построить следующие зависимости: $u_C(t)$, $u_1(t)$, $u_2(t)$, $u_3(t)$.

Решение классическим методом.

Составляем систему дифференциальных уравнений по законам Кирхгофа (три уравнения для определения трех неизвестных токов) для цепи, получающейся после коммутации

$$\begin{cases} i_1 = i_2 + i_3; \\ i_1 R_1 + i_2(R_1 + R_2) = U; \\ i_2(R_2 + R_3) = u_C \end{cases} \quad (5.13)$$

Между током и напряжением на емкости существует соотношение

$$\begin{cases} i_3 = C\frac{du_C}{dt}; \\ i_1 = i_2 + i_3 = i_2 + 100 \cdot 10^{-6}\left(\frac{du_C}{dt}\right); \\ i_1 50 + i_2(50 + 50) = 100; \\ i_2(50 + 50) - u_C = 0. \end{cases} \quad (5.14)$$

Решаем систему уравнений (5.14) относительно напряжения на емкости

$$du_c / dt + 300u_c = 20000. \quad (5.15)$$

Уравнение (5.15) - неоднородное дифференциальное уравнение первого порядка.

Решением уравнения (5.15) является сумма принужденной и свободной составляющих напряжения $u_C(t)$. Решение неоднородного дифференциального уравнения первого порядка рассмотрено выше для цепи с индуктивностью. По аналогии имеем

$$u_C(t) = u_C(t)_{пр} + u_C(t)_{св}. \quad (5.16)$$

Принужденная составляющая напряжения равна

$$u_C(t)_{пр} = 20000/300 = 66{,}7 \text{ В}.$$

Свободную составляющую напряжения находим из уравнения

$$u_C(t)_{СВ} = A\, e^{pt},$$

где $(p + 300) = 0$ - характеристическое уравнение; $p = -300$ - корень характеристического уравнения; τ - постоянная времени электрической цепи, $\tau = 1/300$; $u_C(0) = 50$ В, напряжение u_C в момент коммутации (определяется расчетом рассматриваемой цепи до коммутации):

$$u_C(t) = 66{,}7 + Ae^{-300t};$$

$u_C(0) = 66{,}7 + Ae^{p \cdot 0} = 50$В, откуда $A = -16{,}7$.

Окончательно имеем:

$$u_C(t) = 66{,}7 - 16{,}7 \cdot e^{-300t};$$
$$i_3(t) = C \cdot du_C/dt = 100 \cdot 10^{-6}(-16{,}7)(-300) \cdot e^{-300t} = 0{,}5 \cdot e^{-300t};$$
$$i_2(t) = u_{ав}(t)/(R_2 + R_3) = u_C(t)/(R_2 + R_3) = 0{,}667 - 0{,}167 \cdot e^{-300t};$$
$$i_1(t) = i_2(t) + i_3(t) = 0{,}667 + 0{,}333 \cdot e^{-300t}.$$

На рис. 5.5 представлены переходные характеристики токов и напряжения на емкости.

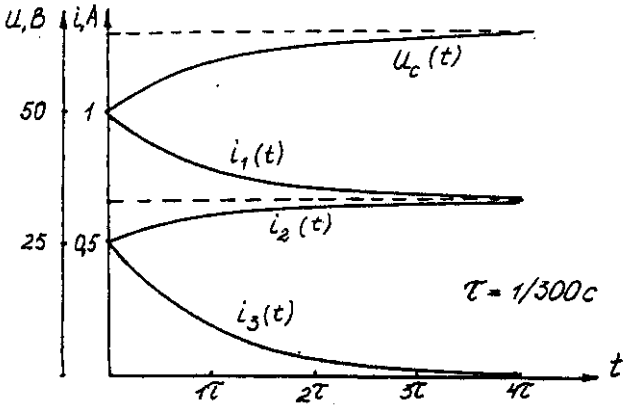


Рис. 5.5. Временные диаграммы токов и напряжения на емкости

Решение операторным методом.

Система уравнений в изображениях (в операторной форме) может быть составлена по операторной схеме замещения (рис. 5.6) или по системе дифференциальных уравнений (5.14)

$$\begin{cases} I_1(p) = I_2(p) + 100 \cdot 10^{-6}[pU_C(p) - u_C(0)]; \\ I_1(p)50 + [I_2(p)(50+50)] = \frac{100}{p}; \\ [I_2(p)(50+50)] - U_C(p) = 0. \end{cases} \quad (5.17)$$

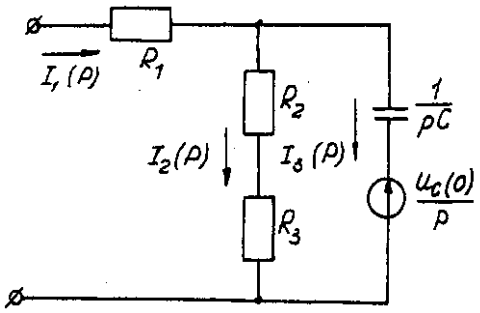


Рис. 5.6. Операторная схема замещения электрической цепи

Решаем систему алгебраических уравнений (5.17) относительно токов или напряжения на емкости $U_C(p)$.

Решение относительно напряжения $U_C(p)$ упрощается, если воспользуемся уравнением (5.15). Уравнение (5.15) преобразуем в уравнение в изображениях:

$$[pU_C(p)-u_C(0)]+300 \cdot U_C(p)=20000/p;$$

$$Uc\ (p)(p + 300) = 20000/p + 50;$$

$$U_c\ (p) = [20000 + 50p]\ /p(p + 300) = F_1(p)/\ F_2(p),$$

где $F_1(p)$ - полином числителя; $F_2(p)$ - полином знаменателя.

Переход от изображения напряжения $U_C(p)$ к оригиналу $u_C(t)$ осуществляем по формуле разложения

$$U_C(t)=\Sigma([F_1(p)/F_2'(p)] \cdot e^{p_k \cdot t}), \quad (5.18)$$

где $p_к$ - корни характеристического уравнения.

Характеристическим уравнением является полином знаменателя равный нулю, т. е. $F_2(p) = 0$.

В рассматриваемом примере

$$p(p+300)=0,$$

откуда $p_1 = 0$; $p_2 = -300$.

Производная полинома знаменателя

$$F_2'(p)=(2p+300),$$

откуда $F_2'(p_1)=300$; $F_2'(p_2)=-300$.

Оригинал напряжения $u_C(t)$

$$u_C(t) = ([F_1(p_1)/\ F_2'(p_1)] \cdot e^{p_1 t}) + ([F_1(p_2)/F_2'(p_2)] \cdot e^{p_2 \cdot t}) =$$

$$=[(20000 + 50\ 0) / 300] \cdot e^{300 \cdot 0} + [(20000+50\ (-300) / (-300)] \cdot e^{-300t}$$

$$= 66{,}7 - 16{,}7 \cdot e^{-300 \cdot t}.$$

Задача 6. РАСЧЕТ НЕЛИНЕЙНЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА В УСТАНОВИВШЕМСЯ РЕЖИМЕ

Условие задачи.

Для заданной электрической схемы (табл. 6.1) с известными параметрами (табл. 6.2) определить токи в ветвях и напряжение на нелинейных элементах (НЭ).

Вольт-амперные характеристики НЭ, симметричные относительно начала координат, приведены на рис. 6.1.

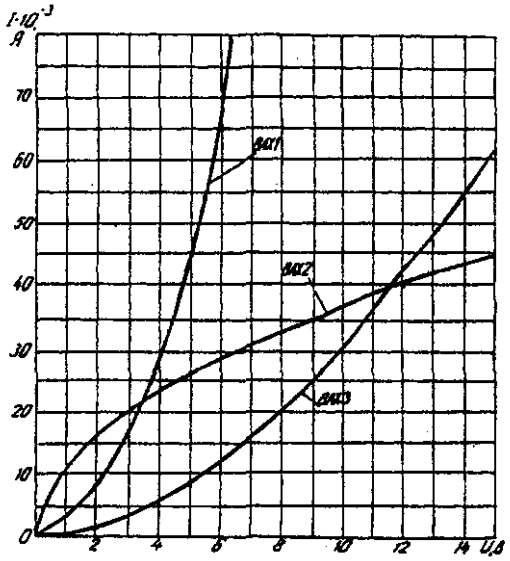


Рис. 6.1. Вольт-амперные характеристики нелинейных элементов

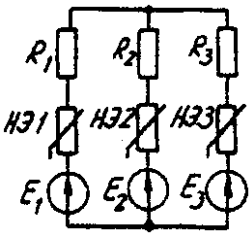
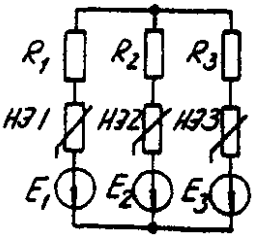
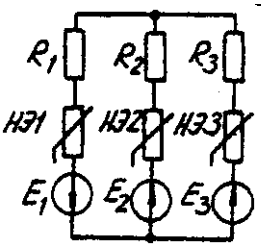
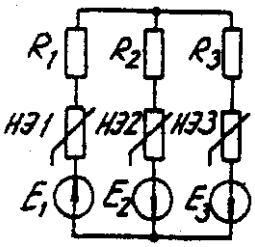
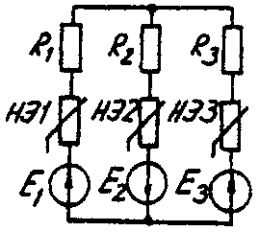
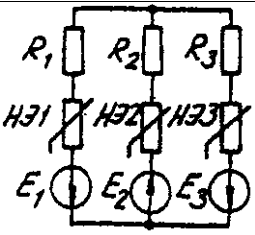
Методические указания.

Для нелинейных электрических цепей (НЭЦ) постоянного тока справедливы оба закона Кирхгофа

$$\sum_{k=1}^{n} I_k = 0; \quad \sum_{k=1}^{n} U_{k=0.}$$

Затруднения при рассмотрении НЭЦ с помощью законов Кирхгофа заключаются в том, что в НЭЦ напряжение и токи связаны между собой нелинейными соотношениями. По этой причине для решения задач теории НЭЦ приходится использовать различные приближенные методы решения, к которым относится метод двух узлов.

Расчетные электрические схемы

1		5	
2		6	
3		7	

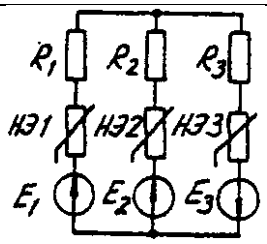
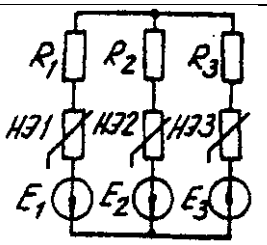
4	 R1 R2 R3 НЭ1 НЭ2 НЭ3 E1 E2 E3	8	 R1 R2 R3 НЭ1 НЭ2 НЭ3 E1 E2 E3

Таблица 6.2

Исходные данные к задаче 6

Вариант	Номер схемы	Значения параметров								
		R_1, Ом	R_2, Ом	R_3, Ом	НЭ1	НЭ2	НЭ3	E_1, В	E_2, В	E_3, В
1	1	600	300	400	ВАХ1	ВАХ3	ВАХ2	24	9	10
2	2	100	200	500	-	ВАХ2	ВАХ3	-	24	12
3	3	-	800	400	ВАХ2	ВАХ2	ВАХ3	-	15	20
4	4	400	300	600	-	ВАХ3	ВАХ1	10	8	14
5	5	-	800	600	ВАХ3	ВАХ2	ВАХ1	15	9	24
6	6	100	700	500	ВАХ1	-	ВАХ3	8	-	10
7	7	200	-	500	ВАХ2	ВАХ3	ВАХ1	6	-	12
8	8	1000	400	700	ВАХ2	-	ВАХ3	16	9	18
9	1	800	-	100	ВАХ1	ВАХ2	ВАХ3	10	15	20
10	3	400	700	200	ВАХ3	ВАХ2	ВАХ1	8	16	-
11	5	100	200		ВАХ2	ВАХ3	ВАХ1	24	12	-
12	7	600	200	400	ВАХ3	ВАХ1	-	15	10	20
13	2	500	700	-	ВАХ1	ВАХ2	ВАХ3	16	12	9
14	4	-	-	-	ВАХ3	ВАХ1	ВАХ2	14	20	8
15	6	200	100	-	-	ВАХ2	ВАХ3	10	8	15
16	8	-	500	-	ВАХ1	-	ВАХ3	12	6	18
17	1	-	-	600	ВАХ1	ВАХ3	-	20	-	4
18	2	800	-	-	-	ВАХ2	ВАХ3	15	10	5
19	3	-	900	-	ВАХ1	-	ВАХ3	6	12	8
20	4	-	-	100	ВАХ3	ВАХ1	-	16	18	9
21	5	400	-	200	-	ВАХ2	ВАХ3	9	4	10
22	6	-	-	-	ВАХ1	ВАХ2	ВАХ3	-		18
23	7	-	-	500	ВАХ2	ВАХ3	-	14	12	6
24	8	-	300	-	ВАХ1	-	ВАХ3	-	20	10

Расчет сложной НЭЦ, состоящей из нескольких параллельных ветвей, которые наряду с нелинейными элементами могут содержать и источники постоянной э. д. с, включенные последовательно с нелинейными элементами, сводится к нахождению токов и напряжений на участках цепи с помощью вольт-амперных характеристик.

Для этого предварительно строится вольтамперная характеристика каждой ветви, которая получается смещением соответствующей характеристики НЭ на величину заданной э. д. с. влево или вправо от начала координат, в зависимости от направления э. д. с. Затем, на основании первого закона Кирхгофа, строится результирующая характеристика. Она получается смещенной относительно начала координат на величину э. д. с. *(E),* которую можно рассматривать как э. д. с. эквивалентной цепи.

Так как сумма токов в узле равна нулю, то в эквивалентной цепи ток отсутствует. Следовательно, значение э. д. с. *(E)* равно разности потенциалов верхнего узла относительно нижнего узла исходной схемы.

Отсюда находят напряжение в каждом НЭ

$$U_{Нэк}=E_к-E$$

Ток в каждом НЭ определяется по соответствующей вольт-амперной характеристике.

Последовательность решения задачи.

1. Задаться положительным направлением токов в ветвях схемы.

2. На основании второго закона Кирхгофа построить эквивалентные вольт-амперные характеристики для ветвей.

3. На основании первого закона Кирхгофа построить результирующую вольт-амперную характеристику всей электрической цепи.

4. По результирующей вольт-амперной характеристике определить напряжения на каждом НЭ и токи в каждой ветви по соответствующим вольт-амперным характеристикам.

Пример решения задачи.

Для заданной электрической схемы (рис. 6.2, *а)* с известными параметрами E_1 =12 В, E_2 = 10 В, E_3 = 3 В,

R_1 =200 Ом, НЭ1, НЭ2 и НЭ3 (вольт-амперные характеристики которых приведены на рис. 6.3) определить токи в ветвях и напряжения на НЭ.

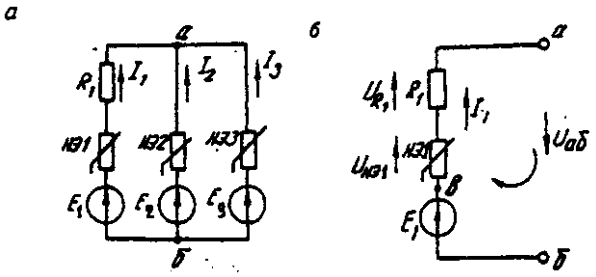


Рис. 6.2. Заданная *(а)* и расчетная (б) электрические схемы

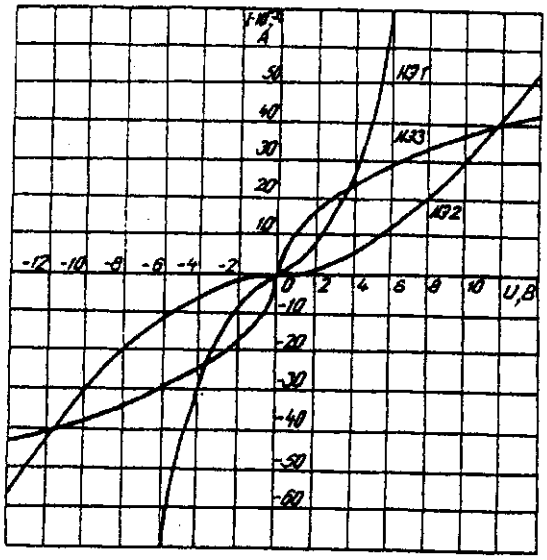


Рис. 6.3. Вольт-амперные характеристики нелинейных элементов

1. Задаемся положительным направлением токов во всех ветвях цепи.

2. Так как каждый из токов является нелинейной функцией падения напряжения на своем НЭ, необходимо выразить его в функции одного переменного напряжения $U_{аб}$ между узлами *а* и *б.*

Рассмотрим первую ветвь, содержащую последовательно соединенные резистор R_1, НЭ1 и источник постоянной э. д. с. E_1 (рис. 6,2, *б).*

На основании второго закона Кирхгофа для контура, указанного на рис. 6.2, *б* круговой стрелкой, запишем

$$E_1=U_{аб}+U_{R1}+U_{НЭ1} \text{ или } U_{аб}=E_1-(U_{R1}+U_{НЭ1}).$$

Если э. д. с. *(E_1)* действует в направлении выбранного положительного тока, т. е. $E_1>0$, то при положительном токе она способствует прохождению тока и при $E_1< U_{аб}$ уменьшает значение.

На рис. 6.4 изображены характеристики первого нелинейного элемента $I_1=f(U_{НЭ1})$, резистора $I_1=f(U_{R1})$, суммарная

$I_1=f(U_{аб})$ и прямая, соответствующая $E_1 > 0$. Здесь же нанесена результирующая характеристика $I_1=f(U_{аб})$.

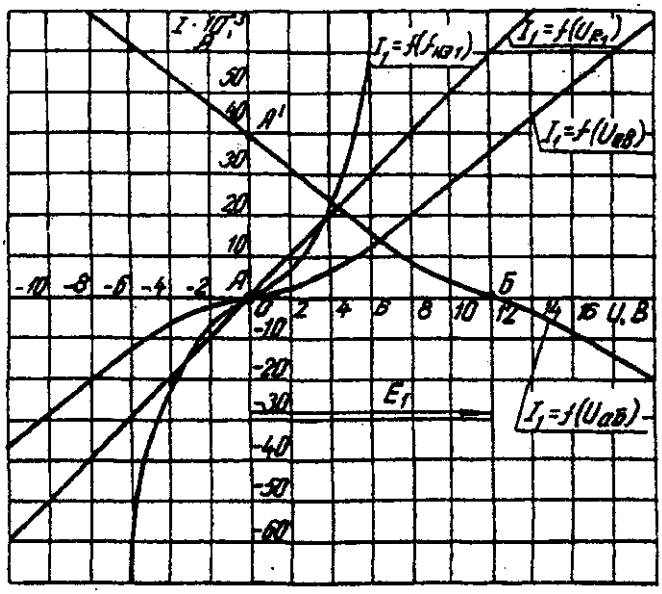


Рис. 6.4. Вольт-амперные характеристики первого нелинейного элемента

Для т. *А* кривой $I_1 = f(U_{НЭ1})$ напряжение на первом нелинейном элементе будет равно нулю ($U_{НЭ1} = 0$) при $I_1 = 0$. При этом $U_{аб} = E_1$ т. е. начало) кривой $I_1 = f(U_{аб})$ сдвинуто в точку *Б*, в которой $U_{аб} = E_1$. Росту $U_{аб}$, при $U_{аб} > 0$ соответствует уменьшение $U_{аб}$. Для точки *А*' при $U_{аб} = E_1$, $U_{аб} = 0$. Росту $U_{аб}$ при $U_{аб} < 0$ отвечает увеличение $U_{аб}$, причем $U_{аб} > E_1$.

Аналогичным образом перестраивают кривые $I_2 = f(U_{НЭ2})$ и $I_3 = f(U_{нэз})$ для других ветвей схемы (рис. 6.5 и 6.6).

3. Нанесем кривые $I_1 = f(U_{аб})$, $I_2 = f(U_{аб})$ и $I_3 = f(U_{аб})$ на одном рисунке и построим результирующую вольт-амперную характеристику $I = f(U_{аб})$ просуммировав ординаты кривых (рис. 6.7).

4. Точка *А* пересечения кривой $I = f(U_{аб})$ с осью абсцисс дает значение Саб, при котором удовлетворяется уравнение

$$I_1 + I_2 + I_3 = 0.$$

Восстанавливаем в этой точке перпендикуляр к оси абсцисс до пересечения с кривыми $I_1 = f(U_{аб})$, $I_2 = f(U_{аб})$ и $I_3 = f(U_{аб})$ и находим токи I_1, I_2 и I_3 как по величине, так и по знаку.

Для рассматриваемого примера имеем (см. рис. 6.7), А

$$I_1 = 15 \cdot 10^{-3};$$
$$I_2 = 5 \cdot 10^{-3};$$
$$I_3 = -20 \cdot 10^{-3}.w$$

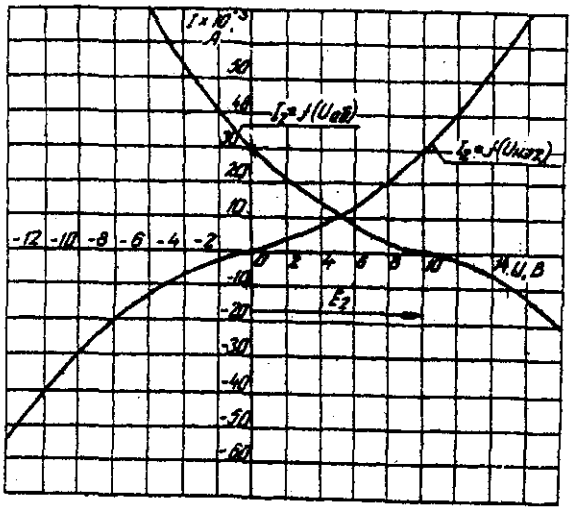


Рис. 6.5. Вольт-амперные характеристики второго нелинейного элемента

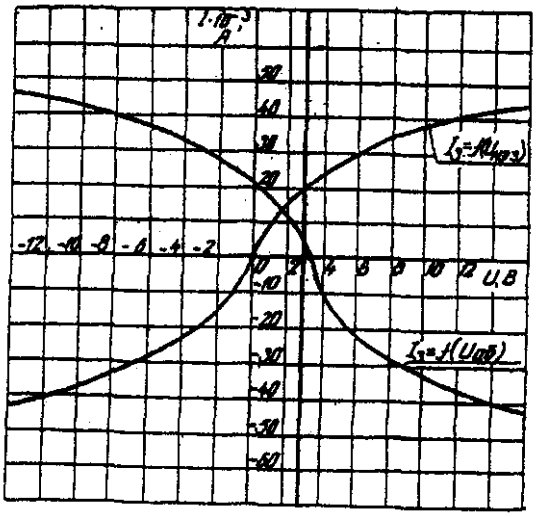


Рис 6.6. Вольт-амперные характеристики третьего нелинейного элемента

Сделаем проверку

$$I_1 + I_2 + I_3 = 15 \cdot 10^{-3} + 5 \cdot 10^{-3} - 20 \cdot 10^{-3} = 0 \text{ A}.$$

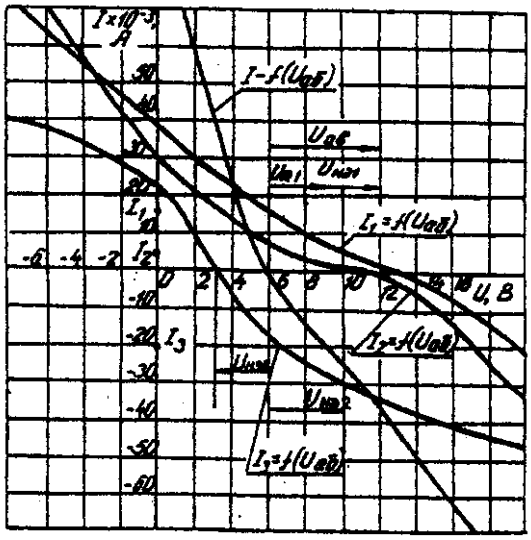


Рис. 6.7. Результирующие вольт-амперные характеристики

Располагая построенными характеристиками, легко находим напряжения на всех нелинейных элементах цепи (см. рис. 6.7):

$U_{НЭ1} = 3$; $U_{НЭ1} = 2$; $U_{НЭ1} = 3$.

ЗАДАЧА 7. РАСЧЕТ МАГНИТНЫХ ЦЕПЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА.

7.1. Неразветвленные магнитные цепи.

Методические указания.

Магнитной цепью называют совокупность магнитодвижущих сил (МДС),ферромагнитных тел или каких-либо иных тел или сред, по которым замыкается магнитный поток.

Магнитные цепи могут быть подразделены на неразветвленные (рис. 1) и разветвленные (рис. 2).

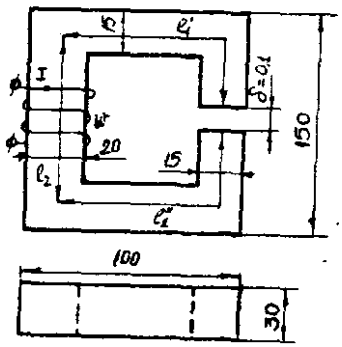


Рис. 7.1. Неразветвленная магнитная цепь

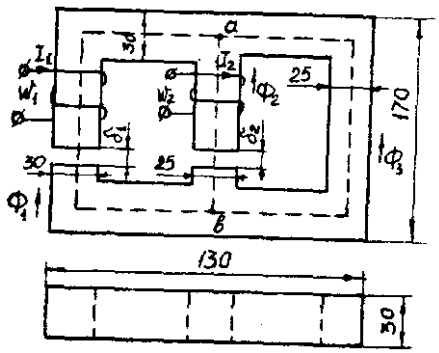


Рис. 7.2. Разветвленная магнитная цепь

Основными величинами, характеризующими магнитное поле и используемыми при расчете к анализе магнитных цепей, являются магнитная индукция B и напряженность магнитного поля H.

Эти величины связаны между собой зависимостью:

$$B = \mu_0 \cdot \mu \cdot H$$

где μ_0 — постоянная, характеризующая свойства вакуума,

$$\mu_0 = 4 \cdot \pi \cdot 10^{-7} \text{ Гн/м}$$

μ — относительная магнитная проницаемость.

$$H = 0{,}8 \cdot 10^6 B$$

Магнитную индукцию B измеряют в теслах (1 Тл = 1 Вс/м^2). Единицей напряженности магнитного поля H является 1 А/м,

Магнитная индукция и напряженность магнитного поля — векторные величины.

Величиной. служащей для интегральной оценки магнитного поля, является магнитный поток Ф, представляющий собой поток вектора магнитной индукции сквозь поверхность dS

$$\Phi = \int_S B dS$$

Если магнитный поток проходит сквозь поверхность, расположенную перпендикулярно линиям магнитной индукции поля, то магнитный поток определяется по формуле

$$\Phi = BS$$

Магнитны поток измеряют в веберах (1 Вб = 1 Вс).

Магнитное поле создается электрическими тока. Напряженность магнитного поля связана с токами, возбуждающими поле, за коном полного тока, согласно которому линейный интеграл вектора напряженности магнитного поля вдоль замкнутого контура равен алгебраической сумме токов, охватываемых этим контуром

$$\oint H dl = \sum I$$

где l — длина участка магнитной цепи, вдоль которого идет интегрирование. Длина участка отсчитывается по средней линии магнитопровода.

Заменив интеграл суммой интегралов по участкам и учитывая, что пределах одного участка магнитная цепь имеет одинаковое поперечное сечение и одинаковую магнитную проницаемость, получим закон полного тока в общем виде

$$\sum_K H_K l_K = \sum Iw$$

где H_K — напряженность магнитного поля на каждом участке магнитной цепи;

l_K - длина каждого участка магнитной цепи;

w - число витков катушки.

Произведение числа витков катушки w на протекающий по ней ток I называют магнитодвижущей силой катушки F.

$$\sum Iw = \sum F$$

МДС вызывает магнитный поток в магнитной цепи подобно тому, как ЭДС вызывает электрический ток в электрической цепи. Как и ЭДС, МДС величина векторная. Положительное направление МДС совпадает с движением острия правоходового винта, если его вращать по направлению тока в обмотке.

Падением магнитного напряжения U_{MAB} между точками a и b магнитной цепи, называют произведением Hl_{AB}. Здесь , - длина пути между точками a и b.

Магнитное напряжение измеряют в амперах (А).

Если участок магнитной цепи между точками a и b может быть подразделен на n отдельных частей так, что для каждой части $H=H_K$ постоянно, то

$$U_{MAB} = \sum_{K=1}^{K=n} H_K l_K$$

Отношение падения магнитного напряжения U_M к магнитному потоку Ф называют магнитным сопротивлением цепи

$$\Phi w = \Psi = Li$$

$$R_M = \frac{U_M}{\Phi} = \frac{l}{\mu_0 \mu S}$$

Величину, обратную магнитному сопротивлению называют магнитной проводимостью цепи

$$G_M = \frac{1}{R_M} = \frac{\mu_0 \mu S}{l}$$

Соотношение $\Phi = \frac{U_M}{R_M}$ - называют законом Ома для магнитной цепи.

Надо отметить, что между магнитными и электрическими величинами есть формальная аналогии. Аналогом тока в электрической цепи является поток в магнитной цепи. Аналогом ЭДС — МДС. Аналогом падения напряжения на участке электрической цепи падение магнитного напряжения. Аналогом вольтамперной характеристики нелинейного сопротивления — веберная характеристика участка магнитной цепи.

Соответствие электрических и магнитных величин можно представить в виде таблицы (табл. 7.1).

Таблица соответствия электрических и магнитных величин — Таблица 7.1

Электрические величины	Магнитные величины
I – ток, А	Ф – магнитный поток, Вб
E – ЭДС, В	F – МДС, А
U – напряжение, В	U_M – магнитное напряжение, А
R – сопротивление, Ом	R_M – магнитное сопротивление, 1/Гн
G – проводимость, 1/Ом	G_M – магнитная проводимость,

При расчете и анализе магнитных цепей используют первый и второй законы Кирхгофа.

Первый закон Кирхгофа: алгебраическая сумма магнитных потоков в любом узле магнитной цепи равна нулю:

$$\sum \Phi = 0$$

Второй закон Кирхгофа: алгебраическая сумма падений магнитного напряжения вдоль любого замкнутого контура равна алгебраической сумме МДС вдоль того же контура:

$$\sum U_M = \sum Iw$$

В качестве примера составим уравнения по законам Кирхгофа для разветвленной магнитной цепи, изображенной на рис. 7.2.

Произвольно выбираем направление потоков в ветвях. Для узла “а” составим уравнение по первому закону Кирхгофа

$$\Phi_1 + \Phi_2 + \Phi_3 = 0$$

По второму закону Кирхгофа составляем уравнение для контура, состоящего из левой и средней ветвей.

$$H_1 l_1 + H_1 \delta_2 - H_2 l_2 + H_2 \delta_2 = I_1 w_1 - I_2 w_2$$

Под вебер-амперной характеристикой понимают зависимость потока Ф по какому-либо участку магнитной цепи от падения магнитного напряжения на этом участке U_M.

$$\Phi = \int (U_M)$$

Расчет неразветвленной магнитной цепи разделяют на прямую и обратную задачи.

7.1.1. Прямая задача. Определить МДС цепи по заданному магнитному потоку.

Порядок расчета следующий:

1) магнитная цепь разбивается на участки, имеющие одинаковое сечение и одинаковую магнитную проницаемость;

2) по известным геометрическим размерам магнитного сердечника определяются длины l и площади поперечного сечения выделенных участков;

3) исходя из постоянства магнитного потока вдоль всей цепи определяются значения магнитной индукции для выделенных участков магнитной цепи по заданному магнитному потоку;

4) по заданной кривой намагничивания определяются значения напряженности магнитного поля для известных значений магнитной индукции.

Напряженность поля и воздушном зазоре определяется по формуле:

5) подсчитывается сумма падений магнитного напряжения вдоль всей магнитной цепи $\Sigma H_K l_K$ и на основании закона полного тока приравнивается эта сумма полному току I_W или МДС.

$$\sum H_K l_K = Iw$$

Пример. Геометрические размеры магнитной цепи даны на рис. 4. Найти какой ток должен протекать по обмотке с числом витков w=500 чтобы магнитная индукция в воздушном зазоре B_δ=1 Тл.

Решение. Магнитную цепь разбиваем на три участка:

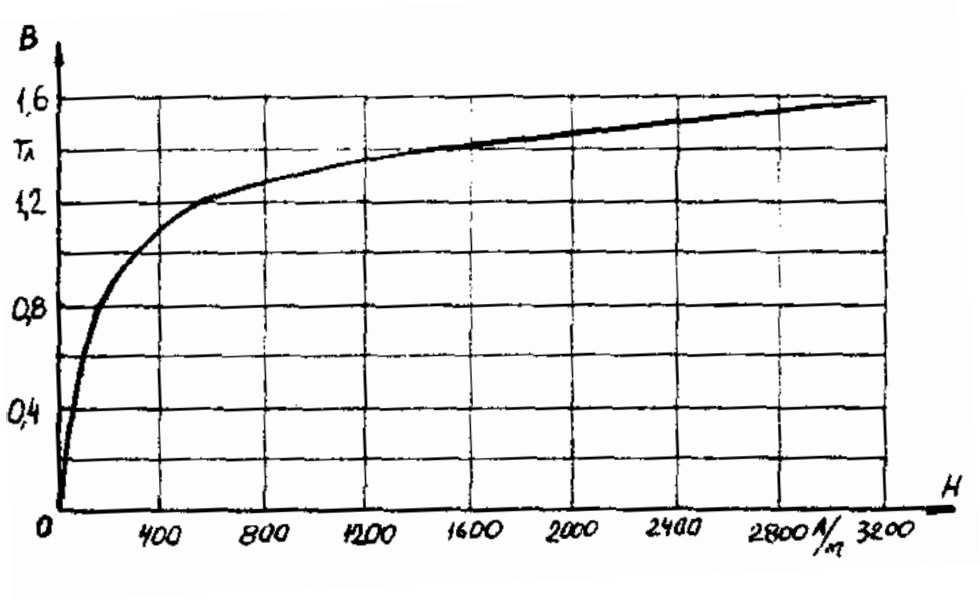


Рис. 7.4. Кривая намагничивания

$$l_1 = l`_1 + l``_1 = 30 \quad см$$

$$S_1 = 4{,}5 \quad см^2$$

$$l_2 = 13{,}5 \quad см$$

$$S_2 = 6 \quad см^2$$

Воздушный зазор

$$\delta = 0{,}01 \quad см$$

$$S_2 = S_1 = 4{,}5 \quad см^2$$

Индукция

$$B_1 = B_\delta = 1 \quad Тл$$

Индукцию на участке l_2 найдем, разделив поток $\Phi = B_\delta S_\delta$ на сечение S_2 второго участка

$$B_2 = \frac{\Phi}{S_2} = \frac{B_\delta S_\delta}{S_2} = \frac{1 \cdot 4{,}5}{6} = 0{,}75 \quad Тл$$

Напряженности поля на первом и втором участках определяем согласно кривой намагничивания (рис. 4) по известным значениям B_1 и B_2;

$$H_1 = 300 \text{ А/м}; \; H_2 = 115 \text{ А/м}$$

Напряженность поля в воздушном зазоре

$H_\delta = 0{,}8 \cdot 10^6 \cdot B_\delta = 0{,}8 \cdot 10^6 \cdot 1 = 8 \cdot 10^5$ А/м

Определяем падение магнитного напряжения вдоль всей магнитной цепи:

$$\sum H_K l_K = H_1 l_1 + H_2 l_2 + H_\delta \delta = 300 \cdot 0{,}3 + 115 \cdot 0{,}135 +$$

$$+ 8 \cdot 10^5 \cdot 10^{-4} = 185{,}6 \quad A$$

Ток в обмотке

$$I = \frac{\sum H_K l_K}{w} = \frac{185{,}6}{500} = 0{,}371 \quad A$$

7.1.2. Обратная задача. Определить магнитный поток в цепи по заданной МДС

Условие задачи:

Для заданной магнитной цепи (рис. 7.2.) с известными параметрами (таб. 7.2.). Найти магнитные потоки в магнитной цепи.

Примечание – геометрические размеры даны в мм, кривая намагничивания дана на рис. 7.4.

Порядок решения обратной задачи следующий:

1) магнитная цепь разбивается на участки с одинаковыми сечением и магнитной проницаемостью. Определяются длины и сечения этих участков;

2) строится вебер-амперная характеристика $\Phi = \int (U_M)$ цепи;

3) пользуясь вебер-амперной характеристикой, по заданной, МДС определяют магнитный поток Ф.

Пример. Найти магнитную индукцию в воздушном зазоре магнитной цепи (рис. 7.1), если Iw = 350 А. Кривая намагничивания представлена на рис. 7.4.

Решение. Строим вебер-амперную характеристику. Для этого задаемся значениями B_δ; равными 0,5; 1,1; 1,2 и 1,3 Тл, и для каждого из них определяем параметры, указанные в табл. 1. Так же, как и в предыдущей задаче определяем $\sum H_K l_K$

Результаты расчетов сводим в табл. 7.2.

Результаты расчетов для построения $\Phi = \int (U_M)$

Таблица 7.2

B_δ, Тл	0,5	1,1	1,2	1,3
B_1, Тл	0,5	1,1	1,2	1,3
B_2, Тл	0,375	0,825	0,9	0,975
H_1, А/м	50	460	700	1020
H_2, А/м	25	150	200	300
H_δ, А/м	$4 \cdot 10^5$	$8{,}8 \cdot 10^5$	$9{,}6 \cdot 10^5$	$10{,}4 \cdot 10^5$
$\Sigma H_K l_K$, А	58,3	246,3	333	450,5
Ф, Вб	$22{,}5 \cdot 10^{-5}$	$49{,}5 \cdot 10^{-5}$	$54 \cdot 10^{-5}$	$58{,}5 \cdot 10^{-5}$

По данным табл. 7.2 строим вебер-амперную характеристику $\Phi = \int(U_M)$ (рис. 7.5) и по ней определяем, что при Iw = 350 А

$\Phi = 55 \cdot 10^{-5}$ Вб

Следовательно,

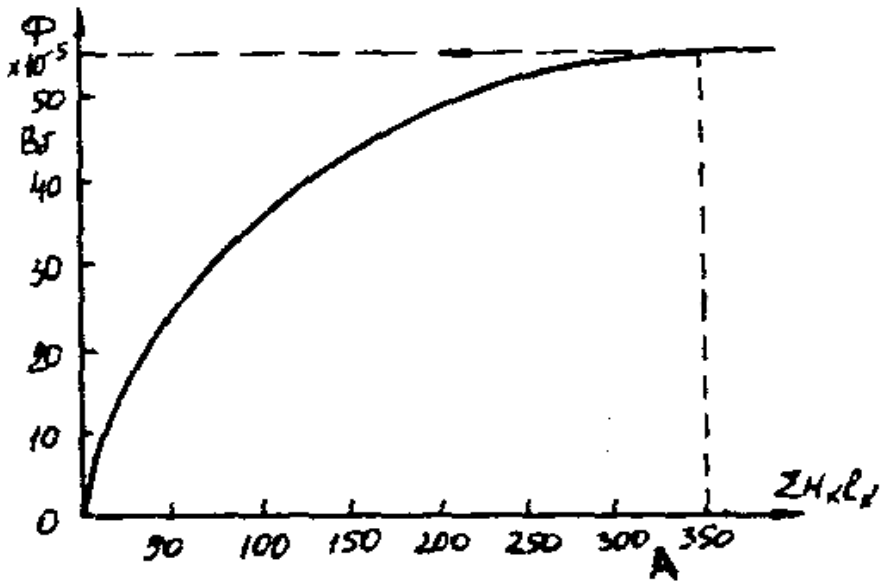


Рис. 7.5. Вебер-амперная характеристика цепи

$$B_\delta = \frac{\Phi}{S_\delta} = \frac{55 \cdot 10^{-5}}{4{,}5 \cdot 10^{-4}} = 1{,}21 \quad Тл$$

Расчет разветвленной магнитной цепи аналогичен соответствующей электрической с сосредоточенными параметрами.

Так как, магнитные цепи являются нелинейными, то методы их расчета при этих условиях аналогичны методам расчета нелинейных электрических цепей. Все методы расчета электрических цепей с нелинейными сопротивлениями полностью применимы к расчету магнитных цепей, так как и магнитные, к электрические цепи подчиняются одним и тем же законам - законам Кирхгофа.

В качестве примера рассмотрим расчет разветвленной цепи методом двух узлов.

Найти магнитные потоки в ветвях магнитной цепи (рис. 7.2). Геометрические размеры даны в мм. Кривая намагничивания представлена на рис. 4. I_1w_1 = 80 А; I_1w_1 =300 А; зазоры δ_1 = 0,05 мм и δ_2 = 0,22 мм.

Решение. Составам электрическую схему замещения магнитной цепи (рис. 7.6). Узловые точки обозначим буквами «а» и «b».

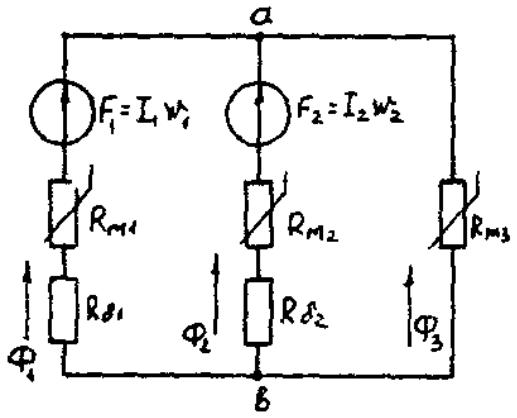


Рис. 7.6. Схема замещения магнитной цепи

Определим длины участков магнитной цепи

$l_1 = 0{,}24м;$ $l_2 = 0{,}138м;$

$l_3^{`} = 0{,}1м;$ $l_3^{``} = 0{,}14м.$

Длинам $l_3^{`}$ и $l_3^{``}$ участки третьей ветви, имеющей площади сечения 9 и 7,5 см^2.

Выберем положительные направления магнитных потоков Φ_1, Φ_2 и Φ_3 к узлу «а».

Построим зависимость потока от падения магнитного напряжения первой ветви U_{M1}. Для этого произвольно задаемся рядом числовых значений Φ_1, для каждого значения находим индукцию B_1 и по кривой намагничивания — напряженность H_1 на пути в стали по первой ветви.

Магнитное напряжение на первом участке

$$U_{M1} = H_1 l_1 + 0{,}8 \cdot 10^5 B_1 \delta_1$$

Таким образом, для каждого значения потока Φ_1 подсчитываем U_{M1} и по точкам строим зависимость $\Phi_1 = \int (U_{M1})$ (кривая 1 рис. 7.7). Аналогично строим зависимость $\Phi_2 = \int (U_{M2})$ (кривая 2 рис. 7.7)

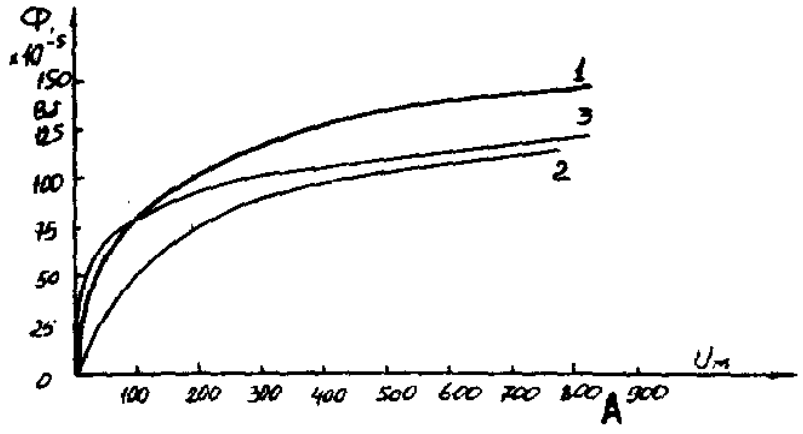


Рис. 7.7. Вебер-амперные характеристики ветвей

Кривая 3 (рис. 7.7) есть зависимость $\Phi_3 = \int (U_{M3})$

$$U_{M3} = H_3' l_3' + H_3'' l_3''$$

Для определения потоков Φ_1, Φ_2 и Φ_3 постройте зависимости этих потоков от магнитного падения напряжения U_{Mab} между узлами «a» и «b» (рис. 7.6).

Запишем уравнение по второму закону Кирхгофа для первой ветви:

$$F_1 = I_1 w_1 = U_{M1} + U_{Mab}$$

отсюда

$$U_{Mab} = I_1 w_1 - U_{M1}$$

Согласно выражению приведенному выше строим зависимость $\Phi_1 = \int (U_{Mab})$ (рис. 7.8). Для этого кривую 1 (рис. 7.7) при переносе на рис.7.8 смещаем вправо на величину $I_1 w_1$ и, так как перед U_{M1} стоит знак “-“, зеркально отобразим относительно вертикальной оси.

Запишем уравнение по второму закону Кирхгофа для второй ветви

$$I_2 w_2 = U_{M2} + U_{Mab}$$

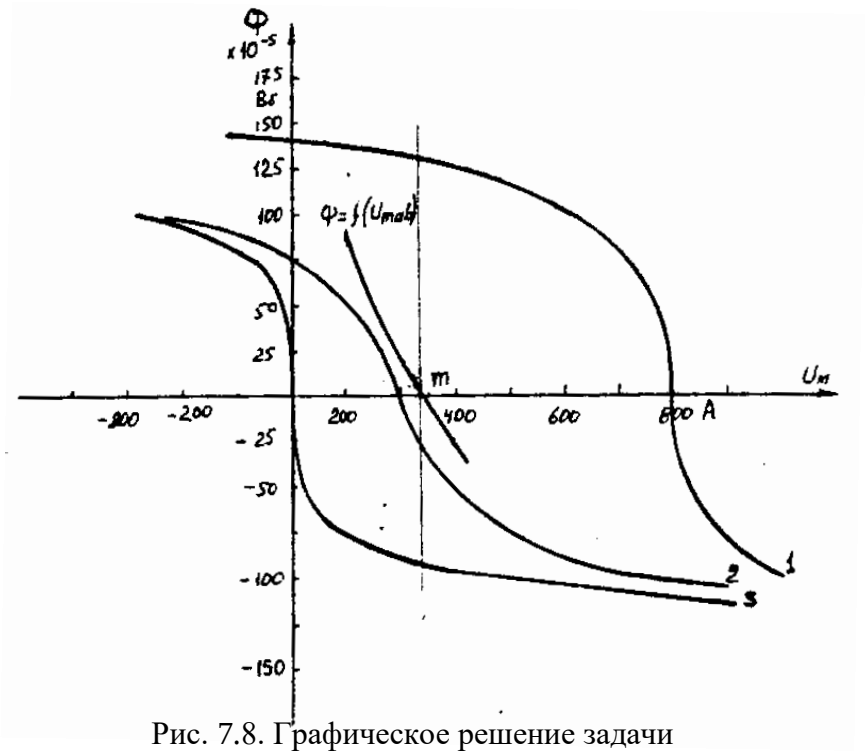


Рис. 7.8. Графическое решение задачи

отсюда

$$U_{Mab} = I_2 w_2 - U_{M2}$$

Построим зависимость $\Phi_2 = \int(U_{Mab})$ (рис. 7.8). Для этого кривую 2 (рис. 7.7) смещаем вправо от начала координат на величину I_2w_2 и зеркально отобразим относительно вертикальной оси.

В аналогичном порядке строим зависимость $\Phi_3 = \int(U_{Mab})$ (рис. 7.8)

$$U_{Mab} = U_{M1}$$

Зависимость $\Phi_3 = \int(U_{Mab})$ так же, как и кривая 3 (рис. 7.7) проходит через начало координат.

Построим кривую $\Phi = \int(U_{Mab})$ (рис. 7.8)

Где $\Phi = \Phi_1 + \Phi_2 + \Phi_3$

Точка (m) пересечения кривой $\Phi = \int(U_{Mab})$ с осью абсцисс дает значение U_{Mab}, удовлетворяющее первому закону Кирхгофа $\Phi_1 + \Phi_2 + \Phi_3 = 0$.

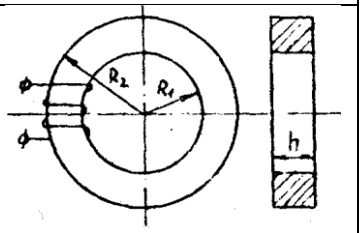
Восстановим в этой точке перпендикуляр к оси абсцисс. Ординаты пересечения перпендикуляра с кривыми дадут значения магнитных потоков в ветвях;

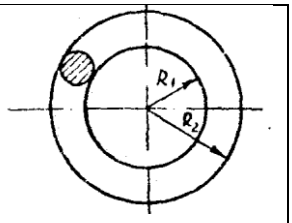
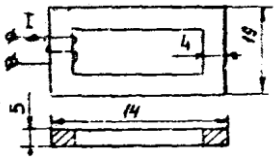
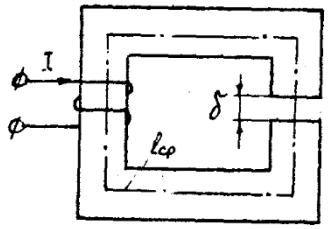
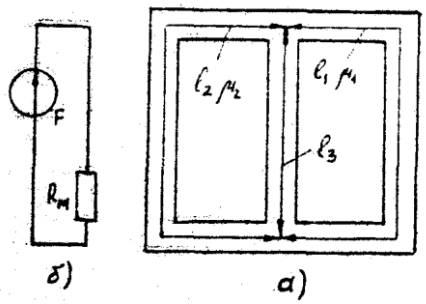
$\Phi_1 = 126{,}2 \cdot 10^{-5}$ Вб; $\Phi_2 = -25 \cdot 10^{-5}$ Вб; $\Phi_3 = -101{,}2 \cdot 10^{-5}$ Вб.

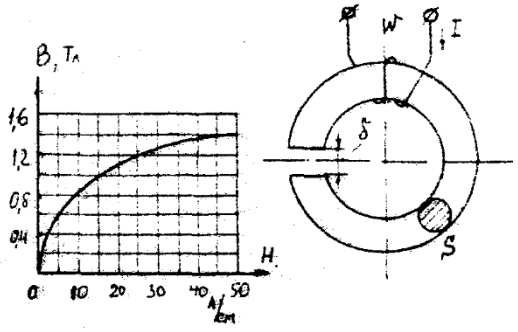
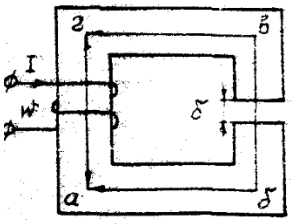
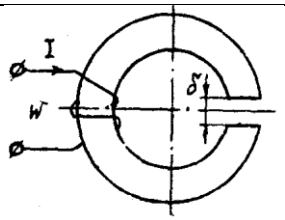
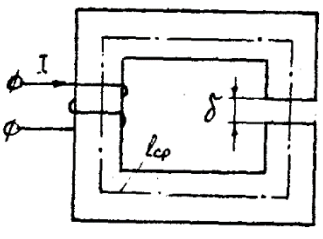
В результате расчета потоки Φ_2 и Φ_3, оказались отрицательными. Это означает, что в действительности они направлены противоположно выбранным ранее для них направлениям, показанным на рис. 7.2 и рис. 7.6.

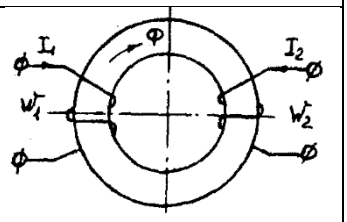
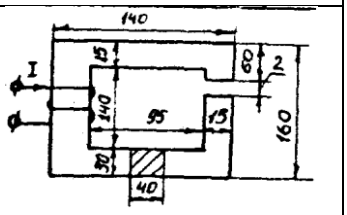
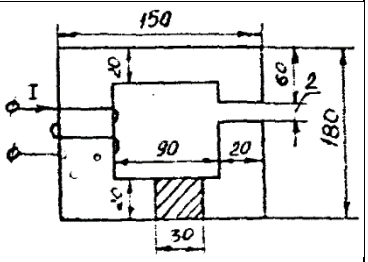
Задания к задаче 7.1.

Таблица 7.3

Номер вари-анта	Содержание задания	
1	Катушка с количеством витков w = 1000 равномерно намотана на ферромагнитный сердечник с размерами: R_1 = 8 см; R_2 = 12 см, h = 15 см. Значение магнитного потока Ф = 0,025 Вб, магнитная проницаемость μ = 2080. Определить ток в катушке.	

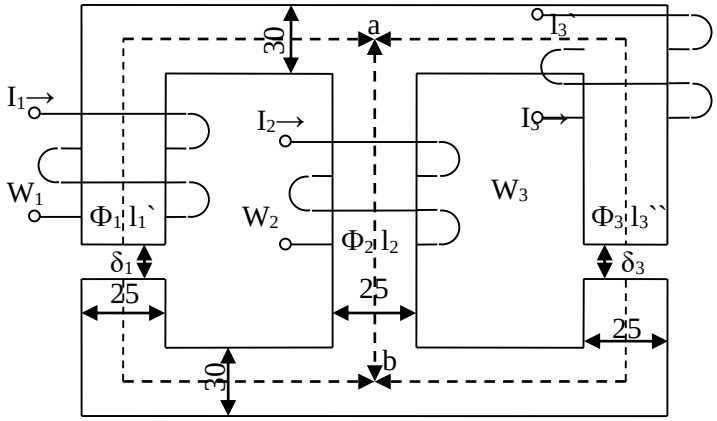
2	На ферромагнитный сердечник равномерно намотана обмотка, w = 2000 витков. По обмотке протекает ток I = 0,1 А. Магнитная проницаемость μ = 1000. Определить значение магнитного потока в сердечнике.	
3	Определить ток в катушке, если значение магнитного потока в сердечнике с магнитной проницаемостью μ = 1000, Ф = 0,025 Вб. Число витков w = 1500.	
4	Катушка равномерно намотана на ферромагнитный сердечник с размерами R_1 = 8 см, R_2 = 12 см (см. рис. варианта 2). Магнитный поток в сердечнике Ф = $50 \cdot 10^{-3}$ Вб создается намагничивающей силой F = 4000 А. Определить магнитную проницаемость сердечника μ	
5	В стальном сердечнике, кривая намагничивания которого представлена на рис. варианта 10, магнитная индукция B=I,2 Тл,$l_{ср}$=30 см. Какой воздушный зазор δ нужно сделать в сердечнике, чтобы индукция уменьшилась в 1,5 раза. Ток в катушке поддерживается постоянным.	
6	Катушка равномерно намотана на сердечник (см. рис. варианта 1) с размерами:R_1 =I0 см; R_2=I4 см. Магнитная проницаемость сердечника μ=1000; число витков обмотки W=1000; сила тока в обмотке I=0,2 А. Определить значение магнитного потока в сердечнике.	
7	 Магнитопровод (рис .а) с одинаковым сечением всех ветвей S=1 $см^2$ имеет размеры: l_1=l_2=I25,2см; l_3=62,5 см; μ_1=200; μ_2=100; μ_3=100.Такой магнитопровод можно заменить эквивалентной схемой (рис б), эквивалентное магнитное сопротивление $R_м$.	
8	Катушка, намотанная на тороидальный сердечник круглого сечения, имеет =200 витков. Размеры сердечника (см. рис. варианта 2): R_1=10 см; R_2=20 см; μ=800. Определить максимальное значение магнитной индукции внутри сердечника, ток в катушке I = I А.	

9	Определить индуктивность l катушки, если магния проницаемость сердечника μ= I0^{-3} Гн/м. Число витков W= 100. Размеры сердечника указаны на рис. варианта 3 в сантиметрах.
10	Намагничивающая сила катушки f=1860 А; длина средней линии кольца $l_{ср}$=69 ,9 см; сечение S=10 см^2; зазор δ =0,1 см. Пользуясь характеристикой стали B=f(H), вычислить, магнитный поток в кольце. 
11	На участке *абвг* стальной сердечник имеет сечение S_1=12 см^2, длина средней линии на этом участке l=22 см. На участке *аг* сечение сердечника S_2=6 см^2. Намагничивающая сила обмоток F=450 А; магнитный поток Ф=6*10^{-4} Вб. Кривая намагничивания представлена на рис. Варианта 10. Определить длину участка *аг*, если величина воздушного зазора δ=0,1 мм. 
12	Найти , $R_м$ воздушного зазора постоянного магнита и магнитный поток, если δ=0,5 см, площадь поперечного сечения воздушного зазора S=1,5 см^2. Магнитное напряжение на воздушном зазоре 1920 А.
13	Длина стальной части сердечника $l_{ср}$=I38 см; воздушный зазор δ=0,1 мм. Кривая намагничивания материала сердечника представлена на рис. варианта 10. Определить намагничивающую силу F обмотки, которая создала бы в воздушном зазоре индукцию B=I Тл. 
14	В стальном сердечнике, кривая намагничивания которого представлена на рис. варианта10, магнитная индукция B=I Тл,$l_{ср}$=20 см. Какой воздушный зазор δ нужно сделать в сердечнике, чтобы индукция уменьшилась в два раза. Ток в 

	катушке поддерживается постоянным.	
15	На стальное кольцо, средняя длина которого , $l_{ср}$=120 см, намотаны две обмотки: W_4= 100 витков и W_2=500 витков. Известен ток второй обмотки I_2=2 А и кривая намагничивания сердечника (см. рис. варианта 10). Определить ток первой обмотки, который обеспечил бы в сердечнике индукцию В=1,2 Тл	
16	Определить МДС и ток обмотки, если в воздушном зазоре цепи требуется получить $B_δ$=1,4 Тл. Число витков обмотки W=1000, кривая намагничивания стали приведена на рис. варианта 10.	
17	для магнитопровода, изображенного на рис. варианта 5, задано: l_1=15 см; l_2=5 см; δ=2 мм; l_3=l_5=6 см, l_4=17 см ; l_6=32 см; H_1=H_2=H_3=H_4=H_5=H_6=8 А/см; W=100 витков. Определить ток.	
18	Пользуясь характеристикой стали B=f(H), изображенной на рис. варианта 10, вычислить магнитный поток в кольце, если намагничивающая сила катушки F=2000 А; длина средней линии кольца 75 см; S=I0 см; зазор δ=0,1 см.	
19	Определить индуктивность L катушки, если абсолютная магнитная проницаемость сердечника μ = 3*10 Гн/м. Число витков W=200. Размеры сердечника указаны на рис. варианта 3 в сантиметрах.	
20	Катушка намотана на ферромагнитный сердечник (рис. варианта 1). размеры сердечника: R_1=10 см; R_2=16 см; h=16 см. Значение магнитного потока Ф=0,040 Вб, магнитная проницаемость μ=2080. Определить число витков катушки при токе I=2 А.	
21	Длина стальной части сердечника, представленного на рис. варианта 10 $l_{ср}$=69,9 см, воздушный зазор δ=0,I мм. Кривая намагничивания материала сердечника представлена на рис. варианта 10. Определить намагничивающую силу F обмотки, которая создала бы в воздушном зазоре индукцию В=3 Тл.	
22	Определить число витков обмотки, если в воздушном зазоре цепи требуется получить $B_δ$= 2 ,б Тл. Ток, протекающий по обмотке, I=10 А. Кривая намагничивания стали приведена на рис. варианта 10.	

23	Найти $R_м$, воздушного зазора постоянного магнита и магнитный поток, если δ=0,2 см, площадь поперечного сечения воздушного зазора $S_δ$=1,5 см^2. Магнитное напряжение на воздушном зазоре 2400 А.
24	Определить значение магнитного потока сердечнике, изображенном на рис. варианта 1. Размеры сердечника R_1=12 см; R_2=18 см; h=10 см. По обмотке с числом витков W=3000 протекает ток I=2 А. Магнитная проницаемость μ=1000.

2.2. Разветвленная цепь синусоидального тока.



l_1` = 0,24 м S_1 = 9 см^2 U_{Mab}- ?
l_2 = 0,138 м S_2 = 7,5 см^2 Φ = ∫(U_{ab})
l_3`` = 0,14 м $S_3$`` = 7,5 см^2 $Φ_1$, $Φ_2$, $Φ_3$ - ?
l_3` = 0,1 м $S_3$` = 9 см^2

Рис. 7.9.

Таблица 7.4

Варианты	I_1w_1, А	I_2w_2, А	I_3w_3, А	$δ_1$, мм	$δ_2$, мм	$δ_3$, мм
1	300	800	0	0	0,05	0,22
2	0	300	550	0,05	0,11	0
3	600	0	300	0,22	0	0,11
4	800	400	0	0	0,22	0,11
5	0	500	600	0,11	0	0,05
6	600	0	0	0	0,05	0,11
7	300	500	0	0,22	0	0,05
8	0	300	800	0,11	0,22	0
9	800	0	600	0,05	0	0,22
10	600	300	0	0,22	0,11	0
11	0	300	600	0	0,22	0,11
12	400	0	800	0,11	0	0,22
13	500	300	0	0,22	0,05	0
14	0	800	300	0	0,11	0,22
15	800	0	300	0,11	0,05	0
16	400	600	0	0,05	0	0,11

17	0	600	400	0	0,22	0,05
18	800	0	300	0,22	0,11	0
19	500	800	0	0,15	0	0,11
20	0	500	400	0	0,15	0,11
21	550	0	600	0,22	0,15	0
22	500	600	0	0,05	0	0,15
23	0	600	300	0	0,11	0,15
24	300	0	600	0,15	0,05	0

Задача 8. ТРАНСФОРМАТОРЫ

Условие задачи.

Паспортные данные трансформатора берут из табл. 8.1, где:

m - число фаз, *m=3;*

ВН/НН-*N* - схема и группа соединения обмоток;

$S_Н$ - номинальная полная мощность;

$U_{лн}^{вн}$ - номинальное (линейное) напряжение обмотки ВН;

$U_{лн}^{нн}$ - номинальное (линейное) напряжение обмотки НН;

$P_{он}$ - потери холостого хода (мощность холостого хода при номинальном напряжении);

$P_{кн}$ - потери короткого замыкания (мощность короткого замыкания при напряжении короткого замыкания);

$u_к$ - напряжение короткого замыкания, %, где $u_к = [U_{кн}/U_н]\cdot 100\%$;

i_0 - ток холостого хода, %, где $i_0 = [I_{0н}/I_{1н}]\cdot 100\%$.

При всех расчетах первичной считать обмотку ВН.

Последовательность решения.

По известным паспортным данным сделать следующие расчеты и построения:

1. Начертить схему соединения обмоток трансформатора заданной группы и построить векторную диаграмму напряжений для доказательства, что начерченная схема соответствует заданной группе.

2. На схеме соединения обмоток трансформатора показать линейные и фазные напряжения и токи,

3. Определить номинальные фазные значения напряжений и токов ВН и НН: $U_{1н}$, $U_{2н}$, $I_{1н}$, $I_{2н}$.

4. Рассчитать коэффициент трансформации - *K.*

5. Определить параметры Т-образной электрической схемы замещения трансформатора: R_m, X_m, R_1, R'_2, X_1, X'_2 (при расчете полагать $R_1 = R_2$ и $X_1 = X'_2$). Начертить Т-образную схему замещения с указанием всех параметров и величин.

6. Рассчитать параметры короткого замыкания R_K, X_K, Z_K, $u_{ка}$ (%), $u_{кр}$(%).

7. Составить упрощенную электрическую схему замещения трансформатора и определить фазные значения тока I_2 и напряжения U_2 при включении во вторичную цепь обмотки нагрузки Z_H (см. табл. 8.1). При расчете определить в комплексной форме приведенные значения тока I'_2 и напряжения U_2' а затем их действующие значения I_2, U_2 .

Таблица 8.1

Исходные данные для задачи 8

Номер вари-анта	ВН/НН-N	$S_К$, кВА	$U_{ЛН}^{ВН}$, кВ	$U_{ЛН}^{НН}$, кВ	$P_{0Н}$, Вт	$P_{КН}$, Вт	$U_К$, %	I_0, %	$Z_Н$, Ом
1	Y/Δ - 11	160	35	0,4	700	2650	6,5	2,4	3+ j3
2	Y/Y_N - 0	160	35	0,69	700	2650	6,5	2,4	3+ j2,25
3	Y/Δ -11	250	35	0,4	1000	3700	6,5	2,3	3+ j2,25
4	Y/Y_N - 0	250	35	0,69	1000	3700	6,5	2,3	1,6+ j1,2

5	Y/Δ -11	400	6	0,4	2180	3700	3,5	2,1	1,2+ j0,9
6	Y/Y$_N$ - 0	400	6	0,69	2180	3700	3,5	2,1	1,1+ j1,0
7	Y/Δ -11	630	6	0,4	1560	8500	5,5	2,0	0,8+ j0,6
8	Y/Y$_N$ - 0	630	6	0,69	1560	8500	5,5	2,0	0,7+ j0,7
9	Y/Δ -11	320	6	0,4	1675	2630	2,5	2,2	1,6+ j1,2
10	Y/Y$_N$ - 0	320	6	0,69	1675	2630	2,5	2,2	1,4+ j1,4
11	Y/Y$_N$ - 0	630	35	0,69	1900	7600	6,5	2,0	0,7+ j0,7
12	Y/Δ -11	630	35	0,4	1900	7600	6,5	2,0	0,6+ j0,8
13	Y/Y$_N$ - 0	400	35	0,69	1350	5500	6,5	2,1	1,0+ j1,0
14	Y/Δ -11	400	35	0,4	1350	5500	6,5	2,1	0,6+ j0,8
15	Y/Y$_N$ - 0	250	6	0,23	660	3700	4,5	4	0,2+j0,15
16	Δ/Y$_N$ - 11	250	10	0,69	660	4200	4,7	4	2+ j1,5
17	Y/Δ -11	400	10	0,23	920	5500	4,5	3,5	0,4+ j0,3
18	Δ/Y$_N$ - 11	400	6	0,69	920	5900	4,5	3,5	1,2+ j0,9
19	Y/Y$_N$ - 0	630	10	0,4	1310	7600	5,5	3	0,4+ j0,3
20	Δ/Y$_N$ - 11	630	6	0,69	1310	8500	5,5	3	0,8+ j0,6
21	Y/Δ - 11	200	6	0,4	875	2535	2,8	2,5	2,4+ j1,8
22	Y/Y$_N$ - 0	200	6	0,69	875	2535	2,8	2,5	2,4+ j1,8
23	Y/Y$_N$ - 0	250	6	0,4	740	3350	3,4	2,3	2+ j1,5
24	Y/Y$_N$ - 0	250	6	0,69	740	3350	3,4	2,3	2+ j1,5

8. Определить значение коэффициента нагрузки при включении во вторичную цепь нагрузки Z_H и оптимальное значения коэффициента нагрузки трансформатора $\beta_{опт}$.

9. Рассчитать изменение вторичного напряжения при:

а) включении во вторичную цепь нагрузки Z_H;

б) оптимальном коэффициенте нагрузки $\beta_{опт}$ и cos□$_{2=}$ 0,95 (созф2 устанавливает предприятию энергоснабжающая организация).

10. Определить КПД трансформатора при:

а) включении во вторичную цепь нагрузки Z_H;

б) оптимальном коэффициенте нагрузки fW и coscp2 = 0,95. Сравнить полученные в пунктах *а* и *б* значения к. п. д. и сделать вывод.

Методические рекомендации.

При расчете многофазных симметричных электрических цепей переменного тока расчеты выполняют, как правило, на одну фазу, т. е. используя фазные значения напряжений и токов, а все энергетические параметры: мощности на входе и выходе, потери и т. п. обычно рассчитывают на все фазы, паспортные данные по мощности указаны также на все фазы.

Например:

$S=m\cdot I_Ф\cdot U_Ф$; $P=m\cdot I_Ф\cdot U_Ф\cdot cos$□$_Ф$; $\Delta P=m\cdot R\cdot I^2_Ф$ и т. д., где m – число фаз.

К пункту 7. При переходе от Т-образной электрической схемы замещения приведенного трансформатора к упрощенной пренебрегают током холостого хода ($I_0 = 0$). В этом случае приведенный трансформатор заменяется эквивалентной электрической схемой замещения, представляющей собой комплекс полного сопротивления короткого замыкания

$Z_K = R_K + jX_K$.

К пункту 8. Оптимальным называется значение коэффициента нагрузки, соответствующее максимальному к. п. д. трансформатора при заданном коэффициенте мощности.

Задача 9. АСИНХРОННЫЙ ДВИГАТЕЛЬ С ФАЗНЫМ РОТОРОМ

Условие задачи.

Известны следующие технические данные асинхронного двигателя с фазным ротором, предназначенного для работы в сети с частотой f= 50 Гц (табл. 9.1):

- число фаз m = 3;

. - схема соединения фаз обмотки статора Δ/Y;

- число полюсов 2p ;

- номинальная мощность (полезная) $P_{2н}$;

- номинальное линейное напряжение обмотки статора $U_{лн}(\Delta)/U_{лн}$ (Y)= 220/380 В (для всех вариантов задачи);

- номинальный к. п. д. $\eta_н$

- номинальный коэффициент мощности cos□н;

- номинальная частота вращения $\eta_{2н}$;

- кратность номинального момента $K_м=M_{max}/M_{ном}$;

- активное сопротивление фазы обмотки статора R_1

- активное сопротивления фазы обмотки ротора R_2;

- схема соединения фаз обмотки ротора Y;

- линейная э. д. с. неподвижного ротора $E_{2л}$

- индуктивное сопротивление рассеяния фазы обмотки неподвижного ротора X_2.

Последовательность решения.

1. Определить следующие значения, соответствующие номинальному режиму:

- номинальные полную $S_Н$, активную $P_{1н}$ и реактивную $Q_{1н}$ мощности на зажимах обмотки статора асинхронного двигателя;

- номинальные фазные напряжение $U_{1н}$ и ток $I_{1н}$ статора;

- фазную э. д. с. неподвижного ротора E_2;

- номинальное скольжение $S_Н$;

- номинальный момент на валу $M_{2н}$,

2. Начертить электрические схемы замещения фазы обмотки вращающегося и неподвижного ротора и рассчитать:

а) для вращающегося ротора:

- частоту э. д. с. и тока ротора в номинальном режиме $f_{2н}$;

- номинальную фазную э. д. с. ротора $E_{2Sн}$ индуктивное сопротивление рассеяния фазы ротора в номинальном режиме $X_{2Sн}$;

Таблица 9.1

Исходные данные к задаче 9

Номер вари-анта	Тип двигателя	2p	$P_{2Н}$, кВт	$\eta_Н$, %	$\cos\varphi_Н$	$n_{2Н}$, об/мин	$K_М$	R_1, Ом	$E_{2Л}$, В	R_2, Ом	X_2, Ом
0	4АК16034УЗ	4	11,0	86,5	0,86	1438	3,2	0,373	305	0,321	0,576
1	4АК160М4УЗ	4	14,0	88,0	0,87	1448	3,5	0,255	300	0,207	0,385
2	4АК180М4УЗ	4	18,5	89,5	0,88	1457	4,0	0,135	294	0,125	0,232
3	4АК200М4УЗ	4	22,0	90,0	0,87	1467	4,0	0,124	338	0,107	0,309

4	4АК2004У3	4	30,0	90,0	0,87	1462	4,0	0,099	349	0,0964	0,281
5	4АК1606У3	6	7,7	88,5	0,77	951	3,5	0,664	300	0,518	0,906
6	4АКГ60М6У3	6	10,0	84,5	0,76	959	3,8	0,401	310	0,358	0,800
7	4АК180М6У3	6	13,0	86,0	0,86	957	4,0	0,267	324	0,317	0,608
8	4АК200М6У3	6	18,5	88,5	0,81	971	3,5	0,168	360	0,190	0,387
9	4АК2006У3	6	22,0	88,0	0,80	969	3,5	0,149	330	0,143	0,308
10	4АК225М6У3	6	30,0	90,0	0,85	976	2,5	0,106	141	0,015	0,046
11	4АК1608У3	8	5,5	80,0	0,70	706	2,5	0,887	301	0,861	1,605
12	4АК160М8У3	8	7,1	82,0	0,70	712	3,0	0,622	290	0,537	1,413
13	4АК180М8У3	8	11,0	85,5	0,72	718	3,5	0,333	267	0,253	0,684
14	4АК200М8У3	8	15,0	86,0	0,73	719	3,0	0,233	356	0,322	0,625
15	4АК2008У3	8	18,5	87,0	0,73	727	3,0	0,187	301	0,1405	0,366
16	4АНК1604У3	4	14,0	85,0	0,85	1425	3,0	0,358	328	0,349	0,572
17	4АНК160М4У3	4	17,0	87,5	0,87	1441	3,5	0,229	314	0,210	0,388
18	4АНК1804У3	4	22,0	87,0	0,86	1423	3,2	0,163	299	0,190	0,315
19	4АНК180М4У3	4	30,0	90,0	0,86	1450	3,2	0,097	291	0,088	0,164

20	4АНК1806УЗ	6	13,0	83,5	0,81	940	3,0	0,363	204	0,173	0,240
21	4АНК180М6УЗ	6	18,5	85,0	0,82	941	3,0	0,241	336	0,326	0,466
22	4АНК200М6УЗ	6	22,0	89,0	0,81	967	3,0	0,1505	379	0,201	0,514
23	4АНК1808УЗ	8	11,0	85,0	0,76	711	3,2	0,417	315	0,431	0,640
24	4АНК180М8УЗ	8	14,0	86,5	0,77	722	3,5	0,303	307	0,235	0,392
25	4АНК200М8УЗ	8	18,5	86,5	0,78	721	2,5	0,242	382	0,283	0,734
26	4АНК2008УЗ	8	22,0	86,0	0,79	713	2,5	0,190	330	0,244	0,470

- номинальный фазный ток ротора $I_{2н}$;

- приведенный номинальный фазный ток $I'_{2н}$;, б) для неподвижного ротора:

- фазный ток ротора 1_2;

- приведенные значения R'_2, X'_2, E'_2, I'_2.

Сравнить вычисленные значения фазного тока $1_{2н}$ и 1_2 (или $I'_{2н}$ и I'_2).

3. Рассчитать энергетические параметры асинхронного двигателя, работающего в номинальном режиме:

- номинальные электромагнитную мощность $P_{эм.н}$ и электромагнитный момент $M_{эм.н}$; '

- номинальную полную механическую мощность $P_{мех.н}$,

- сумму потерь $\Sigma\Delta P$;

- построить энергетическую диаграмму преобразования активной энергии при работе двигателя в номинальном режиме.

4. Вычислить значение критического скольжения $S_{кр}$ при работе асинхронного двигателя с закороченным ротором (без добавочного сопротивления в цепи ротора); определить параметры короткого замыкания R_K и $X_к$ асинхронного двигателя.

5. Начертить электрическую схему пуска асинхронного двигателя с фазным ротором.

6. В одной системе координат построить следующие механические характеристики $n_2 = f(M_{ЭМ})$.

- естественную при соединении обмотки статора в треугольник и подключении к сети с линейным напряжением 220 В и закороченной обмоткой ротора;

- искусственную при том же соединении обмотки статора и включении в цепь ротора пускового реостата R_a сопротивление которого необходимо выбрать таким образом, чтобы начальный пусковой момент был равен максимальному ($M_П = M_{max}$). Рассчитать значение этого сопротивления.

Методические рекомендации.

К пункту 2. В связи с тем, что в асинхронном двигателе с фазным ротором число фаз обмотки статора всегда равно числу фаз обмотки ротора ($m_1 = m_2$), коэффициент приведения э. д. с. равен коэффициенту приведения токов ($K_E = K_I$). Коэффициент приведения э. д. с. можно определить из паспортных данных

$$K_E = K_{об1}\, W_1/K_{об2}\, W_2 = U_{1н}/E_2. \quad (9.1)$$

К пункту 3. Добавочные потери в асинхронном двигателе могут быть определены по формуле

$$\Delta P_Д = 0{,}005 P_{1н}(I_1/I_2)^2. \quad (9.2)$$

К пункту 4. Значение критического скольжения можно рассчитать по упрощенной формуле Клосса

$$M_эм/M_{max} = 2/(S/S_{кр} + S_{кр}/S) = 1/K_M. \quad (9.3)$$

При решении квадратного уравнения необходимо выбрать корень, удовлетворяющий условию $S_{кр} > S_Н$.

Также значение критического скольжения можно рассчитать по формуле

$$S_{кр} = R'_2/\sqrt{R_1^2 + X_к^2}. \quad (9.4)$$

Индуктивное сопротивление $X_к$ можно определить из

$$M_{max} = \frac{\left(\frac{m_1}{2\Omega_1}\right)\left(\frac{U_{1н}^2}{R_1 + \sqrt{R_1^2 + X_к^2}}\right)}{}, \quad (9.5)$$

где $\Omega_1 = \omega_1/p = 2\pi f_1/p$ - угловая скорость вращения магнитного поля в воздушном зазоре.

Задача 10. ДВИГАТЕЛЬ ПОСТОЯННОГО ТОКА ПАРАЛЛЕЛЬНОГО ВОЗБУЖДЕНИЯ

Условие задачи.

Известны следующие технические данные двигателя постоянного тока параллельного возбуждения (табл. 10.1):

- номинальная полезная мощность *P^,*
- номинальное напряжение якоря и обмотки возбуждения £/н;
- номинальная частота вращения ин;
- номинальный к. п. д. %;
- сопротивление обмотки добавочных полюсов $R_{in}.;$
- сопротивление обмотки параллельного возбуждения *гв;*
- падение напряжения на щетках Д[/щ = 2 В при /„ *Ф* 0.

Исходные данные для задачи 10

Таблица 10.1

Номер вари-анта	$P_{2Н}$, кВт	$U_Н$, В	$n_Н$, об/мин	$\eta_Н$, %	R_a, Ом	$R_{ДП}$, Ом	$r_В$, Ом	$R_Р$, Ом	$r_Р$, Ом
1	1,0	110	3000	71,5	0,6	0,35	365	5 R_a	$r_В$
2	0,9	110	2000	73,0	0,64	0,4	340	7 R_a	0,5 $r_В$
3	1,3	110	3150	76,0	0,36	0,36	340	9 R_a	$r_В$
4	0,55	220	3000	71,0	1,0	0,55	222	10 R_a	0,5 $r_В$
5	0,75	110	3000	78,5	0,64	0,4	720	4 R_a	$r_В$
6	1,2	220	2200	76,5	0,79	0,33	103	6 R_a	0,5 $r_В$
7	2,0	110	3000	78,5	0,2	0,14	265	8 R_a	$r_В$
8	1,1	220	1500	74,0	2,2	1,57	81	10 R_a	0,5 $r_В$
9	1,7	110	2200	77,0	0,29	0,24	295	5 R_a	$r_В$
10	2,2	220	3150	81,0	0,52	0,51	81	7 R_a	0,5 $r_В$
11	1,5	110	1590	70,0	0,42	0,36	181	9 R_a	$r_В$
12	2,5	220	2200	76,0	0,79	0,68	39,4	4 R_a	0,5 $r_В$
13	3,4	110	3350	79,5	0,46	0,05	96,3	6 R_a	$r_В$
14	5,3	220	3000	80,0	0,24	0,2	25,3	8 R_a	0,5 $r_В$
15	1,4	110	3000	78,5	0,2	0,13	403	10 R_a	$r_В$

16	1,6	110	790	68,0	0,47	0,31	134	5 R_a	0,5 r_B
17	7,0	110	2200	81,0	0,07	0,05	111	7 R_a	r_B
18	4,0	220	1500	79,0	0,56	0,34	35	9 R_a	0,5 r_B
19	10,5	440	3000	85,0	0,56	0,34	25,6	4 R_a	r_B
20	1,9	110	750	71,0	0,32	0,27	138	6 R_a	0,5 r_B
21	3,0	220	1000	75,5	0,88	0,64	37,5	8 R_a	r_B
22	5,5	110	1500	80,0	0,88	0,07	101	10 R_a	0,5 r_B
23	8,5	440	2240	84,5	0,67	0,45	25	5 R_a	r_B
24	3,7	220	2360	81,0	0,35	0,22	54,5	7 R_a	0,5 r_B

Последовательность решения.

1. Начертить электрическую схему двигателя постоянного тока параллельного возбуждения с включением добавочных регулировочных резисторов в цепь якоря R_P и в цепь обмотки возбуждения r_P.

2. Определить номинальную мощность на входе двигателя P_{1H}, номинальные токи якоря I_{AH} и возбуждения i_{BH} и номинальный момент на валу двигателя M_{2H}.

3. Рассчитать и построить в одной системе координат механические характеристики двигателя постоянного тока, включенного в сеть с номинальным напряжением U_H:

а) естественную ($R_P = 0$; $r_P = 0$);

б) искусственную при включении регулировочного реостата в цепь якоря ($R_P \neq 0$; $r_P = 0$);

в) искусственную при включении регулировочного реостата в цепь возбуждения ($R_P = 0$; $r_P \neq 0$).

4. Объяснить, что произойдет с работающим двигателем при обрыве в цепи возбуждения, если система автоматической защиты из-за неисправности не отключит вовремя двигатель от сети.

5. Рассчитать максимальные значения сопротивления пускового реостата R_{max}, включенного в цепь якоря, при реостатном способе пуска двигателя, если известно, что пусковой ток не должен превышать двойного номинального значения ($I_{AП} \leq 2I_{AH}$).

Методические рекомендации.

К пункту 2. В двигателе постоянного тока параллельного возбуждения номинальный ток $I_H = I_{AH} + i_{BH}$

К пункту 3. Для решения задачи необходимо рассчитать произведение конструктивной постоянной электрической машины на номинальный магнитный поток $c\Phi_H$ при U_n. Это значение можно определить из паспортных данных двигателя, используя выражения:

$$E_A = c\Phi_H \Omega_H$$

$$E_A = U_H - I_{AH}(R_a + R_{ДП}) - \Delta U_{Щ}$$

где E_A - э.д.с. якоря; Ω_H - угловая скорость двигателя постоянного тока; R_a - сопротивление обмотки якоря.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бессонов Л. А. Теоретические основы электротехники. Ч, 1. Электрические цепи. М.: Высшая школа. 1996. 628 с.

2. Каплянский А. Е., Лысенко А. П., Полотовский Л. С. Теоретические основы электротехники / Под ред. А. Е. Каплянского. М.: Высшая школа, 1972. 447 с.

3. Нейман Л.Р., Демирчан К.С. Теоретические основы электротехники. Т. 1: Ч. 1. Основные понятия и законы теории электромагнитного поля и теории электрических и магнитных цепей. Ч. 2. Теория линейных электрических цепей. Л.: Энергоиздат. Ленинградское отделение, 1981. 533 с.

4. Нейман Л. Р., Демирчан К. С. Теоретические основы электротехники. Т. 2: Ч. 3. Теория нелинейных электрических и магнитных цепей. Ч. 4. Теория электромагнитного поля. Л.: Энергоиздат. Ленинградское отделение. 1981.415 с.

5. Атабеков Г. И. Основы теории цепей: Учебник для вузов. М: Энергия, 1969. 424 с.

6. Атабеков Г. И. и др. Теоретические основы электротехники. Ч. 2. Нелинейные цепи. М.: Энергия, 1970. 232 с.

7. Нейман Л. Р., Демирчан К. С. Теоретические основы электротехники: Учебник для вузов. В 2-х тт. Том 2. 3-е изд., перераб. и доп. Л.: Энергоиздат. Ленинградское отделение, 1981. 416 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

МЕТОДИЧЕСКИЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

ЭЛЕКТРОТЕХНИКА

Специальность

21.05.04 Горное дело

Профиль (направленность)

Открытые горные работы

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3
ВИДЫ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА 4
МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ КО ВСЕМ ВИДАМ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ 4
Повторение материала лекций и самостоятельное изучение курса 4
Подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам 5
Подготовка и написание контрольной работы 6
Подготовка к выполнению и написанию курсовой работы (проекта) 7
МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ 8
Подготовка к зачёту 8
Подготовка к экзамену 8

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студентов – это разнообразные виды деятельности студентов, осуществляемые под руководством, но без непосредственного участия преподавателя в аудиторное и/или внеаудиторное время.

Это особая форма обучения по заданиям преподавателя, выполнение которых требует активной мыслительной, поисково-исследовательской и аналитической деятельности.

Методологическую основу самостоятельной работы студентов составляет деятельностный подход, когда цели обучения ориентированы на формирование умений решать типовые и нетиповые задачи, то есть на реальные ситуации, где студентам надо проявить знание конкретной дисциплины, использовать внутрипредметные и межпредметные связи.

Цель самостоятельной работы – закрепление знаний, полученных на аудиторных занятиях, формирование способности принимать на себя ответственность, решать проблему, находить конструктивные выходы из сложных ситуаций, развивать творческие способности, приобретение навыка организовывать своё время

Кроме того самостоятельная работа направлена на обучение студента осмысленно и самостоятельно работать сначала с учебным материалом, затем с научной информацией, заложить основы самоорганизации и самовоспитания с тем, чтобы привить умение в дальнейшем непрерывно повышать свой профессиональный уровень.

Самостоятельная работа реализует следующие задачи:

- систематизация и закрепление полученных теоретических знаний и практических умений студентов;
- углубление и расширение теоретических знаний;
- формирование умений использовать нормативную, правовую, справочную документацию и специальную литературу;
- развитие познавательных способностей и активности студентов: творческой инициативы, самостоятельности, ответственности и организованности;
- формирование самостоятельности мышления, способностей к саморазвитию, самосовершенствованию и самореализации;
- формирование практических (общеучебных и профессиональных) умений и навыков;
- развитие исследовательских умений;
- получение навыков эффективной самостоятельной профессиональной (практической и научно-теоретической) деятельности.

В учебном процессе выделяют два вида самостоятельной работы:

- аудиторная;
- внеаудиторная.

Аудиторная самостоятельная работа по дисциплине выполняется на учебных занятиях под непосредственным руководством преподавателя и по его заданию.

Внеаудиторная самостоятельная работа – планируемая учебная, учебно-исследовательская, научно-исследовательская работа студентов, выполняемая во внеаудиторное время по заданию и при методическом руководстве преподавателя, но без его непосредственного участия.

Самостоятельная работа, не предусмотренная образовательной программой, учебным планом и учебно-методическими материалами, раскрывающими и конкретизирующими их содержание, осуществляется студентами инициативно, с целью реализации собственных учебных и научных интересов.

Для более эффективного выполнения самостоятельной работы по дисциплине преподаватель рекомендует студентам источники и учебно-методические пособия для работы, характеризует наиболее рациональную методику самостоятельной работы, демонстрирует ранее выполненные студентами работы и т. п.

ВИДЫ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

Основные формы организации самостоятельной работы студентов определяются следующими параметрами:

- содержание учебной дисциплины;
- уровень образования и степень подготовленности студентов;
- необходимость упорядочения нагрузки студентов при самостоятельной работе.

В соответствии с реализацией рабочей программы дисциплины в рамках самостоятельной работы студенту необходимо выполнить следующие виды работ:

для подготовки ко всем видам текущего контроля:

- повторение материала лекций;
- самостоятельное изучение курса;
- подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам;
- подготовка к контрольной работе, написание контрольной работы;
- выполнение и написание курсовой работы (проекта);

для подготовки ко всем видам промежуточной аттестации:

- подготовка к зачёту;
- подготовка к экзамену.

Особенностью организации самостоятельной работы студентов является необходимость не только подготовиться к сдаче зачета /экзамена, но и собрать, обобщить, систематизировать, проанализировать информацию по темам дисциплины.

Технология организации самостоятельной работы студентов включает использование информационных и материально-технических ресурсов образовательного учреждения.

Самостоятельная работа может осуществляться индивидуально или группами студентов как online, так и на занятиях в зависимости от цели, объема, конкретной тематики самостоятельной работы, уровня сложности, уровня умений студентов.

В качестве форм и методов контроля внеаудиторной самостоятельной работы студентов могут быть использованы обмен информационными файлами, семинарские занятия, тестирование, опрос, доклад, реферат, самоотчеты, контрольные работы, защита контрольных и курсовых работ (проектов), защита зачётных работ в виде доклада с презентацией и др.

Текущий контроль результатов внеаудиторной самостоятельной работы студентов осуществляется в пределах времени, отведенного на обязательные учебные занятия по дисциплине.

Промежуточный контроль результатов внеаудиторной самостоятельной работы студентов осуществляется в пределах времени, отведенного для сдачи экзамена / зачёта.

В методических указаниях по каждому виду контроля представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ КО ВСЕМ ВИДАМ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ

Повторение материала лекций и самостоятельное изучение курса

Лекционный материал по дисциплине излагается в виде устных лекций преподавателя во время аудиторных занятий. Самостоятельная работа студента во время лекционных аудиторных занятий заключается в ведении записей (конспекта лекций).

Конспект лекций, выполняемый во время аудиторных занятий, дополняется студентом при самостоятельном внеаудиторном изучении некоторых тем курса. Самостоятельное изучение тем курса осуществляется на основе списка основной и дополнительной литературы к дисциплине.

Перечень основной и дополнительной учебной литературы, необходимой для освоения дисциплины приведён в рабочей программе дисциплины.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на повторение материала лекций и самостоятельное изучение тем курса:

для овладения знаниями:

- конспектирование текста;
- чтение основной и дополнительной литературы;
- составление плана текста;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- повторная работа над учебным материалом;
- составление таблиц для систематизации учебного материала;
- изучение нормативных материалов;
- составление плана и тезисов ответа на вопросы для самопроверки;
- ответы на вопросы для самопроверки;
- составление библиографических списков по изучаемым темам.

для формирования навыков и умений:

- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- рефлексивный анализ профессиональных умений.

Тематический план изучения дисциплины и содержание учебной дисциплины приведены в рабочей программе дисциплины.

Вопросы для самопроверки приведены учебной литературе по дисциплине или могут быть предложены преподавателем на лекционных аудиторных занятиях после изучения каждой темы.

Подготовка к практическим занятиям и лабораторным работам

Практические занятия по дисциплине выступают средством формирования у студентов системы интегрированных умений и навыков, необходимых для освоения профессиональных компетенций, а также умений определять, разрабатывать и применять оптимальные методы решения профессиональных задач.

На практических занятиях происходит закрепление теоретических знаний, полученных в ходе лекций, осваиваются методики и алгоритмы решения типовых задач по образцу и вариантных задач, разбираются примеры применения теоретических знаний для практического использования, выполняются доклады с презентацией по определенным учебно-практическим, учебно-исследовательским или научным темам с последующим их обсуждением.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к практическим занятиям:

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа с конспектом лекций;
- ответы на вопросы для самопроверки;
- подготовка публичных выступлений;
- составление библиографических списков по изучаемым темам.

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;

– рефлексивный анализ профессиональных умений.

Тематический план изучения дисциплины и содержание учебной дисциплины приведены в рабочей программе дисциплины.

Лабораторные занятия по дисциплине выступают средством формирования у студентов навыков работы с использованием лабораторного оборудования, планирования и выполнения экспериментов, оформления отчётной документации по выполнению лабораторных работ.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к лабораторным занятиям:

для овладения знаниями:

– изучение методик работы с использованием различных видов и типов лабораторного оборудования;
– изучение правил безопасной эксплуатации лабораторного оборудования;
– работа со словарями, справочниками и нормативными документами.

для закрепления и систематизации знаний:

– составление плана проведения эксперимента;
– составление отчётной документации по результатам экспериментирования;
– аналитическая обработка результатов экспериментов.

для формирования навыков и умений:

– выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
– оформление отчётной документации по выполнению лабораторных работ.

Подготовка и написание контрольной работы

Контрольная работа – индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся. Контрольная работа является средством проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по теме или разделу.

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к контрольной работе:

для овладения знаниями:

– чтение основной и дополнительной литературы;
– работа со словарями, справочниками и нормативными документами.

для закрепления и систематизации знаний:

– работа с конспектом лекций;
– ответы на вопросы для самопроверки.

для формирования навыков и умений:

– решение задач по образцу и вариативных задач;
– выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
– оформление отчётной документации по выполнению контрольной работы.

Контрольная работа может быть выполнена в виде доклада с презентацией.

Доклад с презентацией – это публичное выступление по представлению полученных результатов знаний по определенной учебно-практической, учебно-исследовательской или научной теме.

При подготовке доклада с презентацией обучающийся должен продемонстрировать умение самостоятельного изучения отдельных вопросов, структурирования основных положений рассматриваемых проблем, публичного выступления, позиционирования себя перед коллективом, навыки работы с библиографическими источниками и оформления научных текстов.

В ходе подготовки к докладу с презентацией обучающемуся необходимо:

- выбрать тему и определить цель выступления;
- осуществить сбор материала к выступлению;
- организовать работу с источниками;
- -во время изучения источников следует записывать вопросы, возникающие по мере ознакомления, ключевые слова, мысли, суждения; представлять наглядные примеры из практики;
- сформулировать возможные вопросы по теме доклада, подготовить тезисы ответов на них;
- обработать материал и представить его в виде законченного доклада и презентации.

При выполнении контрольной работы в виде доклада с презентацией самостоятельная работа студента включает в себя:

для овладения знаниями:

- чтение основное и дополнительной литературы по заданной теме доклада;
- составление плана доклада;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- просмотр обучающих видеозаписей по теме доклада

для закрепления и систематизации знаний:

- составление плана и тезисов презентации по теме доклада;
- составление презентации;
- составление библиографического списка по теме доклада;
- подготовка к публичному выступлению;
- составление возможных вопросов по теме доклада и ответов на них.

для формирования навыков и умений:

- публичное выступление;
- выполнение рисунков, схем, эскизов оборудования;
- рефлексивный анализ профессиональных умений.

Варианты контрольных работ и темы докладов приведены в комплекте оценочных средств дисциплины.

Подготовка к выполнению и написанию курсовой работы (проекта)

Курсовая работа (проект) – форма контроля для демонстрации обучающимся умений работать с объектами изучения, критическими источниками, справочной и энциклопедической литературой, логично и грамотно излагать собственные умозаключения и выводы, обосновывать и строить априорную модель изучаемого объекта или процесса, создавать содержательную презентацию выполненной работы.

При выполнении и защите курсовой работы (проекта) оценивается умение самостоятельной работы с объектами изучения, справочной литературой, логично и грамотно излагать собственные умозаключения и выводы, обосновывать выбранную технологическую схему и принятый тип и количество оборудования, создавать содержательную презентацию выполненной работы (пояснительную записку и графический материал).

Рекомендуемые задания для самостоятельной внеаудиторной работы студента, направленные на подготовку к курсовой работе (проекту):

для овладения знаниями:

- чтение основной и дополнительной литературы;
- работа со словарями, справочниками и нормативными документами;
- составление плана выполнения курсовой работы (проекта);
- составление списка использованных источников.

для закрепления и систематизации знаний:

- работа учебно-методическими материалами по выполнению курсовой работы (проекта);
- изучение основных методик расчёта технологических схем, выбора и расчёта оборудования;
- подготовка тезисов ответов на вопросы по тематике курсовой работы (проекта).

для формирования навыков и умений:

- решение задач по образцу и вариативных задач;
- выполнение рисунков, схем, компоновочных чертежей;
- оформление текстовой и графической документации.

Тематика курсовых работ (проектов) приведены в комплекте оценочных средств дисциплины.

МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПОДГОТОВКЕ К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ

Подготовка к зачёту

Зачёт по дисциплине может быть проведён в виде теста или включать в себя защиту контрольной работы (доклад с презентацией).

Тест – это система стандартизированных заданий, позволяющая автоматизировать процедуру измерения уровня знаний и умений обучающегося.

При самостоятельной подготовке к зачёту, проводимому в виде теста, студенту необходимо:

- проработать информационный материал (конспект лекций, учебное пособие, учебник) по дисциплине; проконсультироваться с преподавателем по вопросу выбора дополнительной учебной литературы;
- выяснить условия проведения теста: количество вопросов в тесте, продолжительность выполнения теста, систему оценки результатов и т. д.;
- приступая к работе с тестом, нужно внимательно и до конца прочитать вопрос и предлагаемые варианты ответов, выбрать правильные (их может быть несколько), на отдельном листке ответов вписать цифру вопроса и буквы, соответствующие правильным ответам.

В процессе выполнения теста рекомендуется применять несколько подходов в решении заданий. Такая стратегия позволяет максимально гибко оперировать методами решения, находя каждый раз оптимальный вариант. Не нужно тратить слишком много времени на трудный вопрос, а сразу переходить к другим тестовым заданиям, к трудному вопросу можно обратиться в конце. Необходимо оставить время для проверки ответов, чтобы избежать механических ошибок.

Зачёт также может проходить в виде защиты контрольной работы (доклад с презентацией). Методические рекомендации по подготовке и выполнению доклада с презентацией приведены в п. «Подготовка и написание контрольной работы».

Подготовка к экзамену

Промежуточная аттестация по итогам освоения дисциплины проводится в форме экзамена.

Билет на экзамен включает в себя теоретические вопросы и практико-ориентированные задания.

Теоретический вопрос – индивидуальная деятельность обучающегося по концентрированному выражению накопленного знания, обеспечивает возможность

одновременной работы всем обучающимся за фиксированное время по однотипным заданиям, что позволяет преподавателю оценить всех обучающихся.

Практико-ориентированное задание – средство проверки умений применять полученные знания для решения задач определенного типа по определенной теме.

При самостоятельной подготовке к экзамену студенту необходимо:

- получить перечень теоретических вопросов к экзамену;
- проработать пройденный материал (конспект лекций, учебное пособие, учебник) по дисциплине, при необходимости изучить дополнительные источники;
- составить планы и тезисы ответов на вопросы;
- проработать все типы практико-ориентированных заданий;
- составить алгоритм решения основных типов задач;
- выяснить условия проведения экзамена: количество теоретических вопросов и практико-ориентированных заданий в экзаменационном билете, продолжительность и форму проведения экзамена (устный или письменный), систему оценки результатов и т. д.;
- приступая к работе с экзаменационным билетом, нужно внимательно прочитать теоретические вопросы и условия практико-ориентированного задания;
- при условии проведения устного экзамена составить план и тезисы ответов на теоретические вопросы, кратко изложить ход решения практико-ориентированного задания;
- при условии проведения письменного экзамена дать полные письменные ответы на теоретические вопросы; изложить ход решения практико-ориентированного задания с численным расчётом искомых величин.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-методическому комплексу _____С.А.Упоров

ОЦЕНОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

Б1.В.06 *ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ*

специальность
21.05.04 Горное дело
[указывается код и наименование направления, специальности]

специализация
Открытые горные работы

Автор: Горшков Э.В. к.т.н., с.н.с.

Одобрен на заседании кафедры	Рассмотрены методической комиссией факультета
Эксплуатации горного оборудования	Горно-механического
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав.кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Симисинов Д.И.	Осипов П.А.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 1 от 18.09.2023	Протокол № 2 от 20.10.2023
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург
2024

Оценочные материалы по дисциплине «Эксплуатация карьерного оборудования» согласованы с выпускающей кафедрой «Разработки месторождений открытым способом»

Заведующий кафедрой _____ _____Лель Ю.И.

подпись *И.О. Фамилия*

1 ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1.1 Оценочные материалы предназначены для выявления результатов освоения дисциплины и сформированности компетенций.

1.2 Оценочные материалы являются неотъемлемой частью методического обеспечения процедуры проведения текущего контроля успеваемости и промежуточной аттестации обучающихся, входят в состав комплекта документов ОПОП.

1.3 Формирование компетенций (с декомпозицией на когнитивные дескрипторы «знать», «уметь», «владеть») происходит в течение всего семестра в рамках различного вида занятий и самостоятельной работы.

1.4 Оценка результатов обучения и сформированности компетенций осуществляется в ходе текущего контроля успеваемости и промежуточной аттестации.

1.5 Оценка результатов обучения по дисциплине производится по шкале: «зачтено», «не зачтено»

«зачтено» - обучающийся продемонстрировал знания, умения и навыки, являющиеся результатами освоения компетенций по дисциплине (базовый: минимальные характеристики сформированности компетенций; углубленный: превышение минимальных характеристик сформированности компетенций обучающихся; продвинутый показатель: максимально выраженные характеристики сформированности компетенций обучающихся);

«не зачтено» - обучающийся продемонстрировал знания, умения и навыки, являющиеся результатами освоения компетенций по дисциплине (недостаточный показатель: характеристики сформированности компетенций ниже базового).

Показателями сформированности компетенций являются:

Полнота знаний - обучающийся знает теоретический материал, относящийся к компетенции, в т.ч. правила, последовательность, алгоритм выполнения действий, умений, может его воспроизвести (с разной степенью точности), ответить на уточняющие вопросы.

Наличие умений – обучающийся демонстрирует умения (с различной степенью самостоятельности), относящиеся к компетенции.

Наличие владения (владение знаниями и умениями, как готовность самостоятельного применения их, демонстрировать, осуществлять в различных ситуациях) – обучающийся осуществляет (демонстрирует) деятельность (способы деятельности).

1.7 Проверяемые данной дисциплиной компетенции и индикаторы их достижений определены в таблице.

Код и наименование компетенции	Код и наименование индикатора достижения компетенции	Результаты обучения
ПК-1: способен демонстрировать, знания фундаментальных наук, а также знания в междисциплинарных областях, позволяющие решать современные прикладные инженерные задачи….	ПК-1.1 выявляет естественную сущность проблем, возникающих в ходе профессиональной деятельности, привлекает для их решения соответствующий физико-математический аппарат;	Знать: технологию разработки месторождений открытым способом и вопросы механизации открытых горных работ; Уметь: разрабатывать и реализовывать мероприятия по совершенствованию и повышению технического уровня

		горного производства; Владеть: навыками самостоятельного овладения новыми знаниями, используя современные образовательные технологии, активные методы обучения.
	ПК-1.2 использует положения, законы и методы естественных наук при решении профессиональных задач;	Знать: закономерности изнашивания деталей машин, причины возникновения вязкого, хрупкого излома и усталостного разрушения: Уметь: использовать диагностические средства для оценки технического состояния технологического оборудования в процессе эксплуатации: Владеть: методикой разработки графика ППР, определения трудоемкости ремонтных работ и штатов ремонтного персонала.
	ПК-1.3 использует знания в междисциплинарных областях при решении прикладных инженерных задач и эксплуатации технических средств разработки месторождений.	Знать: применяемые на горнодобывающих предприятиях системы и методы ремонта технологического оборудования; Уметь: определять необходимое количество эксплуатационных и расходных материалов; Владеть: правилами технической эксплуатации карьерного оборудования и знать методы его поддержания в исправном техническом состоянии.

1.8 Шкала и критерии оценивания результатов обучения и компетенций

Код и наименование индикатора достижения компетенций	Шкала и критерии оценивания компетенции (демонстрация знаний, умений и навыков, являющихся результатом освоения компетенции)			
	Недостаточный (неудовл.)	Базовый (удовл.)	Углубленный (хор.)	Продвинутый (отл.)
	не зачтено	зачтено		
ПК-1.1 выявляет естественную сущность проблем, возникающих в ходе профессиональной деятельности, привлекает	*Не воспроизводит* основные конструктивные элементы систем разработки и средства механизации открытой	*Воспроизводит* основные конструктивные элементы систем разработки и средства механизации открытой разработки	*Описывает* основные конструктивные элементы систем разработки и средства механизации открытой разработки месторождений …	*Анализирует* основные конструктивные элементы систем разработки и средства механизации открытой разработки место-

для их решения соответствующий физико-математический аппарат;……	разработки месторождений	месторождений (**знание основного материала с рядом негрубых ошибок, исправленных с помощью извне)**	(**знание основного материала с рядом заметных погрешностей, исправляемых после указания на них извне)**	рождений **(знание основного материала без ошибок и погрешностей или с несущественными ошибками, самостоятельно исправляемыми)**
	Не имеет представления о разработке и реализации мероприятий по совершенствованию и повышению технического уровня горного производства *с единичными замечаниями*	*Имеет представление* о разработке и реализации мероприятий по совершенствованию и повышению технического уровня горного производства *с единичными замечаниями* **(умение решать стандартные задачи с негрубыми ошибками, с опорой на подсказки)**	*Описывает* мероприятий по совершенствованию и повышению технического уровня горного производства **(умение решать стандартные задачи с незначительными погрешностями)**	*Самостоятельно* разрабатывает и реализует мероприятий по совершенствованию и повышению технического уровня горного производства **(умение решать стандартные и нестандартные задачи)**
	Не имеет навыков самостоятельного овладения новыми знаниями, используя современные образовательные технологии, активные методы обучения.	*С опорой на подсказки овладевает новыми знаниями*(**наличие минимально необходимого из множества навыков; выполняет действие в знакомой ситуации (по алгоритму, с опорой на подсказки)**	*С незначительными замечаниями овладевает новыми знаниями, используя современные образовательные технологии, активные методы обучения.* **(наличие большинства основных навыков, продемонстрированное в стандартных ситуациях; выполняет действие на практике, возможны незначительные ошибки, исправляемые самостоятельно)**	*Самостоятельного* овладения новыми знаниями, используя современные образовательные технологии, активные методы обучения. **(наличие всех навыков, продемонстрированное в стандартных и нестандартных ситуациях; свободное выполнение, комментирование действия на практике, в различных ситуациях)**
ПК-1.2 использует положения, законы и методы естественных наук при решении профессиональных задач;	*Не воспроизводит* закономерности изнашивания деталей машин, причины возникновения вязкого, хрупкого излома и усталост-	*Воспроизводит* закономерности изнашивания деталей машин, причины возникновения вязкого, хрупкого излома и усталостного разрушения:	*Описывает* закономерности изнашивания деталей машин, причины возникновения вязкого, хрупкого излома и усталостного разрушения: (**знание ос-**	*Анализирует* закономерности изнашивания деталей машин, причины возникновения вязкого, хрупкого излома и усталостного разрушения,

	ного разрушения:	(**знание основного материала с рядом негрубых ошибок, исправленных с помощью извне)**	**новного материала с рядом заметных погрешностей, исправляемых после указания на них извне)**	предлагает мероприятия по их предотвращению. **(знание основного материала без ошибок и погрешностей или с несущественными ошибками, самостоятельно исправляемыми)**
	Не имеет представления о использовании диагностических средств для оценки технического состояния технологического оборудования в процессе эксплуатации:	*Имеет представление* о использовании диагностических средств для оценки технического состояния технологического оборудования в процессе эксплуатации: *с единичными замечаниями* **(умение решать стандартные задачи с негрубыми ошибками, с опорой на подсказки)**	*Описывает* мероприятий по использованию диагностических средства для оценки технического состояния технологического оборудования в процессе эксплуатации: **(умение решать стандартные задачи с незначительными погрешностями)**	*Самостоятельно* разрабатывает и реализует мероприятия по использованию диагностических средств для оценки технического состояния технологического оборудования в процессе эксплуатации: **(умение решать стандартные и нестандартные задачи)**
	Не имеет навыков самостоятельного овладения методикой разработки графика ППР, определения трудоемкости ремонтных работ и штатов ремонтного персонала.	*С опорой на подсказки овладевает* методикой разработки графика ППР, определения трудоемкости ремонтных работ и штатов ремонтного персонала. **(наличие минимально необходимого из множества навыков; выполняет действие в знакомой ситуации (по алгоритму, с опорой на подсказки)**	*С незначительными замечаниями овладевает* методикой разработки графика ППР, определения трудоемкости ремонтных работ и штатов ремонтного персонала. **(наличие большинства основных навыков, продемонстрированное в стандартных ситуациях; выполняет действие на практике, возможны незначительные ошибки, исправляемые самостоятельно)**	*Самостоятельно* овладевает методикой разработки графика ППР, определения трудоемкости ремонтных работ и штатов ремонтного персонала. **(наличие всех навыков, продемонстрированное в стандартных и нестандартных ситуациях; свободное выполнение, комментирование действия на практике, в различных ситуациях)**
ПК-1.3 использует знания в междис-	*Не воспроизводит* применяе-	*Воспроизводит* применяемые на	*Описывает* применяемые на горно-	*Анализирует* применяемые на

циплинарных областях при решении прикладных инженерных задач и эксплуатации технических средств разработки месторождений.	мые на горнодобывающих предприятиях системы и методы ремонта технологического оборудования;	горнодобывающих предприятиях системы и методы ремонта технологического оборудования; (**знание основного материала с рядом негрубых ошибок, исправленных с помощью извне)**	добывающих предприятиях системы и методы ремонта технологического оборудования; … (**знание основного материала с рядом заметных погрешностей, исправляемых после указания на них извне)**	горнодобывающих предприятиях системы и методы ремонта технологического оборудования, предлагает направления их дальнейшего совершенствования; **(знание основного материала без ошибок и погрешностей или с несущественными ошибками, самостоятельно исправляемыми)**
	Не имеет представления о определении необходимого количества эксплуатационных и расходных материалов; *с единичными замечаниями*	*Имеет представление* о определении необходимого количества эксплуатационных и расходных материалов; *с единичными замечаниями* **(умение решать стандартные задачи с негрубыми ошибками, с опорой на подсказки)**	*Описывает* как определять необходимое количество эксплуатационных и расходных материалов; **(умение решать стандартные задачи с незначительными погрешностями)**	*Самостоятельно* определяет необходимое количество эксплуатационных и расходных материалов, предлагает пути сокращения их потребления; **(умение решать стандартные и нестандартные задачи)**
	Не имеет навыков самостоятельного овладения знаниями правил технической эксплуатации карьерного оборудования и методов его поддержания в исправном техническом состоянии.	*С опорой на подсказки овладевает знаниями* правил технической эксплуатации карьерного оборудования и методами его поддержания в исправном техническом состоянии. **(наличие минимально необходимого из множества навыков; выполняет действие в знакомой ситуации (по алгоритму, с опорой на подсказки)**	*С незначительными замечаниями овладевает знаниями* правил технической эксплуатации карьерного оборудования и методами его поддержания в исправном техническом состоянии. **(наличие большинства основных навыков, продемонстрированное в стандартных ситуациях; выполняет действие на практике, возможны незначительные ошибки, исправляемые самостоя-**	*Самостоятельно* овладевает знаниями правил технической эксплуатации карьерного оборудования и методами его поддержания в исправном техническом состоянии. **(наличие всех навыков, продемонстрированное в стандартных и нестандартных ситуациях; свободное выполнение, комментирование действия**

			тельно)	**на практике, в различных ситуациях)**

2 ТЕКУЩИЙ КОНТРОЛЬ

2.1 *Оценочные средства текущего контроля успеваемости*: тест, контрольная работа, опрос

2.2 *Система оценивания по оценочным средствам текущего контроля*

Оценочное средство	Балловая стоимость
Тест	0-10 баллов (10 заданий)
Опрос	0-10 баллов
Контрольная работа	0-10 баллов
Итого	30 баллов

2.3 *Оценка за тестирование* определяется простым суммированием баллов за правильные ответы на вопросы.

В зависимости от типа вопроса ответ считается правильным, если:

- в тестовом задании закрытой формы с выбором ответа выбран правильный ответ;
- в тестовом задании открытой формы дан правильный ответ;
- в тестовом задании на установление правильной последовательности установлена правильная последовательность;
- в тестовом задании на установление соответствия, если сопоставление произведено верно для всех пар.

5-6 правильных ответов (50-69%) - оценка «зачтено»

0-4 правильных ответов (0-49%) - оценка «не зачтено»

2.4 *Оценка за опрос* определяется простым суммированием баллов:

Критерии оценки ответа на вопрос	Количество баллов
правильность ответа	4
всесторонность и глубина ответа (полнота)	3
наличие выводов	1
соблюдение норм литературной речи	1
владение профессиональной лексикой	1
Итого	10

5 баллов (85-100%) - оценка «зачтено»

4 балла (70-84%) - оценка «зачтено» -

3 балла (50-69%) - оценка «зачтено»

0-2 балла (0-49%) - оценка/ «не зачтено»

2.5 *Оценивание выполнения контрольной работы* осуществляется следующим образом:

Контрольная работа № 1: задача - «Расчет графика ППР» - 5 баллов;

Контрольная работа № 2: задача – «Определение штатов ремонтного персонала» - 5 баллов.

Критерии оценки контрольной работы № 1	Количество баллов
Правильность выбора показателей для расчета	0-2
Правильность выбора расчетных формул	0-1
Верность выполнения расчетов	0-1
Правильность записи единиц измерения	0-1
Итого	0-5

Критерии оценки контрольной работы № 2	Количество баллов
Правильность выбора показателей для расчета	
Правильность выбора расчетных формул	
Верность выполнения расчетов	
Правильность записи единиц измерения	
Итого	

5 баллов (85-100%) - оценка «зачтено»
4 балла (70-84%)- «зачтено»
3 балла (50-69%) - оценка «зачтено»
0-2 балла (0-49%) - оценка «не зачтено»

2.6 *Результаты текущего контроля* фиксируются преподавателем.

Для осуществления текущего контроля знаний, умений, владений обучающихся используется комплект оценочных средств (приложение 1).

2.7 *Типовые контрольные задания и материалы*

Тест: **Вариант 3.1**

В результате проведения дефектации все детали сортируются на три группы:

а) годные без восстановления, негодные без восстановления, неподлежащие восстановлению

б) негодные без восстановления, подлежащие полному восстановлению, неподлежащие восстановлению

в) годные без восстановления, подлежащие восстановлению, неподлежащие восстановлению

г) годные без восстановления, подлежащие частичному восстановлению, неподлежащие восстановлению

2. Дефектация – это процесс

а) выявления технического состояния деталей и сопряжений

б) выявления технического состояния деталей и сопряжений путем сравнения фактических показателей с данными технической документации

в) выявления технического состояния деталей путем сравнения фактических показателей с данными технической документации

г) выявления технического состояния деталей и сопряжений путем сравнения с данными технической документации

3. На ремонтном чертеже

а) не допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали

б) допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали

в) допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали только в единичном производстве

г) допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали в исключительных случаях

4. Подготовка ремонта включает в себя

а) конструкторскую и технологическую подготовку

б) конструкторскую и техническую подготовку

в) конструкторскую и материальную подготовку

г) технологическую и техническую подготовку

5. На ремонтных чертежах указывают

а) все размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия повышается не меняется

б) только те размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия

в) только те размеры, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия повышается понижается

г) только те размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе сборки изделия

6. Ремонтные размеры деталей делятся на

а) категорийные и пригоночные

б) категорийные и свободные

в) стандартные и регламентируемые

г) категорийные и стандартные

7. Разрушению лучше противостоит сталь с качеством поверхности

а) Rz 40

б) 1,25

в) 2,5

г) Rz 20

8. Виды ремонта

а) плановый

б) аварийный

в) гарантийный

г) все перечисленные

9. Коэффициент долговечности – это

а) отношение времени работы новой детали к времени работы восстановленной детали

б) отношение времени работы восстановленной детали к времени работы новой детали
в) время работы новой детали
г) время работы восстановленной детали

10. По последовательности сборки выделяют:
а) последовательную
б) параллельную
в) последовательно-параллельную
г) все перечисленные

Контрольная работа:

Исходные данные для контрольной работы по вариантам студентам группы ОГР дисциплина «Эксплуатация карьерного оборудования»

№ варианта	Наименование оборудования	Тип	Парк оборудования, ед.	Ввод в эксплуатацию	Кол-во смен в сутках	Пр-ть смены	Коэф. исп.-ния по маш.времени
1	Трактор 300л.с	ДЭТ-250	7,	После Т1(1) 10.08.2020	3	8	0,7
2	Бульдозер на тракторе	ДЭТ-250 Д-384	10	После Т2(1) 15.10.2020	2	12	0,8
3	Бульдозер на тракторе	Д-275 Т-180	5	После Т1(1) 05.11.2020	3	8	0,6
4	Бульдозер на тракторе	Д-250 С-100	8	После Т2(1) 20.09.2020	2	12	0,7
5	Автогрейдер на пневмоколесном ходу	средний	10	После Т1(2) 08.10.2020	3	8	0,8
6	Автогрейдер на пневмоколесном ходу	тяжелый	7	После Т2(1) 05.09.2020	2	12	0,6
7	Кран на пневмоколесном ходу	10т	5	После Т1(1) 15.10.2020	3	8	0,8
8	Кран на пневмоколесном ходу	25т	10	После Т2(1) 10.08.2020	2	12	0,6
9	Кран на гусеничном ходу	60т	7	После Т1(1) 25.09.2020	3	8	0,7
10	Экскаватор	ЭКГ-4,6	10	После Т2(1) 20.10.2020	2	12	0,8

11	Экскаватор	ЭКГ-12,5	6	После Т1(1) 05.11.2020	3	8	0,7
12	Экскаватор	ЭВГ-15	4	После Т2(1) 25.10.2020	2	12	0,6
13	Экскаватор	ЭШ-10/70	7	После Т1(1) 08.11.2020	3	8	0,7
14	Экскаватор	ЭШ-15/90	5	После Т2(1) 16.09.2020	3	8	0,8
15	Станок вращательного бурения на тракторе	СВБ-2	8	После Т1(1) 04.10.2020	2	12	0,7

В контрольной работе №1 произвести расчет и построить годовой график ППР для заданной машины.
В контрольной работе №2 произвести расчет и определить штаты ремонтного персонала на парк оборудования.

Примерные вопросы для проведения опроса

1.Приемка оборудования от заводов изготовителей.
2.Монтаж оборудования в соответствии с инструкцией по монтажу, пуску, регулировке и обкатке изделия.
3.Ввод оборудования в эксплуатацию.
4.Организация эксплуатации оборудования.
5.Хранение оборудования.
6.Выбытие и списание оборудования.
7.Подразделение дефектов по последствиям, месту расположения, причинам возникновения (конструктивные, производственные, эксплуатационные).
8.Допустимые режимы работы механизмов горного оборудования.
9.Выявление причин выхода из строя оборудования находящегося в эксплуатации.
10.Контроль технического состояния деталей машин-дефектация
11.Неразрушающие методы контроля дефектов деталей –дефектоскопия (магнитная, ультрозвуковая , проникающего излучения).
12.Методы ремонта (индивидуальный, сменно-узловой, поточный).
13.Стратегии ремонта (регламентированная, смешанная, по техническому состоянию и по потребности).
14.Системы ремонта (после осмотровая, периодическая, стандартная, поэтапная и ППР).
15.Основные элементы системы ППР.
16.Структура ремонтного цикла и формы ее представления.
17.Пути совершенствования системы ППР.
18.Роль технической диагностики при эксплуатации промышленного оборудования.
19.Основные эксплуатационные документы для промышленного оборудования.
20.Инструкция по эксплуатации машин.
21. Инструкция по ТО и текущим ремонтам.
22.Инструкция по монтажу, пуску, регулировке и обкатке изделий.
23.Основная ремонтная документация.
24.Ведомость дефектов и ремонтный журнал.
25.Годовой (месячный)график ТО и ремонтов.

26.Линейные графики проведения ремонтов.
27.Сетевые графики проведения ремонтов.
28.Акты на сдачу (выдачу) оборудования в капитальный ремонт.
29.Паспорт оборудования.
30.Руководство по капитальному ремонту.
31.Нормы расхода запчастей и материалов на капремонт.
32.Технологические карты на изготовление и восстановление деталей.
33.Ремонтные чертежи.
34.Подготовка капитального ремонта горного оборудования.
35.Конструкторская подготовка капремонта.
36.Технологическая подготовка капремонта.
37.Организационная подготовка капремонта.
38. Формы проявления неработоспособности горных машин.
39. Методы контроля дефектов деталей.
40. Средства контроля размеров, формы и взаимного расположения деталей.
41. Сущность дефектации и сортировки деталей.
42. Классификация дефектов деталей.
43. Подразделение дефектов по причинам возникновения.
44. Показатели, характеризующие результаты сортировки деталей по группам годности.
45. Структура производственного процесса ремонта.
46.Методы обнаружения скрытых дефектов.
47. Износ типовых пар в течение времени.
48. Допустимый и предельный износ.
49. Поломки деталей горных машин.
50. Меры по предупреждению разрушения деталей горных машин

2.7 *Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций*

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в начале изучения дисциплины).

Проверка ответов на задания, выполненных работ.

Сообщение результатов оценивания обучающимся, обсуждение результатов.

Оформление необходимой документации.

3 ПРОМЕЖУТОЧНАЯ АТТЕСТАЦИЯ

3.1 *Оценочные средства*: зачет по дисциплине включает в себя тест или ответ по билетам.

Выполнение теста предполагает выбор правильного варианта ответа на вопрос из числа предложенных.

Билет на зачет включает в себя три теоретических вопроса по пройденному материалу из разных разделов курса.

На зачете преподаватель может задать обучающемуся дополнительные и уточняющие вопросы. Дополнительные вопросы задаются помимо вопросов билета и связаны, как правило, с плохим ответом. Уточняющие вопросы задаются в рамках билета и направлены на уточнение мысли обучающегося.

3.2 Система оценивания по оценочным средствам промежуточной аттестации

Оценочное средство	Балловая стоимость
Тест	0-10 баллов (10 заданий)
Теоретический вопрос	0-10 баллов
Итого	20 баллов

3.3 *Оценка за тестирование* определяется простым суммированием баллов за правильные ответы на вопросы.

В зависимости от типа вопроса ответ считается правильным, если:

- в тестовом задании закрытой формы с выбором ответа выбран правильный ответ;
- в тестовом задании открытой формы дан правильный ответ;
- в тестовом задании на установление правильной последовательности установлена правильная последовательность;
- в тестовом задании на установление соответствия, если сопоставление произведено верно для всех пар.

3.4 *Оценка за ответ на теоретический вопрос* определяется простым суммированием баллов:

Критерии оценки ответа на вопрос	Количество баллов
Полнота и последовательность ответа	0-2
Степень использования и понимания научных, нормативных источников	0-2
Умение анализировать материал	0-1
Соблюдение норм литературной речи	0-3
Владение профессиональной лексикой	0-2
Итого	0-10

3.5 *Количество баллов за промежуточную аттестацию* складывается из суммы баллов за каждое задание:

Если по дисциплине предусмотрен зачет:

15-30 баллов (50-100%) - оценка «зачтено»

0-14 баллов (0-49%) - оценка «не зачтено».

3.9 *Итоговая оценка по дисциплине*

с промежуточной аттестацией в виде зачета:

35 - 70 баллов (50% - 100 %) – оценка «зачтено»

0-34 балла и менее (0-49%) – оценка «не зачтено».

Для осуществления промежуточной аттестации обучающихся используется комплект оценочных средств по дисциплине (приложение 2).

3.10 Типовые контрольные задания и материалы

Примерные тесты для подготовки к зачету:

… **Вариант 1.1**

1. Виды ремонта

а) плановый

б) аварийный

в) гарантийный

г) все перечисленные

2. Коэффициент долговечности – это

а) отношение времени работы новой детали к времени работы восстановленной детали

б) отношение времени работы восстановленной детали к времени работы новой детали

в) время работы новой детали

г) время работы восстановленной детали

3. Для восстановления детали следует использовать способ, коэффициент долговечности k которого

а) $k < 1$

б) $k = 1$

в) $k > 0,8$

г) $k > 0,5$

4. Разрушению лучше противостоит сталь с качеством поверхности

а) Rz 40

б) 1,25

в) 2,5

г) Rz 20

5. По размерам поры в покрытии подразделяются на

а) микропоры, макропоры, промежуточные

б) микропоры, поры, макропоры

в) малые, большие, промежуточные

г) микропоры, макропоры, средние

6. По форме поры в покрытии подразделяются на

а) длинные и короткие

б) канальчатые и точечные

в) вытянутые и круглые

г) канальчатые и шаровые

7. Для выбора способа восстановления детали используют критерии

а) технический, долговечности, технолого-экономический

б) технический, долговечности, технико-экономический половинчатый

в) технологический, долговечности, экономический

г) технологический, долговечности, технико-экономический

8. Технико-экономический критерий позволяет подобрать способ восстановления детали из условия, что стоимость восстановления

а) меньше стоимости изготовления данной детали

б) больше стоимости изготовления данной детали
в) равна стоимости изготовления данной детали
г) много меньше стоимости изготовления данной детали

9. Целью технологического процесса восстановления является
а) восстановление детали
б) ремонт детали
в) возвращение детали утраченной работоспособности
г) ремонт машины

10. Трудоемкость ремонта
а) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в человеко-часах
б) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в рублях
в) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в машино-часах
г) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в часах

Вариант 1.2

1. Назначение ремонтного хозяйства предприятия:
а) своевременное и в полном объеме удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования с минимальными затратами
б) своевременное и в полном объеме удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования
в) своевременное удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования с минимальными затратами.
г) в полном объеме удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования с минимальными затратами

2. Основная задача ремонтного хозяйства
а) обеспечить бесперебойную эксплуатацию оборудования при минимальных затратах на ремонт
б) обеспечить бесперебойную эксплуатацию оборудования при минимальных затратах на ремонтное обслуживание
в) обеспечить эксплуатацию оборудования при минимальных затратах на ремонт
г) обеспечить бесперебойную эксплуатацию оборудования

3. Показателем ремонтопригодности является
а) время, затрачиваемое на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности, путем проведения технического обслуживания и ремонта
б) время, затрачиваемое на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности или отказа путем проведения технического обслуживания
в) время, затрачиваемое на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности путем проведения ремонта
г) затраты на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности, путем проведения технического обслуживания и ремонта

4. Технологическо-эксплуатационная наследственность
а) влияние технологии обработки заготовок на качество деталей машин при их эксплуатации
б) влияние технологии обработки деталей машин на их эксплуатацию

в) влияние технологии обработки деталей машин на их долговечность

г) влияние технологии обработки заготовок на качество деталей машин

5. Техническая подготовка ремонта включает в себя

а) конструкторскую и технологическую подготовку

б) конструкторскую и техническую подготовку

в) конструкторскую и материальную подготовку

г) технологическую и техническую подготовку

6. На ремонтных чертежах указывают

а) все размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия повышается не меняется

б) только те размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия

в) только те размеры, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия повышается понижается

г) только те размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе сборки изделия

7. Ремонтные размеры деталей делятся на

а) категорийные и пригоночные

б) категорийные и свободные

в) стандартные и регламентируемые

г) категорийные и стандартные

8. На ремонтном чертеже

а) не допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали

б) допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали

в) допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали только в единичном производстве

г) допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали в исключительных случаях

9. Дефектация – это процесс

а) выявления технического состояния деталей и сопряжений

б) выявления технического состояния деталей и сопряжений путем сравнения фактических показателей с данными технической документации

в) выявления технического состояния деталей путем сравнения фактических показателей с данными технической документации

г) выявления технического состояния деталей и сопряжений путем сравнения с данными технической документации

10. В результате проведения дефектации все детали сортируются на три группы:

а) годные без восстановления, негодные без восстановления, неподлежащие восстановлению

б) негодные без восстановления, подлежащие полному восстановлению, неподлежащие восстановлению

в) годные без восстановления, подлежащие восстановлению, неподлежащие восстановлению

г) годные без восстановления, подлежащие частичному восстановлению, неподлежащие восстановлению

Вариант 2.

1. Планирование работ по всем видам ремонтов оборудования подразделяют на:
   а) долгосрочное, годовое и текущее (месячное)
   б) длительное, годовое и текущее (месячное)ударную вязкость
   в) долгосрочное, годовое и не срочное (текущее)
   г) долгосрочное, малосрочное и текущее
2. Целью технологического процесса восстановления является
   а) восстановление детали
   б) ремонт детали
   в) возвращение детали утраченной работоспособности
   г) ремонт машины
3. Трудоемкость ремонта
   а) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в человеко-часах
   б) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в рублях
   в) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в машино-часах
   г) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в часах
4. Целью технологического процесса восстановления является
   а) восстановление детали
   б) ремонт детали
   в) возвращение детали утраченной работоспособности
   г) ремонт машины
5. Технико-экономический критерий позволяет подобрать способ восстановления детали из условия, что стоимость восстановления
   а) меньше стоимости изготовления данной детали
   б) больше стоимости изготовления данной детали
   в) равна стоимости изготовления данной детали
   г) много меньше стоимости изготовления данной детали
6. Показателем ремонтопригодности является
   а) время, затрачиваемое на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности, путем проведения технического обслуживания и ремонта
   б) время, затрачиваемое на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности или отказа путем проведения технического обслуживания
   в) время, затрачиваемое на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности путем проведения ремонта
   г) затраты на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности, путем проведения технического обслуживания и ремонта
7. Технологическо-эксплуатационная наследственность
   а) влияние технологии обработки заготовок на качество деталей машин при их эксплуатации
   б) влияние технологии обработки деталей машин на их эксплуатацию
   в) влияние технологии обработки деталей машин на их долговечность
   г) влияние технологии обработки заготовок на качество деталей машин
8. По организации производства подразделяют:
   а) поточное
   б) групповое

в) единичное
г) все перечисленные

9. По последовательности сборки выделяют:
а) последовательную
б) параллельную
в) последовательно-параллельную
г) все перечисленные

10. По уровню механизация и автоматизации процесса сборку разделяют на:
а) механизированную
б) автоматизированную
в) автоматическую
г) все перечисленные

Вариант 3.1

В результате проведения дефектации все детали сортируются на три группы:
а) годные без восстановления, негодные без восстановления, неподлежащие восстановлению
б) негодные без восстановления, подлежащие полному восстановлению, неподлежащие восстановлению
в) годные без восстановления, подлежащие восстановлению, неподлежащие восстановлению
г) годные без восстановления, подлежащие частичному восстановлению, неподлежащие восстановлению

2. Дефектация – это процесс
а) выявления технического состояния деталей и сопряжений
б) выявления технического состояния деталей и сопряжений путем сравнения фактических показателей с данными технической документации
в) выявления технического состояния деталей путем сравнения фактических показателей с данными технической документации
г) выявления технического состояния деталей и сопряжений путем сравнения с данными технической документации

3. На ремонтном чертеже
а) не допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали
б) допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали
в) допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали только в единичном производстве
г) допускается одновременно указывать несколько вариантов ремонта одних и тех же элементов детали в исключительных случаях

4. Подготовка ремонта включает в себя
а) конструкторскую и технологическую подготовку
б) конструкторскую и техническую подготовку
в) конструкторскую и материальную подготовку
г) технологическую и техническую подготовку

5. На ремонтных чертежах указывают

а) все размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия повышается не меняется
б) только те размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия
в) только те размеры, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия повышается понижается
г) только те размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе сборки изделия

6. Ремонтные размеры деталей делятся на
а) категорийные и пригоночные
б) категорийные и свободные
в) стандартные и регламентируемые
г) категорийные и стандартные

7. Разрушению лучше противостоит сталь с качеством поверхности
а) Rz 40
б) 1,25
в) 2,5
г) Rz 20

8. Виды ремонта
а) плановый
б) аварийный
в) гарантийный
г) все перечисленные

9. Коэффициент долговечности – это
а) отношение времени работы новой детали к времени работы восстановленной детали
б) отношение времени работы восстановленной детали к времени работы новой детали
в) время работы новой детали
г) время работы восстановленной детали

10. По последовательности сборки выделяют:
а) последовательную
б) параллельную
в) последовательно-параллельную
г) все перечисленные

Вариант 3.2

1. Трудоемкость ремонта
а) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в человеко-часах
б) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в рублях
в) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в машино-часах
г) затраты труда на ремонт машины (оборудования), выраженные в часах

2. Целью технологического процесса восстановления является
а) восстановление детали
б) ремонт детали
в) возвращение детали утраченной работоспособности
г) ремонт машины

3. Технико-экономический критерий позволяет подобрать способ восстановления детали из условия, что стоимость восстановления
   а) меньше стоимости изготовления данной детали
   б) больше стоимости изготовления данной детали
   в) равна стоимости изготовления данной детали
   г) много меньше стоимости изготовления данной детали
4. Показателем ремонтопригодности является
   а) время, затрачиваемое на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности, путем проведения технического обслуживания и ремонта
   б) время, затрачиваемое на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности или отказа путем проведения технического обслуживания
   в) время, затрачиваемое на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности путем проведения ремонта
   г) затраты на процессы и операции предупреждения, поиска и устранения неисправности, путем проведения технического обслуживания и ремонта
5. Технологическо-эксплуатационная наследственность
   а) влияние технологии обработки заготовок на качество деталей машин при их эксплуатации
   б) влияние технологии обработки деталей машин на их эксплуатацию
   в) влияние технологии обработки деталей машин на их долговечность
   г) влияние технологии обработки заготовок на качество деталей машин
6. По организации производства выделяют:
   а) поточное
   б) групповое
   в) единичное
   г) все перечисленные
7. По последовательности сборки выделяют:
   а) последовательную
   б) параллельную
   в) последовательно-параллельную
   г) все перечисленные
8. По уровню механизация и автоматизации процесса сборку разделяют на:
   а) механизированную
   б) автоматизированную
   в) автоматическую
   г) все перечисленные
9. Планирование работ по всем видам ремонтов оборудования подразделяют на:
   а) долгосрочное, годовое и текущее (месячное)
   б) длительное, годовое и текущее (месячное)
   в) долгосрочное, годовое и не срочное (текущее)
   г) долгосрочное, малосрочное и текущее
10. Целью технологического процесса восстановления является
   а) восстановление детали
   б) ремонт детали
   в) возвращение детали утраченной работоспособности
   г) ремонт машины

Примерные вопросы для подготовки к зачету:

. 1.Техническое состояние машины.

2.Формы проявления неработоспособности горного оборудования.

3.Основные причины, приводящие к потере работоспособности машины в процессе ее эксплуатации.

4.Классификация видов изнашивания деталей машин.

5.Основные закономерности изнашивания.

6.Допустимый и предельный износы. Критерии определения предельных износов деталей.

7.Методы измерения износа и пути снижения интенсивности изнашивания деталей.

8.Влияние смазки на процесс изнашивания деталей.

9.Классификация смазочных материалов.

10.Основные показатели качества смазочных материалов.

11.Причины разрушений и анализ поверхностей разрушения деталей машин.

12.Меры по предупреждению разрушения деталей промышленного оборудования.

13.Признаки выбраковки деталей.

14.Основные понятия и определения в системе технического обслуживания и ремонта.

15.Система планово-предупредительных ремонтов (ППР).

16.Элементы системы ППР и их характеристика.

17.Методы и формы организации ТО и ремонта горного оборудования.

18.Подготовка и планирование ремонтных работ.

19.Ремонтная конструкторско-технологическая документация.

20. Структура производственного процесса ремонта.

21.Технология ремонта горного оборудования.

22.Дефектация и дефектоскопия деталей.

23.Классификация и общая характеристика способов восстановления деталей машин.

24.Выбор способа восстановления деталей.

25.Устранимые и неустранимые дефекты деталей машин.

26.Особенности сборки машин после ремонта.

27.Проверка качества сборки и обкатка узлов горного оборудования на испытательных стендах.

28.Испытания машин после ремонта в условиях ремонтного предприятия.

29.Сдача отремонтированных машин заказчику.

30.Испытания машин после ремонта в условиях эксплуатации.

3.11 Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в течение первой недели начала изучения дисциплины).

Проведение предварительных консультаций.

Проверка ответов на задания зачета.

Сообщение результатов оценивания обучающимся.

Оформление необходимой документации.

Зачет – форма контроля промежуточной аттестации, в результате которого обучающийся получает оценку «зачтено», « не зачтено».

Зачет проводится по расписанию.

Цель зачета – завершить курс изучения дисциплины, проверить сложившуюся у обучающегося систему знаний, понятий, отметить степень полученных знаний, определить сформированность компетенций.

Для того чтобы быть уверенным на зачете , необходимо ответы на наиболее трудные, с точки зрения обучающегося, вопросы подготовить заранее и тезисно записать. Запись включает дополнительные ресурсы памяти.

К зачету по «Эксплуатации карьерного оборудования» необходимо начинать готовиться с первой лекции, практического (семинарского) занятия, так как материал, набираемый памятью постепенно, неоднократно подвергавшийся обсуждению, образует качественные знания, формирует необходимые компетенции.

При подготовке к зачету следует пользоваться конспектами лекций, учебниками.

Зачет по дисциплине «Эксплуатации карьерного оборудования» проводится в устной или письменной форме путем выполнения зачетного задания .

На подготовку к устному ответу обучающегося дается 40-60 минут в зависимости от объема билета. На подготовку ответа в письменной форме – не менее 120 минут.

При опоздании к началу письменного зачета обучающийся на зачет не допускается. Использование средств связи, «шпаргалок», подсказок на зачете является основанием для удаления обучающегося с зачета, а в зачетной ведомости проставляется оценка «не зачтено».

Для подготовки к зачету в письменной форме обучающийся должен иметь лист (несколько листов) формата А-4.

Лист (листы) формата А-4, на котором будет выполняться зачетное задание, должен быть подписан обучающимся в начале работы в правом верхнем углу. Здесь следует указать:

- Ф. И. О. обучающегося;
- группу, курс
- дату выполнения работы
- название дисциплины.

Страницы листов с ответами должны быть пронумерованы.

Проверка письменных работ осуществляется преподавателем, проводившим зачет -, в течение 3-х рабочих дней после его проведения. Результаты письменного зачета объявляются путем выдачи копии зачетной ведомости старосте группы или размещаются в электронной информационно-образовательной среде университета, результаты устного зачета - объявляются в процессе проведения зачета после ответа обучающегося.

Зачет- может проводиться с использованием технических средств обучения.

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой _____Д.И.Симисинов
(название кафедры)

КОМПЛЕКТ ОЦЕНОЧНЫХ СРЕДСТВ ДЛЯ ТЕКУЩЕГО КОНТРОЛЯ

ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Направление подготовки
21.05.04 Горное дело

Направленность (профиль)
№3 Открытые горные работы

Автор: Горшков Э.В., к.т.н., с.н.с.

Одобрен на заседании кафедры
Эксплуатации горного оборудования
(название кафедры)
Протокол № 2 от 09.10.2020
(Дата)

Екатеринбург

ТЕСТОВЫЕ ЗАДАНИЯ

Тесты для ознакомления:

21.05.04 Горное дело. Специализация № 3 «Открытые горные работы». Эксплуатация карьерного оборудования.

Горшков Эдуард Викторович.283 08 65

- Задание 1 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

Толщина слоя смазочного материала при граничной смазке:

- Вариант ответа

0,01 мкм

- Вариант ответа

не менее 0,1 мкм

- Вариант ответа

0,005 мкм

- Вариант ответа

Более 0,5мкм

- Задание 2 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

Во сколько раз уменьшается износ сопряженных поверхностей при граничной смазке?

- Вариант ответа

5 раз

- Вариант ответа

10 раз

- Вариант ответа

100 раз

- Вариант ответа

2 раза

- Задание 3 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

При уменьшении толщины смазочной пленки граничное трение переходит в

- Вариант ответа

Полусухое

- Вариант ответа

Граничное

- Вариант ответа

Гидродинамическое

- Вариант ответа
Сухое
- Задание 4 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Трение движения подразделяется на трение:
- Вариант ответа
Комбинированное
- Вариант ответа
Верчения
- Вариант ответа
Качения с проскальзыванием
- Вариант ответа
Качения
- Задание 5 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Трение движения подразделяется на трение:
- Вариант ответа
Комбинированное
- Вариант ответа
Кручения
- Вариант ответа
Скольжения
- Вариант ответа
Качения с проскальзыванием
- Задание 6 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Механическое изнашивание бывает:
- Вариант ответа
Усталостное
- Вариант ответа
Эрозионное
- Вариант ответа
Абразивное
- Вариант ответа
Кавитационное

- Задание 7 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
При увеличении толщины смазочной пленки граничное трение переходит в
- Вариант ответа
Полусухое трение
- Вариант ответа
Абразивное
- Вариант ответа
Гидроабразивное
- Вариант ответа
Жидкостное
- Задание 8 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Жидкостное трение возникает, если трущиеся поверхности разделены слоем смазки толщиной:
- Вариант ответа
Не менее 0,1 мкм
- Вариант ответа
0,01 мкм
- Вариант ответа
0,2 мкм
- Вариант ответа
Более 0,5мкм
- Задание 9 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Силы трения возникают между поверхностями:
- Вариант ответа
Твердого тела и газа
- Вариант ответа
Твердого тела и жидкостей
- Вариант ответа
Твердых тел
- Вариант ответа
Жидкостей
- Задание 10 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

Абразивным износом называется разрушение поверхностей трения под воздействием:
- Вариант ответа
Более твердой поверхности на менее твердую
- Вариант ответа
Физико-химических процессов в зоне трения
- Вариант ответа
Термических процессов, происходящих при трении
- Вариант ответа
Усталостного разрушения сопрягаемых поверхностей
- Задание 11 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Абразивным износом называется разрушение поверхностей трения под воздействием:
- Вариант ответа
Химических процессов, происходящих в зоне трения
- Вариант ответа
Твердых частиц в зоне трения
- Вариант ответа
Усталостного разрушения сопрягаемых поверхностей
- Вариант ответа
Термического воздействия в зоне трения
- Задание 12 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
По своей природе силы трения:
- Вариант ответа
Динамические
- Вариант ответа
Статические
- Вариант ответа
Нормальные
- Вариант ответа
Тангенциальные
- Задание 13 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Силы сопротивления среды зависят главным образом от
- Вариант ответа

Скорости движения тел
- Вариант ответа
От физико-механических свойств тел
- Вариант ответа
От давления
- Вариант ответа
От температуры
- Задание 14 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Силы взаимодействия твердых тел зависят главным образом
- Вариант ответа
От времени контакта тел
- Вариант ответа
От температуры
- Вариант ответа
От давления
- Вариант ответа
От физико-механических свойств тел
- Задание 15 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Под термином «изнашивание» следует понимать:
- Вариант ответа
Изнашивание, вызванное комбинированным действием различных факторов
- Вариант ответа
Разрушение материалов в процессе старения
- Вариант ответа
Усталостное разрушение
- Вариант ответа
Изнашивание при ударе
- Задание 16 (Блок 1– Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Под термином «изнашивание» следует понимать:
- Вариант ответа
Разрушение материалов в процессе старения
- Вариант ответа
Усталостное разрушение
- Вариант ответа

Изнашивание при ударе
- Вариант ответа
Изнашивание при трении
- Задание 17 (Блок 1 — Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Сила трения пропорциональна:
- Вариант ответа
Скорости скольжения
- Вариант ответа
Времени контакта
- Вариант ответа
Давлению между телами
- Вариант ответа
Температуре тел
- Задание 18 (Блок 1 — Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Сила трения пропорциональна:
- Вариант ответа
Времени контакта
- Вариант ответа
Давлению между телами
- Вариант ответа
Температуре тел
- Вариант ответа
Площади фактического контакта
- Задание 19 (Блок 1 — Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Сила трения качения меньше силы трения скольжения почти в
- Вариант ответа
5 раз
- Вариант ответа
10 раз
- Вариант ответа
100 раз
- Вариант ответа
2 раза

- Задание 20 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Что означает термин «работоспособное состояние объекта»?
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он соответствует всем требованиям, установленным технической документацией
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он способен выполнять (или выполняет) заданные функции, сохраняя значения параметров в пределах, установленных технической документацией
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он частично соответствует требованиям, установленным НТД
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он выполняет заданные функции, не сохраняя значения параметров в пределах, установленных технической документацией
- Задание 21 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Что означает термин «исправное состояние объекта»?
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он соответствует всем требованиям, установленным НТД
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он способен выполнять (или выполняет) заданные функции, сохраняя значения параметров в пределах, установленных технической документацией
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он частично соответствует требованиям, установленным НТД
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он выполняет заданные функции, не сохраняя значения параметров в пределах, установленных технической документацией
- Задание 22 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Что означает термин «дефект»?

- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он выполняет заданные функции, не сохраняя значения параметров в пределах, установленных технической документацией
- Вариант ответа
Событие, заключающееся в нарушении исправности объекта
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он способен выполнять (или выполняет) заданные функции, сохраняя значения заданных параметров в пределах, установленных технической документацией
- Вариант ответа
Каждое отдельное несоответствие объекта требованиям, установленным нормативной документацией
- Задание 23 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Как называются средства технического диагностирования не входящие в конструкцию машины и подключаемые к объекту только для целей диагностирования, в зависимости от их устройства и технологического назначения:
- Вариант ответа
Устанавливаемые
- Вариант ответа
Внешние
- Вариант ответа
Встроенные (бортовые)
- Вариант ответа
Штатные
- Задание 24 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
По видам измеряемых диагностических параметров методы диагностирования подразделяются на сколько групп?
- Вариант ответа
На 3
- Вариант ответа
На 2
- Вариант ответа
На 4
- Вариант ответа
На 5

- Задание 25 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Основные требования к методам и средствам диагностирования
- Вариант ответа
Надежность
- Вариант ответа
Достоверность измерений
- Вариант ответа
Экономичность
- Вариант ответа
Технологичность
- Задание 26 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Достоверность измерений характеризуется:
- Вариант ответа
Чувствительностью
- Вариант ответа
Воспроизводимостью
- Вариант ответа
Точностью
- Вариант ответа
Сложностью
- Задание 27 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Назовите основные диагностические параметры технических объектов:
- Вариант ответа
Геометрические
- Вариант ответа
Рабочих процессов
- Вариант ответа
Сопутствующих процессов
- Вариант ответа
Рабочие, сопутствующие параметры и геометрическая разница
- Задание 28 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

Назовите события перехода технических систем из одного состояния в другое
- Вариант ответа
Исправное, не исправное
- Вариант ответа
Исправное, не работающее, работоспособное, предельное
- Вариант ответа
Предельное, исправное, работоспособное
- Вариант ответа
Исправное, не работоспособное машины
- Задание 29 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Как называются средства технического диагностирования не входящие в конструкцию машины и подключаемые к объекту только для целей диагностирования, в зависимости от их устройства и технологического назначения:
- Вариант ответа
Устанавливаемые
- Вариант ответа
Внешние
- Вариант ответа
Встроенные (бортовые)
- Вариант ответа
Штатные
- **Задание 30 (Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Кто несет ответственность за инженерное обеспечение объектов (цехов, участков) горного предприятия
- Вариант ответа
Разработчик
- Вариант ответа
Изготовитель
- Вариант ответа
Ремонтник
- Вариант ответа
Эксплуатационник
- Задание 31 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

К методам измерения размеров и расположения объектов относят?
- Вариант ответа
Контактный
- Вариант ответа
Графический
- Вариант ответа
Визуальный
- Вариант ответа
Инструментальный
- Задание 32 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Разработка методики выполнения измерений включает следующие этапы:
- Вариант ответа
Обоснование погрешности измерений
- Вариант ответа
Обоснование необходимого количества замеров для обеспечения требуемой точности
- Вариант ответа
Определение диапазона измерений
- Вариант ответа
Формирование исходных данных
- Задание 33 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Погрешность измерений обуславливается:
- Вариант ответа
Влиянием внешних факторов
- Вариант ответа
Точностью измерительного прибора
- Вариант ответа
Формой и содержанием дефектной ведомости
- Вариант ответа
Совершенством средств измерений
- Задание 34 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Техническое состояние оборудования определяется совокупностью:
- Вариант ответа
Технических параметров

- Вариант ответа
Отклонений от номинальных значений структурных параметров
- Вариант ответа
Свойств выполнять заданные функции
- Вариант ответа
Значений диагностических параметров в зависимости от наработки
- Задание 35 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Непрерывный контроль технического состояния оборудования осуществляется:
- Вариант ответа
Переносными измерительными приборами
- Вариант ответа
Встроенными датчиками
- Вариант ответа
Стационарными измерительными приборами
- Вариант ответа
Бортовыми системами диагностики
- Задание 36 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Нормативные параметры работы оборудования обусловлены:
- Вариант ответа
Техническим заданием на производство машин
- Вариант ответа
Условиями эксплуатации машин
- Вариант ответа
ТУ на изготовление машины
- Вариант ответа
Конструкцией машины
- Задание 37 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Основным назначением диагностических нормативов является:
- Вариант ответа
Надежность объекта
- Вариант ответа
Годность объекта
- Вариант ответа

Ремонтопригодность
- Вариант ответа
Остаточный ресурс
- Задание 38 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Диапазон измерений представляет собой:
- Вариант ответа
Заданный предел измерений
- Вариант ответа
Шкалу измерительного прибора
- Вариант ответа
Область значений измеряемой величины
- Вариант ответа
Наиболее вероятное значение параметра
- Задание 39 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
К основным методам измерения массы относят:
- Вариант ответа
Электромагнитные
- Вариант ответа
Электрические
- Вариант ответа
Механические
- Вариант ответа
Гидравлические
- Задание 40 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
К основным методам измерения электрических величин относят:
- Вариант ответа
Совпадения
- Вариант ответа
Замещения
- Вариант ответа
Непосредственной оценки
- Вариант ответа
Сравнения

- Задание 41 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
При повторных измерениях погрешности разделяются на:
- Вариант ответа
Систематические
- Вариант ответа
Объективные
- Вариант ответа
Субъективные
- Вариант ответа
Случайные
- Задание 42 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Повышение надежности машин обеспечивается улучшением таких показателей как?
- Вариант ответа
Ремонтопригодность
- Вариант ответа
Безотказность
- Вариант ответа
Коэффициент технического использования
- Вариант ответа
Сохраняемость
- Задание 43 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
.Надежность-свойство объекта сохранять во времени в установленных пределах значения всех параметров, характеризующих способность выполнять требуемые функции в заданных режимах и условиях применения
- Вариант ответа
Хранения и транспортировки
- Вариант ответа
Ремонта
- Вариант ответа
Эксплуатации
- Вариант ответа
Технического обслуживания

- Задание 44 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

Ремонт-это:

- Вариант ответа

Отказ, возникающий по причине, связанной с нарушением установленных правил эксплуатации оборудования

- Вариант ответа

Комплекс операций или операция по поддержанию работоспособности или исправности изделия при использовании по назначению

- Вариант ответа

Комплекс операций по поддержанию работоспособности оборудования и восстановлению его ресурса

- Вариант ответа

Поддержание работоспособного состояния оборудования путем выполнения ремонтных операций

- Задание 45 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

В соответствии с назначением, характером и объемом выполняемых работ ремонт технологического оборудования подразделяется на виды:

- Вариант ответа

Производственный

- Вариант ответа

Гарантийный

- Вариант ответа

Индивидуальный

- Вариант ответа

Текущий, капитальный

- Задание 46 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

Отказ-это событие, при котором система:

- Вариант ответа

Ломается

- Вариант ответа

Подлежит ремонту

- Вариант ответа

Теряет свою работоспособность

- Вариант ответа

Становится неисправной
- Задание 47 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Ресурс-это наработка изделия до:
- Вариант ответа
Первого отказа
- Вариант ответа
Предельного состояния
- Вариант ответа
Потери исправности
- Вариант ответа
Ремонта
- Задание 48 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Эффективность технических систем определяется:
- Вариант ответа
Повышением надежности
- Вариант ответа
Снижением времени простоя при отказе
- Вариант ответа
Снижением потерь от ее отказов, превышающих затраты на резервирование
- Вариант ответа
Повышением качества функцианирования
- Задание 49 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
В технических системах отказы классифицируются как:
- Вариант ответа
Новые и старые
- Вариант ответа
Первичные и вторичные
- Вариант ответа
Внезапные и постепенные
- Вариант ответа
Внезапные и вторичные
- Задание 50 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

Календарный срок службы это
- Вариант ответа
Наработка изделия до первого отказа
- Вариант ответа
Календарная продолжительность эксплуатации до наступления предельного состояния
- Вариант ответа
Календарная продолжительность эксплуатации изделия до ремонта
- Вариант ответа
Наработка изделия до потери исправности
- Задание 51 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Работоспособность - такое состояние системы, при котором значения параметров, характеризующих ее способность выполнять заданные функции:
- Вариант ответа
Находятся в пределах, установленных нормативно-технической документацией
- Вариант ответа
Не превышают предельные
- Вариант ответа
Соответствуют техническому
- Вариант ответа
Превышают предельные
- Задание 52 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Назначение ремонтного хозяйства горного предприятия:
- Вариант ответа
Своевременное и в полном объеме удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования с минимальными затратами
- Вариант ответа
Своевременное и в полном объеме удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования
- Вариант ответа

Своевременное удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования с минимальными затратами
- Вариант ответа

В полном объеме удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования с минимальными затратами

- Задание 53 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)

Основная задача ремонтного хозяйства:

- Вариант ответа

Обеспечить бесперебойную эксплуатацию оборудования при минимальных затратах на ремонт

- Вариант ответа

Обеспечить бесперебойную эксплуатацию оборудования при минимальных затратах на ремонтное обслуживание

- Вариант ответа

Обеспечить эксплуатацию оборудования при минимальных затратах на ремонт

- Вариант ответа

Обеспечить бесперебойную эксплуатацию оборудования

- Задание 54 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)

Диагностика любого объекта осуществляется:

- Вариант ответа

Приборами диагностики

- Вариант ответа

Устройствами диагностики

- Вариант ответа

Программой диагностики

- Вариант ответа

Средствами диагностики

- Задание 55 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)

Для проверки соответствия фактических показателей надежности требованиям технической документации проводят испытания:

- Вариант ответа

Определительные

- Вариант ответа

Контрольные

- Вариант ответа

Технические

- Вариант ответа

Эксплуатационные

- Задание 56 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Основной задачей технической диагностики является:
- Вариант ответа
Распознавание технического состояния объекта в условиях ограниченной информации
- Вариант ответа
Распознавание технического состояния объекта
- Вариант ответа
Определение числа состояний, в которых может находится система
- Вариант ответа
Определение состояния, в котором находится система
- Задание 57 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Дефектация- это процесс:
- Вариант ответа
Выявления технического состояния деталей и сопряжений
- Вариант ответа
Выявления технического состояния деталей и сопряжений путем сравнения фактических показателей с данными технической документации
- Вариант ответа
Выявления технического состояния деталей путем сравнения фактических показателей с данными технической документации
- Вариант ответа
Выявления технического состояния сопряжений путем сравнения с данными технической документации
- Задание 58 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Целью технической диагностики является:
- Вариант ответа
Повышение надёжности и ресурса изделий
- Вариант ответа
Определение надёжности изделий
- Вариант ответа
Определение надёжности и ресурса изделий
- Вариант ответа
Повышение ресурса изделий
- Задание 59 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническое состояние – совокупность:

- Вариант ответа
Подверженных изменению в процессе производства или эксплуатации свойств объекта
- Вариант ответа
Подверженных изменению в процессе эксплуатации свойств объекта
- Вариант ответа
технических свойств объекта
- Вариант ответа
Свойств объекта
- Задание 60 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническая подготовка включает в себя:
- Вариант ответа
Конструкторскую и технологическую подготовку
- Вариант ответа
Конструкторскую и техническую подготовку
- Вариант ответа
Конструкторскую и материальную подготовку
- Вариант ответа
Технологическую и техническую подготовку
- Задание 61 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническая диагностика используется для:
- Вариант ответа
Уменьшения числа отказов
- Вариант ответа
Слежения за числом отказов
- Вариант ответа
Определение места отказа
- Вариант ответа
Повышение надежности системы
- Задание 62 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
По характеру диагноза различают диагностирование:
- Вариант ответа
Функциональное и тестовое
- Вариант ответа
Структурное и тестовое
- Вариант ответа
Функциональное и структурное

- Вариант ответа
Информационное и тестовое
- Задание 63 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Глубина диагностирования:
- Вариант ответа
Мера проникновения по структуре
- Вариант ответа
Мера проникновения по иерархии
- Вариант ответа
Учет функций системы
- Вариант ответа
Все перечисленное
- Задание 64 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Основное назначение диагностики:
- Вариант ответа
Понижение числа отказов
- Вариант ответа
Повышение качества системы
- Вариант ответа
Понижение частоты отказов
- Вариант ответа
Повышение надежности системы
- Задание 65 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностирование – процедура:
- Вариант ответа
Локализации неисправностей объекта
- Вариант ответа
Установление неисправностей объекта
- Вариант ответа
Определение неисправностей объекта
- Вариант ответа
Все перечисленные
- Задание 66 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническая диагностика разрабатывает методы и средства:
- Вариант ответа
Поиска отклонений в режимах работы автоматизированных систем

- Вариант ответа
Все перечисленное
- Вариант ответа
Обнаружения и устранения дефектов в системах
- Вариант ответа
Локализации дефектов в системах
- Задание 67 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Функциональное диагностирование позволяет определить техническое состояние системы:
- Вариант ответа
По тестовому воздействию на нее
- Вариант ответа
По поэлементному воздействию на нее
- Вариант ответа
По рабочему воздействию на нее
- Вариант ответа
По общему воздействию на нее
- Задание 68 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Элементарный эксперимент – проверки состояния системы, заключающийся:
- Вариант ответа
В подаче на объект воздействий
- Вариант ответа
В подаче на объект воздействий и измерении
- Вариант ответа
В измерении ответов
- Вариант ответа
По общему воздействию на систему
- Задание 69 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Тестовое диагностирование позволяет проверить техническое состояние системы:
- Вариант ответа
По рабочему воздействию на нее
- Вариант ответа
По поэлементному воздействию на нее
- Вариант ответа
По тестовому воздействию на нее
- Вариант ответа

По общему воздействию на нее
- Задание 70 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
В процессе диагностирования проверяется:
- Вариант ответа
Исправность и работоспособность системы
- Вариант ответа
Работоспособность системы
- Вариант ответа
Безотказность и исправность системы
- Вариант ответа
Исправность системы

- Задание 71 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
На ремонтных чертежах указывают:
- Вариант ответа
Все размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия
- Вариант ответа
Только те размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия
- Вариант ответа
Только те размеры, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта изделия
- Вариант ответа (+)
Только те размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе сборки изделия

- Задание 72 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Тестовое диагностирование позволяет определить техническое состояние системы:
- Вариант ответа
По функциональному воздействию на нее
- Вариант ответа
По тестовому воздействию на нее
- Вариант ответа
По контрольному воздействию на нее

- Вариант ответа
По рабочему воздействию на нее
- Задание 73 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Эффективность диагностирования оценивается:
- Вариант ответа
Качеством алгоритмов и средств диагностирования
- Вариант ответа
Диагнозом
- Вариант ответа
Качеством алгоритмов диагностирования
- Вариант ответа
Результатом диагностирования
- Задание 74 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Тестовое диагностирование производится в режиме:
- Вариант ответа
Оперативном
- Вариант ответа
Эксплуатационном
- Вариант ответа
Контрольном
- Вариант ответа
Эпизодическом
- Задание 75 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагноз ставится по результатам:
- Вариант ответа
Совокупности элементарных экспериментов
- Вариант ответа
Проверок
- Вариант ответа
Совокупности результатов наблюдений
- Вариант ответа
Эксплуатации
- Задание 76 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Внедрение средств технической диагностики позволяет:
- Вариант ответа
Предупреждать аварии;

- Вариант ответа
Повышать безотказность машин и оборудования;
- Вариант ответа
Увеличивать их долговечность и ресурс;
- Вариант ответа
Все перечисленное
- Задание 77 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Общий процесс диагностирования включает:
- Вариант ответа
Измерение геометрических параметров объекта
- Вариант ответа
Анализ требований нормативно-технической документации
- Вариант ответа
Тестовое воздействие на объект
- Вариант ответа
Определение расхода и оценка качества смазочных материалов
- Задание 78 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностические параметры чаще всего определяются:
- Вариант ответа
Экспериментальным путем
- Вариант ответа
Теоретическим путем
- Вариант ответа
На основании расчетных данных
- Вариант ответа
С помощью математических моделей
- Задание 79 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностические параметры измеряют при помощи:
- Вариант ответа
Стендов
- Вариант ответа
Датчиков
- Вариант ответа
Установок
- Вариант ответа
Вычислительной техники

- Задание 80 (Блок 2– Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностическими параметрами могут быть:
- Вариант ответа
Параметры рабочих и сопутствующих процессов
- Вариант ответа
Параметры функциональных элементов
- Вариант ответа
Параметры конструкции машины
- Вариант ответа
Климатические факторы:
- Задание 81 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Постановка диагноза-это:
- Вариант ответа
Заключение о сроке службы объекта
- Вариант ответа
Заключение о техническом состоянии диагностируемого объекта
- Вариант ответа
Определение работоспособности объекта
- Вариант ответа
Оценка ремонтопригодности объекта
- Задание 82 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Система диагностирования машин включает:
- Вариант ответа
Нормативно-техническую документацию
- Вариант ответа
Объект диагностирования и диагностические параметры
- Вариант ответа
Технические требования на проектирование машины
- Вариант ответа
ТУ на изготовление машины
Задание 83 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Общий процесс диагностирования включает:
- Вариант ответа
Измерение геометрических параметров объекта
- Вариант ответа
Анализ требований нормативно-технической документации

- Вариант ответа
Тестовое воздействие на объект
- Вариант ответа
Определение расхода и оценка качества смазочных материалов
- Задание 84 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Ремонтные размеры деталей делятся на
- Вариант ответа
Категорийные и пригоночные
- Вариант ответа
Категорийные и свободные
- Вариант ответа
Стандартные и регламентируемые
- Вариант ответа
Категорийные и стандартные

Задание 85 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническое состояние – совокупность
- Вариант ответа
Подверженных изменению в процессе производства или эксплуатации свойств объекта
- Вариант ответа
Подверженных изменению в процессе эксплуатации свойств объекта
- Вариант ответа
Технических свойств объекта
- Вариант ответа
свойств объекта
Задание 86 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностика любого объекта осуществляется:
- Вариант ответа
Приборами диагностики
- Вариант ответа
Устройствами диагностики
- Вариант ответа
Программой диагностики
- Вариант ответа
Средствами диагностики

Задание 87 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническая диагностика используется для:
- Вариант ответа
Уменьшения числа отказов
- Вариант ответа
Слежения за числом отказов
- Вариант ответа
Определение места отказа
- Вариант ответа
Повышение надежности системы
Задание 88 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническая диагностика разрабатывает методы и средства
- Вариант ответа
Поиска отклонений в режимах работы автоматизированных систем
- Вариант ответа
Обнаружения и устранения дефектов в системах
- Вариант ответа
Локализации дефектов в системах
- Вариант ответа
Все перечисленное
Задание 89 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностирование – процедура:
- Вариант ответа
Локализации неисправностей объекта
- Вариант ответа
Установление неисправностей объекта
- Вариант ответа
Определение неисправностей объекта
- Вариант ответа
Все перечисленные
Задание 90 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Основная задача технической диагностики – распознавание:
- Вариант ответа
Технического состояния объекта
- Вариант ответа
Состояния объекта в условиях ограниченной информации

- Вариант ответа
Технического состояния объекта в условиях ограниченной информации
- Вариант ответа
Общего состояния объекта в условиях ограниченной информации
- Вариант ответа
Задание 91 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Внедрение средств технической диагностики позволяет:
- Вариант ответа
Предупреждать аварии;
- Вариант ответа
Повышать безотказность машин и оборудования;
- Вариант ответа
Увеличивать их долговечность и ресурс;
- Вариант ответа
Все перечисленное
Задание 92 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Внедрение средств технической диагностики позволяет:
- Вариант ответа
Повышать производительность и объем производства;
- Вариант ответа
Прогнозировать остаточный ресурс;
- Вариант ответа
Снижать затраты времени на ремонтные работы;
Вариант ответа
Все перечисленное
Задание 93 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Внедрение средств технической диагностики позволяет:
- Вариант ответа
Уменьшать количество обслуживающего персонала;
- Вариант ответа
Оптимизировать количество запасных частей;

- Вариант ответа
Сокращать эксплуатационные затраты;
- Вариант ответа
Все перечисленное

Задание 94 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Основные этапы в развитии средств оценки технического состояния маши:
- Вариант ответа
Мониторинг контролируемых параметров;
- Вариант ответа
Диагностика машин и оборудования;
- Вариант ответа
Прогноз изменения технических параметров;
- Вариант ответа
Все перечисленное
Задание 95 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Что означает термин «мониторинг технического состояния машин»:
- Вариант ответа
Предупреждение и защита от внезапных поломок;
- Вариант ответа
Обнаружение на ранних этапах зарождающихся дефектов и определение места их появления, вида и степени развития;
- Вариант ответа
Прогноз изменения технического состояния оборудования;
- Вариант ответа
Все перечисленное
Задание 96 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Под термином «мониторинг технического состояния машин» понимают, выполняемые без вмешательства в функционирование объекта:
- Вариант ответа
Процессы измерения;
- Вариант ответа
Анализ и прогнозирование контролируемых параметров или характеристик объекта с отображением их во времени;
- Вариант ответа
Сравнение полученных результатов с ретроспективными данными и с пороговыми значениями;
- Вариант ответа
Все перечисленное
Задание 97 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Что понимают под техническими средствами мониторинга:

- Вариант ответа
Средства, предназначенные для измерения контролируемых параметров;
- Вариант ответа
Анализа полученных данных о функционировании объекта;
- Вариант ответа
Прогноза возможных изменений технического состояния оборудования;
- Вариант ответа
Все перечисленное
Задание 98 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Что входит в систему мониторинга и диагностики, обеспечивающую постановку диагноза и прогноза состояния объекта:
- Вариант ответа
Объект, выполняющий заданные функции;
- Вариант ответа
Технические средства мониторинга и диагностики;
- Вариант ответа
Оператор и эксперт-диагност;
- Вариант ответа
Все перечисленное
Задание 99 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Укажите комплексный показатель надежности:
- Вариант ответа
Вероятность безотказной работы
- Вариант ответа
Коэффициент готовности
- Вариант ответа
Коэффициент полезного действия
- Вариант ответа
Вероятность отказов
Задание 100 (Блок 2 –Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Постановка диагноза-это:
- Вариант ответа
Заключение о сроке службы объекта
- Вариант ответа
Заключение о техническом состоянии диагностируемого объекта
- Вариант ответа
Определение работоспособности объекта

- Вариант ответа
Оценка ремонтопригодности объекта

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА

Пример выполнения контрольной работы по вариантам 1-15

Контрольная работа № 1
ПОСТРОЕНИЕ ГРАФИКА ПЛАНОВО-ПРЕДУПРЕДИТЕЛЬНОГО РЕМОНТА (ППР)

1.1. Цель работы

1. Ознакомление с ремонтными нормативами.
2. Получение навыка по перспективному планированию ремонтных работ.

1.2. Основные сведения

Длительная и надежная работа горных машин возможна только при условии систематического и качественного проведения мероприятий по техническому обслуживанию и ремонту.

Под техническим обслуживанием понимают комплекс работ для поддержания исправности или только работоспособности машин при подготовке и использовании по назначению, при хранении и транспортировании.

Ремонт – комплекс работ для поддержания и восстановления исправности или работоспособности машин.

Система технического обслуживания и ремонта – комплекс взаимосвязанных положений и норм, определяющих организацию и порядок проведения работ по техническому обслуживанию и ремонту машин для заданных условий эксплуатации с целью обеспечения показателей качества, предусмотренных нормативной документацией.

В горной промышленности широкое применение получила ***система планово-предупредительного ремонта***. Сущность этой системы заключается в том, что горные машины после определенной наработки подвергаются осмотрам и различным видам ремонтов, периодичность и продолжительность которых определяются в зависимости от конструктивных особенностей машин, ресурса деталей и сборочных единиц и условий их эксплуатации. Система называется ***плановой*** потому, что все ее мероприятия осуществляются по заранее разработанному плану и ***предупредительной*** – потому, что выполняемые работы носят предупредительный, профилактический характер, исключающий возможность работы машин в условиях прогрессирующего износа.

Для каждой группы оборудования карьера и шахты характерны свои мероприятия по техобслуживанию и ремонту: для одноковшовных и многоковшовных экскаваторов, буровых станков, отвалообразователей, перегружателей, транспортно-отвальных мостов, конвейеров – ежесменное и ежесуточное обслуживание, периодические ремонтные осмотры, текущие и капитальные ремонты. Для тяговых агрегатов, электровозов, дизельэлектровозов, тепловозов, думпкаров, вагонов мероприятия по техническому обслуживанию и ремонту включают заводские (З), подъемочные (П), большие и малые периодические и профилактические ремонты. В комплекс мероприятий по обслуживанию автосамосвалов, скреперов, бульдозеров, рыхлителей, погрузчиков входят ежесменное обслуживание (ЕО), технические обслуживания ТО-1 и ТО-2, сезонное обслуживание (СО), текущий (Т) и капитальный (К) ремонты.

Существует долгосрочное, годовое и текущее (месячное) планирование ремонтных работ.

Работа № 1 ограничивается разработкой годового графика ППР. Обоснованное составление перспективного графика ППР предполагает проведение соответствующих расчетов. Основой для расчетов служат ремонтные нормативы (прил. 1–3).

1.3. Методика расчета графика ППР

В практической работе следует произвести расчет и построить годовой график ППР для заданной машины. Ниже приводятся примеры расчета и годовые графики ППР для экскаватора ЭКГ-8И и компрессора К250-61-1.

Пример 1. Исходные данные для расчета экскаватора ЭКГ-8И.

Межремонтные сроки, маш.-ч:

К=22400, Т3=11200, Т2=5600, Т1=2800, РО=466.

Трудоемкость ремонтов, чел.-ч:

К=9330, Т3=3740, Т2=2280, Т1=1280, РО=630.

Продолжительность ремонтов, сутки:

К=30, Т3=12, Т2=8, Т1=4, РО=2.

Режим работы экскаватора:

7-дневная рабочая неделя, количество рабочих смен в сутки – 3, продолжительность смены – 8 часов, коэффициент использования по машинному времени – 0,8.

Машина введена в эксплуатацию 07.07.2020 года после проведения Т3. Расчет графика выполнить на 2021 год.

Решение

Исходя из межремонтных сроков, составим структуру ремонтного цикла:

Н – $466РО_1$ – $932РО_2$ – $1398РО_3$ – $1864РО_4$ – $2330РО_5$ – – $2800Т_1(1)$ – $3266РО_6$ – $3732РО_7$ – $4198РО_8$ – $4664РО_9$ – – $5130РО_{10}$ – $5600Т_2(1)$ – $6066РО_{11}$ – $6532РО_{12}$ – $6998РО_{13}$ – – $7464РО_{14}$ – $7930РО_{15}$ – $8400Т_1(2)$ – $8866РО_{16}$ – $9332РО_{17}$ – – $9798РО_{18}$ – $10264РО_{19}$ – $10730РО_{20}$ – $11200Т_3$ – $11666РО_{21}$ – – $12132РО_{22}$ – $12598РО_{23}$ – $13064РО_{24}$ – $13530РО_{25}$ – $14000Т_1(3)$ – – $14466РО_{26}$ – $14932РО_{27}$ – $15398РО_{28}$ – $15864РО_{29}$ – $16330РО_{30}$ – – $16800Т_2(2)$ – $17266РО_{31}$ – $17732РО_{32}$ – $18198РО_{33}$ – $18664РО_{34}$ – – $19130РО_{35}$ – $19600Т_1(4)$ – $20066РО_{37}$ – $20532РО_{37}$ – $20998РО_{38}$ – – $21464РО_{39}$ – $21930РО_{40}$ – 22400К.

Цифры в структурной формуле являются нормативным временем постановки машины в ремонт.

Расчет графика ППР для экскаватора ЭКГ-8И начинается с июля месяца, так как экскаватор введен в работу 07.07.2020 г. В ремонтных нормативах для экскаватора межремонтные сроки даны в машино-часах.

Суточная наработка экскаватора составляет

$$3 \cdot 8 \cdot 0{,}8 = 19{,}2 \text{ маш.-ч.},$$

так как экскаватор работает 3 смены, каждая по 8 календарных часов, при коэффициенте использования по машинному времени 0,8.

Определяем количество машино-часов работы экскаватора по месяцам года

$$Т = Д_{рм} \cdot n \cdot t \cdot K_{имв}, \qquad (1.1)$$

где $Д_{рм}$ – количество дней работы экскаватора в месяц; n – количество рабочих смен в сутки; t – продолжительность смены, ч; $K_{имв}$ – коэффициент использования по машинному времени.

2020 год (маш.-ч)

Июль – 24·3·8·0,8=461
Август – 31·3·8·0,8=595
Сентябрь – 30·3·8·0,8=576
Октябрь – 31·3·80,8=595
Ноябрь – 30·3·8·0,8=576
Декабрь – 31·3·8·0,8=595

2021 год (маш.-ч)

Январь – 31·3·80,8=595
Февраль – 28·3·8·0,8=538
Март – 31·38·0,8=595
Апрель – 30·3·8·0,8=576
Май – 31·3·8·0,8=595
Июнь – 30·3·8·0,8=576

Июль – 31·3·8·0,8=595
Август – 31·3·8·0,8=595
Сентябрь – 30·3·8·0,8=576
Октябрь – 31·3·8·0,8=595
Ноябрь – 30·3·8·0,8=576
Декабрь – 31·3·8·0,8=595

Порядок расчета графика, представленный в табл. 1.1, следующий.

Возможный фонд рабочего времени определяется произведением количества рабочих суток умноженное на суточную наработку машины в маш.-час. Простои в ремонте берутся в ремонтных нормативах и переводятся в машино-часы.

Действительный фонд рабочего времени равен разности возможного фонда и простоев машины в ремонте. Нарастающий фонд рабочего времени есть сумма предыдущего фонда и действительного в данном месяце. Время до ремонта по нормативу и вид ремонта берутся из структурной формулы ремонта.

Срок выполнения ремонта определяется следующим образом. Берем разность нарастающего итога фонда рабочего времени за предыдущий месяц и временем до ремонта по нормативу в текущем месяце, полученное число делим на количество маш.-часов в сутки. К полученному количеству суток при прерывной рабочей неделе добавляем выходные дни. Получаем дату ремонта (сроки выполнения).

Таблица 1.1

Расчет графика ППР для экскаватора ЭКГ-8И

Месяц/ год	Возможный фонд рабочего времени, маш.-ч	Простой в ремонте		Действительный фонд рабочего времени,маш.-ч	Нарастающий итог фонда рабочего времени, маш.-ч	Время до ремонта по нормативу, маш.-ч	Вид ремонта	Дата ремонта
		сутки	маш.-ч					
2020 год								
Июль	461	–	–	461	11661	11666	–	–
Август	595	2 2	38 38	519	12180	11666 12132	PO_{21} PO_{22}	2, 3, 28, 29
Сентябрь	576	2	38	538	12718	12598	PO_{23}	23, 24
Октябрь	595	2	38	557	13275	13064	PO_{24}	19, 20
Ноябрь	576	2	38	480	13813	13530	PO_{25}	14, 15
Декабрь	595	4	76	519	14332	14000	$T_1(3)$	11, 12, 13, 14
2021 год								
Январь	595	2	38	557	14889	14466	PO_{26}	8, 9
Фев-раль	538	2	38	500	15389	14932	PO_{27}	3, 4
Март	595	2	38 38	519	15908	15398 15864	PO_{28} PO_{29}	1, 2, 26, 27
Апрель	576	2	38	538	16446	16330	PO_{30}	23, 24
Май	595	8	154	441	16887	16800	$T_2(2)$	19 – 26
Июнь	576	2	38	538	17425	17266	PO_{31}	21, 22
Июль	595	2	38	538	17982	17732	PO_{32}	17, 18
Август	595	2	38	557	18539	18198	PO_{33}	12, 13
Сентябрь	576	2	38	538	19077	18664	PO_{34}	8, 9
Октябрь	595	2 4	38 76	481	19600	19130 19600	PO_{35} $T_1(4)$	4, 5, 28 – 31
Ноябрь	576	– 2	– 38	538	20138	20066	- PO_{36}	25, 26
Декабрь	595	2	38	557	20695	20532	PO_{37}	22, 23

На основании табл. 1.1. составляем табл. 1.2.

Таблица 1.2

График ППР экскаватора ЭКГ-8И на 2021 г.

Месяц 2021 года											
Январь	Февраль	Март	Апрель	Май	Июнь	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Ноябрь	Декабрь
8 – 9 $ПО_{26}$	3 – 4 $ПО_{27}$	1–2 $ПО_{28}$ 26–27 $ПО_{29}$	23–24 $ПО_{30}$	19–26 $Т_2$ (2)	21–22 $ПО_{31}$	17–18 $ПО_{32}$	12–13 $ПО_{33}$	8–9 $ПО_{34}$	4–5 $ПО_{35}$ 28–31 $Т_1$ (4)	25–26 $ПО_{36}$	22–23 $ПО_{37}$

Примечание. 1. Числитель – дата начала и окончания ремонта.
2. Знаменатель – вид ремонта

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА № 2
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЧИСЛЕННОСТИ РЕМОНТНОГО ПЕРСОНАЛА

2.1. Цель работы

1. Ознакомиться с методикой расчета годовых затрат труда на производство ремонтных работ.

2. Усвоение методики планирования численности ремонтного персонала.

2.2. Расчет трудоемкости ремонтных работ

Пример расчета трудоемкости ремонта экскаватора ЭКГ-8И приведен в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Расчет годовой программы и трудоемкости ремонта экскаватора

Наименование оборудования	Количество в работе, шт.	Годовая наработка (т), маш.-ч	Межремонтные сроки, маш.-ч				
			К	$Т_3$	$Т_2$	$Т_1$	РО
Экскаватор ЭКГ-8И	12	6269	22400	11200	5600	2800	466

Продолжение табл. 2.1

Количество ремонтов на единицу в год					Годовая программа (количество ремонтов на парк оборудования)				
К	$Т_3$	$Т_2$	$Т_1$	РО	К	$Т_3$	$Т_2$	$Т_1$	РО
0,28	0,28	0,56	1,12	11,21	3,36	3,36	6,72	13,44	134,52

Продолжение табл. 2.1

Трудоемкость одного ремонта, чел.-ч					Трудоемкость на годовую программу, чел.-ч				
К	$Т_3$	$Т_2$	$Т_1$	РО	К	$Т_3$	$Т_2$	$Т_1$	РО
9330	3740	2280	1280	630	31349	12566	15322	17203	84748

Годовая наработка определяется по выражению

$$T = (T_р - T_{рем})\, n \cdot t_c \cdot K_{исп}\,, \qquad (2.1)$$

где $Т_р$ – количество рабочих дней предприятия в году; $Т_{рем}$ – среднегодовые простои машины в ремонтах, дни; n – число смен работы машины в сутки; $t_с$ – продолжительность смены, ч; $K_{исп}$ – коэффициент использования по машинному времени.

Годовая наработка зависит от режима работы предприятия и от интенсивности использования машины.

Если принять для экскаватора 7-дневную рабочую неделю при 3-х сменной суточной работе с продолжительностью смены 8 часов, то

$$Т = (365 – 38{,}5)\ 3 \cdot 8 \cdot 0{,}8 = 6269 \text{ (маш.-ч)}\ ,$$

В общем случае $Т_р = Т_к – Т_в – Т_п$; $Т_к$ – количество календарных дней в году; $Т_в$ – количество воскресных дней в году; $Т_п$ – количество праздничных дней в году.

Среднегодовые простои экскаватора ЭКГ-8И в ремонтах – $T_{рем}$=38,5 суток – определены следующим образом: исходя из периодичности ремонтов, структура ремонтного цикла имеет вид:

$$5РО–Т_1(1) –5РО–Т_2(1) –5РО–Т_1(2) –5РО–Т_3–5РО–Т_1(3) –$$
$$–5РО—Т_2(2) –5РО–Т_1(4) –5РО–К,$$

т. е. количество ремонтов за ремонтный цикл

$$К=1,\ Т_3=1,\ Т_2=2,\ Т_1=4,\ РО=40\ .$$

Таблица 2.2

Суммарные простои за РЦ

Виды ремонтов	Количество ремонтов за РЦ	Нормативные простои в ремонте, сутки	Суммарные простои в ремонте, сутки
К	1	30	30
$Т_3$	1	12	12
$Т_2$	2	8	16
$Т_1$	4	4	16
РО	40	2	80
ИТОГО:			154

Среднегодовые простои определены следующим образом:

$$Т_{рем} = N_{сут}/Т_l\,, \qquad (2.2)$$

где $N_{сут}$ – время простоя в ремонтах за ремонтный цикл ($N_{сут}$ = 154); $Т_l$ – длительность ремонтного цикла, годы.

$$Т_l = t_к / t_{ро} = 22400/466 = 48 \text{ мес.} = 4 \text{ года}; \qquad (2.3)$$
$$Т_{рем} = 154/4 = 38{,}5 \text{ сут.}$$

Значение $Т_{рем}$ может быть так же определено путем суммирования простоев в ремонте, приведенных в годовом графике ППР (см. табл.1.1).

Значения $К_{имв}$ приведены в табл. 2.3.

Таблица 2.3

Оборудование шахты

Наименование оборудования	Коэффициент использования машины по времени, $K_{имв}$		Наименование оборудования	Коэффициент использования машины по времени, $K_{имв}$
Комбайны очистные	0,5		Электровозы	0,9
Крепи механизированные	1		Лебедки, работающие в очистном забое	0,6
Комбайны проходческие	0,35		Лебедки, работающие на подготовительных выработках	0,8
Конвейеры скребковые	0,5			
Конвейеры ленточные	0,8		Буровые станки	0,5
Погрузочные машины	0,7		Подъемные машины	0,8
Насосные станции (комплексов)	0,9		Вагонетки	0,7

Для оборудования, не приведенного в табл. 2.3, значения $K_{имв}$ принимать:

- для забойного – 0,4;
- незабойного – 0,7.

Количество ремонтов в год, приходящееся на одну машину, определяется по нижеприведенным формулам (табл. 2.4).

Таблица 2.4

Количество ремонтов по видам в год

Вид ремонта	Расчетная формула
Капитальный – К	$N_k = \text{Т}/t_k$
Текущий – Т_2	$N_{\text{Т2}} = \text{Т}/t_{\text{Т2}} - N_k$
Текущий – Т_1	$N_{\text{Т1}} = \text{Т}/t_{\text{Т1}} - (N_k + N_{\text{Т2}})$
Ремонтный осмотр – РО	$N_{\text{РО}} = \text{Т}/t_{\text{Р0}} - (N_k + N_{\text{Т2}} + N_{\text{Т1}})$

*Приме*чание. Т – годовая наработка, маш.-ч (ч, км, т, $м^3$ и т. п.); t_k, $t_{\text{Т2}}$, $t_{\text{Т1}}$, $t_{\text{Р0}}$ – межремонтные периоды соответственно между капитальными, текущими ремонтами и ремонтными осмотрами, маш.-ч (ч, км, т, $м^3$ и т. п.).

При отсутствии нормативных данных по какому-либо типу оборудования трудоемкость ремонтов определяется по конструктивно и функционально подобному аналогу приведением по массе или стоимости.

$$\text{Т}_1 = \text{Т}_2\sqrt[3]{(P_1/\text{Р}_2)^2},\ \ \text{Т}_1 = \text{Т}_2\sqrt[3]{(\overline{\text{С}_1/\text{С}_2})^2},\ (2.4)$$

где Т_1 – трудоемкость ремонта машины (искомая), чел-ч; Т_2 – трудоемкость ремонта однотипной машины (известная); P_1 и P_2 – масса машины (искомая и известная), т; С_1 и С_2 – стоимость машины (искомая и известная), тыс. руб.

При расчете трудоемкости ремонтных работ скребковых и ленточных конвейеров следует иметь ввиду, что в нормативах затраты труда приведены на ремонт привода. Затраты труда на ремонт роликов, лент и металлоконструкций учитываются отдельно, а нормативы приведены в примечанияхназванных ниже источников.

Количество ремонтов в год, приходящееся на одну машину, определяется по нижеприведенным формулам:

$$N_k = \text{Т}/t_k = 6269/22400 = 0{,}28, \quad (2.5)$$

$$N_{\text{Т3}} = \text{Т}/t_{\text{Т3}} - N_k = (6269/11200) - 0{,}28 = 0{,}28, \quad (2.6)$$

$$N_{\text{Т2}} = \text{Т}/t_{\text{Т2}} - (N_k + N_{\text{Т3}}) = (6269/5600) - (0{,}28+0{,}28)=0{,}56, \quad (2.7)$$

$$N_{\text{Т1}} = \text{Т}/t_{\text{Т1}} - (N_k + N_{\text{Т3}} + N_{\text{Т2}}) = (6269/2800)–{,}28+0{,}28+0{,}56)=1{,}12 \quad (2.8)$$

$$N_{\text{Р0}} = \text{Т}/t_{\text{Р0}} - (N_k + N_{\text{Т3}} + N_{\text{Т2}} + N_{\text{Т1}}) =$$
$$=(6269/466)-(0,28+0,28+0,56+1,12)=11,21. \qquad (2.9)$$

Трудоемкость на годовую программу (см. табл. 2.1) распределяется по видам работ. Процентное соотношение между видами работ приводится в нормативах для соответствующего вида оборудования.

Пример распределения трудоемкости по видам работ для экскаватора ЭКГ-8И приведен в табл. 2.5.

Работы, выполняемые сторонними организациями, из расчета исключаются (например, капитальный ремонт, проводимый в условиях специализированного ремонтного предприятия).

Трудоемкость для табл. 2.5 берется из табл. 2.1.

2.3. Расчет штата ремонтного персонала

Пример 1. Штаты ремонтной службы определяются численностью тех профессий, которые непосредственно заняты на текущих ремонтах (слесари, электрики, станочники и др.).

Таблица 2.5

Расчет штата ремонтного персонала

Наименование оборудования	Вид ремонта				
	Т_3				
	трудоемкость ремонта, чел.-ч.	виды работ			
		станочные	слесарные	эл. ремонтные	прочие
		% чел.-ч	% чел.-ч	% чел.-ч	% чел.-ч
Экскаватор ЭКГ-8И	12566	20 2513	40 5026	20 2513	20 2513

Вид ремонта	Вид ремонта

T_2					T_1				
Трудоемкость ремонта, чел.-ч.	виды работ				трудоемкость ремонта, чел.-ч.	виды работ			
	станочные	слесарные	эл. ремонтные	прочие		станочные	слесарные	емонтные	прочие
	% чел.-ч	% чел.-ч	% чел.-ч	% чел.-ч		% чел.-ч	% чел.-ч	% чел.-ч	% чел.-ч
15322	15 2298	50 7661	15 2298	20 3064	17203	12 2064	55 9462	12 2064	21 3613

Продолжение табл. 2.5

Продолжение табл. 2.5

Вид ремонта					Суммарная трудоемкость по видам работ, чел.-ч			
РО								
Трудоемкость ремонта, чел.-ч.	виды работ							
	станочные	слесарные	эл. ремонтные	прочие	станочные	слесарные	эл. ремонтные	прочие
	% чел.-ч	% чел.-ч	% чел.-ч	% чел.-ч				
84748	8 6780	60 50848	12 10170	20 16950	19925	72997	21747	33977

Количество ремонтных рабочих (без дежурных электрослесарей), чел.

$$N_р = (T_в - T_{мб})K_р / \Phi_р, \qquad (2.10)$$

где $T_в$ – трудоемкость по видам работ (см. табл. 2.5), чел.-ч; $T_{мб}$ – трудоемкость участия машинных бригад в ремонтах обслуживаемого оборудования (учитывается только при определении слесарной группы), чел.-ч; $K_р$ – коэффициент резерва, учитываю-щий непредвиденные работы (устранение внезапных отказов и др.), $K_р$ = 1,1; $\Phi_р$ – годовой фонд времени производственного рабочего, ч; $\Phi_р$ = 1820 ч.

Участие машинных бригад $T_{мб}$(чел.-ч.) в ремонтах

$$T_{мб} = \sum_{i=1}^{n}\sum_{i=1}^{m} N_{мбi} \cdot П_{нi} \cdot K_у \ , \qquad (2.11)$$

где n – количество машин разного типа на предприятии; m – количество разных видов ремонтов, предусмотренных для n-й машины; $N_{мбi}$ – количество членов машинной бригады i-го вида оборудования, чел; $П_{нi}$ – нормативная длительность простоя i-го вида оборудования в ремонтах в течении года, ч; $К_у$ – коэффициент участия, зависящий от фактической возможности и эффективности использования членов машинной бригады на ремонтах, определяемый их квалификацией и графиком работы ($К \leq 1$ – принимается по данным предприятия).

Определим годовые затраты труда машинистов на ремонт экскаватора ЭКГ-8И

$$Т_{мб(ЭКГ\text{-}8И)} = \sum_{i=1}^{n}\sum_{i=1}^{m} N_{мб(ЭКГ\text{-}8И)} П_{н(ЭКГ\text{-}8И)} К_у = \quad (2.12)$$

$$= 2 \cdot 3(322{,}6 + 430{,}1 + 430{,}1 + 2152{,}3)0{,}8 = 15908 \text{ ч},$$

где n=1 (ЭКГ-8И); m=4 ($Т_3$, $Т_2$, $Т_1$, РО); $N_{мб}$ = 2·3 = 6 чел. (для ЭКГ-8И в одну смену работают машинист и помощник машиниста, а количество рабочих смен в сутки 3); $П_{Н1}$ = 12·8·3,36 = = 322,6 ч – простои X_0 $Т_3$; $П_{Н2}$ = 8·8·6,72 = 430,1 ч – простои X_0 $Т_2$;

$П_{Н3}$ = 4·8·13,44 = 430,1 ч – простои X_0 $Т_1$; $П_{Н4}$ = 2·8·134,52 = 2152,3 ч – простои X_0 РО; 12, 8, 4, 2 – нормативная продолжительность ремонтов соответственно $Т_3$, $Т_2$, $Т_1$, РО (приводится в ремонтных нормативах) ч; 8 – длительность смены при ремонте, ч; 3,36; 6,72; 13,44; 134,52 – годовая программа по видам ремонта $Т_3$, $Т_2$, $Т_1$, РО (из табл. 2.1); $К_у$ = 0,8.

Количество рабочих-станочников

$N_{р.стан.}$ =19925х1,1/1820= 12,04, принимаем, $N_{р.стан.}$ = 12 чел.

Количество рабочих-слесарей

$N_{р.слес.}$ =(72997-15908)х1,1/1820= 34,5; принимаем $N_{р.слес.}$ = 35 чел.

Количество рабочих-электриков

$N_{р.эл.}$ =21747х1,1/1820= 13,14; принимаем $N_{р.эл.}$ = 13 чел.

Количество рабочих прочих специальностей

$N_{р.проч.}$ =33997х1,1/1820= 20,5; принимаем $N_{р.проч}$ = 21 чел.

Количество трудящихся ремонтной службы, чел.

$$N_{рс} = \sum_{i=1}^{q} N_{рi} + N_{д} + N_{в} + N_{итр}\ , \qquad (2.13)$$

где q – количество профессий ремонтников; N_{pi} – численность ремонтников i-й профессии; $N_{д}$ – численность дежурного персонала (зависит от режима работы предприятия и директивных распоряжений по отрасли); $N_{в}$ – количество вспомогательных рабочих, чел.

$$N_{в} = (0{,}10 \div 0{,}15)(N_{р} + N_{д})\ , \qquad (2.14)$$

$N_{итр}$ – количество инженерно-технических работников (по штатному расписанию предприятия и директивным распоряжениям по отрасли). При отсутствии таких данных приближено, чел.

$$N_{итр} = 0{,}1(N_{р} + N_{д} + N_{в}), \qquad (2.15)$$

Результаты расчетов заносим в табл. 2.6.

Таблица 2.6

Профессия	Трудоемкость по видам работ, чел.-ч	Годовой фонд времени рабочего данной профессии, ч	Количество человек	
			по расчету	принятое
Слесарь	57089	1820	34,5	35
Электромонтер	21747	1820	13,14	13
Станочник	19925	1820	12,04	12
Прочие	33977	1820	20,5	21
Итого ремонтников:				81

Численность дежурного персонала принята 2 человека.

$N_{в}$ = 0,1(81+2) = 8 чел.

$$N_{итр} = 0{,}1(81+2+10) = 9 \text{ чел.}$$

Количество трудящихся ремонтной службы

$$N_{рс} = 81+2+8+9=100 \text{ чел.}$$

Методические указания по выполнению контрольной работы: Основы эксплуатации и ремонта технологического оборудования: учебно-методическое пособие для самостоятельной работы студентов направления бакалавриата 15.03.01 / В. Т. Дмитриев, Э. В. Горшков, В. В. Зубов; Министерство образования и науки РФ, Уральский государственный горный университет. - 2-е изд., стер. - Екатеринбург: УГГУ, 2016. - 64

ВОПРОСЫ ДЛЯ ОПРОСА ПО ПРОЙДЕННЫМ ТЕМАМ

Тема1.Виды разрушения деталей машин.

1.Какова специфика работы машин в условиях горного производства?
2.Основные причины приводящие к потере работоспособности машин.
3.Какие формы проявления неработоспособности горных машин существуют?
4.Методы измерения износа и пути снижения интенсивности изнашивания горных машин?
5.Пары и виды трения (скольжения и качения).
6.Сухое, граничное и жидкостное трение.
7.Виды изнашивания рабочих поверхностей.
8.Допустимый и предельный износ. Критерии определения предельных износов.
9.Меры борьбы с износами деталей.
10.Сущность дефектации и сортировки деталей.
11.Классификация дефектов деталей.
12.Износ типовых пар в течение времени.
13.Поломки деталей горных машин.
14.Хрупкий, вязкий, усталостный излом и меры борьбы с ними.
15.Признаки выбраковки деталей.
16.Методы контроля дефектов деталей горного оборудования.
17.Какие средства контроля размеров, формы и взаимного расположения деталей Вы знаете?
18.Какие методы не разрушающего контроля находят наибольшее применение при ремонтах горного оборудования?

Тема 2. Системы и методы ремонта горных машин

1.Основные системы ремонта машин, применяемые в горном деле.
2.Элементы системы ППР и их характеристика.
3.Структура ремонтного цикла и формы ее представления.
4.Существующая система планирования ремонтных работ в горном производстве.
5.Методика расчета графика ППР на планируемый период.
6.Определение трудоемкости ремонтных работ на годовую программу.
7.Расчет штатов ремонтного персонала на парк оборудования.
8.Методы ремонта горного оборудования.
9.Какие стратегии ТО и ремонта машин применяются на горнодобывающих предприятиях?

10.Пути совершенствования системы ППР.
11.Диагностика, как основа ТО и ремонта машин по их фактическому техническому состоянию?
12.Физические основы технической диагностики?
13.Термины и определения технической диагностики?
14.Какие показатели работы машины могут быть использованы в качестве диагностического сигнала?
15.Каким требованиям должен удовлетворять выходной сигнал при использовании его в качестве диагностического?
15.Какие задачи должны быть решены при внедрении системы диагностирования на предприятии?
17.Требования к оборудованию, переводимому на техническое диагностирование.
18.Последовательность и методика проведения работ по оснащению оборудования средствами технического диагностирования.

19.Когда применяется тестовое и функциональное диагностирование?
20. Классификация диагностических средств и основные требования к ним?
21. Классификация датчиков и область их применения?
22.Порядок выполнения работ по диагностике при плановом техническом обслуживании?
23.Диагностирование при возникновении неисправностей в процессе эксплуатации?
24. Рекомендации по установлению вида и объема ремонтно-обслуживающих работ по результатам диагностирования?
25.Классификация и выбор диагностических параметров.
27.Субъективные и объективные методы диагностирования?
28.Номинальные, предельные и допустимые значения диагностических и структурных параметров?
29.Основной документ в который заносятся результаты диагностирования?
30.Каким образом разрабатываются нормативные данные по диагностике?
31.Совершенствование организации ТО и ремонта машин с применением диагностики.
32.Периодичность диагностирования.
33.Какие факторы оказывают влияние на эффективность использования средств диагностирования?
34.Повышение ресурса промышленного оборудования путем применения системы мониторинга.

35.Пути повышения эффективности диагностирования.

Тема 3. Ремонт и техобслуживание горных машин

1.Структура производственного процесса ремонта горного оборудования.
2.Что включает в себя техническая подготовка ремонтных работ?
3.Линейные и сетевые графики ремонта.
4.Длительность и структура ремонтного цикла.
5.Порядок направления и приемка машин в капитальный ремонт.
6.Эксплуатационная документация.
7.Ремонтная документация.
8.Основные требования к ремонтным чертежам.
9.Разборка машин.
10.Классификация и общая характеристика способов восстановления деталей машин.
11.Выбор способа восстановления деталей по технологическому, долговечностному и технико-экономическому критериям.
12.Разработка технологии ремонта валов и осей.
13. Ремонт втулок, подшипников скольжения и качения.
14. Основные дефекты корпусных деталей и их ремонт.
15.Расчет режимов восстановления изношенных поверхностей.
16.Каким образом осуществляется прогнозирование технического состояния машин?
17.Особенности сборки машин после ремонта.
18.Разработка технологических процессов сборки узлов машин.
19.Балансировка деталей и узлов после ремонта.
20. Проверка качества сборки и обкатка узлов промышленного оборудования на испытательных стендах.
21.Испытания машин после ремонта в условиях ремонтного предприятия.
22.Порядок проведения работ по приемке оборудования из ремонта.
23.Сдача отремонтированных машин заказчику.
24.Обкатка и испытания машин после проведения капитального ремонта
25.Назовите основные технологические методы обеспечения долговечности машин?
26.Какие эксплуатационные методы управления техническим состоянием машин находят применение в горном производстве?
27.Пути совершенствования технологии ремонта горных машин.

28.Роль смазочных материалов при эксплуатации горного оборудования.
29.Классификация смазочных материалов по агрегатному состоянию.
30.Показатели качества жидких смазочных материалов.
31.Основные свойства пластичных смазок.
32.Выбор жидких масел при эксплуатации горных машин.
33.Принципы выбора пластичных смазок.

ПРИЛОЖЕНИЕ 2 Не для обучающихся!!!! Хранится в составе документов ОПОП

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой _____Д.И.Симисинов
(кафедра ЭГО)

КОМПЛЕКТ ОЦЕНОЧНЫХ СРЕДСТВ ДЛЯ ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ

ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

специальность
21.05.04 Горное дело

специализация
№3 Открытые горные работы

Автор: Горшков Э.В., к.т.н., с.н.с.

Одобрен на заседании кафедры
Эксплуатации горного оборудования
(название кафедры)
Протокол № 2 от 09.10.2020
(Дата)

Екатеринбург

ТЕСТОВЫЕ ЗАДАНИЯ
(по вариантам)

21.05.04 Горное дело. Специализация № 3 «Открытые горные работы». Эксплуатация карьерного оборудования.

Горшков Эдуард Викторович.283 08 65

- Задание 1 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

Толщина слоя смазочного материала при граничной смазке:

- Вариант ответа

0,01 мкм

- Вариант ответа (+)

не менее 0,1 мкм

- Вариант ответа

0,005 мкм

- Вариант ответа

Более 0,5мкм

- Задание 2 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

Во сколько раз уменьшается износ сопряженных поверхностей при граничной смазке?

- Вариант ответа

5 раз

- Вариант ответа

10 раз

- Вариант ответа (+)

100 раз

- Вариант ответа

2 раза

- Задание 3 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

При уменьшении толщины смазочной пленки граничное трение переходит в

- Вариант ответа

Полусухое
- Вариант ответа
Граничное
- Вариант ответа
Гидродинамическое
- Вариант ответа (+)
Сухое
- Задание 4 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Трение движения подразделяется на трение:
- Вариант ответа
Комбинированное
- Вариант ответа
Верчения
- Вариант ответа
Качения с проскальзыванием
- Вариант ответа (+)
Качения
- Задание 5 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Трение движения подразделяется на трение:
- Вариант ответа
Комбинированное
- Вариант ответа
Кручения
- Вариант ответа (+)
Скольжения
- Вариант ответа
Качения с проскальзыванием
- Задание 6 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Механическое изнашивание бывает:
- Вариант ответа
Усталостное
- Вариант ответа
Эрозионное
- Вариант ответа (+)

Абразивное
- Вариант ответа
Кавитационное
- Задание 7 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
При увеличении толщины смазочной пленки граничное трение переходит в
- Вариант ответа
Полусухое трение
- Вариант ответа
Абразивное
- Вариант ответа
Гидроабразивное
- Вариант ответа (+)
Жидкостное
- Задание 8 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Жидкостное трение возникает, если трущиеся поверхности разделены слоем смазки толщиной:
- Вариант ответа
Не менее 0,1 мкм
- Вариант ответа
0,01 мкм
- Вариант ответа
0,2 мкм
- Вариант ответа (+)
Более 0,5мкм
- Задание 9 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Силы трения возникают между поверхностями:
- Вариант ответа
Твердого тела и газа
- Вариант ответа
Твердого тела и жидкостей
- Вариант ответа (+)
Твердых тел
- Вариант ответа
Жидкостей

- Задание 10 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Абразивным износом называется разрушение поверхностей трения под воздействием:
- Вариант ответа (+)
Более твердой поверхности на менее твердую
- Вариант ответа
Физико-химических процессов в зоне трения
- Вариант ответа
Термических процессов, происходящих при трении
- Вариант ответа
Усталостного разрушения сопрягаемых поверхностей
- Задание 11 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Абразивным износом называется разрушение поверхностей трения под воздействием:
- Вариант ответа
Химических процессов, происходящих в зоне трения
- Вариант ответа (+)
Твердых частиц в зоне трения
- Вариант ответа
Усталостного разрушения сопрягаемых поверхностей
- Вариант ответа
Термического воздействия в зоне трения
- Задание 12 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
По своей природе силы трения:
- Вариант ответа
Динамические
- Вариант ответа
Статические
- Вариант ответа
Нормальные
- Вариант ответа (+)
Тангенциальные

- Задание 13 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Силы сопротивления среды зависят главным образом от
- Вариант ответа (+)
Скорости движения тел
- Вариант ответа
От физико-механических свойств тел
- Вариант ответа
От давления
- Вариант ответа
От температуры
- Задание 14 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Силы взаимодействия твердых тел зависят главным образом
- Вариант ответа
От времени контакта тел
- Вариант ответа
От температуры
- Вариант ответа
От давления
- Вариант ответа (+)
От физико-механических свойств тел
- Задание 15 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Под термином «изнашивание» следует понимать:
- Вариант ответа (+)
Изнашивание, вызванное комбинированным действием различных факторов
- Вариант ответа
Разрушение материалов в процессе старения
- Вариант ответа
Усталостное разрушение
- Вариант ответа
Изнашивание при ударе
- Задание 16 (Блок 1– Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Под термином «изнашивание» следует понимать:

- Вариант ответа
Разрушение материалов в процессе старения
- Вариант ответа
Усталостное разрушение
- Вариант ответа
Изнашивание при ударе
- Вариант ответа (+)
Изнашивание при трении
- Задание 17 (Блок 1 — Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Сила трения пропорциональна:
- Вариант ответа (+)
Скорости скольжения
- Вариант ответа
Времени контакта
- Вариант ответа
Давлению между телами
- Вариант ответа
Температуре тел
- Задание 18 (Блок 1 — Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Сила трения пропорциональна:
- Вариант ответа
Времени контакта
- Вариант ответа
Давлению между телами
- Вариант ответа
Температуре тел
- Вариант ответа (+)
Площади фактического контакта
- Задание 19 (Блок 1 — Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Сила трения качения меньше силы трения скольжения почти в
- Вариант ответа
5 раз
- Вариант ответа (+)
10 раз

- Вариант ответа
100 раз
- Вариант ответа
2 раза

- Задание 20 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Что означает термин «работоспособное состояние объекта»?
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он соответствует всем требованиям, установленным технической документацией
- Вариант ответа (+)
Состояние объекта, при котором он способен выполнять (или выполняет) заданные функции, сохраняя значения параметров в пределах, установленных технической документацией
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он частично соответствует требованиям, установленным НТД
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он выполняет заданные функции, не сохраняя значения параметров в пределах, установленных технической документацией
- Задание 21 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Что означает термин «исправное состояние объекта»?
- Вариант ответа (+)
Состояние объекта, при котором он соответствует всем требованиям, установленным НТД
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он способен выполнять (или выполняет) заданные функции, сохраняя значения параметров в пределах, установленных технической документацией
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он частично соответствует требованиям, установленным НТД
- Вариант ответа

Состояние объекта, при котором он выполняет заданные функции, не сохраняя значения параметров в пределах, установленных технической документацией
- Задание 22 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Что означает термин «дефект»?
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он выполняет заданные функции, не сохраняя значения параметров в пределах, установленных технической документацией
- Вариант ответа
Событие, заключающееся в нарушении исправности объекта
- Вариант ответа
Состояние объекта, при котором он способен выполнять (или выполняет) заданные функции, сохраняя значения заданных параметров в пределах, установленных технической документацией
- Вариант ответа (+)
Каждое отдельное несоответствие объекта требованиям, установленным нормативной документацией
- Задание 23 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Как называются средства технического диагностирования не входящие в конструкцию машины и подключаемые к объекту только для целей диагностирования, в зависимости от их устройства и технологического назначения:
- Вариант ответа
Устанавливаемые
- Вариант ответа (+)
Внешние
- Вариант ответа
Встроенные (бортовые)
- Вариант ответа
Штатные
- Задание 24 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
По видам измеряемых диагностических параметров методы диагностирования подразделяются на сколько групп?
- Вариант ответа (+)

На 3
- Вариант ответа
На 2
- Вариант ответа
На 4
- Вариант ответа
На 5
- Задание 25 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Основные требования к методам и средствам диагностирования
- Вариант ответа
Надежность
- Вариант ответа (+)
Достоверность измерений
- Вариант ответа
Экономичность
- Вариант ответа
Технологичность
- Задание 26 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Достоверность измерений характеризуется:
- Вариант ответа
Чувствительностью
- Вариант ответа
Воспроизводимостью
- Вариант ответа (+)
Точностью
- Вариант ответа
Сложностью
- Задание 27 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Назовите основные диагностические параметры технических объектов:
- Вариант ответа
Геометрические
- Вариант ответа
Рабочих процессов
- Вариант ответа

Сопутствующих процессов
- Вариант ответа (+)
Рабочие, сопутствующие параметры и геометрическая разница
- Задание 28 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Назовите события перехода технических систем из одного состояния в другое
- Вариант ответа (+)
Исправное, не исправное
- Вариант ответа
Исправное, не работающее, работоспособное, предельное
- Вариант ответа
Предельное, исправное, работоспособное
- Вариант ответа
Исправное, не работоспособное машины
- Задание 29 (Блок 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Как называются средства технического диагностирования не входящие в конструкцию машины и подключаемые к объекту только для целей диагностирования, в зависимости от их устройства и технологического назначения:
- Вариант ответа
Устанавливаемые
- Вариант ответа (+)
Внешние
- Вариант ответа
Встроенные (бортовые)
- Вариант ответа
Штатные
- **Задание 30 (Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Кто несет ответственность за инженерное обеспечение объектов (цехов, участков) горного предприятия
- Вариант ответа
Разработчик
- Вариант ответа
Изготовитель
- Вариант ответа

Ремонтник
- Вариант ответа (+)
Эксплуатационник
- Задание 31 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
К методам измерения размеров и расположения объектов относят?
- Вариант ответа
Контактный
- Вариант ответа
Графический
- Вариант ответа
Визуальный
- Вариант ответа (+)
Инструментальный
- Задание 32 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Разработка методики выполнения измерений включает следующие этапы:
- Вариант ответа
Обоснование погрешности измерений
- Вариант ответа (+)
Обоснование необходимого количества замеров для обеспечения требуемой точности
- Вариант ответа
Определение диапазона измерений
- Вариант ответа
Формирование исходных данных
- Задание 33 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Погрешность измерений обуславливается:
- Вариант ответа
Влиянием внешних факторов
- Вариант ответа (+)
Точностью измерительного прибора
- Вариант ответа
Формой и содержанием дефектной ведомости
- Вариант ответа
Совершенством средств измерений

- Задание 34 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Техническое состояние оборудования определяется совокупностью:
- Вариант ответа
Технических параметров
- Вариант ответа
Отклонений от номинальных значений структурных параметров
- Вариант ответа
Свойств выполнять заданные функции
- Вариант ответа (+)
Значений диагностических параметров в зависимости от наработки
- Задание 35 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Непрерывный контроль технического состояния оборудования осуществляется:
- Вариант ответа
Переносными измерительными приборами
- Вариант ответа
Встроенными датчиками
- Вариант ответа
Стационарными измерительными приборами
- Вариант ответа (+)
Бортовыми системами диагностики
- Задание 36 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Нормативные параметры работы оборудования обусловлены:
- Вариант ответа
Техническим заданием на производство машин
- Вариант ответа (+)
Условиями эксплуатации машин
- Вариант ответа
ТУ на изготовление машины
- Вариант ответа
Конструкцией машины
- Задание 37 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)

Основным назначением диагностических нормативов является:
- Вариант ответа (+)
Надежность объекта
- Вариант ответа
Годность объекта
- Вариант ответа
Ремонтопригодность
- Вариант ответа
Остаточный ресурс
- Задание 38 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Диапазон измерений представляет собой:
- Вариант ответа
Заданный предел измерений
- Вариант ответа
Шкалу измерительного прибора
- Вариант ответа (+)
Область значений измеряемой величины
- Вариант ответа
Наиболее вероятное значение параметра
- Задание 39 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
К основным методам измерения массы относят:
- Вариант ответа
Электромагнитные
- Вариант ответа
Электрические
- Вариант ответа (+)
Механические
- Вариант ответа
Гидравлические
- Задание 40 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
К основным методам измерения электрических величин относят:
- Вариант ответа
Совпадения
- Вариант ответа

Замещения
- Вариант ответа (+)
Непосредственной оценки
- Вариант ответа
Сравнения
- Задание 41 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
При повторных измерениях погрешности разделяются на:
- Вариант ответа (+)
Систематические
- Вариант ответа
Объективные
- Вариант ответа
Субъективные
- Вариант ответа
Случайные
- Задание 42 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Повышение надежности машин обеспечивается улучшением таких показателей как?
- Вариант ответа
Ремонтопригодность
- Вариант ответа
Безотказность
- Вариант ответа (+)
Коэффициент технического использования
- Вариант ответа
Сохраняемость
- Задание 43 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
.Надежность-свойство объекта сохранять во времени в установленных пределах значения всех параметров, характеризующих способность выполнять требуемые функции в заданных режимах и условиях применения
- Вариант ответа
Хранения и транспортировки
- Вариант ответа
Ремонта

- Вариант ответа (+)
Эксплуатации
- Вариант ответа
Технического обслуживания
- Задание 44 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Ремонт-это:
- Вариант ответа
Отказ, возникающий по причине, связанной с нарушением установленных правил эксплуатации оборудования
- Вариант ответа
Комплекс операций или операция по поддержанию работоспособности или исправности изделия при использовании по назначению
- Вариант ответа (+)
Комплекс операций по поддержанию работоспособности оборудования и восстановлению его ресурса
- Вариант ответа
Поддержание работоспособного состояния оборудования путем выполнения ремонтных операций
- Задание 45 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
В соответствии с назначением, характером и объемом выполняемых работ ремонт технологического оборудования подразделяется на виды:
- Вариант ответа
Производственный
- Вариант ответа
Гарантийный
- Вариант ответа
Индивидуальный
- Вариант ответа (+)
Текущий, капитальный
- Задание 46 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Отказ-это событие, при котором система:
- Вариант ответа
Ломается
- Вариант ответа

Подлежит ремонту
- Вариант ответа (+)
Теряет свою работоспособность
- Вариант ответа
Становится неисправной
- Задание 47 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Ресурс-это наработка изделия до:
- Вариант ответа
Первого отказа
- Вариант ответа (+)
Предельного состояния
- Вариант ответа
Потери исправности
- Вариант ответа
Ремонта
- Задание 48 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Эффективность технических систем определяется:
- Вариант ответа (+)
Повышением надежности
- Вариант ответа
Снижением времени простоя при отказе
- Вариант ответа
Снижением потерь от ее отказов, превышающих затраты на резервирование
- Вариант ответа
Повышением качества функцианирования
- Задание 49 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
В технических системах отказы классифицируются как:
- Вариант ответа
Новые и старые
- Вариант ответа
Первичные и вторичные
- Вариант ответа (+)
Внезапные и постепенные
- Вариант ответа

Внезапные и вторичные
- Задание 50 (**Блок** 1 – Причины выхода из строя карьерного оборудования и меры по предупреждению разрушения деталей горных машин в процессе эксплуатации)
Календарный срок службы это
- Вариант ответа
Наработка изделия до первого отказа
- Вариант ответа (+)
Календарная продолжительность эксплуатации до наступления предельного состояния
- Вариант ответа
Календарная продолжительность эксплуатации изделия до ремонта
- Вариант ответа
Наработка изделия до потери исправности
- Задание 51 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Работоспособность - такое состояние системы, при котором значения параметров, характеризующих ее способность выполнять заданные функции:
- Вариант ответа (+)
Находятся в пределах, установленных нормативно-технической документацией
- Вариант ответа
Не превышают предельные
- Вариант ответа
Соответствуют техническому
- Вариант ответа
Превышают предельные
- Задание 52 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Назначение ремонтного хозяйства горного предприятия:
- Вариант ответа (+)
Своевременное и в полном объеме удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования с минимальными затратами
- Вариант ответа
Своевременное и в полном объеме удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования
- Вариант ответа

Своевременное удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования с минимальными затратами
- Вариант ответа (+)
В полном объеме удовлетворение потребностей производственных подразделений предприятия в техническом обслуживании и ремонте оборудования с минимальными затратами
- Задание 53 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Основная задача ремонтного хозяйства:
- Вариант ответа
Обеспечить бесперебойную эксплуатацию оборудования при минимальных затратах на ремонт
- Вариант ответа
Обеспечить бесперебойную эксплуатацию оборудования при минимальных затратах на ремонтное обслуживание
- Вариант ответа
Обеспечить эксплуатацию оборудования при минимальных затратах на ремонт
- Вариант ответа (+)
Обеспечить бесперебойную эксплуатацию оборудования
- Задание 54 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностика любого объекта осуществляется:
- Вариант ответа
Приборами диагностики
- Вариант ответа
Устройствами диагностики
- Вариант ответа
Программой диагностики
- Вариант ответа (+)
Средствами диагностики
- Задание 55 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Для проверки соответствия фактических показателей надежности требованиям технической документации проводят испытания:
- Вариант ответа
Определительные
- Вариант ответа
Контрольные

- Вариант ответа
Технические
- Вариант ответа (+)
Эксплуатационные
- Задание 56 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Основной задачей технической диагностики является:
- Вариант ответа (+)
Распознавание технического состояния объекта в условиях ограниченной информации
- Вариант ответа
Распознавание технического состояния объекта
- Вариант ответа
Определение числа состояний, в которых может находится система
- Вариант ответа
Определение состояния, в котором находится система
- Задание 57 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Дефектация- это процесс:
- Вариант ответа
Выявления технического состояния деталей и сопряжений
- Вариант ответа (+)
Выявления технического состояния деталей и сопряжений путем сравнения фактических показателей с данными технической документации
- Вариант ответа
Выявления технического состояния деталей путем сравнения фактических показателей с данными технической документации
- Вариант ответа
Выявления технического состояния сопряжений путем сравнения с данными технической документации
- Задание 58 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Целью технической диагностики является:
- Вариант ответа (+)
Повышение надёжности и ресурса изделий
- Вариант ответа
Определение надёжности изделий
- Вариант ответа
Определение надёжности и ресурса изделий
- Вариант ответа

Повышение ресурса изделий
- Задание 59 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническое состояние – совокупность:
- Вариант ответа (+)
Подверженных изменению в процессе производства или эксплуатации свойств объекта
- Вариант ответа
Подверженных изменению в процессе эксплуатации свойств объекта
- Вариант ответа
технических свойств объекта
- Вариант ответа
Свойств объекта
- Задание 60 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническая подготовка включает в себя:
- Вариант ответа (+)
Конструкторскую и технологическую подготовку
- Вариант ответа
Конструкторскую и техническую подготовку
- Вариант ответа
Конструкторскую и материальную подготовку
- Вариант ответа
Технологическую и техническую подготовку
- Задание 61 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническая диагностика используется для:
- Вариант ответа
Уменьшения числа отказов
- Вариант ответа
Слежения за числом отказов
- Вариант ответа
Определение места отказа
- Вариант ответа (+)
Повышение надежности системы
- Задание 62 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
По характеру диагноза различают диагностирование:
- Вариант ответа (+)
Функциональное и тестовое

- Вариант ответа
Структурное и тестовое
- Вариант ответа
Функциональное и структурное
- Вариант ответа
Информационное и тестовое
- Задание 63 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Глубина диагностирования:
- Вариант ответа
Мера проникновения по структуре
- Вариант ответа
Мера проникновения по иерархии
- Вариант ответа
Учет функций системы
- Вариант ответа (+)
Все перечисленное
- Задание 64 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Основное назначение диагностики:
- Вариант ответа
Понижение числа отказов
- Вариант ответа
Повышение качества системы
- Вариант ответа
Понижение частоты отказов
- Вариант ответа (+)
Повышение надежности системы
- Задание 65 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностирование – процедура:
- Вариант ответа
Локализации неисправностей объекта
- Вариант ответа
Установление неисправностей объекта
- Вариант ответа
Определение неисправностей объекта
- Вариант ответа (+)
Все перечисленные

- Задание 66 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническая диагностика разрабатывает методы и средства:
- Вариант ответа
Поиска отклонений в режимах работы автоматизированных систем
- Вариант ответа (+)
Все перечисленное
- Вариант ответа
Обнаружения и устранения дефектов в системах
- Вариант ответа
Локализации дефектов в системах
- Задание 67 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Функциональное диагностирование позволяет определить техническое состояние системы:
- Вариант ответа
По тестовому воздействию на нее
- Вариант ответа
По поэлементному воздействию на нее
- Вариант ответа
По рабочему воздействию на нее
- Вариант ответа (+)
По общему воздействию на нее
- Задание 68 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Элементарный эксперимент – проверки состояния системы, заключающийся:
- Вариант ответа
В подаче на объект воздействий
- Вариант ответа (+)
В подаче на объект воздействий и измерении
- Вариант ответа
В измерении ответов
- Вариант ответа
По общему воздействию на систему
- Задание 69 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Тестовое диагностирование позволяет проверить техническое состояние системы:
- Вариант ответа
По рабочему воздействию на нее

- Вариант ответа
По поэлементному воздействию на нее
- Вариант ответа
По тестовому воздействию на нее
- Вариант ответа (+)
По общему воздействию на нее
- Задание 70 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
В процессе диагностирования проверяется:
- Вариант ответа (+)
Исправность и работоспособность системы
- Вариант ответа
Работоспособность системы
- Вариант ответа
Безотказность и исправность системы
Исправность системы
- Вариант ответа

- Задание 71 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
На ремонтных чертежах указывают:
- Вариант ответа
Все размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия
- Вариант ответа (+)
Только те размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта и сборки изделия
- Вариант ответа
Только те размеры, которые должны быть выполнены и проверены в процессе ремонта изделия
- Вариант ответа (+)
Только те размеры, предельные отклонения, зазоры и другие данные, которые должны быть выполнены и проверены в процессе сборки изделия

- Задание 72 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Тестовое диагностирование позволяет определить техническое состояние системы:
- Вариант ответа

По функциональному воздействию на нее
- Вариант ответа (+)
По тестовому воздействию на нее
- Вариант ответа
По контрольному воздействию на нее
- Вариант ответа
По рабочему воздействию на нее
- Задание 73 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Эффективность диагностирования оценивается:
- Вариант ответа
Качеством алгоритмов и средств диагностирования
- Вариант ответа (+)
Диагнозом
- Вариант ответа
Качеством алгоритмов диагностирования
- Вариант ответа
Результатом диагностирования
- Задание 74 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Тестовое диагностирование производится в режиме:
- Вариант ответа
Оперативном
- Вариант ответа
Эксплуатационном
- Вариант ответа (+)
Контрольном
- Вариант ответа
Эпизодическом
- Задание 75 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагноз ставится по результатам:
- Вариант ответа
Совокупности элементарных экспериментов
- Вариант ответа
Проверок
- Вариант ответа (+)
Совокупности результатов наблюдений
- Вариант ответа
Эксплуатации

- Задание 76 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Внедрение средств технической диагностики позволяет:
- Вариант ответа
Предупреждать аварии;
- Вариант ответа
Повышать безотказность машин и оборудования;
- Вариант ответа
Увеличивать их долговечность и ресурс;
- Вариант ответа (+)
Все перечисленное
- Задание 77 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Общий процесс диагностирования включает:
- Вариант ответа
Измерение геометрических параметров объекта
- Вариант ответа
Анализ требований нормативно-технической документации
- Вариант ответа (+)
Тестовое воздействие на объект
- Вариант ответа
Определение расхода и оценка качества смазочных материалов
- Задание 78 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностические параметры чаще всего определяются:
- Вариант ответа (+)
Экспериментальным путем
- Вариант ответа
Теоретическим путем
- Вариант ответа
На основании расчетных данных
- Вариант ответа
С помощью математических моделей
- Задание 79 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностические параметры измеряют при помощи:
- Вариант ответа
Стендов
- Вариант ответа (+)
Датчиков

- Вариант ответа
Установок
- Вариант ответа
Вычислительной техники
- Задание 80 (Блок 2– Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностическими параметрами могут быть:
- Вариант ответа (+)
Параметры рабочих и сопутствующих процессов
- Вариант ответа
Параметры функциональных элементов
- Вариант ответа
Параметры конструкции машины
- Вариант ответа
Климатические факторы:
- Задание 81 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Постановка диагноза-это:
- Вариант ответа
Заключение о сроке службы объекта
- Вариант ответа (+)
Заключение о техническом состоянии диагностируемого объекта
- Вариант ответа
Определение работоспособности объекта
- Вариант ответа
Оценка ремонтопригодности объекта
- Задание 82 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Система диагностирования машин включает:
- Вариант ответа
Нормативно-техническую документацию
- Вариант ответа (+)
Объект диагностирования и диагностические параметры
- Вариант ответа
Технические требования на проектирование машины
- Вариант ответа
ТУ на изготовление машины
Задание 83 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Общий процесс диагностирования включает:

- Вариант ответа
Измерение геометрических параметров объекта
- Вариант ответа
Анализ требований нормативно-технической документации
- Вариант ответа (+)
Тестовое воздействие на объект
- Вариант ответа
Определение расхода и оценка качества смазочных материалов
- Задание 84 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Ремонтные размеры деталей делятся на
- Вариант ответа (+)
Категорийные и пригоночные
- Вариант ответа
Категорийные и свободные
- Вариант ответа
Стандартные и регламентируемые
- Вариант ответа
Категорийные и стандартные

Задание 85 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническое состояние – совокупность
- Вариант ответа (+)
Подверженных изменению в процессе производства или эксплуатации свойств объекта
- Вариант ответа
Подверженных изменению в процессе эксплуатации свойств объекта
- Вариант ответа
Технических свойств объекта
- Вариант ответа
свойств объекта
Задание 86 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностика любого объекта осуществляется:
- Вариант ответа
Приборами диагностики
- Вариант ответа
Устройствами диагностики
- Вариант ответа

Программой диагностики
- Вариант ответа (+)
Средствами диагностики
Задание 87 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническая диагностика используется для:
- Вариант ответа
Уменьшения числа отказов
- Вариант ответа
Слежения за числом отказов
- Вариант ответа
Определение места отказа
- Вариант ответа (+)
Повышение надежности системы
Задание 88 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Техническая диагностика разрабатывает методы и средства
- Вариант ответа
Поиска отклонений в режимах работы автоматизированных систем
- Вариант ответа
Обнаружения и устранения дефектов в системах
- Вариант ответа
Локализации дефектов в системах
- Вариант ответа (+)
Все перечисленное
Задание 89 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Диагностирование – процедура:
- Вариант ответа
Локализации неисправностей объекта
- Вариант ответа
Установление неисправностей объекта
- Вариант ответа
Определение неисправностей объекта
- Вариант ответа (+)
Все перечисленные
Задание 90 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Основная задача технической диагностики – распознавание:
- Вариант ответа

Технического состояния объекта
- Вариант ответа
Состояния объекта в условиях ограниченной информации
- Вариант ответа (+)
Технического состояния объекта в условиях ограниченной информации
- Вариант ответа
Общего состояния объекта в условиях ограниченной информации
- Вариант ответа
Задание 91 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Внедрение средств технической диагностики позволяет:
- Вариант ответа
Предупреждать аварии;
- Вариант ответа
Повышать безотказность машин и оборудования;
- Вариант ответа
Увеличивать их долговечность и ресурс;
- Вариант ответа (+)
Все перечисленное
Задание 92 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Внедрение средств технической диагностики позволяет:
- Вариант ответа
Повышать производительность и объем производства;
- Вариант ответа
Прогнозировать остаточный ресурс;
- Вариант ответа
Снижать затраты времени на ремонтные работы;
Вариант ответа (+)
Все перечисленное
Задание 93 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Внедрение средств технической диагностики позволяет:
- Вариант ответа
Уменьшать количество обслуживающего персонала;
- Вариант ответа
Оптимизировать количество запасных частей;

- Вариант ответа
Сокращать эксплуатационные затраты;

- Вариант ответа (+)
Все перечисленное
Задание 94 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Основные этапы в развитии средств оценки технического состояния маши:
- Вариант ответа
Мониторинг контролируемых параметров;
- Вариант ответа
Диагностика машин и оборудования;
- Вариант ответа
Прогноз изменения технических параметров;
- Вариант ответа (+)
Все перечисленное
Задание 95 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Что означает термин «мониторинг технического состояния машин»:
- Вариант ответа
Предупреждение и защита от внезапных поломок;
- Вариант ответа
Обнаружение на ранних этапах зарождающихся дефектов и определение места их появления, вида и степени развития;
- Вариант ответа
Прогноз изменения технического состояния оборудования;
- Вариант ответа (+)
Все перечисленное
Задание 96 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Под термином «мониторинг технического состояния машин» понимают, выполняемые без вмешательства в функционирование объекта:
- Вариант ответа
Процессы измерения;
- Вариант ответа
Анализ и прогнозирование контролируемых параметров или характеристик объекта с отображением их во времени;
- Вариант ответа
Сравнение полученных результатов с ретроспективными данными и с пороговыми значениями;
- Вариант ответа (+)
Все перечисленное

Задание 97 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Что понимают под техническими средствами мониторинга:
- Вариант ответа
Средства, предназначенные для измерения контролируемых параметров;
- Вариант ответа
Анализа полученных данных о функционировании объекта;
- Вариант ответа
Прогноза возможных изменений технического состояния оборудования;
- Вариант ответа (+)
Все перечисленное
Задание 98 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Что входит в систему мониторинга и диагностики, обеспечивающую постановку диагноза и прогноза состояния объекта:
- Вариант ответа
Объект, выполняющий заданные функции;
- Вариант ответа
Технические средства мониторинга и диагностики;
- Вариант ответа
Оператор и эксперт-диагност;
- Вариант ответа (+)
Все перечисленное
Задание 99 (Блок 2 – Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Укажите комплексный показатель надежности:
- Вариант ответа
Вероятность безотказной работы
- Вариант ответа (+)
Коэффициент готовности
- Вариант ответа
Коэффициент полезного действия
- Вариант ответа
Вероятность отказов
Задание 100 (Блок 2 –Подготовка и планирование ТО и ремонта горного оборудования. Дефектация и дефектоскопия деталей)
Постановка диагноза-это:
- Вариант ответа
Заключение о сроке службы объекта
- Вариант ответа (+)

Заключение о техническом состоянии диагностируемого объекта
- Вариант ответа
Определение работоспособности объекта
- Вариант ответа
Оценка ремонтопригодности объекта

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ВОПРОСЫ

1.Основные причины приводящие к потере работоспособности горных машин.

2.Какие формы проявления неработоспособности горных машин существуют?

3.Методы измерения износа и пути снижения интенсивности изнашивания горных машин.

4.Сухое, граничное и жидкостное трение.

5.Виды изнашивания рабочих поверхностей.

6.Допустимый и предельный износ. Критерии определения предельных износов.

7.Меры борьбы с износами деталей.

8.Сущность дефектации и сортировки деталей.

9.Классификация дефектов деталей.

10.Износ типовых пар в течение времени.

11.Поломки деталей горных машин.

12.Хрупкий, вязкий, усталостный излом и меры борьбы с ними.

13.Признаки выбраковки деталей.

14.Методы контроля дефектов деталей горного оборудования.

15.Какие средства контроля размеров, формы и взаимного расположения деталей Вы знаете?

16.Какие методы не разрушающего контроля находят наибольшее применение при ремонтах горного оборудования?

17.Основные системы ремонта машин, применяемые в горном деле.

18.Элементы системы ППР и их характеристика.

19.Структура ремонтного цикла и формы ее представления.

20.Методы ремонта горного оборудования.

21.Какие стратегии ТО и ремонта машин применяются на горнодобывающих предприятиях?

22.Пути совершенствования системы ППР.

23.Диагностика, как основа ТО и ремонта машин по их фактическому техническому состоянию.

24.Какие задачи должны быть решены при внедрении системы диагностирования на горном предприятии?

25.Требования к оборудованию, переводимому на техническое диагностирование.

26.Последовательность и методика проведения работ по оснащению оборудования средствами ТД.

27.Когда применяется тестовое и функциональное диагностирование?
28. Классификация диагностических средств и основные требования к ним?
29. Классификация датчиков и область их применения?
30.Порядок выполнения работ по диагностике при плановом техническом обслуживании?
31.Диагностирование при возникновении неисправностей в процессе эксплуатации.
32.Классификация и выбор диагностических параметров.
33.Субъективные и объективные методы диагностирования.
34.Номинальные, предельные и допустимые значения диагностических и структурных параметров.
35.Совершенствование организации ТО и ремонта машин с применением диагностики.
36.Периодичность диагностирования.
37.Какие факторы оказывают влияние на эффективность использования средств диагностирования?
38.Повышение ресурса промышленного оборудования путем применения системы мониторинга.
39.Пути повышения эффективности диагностирования.
40.Структура производственного процесса ремонта горного оборудования.
41.Что включает в себя техническая подготовка ремонтных работ?
42.Линейные и сетевые графики ремонта.
43.Длительность и структура ремонтного цикла.
44.Порядок направления и приемка машин в капитальный ремонт.
45.Эксплуатационная документация.
46.Ремонтная документация.
47.Основные требования к ремонтным чертежам.
48.Разборка машин.
49.Классификация и общая характеристика способов восстановления деталей машин.
50.Выбор способа восстановления деталей по технологическому, долговечностному и технико-экономическому критериям.
51.Особенности сборки машин после ремонта.
52.Разработка технологических процессов сборки узлов машин.
53.Балансировка деталей и узлов после ремонта.
54.Испытания машин после ремонта в условиях ремонтного предприятия.

55.Сдача отремонтированных машин заказчику.
56.Роль смазочных материалов при эксплуатации горного оборудования.
57.Показатели качества жидких смазочных материалов.
58.Основные свойства пластичных смазок.
59.Выбор жидких масел при эксплуатации горных машин.
60.Принципы выбора пластичных смазок.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТЫ

форма обучения: очная, заочная

промежуточная аттестация: зачет

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 1

1. Основные причины приводящие к потере работоспособности горных машин.
2. Какие стратегии ТО и ремонта машин применяются на горнодобывающих предприятиях?
3. Что включает в себя техническая подготовка ремонтных работ?

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 2

1. Какие формы проявления неработоспособности горных машин существуют?
2. Пути совершенствования системы ППР.
3. Линейные и сетевые графики ремонта.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 3

1. Методы измерения износа и пути снижения интенсивности изнашивания горных машин.
2. Диагностика, как основа ТО и ремонта машин по их фактическому техническому состоянию.
3. Длительность и структура ремонтного цикла.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 4

1. Сухое, граничное и жидкостное трение.
2. Какие задачи должны быть решены при внедрении системы диагностирования на горном предприятии?
3. Порядок направления и приемка машин в капитальный ремонт.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 5

1. Виды изнашивания рабочих поверхностей.
2. Требования к оборудованию, переводимому на техническое диагностирование.
3. Эксплуатационная документация.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 6

1. Допустимый и предельный износ. Критерии определения предельных износов.
2. Последовательность и методика проведения работ по оснащению оборудования средствами ТД.
3. Ремонтная документация.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 7

1. Меры борьбы с износами деталей.
2. Когда применяется тестовое и функциональное диагностирование?
3. Основные требования к ремонтным чертежам.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 8

1. Сущность дефектации и сортировки деталей.
2. Классификация диагностических средств и основные требования к ним?
3. Разборка машин.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 9

1. Классификация дефектов деталей.
2. Классификация датчиков и область их применения?
3. Классификация и общая характеристика способов восстановления деталей машин.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 10

1. Износ типовых пар в течение времени.
2. Порядок выполнения работ по диагностике при плановом техническом обслуживании?
3. Выбор способа восстановления деталей по технологическому, долговечностному и технико-экономическому критериям.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 11

1. Поломки деталей горных машин.
2. Диагностирование при возникновении неисправностей в процессе эксплуатации.
3. Особенности сборки машин после ремонта.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ №12

1. Хрупкий, вязкий, усталостный излом и меры борьбы с ними.
2. Классификация и выбор диагностических параметров.
3. Разработка технологических процессов сборки узлов машин.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 13

1. Признаки выбраковки деталей.
2. Субъективные и объективные методы диагностирования.
3. Балансировка деталей и узлов после ремонта.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 14

1. Методы контроля дефектов деталей горного оборудования.
2. Номинальные, предельные и допустимые значения диагностических и структурных параметров.
3. Испытания машин после ремонта в условиях ремонтного предприятия.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 15

1. Какие средства контроля размеров, формы и взаимного расположения деталей Вы знаете?
2. Совершенствование организации ТО и ремонта машин с применением диагностики.
3. Сдача отремонтированных машин заказчику.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 16

1. Какие методы не разрушающего контроля находят наибольшее применение при ремонтах горного оборудования?
2. Периодичность диагностирования.
3. Роль смазочных материалов при эксплуатации горного оборудования.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 17

1. Основные системы ремонта машин, применяемые в горном деле.
2. Какие факторы оказывают влияние на эффективность использования средств диагностирования?
3. Показатели качества жидких смазочных материалов.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 18

1. Элементы системы ППР и их характеристика.
2. Повышение ресурса промышленного оборудования путем применения системы мониторинга.
3. Основные свойства пластичных смазок.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 19

1. Структура ремонтного цикла и формы ее представления.
2. Пути повышения эффективности диагностирования.
3. Выбор жидких масел при эксплуатации горных машин.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра ЭГО

УТВЕРЖДАЮ
Зав.кафедрой к.т.н., доцент

_____Д.И.Симиснов

ДИСЦИПЛИНА «ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

БИЛЕТ № 20

1. Методы ремонта горного оборудования.
2. Структура производственного процесса ремонта горного оборудования.
3. Принципы выбора пластичных смазок.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-методическому комплексу

_____С.А. Упоров

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ И ЗАДАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ
Б1.В.06 ЭКСПЛУАТАЦИЯ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Направление подготовки
21.05.04 Горное дело
специализация
Открытые горные работы

квалификация выпускника: **специалист**

форма обучения: очная, заочная

год набора: 2024

Автор: Горшков Э.В., к.т.н.,с.н.с.

Одобрены на заседании кафедры	Рассмотрены методической комиссией факультета
Эксплуатации горного оборудования	Горно-механического
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав.кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Симисинов Д.И.	Осипов П.А.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 1 от 18.09.2023	Протокол №2 от 20.10.2023
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ……3

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ……..…….5

САМООРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ С ЛИТЕРАТУРОЙ……..…8

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ…… 11

ПОДГОТОВКА К ТЕСТИРОВАНИЮ……...……..12

ПОДГОТОВКА К КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ……...13

ПОДГОТОВКА К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ……..14

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа в высшем учебном заведении - это часть учебного процесса, метод обучения, прием учебно-познавательной деятельности, комплексная целевая стандартизованная учебная деятельность с запланированными видом, типом, формами контроля.

Самостоятельная работа представляет собой плановую деятельность обучающихся по поручению и под методическим руководством преподавателя.

Целью самостоятельной работы студентов является закрепление тех знаний, которые они получили на аудиторных занятиях, а также способствование развитию у студентов творческих навыков, инициативы, умению организовать свое время.

Самостоятельная работа реализует следующие задачи:

- предполагает освоение курса дисциплины;
- помогает освоению навыков учебной и научной работы;
- способствует осознанию ответственности процесса познания;
- способствует углублению и пополнению знаний студентов, освоению ими навыков и умений;
- формирует интерес к познавательным действиям, освоению методов и приемов познавательного процесса,
- создает условия для творческой и научной деятельности обучающихся;
- способствует развитию у студентов таких личных качеств, как целеустремленность, заинтересованность, исследование нового.

Самостоятельная работа обучающегося выполняет следующие функции:

- развивающую (повышение культуры умственного труда, приобщение к творческим видам деятельности, обогащение интеллектуальных способностей студентов);
- информационно-обучающую (учебная деятельность студентов на аудиторных занятиях, неподкрепленная самостоятельной работой, становится мало результативной);
- ориентирующую и стимулирующую (процессу обучения придается ускорение и мотивация);
- воспитательную (формируются и развиваются профессиональные качества бакалавра и гражданина);
- исследовательскую (новый уровень профессионально-творческого мышления).

Организация самостоятельной работы студентов должна опираться на определенные требования, а, именно:

- сложность осваиваемых знании должна соответствовать уровню развития студентов;
- стандартизация заданий в соответствии с логической системой курса дисциплины;
- объем задания должен соответствовать уровню студента;
- задания должны быть адаптированными к уровню студентов.

Содержание самостоятельной работы студентов представляет собой, с одной стороны, совокупность теоретических и практических учебных заданий, которые должен выполнить студент в процессе обучения, объект его деятельности; с другой стороны - это способ деятельности студента по выполнению соответствующего теоретического или практического учебного задания.

Свое внешнее выражение содержание самостоятельной работы студентов находит во всех организационных формах аудиторной и внеаудиторной деятельности, в ходе самостоятельного выполнения различных заданий.

Функциональное предназначение самостоятельной работы студентов в процессе лекций, практических занятий по овладению специальными знаниями заключается в самостоятельном прочтении, просмотре, прослушивании, наблюдении, конспектировании, осмыслении, запоминании и воспроизведении определенной информации. Цель и планирование самостоятельной работы студента определяет преподаватель. Вся информация осуществляется на основе ее воспроизведения.

Так как самостоятельная работа тесно связана с учебным процессом, ее необходимо рассматривать в двух аспектах:

1. аудиторная самостоятельная работа - лекционные, практические занятия;

2. внеаудиторная самостоятельная работа – дополнение лекционных материалов, подготовка к практическим занятиям, подготовка к участию в деловых играх и дискуссиях, выполнение письменных домашних заданий, Контрольных работ (рефератов и т.п.) и курсовых работ (проектов), докладов и др.

Основные формы организации самостоятельной работы студентов определяются следующими параметрами:

- содержание учебной дисциплины;
- уровень образования и степень подготовленности студентов;
- необходимость упорядочения нагрузки студентов при самостоятельной работе.

Таким образом, самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью процесса обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы и задания для обучающихся по дисциплине «Эксплуатация карьерного оборудования» обращают внимание студента на главное, существенное в изучаемой дисциплине, помогают выработать умение анализировать явления и факты, связывать теоретические положения с практикой, а также облегчают подготовку к выполнению практических *работ* и сдаче *зачета*.

Настоящие методические указания позволят студентам самостоятельно овладеть фундаментальными знаниями, профессиональными умениями и навыками деятельности по профилю подготовки, опытом творческой и исследовательской деятельности, и направлены на формирование компетенций, предусмотренных учебным планом по данному профилю.

Видами самостоятельной работы обучающихся по дисциплине «Эксплуатация карьерного оборудования» являются:

- повторение материала лекций;

- самостоятельное изучение тем курса (в т.ч. рассмотрение основных категорий дисциплины, работа с литературой);

- ответы на вопросы для самопроверки (самоконтроля);

- подготовка к практическим занятиям;

- подготовка к тестированию;

- подготовка к зачету.

В методических указаниях представлены материалы для самостоятельной работы и рекомендации по организации отдельных её видов.

Методические указания к лабораторными самостоятельным работам студентов по комплексу дисциплин, связанных с эксплуатацией и ремонтом горного и нефтегазового оборудования, для студентов специальностей:130403-«Открытые горные работы»(ОГР), 130203-«Технология и техника разведки МПИ»(ТТР), 130402-«Горные машины и оборудование»(ГМО) специализаций ГМК, ГМН, ГМР,ГМЭ,ГМА.2-е изд.стереотипное. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005.85с.

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

Тема1.Виды разрушения деталей машин.

1.Какова специфика работы машин в условиях горного производства?

2.Основные причины приводящие к потере работоспособности машин.

3.Какие формы проявления неработоспособности горных машин существуют?

4.Методы измерения износа и пути снижения интенсивности изнашивания горных машин?

5.Пары и виды трения (скольжения и качения).

6.Сухое, граничное и жидкостное трение.

7.Виды изнашивания рабочих поверхностей.

8.Допустимый и предельный износ. Критерии определения предельных износов.

9.Меры борьбы с износами деталей.

10.Сущность дефектации и сортировки деталей.

11.Классификация дефектов деталей.

12.Износ типовых пар в течение времени.

13.Поломки деталей горных машин.

14.Хрупкий, вязкий, усталостный излом и меры борьбы с ними.

15.Признаки выбраковки деталей.

16.Методы контроля дефектов деталей горного оборудования.

17.Какие средства контроля размеров, формы и взаимного расположения деталей Вы знаете?

18.Какие методы не разрушающего контроля находят наибольшее применение при ремонтах горного оборудования?

Тема 2. Системы и методы ремонта горных машин

1.Основные системы ремонта машин, применяемые в горном деле.

2.Элементы системы ППР и их характеристика.

3.Структура ремонтного цикла и формы ее представления.

4.Существующая система планирования ремонтных работ в горном производстве.

5.Методика расчета графика ППР на планируемый период.

6.Определение трудоемкости ремонтных работ на годовую программу.

7.Расчет штатов ремонтного персонала на парк оборудования.

8.Методы ремонта горного оборудования.

9.Какие стратегии ТО и ремонта машин применяются на горнодобывающих предприятиях?

10.Пути совершенствования системы ППР.

11.Диагностика, как основа ТО и ремонта машин по их фактическому техническому состоянию?

12.Физические основы технической диагностики?

13.Термины и определения технической диагностики?

14.Какие показатели работы машины могут быть использованы в качестве диагностического сигнала?

15.Каким требованиям должен удовлетворять выходной сигнал при использовании его в качестве диагностического?

16.Какие задачи должны быть решены при внедрении системы диагностирования на предприятии?

17.Требования к оборудованию, переводимому на техническое диагностирование.

18.Последовательность и методика проведения работ по оснащению оборудования средствами ТД.

19.Когда применяется тестовое и функциональное диагностирование?

20. Классификация диагностических средств и основные требования к ним?

21. Классификация датчиков и область их применения?

22.Порядок выполнения работ по диагностике при плановом техническом обслуживании?

23.Диагностирование при возникновении неисправностей в процессе эксплуатации?

24. Рекомендации по установлению вида и объема ремонтно-обслуживающих работ по результатам диагностирования?

25.Классификация и выбор диагностических параметров.

27.Субъективные и объективные методы диагностирования?

28.Номинальные, предельные и допустимые значения диагностических и структурных параметров?

29.Основной документ в который заносятся результаты диагностирования?

30.Каким образом разрабатываются нормативные данные по диагностике?

31.Совершенствование организации ТО и ремонта машин с применением диагностики.
32.Периодичность диагностирования.
33.Какие факторы оказывают влияние на эффективность использования средств диагностирования?
34.Повышение ресурса промышленного оборудования путем применения системы мониторинга.
35.Пути повышения эффективности диагностирования.

Тема 3. Ремонт и техобслуживание горных машин

1.Структура производственного процесса ремонта горного оборудования.
2.Что включает в себя техническая подготовка ремонтных работ?
3.Линейные и сетевые графики ремонта.
4.Длительность и структура ремонтного цикла.
5.Порядок направления и приемка машин в капитальный ремонт.
6.Эксплуатационная документация.
7.Ремонтная документация.
8.Основные требования к ремонтным чертежам.
9.Разборка машин.
10.Классификация и общая характеристика способов восстановления деталей машин.
11.Выбор способа восстановления деталей по технологическому, долговечностному и технико-экономическому критериям.
12.Разработка технологии ремонта валов и осей.
13. Ремонт втулок, подшипников скольжения и качения.
14. Основные дефекты корпусных деталей и их ремонт.
15.Расчет режимов восстановления изношенных поверхностей.
16.Каким образом осуществляется прогнозирование технического состояния машин?
17.Особенности сборки машин после ремонта.
18.Разработка технологических процессов сборки узлов машин.
19.Балансировка деталей и узлов после ремонта.
20. Проверка качества сборки и обкатка узлов промышленного оборудования на испытательных стендах.
21.Испытания машин после ремонта в условиях ремонтного предприятия.
22.Порядок проведения работ по приемке оборудования из ремонта.
23.Сдача отремонтированных машин заказчику.
24.Обкатка и испытания машин после проведения капитального ремонта
25.Назовите основные технологические методы обеспечения долговечности машин?

26.Какие эксплуатационные методы управления техническим состоянием машин находят применение в горном производстве?
27.Пути совершенствования технологии ремонта горных машин.
28.Роль смазочных материалов при эксплуатации горного оборудования.
29.Классификация смазочных материалов по агрегатному состоянию.
30.Показатели качества жидких смазочных материалов.
31.Основные свойства пластичных смазок.
32.Выбор жидких масел при эксплуатации горных машин.
33.Принципы выбора пластичных смазок.

САМООРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ С ЛИТЕРАТУРОЙ

Самостоятельное изучение тем курса осуществляется на основе списка рекомендуемой литературы к дисциплине. При работе с книгой необходимо научиться правильно ее читать, вести записи. Самостоятельная работа с учебными и научными изданиями профессиональной и общекультурной тематики– это важнейшее условие формирования научного способа познания.

Основные приемы работы с литературой можно свести к следующим:

• составить перечень книг, с которыми следует познакомиться;

• перечень должен быть систематизированным (что необходимо для семинаров, что для зачета, что пригодится для написания выпускных квалификационных работ (ВКР), а что выходит за рамками официальной учебной деятельности, и расширяет общую культуру);

• обязательно выписывать все выходные данные по каждой книге (при написании курсовых и выпускных квалификационных работ это позволит экономить время);

• определить, какие книги (или какие главы книг) следует прочитать более внимательно, а какие – просто просмотреть;

• при составлении перечней литературы следует посоветоваться с преподавателями и руководителями ВКР, которые помогут сориентироваться, на что стоит обратить большее внимание, а на что вообще не стоит тратить время;

• все прочитанные монографии, учебники и научные статьи следует конспектировать, но это не означает, что надо конспектировать «все подряд»: можно выписывать кратко основные идеи автора и иногда приводить наиболее яркие и показательные цитаты (с указанием страниц);

• если книга – собственная, то допускается делать на полях книги краткие пометки или же в конце книги, на пустых страницах просто сделать свой «предметный указатель», где отмечаются наиболее интересные мысли и обязательно указываются страницы в тексте автора;

• следует выработать способность «воспринимать» сложные тексты; для этого лучший прием – научиться «читать медленно», когда понятно каждое прочитанное слово (а если слово незнакомое, то либо с помощью словаря,

либо с помощью преподавателя обязательно его узнать). Таким образом, чтение текста является частью познавательной деятельности. Ее цель – извлечение из текста необходимой информации.

От того, насколько осознанна читающим собственная внутренняя установка при обращении к печатному слову (найти нужные сведения, усвоить информацию полностью или частично, критически проанализировать материал и т.п.) во многом зависит эффективность осуществляемого действия. Грамотная работа с книгой, особенно если речь идет о научной литературе, предполагает соблюдение ряда правил, для овладения которыми необходимо настойчиво учиться. Это серьёзный, кропотливый труд. Прежде всего, при такой работе невозможен формальный, поверхностный подход. Не механическое заучивание, не простое накопление цитат, выдержек, а сознательное усвоение прочитанного, осмысление его, стремление дойти до сути – вот главное правило. Другое правило – соблюдение при работе над книгой определенной последовательности. Вначале следует ознакомиться с оглавлением, содержанием предисловия или введения. Это дает общую ориентировку, представление о структуре и вопросах, которые рассматриваются в книге.

Следующий этап – чтение. Первый раз целесообразно прочитать книгу с начала до конца, чтобы получить о ней цельное представление. При повторном чтении происходит постепенное глубокое осмысление каждой главы, критического материала и позитивного изложения; выделение основных идей, системы аргументов, наиболее ярких примеров и т.д. Непременным правилом чтения должно быть выяснение незнакомых слов, терминов, выражений, неизвестных имен, названий. Студентам с этой целью рекомендуется заводить специальные тетради или блокноты. Важная роль в связи с этим принадлежит библиографической подготовке студентов. Она включает в себя умение активно, быстро пользоваться научным аппаратом книги, справочными изданиями, каталогами, умение вести поиск необходимой информации, обрабатывать и систематизировать ее.

Выделяют четыре основные установки в чтении текста:

- информационно-поисковая (задача – найти, выделить искомую информацию);
- усваивающая (усилия читателя направлены на то, чтобы как можно полнее осознать и запомнить, как сами сведения, излагаемые автором, так и всю логику его рассуждений);
- аналитико-критическая (читатель стремится критически осмыслить материал, проанализировав его, определив свое отношение к нему);
- творческая (создает у читателя готовность в том или ином виде – как отправной пункт для своих рассуждений, как образ для действия по аналогии и т.п. – использовать суждения автора, ход его мыслей, результат наблюдения, разработанную методику, дополнить их, подвергнуть новой проверке).

С наличием различных установок обращения к тексту связано существование и нескольких видов чтения:

- библиографическое – просматривание карточек каталога, рекомендательных списков, сводных списков журналов и статей за год и т.п.;

- просмотровое – используется для поиска материалов, содержащих нужную информацию, обычно к нему прибегают сразу после работы со списками литературы и каталогами, в результате такого просмотра читатель устанавливает, какие из источников будут использованы в дальнейшей работе;

- ознакомительное – подразумевает сплошное, достаточно подробное прочтение отобранных статей, глав, отдельных страниц; цель – познакомиться с характером информации, узнать, какие вопросы вынесены автором на рассмотрение, провести сортировку материала;

- изучающее – предполагает доскональное освоение материала; в ходе такого чтения проявляется доверие читателя к автору, готовность принять изложенную информацию, реализуется установка на предельно полное понимание материала;

- аналитико-критическое и творческое чтение – два вида чтения близкие между собой тем, что участвуют в решении исследовательских задач.

Первый из них предполагает направленный критический анализ, как самой информации, так и способов ее получения и подачи автором; второе – поиск тех суждений, фактов, по которым, или, в связи с которыми, читатель считает нужным высказать собственные мысли.

Из всех рассмотренных видов чтения основным для студентов является изучающее – именно оно позволяет в работе с учебной и научной литературой накапливать знания в различных областях. Вот почему именно этот вид чтения в рамках образовательной деятельности должен быть освоен в первую очередь. Кроме того, при овладении данным видом чтения формируются основные приемы, повышающие эффективность работы с текстом. Научная методика работы с литературой предусматривает также ведение записи прочитанного. Это позволяет привести в систему знания, полученные при чтении, сосредоточить внимание на главных положениях, зафиксировать, закрепить их в памяти, а при необходимости вновь обратиться к ним.

Основные виды систематизированной записи прочитанного:

Аннотирование – предельно краткое связное описание просмотренной или прочитанной книги (статьи), ее содержания, источников, характера и назначения.

Планирование – краткая логическая организация текста, раскрывающая содержание и структуру изучаемого материала.

Тезирование – лаконичное воспроизведение основных утверждений автора без привлечения фактического материала.

Цитирование – дословное выписывание из текста выдержек, извлечений, наиболее существенно отражающих ту или иную мысль автора.

Конспектирование – краткое и последовательное изложение содержания прочитанного. Конспект – сложный способ изложения содержания книги или статьи в логической последовательности. Конспект аккумулирует в себе предыдущие виды записи, позволяет всесторонне охватить содержание книги,

статьи. Поэтому умение составлять план, тезисы, делать выписки и другие записи определяет и технологию составления конспекта.

Как правильно составлять конспект? Внимательно прочитайте текст. Уточните в справочной литературе непонятные слова. При записи не забудьте вынести справочные данные на поля конспекта. Выделите главное, составьте план, представляющий собой перечень заголовков, подзаголовков, вопросов, последовательно раскрываемых затем в конспекте. Это первый элемент конспекта. Вторым элементом конспекта являются тезисы. Тезис - это кратко сформулированное положение. Для лучшего усвоения и запоминания материала следует записывать тезисы своими словами. Тезисы, выдвигаемые в конспекте, нужно доказывать. Поэтому третий элемент конспекта - основные доводы, доказывающие истинность рассматриваемого тезиса. В конспекте могут быть положения и примеры. Законспектируйте материал, четко следуя пунктам плана. При конспектировании старайтесь выразить мысль своими словами. Записи следует вести четко, ясно. Грамотно записывайте цитаты. Цитируя, учитывайте лаконичность, значимость мысли. При оформлении конспекта необходимо стремиться к емкости каждого предложения. Мысли автора книги следует излагать кратко, заботясь о стиле и выразительности написанного. Число дополнительных элементов конспекта должно быть логически обоснованным, записи должны распределяться в определенной последовательности, отвечающей логической структуре произведения. Для уточнения и дополнения необходимо оставлять поля.

Конспектирование - наиболее сложный этап работы. Овладение навыками конспектирования требует от студента целеустремленности, повседневной самостоятельной работы. Конспект ускоряет повторение материала, экономит время при повторном, после определенного перерыва, обращении к уже знакомой работе. Учитывая индивидуальные особенности каждого студента, можно дать лишь некоторые, наиболее оправдавшие себя общие правила, с которыми преподаватель и обязан познакомить студентов:

1. Главное в конспекте не объем, а содержание. В нем должны быть отражены основные принципиальные положения источника, то новое, что внес его автор, основные методологические положения работы. Умение излагать мысли автора сжато, кратко и собственными словами приходит с опытом и знаниями. Но их накоплению помогает соблюдение одного важного правила – не торопиться записывать при первом же чтении, вносить в конспект лишь то, что стало ясным.

2. Форма ведения конспекта может быть самой разнообразной, она может изменяться, совершенствоваться. Но начинаться конспект всегда должен с указания полного наименования работы, фамилии автора, года и места издания; цитаты берутся в кавычки с обязательной ссылкой на страницу книги.

3. Конспект не должен быть «слепым», безликим, состоящим из сплошного текста. Особо важные места, яркие примеры выделяются цветным подчеркиванием, взятием в рамочку, оттенением, пометками на полях

специальными знаками, чтобы можно было быстро найти нужное положение. Дополнительные материалы из других источников можно давать на полях, где записываются свои суждения, мысли, появившиеся уже после составления конспекта.

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ

Подготовка к практическому занятию включает следующие элементы самостоятельной деятельности: четкое представление цели и задач его проведения; выделение навыков умственной, аналитической, научной деятельности, которые станут результатом предстоящей работы. Выработка навыков осуществляется с помощью получения новой информации об изучаемых процессах и с помощью знания о том, в какой степени в данное время студент владеет методами исследовательской деятельности, которыми он станет пользоваться на практическом занятии. Следовательно, работа на практическом занятии направлена не только на познание студентом конкретных явлений внешнего мира, но и на изменение самого себя. Второй результат очень важен, поскольку он обеспечивает формирование таких общекультурных компетенций, как способность к самоорганизации и самообразованию, способность использовать методы сбора, обработки и интерпретации комплексной информации для решения организационно-управленческих задач, в том числе находящихся за пределами непосредственной сферы деятельности студента. Подготовка к практическому занятию нередко требует подбора материала, данных и специальных источников, с которыми предстоит учебная работа. В ходе самого практического занятия обучающиеся выполняют задания и делают выводы по выполненному практическому заданию.

ПОДГОТОВКА К ТЕСТИРОВАНИЮ

Тесты – это вопросы или задания, предусматривающие конкретный, краткий, четкий ответ на имеющиеся эталоны ответов. При самостоятельной подготовке к тестированию студенту необходимо:

1. готовясь к тестированию, проработать информационный материал по дисциплине; проконсультироваться с преподавателем по вопросу выбора учебной литературы;

2. четко выяснить все условия тестирования заранее. Студент должен знать, сколько тестов ему будет предложено, сколько времени отводится на тестирование, какова система оценки результатов и т. д.;

3. приступая к работе с тестами, внимательно и до конца нужно прочитать вопрос и предлагаемые варианты ответов; выбрать правильные (их может быть несколько); на отдельном листке ответов вписать цифру вопроса и буквы, соответствующие правильным ответам;

- в процессе решения желательно применять несколько подходов в решении задания. Это позволяет максимально гибко оперировать методами решения, находя каждый раз оптимальный вариант;

- не нужно тратить слишком много времени на трудный вопрос, нужно переходить к другим тестовым заданиям; к трудному вопросу можно обратиться в конце;

- обязательно необходимо оставить время для проверки ответов, чтобы избежать механических ошибок.

ПОДГОТОВКА К КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЕ

Контрольная работа – это письменная работа, выполняемая студентами самостоятельно, преимущественно по общим математическим и естественно-научным, а также специальным дисциплинам, в которой, как правило, решаются конкретные задачи.

Цель контрольной работы – оценка качества усвоения студентами отдельных, наиболее важных разделов, тем и проблем изучаемой дисциплины, умения решать конкретные теоретические и практические задачи.

Контрольная работа, как правило, имеет аналитическую или описательную части, может решать проблемные ситуации путем проведения численного моделирования или расчетов, в том числе с использованием ПК. По типу они могут иметь характер задач, расчётов, алгоритмов, программ и т.п.

Контрольные работы выполняются студентами самостоятельно в соответствие с учебным планом.

Структура контрольной работы зависит от специфики изучаемой дисциплины. В общем виде контрольная работа должна содержать: титульный лист, введение, основную часть и заключение.

Во введении приводится формулировка контрольного задания, кратко излагается цель контрольной работы, место и роль рассматриваемого вопроса (проблемы) в изучаемой учебной дисциплине.

Основная часть контрольной работы должна, как правило, содержать основные определения, обоснования и доказательства, описание методики расчёта (формулы), а также иметь ссылки на используемые источники информации. Материал работы и ее отдельные положения должны быть взаимосвязаны. Основная часть может также включать анализ теории вопроса по теме контрольной работы. Здесь же приводятся исходные данные и значения параметров в соответствии с заданием на контрольную работу. После этого излагается ход рассуждений, описывается последовательность расчётов, приводятся промежуточные доказательства и результаты решения всей поставленной задачи.

В заключении формулируются краткие выводы по выполненной контрольной работе, а в её конце приводится список использованных источников информации.

Контрольные работы обучающихся выполняются согласно учебному графику и сдаются преподавателю за месяц до защиты контрольной работы. Преподаватель делает отметку о приеме работы в графике сдачи контрольных работ.

Ведущий преподаватель после проверки на титульном листе ставит оценку («зачтено» или «не зачтено») и подписывается. Выявленные в ходе проверки преподавателем замечания фиксируются на полях работы. Контрольные работы, выполненные с нарушением установленных требований, а также их ксерокопии к рассмотрению не принимаются.

Типичными ошибками, допускаемыми обучающихся при подготовке контрольной работы, являются:

– содержание работы не соответствует цели и поставленным задачам контрольной работы;

– нарушение требований к оформлению контрольной работы;

– использование информации без ссылок на источник;

ПОДГОТОВКА К ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ

При подготовке к *зачету* по дисциплине «Эксплуатация карьерного оборудования» обучающемуся рекомендуется:

1. повторить пройденный материал и ответить на вопросы, используя конспект и материалы лекций. Если по каким-либо вопросам у студента недостаточно информации в лекционных материалах, то необходимо получить информацию из раздаточных материалов и/или учебников (литературы), рекомендованных для изучения дисциплины «Эксплуатация карьерного оборудования».

Целесообразно также дополнить конспект лекций наиболее существенными и важными тезисами для рассматриваемого вопроса;

2. при изучении основных и дополнительных источников информации в рамках выполнения заданий на *зачете* особое внимание необходимо уделять схемам, рисункам, графикам и другим иллюстрациям, так как подобные графические материалы, как правило, в наглядной форме отражают главное содержание изучаемого вопроса;

3. при изучении основных и дополнительных источников информации в рамках выполнения заданий на *зачете* (в случаях, когда отсутствует иллюстративный материал) особое внимание необходимо обращать на наличие в тексте словосочетаний вида «во -первых», «во-вторых» и т.д., а также дефисов и перечислений (цифровых или буквенных), так как эти признаки, как правило, позволяют структурировать ответ на предложенное задание.

Подобную текстовую структуризацию материала слушатель может трансформировать в рисунки, схемы и т. п. для более краткого, наглядного и удобного восприятия (иллюстрации целесообразно отразить в конспекте лекций – это позволит оперативно и быстро найти, в случае необходимости, соответствующую информацию);

4. следует также обращать внимание при изучении материала для подготовки к *зачету* на словосочетания вида «таким образом», «подводя итог сказанному» и т.п., так как это признаки выражения главных мыслей и выводов по изучаемому вопросу (пункту, разделу). В отдельных случаях выводы по теме (разделу, главе) позволяют полностью построить (восстановить, воссоздать) ответ на поставленный вопрос (задание), так как содержат в себе основные мысли и тезисы для ответа.

Министерство науки и высшего образования
Российской Федерации
ФГБОУ ВО
Уральский государственный горный университет

Факультет горномеханический

Кафедра электрификации горных предприятий

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 21.05.04 – «ГОРНОЕ ДЕЛО» ПО ДИСЦИПЛИНЕ «ЭЕКТРИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ (ПРЕДПРИЯТИЙ)»

г. Екатеринбург
2022 г.

СОДЕРЖАНИЕ

1. Введение…….2

2. Тематический план дисциплины……....4

3. Указания по выполнению контрольной работы……..7

4. Вопросы по дисциплине……..8

5. Учебно-методическое обеспечение дисциплины……9

5.1. Основная литература……..9

5.2. Дополнительная литература……..10

Приложения:

Рис.1 Схема электроснабжения карьера……..11

Таблица 1. Варианты заданий к контрольной работе……11

1. ВВЕДЕНИЕ

Дисциплины «Электрификация горных работ» и «Электрификация горных предприятий» являются одними из специальных дисциплин подготовки дипломированных специалистов специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Современные карьеры и разрезы являются крупными потребителями электрической энергии. Основные технологические машины и различные виды транспорта на горных предприятиях электрифицированы и оборудованы электрическими приводами. В связи с этим в дисциплине «Электрооборудование и электроснабжение открытых горных работ» изучаются вопросы производства, передачи, преобразования и распределения электрической энергии, безопасного и рационального использования электроэнергии на горных предприятиях.

Основными целями и задачами дисциплины является вооружение обучаемых теоретическими знаниями и практическими навыками, необходимыми:

- в практической работе по эксплуатации электрифицированных горных машин;
- для технически грамотной эксплуатации электрооборудования открытых горных работ;
- для безопасного и рационального использования электроэнергии на горных предприятиях.

Методические указания по самостоятельной работе студентов (СРС) определяют виды, требования к выполнению и отчетности, рекомендации по выполнению СРС.

Целью методических рекомендаций является повышение эффективности процесса обучения по основной образовательной программе путем правильной организации и выполнения самостоятельной работы.

Самостоятельная работа есть планируемая учебная, учебно-исследовательская, научно-исследовательская деятельность студентов, осуществляемая, в основном, во внеаудиторное

время по заданию и при методическом руководстве преподавателя, но без его непосредственного участия. В настоящих методических указаниях предметом является самостоятельная учебная работа.

Основными видами самостоятельной учебной работы являются:

самовоспроизводящая – самостоятельное прочтение, просмотр, конспектирование учебной литературы и информации Интернет-ресурсов, прослушивание лекций, аудио- и видеоматериалов, заучивание, пересказ, запоминание, повторение учебного материала и др.;

поисковая – подготовка сообщений, докладов, выступлений на семинарских и практических занятиях, подбор литературы по дисциплинарным проблемам и литературы по теме рефератов, контрольных и курсовых работ и др.;

творческая – написание рефератов, выполнение курсового проекта, подготовка выпускной работы (проекта), выполнение специальных заданий и др.

Самостоятельная учебная работа включает в себя:

- подготовку к аудиторным занятиям (лекциям, практическим, семинарским, лабораторным работам и др.) и выполнение соответствующих заданий;
- самостоятельную работу над отдельными темами учебных дисциплин в соответствии с учебно-тематическими планами;
- написание рефератов, докладов, эссе;
- подготовку ко всем видам практики и выполнение предусмотренных ими заданий;
- выполнение письменных контрольных и курсовых работ;
- подготовку ко всем видам контрольных испытаний, в том числе к коллоквиумам, экзаменам и зачетам, тестированию и интернет-тестированию, государственным экзаменам;
- подготовку к итоговой государственной аттестации, в том числе выполнение выпускной квалификационной работы (проекта) или магистерской диссертации;
- другие виды учебной деятельности, организуемой и осуществляемой вузом, факультетом или кафедрой.

Виды заданий для выполнения самостоятельной работы: сообщение или доклад на семинарском занятии, реферат, расчетно-графическая работа, курсовая работа и курсовой проект, выпускная квалификационная работа, магистерская диссертация. Темы заданий для выполнения учебной самостоятельной работы студентов указывает преподаватель.

Методические рекомендации к планированию и выполнению самостоятельной учебной работы

Приступая к изучению учебной дисциплины, следует ознакомиться с рабочей учебной программой или тематическим планом дисциплины (табл. 1), перечнем обязательной и дополнительной учебной, научной и методической литературы (раздел 4.1), получить в библиотеке рекомендованные учебники и учебно-методические пособия, завести новую тетрадь для конспектирования лекций и работы с первоисточниками.

Вопросы для экзамена, указанные в настоящих методических указаниях (раздел 3), могут быть использованы студентом для углубленного изучения содержания дисциплины. Студент имеет право выбирать дополнительно интересующие его темы для самостоятельной работы.

Студентам должны самостоятельно выполнять индивидуальные письменные задания и упражнения, предлагаемые при подготовке к учебным занятиям.

Серьезная организованная работа по подготовке к семинарским занятиям, написанию письменных работ значительно облегчит подготовку к экзаменам и зачетам. При подготовке к зачету, экзамену студент должен повторить, как правило, ранее изученный материал. В этот период играют большую роль подготовленные заранее записи и конспекты.

Контрольная работа (КР) предназначена для выработки умения дать лаконичный аргументированный полный ответ на вопрос изучаемого курса, снабженный выводами. Как правило, она выполняется студентами, обучающимися по заочной форме обучения. Написание ее требует самостоятельности и ответственного отношения, способности работать с литературой по проблеме, знаний истории и теории вопроса, основных теоретических положений. Успешное выполнение контрольной работы учитывается при выставлении экзаменационной оценки. Объем работы не должен превышать 8-10 страниц печатного или рукописного текста, и содержать титульный лист, основную часть работы, список использованной литературы.

Расчетно-графическая работа (РГР) содержит задание на выполнение законченного инженерного расчета по выбору или проверке узлов, или составных частей электротехнических систем в составе электротехнического комплекса.

Термин *реферат* (Р) имеет два смысла, во-первых, это краткое изложение содержания документа или его части, научной работы, включающее основные фактические сведения и выводы, необходимые для первоначального ознакомления с источниками и определения целесообразности обращения к ним и, во-вторых, это вид самостоятельной работы студента, под которым понимается краткое изложение в письменном виде или в форме публичного доклада содержания книги, учения, научного исследования и т.п., другими словами, это доклад на определенную тему, освещающий её вопросы на основе обзора литературы и других источников.

Рефераты в как вид самостоятельной работы студента оцениваются по следующим основным критериями: актуальность содержания, теоретический уровень, глубина и полнота анализа фактов, явлений, проблем, относящихся к теме; информационная насыщенность, новизна, оригинальность изложения вопросов; простота и доходчивость изложения; структурная организованность, логичность, грамматическая правильность и стилистическая выразительность; убедительность, аргументированность, практическая значимость и теоретическая обоснованность предложений и выводов.

Для выполнения самостоятельной работы других видов – курсовой работы и проекта, выпускной квалификационной работы, имеются соответствующие методические указания.

2.ТЕМАТИЧЕСКИЙ ПЛАН ДИСЦИПЛИНЫ

Наименование раздела и темы	Объем СРС, час		Литература (страницы)
	очная форма обучения	заочная форма обучения	
Раздел 1. Электроснабжение горных предприятий	**2**	**7**	
1.1. Введение. Источники электрической энергии. Источники электроснабжения горных предприятий.	-	2	[1] с. 11-12, 15-16; [2] с. 107-108

1.2. Основные требования к системам электроснабжения горных предприятий. Категории электроприемников по надежности электроснабжения.	-	1	[1] с. 12-15; [2] с. 50-53, 102-107
1.3. Типовые схемы внешнего электроснабжения карьеров и разрезов.	1	2	[1] с. 16-20; [2] с. 108-110
1.4. Типовые схемы внутреннего электроснабжения карьеров и разрезов.	1	2	[1] с. 20-24; [2] с. 362-368
Раздел 2. Электрические нагрузки и определение мощности трансформаторных подстанций	**4**	**8**	
2.1. Характеристики электроприемников. Графики электрических нагрузок.	-	2	[1] с. 239
2.2. Расчет электрических нагрузок. Определение местоположения главной понижающей подстанции (ГПП).	3	4	[1] с. 239-247; [2] с. 76-88, 434-435; [3] с. 5-7
2.3. Выбор числа, мощности и наивыгоднейшего режима работы трансформаторов ГПП и ПКТП.	1	2	[1] с. 247-250; [2] с. 436-441; [3] с. 9-13
Раздел 3. Устройство и расчет электрических сетей	**3**	**8**	
3.1. Конструктивное выполнение воздушных и кабельных ЛЭП	-	2	[1] с. 173-184; [2] с. 369-371
3.2. Выбор сечения проводов и кабелей	3	6	[1] с. 184-196; [3] с. 13-19
Раздел 4. Токи короткого замыкания	**-**	**6**	
4.1. Виды коротких замыканий. Процесс короткого замыкания.	-	2	[1] с. 196-197
4.2. Расчет токов короткого замыкания в сетях напряжением до и выше 1000 В.	-	4	[1] с. 197-206
Раздел 5. Электрические подстанции открытых горных работ	**-**	**8**	
5.1. Устройство и электрооборудование трансформаторных подстанций.	-	4	[1] с. 209-238, 283-303
5.2. Устройство и электрооборудование тяговых подстанций.	-	2	[1] с. 399-408; [2] с. 484-489
5.3. Выбор электрооборудования подстанций напряжением до и выше 1000 В.	-	2	[1] с. 250-258, 277-280
Раздел 6. Электрическое освещение	**2**	**6**	
6.1. Основные светотехнические параметры.	1	2	[1] с. 131-133;

			[2] с. 118-120
6.2. Электрические источники света и осветительные установки карьеров.	1	2	[1] с. 133-151; [2] с. 120-138
6.3. Расчет электрического освещения карьеров.	-	2	[1] с. 151-163; [2] с. 148-161
Раздел 7. Основные энергетические показатели электрохозяйства карьеров	**1**	**3**	
8.1. Коэффициент мощности и способы его повышения.	-	1	[1] с. 456-466; [3] с. 7-9
8.2. Удельный расход электроэнергии. Электровооруженность труда.	1	1	[1] с. 445-456; [2] с. 55-56; [3] с. 22
8.3. Тарификация электроэнергии.	-	1	[1] с.439-445 [2] с. 59-62; [3] с. 22-24
Раздел 8. Основы электробезопасности.	**4**	**8**	
9.1. Действие электрического тока на организм человека.	-	2	[1] с. 35-39; [2] с. 169-175
9.2. Контроль изоляции и защитное отключение.	2	2	[1] с. 48-81; [2] с. 207-220
9.3. Защитное заземление. Испытания заземляющих устройств.	2	2	[1] с. 91-125; [2] с. 194-196; [3] с. 19-21
9.4. Меры по безопасному обслуживанию электроустановок горных предприятий.	-	2	[1] с. 125-128
ИТОГО	**31**	**58**	

3. УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

Контрольная работа предназначена для закрепления теоретического материла, приобретения навыков выполнения электротехнических расчетов и пользования справочной специализированной литературой.

Контрольная работа выполняется студентами по вариантам исходных данных, которые задаются преподавателем каждому студенту индивидуально. Исходные данные по вариантам

заданий соответствуют схеме электроснабжения карьера (рис.1) и приведены в табл.1 Приложения к настоящим методическим указаниям.

Контрольная работа выполняется на белой бумаге формата А4 с применением персонального компьютера шрифтом Times New Roman (размер шрифта 14, межстрочный интервал 1,5). В исключительных случаях допускается представить контрольную работу, выполненную аккуратно в ученической тетради рукописным образом. В любом случае титульный лист пояснительной записки должен соответствовать образцу, выставленному на сайте кафедры ЭГП (http://egp.3dn.ru). Выполненная контрольная работа должна быть сдана на кафедру ЭГП и зарегистрирована не позднее дня проведения предэкзаменационной консультации.

При выполнении контрольной работы необходимо придерживаться следующих общих требований:

- ✓ принятые решения должны иметь обоснования, сопровождаемые соответствующими расчетами и пояснениями;
- ✓ при выборе электрооборудования необходимо приводить его основные технические характеристики;
- ✓ схемы должны изображаться в условных графических обозначениях, предусмотренных действующими ГОСТ;
- ✓ работа выполняется с оставлением полей шириной 3 см для замечаний преподавателя.

При выполнении контрольной работы необходимо решить следующее:

1. выполнить расчет электрических нагрузок по карьеру;
2. выбрать, при необходимости, средства компенсации реактивной мощности;
3. определить количество и мощность силовых трансформаторов на главной понижающей подстанции (ГПП);
4. определить мощность и выбрать ПКТП для ламп ДКсТ и для буровых станков;
5. выполнить расчет воздушных и кабельных ЛЭП карьера;
6. произвести расчет защитного заземления электроустановок карьера.

Расчет электрических нагрузок рекомендуется проводить по установленной мощности и коэффициенту спроса. Результаты расчетов следует представить в виде таблицы – формуляра электрических нагрузок. При составлении формуляра электрических нагрузок все электроприемники карьера независимо от их напряжения следует сгруппировать по отдельным воздушным ЛЭП (ВЛ-1, ВЛ-2, ВЛ-3). Формуляр электрических нагрузок и методика его заполнения изложены в [4].

Для выбора средств компенсации реактивной мощности необходимо, прежде всего, определить величину средневзвешенного коэффициента мощности по карьеру. В зависимости от соотношения между расчетным значением и нормированным значением коэффициента реактивной мощности принимается решение о необходимости применения искусственной компенсации реактивной мощности. Методика выбора компенсирующих устройств изложена в [4].

Выбор числа и мощности трансформаторов на ГПП карьеров производится, исходя и расчетной нагрузки и категории электроприемников. При наличии на карьере электроприемников I и II категорий на ГПП устанавливается, как правило, не менее двух силовых трансформаторов, что необходимо для резервирования питания. Трансформаторы принимаются, как

правило, одинаковой мощности, которая определяется с учетом их перегрузочной способности и требований по резервированию [4]. По величине расчетной мощности с помощью справочной литературы, указанной в [4], выбираются соответствующие трансформаторы.

При определении мощности силового трансформатора ПКТП для питания лампы ДКсТ следует учитывать его несимметричную работу. Расчетная мощность может быть определена по соответствующим выражениям, приведенным в [4].

Мощность силового трансформатора ПКТП для питания бурового станка определяется по суммарной установленной мощности электроприемников бурового станка с учетом группового коэффициента спроса, величина которого зависит от количества электроприемников в группе и может быть определена по соответствующим выражениям, приведенным в [4].Выбранный трансформатор для ПКТП бурового станка должен быть проверен по условию прямого пуска наиболее мощного в группе асинхронного электродвигателя с короткозамкнутым ротором.

При расчете воздушных и кабельных ЛЭП карьера необходимо выбрать марку и сечение проводов воздушных ЛЭП (ВЛ-1, ВЛ-2, ВЛ-3), марку и сечение токоведущих жил кабелей для питания экскаваторов и буровых станков. При расчете воздушных ЛЭП следует учитывать, что ВЛ-1 является стационарной, а ВЛ-2 и ВЛ-3 являются передвижными. Гибкие кабели горных машин карьеров относятся к временным ЛЭП. Применяемые методы расчета воздушных и кабельных ЛЭП карьеров приведены в [4].

При расчете защитного заземления электроустановок карьера необходимо определить тип и количество электродов центрального заземлителя и сечение заземляющих проводников. Расчет производится для наиболее удаленного от центрального заземлителя электроприемника карьера. Центральный заземлитель сооружается, как правило, на борту карьера вблизи от ГПП. Методика расчета защитного заземления электроустановок карьеров изложена в [4].

На основании проведенных расчетов необходимо изобразить схему электроснабжения карьера с указанием на ней типов электрооборудования, марок воздушных и кабельных ЛЭП.

4. ВОПРОСЫ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

1. Производство электроэнергии. Типы электростанций, их основные показатели.
2. Энергетическая система России. Структура, преимущества объединенной энергосистемы.
3. Номинальные напряжения источников и электроприемников.
4. Основные требования к системам электроснабжения горных предприятий.
5. Типовые схемы внешнего электроснабжения горных предприятий. Способы резервирования источников питания и электрических сетей.
6. Типовые схемы внутреннего электроснабжения карьеров и разрезов.
7. Характеристики потребителей электрической энергии. Установленная, присоединенная, потребляемая мощности. Коэффициент спроса.
8. Коэффициент мощности электроустановок: понятие, последствия низкого коэффициента мощности, способы повышения (естественные и искусственные).
9. Графики электрических нагрузок, их основные показатели.
10. Расчет электрических нагрузок. Методы расчета. Определение расчетных электрических нагрузок методом коэффициента спроса.
11. Картограмма электрических нагрузок. Определение месторасположения символического центра электрических нагрузок.
12. Выбор силовых трансформаторов ГПП и ПКТП.

13. Электрооборудование трансформаторных подстанций (силовые трансформаторы, выключатели, разъединители, отделители и короткозамыкатели, предохранители, измерительные трансформаторы, ограничители перенапряжений и пр.).
14. Аппаратура управления и защиты напряжением до 1000 В (автоматический фидерный выключатель; магнитные пускатели; предохранители; тепловые реле и т.п.)
15. Устройство воздушных и кабельных линий электропередачи.
16. Расчет электрических сетей: выбор сечений проводов воздушных ЛЭП, выбор марки и сечения проводников кабельных ЛЭП.
17. Причины и виды коротких замыканий. Процесс протекания короткого замыкания.
18. Расчет токов короткого замыкания в сетях напряжением до и выше 1000 В.
19. Выбор электрических аппаратов распределительных устройств напряжением до и выше 1000 В.
20. Основные светотехнические характеристики источников света.
21. Рудничные осветительные приборы. Люминесцентные лампы. Стартерная схема зажигания люминесцентных ламп.
22. Рудничные осветительные приборы. Дуговая ртутная лампа типа ДРЛ. Схема зажигания лампы ДРЛ.
23. Дуговая ксеноновая лампа типа ДКсТ. Схема зажигания лампы ДКсТ-20000.
24. Виды поражений человека электрическим током.
25. Воздействие электрического тока на организм человека. Классификация токов по ответной реакции организма человека.
26. Факторы, определяющие опасность поражения человека электрическим током.
27. Режимы нейтрали электрических сетей. Понятия и определения.
28. Анализ безопасности в электрических сетях с изолированной нейтралью. Достоинства и недостатки электрических сетей с изолированнной нейтралью.
29. Анализ безопасности в электрических сетях с глухозаземленной нейтралью. Достоинства и недостатки электрических сетей с глухозаземленной нейтралью.
30. Защитное отключение. Назначение, область применения, требования ПБ к устройствам защитного отключения и к их эксплуатации.
31. Реле утечки УАКИ-380. Упрощенная схема. Работа реле утечки.
32. Защитное заземление электроустановок: назначение, область применения, принцип действия, требования ПБ к заземлению электроустановок карьеров.
33. Проверка состояния и измерение сопротивления заземляющих устройств электроустановок карьеров.
34. Расчет заземляющих устройств. Цель и порядок расчета.
35. Тарификация электроэнергии. Виды тарифов для промышленных предприятий. Скидки и надбавки к тарифам.
36. Удельный расход электроэнергии. Понятие, виды удельных норм.
37. Электровооруженность труда.

5. УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ДИСЦИПЛИНЫ

5.1. Основная литература

1. Чеботаев Н. И. Электрооборудование и электроснабжение открытых горных работ: Учебник для вузов. – М.: Изд-во «Горная книга», 2006. – 474 с.

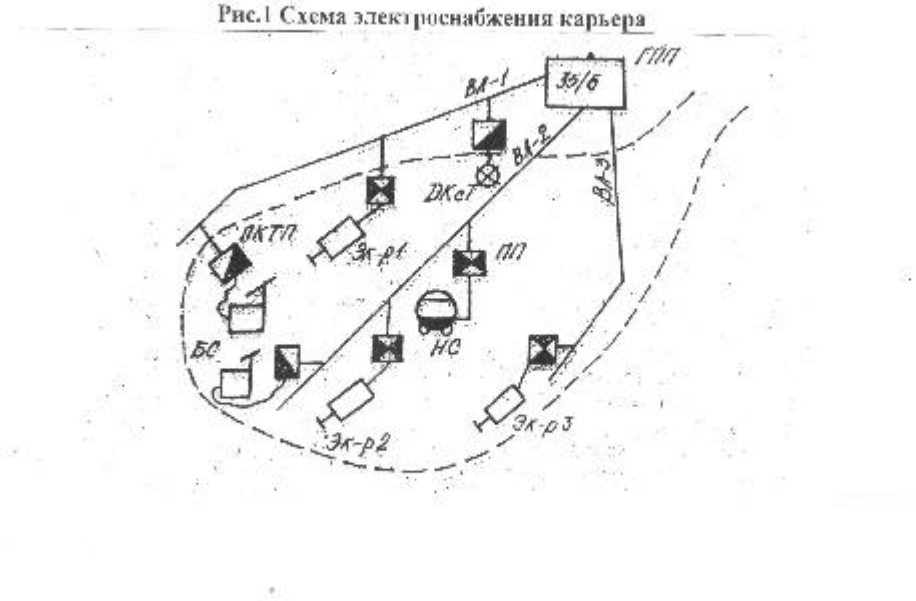
5.2. Дополнительная литература

2. Электрификация горного производства: Учебник для вузов: В 2 т. / Под ред. Л. А. Пучкова и Г. Г. Пивняка. – М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2007. – Т.1. – 511 с.

3. Электропривод и электрификация приисков: Учебник для вузов / Г. А. Багаутинов, Ю. А. Марков, А. П. Маругин, В. С. Стариков. – М.: Недра, 1989. – 303 с.
4. Стариков В. С. Электроснабжение карьера (прииска): Учебно-методическое пособие для студентов специальности 090500 – «Открытые горные работы» (ОГР). Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. 27 с.
5. Бекетов В. Ф. Методические разработки по лабораторным работам по электрооборудованию для студентов неэлектрических специальностей. Часть 2. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2000.

Методические указания для самостоятельной работы студентов составил: доцент кафедры ЭГП Стариков В. С., доцент, канд. техн. наук.

Рис.1 Схема электроснабжения карьера



Варианты заданий к контрольной работе

Таблица 1

№ варианта	Тип экскаватора			Тип бур. станка (БС)	Мощ-ность дв-ля насоса (НС), кВт	Мощ-ность лампы ДКсТ, кВТ	Протяженность ВЛ, км		
	Эк-р 1	Эк-р 2	Эк-р 3				ВЛ-1	ВЛ-2	ВЛ-3
1	ЭКГ-8У	ЭКГ-8Н	ЭКГ-8Н	СБШ-250МН	500	20	0,8	1,8	1,5
2	ЭКГ-5У	ЭКГ-12	ЭКГ-12	СБШ-250МН	350	20	1,0	1,6	1,4
3	ЭКГ-5А	ЭКГ-12	ЭКГ-12	2СБШ-200	140	50	1,6	2,0	1,8
4	ЭКГ-8Н	ЭКГ-10	ЭКГ-8,3	СБШ-250	800	50	1,8	2,0	1,4
5	ЭКГ-10	ЭКГ-12У	ЭКГ-10	2СБШ-200	500	20	1,4	1,6	1,2
6	ЭКГ-12Ус	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	СБУ-160	350	20	2,0	1,8	1,6
7	ЭКГ-8У	ЭКГ-8Н	ЭКГ-8Н	СБО-2	200	100	1,8	1,6	1,4
8	ЭКГ-5У	ЭКГ-12	ЭКГ-12	СБШ-250	500	50	0,5	1,0	0,8
9	ЭКГ-8,3	ЭКГ-8Н	ЭКГ-8Н	2СБШ-200Н	350	20	0,6	0,8	1,2
10	ЭКГ-8Н	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	СВБ-2М	140	20	0,4	0,6	0,8
11	ЭКГ-12Ус	ЭКГ-8Н	ЭКГ-12	СБШ-250МН	500	50	1,0	1,2	0,8

Варианты заданий к контрольной работе (продолжение табл.1)

№ варианта	Тип экскаватора			Тип бур. станка (БС)	Мощ-ность дв-ля насоса (НС), кВт	Мощ-ность лампы ДКсТ, кВТ	Протяженность ВЛ, км		
	Эк-р 1	Эк-р 2	Эк-р 3				ВЛ-1	ВЛ-2	ВЛ-3
12	ЭКГ-8У	ЭКГ-8Н	ЭКГ-8Н	2СБШ-200	**800**	100	0,8	1,0	1,4
13	ЭКГ-15	ЭКГ-10	ЭКГ-10	СБШ-320	500	20	1,6	1,6	1,2
14	ЭКГ-8У	ЭКГ-8Н	ЭКГ-10	СБР-160	300	50	2,0	2,0	1,8
15	ЭКГ-8Н	ЭКГ-10	ЭКГ-12	СБШ-250 МН	800	100	1,0	1,2	1,4
16	ЭКГ-10	ЭКГ-8И	ЭКГ-8И	СБШ-250	200	20	1,2	1,4	1,4
17	ЭКГ-12У	ЭКГ-10	ЭКГ-10	2СБШ-200	500	50	1,6	1,6	1,2
18	ЭКГ-5У	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	СБР-160	800	20	1,0	1,2	1,4
19	ЭКГ-15	ЭКГ-8Н	ЭКГ-8Н	2СБШ-200	800	20	1,5	1,7	1,6
20	ЭКГ-10	ЭКГ-12	ЭКГ-12	СБШ-320	500	50	0,8	1,0	1,2
21	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-8И	ЭКГ12,5	СБШ-250МН	500	20	1,8	2,0	1,4
22	ЭВГ-6	ЭКГ-8	ЭКГ-12,5	СБШ-250МН	350	20	1,8	1,6	1,4
23	ЭВГ-15	ЭКГ-12,5	ЭКГ-12,5	СБШ-320	140	50	1,4	1,6	1,2
24	ЭКГ-8	ЭКГ-8	ЭКГ-10	СБШ-250	800	50	0,6	0,8	1,2
25	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-12,5	2СБШ-200	500	20	1,2	1,4	1,4
26	ЭШ-6/60	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	СБО-2	200	20	1,0	1,2	0,8
27	ЭШ-10/60А	ЭКГ-8	ЭКГ-8	2СБШ-200	500	50	0,80	1,0	1,4
28	ЭШ-10/70	ЭКГ-12,5	ЭКГ-12,5	СБР-160	800	20	0,6	0,8	1,2
29	ЭШ-14/75	ЭКГ-8И	ЭКГ-8И	2СБШ-200	400	50	1,0	1,2	1,4
30	ЭШ-15/90А	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-4,6Б	СБШ-320	500	50	1,5	1,7	1,6
31	ЭШ-4/40	ЭКГ-8И	ЭКГ-8И	СВБ-2М	180	20	1,0	1,2	1,4
32	ЭШ-5/45М	ЭКГ-12,5	ЭКГ-12,5	2СБШ-200	800	100	1,6	1,6	1,2
33	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-12,5	ЭКГ-12,5	СБШ-320	500	20	1,0	1,2	1,4
34	ЭКГ-8	ЭКГ-10	ЭКГ-8	СБР-160	300	50	0,8	1,0	1,4
35	ЭКГ-10	ЭКГ-12,5	ЭКГ-10	СБШ-320	800	100	1,8	1,6	1,4
36	ЭКГ-10	ЭКГ-8И	ЭКГ-8И	СБУ-160	350	20	1,0	1,2	0,8

37	ЭШ-6/60	ЭКГ-10	ЭКГ-10	СБО-2	200	100	1,2	1,4	1,4

Варианты заданий к контрольной работе (продолжение табл.1)

№ варианта	Тип экскаватора			Тип бур. станка (БС)	Мощ-ность дв-ля насоса (НС), кВт	Мощ-ность лампы ДКсТ, кВТ	Протяженность ВЛ, км		
	Эк-р 1	Эк-р 2	Эк-р 3				ВЛ-1	ВЛ-2	ВЛ-3
38	ЭВГ-6	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	СБШ-250	500	50	1,6	1,6	1,2
39	ЭШ-10/70	ЭКГ-8И	ЭКГ-8И	2СБШ-200Н	350	20	2,0	2,0	1,8
40	ЭШ-14/75	ЭКГ-12,5	ЭКГ-12,5	СВБ-2М	800	50	0,8	1,8	1,5
41	ЭВГ-6	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	СБР-160	300	10	0,5	1,0	0,8
42	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	ЭШ-6/60	2СБШ-200	300	50	0,6	0,8	1,0
43	ЭШ-4/40	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	СБУ-160	500	20	1,0	1,3	1,5
44	ЭКГ-8И	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-8И	СБШ-250	300	20	0,8	1,0	1,2
45	ЭШ-5/45М	ЭВГ-6	ЭКГ-8И	СБР-160	630	50	1,2	1,5	1,3
46	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-8	СБО-2	250	50	1,5	1,7	1,8
47	ЭШ-10/60	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-4,6Б	СБУ-160	500	20	0,6	0,8	1,2
48	ЭШ-6/60	ЭКГ-8	ЭКГ-8	2СБШ-200Н	300	20	0,8	1,0	1,0
49	ЭКГ-8	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-4,6Б	СБШ-250	500	50	1,0	1,2	1,4
50	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	СБШ-250	800	20	0,5	0,7	1,0
51	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-4,6Б	ЭШ-10/70А	СБР-125	150	50	1,2	1,4	0,8
52	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	ЭВГ-15	СВБ-2М	200	20	1,4	1,6	1,2
53	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-8И	ЭКГ-8И	СБШ-250МН	100	50	1,5	1,8	1,3
54	ЭКГ-8И	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-8И	2СБШ-200Н	300	20	1,2	1,6	1,0
55	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-4,6Б	ЭШ-5/45	2СБШ-200	240	10	1,8	1,4	1,0
56	ЭКГ-8И	ЭКГ-8И	ЭВГ-35/65М	СБШ-320	300	50	1,6	1,8	1,6
57	ЭКГ-4,6	ЭКГ-4,6	ЭШ-10/60А	СБР-160	240	20	1,8	1,6	0,8
58	ЭКГ-5А	ЭКГ-5А	ЭКГ-12,5	СБО-2	200	50	1,6	1,4	1,0
59	ЭВГ-6	ЭКГ-8	ЭВГ-6	СБШ-250	100	20	1,8	1,5	1,2
60	ЭКГ-5А	ЭКГ-4,6Б	ЭШ-6/60	СБУ-160	300	20	1,8	1,2	1,6

Примечания: 1) длину экскаваторного кабеля принять 250 м;
2) длину кабеля для бурового станка принять 120 м.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-методическому комплексу
_____ С.Ю. Дегтярев

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.08 ПРИКЛАДНАЯ МЕХАНИКА

Специальность –
21.05.04 Горное дело
Специализация –
Открытые горные работы

Авторы: Котельников А.П, к.т.н., доц.

Одобрена на заседании кафедры
Технической механики
(название кафедры)
Зав. кафедрой _____
(подпись)
Волков Е.Б.
(Фамилия И.О.)
Протокол № 1 от 17.09.2021
(Дата)

Рассмотрена методической комиссией факультета
Горно-механического
(название факультета)
Председатель _____
(подпись)
Осипов П.А.
(Фамилия И.О.)
Протокол № 2 от 12.10.2021
(Дата)

Екатеринбург

Методические указания адресованы студентам, обучающимся по направлению подготовки 21.05.04 Горное дело, и призваны обеспечить эффективную самостоятельную работу по курсу «Прикладная механика».

Форма контроля самостоятельной работы студентов – проверка на практическом занятии, расчетно-графическая работа, зачет.

ФОРМЫ И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в начале изучения дисциплины).

Проверка ответов на задания, выполненных работ.

Сообщение результатов оценивания обучающимся, обсуждение результатов.

Оформление необходимой документации.

Самостоятельная работа включает выполнение расчетно-графической работы.

При выполнении расчетно-графической работы по заданной кинематической схеме механизма и исходным данным необходимо выполнить следующие виды работ:

– провести структурный анализ механизма;

– выполнить кинематический анализ механизма, для чего при заданном положении кривошипа построить планы механизма, скоростей и ускорений, а также эскиз вала кривошипа с установленными на нём элементами;

– определить величину уравновешивающей силы и уравновешивающего момента методом «жёсткого рычага» Н.Е. Жуковского;

– произвести проверочный расчёт вала кривошипа, включающий оценку статической прочности и расчёт на сопротивление усталости.

Масштабы плана механизма и эскиза вала принимаются по ЕСКД, масштабы планов скоростей и ускорений и «жёсткого рычага» выбираются самостоятельно с учётом рационального расположения построений на листе формата А1.

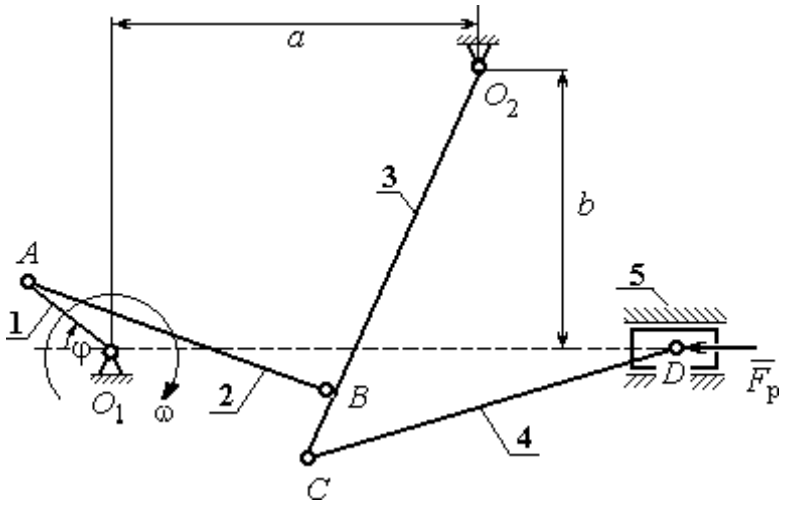
В расчётах для всех заданий и вариантов принять предел текучести материала вала $\sigma_т$ = 380 МПа, допускаемое напряжение смятия шпонки $[\sigma_{см}]$ = 120 МПа, обработку поверхности вала – чистовую.

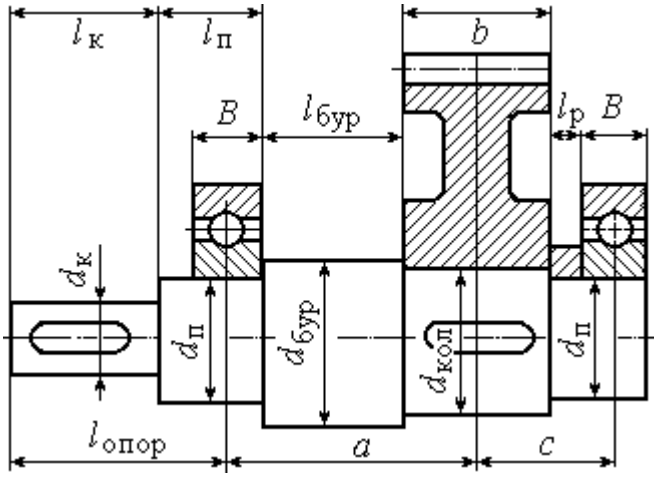
По результатам расчётов составить пояснительную записку на листах формата А4, оформленную в соответствии с правилами ЕСКД.

Построение планов механизма, скоростей, ускорений и «жёсткого рычага» выполнить на листе формата А1.

Вариант задания № 1. Инерционный конвейер

Схемы механизма инерционного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 1





Инерционный конвейер состоит из кривошипа 1 шатуна 2, коромысла 3, шатуна 4 и рештака (ползуна) 5. Центр масс кривошипа расположен на оси вращения в точке O_1, а центры масс остальных звеньев – посередине их длин. Сила сопротивления движению рештака постоянна и равна $F_р$. Рабочий ход слева – направо. На холостом ходу сила сопротивления составляет 10 % от номинальной.

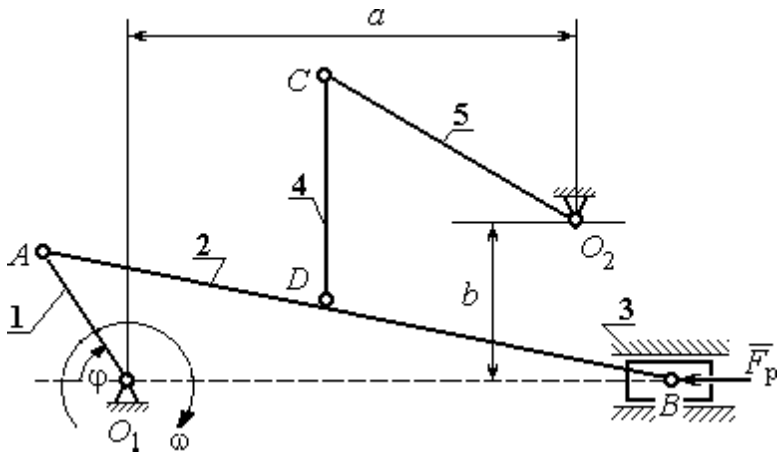
Ведомый вал редуктора привода кривошипа инерционного конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

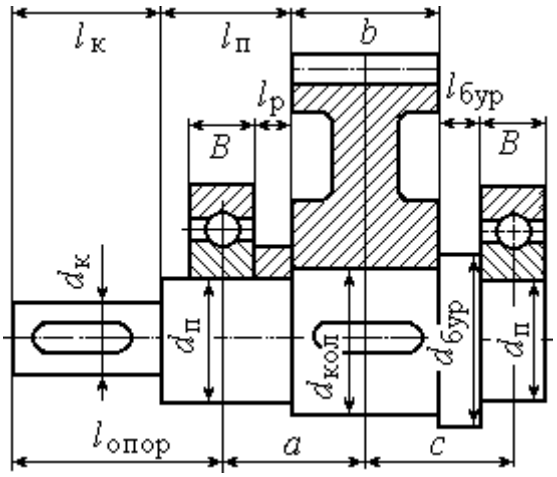
Варианты исходных данных механизма инерционного конвейера для варианта задания № 1

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,2	0,2	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,24	0,25
	AB	0,8	0,8	0,11	0,11	0,29	0,23	0,11	0,11	0,92	1,06
	O_2B	1,0	1,0	0,12	0,12	0,25	0,25	0,12	0,12	0,84	0,87
	O_2C	1,2	1,2	0,1	0,12	0,15	0,25	0,15	0,12	0,9	0,5
	CD	1,2	1,2	0,25	0,25	0,3	0,4	0,4	0,3	1,45	0,65
	a	0,9	0,9	0,06	0,04	0,15	0,35	0,04	0,07	0,8	0,8
	b	0,7	0,7	0,04	0,06	0,05	0,11	0,06	0,02	0,6	0,6
Угол поворота кривошипа, град	φ	45	30	290	235	120	115	140	50	300	150
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	190	95	200	180	150	170	250	190	100	120
Массы звеньев механизма, кг	m_2	80	8	15	18	38	24	16	20	37	32
	m_3	100	10	18	25	23	30	28	25	22	17
	m_4	60	6	25	25	30	40	40	30	36	31
	m_5	100	10	100	70	80	90	90	60	73	62
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,5	0,5	0,2	0,1	0,1	0,09	0,18	0,09	0,3	0,21
	J_2	1,0	1,0	0,1	0,2	0,3	0,2	0,08	0,2	4,1	3,1
	J_3	0,8	0,8	0,4	0,8	0,18	0,2	0,6	0,5	2,7	2,9
	J_4	0,6	0,6	1,2	1,0	1,03	1,4	1,4	1,05	1,6	1,1
Сила сопротивления, кН	$F_р$	10,0	2,25	3,0	2,5	1,5	1,6	3,0	1,8	4,6	3,6
Передаточное число редуктора	u	5,6	6,3	4,1	4,0	4,5	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	650	750	750	800	850	750	650	800	750	700

Вариант задания № 2. Плунжерный питатель с грохотом

Схемы механизма плунжерного питателя с грохотом и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 2





Плунжерный питатель с грохотом состоит из кривошипа 1, шатунов 2 и 4, сита грохота 5, плунжера 3. Центр тяжести кривошипа расположен на оси вращения O_1, центры тяжести остальных звеньев находятся в их середине. Сила сопротивления движению плунжера 3 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода (рабочий ход слева – направо). На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

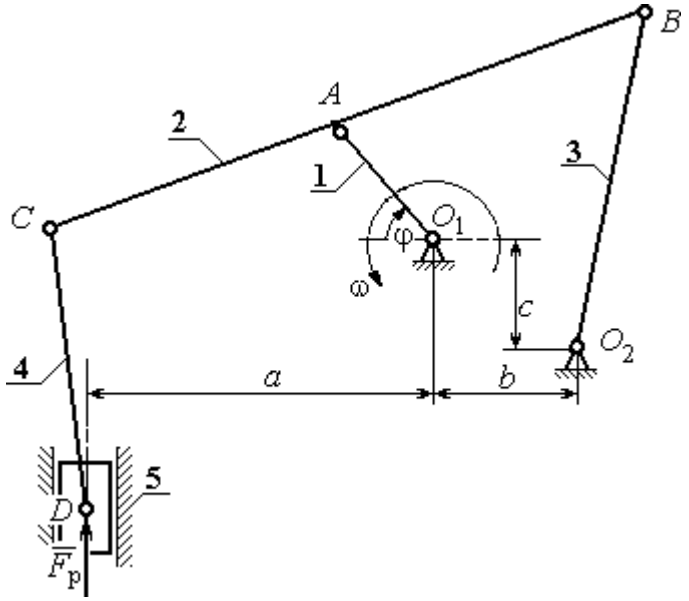
Ведомый вал редуктора привода кривошипа плунжерного питателя имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

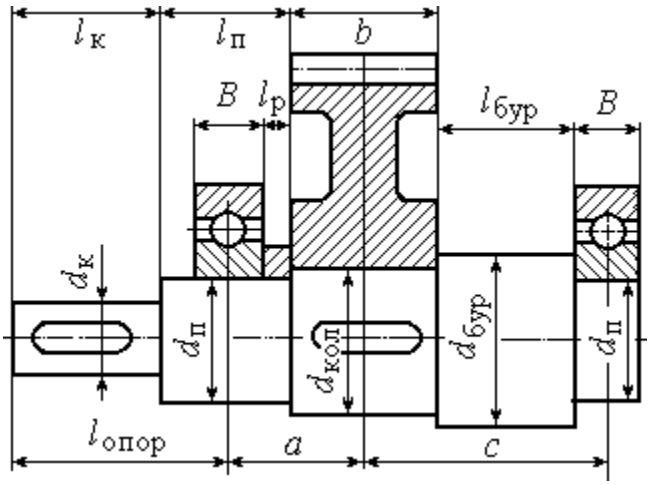
Варианты исходных данных механизма плунжерного питателя с грохотом для варианта задания № 2

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,8	0,05	0,06	0,08	0,06	0,08	0,08	0,06	0,1	0,1
	AB	0,5	0,5	0,4	0,5	0,4	0,5	0,5	0,4	0,6	0,5
	DB	0,4	0,3	0,3	0,35	0,3	0,25	0,25	0,3	0,43	0,33
	O_2C	0,4	0,27	0,19	0,3	0,24	0,25	0,22	0,24	0,31	0,21
	CD	0,12	0,09	0,2	0,2	0,2	0,13	0,14	0,2	0,16	0,16
	a	0,57	0,45	0,4	0,57	0,45	0,5	0,45	0,45	0,5	0,4
	b	0,12	0,02	0,12	0,12	0,12	0,05	0,05	0,13	0,13	0,13
Угол поворота кривошипа, град	φ	60	56	58	55	55	58	57	65	60	70
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	150	30	210	150	160	140	130	160	130	120
Массы звеньев механизма, кг	m_2	42	38	35	36	31	35	36	31	40	40
	m_3	8	12	8	10	12	8	10	12	10	12
	m_4	16	9	16	18	20	13	14	20	16	16
	m_5	40	27	35	30	24	25	22	24	31	21
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,08	0,09	0,08	0,1	0,07	0,07	0,08	0,07	0,1	0,1
	J_2	1,3	1,2	1,1	1,1	1,0	1,1	1,1	1,0	1,2	1,2
	J_4	0,5	0,3	0,5	0,6	0,6	0,4	0,5	0,6	0,4	0,5
	J_5	1,2	0,9	1,1	0,9	0,8	0,8	0,7	0,8	1,0	0,6
Сила сопротивления, кН	$F_р$	100	90	980	80	80	80	700	80	100	60
Передаточное число редуктора	u	6,8	6,0	7,0	6,3	5,0	4,8	2,8	3,5	4,0	4,5
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	750	700	650	800	850	650	750	700	800	850

Вариант задания № 3. Поршневой насос

Схемы механизма поршневого насоса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 3





Механизм **поршневого насоса** состоит из кривошипа 1, шатунов 2 – 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня сверху – вниз. Центры масс звеньев2 – 4 находятся посредине их длин, звена 1 – в точке O_1, звена 5 – в точке D. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

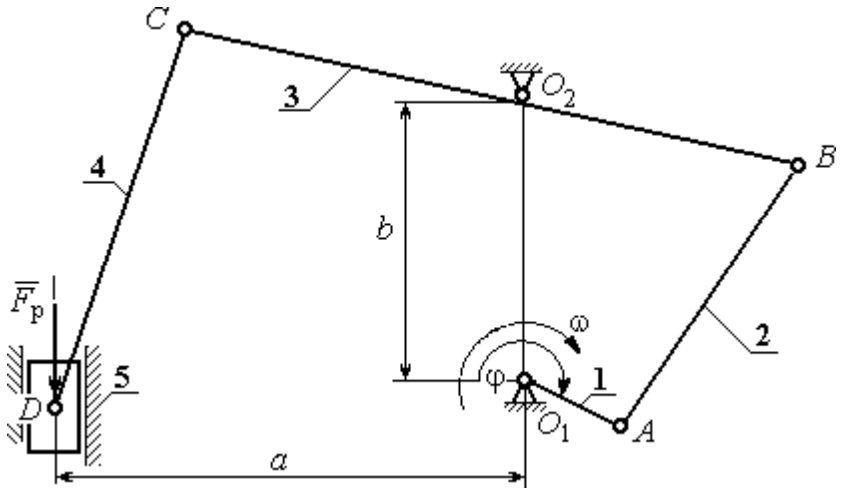
Ведомый вал редуктора привода кривошипа поршневого насоса имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

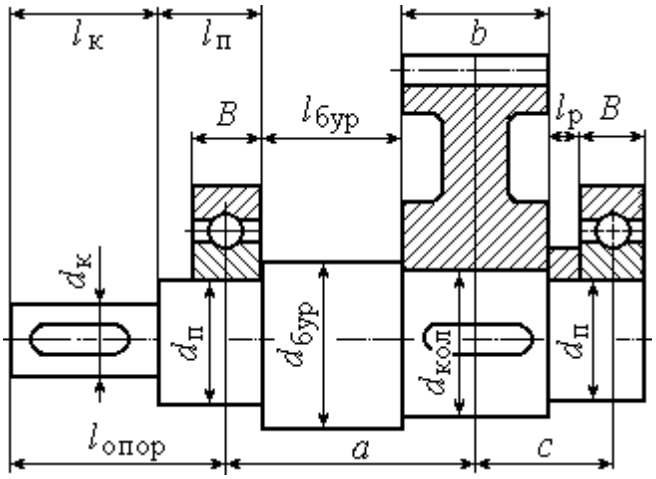
Варианты исходных данных механизма поршневого насоса для варианта задания № 3

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,16	0,13	0,16	0,18	0,11	0,18	0,13	0,12	0,18	0,1
	AB	0,56	0,5	0,52	0,6	0,6	0,56	0,47	0,45	0,56	0,42
	AC	0,38	0,35	0,4	0,4	0,3	0,42	0,35	0,3	0,42	0,3
	O_2B	0,55	0,5	0,55	0,55	0,45	0,55	0,5	0,48	0,55	0,45
	CD	0,6	0,55	0,6	0,55	0,45	0,6	0,55	0,5	0,6	0,45
	c	0,5	0,3	0,32	0,35	0,25	0,5	0,4	0,3	0,5	0,2
	a	0,5	0,45	0,45	0,3	0,3	0,5	0,28	0,4	0,5	0,35
	b	0,3	0,35	0,32	0,3	0,25	0,38	0,28	0,3	0,38	0,2
Угол поворота кривошипа, град	φ	60	56	45	60	65	65	23	65	60	63
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	140	70	130	160	80	110	90	55	110	50
Массы звеньев механизма, кг	m_2	28	28	30	30	26	30	25	25	30	26
	m_3	25	20	25	25	18	25	28	20	25	18
	m_4	28	25	28	30	20	28	36	22	25	20
	m_5	38	32	25	40	34	28	45	26	28	22
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,15	0,11	0,18	0,2	0,1	0,2	0,13	0,1	0,15	0,1
	J_2	0,92	0,7	0,83	1,08	0,72	0,8	0,95	0,6	0,85	0,72
	J_3	0,75	0,63	1,05	0,8	0,62	1,15	0,72	0,65	1,1	0,86
	J_4	1,15	0,93	1,2	1,05	0,95	1,15	1,1	0,9	1,15	1,0
Сила сопротивления, кН	$F_р$	1,2	1,4	1,5	20,4	0,8	2,2	1,4	1,7	2,2	0,8
Передаточное число редуктора	u	3,1	4,4	5,8	6,2	7,3	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	680	780	880	820	730	560	580	630	680	720

Вариант задания № 4. Глубинный насос

Схемы механизма глубинного насоса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 4





Механизм **глубинного насоса** состоит из кривошипа 1 шатунов 2 и 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня снизу – вверх. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посредине их длин, звена 1 – в точке O_1, звена 5 – в точке D. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

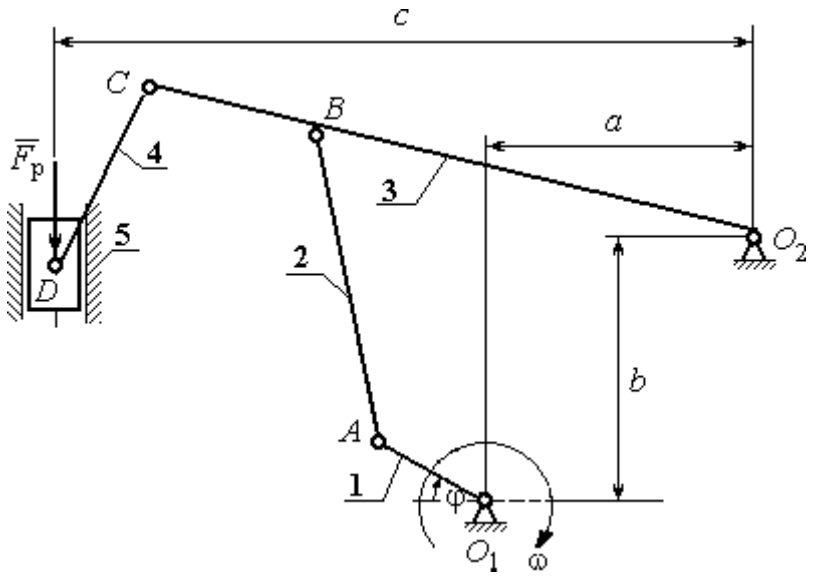
Ведомый вал редуктора привода кривошипа глубинного насоса имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

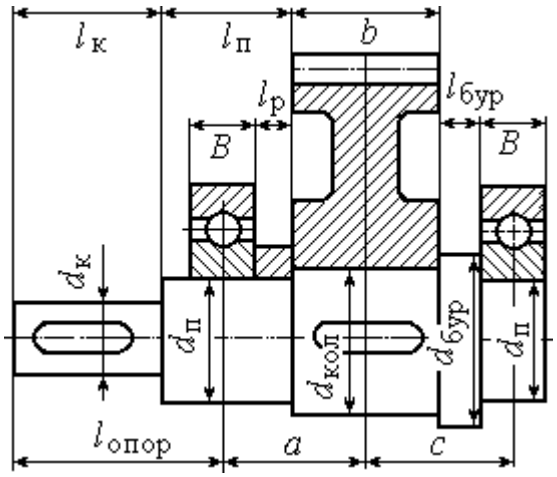
Варианты исходных данных механизма глубинного насоса для варианта задания № 4

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,09	0,11	0,15	0,1	0,12	0,17	0,13	0,14	0,16	0,95
	AB	0,6	0,72	0,7	0,7	0,7	0,55	0,8	0,70	0,65	0,9
	O_2B	0,38	0,47	0,5	0,4	0,5	0,5	0,6	0,8	0,7	0,8
	O_2C	0,2	0,7	0,5	0,45	0,35	0,5	0,5	0,55	0,75	0,6
	CD	0,6	0,8	0,85	0,6	0,65	0,8	1,5	1,55	1,75	1,6
	a	0,45	0,43	0,5	0,36	0,5	0,5	0,5	0,6	0,7	0,65
	b	0,46	0,63	0,6	0,45	0,66	0,6	0,5	0,55	0,7	0,8
Угол поворота кривошипа, град	φ	180	210	0	165	150	253	30	45	60	120
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	140	130	180	70	150	200	100	110	160	190
Массы звеньев механизма, кг	m_2	38	24	14	22	27	20	23	26	29	30
	m_3	35	52	34	40	47	40	33	37	41	44
	m_4	33	30	36	28	34	40	43	47	49	51
	m_5	35	36	20	32	30	20	44	49	51	60
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,22	0,1	0,14	0,2	0,1	0,15	0,1	0,2	0,3	0,4
	J_2	1,1	0,83	0,5	1,2	0,9	0,75	0,8	0,9	0,6	0,4
	J_3	3,5	4,9	2,5	4	4,1	4,3	2,1	2,5	2,7	3,0
	J_4	2,1	2,0	2,3	1,6	2,2	2,4	3,0	3,5	3,9	4,4
Сила сопротивления, кН	$F_р$	3,0	1,26	1,44	1,68	2,17	2,16	3,0	4,8	5,1	6,1
Передаточное число редуктора	u	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0	3,2	2,0	5,6	4,0	5,2
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	750	650	800	750	700	800	680	720	770	810

Вариант задания № 5. Вытяжной пресс

Схемы механизма вытяжного пресса и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 5





Механизм вытяжного **пресса** состоит из кривошипа 1, шатунов 2 – 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня снизу – вверх. Центры масс звеньев 2 –4 находятся посредине их длин, звена 1 – в точке O_1, звена 5 – в точке D. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

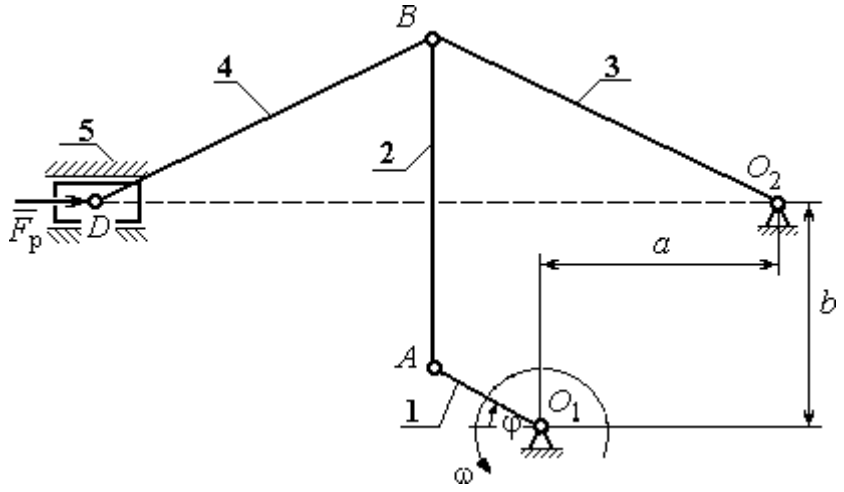
Ведомый вал редуктора привода кривошипа вытяжного пресса имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

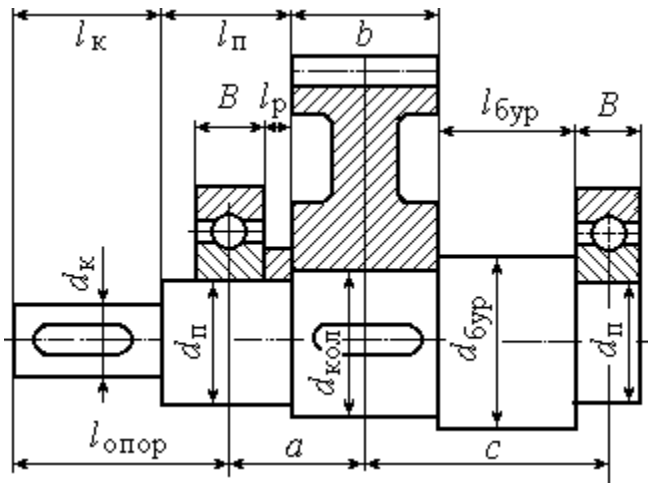
Варианты исходных данных механизма вытяжного пресса для варианта задания № 5

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,1	0,09	0,09	0,09	0,08	0,1	0,07	0,1	0,11	0,08
	AB	0,32	0,45	0,36	0,38	0,4	0,42	0,46	0,48	0,5	0,52
	O_2B	0,3	0,6	0,5	0,42	0,51	0,6	0,62	0,46	0,45	0,5
	O_2C	0,42	0,9	0,7	0,6	0,7	0,85	0,8	0,66	0,65	0,7
	CD	0,11	0,3	0,4	0,6	0,5	0,8	0,9	0,35	0,49	0,5
	a	0,16	0,35	0,45	0,44	0,56	0,62	0,6	0,64	0,68	0,66
	b	0,29	0,3	0,4	0,41	0,46	0,5	0,51	0,55	0,6	0,6
	c	0,41	0,7	0,6	0,56	0,65	0,75	0,8	0,62	0,6	0,65
Угол поворота кривошипа, град	φ	30	60	120	150	210	240	300	330	25	45
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	40	65	50	55	60	165	70	75	285	150
Массы звеньев механизма, кг	m_2	30	7	8	9	10	12	11	14	12	11
	m_3	40	12	10	10	8	10	8	7	14	10
	m_4	15	5	6	4	7	8	9	6	4	5
	m_5	20	30	33	35	37	30	37	35	40	42
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,5	2,0	2,4	2,4	2,6	2,5	2,2	2,0	2,2	2,2
	J_2	0,2	0,10	0,20	0,21	0,24	0,28	0,29	0,31	0,33	0,35
	J_3	0,3	0,20	0,3	0,35	0,4	0,45	0,5	0,55	0,6	0,65
	J_4	0,1	0,10	0,12	0,14	0,16	0,18	0,2	0,22	0,24	0,26
Сила сопротивления, кН	$F_р$	36	36	40	41	39	37	34	32	36	42
Передаточное число редуктора	u	3,1	4,4	5,8	6,2	7,3	6,8	6,0	7,0	6,3	5,0
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	680	780	880	820	730	750	700	650	800	850

Вариант задания № 6. Гайковырубной автомат

Схемы механизма гайковырубного автомата и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 6





Механизм гайковырубного **автомата** состоит из кривошипа 1, шатунов 2, 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посредине их длин, кривошипа 1 – в точке O_1, звена 5 – в точке D. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

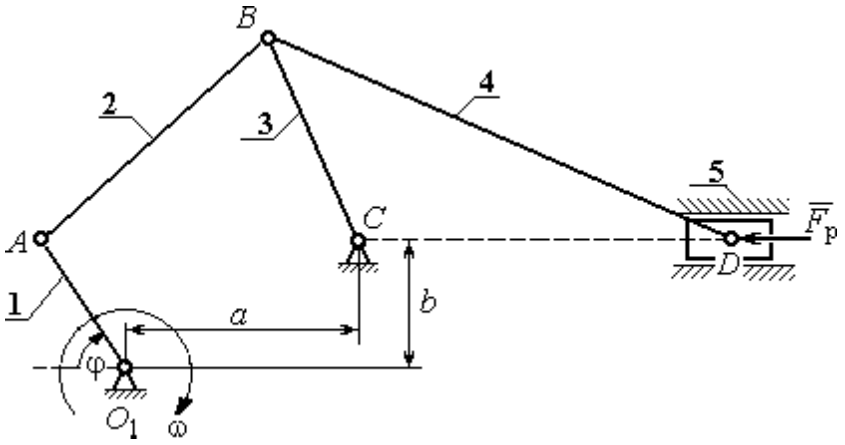
Ведомый вал редуктора привода кривошипа гайковырубного автомата имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

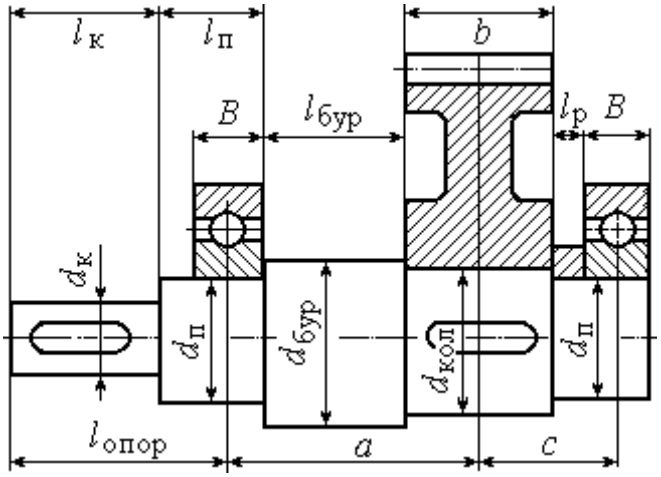
Варианты исходных данных механизма гайковырубного автомата для варианта задания № 6

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,09	0,11	0,1	0,12	0,08	0,11	0,12	0,1	0,1	0,12
	AB	0,43	0,41	0,48	0,43	0,38	0,48	0,44	0,44	0,37	0,52
	O_2B	0,25	0,29	0,28	0,3	0,22	0,28	0,31	0,26	0,26	0,31
	BD	0,25	0,29	0,28	0,3	0,22	0,28	0,31	0,26	0,26	0,31
	a	0,24	0,27	0,27	0,29	0,21	0,27	0,3	0,25	0,25	0,29
	b	0,45	0,43	0,5	0,45	0,4	0,5	0,47	0,39	0,39	0,55
Угол поворота кривошипа, град	φ	30	45	60	120	150	210	240	300	305	25
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	100	45	50	55	60	65	70	75	80	90
Массы звеньев механизма, кг	m_2	11	10	12	10	9	12	11	11	9	13
	m_3	15	17	16	20	13	18	19	16	16	18
	m_4	15	17	16	20	13	18	19	16	16	18
	m_5	60	62	56	70	46	65	67	57	58	63
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	1,2	1,4	1,6	1,0	0,9	1,5	1,3	1,1	1,0	1,3
	J_2	0,2	0,17	0,28	0,18	0,13	0,28	0,21	0,21	0,12	0,35
	J_3	0,09	0,14	0,12	0,18	0,08	0,14	0,18	0,11	0,11	0,17
	J_4	0,09	0,14	0,12	0,18	0,08	0,14	0,18	0,11	0,11	0,17
Сила сопротивления, кН	$F_р$	60	65	70	58	55	52	53	54	60	70
Передаточное число редуктора	u	5,6	2,8	3,5	5,1	6,3	3,2	4,6	5,9	6,0	3,4
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	750	650	700	800	640	600	620	680	710	800

Вариант задания № 7. Качающийся конвейер

Схемы механизма качающегося конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 7





Механизм качающегося **конвейера** состоит из кривошипа 1, шатунов 2, 4, коромысла 3 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 2 – 4 находятся посредине их длин, кривошипа 1 – в точке O_1, звена 5 – в точке D. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

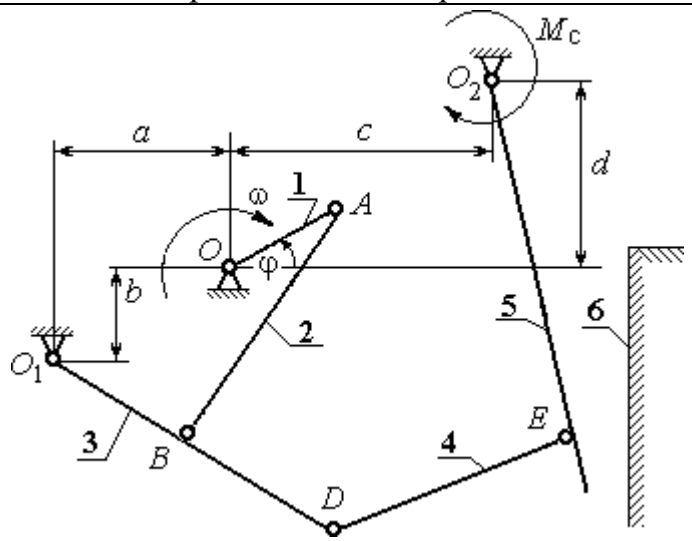
Ведомый вал редуктора привода кривошипа качающегося конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

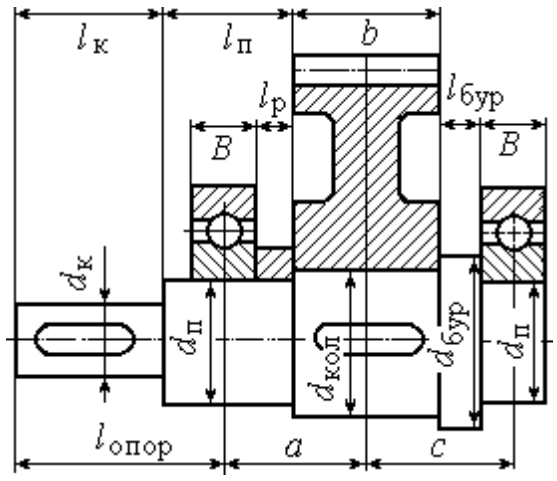
Варианты исходных данных механизма качающегося конвейера для варианта задания № 7

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	O_1A	0,1	0,09	0,1	0,11	0,12	0,14	0,1	0,12	0,14	0,12
	AB	0,38	0,38	0,46	0,42	0,46	0,28	0,45	0,55	0,53	0,45
	BC	0,32	0,3	0,33	0,35	0,39	0,35	0,4	0,4	0,45	0,38
	BD	1,3	1,4	1,5	1,4	1,5	1,6	1,5	1,5	1,6	1,5
	a	0,29	0,3	0,34	0,32	0,33	0,32	0,35	0,41	0,4	0,35
	b	0,05	0,06	0,06	0,05	0,06	0,04	0,05	0,07	0,07	0,06
Угол поворота кривошипа, град	φ	25	45	60	115	135	150	210	245	290	300
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	80	60	68	73	70	63	63	79	74	50
Массы звеньев механизма, кг	m_2	20	20	21	20	20	25	20	22	25	20
	m_3	90	80	90	100	85	100	90	95	100	90
	m_4	400	400	450	500	500	500	400	450	500	450
	m_5	900	800	900	900	950	900	950	800	900	950
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	1,0	1,0	1,1	1,0	1,2	1,4	1,0	1,2	1,4	1,2
	J_2	1,0	1,0	1,1	1,0	1,2	1,4	1,0	1,2	1,4	1,2
	J_3	0,4	0,4	0,6	0,5	0,5	0,6	0,4	0,5	0,6	0,5
	J_4	40	40	42	35	40	38	42	45	35	45
Сила сопротивления, кН	$F_р$	4,0	5,0	6,0	7,0	8,0	9,0	10,0	11,0	12,0	13,0
Передаточное число редуктора	u	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2	3,5	6,0	3,1	6,3	8,0
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	560	580	630	680	720	750	800	800	750	700

Вариант задания № 8. Щековая дробилка

Схемы механизма щековой дробилки и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 8





Механизм щековой **дробилки** состоит из кривошипа 1, шатуна 2,коромысла 3, тяги 4, подвижной щеки 5 и неподвижной щеки 6. Рабочий ход подвижной щеки слева – направо. Центр масс кривошипа 1 – в точке O_1. У остальных звеньев 2 – 5 центры масс находятся посредине их длин. Момент сил сопротивления движению подвижной щеки 5 сохраняет постоянное значение M_C на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу щеки момент сил сопротивления постоянный и составляет 10 % от номинального.

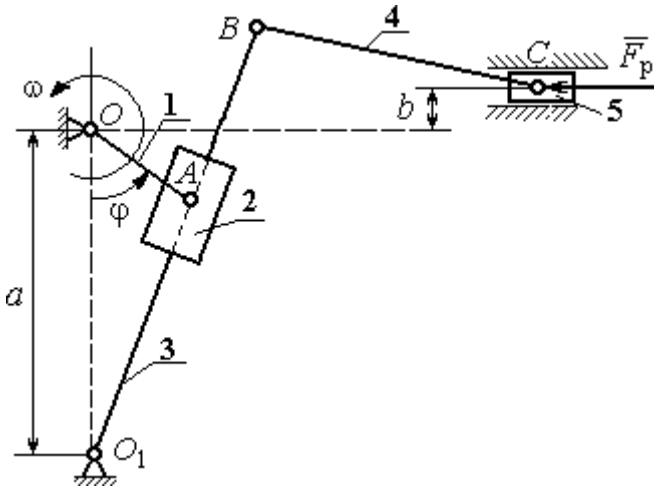
Ведомый вал редуктора привода кривошипа щековой дробилки имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

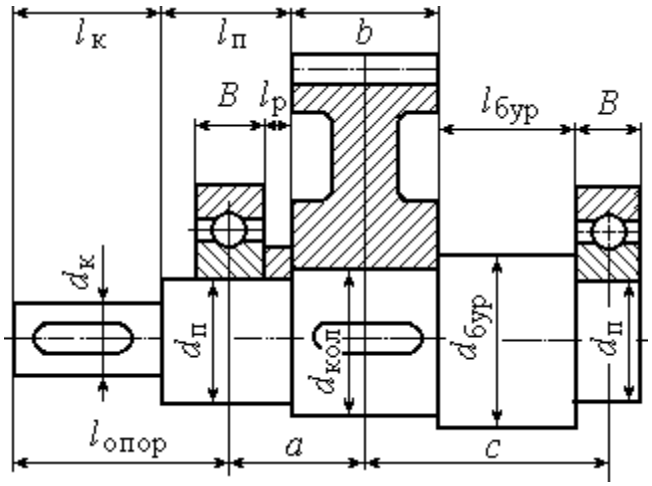
Варианты исходных данных механизма щековой дробилки для варианта задания № 8

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,11	0,1	0,15	0,07	0,15	0,08	0,1	0,15	0,12	0,07
	AB	0,8	0,9	0,75	0,6	0,9	0,7	0,45	0,9	0,8	0,65
	O_1B	0,45	0,5	0,6	0,3	0,6	0,6	0,5	0,6	0,6	0,3
	BD	0,2	0,15	0,2	0,3	0,1	0,15	0,25	0,15	0,2	0,2
	O_2E	0,8	0,85	1,2	0,9	1,15	1,0	0,8	1,2	1,0	0,75
	DE	0,6	0,55	0,6	0,4	0,7	0,35	0,3	0,65	0,3	0,45
	a	0,45	0,5	0,4	0,3	0,3	0,4	0,5	0,4	0,4	0,3
	b	0,55	0,6	0,5	0,4	0,5	1,0	0,5	0,5	1,0	0,4
	c	0,4	0,35	0,6	0,3	0,6	0,4	0,25	0,6	0,5	0,3
	d	0,12	0,15	0,3	0,4	0	0,2	0,2	0	0,1	0,2
Угол поворота кривошипа, град	φ	20	30	45	60	115	145	215	240	295	330
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	160	190	150	250	170	200	200	140	240	240
Массы звеньев механизма, кг	m_2	55	50	45	40	48	40	35	55	50	40
	m_3	30	25	30	15	30	30	25	30	35	30
	m_4	30	27	30	20	35	18	15	33	15	22
	m_5	90	85	120	110	100	80	120	100	75	100
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	0,23	0,25	0,35	0,2	0,3	0,2	0,25	0,35	0,2	0,24
	J_2	0,8	4,0	3,4	1,6	3,9	1,9	0,7	4,5	3,2	1,7
	J_3	0,9	0,6	1,1	0,14	1,1	1,1	0,5	1,1	0,26	0,14
	J_4	0,9	0,82	1,0	0,32	1,7	0,22	0,14	1,4	0,15	0,45
	J_5	6,3	6,1	17,3	7,3	14,5	10,0	5,1	17,3	10,0	4,2
Момент сил сопротивления, кН·м	M_C	4	8	30	9	20	10	7	35	2	15
Передаточное число редуктора	u	5,6	3,8	4,7	6,3	4,0	4,5	4,8	2,8	3,5	4,0
Предел прочности материала вала, МПа	σ_B	670	710	820	630	750	700	650	740	720	810

Вариант задания № 9. Кулисный конвейер

Схемы механизма кулисного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 9





Механизм кулисного **конвейера** состоит из кривошипа 1, ползуна 2, кулисы 3, шатуна 4 и ползуна (поршня) 5. Рабочий ход поршня слева – направо. Центры масс звеньев 3, 4 находятся посредине их длин, кривошипа 1 – в точке *O*, ползуна 2 – в точке *A*, звена 5 – в точке *C*. Сила сопротивления движению поршня 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

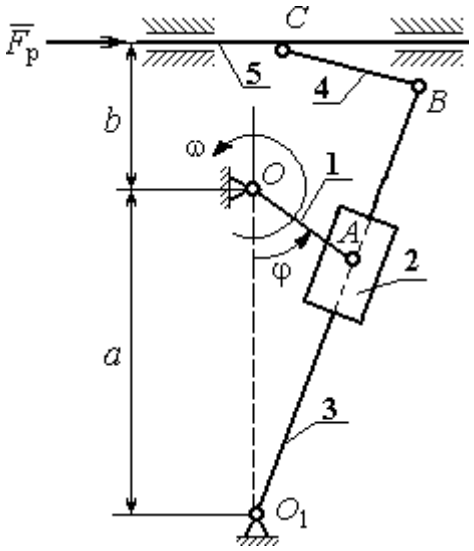
Ведомый вал редуктора привода кривошипа кулисного конвейера имеет несимметричное левое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

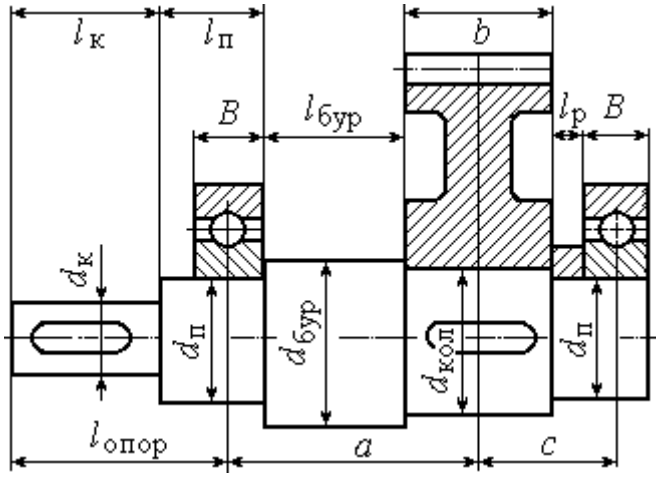
Варианты исходных данных механизма кулисного конвейера для варианта задания № 9

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,17	0,08	0,1	0,12	0,0,9	0,11	0,13	0,14	0,15	0,16
	O_1B	1,5	0,8	1,0	1,2	0,9	1,1	1,3	1,4	1,25	1,45
	BC	2,1	1,8	1,9	2,0	1,75	1,65	1,45	1,5	1,85	1,95
	a	0,9	0,6	0,8	0,9	0,6	0,6	0,7	1,0	0,95	1,1
	b	0,28	0,05	0,07	0,08	0,09	0,1	0,055	0,065	0,06	0,065
Угол поворота кривошипа, град	φ	300	20	30	45	60	110	120	150	210	240
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	190	100	110	120	130	140	150	160	170	180
Массы звеньев механизма, кг	m_2	14	5	6	7	8	9	10	11	12	13
	m_3	28	10	12	14	16	18	20	22	24	26
	m_4	32	14	16	18	20	22	24	26	28	30
	m_5	280	100	120	140	160	180	200	220	240	260
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	3,0	1	2	3	4	4,5	3,6	4,7	2,8	2,9
	J_2	0,65	0,6	0,4	0,3	0,5	0,7	0,8	0,35	0,45	0,55
	J_3	6,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5
	J_4	1,5	2,0	2,5	3,5	4,5	5,0	3,0	4,0	6,0	6,5
Сила сопротивления, кН	$F_р$	14	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Передаточное число редуктора	u	3,2	4,5	5,2	6,3	7,2	3,5	6,0	3,1	6,3	7,3
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	560	520	680	650	730	750	820	800	740	700

Вариант задания № 10. Строгальный станок

Схемы механизма кулисного конвейера и компоновки узла ведомого вала кривошипа для варианта задания № 10





Механизм строгального **станка** состоит из кривошипа 1, ползуна 2, кулисы 3, шатуна 4 и резца (вместе с суппортом) 5. Рабочий ход резца справа – налево. Центры масс звеньев 3, 4 находятся посредине их длин, кривошипа 1 – в точке *O*, ползуна 2 – в точке *A*, резца 5 – в точке *C*. Сила сопротивления движению резцу 5 сохраняет постоянное значение $F_р$ на протяжении всего рабочего хода. На холостом ходу сила сопротивления постоянна и составляет 10 % от номинальной.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа кулисного конвейера имеет несимметричное правое расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

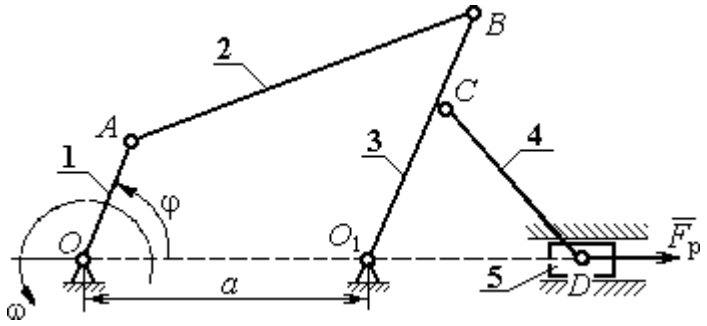
Варианты исходных данных механизма кулисного конвейера для варианта задания № 10

Параметры	Обозначение	Варианты исходных данных									
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**
Размеры звеньев механизма и характерные расстояния, м	OA	0,06	0,07	0,08	0,09	0,1	0,11	0,12	0,13	0,14	0,15
	O_1B	1,35	1,45	1,6	1,6	1,8	1,55	1,45	1,75	1,45	1,4
	BC	0,5	0,6	0,7	0,8	0,45	0,35	0,55	0,65	0,75	0,8
	a	0,8	0,85	0,9	0,95	1,05	0,75	0,65	0,85	1,1	1,2
	b	0,7	0,8	0,85	0,9	0,95	0,95	0,95	1,05	0,6	0,5
Угол поворота кривошипа, град	φ	20	35	60	75	120	150	210	240	295	330
Частота вращения кривошипа, об/мин	n	120	130	140	150	160	170	180	190	110	100
Массы звеньев механизма, кг	m_2	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
	m_3	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
	m_4	6	7	8	9	10	11	12	13	14	5
	m_5	25	28	30	32	35	37	40	43	45	49
Моменты инерции звеньев относит. центров масс, кг·м^2	J_1	1	1,2	1,3	1,4	1,6	1,8	1,9	2,1	2,2	2,3
	J_2	0,2	0,25	0,3	0,35	0,1	0,15	0,18	0,22	0,26	0,32
	J_3	3	3,5	4	4,5	5	5,5	6	6,5	7	7,5
	J_4	1,1	1,3	1,5	1,6	1,7	1,8	1,9	2,1	2,2	2,3
Сила сопротивления, кН	$F_р$	6	5	4	4,5	5,5	6,5	7,5	8,5	9,5	10
Передаточное число редуктора	u	2	3,1	4	5	6,3	7,1	4,5	5,6	3,3	3,9
Предел прочности материала вала, МПа	$\sigma_В$	650	700	750	800	850	900	670	770	870	600

ПРИМЕР ВЫПОЛНЕНИЯ РАСЧЕТНО-ГРАФИЧЕСКОЙ РАБОТЫ

Рассмотрим последовательность выполнения расчетно-графической работы на примере условной схемы пятизвенного плоского механизма с симметричной компоновкой узла ведомого вала кривошипа (рис. 1).

Пятизвенный механизм



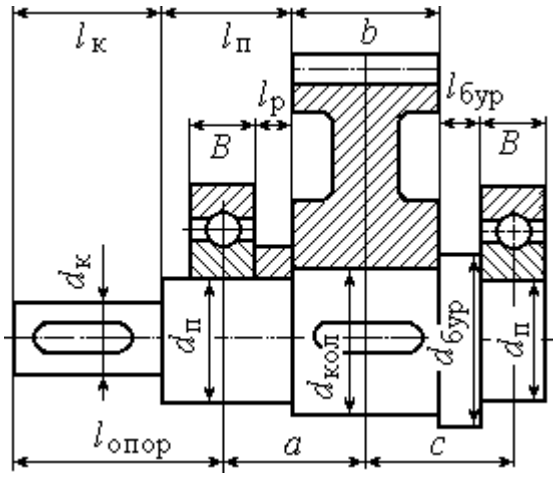


Рис. 1. Схемы пятизвенного механизма и компоновки узла ведомого вала кривошипа

Механизм состоит из кривошипа 1, шатуна 2, коромысла 3, шатуна 4 и ползуна 5. Центр масс кривошипа расположен на оси вращения, в точке *O*, центры масс звеньев 2 – 4 – посередине их длин, центр масс звена 5 – в точке *D*. Рабочий ход ползуна справа – налево. Сила сопротивления движению ползуна на

протяжении рабочего хода равна $F_р$. На холостом ходу сила сопротивления составляет 10 % от номинального значения.

Ведомый вал редуктора привода кривошипа механизма имеет симметричное расположение колеса относительно опор вала – подшипников.

Данные для кинематического и динамического расчета механизма приведены в табл. 1 – 2.

Таблица 1

Кинематические характеристики механизма

Размеры звеньев механизма						Угол поворота кривошипа, φ, град	Частота вращения кривошипа, n, об/мин
a, м	OA, м	AB, м	O_1C, м	BC, м	CD, м		
0,4	0,1	0,4	0,15	0,15	0,5	90	95,5

Таблица 2

Параметры динамического расчёта

Массы звеньев, кг					Моменты инерции звеньев, кг·м^2				Сила полезного сопротивления, кН	Передаточное число редуктора	Предел прочности материала вала, МПа
m_1	m_2	m_3	m_4	m_5	J_{01}	J_{S2}	J_{O_13}	J_{S4}	$F_р$	u	$\sigma_В$
5	40	30	50	10	1	2	1	3	16,045	5	640

1. Структурный и кинематический анализ механизма

Структурный анализ механизма

В рассматриваемом механизме (рис. 2, *а*) 5 подвижных звеньев и 7 кинематических пар:

– вращательная кинематическая пара O (рис. 2, *b*) низшего типа 5-го класса образуется неподвижной стойкой 6 и кривошипом 1;

– вращательная кинематическая пара A (рис. 2, c) низшего типа 5-го класса образуется кривошипом 1 и шатуном 2;

– вращательная кинематическая пара B (рис. 2, d) низшего типа 5-го класса образуется шатуном 2 и коромыслом 3;

– вращательная кинематическая пара O_1 (рис. 2, e) низшего типа 5-го класса образуется коромыслом 3 и стойкой 7;

– вращательная кинематическая пара C (рис. 2, f) низшего типа 5-го класса образуется коромыслом 3 и шатуном 4;

– вращательная кинематическая пара D (рис. 2, g) низшего типа 5-го класса образуется шатуном 4 и ползуном 5;

– поступательная кинематическая пара D_1 (рис. 2, h) низшего типа 5-го класса образуется ползуном 5 и стойкой 8.

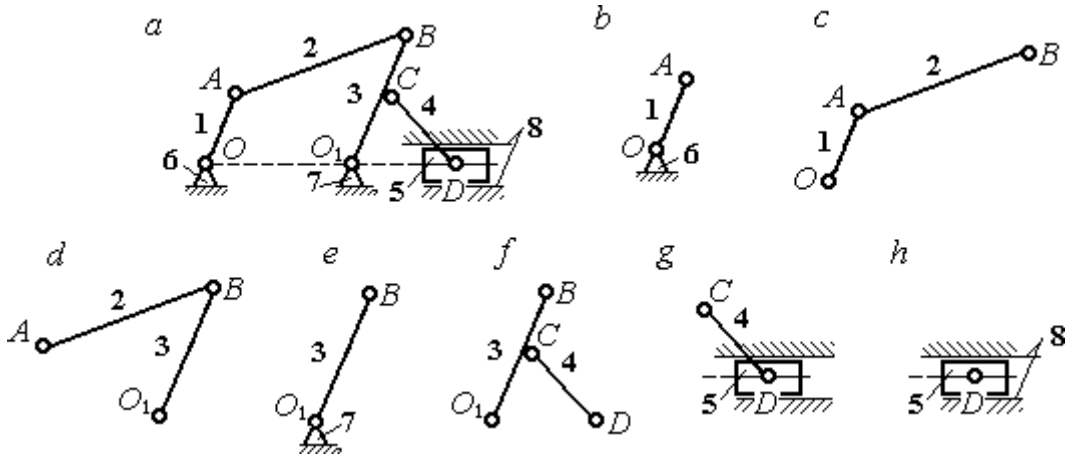


Рис. 2. Кинематические пары механизма:
a – схема механизма; *b* – *h* – звенья, составляющие кинематические пары

Высших кинематических пар в данном механизме нет, так как соединение всех звеньев осуществляется по поверхности. Кинематические пары и звенья, составляющие кинематические пары, показаны на рис. 2.

Степень подвижности плоского механизма определяется по формуле П. Л. Чебышева: $W = 3n - 2\,p_5 = 3\cdot 5 - 2\cdot 7 = 1$, где $n = 5$ – число подвижных звеньев механизма, $p_5 = 7$ – число кинематических пар 5-го класса. Следовательно, механизм имеет одно ведущее звено.

В рассматриваемом механизме можно выделить две группы Ассура и начальное звено (рис. 3):

– группа звеньев, состоящая из шатуна 4 и ползуна 5, является группой Ассура II класса, второго вида (ползун – поводок), рис. 3, *b*;

– группа звеньев, состоящая из коромысла 3 и шатуна 2, является группой Ассура II класса, первого вида (двухповодковая группа), рис. 3, *c*;

– кривошип 1 вместе со стойкой 6 образуют начальное звено или начальный механизм I класса, рис. 3, *d*.

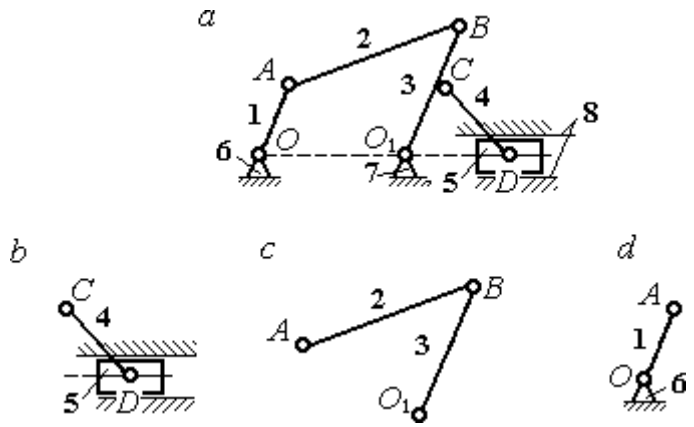


Рис. 3. Группы Ассура механизма:
a – схема механизма; *b*, *c* – группы Асура; *d* – начальное звено

Схема образования механизма группами Ассура:

$$(1) \rightarrow (2, 3) \rightarrow (4, 5).$$

К первому (ведущему) звену присоединяется группа Ассура, состоящая из звеньев 2 и 3, образуя раму, имеющую ту же степень подвижности, что и исходный механизм. К группе Ассура, состоящей из звеньев 2 и 3, присоединяется группа Ассура, состоящая из звеньев 4 и 5. При этом степень подвижности образованного механизма не увеличивается.

Представленный механизм включает начальный механизм I класса и две группы Ассура II класса, в результате чего является механизмом II класса.

Результаты структурного анализа механизма приводятся в табл. 3 – 4.

Таблица 3

Анализ кинематических пар

Обозначение кинематической пары	O	A	B	O_1	C	D	D_1
Звенья, образующие пару	1 – 6	1 – 2	2 – 3	3 – 7	3 – 4	4 – 5	5 – 8
Наименование пары	Вращательная, низшая						Поступательная, низшая
Класс пары	5 класс						

Таблица 4

Анализ групп Ассура

Группы Ассура	4 – 5	2 – 3	1
Наименование группы Ассура	Ползун-поводок	Двухповодковая	Начальное звено
Класс групп Ассура	II класс	II класс	I класс
Класс механизма	Механизм II класса		

Построение плана механизма

Построение плана механизма начинается с определения масштабного коэффициента длины. Выберем для плана механизма стандартный масштаб, например 1:4. Масштаб выбирается таким образом, чтобы длина самого большого звена механизма на чертеже не превышала 100 – 150 мм. При выбранном масштабе длина отрезка l_{CD}, изображающего на чертеже звено CD максимальной длины 0,5 м, составит: $l_{CD} = \frac{0{,}5}{4} = 0{,}125$ м = 125 мм и находится в пределах допустимых границ длин. Масштабный коэффициент длины рассчитывается как отношение $k_l = \frac{0{,}5}{125} = 0{,}004 \ \frac{\text{м}}{\text{мм}}$.

Определяем длины звеньев на чертеже с учётом масштабного коэффициента:

$$l_{OA} = \frac{OA}{k_l} = \frac{0{,}1}{0{,}004} = 25 \text{ мм}, \qquad l_{CD} = \frac{CD}{k_l} = \frac{0{,}5}{0{,}004} = 125 \text{ мм},$$

$$l_{AB} = \frac{AB}{k_l} = \frac{0{,}4}{0{,}004} = 100 \text{ мм}, \qquad l_a = \frac{a}{k_l} = \frac{0{,}4}{0{,}004} = 100 \text{ мм},$$

$$l_{O_1C} = \frac{O_1C}{k_l} = \frac{0{,}15}{0{,}004} = 37{,}5 \text{ мм}, \quad l_{BC} = \frac{BC}{k_l} = \frac{0{,}15}{0{,}004} = 37{,}5 \text{ мм}.$$

Порядок построения положения механизма таков:

1. Первоначально на чертеже фиксируем неподвижные точки O и O_1. Поставим на свободном поле чертежа точку O_1, затем, отложив расстояние a, поставим точку O_2.

2. Радиусом l_{OA} проведём окружность, по которой будет перемещаться точка A, лежащая на кривошипе. Установим заданное положение кривошипа под углом $\varphi = 90^\circ$ и получим положение точки A (начальное положение и направление отсчёта угла показано на схеме механизма).

3. Из точки A проводим дугу радиусом l_{AB}, затем из точки O_1 дугу радиусом $l_{O_1B} = l_{O_1C} + l_{CB}$. В точке пересечения ставим точку B. Прямая линия, соединяющая точки A и B, определяет положение шатуна 2.

4. Из точки C, находящейся на средине коромысла 3, проводим дугу окружности радиусом l_{DC} до пересечения её с продолжением линии OO_1. Точка пересечения D определяет положение ползуна 5.

План механизма в масштабе 1: 4 показан на рис. 4.

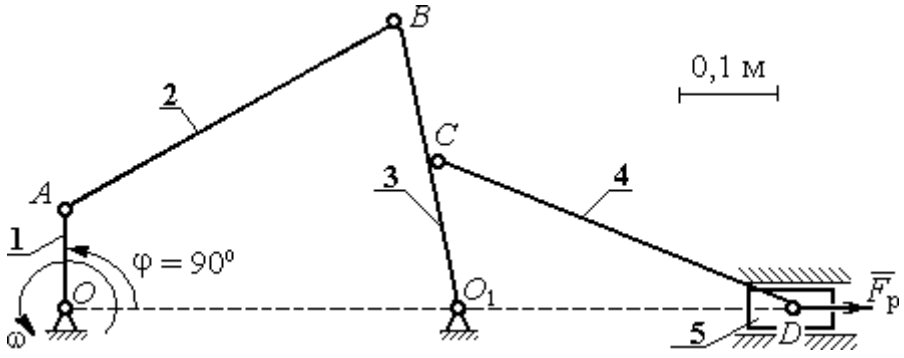


Рис. 4. План механизма в масштабе 1:4

Построение плана скоростей механизма

Построение начинаем с определения модуля скорости точки *A* ведущего звена 1 – кривошипа.

Вычисляем угловую скорость кривошипа ω, рад/с, по заданной его частоте вращения *n*, об/мин: $\omega = \frac{\pi \cdot n}{30} = \frac{3{,}14 \cdot 95{,}5}{30} = 10$ рад/с. Вычисляем модуль скорости точки *A* кривошипа: $V_A = \omega \cdot O_1A = 10 \cdot 0{,}1 = 1$ м/с. Длину вектора скорости $\vec{V}_A$ точки *A* на плане скоростей принимаем равной 100 мм. Вычисляем масштаб плана скоростей: $k_v = \frac{V_A}{100} = \frac{1}{100} = 0{,}01$ (мм/с)/м.

Точка *B* принадлежит как звену *AB* (шатун 2), совершающему плоскопараллельное движение, так и звену O_1B (коромысло 3), вращающемуся вокруг неподвижного центра O_1 (см. рис. 4). Скорость точки *B* звена *AB*, равна векторной сумме скорости полюса, например точки *A*, и скорости точки *B* во вращательном движении звена *AB* по отношении к полюсу. Тогда для определения скорости точки *B* имеем первое векторное равенство: $\vec{V}_B = \vec{V}_A + \vec{V}_{BA}$, где $\vec{V}_B$ – вектор скорости точки *B*; $\vec{V}_A$ – вектор скорости точки *A*, известный по величине и направлению; $\vec{V}_{BA}$ – вектор скорости точки *B* во вращательном движении звена *AB* по отношении к полюсу *A*. Известно, что вектор скорости $\vec{V}_{BA}$ перпендикулярен линии *AB*.

С другой стороны, в силу того, что точка *B* принадлежит звену O_1B, вращающемуся вокруг неподвижного центра O_1, скорость точки *B* может быть найдена из второго векторного равенства $\vec{V}_B = \vec{V}_{BO_1}$, где $\vec{V}_{BO_1}$ – вектор скорости точки *B* при вращении звена BO_1 вокруг центра O_1. Вектор $\vec{V}_{BO_1}$ (и, следовательно, вектор $\vec{V}_B$) перпендикулярен линии BO_1.

Проведём построение векторов на плане скоростей (рис. 5). Выберем в качестве полюса плана скоростей точку p_v, которую изображаем на поле чертежа в удобном для построения месте. Изобразим вектор скорости $\vec{V}_A$, направив его из

точки p_v. При заданном положении кривошипа вектор $\vec{V}_A$ на плане скоростей горизонтален. Направление вектора $\vec{V}_A$ перпендикулярно кривошипу O_1A в сторону его вращения. Длина вектора на чертеже устанавливается в соответствии с масштабным коэффициентом (100 мм). В конце построенного вектора поставим точку *a*. Таким образом, вектор $\vec{V}_A$ на плане скоростей изображается отрезком $p_v a$ (см. рис. 5).

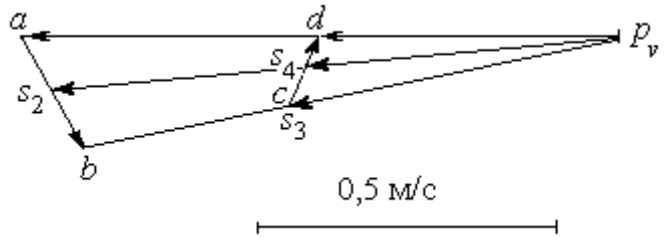


Рис. 5. План скоростей механизма для угла поворота кривошипа φ = 90°

Далее, из точки *a* направляем вектор $\vec{V}_{BA}$, перпендикулярно линии звена *AB*. Величина вектора $\vec{V}_{BA}$ неизвестна и потому вектор скорости $\vec{V}_B$ найти невозможно. Для того, чтобы его найти, построим вектор $\vec{V}_B$ в соответствии со вторым векторным уравнением. Из него следует, что величина и направление вектора $\vec{V}_B$ совпадает с величиной и направлением вектора $\vec{V}_{BO_1}$, который перпендикулярен линии звена BO_1. Проведём из полюса p_v линию, перпендикулярную BO_1 до пересечения её с линией, вдоль которой направлен вектор $\vec{V}_{BA}$. Обозначим пересечение этих линий точкой *b*. Вектор, проведённый из полюса p_v в точку *b*, равен вектору скорости $\vec{V}_B$. Модуль скорости точки *B* найдём измерив длину отрезка $p_v b$ на плане скоростей (в миллиметрах) и умножив её на масштабный коэффициент плана скоростей: $V_B = p_v b \cdot k_v = 92 \cdot 0{,}01 = 0{,}92$ м/с.

Скорость точки *B* во вращательном движении звена *AB* вокруг полюса *A* V_{BA} найдём измерив длину отрезка *ab* на плане скоростей и умножив её на величину масштабного коэффициента $V_{BA} = ab \cdot k_v$.

Угловая скорость ω_2 звена *AB* определяется как отношение $\omega_2 = \frac{V_{BA}}{BA} = \frac{ab \cdot k_v}{BA} =$

$\frac{18 \cdot 0{,}01}{0{,}4} = 0{,}45$ рад/с.

Угловая скорость вращения коромысла BO_1: $\omega_3 = \frac{V_B}{BO_1} = \frac{0{,}92}{0{,}3} = 3{,}06$ рад/с.

Точка C принадлежит коромыслу BO_1. Вектор скорости $\vec{V}_C$ перпендикулярен линии BO_1 и по модулю равен: $V_C = \omega_3 \cdot CO_1 = 3{,}06 \cdot 0{,}15 = 0{,}46$ см/с.

Точке C механизма, являющейся срединой коромысла BO_1, на плане скоростей соответствует точка c, лежащая на средине отрезка $p_v b$, изображающего скорость точки B (так как скорость точки C механизма направлена так же как скорость точки B, но по величине в два раза её меньше).

Величина и направление $\vec{V}_D$ скорости точки D (ползуна 5) находится с учётом плоскопараллельного движения звена CD на основании векторной формулы: $\vec{V}_D = \vec{V}_C + \vec{V}_{DC}$. По определению вектор $\vec{V}_{DC}$ скорости точки D при вращении звена CD вокруг полюса C направлен перпендикулярно звену CD. Тогда на плане скоростей из точки C проводим прямую, перпендикулярную линии CD, и так как точка D (ползун 5) движется горизонтально из полюса p_v проводим горизонтальную прямую, параллельную линии движения ползуна OO_1. Точка d пересечения этих прямых на плане скоростей определяет конец вектора $\vec{V}_D$. Для того, чтобы найти модуль скорости, измерим расстояние $p_v d$ и умножим его на масштабный коэффициент скоростей. Получим $V_D = p_v d \cdot k_v = 44 \cdot 0{,}01 = 0{,}44$ м/с.

Угловая скорость звена 4 равна $\omega_4 = \frac{V_{DC}}{DC}$. Модуль скорости точки D V_{DC} при вращении звена CD вокруг полюса C равен измеренному на плане скоростей расстоянию dc и умноженному на масштабный коэффициент $\omega_4 = \frac{V_{DC}}{DC} = \frac{dc \cdot k_v}{DC} =$

$\frac{8 \cdot 0{,}01}{0{,}5} = 0{,}16$ рад/с.

Найдём скорости центров масс звеньев механизма. Полагая, что центры масс звеньев механизма расположены в средине соответствующих отрезков, отметим

эти точки на плане скоростей. Для того, чтобы на плане скоростей найти скорость центра масс звена AB механизма, разделим пополам отрезок ab. Получим точку s_2. Скорость центра масс звена AB равна расстоянию $p_v s_2$, умноженному на масштабный коэффициент: $V_{S_2} = p_v s_2 \cdot k_v = 96 \cdot 0{,}01 = 0{,}96$ м/с.

Аналогично, разделив пополам отрезки $p_v b$, cd на плане скоростей, получим точки s_3, s_4, которые определяют скорости центров масс, соответственно, звена 3 (коромысла) и звена 4 (шатуна). Измерив расстояния $p_v s_3$, $p_v s_4$ и умножив их на масштабный коэффициент, получим скорости центров масс: $V_{S_3} = p_v s_3 \cdot k_v = 46 \cdot 0{,}01 = 0{,}46$ м/с, $V_{S_4} = p_v s_4 \cdot k_v = 44 \cdot 0{,}01 = 0{,}44$ м/с.

Результаты расчётов скоростей центров масс звеньев механизма и угловых скоростей звеньев приведены в табл. 5.

Таблица 5

Абсолютные скорости центров масс и угловые скорости звеньев

Звено	AB	BO_1	CD	Ползун
Обозначение скорости центра масс звена	V_{S_2}	V_{S_3}	V_{S_4}	V_D
Величина скорости, м/с	0,96	0,46	0,44	0,44
Обозначение угловой скорости звена	ω_2	ω_3	ω_4	–
Величина угловой скорости, рад/с	0,45	3,06	0,16	–

Построение плана ускорений механизма

Для определения значений линейных и угловых ускорений звеньев механизма построим план ускорений. Принимаем, что ведущее звено 1 движется с постоянной угловой скоростью. В этом случае касательное ускорение точки A равно нулю – $a_A^{\tau} = 0$, полное ускорение $\vec{a}_A$ точки A совпадает с нормальным и потому направлено к оси вращения звена – точке O_1. По величине ускорение $\vec{a}_A$ точки A будет: $a_A = a_A^n = \omega_1^2 \cdot O_1 A = 10^2 \cdot 0{,}1 = 10$ м/с^2.

Перед началом построений выберем масштабный коэффициент. Примем

длину вектора ускорения точки A на плане ускорений 100 мм, тогда масштабный коэффициент ускорения: $k_a = \frac{a_A}{100} = \frac{10}{100} = 0{,}1$ (м/с^2)/мм.

Чертёж плана ускорения начинаем с построения ускорения точки A.

Из некоторой точки p_a, называемой полюсом плана ускорений и взятой на чертеже в произвольном месте, направим вектор $\vec{a}_A$ вертикально вниз, что соответствует выбранному вертикальному положению кривошипа. С учётом масштабного коэффициента ускорений длина вектора ускорения точки A на чертеже 100 мм. В конце вектора поставим стрелку и точку a (рис. 6). Ускорение точки B находим в соответствии с векторной формулой: $\vec{a}_B = \vec{a}_A + \vec{a}^{\,n}_{BA} + \vec{a}^{\,\tau}_{BA}$, где $\vec{a}_A$ – ускорение точки A, выбранной за полюс; $\vec{a}^{\,n}_{BA}$, $\vec{a}^{\,\tau}_{BA}$ – нормальная и касательная составляющие ускорения точки B во вращательном движении шатуна AB относительно полюса A. Правило сложения векторов в векторной формуле определения ускорения точки B на плане ускорений выглядит следующим образом. К концу вектора, изображающего на чертеже ускорение $\vec{a}_A$, присоединяем вектор, изображающий ускорение $\vec{a}^{\,n}_{BA}$, а к его концу – вектор, изображающий ускорение $\vec{a}^{\,\tau}_{BA}$. Тогда вектор, проведённый из начала первого вектора в конец последнего, представляет собой сумму векторов.

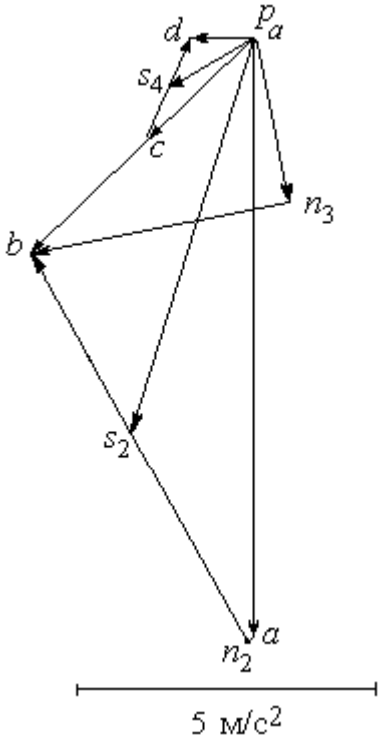


Рис. 6. План ускорений механизма для угла поворота кривошипа φ = 90º

Проведём необходимые построения для определения ускорения точки B. Ускорение $\vec{a}_A$ на чертеже изображается отрезком $p_a a$. Модуль вектора нормальной

составляющей ускорения точки B: $a^n_{BA} = \omega_2^2 \cdot AB = 0{,}45^2 \cdot 0{,}4 = 0{,}08$ м/с^2. На плане ускорений это будет отрезок длиной $\frac{a^n_{BA}}{k_a} = \frac{0{,}08}{0{,}1} = 0{,}8$ мм. Отложим на чертеже из точки a отрезок длиной 0,8 мм вдоль линии, параллельной звену AB механизма, в сторону, куда на плане механизма направлен вектор. В конце поставим точку n_2. Отрезок an_2 на плане ускорений изображает нормальную составляющую ускорения точки B во вращательном движении шатуна AB относительно полюса A. Здесь следует заметить, что расчётная величина отрезка an_2 настолько мала, что на чертеже показать его точно невозможно. Можно считать, что вектор нормальной составляющей ускорения точки B $\vec{a}^n_{BA}$ и, следовательно, отрезок an_2 на плане ускорений равны нулю. На рис. 6 отрезок an_2 показан для того, чтобы сохранить правило последовательного построения суммы векторов.

Далее необходимо из конца отрезка an_2 провести линию, параллельную той, вдоль которой на плане механизма направлен вектор $\vec{a}^\tau_{BA}$ – перпендикулярно линии звена BA (то есть, перпендикулярно отрезку an_2). Однако вычислить ускорение точки B, пользуясь одним этим построением, невозможно, так как величина касательного ускорения a^τ_{BA} неизвестна. Воспользуемся тем, что точка B принадлежит звену 3 – коромыслу, совершающему вращательное движение вокруг неподвижного центра O_1. Следовательно, полное ускорение точки B может быть представлено как сумма его нормального и касательного составляющих – $\vec{a}_B = \vec{a}^n_B + \vec{a}^\tau_B$, где величина нормальной составляющей ускорения равна $a^n_B = \omega_3^2 \cdot O_1B = 3{,}06^2 \cdot 0{,}3 = 2{,}84$ см/с^2, а направление – вдоль BO_1 от точки B в сторону O_1. Относительно касательной составляющей $\vec{a}^\tau_B$ ускорения точки B известно только, что она направлена перпендикулярно BO_1. Вычислим длину отрезка, изображающего на чертеже нормальную составляющую ускорения точки B, как отношение $\frac{a^n_B}{k_a} = \frac{2{,}84}{0{,}1} = 28{,}4$ мм и из полюса p_a на чертеже отложим его

параллельно звену BO_1. В конце отрезка поставим точку n_3. В соответствии с правилом сложения векторов, из точки n_3 – конца отрезка $p_a n_3$, изображающего ускорение $\vec{a}_B^{\,n}$, проводим линию, перпендикулярную этому отрезку. Это линия перпендикулярна звену BO_1 и вдоль неё направлена касательная составляющая $\vec{a}_B^{\,\tau}$ ускорения точки *B*. Находим точку пересечения двух перпендикуляров – к отрезку $p_a n_3$ и к отрезку an_2 и обозначим её точкой *b*. Тогда отрезок, проведённый из полюса p_a в точку *b*, изображает на плане ускорений полное ускорение $\vec{a}_B$ точки *B* механизма. Величину ускорения точки *B* найдём, измерив на чертеже длину отрезка $p_a b$ и умножив его на масштабный коэффициент: $a_B = p_a b \cdot k_a = 52 \cdot 0{,}1 = 5{,}2$ м/с^2.

Отрезок $n_3 b$ изображает на чертеже касательную составляющую ускорения $\vec{a}_B^{\,\tau}$ точки *B* . Измеряем длину отрезка $n_3 b$ ($n_3 b = 43$ мм), тогда угловое ускорение звена 3: $\varepsilon_3 = \dfrac{a_B^{\tau}}{BO_1} = \dfrac{n_3 b \cdot k_a}{BO_1} = \dfrac{43 \cdot 0{,}1}{0{,}3} = 14{,}3$ рад/с^2. Угловое ускорение звена 2 находится аналогично. На чертеже измеряем отрезок $n_2 b$, который изображает ускорение $\vec{a}_{BA}^{\,\tau}$ ($n_2 b = 74$ мм). Тогда угловое ускорение звена 2: $\varepsilon_2 = \dfrac{a_{BA}^{\tau}}{BA} = \dfrac{n_2 b \cdot k_a}{BA} = \dfrac{74 \cdot 0{,}1}{0{,}4} = 18{,}5$ рад/с^2.

Точка *C* принадлежит звену 3, совершающему вращательное движение вокруг неподвижного центра O_1. Направление ускорения точки *C* такое же как и у точки *B*, которое на плане ускорений показано отрезком $p_a b$. Так как точка *C* на плане механизма находится в средине звена BO_1, соответствующая ей точка *c* на плане ускорений находится на средине отрезка $p_a b$. Тогда отрезок $p_a c$ изображает ускорение точки *C*.

Ускорение точки *D* находим на основании векторной формулы $\vec{a}_D = \vec{a}_C + \vec{a}_{DC}^{\,n} + \vec{a}_{DC}^{\,\tau}$, где $\vec{a}_C$ – ускорение точки *C*, выбранной за полюс; $\vec{a}_{DC}^{\,n}$, $\vec{a}_{DC}^{\,\tau}$ – нормальная и касательная составляющие ускорения точки *D* во вращательном движении шатуна *DC* относительно полюса *C*.

Проведём необходимые построения. Заметим сразу, что направление ускорения $\vec{a}_D$ точки D ползуна 5 известно. Ускорение направлено вдоль линии OO_1 на плане механизма. Это означает, что на плане ускорений ускорение точки D изображается горизонтальным отрезком, исходящим из центра p_a. Модуль вектора нормальной составляющей ускорения точки D $a^n_{DC} = \omega_4^2 \cdot DC = 0{,}16^2 \cdot 0{,}5 = 0{,}01$ м/с^2. На плане ускорений это будет отрезок, длиной $\frac{a^n_{DC}}{k_a} = \frac{0{,}01}{0{,}1} = 0{,}1$ мм. Можно считать, что вектор нормальной составляющей ускорения точки D $\vec{a}^n_{DC}$ и соответствующий ему отрезок на плане ускорений равны нулю. Тогда, исходя из векторной формулы сложения ускорений и с учётом нулевого вектора $\vec{a}^n_{DC}$, на плане ускорений из конца отрезка $p_a c$, изображающего вектор ускорения $\vec{a}_C$, необходимо провести линию, перпендикулярную звену CD, вдоль которой на плане механизма направлен вектор $\vec{a}^\tau_{DC}$. Находим точку пересечения этой линии с горизонтальной прямой, проведённой из полюса ускорений, вдоль которой направлен вектор ускорения точки D. Обозначим точку пересечения d. Отрезок прямой $p_a d$ изображает на плане ускорений ускорение точки D. Замеряем длину отрезка $p_a d$ ($p_a d$ = 13 мм) и находим ускорение точки D: $a_D = p_a d \cdot k_a = 13 \cdot 0{,}1 = 1{,}3$ м/с^2.

Замеряем на плане ускорений длину отрезка cd, изображающего ускорение $\vec{a}^\tau_{DC}$ (cd = 18 мм), и находим угловое ускорение звена 4: $\varepsilon_4 = \frac{a^\tau_{DC}}{DC} = \frac{cd \cdot k_a}{DC} = \frac{18 \cdot 0{,}1}{0{,}5} = 3{,}6$ рад/с^2.

Определим ускорения центров масс звеньев механизма.

Разделим пополам отрезок ab на плане ускорений, обозначим середину отрезка точкой s_2 и соединим с полюсом p_a. Отрезок $p_a s_2$ изображает ускорение центра масс звена 2 – кривошипа AB. Длина отрезка $p_a s_2$ = 70 мм. Ускорение центра масс звена 2: $a_{S2} = p_a s_2 \cdot k_a = 70 \cdot 0{,}1 = 7$ м/с^2. Аналогично, точка s_4, лежащая на средине отрезка cd, изображает центр масс звена 4 шатуна CD. Ускорение центра

масс звена 4: $a_{S4} = p_a s_4 \cdot k_a = 18 \cdot 0{,}1 = 1{,}8$ м/с^2.

Все построения плана ускорений приведены на рис. 6.

Результаты вычислений ускорений центров масс звеньев, а также угловых ускорений звеньев механизма приводятся в табл. 6.

Таблица 6

Ускорения центров масс звеньев механизма и угловые ускорения звеньев

Звено	AB	BO_1	DC	Ползун
Обозначение ускорения центра масс звена	a_{S_2}	a_{S_3}	a_{S_4}	a_D
Величина ускорения, м/с^2	7	2,6	1,8	1,3
Обозначение углового ускорения звена	ε_2	ε_3	ε_4	–
Величина углового ускорения, рад/с^2	18,5	14,3	3,6	–

Определение движущего момента, приведённого к валу кривошипа, по методу Н. Е. Жуковского

Определим уравновешивающую силу, приведённую к крайней точке A кривошипа.

Вычисляем силы тяжести звеньев.

$$G_2 = m_2 g = 40 \cdot 9{,}8 = 392 \text{ Н}, \quad G_3 = m_3 g = 30 \cdot 9{,}8 = 294 \text{ Н},$$

$$G_4 = m_4 g = 50 \cdot 9{,}8 = 490 \text{ Н}, \quad G_5 = m_5 g = 10 \cdot 9{,}8 = 98 \text{ Н}.$$

Вычисляем модули сил инерции, действующих на механизм.

$$F_2^{\text{ин}} = m_2 a_{S2} = 40 \cdot 7 = 280 \text{ Н}, \quad F_3^{\text{ин}} = m_3 a_{S2} = 30 \cdot 2{,}6 = 78 \text{ Н},$$

$$F_4^{\text{ин}} = m_4 a_{S4} = 50 \cdot 1{,}8 = 90 \text{ Н}, \quad F_5^{\text{ин}} = m_5 a_D = 10 \cdot 1{,}3 = 13 \text{ Н}.$$

Вычисляем модули моментов сил инерции.

$$M_2^{\text{ин}} = J_{S2} \varepsilon_2 = 2 \cdot 18{,}5 = 37 \text{ Н·м}, \quad M_3^{\text{ин}} = J_{S3} \varepsilon_3 = 1 \cdot 14{,}3 = 14{,}3 \text{ Н·м},$$

$$M_4^{\text{ин}} = J_{S4} \varepsilon_4 = 3 \cdot 3{,}6 = 10{,}8 \text{ Н·м}.$$

Построим «жёсткий рычаг» Жуковского. Изобразим план скоростей механизма, повернув его на 90º (рис. 3.7). Приложим в точках, изображающих на повернутом плане скоростей центры масс звеньев механизма, силы тяжести и силы инерции. Направление сил инерции противоположно направлению ускорений центров масс, показанных на плане ускорений. Моменты сил инерции, действующие на звенья механизма, раскладываем на две антипараллельные силы, приложенные к крайним точкам звена, перпендикулярно ему.

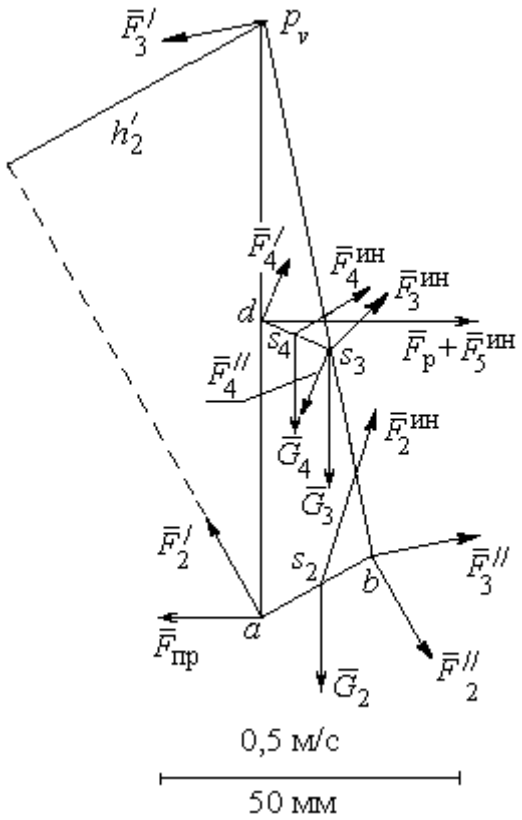


Рис. 3.7. «Жёсткий рычаг» Н. Е. Жуковского

$$F_2' = F_2'' = \frac{M_2^{ин}}{AB} = \frac{37}{0{,}4} = 92{,}5 \text{ Н},$$

$$F_3' = F_3'' = \frac{M_3^{ин}}{O_1B} = \frac{14{,}3}{0{,}3} = 48 \text{ Н},$$

$$F_4' = F_4'' = \frac{M_4^{ин}}{CD} = \frac{10{,}8}{0{,}5} = 21{,}6 \text{ Н}.$$

Заданное положение кривошипа осуществляется на рабочем ходу поршня. Сила полезного сопротивления $F_р$ направлена в сторону, противоположную движению поршня.

Рычаг Н. Е. Жуковского приведён на рис. 3.7. На рисунке отмечены силы тяжести и силы инерции звеньев, приложенные в точках плана скоростей s_2 – s_4, соответствующих положению центров масс этих звеньев. Показаны пары сил инерции $(\vec{F}_2', \vec{F}_2'')$, $(\vec{F}_3', \vec{F}_3'')$, $(\vec{F}_4', \vec{F}_4'')$, образующие главные моменты сил инерции $M_2^{ин}$, $M_3^{ин}$, $M_4^{ин}$, приложенные ко 2, 3 и 4 звеньям.

Применение «рычага Жуковского» для определения приведённой силы заключается в составлении уравнения равновесия в форме равенства нулю суммы моментов заданных сил относительно полюса p_v:

$$-F_{пр} \cdot h_{пр} - F_2' \cdot h_2' + F_2'' \cdot h_2'' - G_2 \cdot h_{G2} + F_2^{ин} \cdot h_2 + F_3'' \cdot h_3'' - F_4' \cdot h_4' + F_4'' \cdot h_4'' -$$

$$-G_4 \cdot h_{G4} - G_3 \cdot h_{G3} + (F_{\text{р}} + F_5^{\text{ин}})h_5 + F_4^{\text{ин}} \cdot h_4 + F_3^{\text{ин}} \cdot h_3 = 0.$$

При вычислении моментов сил плечи сил определяются графически с учётом масштабного коэффициента плана скоростей. Так при вычислении момента приведённой силы относительно полюса p_v плечом $h_{\text{пр}}$ силы $\vec{F}_{\text{пр}}$ на плане рычага Жуковского является отрезок $p_v a$, равный, согласно масштабному коэффициенту плана скоростей, 100 мм. Тогда $h_{\text{пр}} = p_v a = 100$ мм.

На рис. 3.7, в качестве примера, показан способ вычисления плеча h_2' силы $\vec{F}_2'$ – как кратчайшее расстояние от полюса p_v до линии действия силы $\vec{F}_2'$. Измерив это расстояние, найдём $h_2' = 52$ мм. Аналогичным образом в уравнении равновесия вычисляются плечи остальных сил.

В результате получим равенство

$$F_{\text{пр}} \cdot 100 = -92{,}5 \cdot 52 + 92{,}5 \cdot 21 - 392 \cdot 6 + 280 \cdot 31 + 48 \cdot 92 - 21{,}6 \cdot 23 + 21{,}6 \cdot 33 -$$

$$-490 \cdot 3 - 294 \cdot 7 + (16045 + 13)44 + 90 \cdot 42 + 78 \cdot 36.$$

Откуда $F_{\text{пр}}$ =7177 Н. Величина движущего момента, приведенного к валу кривошипа, находится из формулы: $M_{\text{дв}} = F_{\text{пр}} \cdot O_1 A$ = 7177·0,1 = 717,7 Н·м.

Найденный движущий момент является исходной величиной для конструирования ведомого вала кривошипа.

2. Конструирование вала редуктора
Предварительный расчет зубчатой передачи

Крутящий момент на валу $T_2 = M_{\text{дв}} = 717{,}7$ Н·м.

Твердость материала колеса по Бринеллю (приближённо)

$$HB = 0{,}285\sigma_{\text{в}} = 0{,}285 \cdot 640 = 182{,}4 \text{ МПа}.$$

Предел контактной выносливости при базовом числе циклов

$$\sigma_{H\,\text{lim}} = 2\,HB + 70 = 2 \cdot 182{,}4 + 70 = 434{,}8 \text{ МПа}.$$

При долговременной передаче принимаем:

– коэффициент долговечности $K_{HL} = 1{,}4$,

– коэффициент безопасности $S_H = 1{,}15$.

Допустимое контактное напряжение в зацеплении колеса

$$\sigma_{H\,adm} = \frac{\sigma_{H\,\lim}}{S_H} K_{HL} = \frac{434{,}8}{1{,}15} \cdot 1{,}4 = 529{,}3 \text{ МПа}.$$

Выберем средние значения коэффициента неравномерности нагрузки на венец зубчатого колеса $K_{H\beta}$ и коэффициента ширины колеса относительно межосевого расстояния ψ_{ba}. При симметричном расположении колеса принимаем:

$$K_{H\beta} = 1{,}1; \quad \psi_{ba} = 0{,}4.$$

Межосевое расстояние передачи

$$a_w = K_a (u+1) \sqrt[3]{\frac{T_2 K_{H\beta}}{\psi_{ba} u^2 \sigma^2_{H\,adm}}} = 495(5+1) \sqrt[3]{\frac{717{,}7 \cdot 1{,}1}{0{,}4 \cdot 5^2 \cdot 529{,}3^2}} = 194{,}7 \text{ мм}.$$

Округляем расчётное межосевое расстояние до ближайшего большего значения из ряда межосевых расстояний. Принимаем $a_w = 200$ мм.

Делительный диаметр колеса

$$d_2 = \frac{2a_w u}{u+1} = \frac{2 \cdot 200 \cdot 5}{5+1} = 333{,}3 \text{ мм}.$$

Ширина ступицы колеса и длина распорной втулки

$$b = \psi_{ba} a_w = 0{,}4 \cdot 200 = 80 \text{ мм}, \quad l_р = 0{,}15b = 0{,}15 \cdot 80 = 12 \text{ мм}.$$

Полученные расчетные результаты ширины ступицы колеса b и длины распорной втулки $l_р$ не требуют округления, так как совпадают со значениями ряда номинальных линейных размеров *R*-40.

Принимаем $b = 80$ мм, $l_р = 12$ мм.

Конструирование вала

Примем допустимое касательное напряжение кручения вала $\tau_{к\,adm} = 20$ МПа.

Диаметр консольной части вала

$$d_{к} = \sqrt[3]{\frac{T_2 \cdot 10^3}{0{,}2\tau_{к\,adm}}} = \sqrt[3]{\frac{717{,}7 \cdot 10^3}{0{,}2 \cdot 20}} = 56{,}4 \text{ мм}.$$

Расчётное значение диаметра консольной части вала округляем до ближайшего большего значения из ряда *R*-40 номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_{к} = 60$ мм.

Длина консольной части вала пропорциональна его диаметру: $l_{к} = (1{,}5 \div 2{,}5)d_{к}$. Выбираем

$$l_{к} = 2d_{к} = 2 \cdot 60 = 120 \text{ мм}.$$

Результат расчёта не требует округления, так как является одним из значений ряда *R*-40 номинальных линейных размеров.

Принимаем $l_{к} = 120$ мм.

При диаметре консольной части вала$d_{к} = 60$ мм высота ступени $t = 3$ мм (приложение, табл. П2). Диаметр вала под подшипник

$$d_{п} = d_{к} + 2t = 60 + 2 \cdot 3 = 66 \text{ мм}.$$

Результат округляем до ближайшего большего числа, кратного 5.

Принимаем $d_{п} = 70$ мм.

Длина ступени вала в месте посадки подшипника пропорциональна диаметру этого участка вала. Выберем минимальный из заданных значений коэффициент пропорциональности. Длина ступеньки вала в месте посадки подшипника

$$l_{п} = 1{,}25d_{п} = 1{,}25 \cdot 70 = 87{,}5 \text{ мм}.$$

Расчётное значение длины ступеньки вала в месте посадки подшипника округляем до ближайшего большего значения из ряда *R*-40 номинальных линейных размеров.

Принимаем $l_{п} = 90$ мм.

При диаметре вала под подшипник $d_{п} = 70$ мм координата фаски подшипника $r = 3{,}5$ мм (см. приложение, табл. П2). Диаметр вала под колесом

$$d_{кол} = d_{п} + 3{,}2r = 70 + 3{,}2 \cdot 3{,}5 = 81{,}2 \text{ мм}.$$

Расчётное значение диаметра вала под колесом округляем до ближайшего большего значения из ряда *R*-40 номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_{кол} = 85$ мм.

При диаметре вала под колесом $d_{кол} = 85$ мм фаска ступицы колеса $f = 3$ мм (см. приложение, табл. П2). Диаметр упорного буртика

$$d_{бур} = d_{кол} + 3f = 85 + 3 \cdot 3 = 94 \text{ мм}.$$

Расчётное значение диаметра буртика округляем до ближайшего большего значения из ряда *R*-40 номинальных линейных размеров.

Принимаем $d_{бур} = 95$ мм.

Длина упорного буртика при симметричном расположении колеса относительно опор вала – подшипников

$$l_{бур} = 0{,}15b = 0{,}15 \cdot 80 = 12 \text{ мм}.$$

Принимаем без округления $l_{бур} = 12$ мм.

При диаметре вала в месте посадки подшипника $d_{\text{п}} = 70$ мм ширина подшипника $B = 24$ мм (см. табл. 5).

При переходе от консольной части вала к участку вала под подшипником диаметры участков $d_{\text{к}} = 60$ мм, $d_{\text{п}} = 70$ мм.

Величина ступеньки $t = 0{,}5(d_{\text{п}} - d_{\text{к}}) = 0{,}5(70 - 60) = 5$ мм.

Радиус галтели ступеньки вала пропорционален высоте ступеньки. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0{,}6t = 0{,}6 \cdot 5 = 3 \text{ мм}.$$

В месте установки распорной втулки при переходе от участка вала под левым подшипником к участку под колесом на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален координате фаски распорной втулки, равной координате фаски подшипника. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0{,}6r = 0{,}6 \cdot 3{,}5 = 2{,}1 \text{ мм}.$$

Округляем расчётную величину до ближайшего числа, кратного 5.

Принимаем $R = 2$ мм.

При переходе от участка вала под колесом к буртику, где происходит упор ступицы колеса в буртик, на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален величине фаски ступицы колеса. Радиус галтели

$$R = 0{,}7f = 0{,}7 \cdot 3 = 2{,}1 \text{мм}.$$

Принимаем $R = 2$ мм.

В месте установки правого подшипника при переходе от буртика к участку вала под подшипником на валу имеется ступенька. Радиус галтели ступеньки вала пропорционален координате фаски подшипника. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности. Радиус галтели

$$R = 0{,}6r = 0{,}6 \cdot 3{,}5 = 2{,}1 \text{ мм}.$$

Округляем расчётную величину до ближайшего числа, кратного 5.

Принимаем $R = 2$ мм.

Проверка прочности шпоночного соединения

Диаметр консольной части вала $d_к = 60$ мм, длина $l_к = 120$ мм.

Выбираем размеры призматической шпонки в консольной части вала: ширина $b_ш = 18$ мм; высота $h_ш = 11$ мм; длина $l_ш = 80$ мм; глубина паза в вале $t_1 = 7$ мм (табл. П1).

Рабочая длина шпонки: $l_ш^р = l_ш - b_ш = 80 - 18 = 62$ мм.

Напряжение смятия шпонки и условие прочности

$$\sigma_{см} = \frac{2T_2 \cdot 10^3}{l_ш^р d_к (h_ш - t_1)} = \frac{2 \cdot 717{,}7 \cdot 10^3}{62 \cdot 60(11-7)} = 96{,}5 \text{ МПа} < 150 \text{ МПа}.$$

Условие прочности выполнено.

При выборе шпонки под колесом, где диаметр вала $d_{кол} = 85$ мм, ширина ступицы колеса $b = 80$ мм, принимаем по табл. П1 ширину шпонки $b_ш = 22$ мм; высоту $h_ш = 14$ мм; длину $l_ш = 63$ мм; глубину паза в вале $t_1 = 9$ мм. Рабочая длина шпонки: $l_ш^р = l_ш - b_ш = 63 - 22 = 41$ мм.

Напряжение смятия шпонки и условие прочности

$$\sigma_{см} = \frac{2T_2 \cdot 10^3}{l_ш^р d_{кол} (h_ш - t_1)} = \frac{2 \cdot 717{,}7 \cdot 10^3}{41 \cdot 85(14-9)} = 82{,}4 \text{ МПа} < 150 \text{ МПа}.$$

Условие прочности выполнено.

3. Проверочный расчёт вала редуктора

Расчетная схема вала. Построение эпюр изгибающих и крутящих моментов

Схематическое изображение вала и действующей на него нагрузки в вертикальной и горизонтальной плоскостях приведено на рис. 8, *т*. Показаны предположительно опасные сечения вала: *А*, *Б* – сечения на участках вала, ослабленных вырезом под шпонку; *В*, *Г*, *Д* – сечения по ступенькам вала.

Рассмотрим силовую нагрузку вала при симметричном расположении колеса.

Консольная сила от муфты $F_{\text{м}}=125\sqrt{T_2}=125\sqrt{717,7}=3348,7$ Н.

Силы в зацеплении зубчатой передачи:

– окружная сила $F_t=\dfrac{2T_2\cdot10^3}{d_2}=\dfrac{2\cdot717,7\cdot10^3}{333,3}=4306,6$ Н,

– радиальная сила $F_r=F_t\text{tg}20^\circ=4306,6\cdot0,364=1567,6$ Н.

Для построения эпюр изгибающих моментов вычислим расстояния между точками приложения сил, отнесенных к оси вала

$$l_{\text{опор}}=l_{\text{к}}+l_{\text{п}}-(l_{\text{р}}+0,5B)=120+90-(12+0,5\cdot24)=186 \text{ мм},$$

$$a=0,5b+l_{\text{р}}+0,5B=0,5\cdot80+12+0,5\cdot24=64 \text{ мм},$$

$$c=0,5b+l_{\text{бур}}+0,5B=0,5\cdot80+12+0,5\cdot24=64 \text{ мм}.$$

Эпюра изгибающих моментов M_x в вертикальной плоскости

Условия равновесия вала в вертикальной плоскости (рис. 8, *n*):

$$F_r c-R_{1y}(a+c)=0,\quad -F_r a+R_{2y}(a+c)=0.$$

Находим реакции опор подшипников в вертикальной плоскости:

$$R_{1y}=\frac{F_r c}{(a+c)}=\frac{1567,6\cdot64}{64+64}=783,8 \text{ Н},\quad R_{2y}=\frac{F_r a}{(a+c)}=\frac{1567,6\cdot64}{64+64}=783,8 \text{ Н}.$$

Проверка: $R_{1y}-F_r+R_{2y}=783,8-1567,6+783,8=0.$

На 1-м участке вала $0\le z_1\le l_{\text{опор}}$, $M_{1x}=0.$

Изгибающие моменты в сечении вала *A*, где вал ослаблен шпоночным вырезом, и в сечении *B*, где имеется ступенька вала при переходе от консольной части к участку вала под подшипник, равны нулю: $M_{xA}=M_{xB}=0.$

На 2-м участке вала $0\le z_2\le a$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{2x}=R_{1y}z_2$$

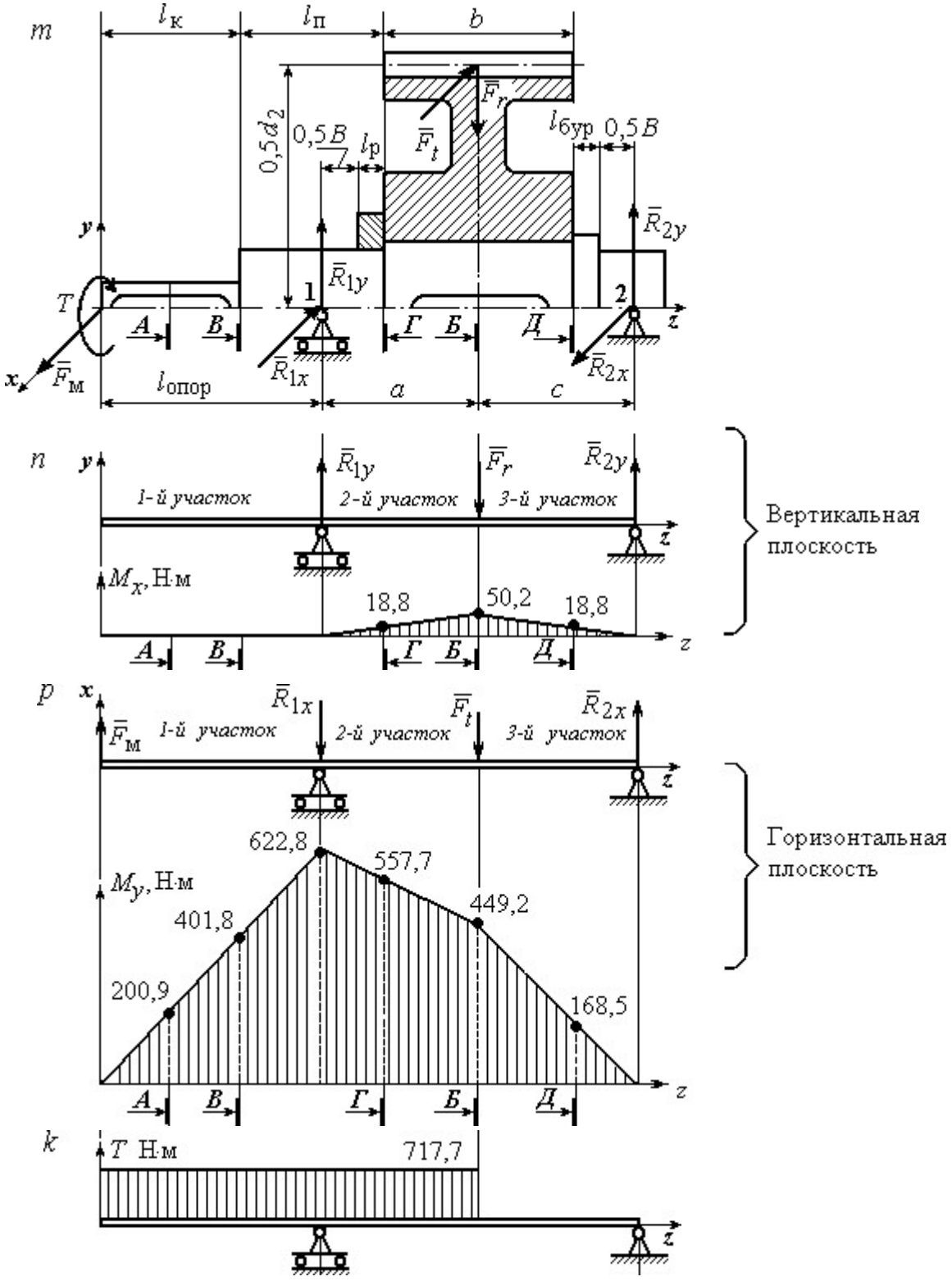


Рис. 8. Расчётная схема вала:
m – нагрузка вала; *n* – проекция нагрузки на вертикальную плоскость
и эпюра изгибающих моментов M_x; *p* – проекция нагрузки
на горизонтальную плоскость и эпюра изгибающих моментов M_y; *k* – эпюра крутящих моментов

В начале участка $z_2 = 0$, $M_{2x} = 0$. В конце участка при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3}$ м

$$M_{2x} = R_{1y} a = 783{,}8 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 50{,}2 \text{ Н·м}.$$

Изгибающий момент в сечении *Г*, где у вала ступенька перехода от диаметра под подшипник к диаметру под колесо, при $z_{2Г} = a - 0{,}5b = 24$ мм

$$M_{xГ} = R_{1y}(a - 0{,}5b) = 783{,}8 \cdot 24 \cdot 10^{-3} = 18{,}8 \text{ Н·м}.$$

Изгибающий момент в сечении *Б*, где вал ослаблен шпоночным вырезом под колесом, при $z_{2Б} = a = 64$ мм $M_{xБ} = R_{1y} a = 783{,}8 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 50{,}2$ Н·м.

На 3-м участке вала $0 \le z_3 \le c$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{3x} = R_{1y}(z_3 + a) - F_r z_3.$$

В начале 3-го участка при $z_3 = 0$, $M_{3x} = 50{,}2$ Н·м. В конце участка при $z_3 = c = 64 \cdot 10^{-3}$ м, $M_{3x} = 0$.

Изгибающий момент в сечении *Д*, где у вала ступенька при переходе от участка под колесом к буртику, при $z_{3Д} = 0{,}5b = 40$ мм

$$M_{xД} = R_{1y}(0{,}5b + a) - F_r 0{,}5b =$$

$$= 783{,}8(40 + 64)10^{-3} - 1567{,}6 \cdot 40 \cdot 10^{-3} = 18{,}8 \text{ Н·м}.$$

Вид эпюры изгибающих моментов в вертикальной плоскости M_x показан на рис. 8, *п*.

Эпюра изгибающих моментов M_y в горизонтальной плоскости

Условия равновесия вала в горизонтальной плоскости (рис. 8, *р*):

$$-F_м(l_{опор} + a + c) + F_t c + R_{1x}(a + c) = 0, \quad -F_м l_{опор} - F_t a + R_{2x}(a + c) = 0.$$

Реакции опор подшипников в горизонтальной плоскости

$$R_{1x} = \frac{1}{(a + c)}\left[F_м(l_{опор} + a + c) - F_t c\right] =$$

$$= \frac{1}{(64 + 64)}\left[3348{,}7(186 + 64 + 64) - 4306{,}6 \cdot 64\right] = 6061{,}5 \text{ Н},$$

$$R_{2x} = \frac{1}{(a + c)}\left[F_м l_{опор} + F_t a\right] =$$

$$= \frac{1}{(64+64)}\left[3348{,}7 \cdot 186 + 4306{,}6 \cdot 64\right] = 7019{,}4 \text{ Н}.$$

Проверка: $F_{\text{м}} - R_{1x} - F_t + R_{2x} = 3348{,}7 - 6061{,}5 - 4306{,}6 + 7019{,}4 = 0.$

На 1-м участке вала $0 \le z_1 \le l_{\text{опор}}$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{1y} = F_{\text{м}} z_1.$$

В начале 1-го участка при $z_1 = 0$, $M_{1y} = 0$.

В конце участка при $z_1 = l_{\text{опор}}$

$$M_{1y} = F_{\text{м}} l_{\text{опор}} = 3348{,}7 \cdot 186 \cdot 10^{-3} = 622{,}8 \text{ Н·м}.$$

Положим координату сечения вала *А*, где вал ослаблен шпоночным вырезом, $z_{1A} = 0{,}5 l_{\text{к}} = 60$ мм. Изгибающий момент в сечении *А*

$$M_{yA} = F_{\text{м}} 0{,}5 l_{\text{к}} = 3348{,}7 \cdot 60 \cdot 10^{-3} = 200{,}9 \text{ Н·м}.$$

Изгибающий момент в сечении *В* при $z_{1B} = l_{\text{к}} = 120$ мм

$$M_{yB} = F_{\text{м}} l_{\text{к}} = 3348{,}7 \cdot 120 \cdot 10^{-3} = 401{,}8 \text{ Н·м}.$$

На 2-м участке вала $0 \le z_2 \le a$. Эпюра моментов

$$M_{2y} = F_{\text{м}} (l_{\text{опор}} + z_2) - R_{1x} z_2.$$

В начале участка при $z_2 = 0$, $M_{2y} = F_{\text{м}} l_{\text{опор}} = 3348{,}7 \cdot 186 \cdot 10^{-3} = 622{,}8$ Н·м.

В конце участка при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3}$ м

$$M_{2y} = F_{\text{м}} (l_{\text{опор}} + a) - R_{1x} a =$$

$$= 3348{,}7(186+64)10^{-3} - 6061{,}5 \cdot 64 \cdot 10^{-3} = 449{,}2 \text{ Н·м}.$$

Изгибающий момент в сечении *Г* при $z_{2Г} = a - 0{,}5b = 24$ мм

$$M_{yГ} = F_{\text{м}} \left(l_{\text{опор}} + a - 0{,}5b\right) - R_{1x} \left(a - 0{,}5b\right) =$$

$$= 3348{,}7\left(186 + 24\right)10^{-3} - 6061{,}5 \cdot 24 \cdot 10^{-3} = 557{,}7 \text{ Н·м}.$$

Изгибающий момент в сечении *Б* при $z_2 = a = 64 \cdot 10^{-3}$ равен изгибающему моменту в конце 2-го участка $M_{yБ} = 449{,}2$ Н·м.

На 3-м участке вала $0 \le z_3 \le c$. Эпюра изгибающих моментов

$$M_{3y} = F_{\text{м}} (l_{\text{опор}} + a + z_3) - R_{1x} (z_3 + a) - F_t z_3.$$

В начале 3-го участка при $z_3 = 0$

$$M_{3y} = F_{\text{м}}(l_{\text{опор}} + a) - R_{1x}a = 449{,}2 \text{ Н·м}.$$

В конце 3-го участка при $z_3 = c = 64 \cdot 10^{-3}$ м $M_{3y} = 0$.

Изгибающий момент в сечении *Д* при $z_{3Д} = 0{,}5b = 40$ мм

$$M_{yД} = F_{\text{м}}\left(l_{\text{опор}} + a + 0{,}5b\right) - R_{1x}\left(a + 0{,}5b\right) - F_t\, 0{,}5b =$$

$$= \left[3348{,}7\left(186 + 64 + 40\right) - 6061{,}5\left(64 + 40\right) - 4306{,}6 \cdot 40\right]10^{-3} = 168{,}5 \text{ Н·м}.$$

Эпюра изгибающих моментов в горизонтальной плоскости приведена на рис. 8, *p*.

Эпюра крутящих моментов показана на рис 8, *k*.

Проверочный расчёт вала

Результаты расчётов изгибающих моментов в потенциально опасных сечениях показаны на рис. 8, *n*, *p* и приведены в табл. 7.

Среди сечений, ослабленных шпоночным пазом (сечение *А*, *Б*), наиболее опасным является сечение *Б* вала под колесом. Суммарный изгибающий момент в этом сечении $M_{\text{сум}\,Б} = 452$ Н·м.

Среди сечений в местах ступенчатого перехода вала (сечения *В*, *Г* и *Д*) наиболее опасным является сечение *Г* – ступенька вала при переходе от диаметра вала под подшипник к диаметру под колесо. В этом сечении суммарный изгибающий момент $M_{\text{сум}\,Г} = 558$ Н·м.

Таким образом, проверку вала на усталостную прочность необходимо проводить в двух наиболее опасных сечениях – *Г* и *Б*.

Таблица 7

Изгибающие моменты в потенциально опасных сечениях вала при расчётах на сопротивление усталости

Параметр	Виды опасных сечений				
	сечения, где вал ослаблен шпоночным пазом		сечения в местах ступенчатого перехода вала		
Сечение на валу	*А*	*Б*	*В*	*Г*	*Д*
Изгибающий момент в вертикальной плоскости M_x, Н·м	0	50,2	0	18,8	18,8
Изгибающий момент в горизонтальной плоскости M_y, Н·м	200,9	449,2	401,8	557,7	168,5
Суммарный изгибающий момент $M_{\text{сум}}$, Н·м	200,9	452,0	401,8	558,0	169,5

Сечение Г. При расчёте момента сопротивления сечения выбирается меньший из диаметров – диаметр вала под подшипник $d_{\text{п}} = 70$ мм.

Момент сопротивления сечения *Г*

$$W_{\text{и}Г} = 0{,}1 d_{\text{п}}^3 = 0{,}1 \cdot 70^3 = 34{,}3 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла нормальных напряжений при изгибе

$$\sigma_{aГ} = \frac{M_{\text{сум}\,Г} 10^3}{W_{\text{и}Г}} = \frac{558 \cdot 10^3}{34{,}3 \cdot 10^3} = 16{,}3 \text{ МПа}.$$

В сечении *Г* отношение радиуса галтели к диаметру $\frac{R}{d_{\text{п}}} = \frac{2}{70} = 0{,}03$.

Коэффициент концентрации напряжений изгиба в сечении *Г*: $K_\sigma = 2$ (рис. П2, приложение).

Для материала вала с пределом прочности $\sigma_{\text{в}} = 640$ МПа при чистовой обработке поверхности коэффициент качества обработки поверхности вала $\beta = 0{,}83$ (рис. П4, приложение).

При расчётном диаметре сечения $d_{\text{п}} = 70$ мм масштабный фактор для напряжений изгиба $\varepsilon_\sigma = 0{,}77$ (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей напряжений изгиба при $\sigma_{\text{в}} = 640$ МПа $\psi_\sigma = 0{,}05$ (табл. П4, приложение).

Среднее напряжение цикла нормальных напряжений $\sigma_{mГ} = 0$.

Предел выносливости материала вала при симметричном цикле изгиба

$$\sigma_{-1} = 0{,}43\sigma_{в} = 0{,}43 \cdot 640 = 275{,}2 \text{ МПа}.$$

Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу в сечении *Г*

$$n_{\sigma Г} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{K_\sigma}{\beta\varepsilon_\sigma}\sigma_{aГ} + \psi_\sigma\sigma_{mГ}} = \frac{275{,}2}{\frac{2}{0{,}83 \cdot 0{,}77}16{,}3} = 5{,}4.$$

Предел выносливости материала вала при пульсирующем цикле касательных напряжений пропорционален пределу прочности материала вала. Выберем среднее значение коэффициента пропорциональности

$$\tau_{-1} = 0{,}25\sigma_{в} = 0{,}25 \cdot 640 = 160 \text{ МПа}.$$

Полярный момент сопротивления сечения *Г*

$$W_{pГ} = 0{,}2d_{п}^3 = 0{,}2 \cdot 70^3 = 68{,}6 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла касательных напряжений и среднее напряжение

$$\tau_{aГ} = \tau_{mГ} = \frac{T_2 \cdot 10^3}{2W_{pГ}} = \frac{717{,}7 \cdot 10^3}{2 \cdot 68{,}6 \cdot 10^3} = 5{,}2 \text{ МПа}.$$

Коэффициент концентрации касательных напряжений в сечении *Г* при отношении радиуса галтели к диаметру вала $\frac{R}{d_{п}} = \frac{2}{70} = 0{,}03$, $K_\tau = 1{,}49$ (рис. П2, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработки поверхности вала $\beta = 0{,}83$ (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для касательных напряжений при диаметре сечения $d_{п} = 70$ мм $\varepsilon_\tau = 0{,}65$ (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей касательных напряжений при $\sigma_{в} = 640$ МПа $\psi_\tau = 0$ (табл. П3, приложение).

Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению в сечении *Г*

$$n_{\tau Г} = \frac{\tau_{-1}}{\frac{K_\tau}{\beta\varepsilon_\tau}\tau_{aГ} + \psi_\tau\tau_{mГ}} = \frac{160}{\frac{1{,}49}{0{,}83 \cdot 0{,}65}5{,}2} = 11{,}1.$$

Общий коэффициент запаса сопротивления усталости сечения *Г*

$$n_Г = \frac{n_{\sigma Г} n_{\tau Г}}{\sqrt{n_{\sigma Г}^2 + n_{\tau Г}^2}} = \frac{5{,}4 \cdot 11{,}1}{\sqrt{5{,}4^2 + 11{,}1^2}} = 4{,}8 > n_{adm} = 2{,}5 \div 3{,}0.$$

В сечении *Г* вал удовлетворяет условию прочности.

Сечение Б. Предел выносливости материала вала при симметричном цикле изгиба $\sigma_{-1} = 275{,}2$ МПа.

Момент сопротивления сечения *Б* при изгибе с учетом шпоночного паза

$$W_{иБ} = 0{,}1 d_{кол}^3 - \frac{b_ш t_1 (d_{кол} - t_1)^2}{2 d_{кол}} = 0{,}1 \cdot 85^3 - \frac{22 \cdot 9 (85 - 9)^2}{2 \cdot 85} = 54{,}7 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла нормальных напряжений при изгибе

$$\sigma_{аБ} = \frac{M_{сум\,Б} 10^3}{W_{иБ}} = \frac{452 \cdot 10^3}{54{,}7 \cdot 10^3} = 8{,}3 \text{ МПа}.$$

Коэффициент концентрации напряжений изгиба для сечения *Б*, ослабленного шпоночным пазом, $\sigma_в = 640$ МПа, $K_\sigma = 1{,}85$ (табл. П3, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработке поверхности вала $\beta = 0{,}83$ (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для напряжений изгиба вала при $d_{кол} = 85$ мм $\varepsilon_\sigma = 0{,}72$ (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей напряжений изгиба при $\sigma_в = 640$ МПа $\psi_\sigma = 0{,}05$ (табл. П4, приложение).

Среднее напряжение цикла нормальных напряжений $\sigma_{mБ} = 0$.

Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу в сечении *Б*

$$n_{\sigma Б} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{K_\sigma}{\beta \varepsilon_\sigma} \sigma_{аБ} + \psi_\sigma \sigma_{mБ}} = \frac{275{,}2}{\frac{1{,}85}{0{,}83 \cdot 0{,}72} 8{,}3} = 10{,}7.$$

Предел выносливости материала вала при пульсирующем цикле касательных напряжений $\tau_{-1} = 160$ МПа.

Полярный момент сопротивления сечения *Б* с учетом шпоночного паза

$$W_{рБ} = 0{,}2 d_{кол}^3 - \frac{b_ш t_1 (d_{кол} - t_1)^2}{2 d_{кол}} = 0{,}2 \cdot 85^3 - \frac{22 \cdot 9 (85 - 9)^2}{2 \cdot 85} = 116{,}1 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Амплитуда цикла касательных напряжений и среднее напряжение

$$\tau_{aБ} = \tau_m = \frac{T_2 \cdot 10^3}{2W_{pБ}} = \frac{717{,}7 \cdot 10^3}{2 \cdot 116{,}2 \cdot 10^3} = 3{,}1 \text{ МПа.}$$

Коэффициент концентрации касательных напряжений для сечения *Б* при $\sigma_в$ = 640 МПа K_τ = 1,6 (табл. П3, приложение).

Коэффициент качества при чистовой обработке поверхности вала при $\sigma_в$ = 640 МПа β = 0,83 (рис. П4, приложение).

Масштабный фактор для касательных напряжений вала при $d_{кол}$ = 85 мм ε_τ = 0,62 (рис. П3, приложение).

Коэффициент учета постоянной составляющей касательных напряжений при $\sigma_в$ = 640 МПа ψ_τ = 0 (табл. П4, приложение).

Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению в сечении *Б*

$$n_{\tau Б} = \frac{\tau_{-1}}{\frac{K_\tau}{\beta\varepsilon_\tau}\tau_{aБ} + \psi_\tau \tau_{mБ}} = \frac{160}{\frac{1{,}6}{0{,}83 \cdot 0{,}62}3{,}1} = 16{,}6.$$

Общий коэффициент запаса сопротивления усталости сечения *Б*

$$n_Б = \frac{n_{\sigma Б} n_{\tau Б}}{\sqrt{n_{\sigma Б}^2 + n_{\tau Б}^2}} = \frac{10{,}7 \cdot 16{,}6}{\sqrt{10{,}7^2 + 16{,}6^2}} = 8{,}9 > n_{adm} = 2{,}5 \div 3{,}0.$$

В сечении *Б* вал удовлетворяет условию прочности.

Расчёт на статическую прочность

При расчёте на статическую прочность опасное сечение вала проходит через средину подшипника 1. В этом сечении суммарный изгибающий момент максимальный, равный $M_{сум1}$ = 622,8 Н·м.

Диаметр сечения $d_п$ = 70 мм. Вал сплошной. Осевой и полярный моменты сопротивления сечения при изгибе и кручении

$$W_{и1} = 0{,}1 d_п^3 = 0{,}1 \cdot 70^3 = 34{,}3 \cdot 10^3 \text{ мм}^3, \quad W_{p1} = 0{,}2 d_п^3 = 0{,}2 \cdot 70^3 = 68{,}6 \cdot 10^3 \text{ мм}^3.$$

Напряжения изгиба и кручения в опасном сечении

$$\sigma_{и1} = \frac{M_{сум1} \cdot 10^3}{W_{и1}} = \frac{622{,}8 \cdot 10^3}{34{,}3 \cdot 10^3} = 18{,}2 \text{ МПа,}$$

$$\tau_{к1} = \frac{T_2 \cdot 10^3}{W_{p1}} = \frac{717{,}7 \cdot 10^3}{68{,}6 \cdot 10^3} = 10{,}5 \text{ МПа}.$$

Эквивалентное напряжение

$$\sigma_{экв} = \sqrt{\sigma_{и1}^2 + 3\tau_{к1}^2} = \sqrt{18{,}2^2 + 3 \cdot 10{,}5^2} = 25{,}7 \text{ МПа}.$$

Коэффициент перегрузки $k = 2$. Предел текучести материала вала

$\sigma_т = 380$ МПа.

Запас статической прочности

$$n_т = \frac{\sigma_т}{k\sigma_{экв}} = \frac{380}{2 \cdot 25{,}7} = 6{,}2 > n_{т\,adm} = 1{,}2 \div 1{,}8.$$

Результаты проверочного расчёта вала на прочность приведены в табл. 8.

Эскизный чертёж вала дан на рис. 9.

Таблица 8

Результаты расчета вала на прочность

Параметр	Виды расчётов		
	сопротивление усталости		статическая прочность
	сечения, где вал ослаблен шпоночным пазом	сечения в местах ступенчатого перехода вала	сечение, где суммарный изгибающий момент максимальный
Наиболее опасное сечение вала	*Б*	*Г*	средина опоры 1
Суммарный изгибающий момент $M_{сум}$, Н·м	452	558	622,8
Коэффициент запаса сопротивления усталости по изгибу, n_σ	10,7	5,4	–
Коэффициент запаса сопротивления усталости по кручению, n_τ	16,6	11,1	–
Общий коэффициент запаса сопротивления усталости, n	8,9	4,8	–
Коэффициент запаса статической прочности	–	–	6,2

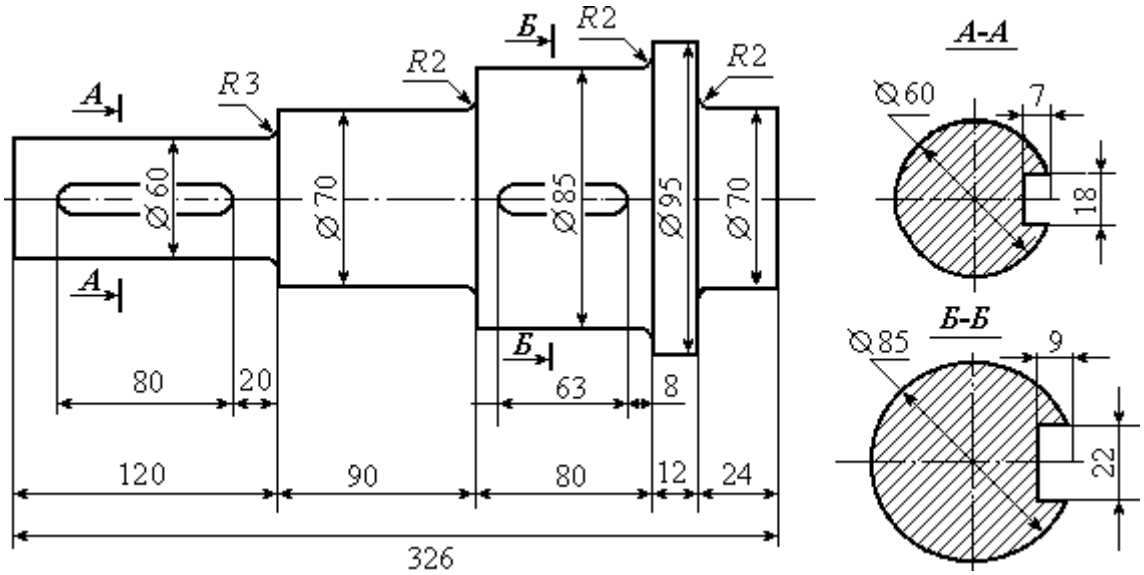
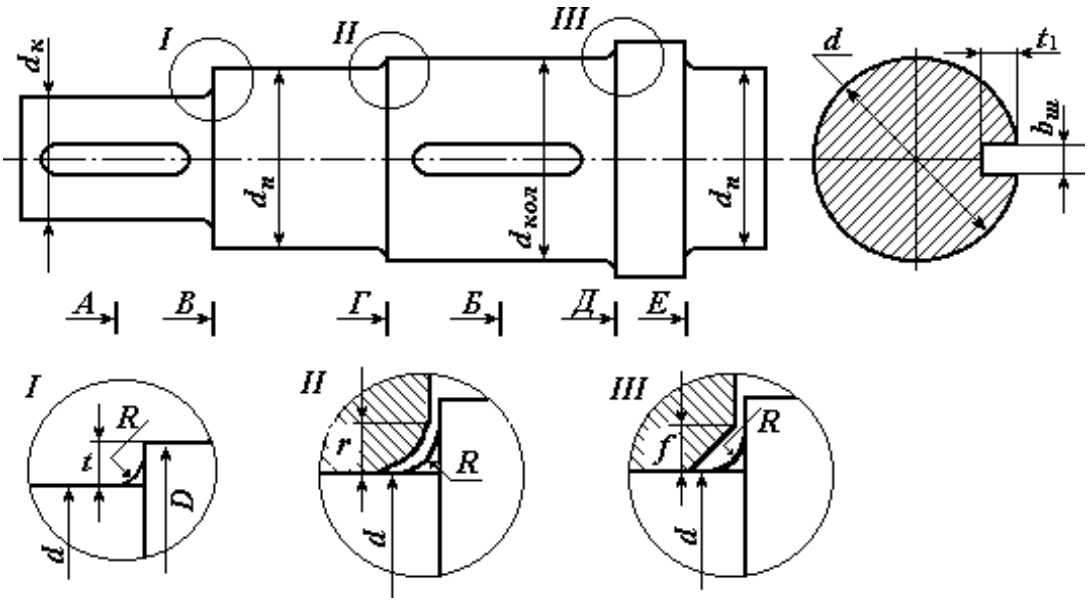


Рис. 9. Эскизный чертёж вала

ПРИЛОЖЕНИЕ

Рис. П1.



Элементы конструкций вала:
R – радиус галтели; *t* – высота ступеньки; *r* – координата фаски подшипника;
f – величина фаски ступицы

Таблица П1

Шпонки призматические (ГОСТ 23360-78)

Диаметр вала, мм	Сечение шпонки, мм			Глубина паза, мм	Диаметр вала, мм	Сечение шпонки, мм			Глубина паза, мм
d	$b_ш$	$h_ш$	$l_ш$	t_1	*d*	$b_ш$	$h_ш$	$l_ш$	t_1
17÷22	6	6	14÷70	3,5	58 ÷ 65	18	11	50÷200	7
22÷30	8	7	18÷90	4	65 ÷75	20	12	56÷220	7,5
30 ÷ 38	10	8	22÷110	5	75 ÷85	22	14	63÷250	9
38 ÷ 44	12	8	28÷140	5	85 ÷95	25	14	70÷280	9
44 ÷ 50	14	9	36÷160	5,5	95 ÷110	28	16		10
50 ÷ 58	16	10	45÷180	6	110÷130	32	18		11

Примечание. Длина шпонки $l_ш$ (мм) выбирается из стандартного ряда длин: 12; 14; 16; 18; 20; 22; 25; 28; 32; 36; 40; 45; 50; 56; 63; 70; 80; 90; 100; 110; 125

Таблица П2

Значения высоты *t* ступеньки вала, координаты *r* фаски подшипника и величины *f* фаски ступицы колеса в зависимости от диаметра *d* вала, мм

d	17–24	25–30	32–40	42–50	52–60	63–70	75–85	85–95	95–105	105–115
t	2	2,2	2,5	2,8	3	3,3	3,5	3,8	4	4
r	1,6	2	2,5	3	3	3,5	3,5	4	4	4
f	1	1	1,2	1,6	2	2	2	2,2	2,6	2,6

Таблица П3

Эффективные коэффициенты концентрации напряжений для сечений валов, ослабленных шпоночными пазами

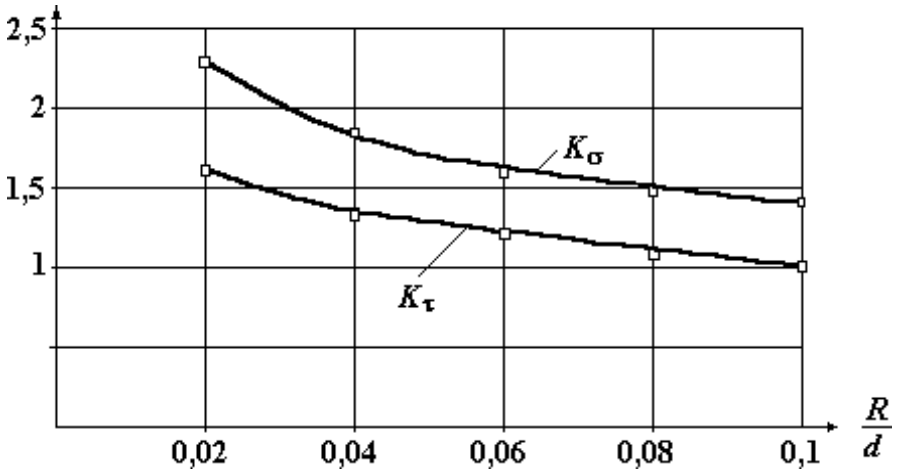
$\sigma_в$, МПа	500	700	900
K_σ	1,6	1,9	2,15
K_τ	1,4	1,7	2,05

Таблица П4

Коэффициенты чувствительности асимметрии цикла

$\sigma_в$, МПа	350 – 520	520 – 720	720 – 1000	1000 – 1200
ψ_σ	0	0,05	0,1	0,2
ψ_τ	0	0	0,05	0,1

Рис. П2. Эффективные коэффициенты концентрации напряжений K_σ и K_τ в зависимости от отношения радиуса галтели к диаметру вала



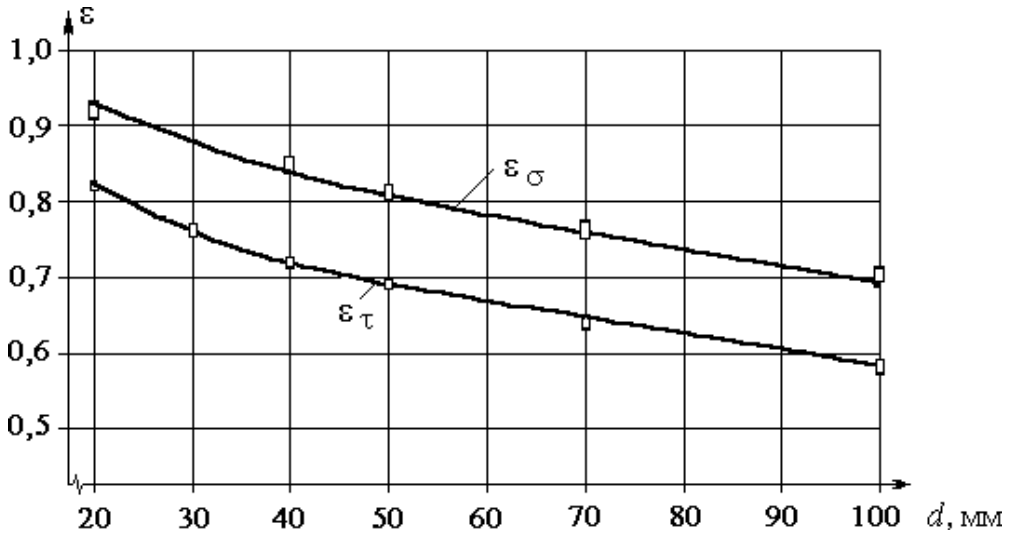


Рис. П3. Зависимость значений масштабных факторов ε_σ и ε_τ от диаметра вала

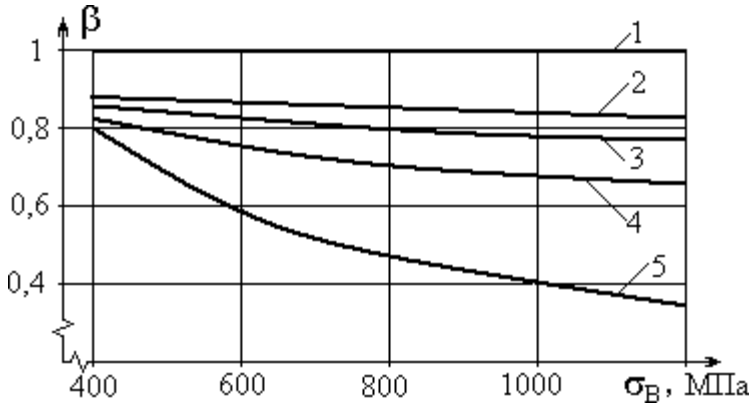


Рис. П4. Зависимость коэффициента β качества обработки поверхности от предела выносливости материала и вида обработки:

1 – полированная поверхность; 2 – шлифование; 3 – тонкая (чистовая) обработка; 4 – грубое точение; 5 – окалина

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Афанасьев А. И., Ляпцев С. А. Курсовое проектирование по теории механизмов и машин. – Екатеринбург: Изд–во УГГУ, 2005.

Дунаев П. Ф., Леликов О. П. Конструирование узлов и деталей машин: учебн. пособие для студ. техн. спец. вузов. – М.: Изд. центр «Академия», 2003. – 496 с.

Краснов М. М., Вереина Л. И. Техническая механика. М.: – Academia, 2010. – 288 с.

Левитский И. И. Теория механизмов и машин. – М.: Высшая школа, 2007.

Мокрушин Н. В., Ляпцев С. А. Лекции по сопротивлению материалов. – Екатеринбург: Изд–во УГГУ, 2012.

Сопротивление материалов в примерах и задачах. *Под ред*. *Мокрушина Н. В.*– Екатеринбург: Изд–во УГГУ, 2010.

Олофинская В. П. Техническая механика. – М.: Форум, 2009.

Смеляпин А. И. Теория механизмов и машин. – М.: Инфра, 2009.

Степин П. А. Сопротивление материалов. – М.: Лань, 2010.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ

Проректор по учебно-методическому комплексу

_____ С.Г. Кантуров

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.08 ПРИКЛАДНАЯ МЕХАНИКА

Специальность –

21.05.04 Горное дело

Специализация –

Открытые горные работы

Авторы: Котельников А.П, к.т.н., доц.

Одобрена на заседании кафедры

Технической механики

(название кафедры)

Зав. кафедрой _____

(подпись)

Волков Е.Б.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 1 от 17.09.2021

(Дата)

Рассмотрена методической комиссией факультета

Горно-механического

(название факультета)

Председатель _____

(подпись)

Осипов П.А.

(Фамилия И.О.)

Протокол № 2 от 12.10.2021

(Дата)

Екатеринбург

Методические указания адресованы студентам, обучающимся по направлению подготовки 21.05.04 Горное дело, и призваны обеспечить эффективную самостоятельную работу по курсу «Прикладная механика».

Форма контроля самостоятельной работы студентов – проверка на практическом занятии, расчетно-графическая работа, зачет.

ФОРМЫ И СОДЕРЖАНИЕ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, владений (опыта деятельности), характеризующие формирование компетенций

Ознакомление обучающихся с процедурой и алгоритмом оценивания (в начале изучения дисциплины).

Проверка ответов на задания, выполненных работ.

Сообщение результатов оценивания обучающимся, обсуждение результатов. Оформление необходимой документации.

1. ШПОНОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Шпоночные и шлицевые соединения служат для закрепления деталей на осях и валах и передачи крутящего момента от вала к ступице детали или наоборот, от ступицы к валу.

Рабочими гранями призматических и сегментных шпонок служат их боковые, более узкие грани. На боковых гранях возникают напряжения смятия $\sigma_{см}$, а в продольном сечении шпонки – напряжения среза $\tau_{ср}$.

Условие прочности на смятие для призматических шпонок (рис. 1):

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} \le [\sigma_{см}],$$

условие прочности шпонки на срез:

$$\tau_{ср} = \frac{2 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot b \cdot l_{раб}} \le [\tau_{ср}],$$

где T – крутящий момент на валу; d – диаметр вала; h – высота шпонки; b – ширина шпонки; $l_{раб}$ – рабочая длина призматической шпонки.

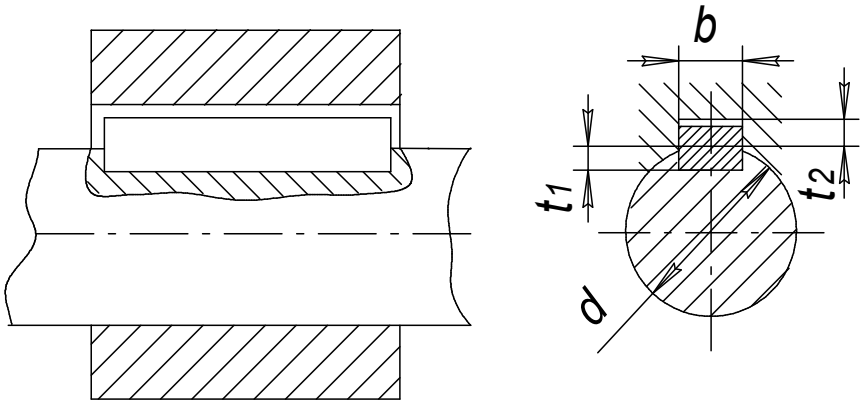


Рис. 1. Шпоночное соединение

Для неподвижных шпоночных соединений допускают:
при переходных посадках $[\sigma_{см}] = 80...150$ МПа; при посадках с натягом $[\sigma_{см}] = 110...200$ МПа. Меньшие значения для чугунных ступиц и при резких изменениях нагрузки. В подвижных соединениях (в осевом направлении) $[\sigma_{см}] = 20...30$ МПа. Допускаемые напряжения на срез шпоночных соединений $[\tau_{ср}] = 60...90$ МПа.

Допускаемое напряжение смятия в неподвижных шлицевых соединениях при тяжёлых условиях эксплуатации $[\sigma_{см}] = 35...50$ МПа.

Задача № 1

Для вала диаметром 60 мм подобрать размеры призматической шпонки с закругленными концами. Определить, какой момент может передавать эта шпонка. Принять длину шпонки $l = 1{,}3 \cdot d$; $[\sigma_{см}] = 80$ МПа.

Решение

По рекомендации вычисляем предварительную длину шпонки $l = 1{,}3 \cdot 60 = 78{,}0$ мм. .

По ГОСТу 23360-78 принимаем $l = 80$ мм и выбираем размеры сечения шпонки высота h=11 мм; ширина b=18 мм в соответствии с диаметром вала d=60 мм (табл.П.1). Рабочая длина шпонки

$$l_{раб} = l - b. \qquad (1)$$

Запишем условие прочности на смятие

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} \le [\sigma_{см}] , \qquad (2)$$

откуда определяем крутящий момент

$$T \le \frac{[\sigma_{см}] \cdot d \cdot h \cdot l_{раб}}{4 \cdot 10^3} = \frac{80 \cdot 60 \cdot 11 \cdot (80 - 18)}{4 \cdot 10^3} = 818 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Задача № 2

Выбрать по ГОСТу призматическую шпонку для соединения шестерни с валом диаметром 35 мм (рис.1), передаваемый момент равен $150 Н \cdot м$. Выполнить полную проверку соединения на прочность.

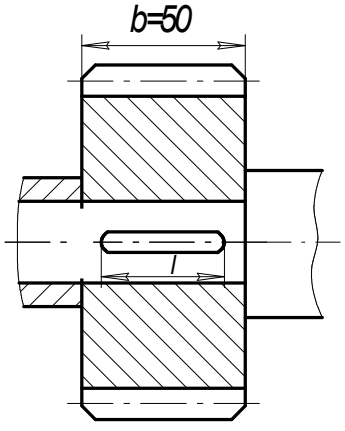


Рис. 2. Соединение к задаче 2

Решение

По ГОСТу 23360-78 выбираем сечение шпонки h=8 мм; b=10 мм. Из конструктивных соображений длину шпонки l принимаем на 5─10 мм меньше ширины зубчатого венца шестерни b_w=50 мм, поэтому l =45 мм. Итак, размеры шпонки по ГОСТ $10 \times 8 \times 45$ мм.

Проверим прочность шпонки на смятие:

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} = \frac{4 \cdot 150 \cdot 10^3}{35 \cdot 8 \cdot (45 - 10)} = 61{,}2 \text{ МПа} < 80 \text{ МПа}, \quad (3)$$

где $[\sigma_{см}] = 80$ МПа .

Проверим шпонку на срез:

$$\tau_{ср} = \frac{2 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot b \cdot l_{раб}} = \frac{2 \cdot 150 \cdot 10^3}{35 \cdot 10 \cdot (45 - 10)} = 24{,}5 \text{ МПа} < 60 \text{ МПа}, \quad (4)$$

где $\lfloor \tau_{ср} \rfloor = 60$ МПа. Условия прочности выполнены.

Задача № 3

Зубчатое колесо, рассчитанное для передачи окружного усилия $F_t = 6кН$, соединено с валом призматической шпонкой (рис.3). Проверить шпоночное соединение на прочность.

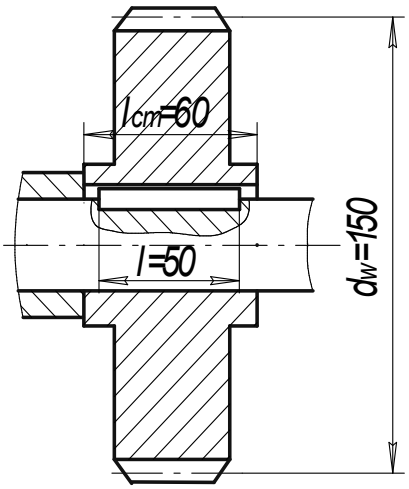
Решение

Определяем крутящий момент на валу, передаваемый цилиндрическим зубчатым колесом, Н·м:

$$T = \frac{F_t \cdot d_w}{2} = \frac{6 \cdot 10^3 \cdot 150 \cdot 10^{-3}}{2} = 450 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

Диаметр вала определяем из условия прочности вала:

$$d \geq \sqrt[3]{\frac{T}{0{,}2[\tau]}} = \sqrt[3]{\frac{450 \cdot 10^3}{0{,}2 \cdot 15}} = 53{,}1 \text{ мм}, \quad (5)$$



где [τ] – пониженное напряжение на кручение, обычно принимают для редукторных и аналогичных валов [τ] = (12…15) МПа.

Округляем по ряду Ra 40 диаметр вала *d*=56 мм.

Размеры шпонки выбираем по ГОСТу 23360-78 $16 \times 10 \times 50$ (по табл. П. 1).

Проводим проверку шпонки на смятие:

$$\sigma_{см} = \frac{4 \cdot T}{d \cdot h \cdot l_{раб}} = \frac{4 \cdot 450 \cdot 10^3}{56 \cdot 10 \cdot (50 - 16)} = 94{,}5 \text{ МПа}. \quad (6)$$

Поскольку $\sigma_{см} = 94{,}5 \text{ МПа} < [\sigma_{см}] = 200 \text{ МПа}$, условие прочности соблюдается, так как посадка колеса на вал с натягом.

Рис.3. Соединение к задаче 3

Задача № 4

Втулочная муфта, соединяющая два вала, установлена на сегментных шпонках (рис. 4). Соединение с натягом. Подобрать размеры шпонки и проверить соединение на срез и смятие. Расчетный момент определить из условия прочности вала на кручение, при допускаемом напряжении на кручение $[\tau_{КР}] = 25МПа$, ослабление вала шпоночной канавкой не учитывать.

Решение

Условие прочности вала на кручение:

$$\tau_{кр} = \frac{T}{0{,}2 \cdot d^3} \leq [\tau_{кр}], \quad (7)$$

откуда вычисляем крутящий момент

$$T \le \frac{[\tau_{кр}] \cdot 0{,}2 \cdot d^3}{10^3} = \frac{25 \cdot 0{,}2 \cdot 38^3}{10^3} = 274\ \text{Н} \cdot \text{м}\ .$$

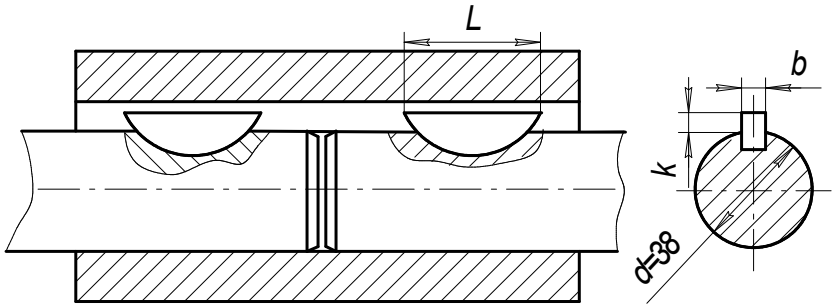


Рис. 4. Соединение к задаче 4

Размеры шпонки выбираем по ГОСТ 24071-80: высота h=13 мм; ширина b=10 мм; D=32 мм; глубина врезания t_1=10 мм; t_2 = 3,3 мм (далее в формуле $k = t_2$) см. табл. П. 2. Проверяем подобранную шпонку на смятие

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot T}{d \cdot k \cdot L} = \frac{2 \cdot 274 \cdot 10^3}{38 \cdot 3{,}3 \cdot 32} = 137\ \text{МПа}, \qquad (8)$$

где длина шпонки $L \approx D \approx 32$ мм .

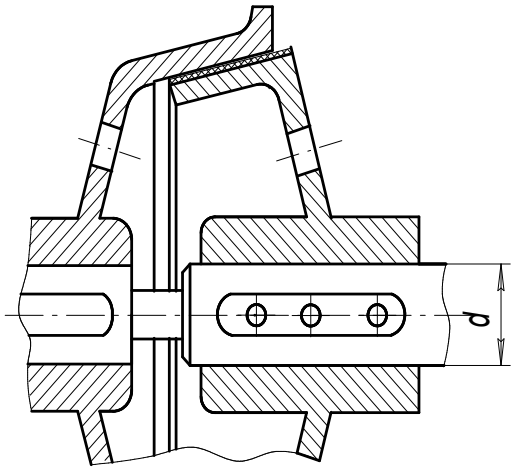
Поскольку $\sigma_{см} = 137\ \text{МПа} < [\sigma_{см}] = 200\ \text{МПа}$, то далее проверяем шпонку на срез

$$\tau_{ср} \approx \frac{2 \cdot T}{d \cdot b \cdot L} \approx \frac{2 \cdot 274 \cdot 10^3}{38 \cdot 10 \cdot 32} \approx 45\ \text{МПа} < 60\ \text{МПа}. \qquad (9)$$

Отмечаем, что соединение с натягом является прочным.

Задача № 5

Определить рабочую длину и сечение призматической шпонки вала конической фрикционной муфты (рис. 5.) по следующим данным: d=45 мм; материал сталь 50. Материал муфты – чугун СЧ18. Момент, передаваемый муфтой, равен $T = 345\ \text{Н} \cdot \text{м}$. Перемещение муфты производится под нагрузкой, вал работает с незначительными толчками, $[\sigma_{см}] = 40\ \text{МПа}$.



Решение

По ГОСТу 23360-78 выбираем сечение шпонки 14х9 мм, где b=14 мм; h=9 мм; t_1=5,5 мм; t_2 = 3,8 мм; (табл. П.1).

Условие прочности на смятие:

Рис. 5. Муфта коническая

$$\sigma_{CM} = \frac{4 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot h \cdot l_{РАБ}} \le [\sigma_{CM}], \qquad (10)$$

откуда определяем рабочую длину шпонки $l_{раб} \ge \frac{4 \cdot T \cdot 10^3}{d \cdot h \cdot [\sigma_{см}]} = \frac{4 \cdot 345 \cdot 10^3}{45 \cdot 9 \cdot 40} = 85{,}2$ мм.

Вычисляем предварительно длину призматической шпонки $l = l_{раб} + b = 85{,}2 + 14 = 99{,}2$ мм и принимаем по ГОСТ окончательно l =100 мм.

2. ШЛИЦЕВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 6

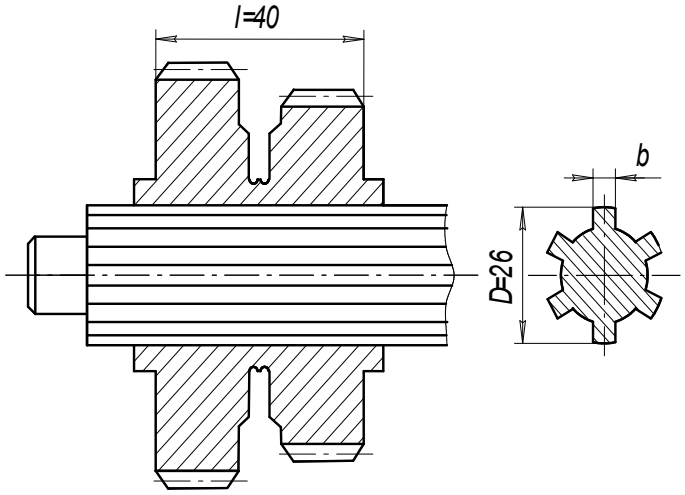


Рис. 6. Шлицевое соединение

Проверить зубчатое (шлицевое) прямобочное соединение блока шестерен с валиком (рис. 6) коробки передач токарного станка по следующим данным: материал вала – сталь 45, число зубьев (шлицов) $z = 6$. Передаваемый момент T= 100 Н·м. Блок шестерен из стали 40, переключение не под нагрузкой. Рабочая поверхность шлицов термически обработана и шлифована.

Условия эксплуатации средние.

Решение

По заданному наружному диаметру D=26 мм выбираем по табл. П.3 легкую серию с размерами: b =6 мм, c =0,3 мм, l =40 мм, d =23 мм, z = 6.

Проверяем соединение на смятие:

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot T}{d_{ср} \cdot k_з \cdot z \cdot h \cdot l} \le [\sigma_{см}], \qquad (11)$$

где $d_{ср} = \frac{D + d}{2} = \frac{26 + 23}{2} = 24{,}5$ мм; $k_з = 0{,}7...0{,}8$; принимаем $k_з = 0{,}75$;

$h = \frac{D - d}{2} - 2 \cdot c = \frac{26 - 23}{2} - 2 \cdot 0{,}3 = 0{,}9$ мм; $[\sigma_{см}] = 45$ МПа;

$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot 100 \cdot 10^3}{24{,}5 \cdot 0{,}75 \cdot 6 \cdot 0{,}9 \cdot 40} = 50{,}4$ МПа > 45 МПа, из этого следует, что легкая серия не подходит, а значит выбираем среднюю. Для средней серии: D=2 мм, b =6 мм, c =0,3 мм, l =40 мм, d =23 мм, z = 6.

$$\sigma_{см} = \frac{2 \cdot 100 \cdot 10^3}{25{,}5 \cdot 0{,}75 \cdot 6 \cdot 1{,}9 \cdot 40} = 22{,}9 \text{ МПа}, \quad \text{где} \quad d_{ср} = \frac{D+d}{2} = \frac{28+23}{2} = 25{,}5 \text{ мм};$$

$$h = \frac{D-d}{2} - 2 \cdot c = \frac{28-23}{2} - 2 \cdot 0{,}3 = 1{,}9 \text{ мм}; \quad \sigma_{см} = 22{,}9 \text{ МПа} < 45 \text{ МПа},$$

следовательно, средняя серия удовлетворяет условию прочности.

3. СВАРНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Сварка – это технологический процесс соединения металлических деталей при сильном местном нагреве их до расплавленного или пластического состояния с применением давления. Затвердевший после сварки металл называется сварным швом. Прочность соединения зависит от однородности и непрерывности материала сварного шва и окружающей его зоны.

Наибольшее распространение получили следующие виды сварки: электродуговая ручная, автоматическая дуговая под слоем флюса, контактная (оплавленная, точечная, шовная, трением). Электрошлаковая сварка предназначена для соединения деталей большой толщины и для чугунных отливок.

Все виды контактной сварки высокопроизводительны, их широко применяют в массовом производстве для сварки труб, арматуры, кузовов автомашин, металлической обшивки железнодорожных вагонов, корпусов самолетов, тонкостенных резервуаров и т. д.

В зависимости от толщины свариваемых дуговой сваркой деталей требования к форме кромок различны: края тонких листов до 3 мм загибают, кромки листов толщиной от 8 до 20 мм при автоматической сварке выполняют прямыми, а при большей толщине деталей делают скошенные края под углом 60 градусов.

По сравнению с клёпаными и литыми конструкциями сварные обеспечивают существенную экономию металла и значительно снижают трудоемкость процесса изготовления. Поэтому сварные конструкции в большинстве случаев гораздо дешевле клепаных и литых. Применение сварки особенно целесообразно при изготовлении конструкций сложной формы, отдельные детали которых получают прокаткой, ковкой, штамповкой и отливкой.

К недостаткам сварных конструкций относятся: появление остаточных напряжений в свариваемых элементах после окончания процесса сварки, коробление, плохое восприятие переменных и особенно вибрационных нагрузок, сложность и трудоемкость контроля качества сварных швов.

Конструкции и расчет на прочность. Сварные соединения относятся к неразъёмным. По взаимному расположению элементов их можно разделить на следующие группы: стыковые, угловые, нахлесточные и тавровые.

Сварной шов стыкового соединения называется стыковым швом, а сварной шов углового, нахлесточного или таврового соединений – угловым швом.

Стыковые швы рассчитывают:

на растяжение $\sigma_р = \dfrac{F}{b \cdot \delta} \le [\sigma']_р$; (12)

и на сжатие $\sigma_{сж} = \dfrac{F}{b \cdot \delta} \le [\sigma']_{сж}$; (13)

а также на изгиб $\sigma = \dfrac{M}{W} = \dfrac{M \cdot 6}{b \cdot \delta^2}$, (14)

где F – внешняя нагрузка; $[\sigma'_р]$ – допускаемое напряжение сварного шва при растяжении, пишется со штрихом и вычисляется по формуле: $[\sigma'_р] = (0{,}9...1{,}0) \cdot [\sigma_р]$; $[\sigma_р]$ – допускаемое напряжение при растяжении для материала деталей; b - длина сварного шва; δ – толщина деталей; M – изгибающий момент в плоскости сечения; W – момент сопротивления расчетного сечения шва.

Угловые швы имеют следующие основные геометрические характеристики – катет k и высоту h ; для нормального шва $h = k \sin 45 = 0{,}7k$ (рис. 7).

В зависимости от расположения швы различают: фланговые, лобовые и косые.

Лобовой шов расположен перпендикулярно линии действия нагружающей силы, а фланговый - параллельно. Обычно применяют комбинированные сварные швы в соединениях.

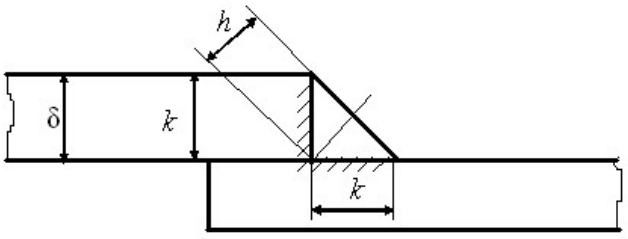


Рис. 7. Угловой шов

Условие прочности флангового шва записывается в виде:

$$\tau = \frac{F}{0{,}7k_1 \cdot 2l} \le [\tau'] \quad (15)$$

где $[\tau']$- допускаемое напряжение в сварном шве при срезе.

Для сравнительно коротких швов, если соединение нагружено парой сил с моментом Т, касательные напряжения определяется в виде

$$\tau = \frac{T}{0{,}7klb} \le [\tau'] \quad (16)$$

Если одна из соединяемых деталей асимметрична, например, к листу приварен уголок, то расчет прочности производят с учетом нагрузки, воспринимаемой каждым швом и распределяемой по швам обратно пропорционально плечам a_1 и a_2 (рис. 8).

При этом напряжения в обоих фланговых швах определяются:

$$\tau = \frac{F}{0{,}7k(l_1 + l_2)} \le \left[\tau'\right] \tag{17}$$

и длина каждого шва находится обратно пропорционально плечам: $\frac{l_1}{l_2} = \frac{a_2}{a_1}$.

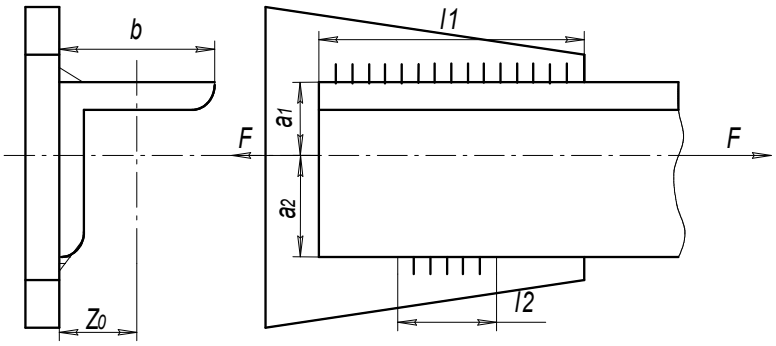


Рис. 8. Фланговый шов асимметричной детали

Л о б о в ы е ш в ы

Лобовые швы рассчитывают только по касательным напряжениям, действующим в плоскости биссектрисы m-m:

$$\tau = \frac{F}{0{,}7kl} \le \left[\tau'\right] \tag{18}$$

Если соединение нагружено парой сил с моментом Т, то условие прочности:

$$\tau_c = \frac{T}{W} = \frac{6T}{0{,}7klb^2} \le [\tau'_c]. \tag{19}$$

При сложном напряженном состоянии растяжения (или сжатия) с изгибом прочность соединения определяют по формулам:

для соединений встык, выполненных стыковым швом

$$\sigma_p = \frac{F}{b \cdot \delta} + \frac{6M}{b \cdot \delta^2} \le \left[\sigma'_p\right] \tag{20}$$

для нахлёсточных соединений, выполненных угловыми швами

$$\tau_c = \frac{6M}{0{,}7k \cdot 2l^2} + \frac{F}{0{,}7k \cdot 2l} \le [\tau'_c]. \tag{21}$$

Для решения задач приведены физико-механические свойства некоторых сталей (табл. 1).

Таблица 1

Физико-механические свойства некоторых материалов

Марка стали	Предел прочности $\sigma_в$, МПа	Предел текучести $\sigma_т$, МПа	Предел выносливости σ_{-1}, МПа

Ст 3 и 10	340	200	160
Сталь 20	400	240	170
Сталь 35	500	300	180
Сталь 45	600	360	240
Сталь 35 Х	800	640	280
Сталь 30ХГСА	1000	900	300

Допускаемые напряжения сварных швов зависят от вида шва, способа сварки, марки электродов и характера нагрузки (табл.2.).

Таблица 2

Допускаемые напряжения в сварных швах

Вид технологического процесса сварки	Допускаемые напряжения в швах при		
	Растяжении $[\sigma']_P$	Сжатии $[\sigma']_{СЖ}$	Срезе $[\tau']$
Автоматическая под флюсом, ручная электродами Э42А и Э50А, контактная стыковая	$[\sigma]_P$	$[\sigma]_P$	$0{,}65[\sigma]_P$
Ручная дуговая электродами Э42 и Э50, газовая сварка	$0{,}9[\sigma]_P$	$[\sigma]_P$	$0{,}6[\sigma]_P$
Контактная точечная и шовная	-	-	$0{,}5[\sigma]_P$

Примечание. $[\sigma]_р = \sigma_T / s$ - допускаемое напряжение на растяжение для материала соединяемых деталей при статических нагрузках. Для металлических конструкций запас прочности s =1,4…1,6.

Задача №7

Проверить прочность соединения двух стальных листов толщиной $\delta = 10$ мм, шириной $b = l = 200$ мм , нагруженных силой $F = 140$ кН. Материал – сталь Ст5 ($\sigma_т = 200$ МПа).

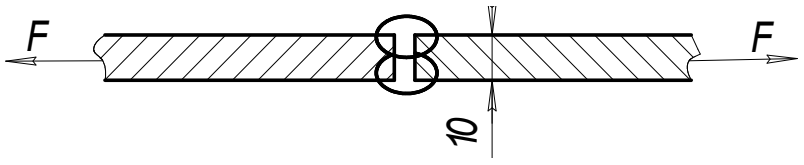


Рис. 9. Сварное соединение к задаче 7

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале

$$[\sigma]_р = \sigma_т / s = \frac{200}{1{,}5} = 133 \text{ МПа}.$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве по табл. 2:
$\lfloor\sigma'\rfloor_{\text{р}} = 0{,}9 \cdot 133 = 120$ МПа .

Запишем условие прочности сварного шва

$$\sigma'_{\text{р}} = \frac{F}{\delta \cdot l} \le \left[\sigma'\right]_{\text{р}} \qquad (22)$$

и вычислим

$$\sigma'_P = \frac{140 \cdot 10^3}{200 \cdot 10^{-3} \cdot 10 \cdot 10^{-3}} = 70 \cdot 10^6\, Па = 70 МПа < 120 МПа$$

Значит, соединение прочное.

Задача № 8

Две полосы из стали Ст3 шириной 200 мм и толщиной 12 мм соединены сварным швом и нагружены силами F (рис. 8).Материал листов – сталь Ст3, для которой $\lfloor\sigma_p\rfloor = 160 МПа$. Требуется определить допускаемые значения силы для следующих вариантов выполнения шва:

а) ручная сварка электродом Э42;

б) сварка автоматическая под слоем флюса.

Для каждого из указанных вариантов определить процент использования основного материала конструкции.

Решение

а) Определяем допускаемое напряжение в сварном шве:

б) $[\sigma'] = 0{,}9 \cdot \lfloor\delta_p\rfloor = 0{,}9 \cdot 160 = 144 МПа$ - по табл. 2;

Из условия прочности $\sigma_{\text{р}} = \frac{F}{b \cdot \delta} \le [\sigma'_{\text{р}}]$ (23)

определяем усилие: $F \ge b \cdot \delta \cdot [\sigma'] = 200 \cdot 10^{-3} \cdot 12 \cdot 10^{-3} \cdot 144 \cdot 10^6 = 346 кН$. (24)

Использовано только 90% основного материала.

б) Определяем допускаемое напряжение в сварном шве:
$[\sigma'] = \lfloor\delta_p\rfloor = 160 МПа$

определяем усилие: $F \ge A \cdot [\sigma'] = 200 \cdot 10^{-3} \cdot 12 \cdot 10^{-3} \cdot 160 \cdot 10^6 = 384 кН$.

Используется 100% основного материала.

Задача №9

Определить длины сварных швов, соединяющих уголок с косынкой. Сварка ручная электродом Э42. Катет швов равен толщине полки уголка №10. Материал сталь 35.

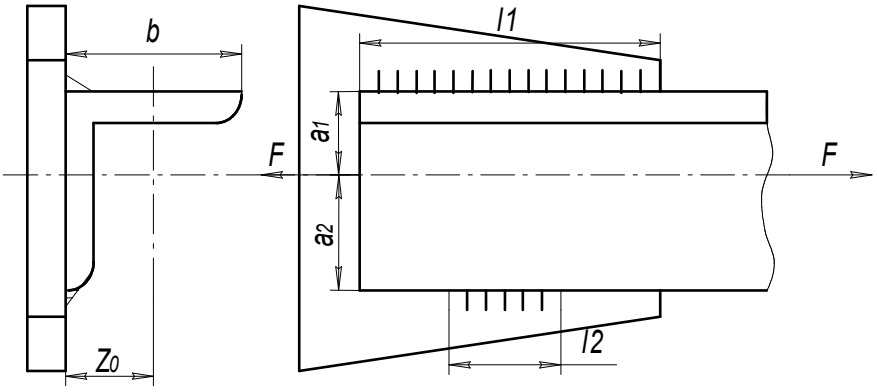


Рис.10. Сварное соединение задаче 9

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале:

$[\sigma_p] = \frac{\sigma_T}{S} = \frac{300}{1{,}5} = 200\ МПа \cdot$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):

$[\tau'_C] = 0{,}6 \cdot [\sigma_p] = 0{,}6 \cdot 200 = 120 МПа$

По справочнику [6] для уголка № 10 определяем размеры: ширина полки $b = 100 мм$; толщина полки $t = 10 мм$; расстояние от полки до центра тяжести $z_0 = 28{,}3 мм$; площадь $A = 1920 мм^2$; $a_1 = 28{,}3 мм$; $a_2 = b - z_0 = 100 - 28{,}3 = 71{,}7 мм$.

Исходя из прочности уголка $\sigma_p = \frac{F}{A} \le [\sigma_p]$,

определяем допускаемую силу $F \le A \cdot [\sigma_p] = 1920 \cdot 10^{-6} \cdot 200 \cdot 10^6 = 384 \cdot 10^3 H = 384\ кН \cdot$

Составляем условие прочности для сварного шва:

$$\tau = \frac{F}{0{,}7K \cdot l_\Sigma} \le [\tau'_C], \qquad (25)$$

откуда определяем суммарную длину сварного шва (l_Σ)

$$l_\Sigma \ge \frac{F}{0{,}7k \cdot [\tau'_C]} = \frac{384 \cdot 10^3}{0{,}7 \cdot 10^{-2} \cdot 120 \cdot 10^6} = 457 \cdot 10^{-3} м \cdot$$

Решаем систему уравнений $\frac{l_1}{l_2} = \frac{a_2}{a_1} = \frac{71{,}7}{28{,}3} = 2{,}53$; (26)

$$l_1 + l_2 = l_\Sigma . \qquad (27)$$

Из уравнения (26) $l_1 = 2{,}53 \cdot l_2$;

подставляем в уравнение (27) $2{,}53 \cdot l_2 + l_2 = 457$ мм;

далее вычисляем $l_2 = \frac{457}{3{,}53} = 129$ мм; $l_1 = l_\Sigma - l_2 = 455 - 129 = 328$ мм.

Ответ: $l_1 = 328$ мм; $l_2 = 129$ мм.

Задача № 10

Проверить прочность сварных швов, соединяющих диск с зубчатым ободом и

диск со ступицей диаметром 120 мм. Катеты сварных швов $k_1 = 4$ мм, $k_2 = 6$ мм. Передаваемая мощность $P = 18$ кВт и угловая скорость зубчатого колеса $\omega = 3\ ^{\text{рад}}/_{\text{с}}$. Диаметры $d_2 = 120$ мм; $D_1 = 450$ мм. Допускаемое напряжение $[\sigma_р] = 200$ МПа.

Решение

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):
$[\tau'_с] = 0{,}6 \cdot [\sigma_р] = 0{,}6 \cdot 200 = 120$ МПа.

Определяем крутящий момент, передаваемый зубчатым колесом:

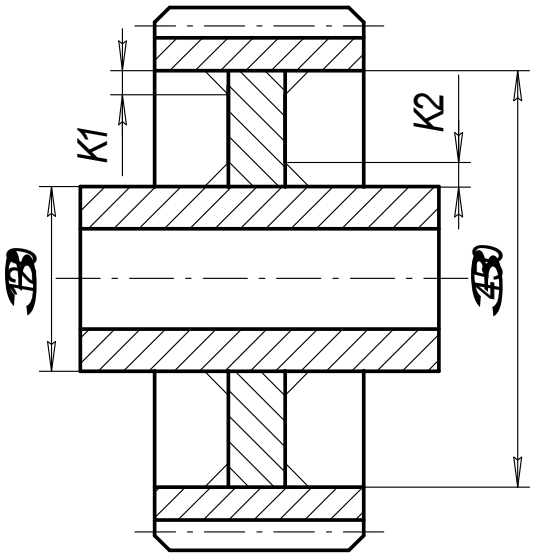


Рис.11. Сварное зубчатое колесо

$$T = \frac{P \cdot 10^3}{\varpi} = \frac{18 \cdot 10^3}{3} = 6 кН \cdot м .$$

Условия прочности для двухстороннего сварного шва 1 между диском и зубчатым ободом: $\tau'_1 = \frac{F_1}{0{,}7K_1 \cdot 2\pi D_1} \le [\tau']$, (28)

где $F_1 = \frac{2T}{D_1} = \frac{2 \cdot 6000}{450 \cdot 10^{-3}} = 26{,}7 кН$;

$$\tau'_1 = \frac{26{,}7 \cdot 10^3}{0{,}7 \cdot 4 \cdot 10^{-3} \cdot 2 \cdot 3{,}14 \cdot 450 \cdot 10^{-3}} = 3{,}37 \cdot 10^6 \text{ Па} = 3{,}37 \text{ МПа};$$

соединение прочное, так как 3,37 МПа <120МПа.

Условия прочности для сварного шва 2 между диском и ступицей:

$$\tau'_2 = \frac{F_2}{0{,}7k_2 \cdot 2\pi \cdot d_2} \le [\tau'], \quad (29)$$

где $F_2 = \frac{2 \cdot T}{d_2} = \frac{2 \cdot 6000}{120 \cdot 10^{-3}} = 100$ кН;

$$\tau'_2 = \frac{100 \cdot 10^3}{0{,}7 \cdot 6 \cdot 10^{-3} \cdot 2 \cdot 3{,}14 \cdot 120 \cdot 10^{-3}} = 31{,}6 \text{ МПа}.$$

Напряжение 31,6 МПа<120 МПа, следовательно, соединение прочное.

Задача № 11

Рассчитать сварное соединение листа 1 с уголком 2. Заданы действующее усилие Q = 11 кН; расстояние от сварного шва до точки приложения усилия *a* = 15см, сварные швы выполнены с обеих сторон. Материал свариваемых деталей сталь 35. Вид сварки принять самостоятельно.

Решение

Определяем допускаемое напряжение в материале:

$$\left[\sigma_{\text{р}}\right]=\frac{\sigma_{\text{т}}}{S}=\frac{300}{1{,}5}=200\ \text{МПа}\,.$$

Определяем допускаемое напряжение в сварном шве (по табл. 2):

$$\left[\tau'_{\text{с}}\right]=0{,}6\cdot\left[\sigma_{\text{р}}\right]=0{,}6\cdot 200=120\ \text{МПа}\,.$$

Переносим силу Q, действующую на уголок 2, к центру сварного шва и уравновешиваем её. Таким образом получаем, что на сварной шов действует сила Q и изгибающий момент M.

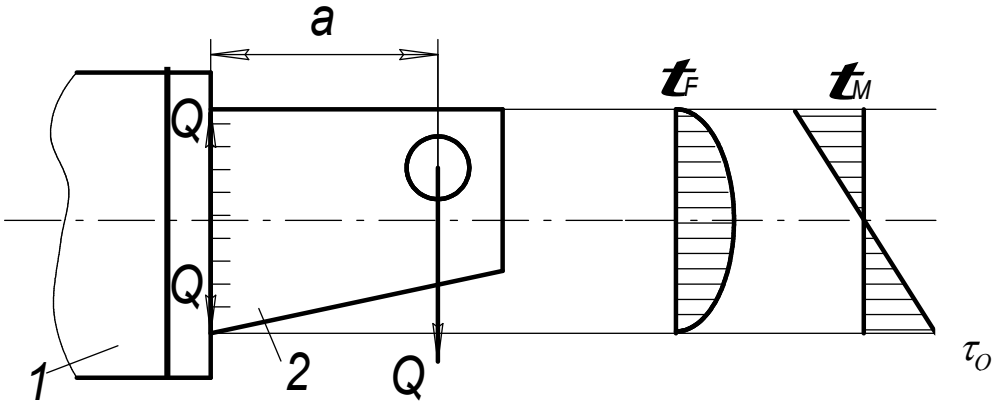


Рис. 12. Сварное соединение листа с уголком и эпюрами напряжений

При нагружении силой и изгибающим моментом прочность соединения определяем по формуле:

$$\tau_{\text{общ}}=\tau_{\text{Q}}+\tau_{\text{M}}\le\left[\tau'\right],\qquad(30)$$

где τ_{Q} – касательное напряжение от силы;

τ_{M} – касательное напряжение от изгибающего момента.

Поскольку в верхней точке сварного шва $\tau_{\text{Q}}=0$, то

$$\tau_{\text{общ}}=\tau_{\text{M}}=\frac{M}{W}\,.\qquad(31)$$

Вычисляем изгибающий момент

$$M=\text{Q}\cdot a=11\cdot 10^{3}\cdot 15\cdot 10^{-2}=1650\,\text{Н}\cdot\text{м}\,.\qquad(32)$$

Момент сопротивления сечения определяется по формуле:

$$W=\frac{0{,}7\kappa l^{2}}{6}\,.\qquad(33)$$

Определяем общее касательное напряжение по формуле:

$$\tau_{\text{общ}}=\frac{M\cdot 6}{2\cdot 0{,}7\kappa l^{2}}=\frac{6\cdot 1650}{2\cdot 0{,}7\kappa l^{2}}\le\left[\tau'\right].\qquad(34)$$

Пусть катет сварного шва k =3 мм. Тогда определяем длину сварного шва из формулы (34):

$$l \geq \sqrt{\frac{M \cdot 6}{2 \cdot 0{,}7 \cdot k \cdot [\tau']}} = \sqrt{\frac{1650 \cdot 6}{2 \cdot 0{,}7 \cdot 3 \cdot 10^{-3} \cdot 120 \cdot 10^{+6}}} = 0{,}141\,\text{м} = 141\,\text{мм}.$$

Окончательно $l = 141$ мм.

4. РЕЗЬБОВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Соединения деталей с помощью болтов, винтов и винтовых стяжек относятся к резьбовым соединениям. Соединения деталей с помощью болтов, винтов и винтовых стяжек относятся к резьбовым соединениям (рис.13).

Резьба – выступы, образованные на основной поверхности винтов и гаек и расположенные по винтовой линии.

По форме основной поверхности различают цилиндрические и конические резьбы.

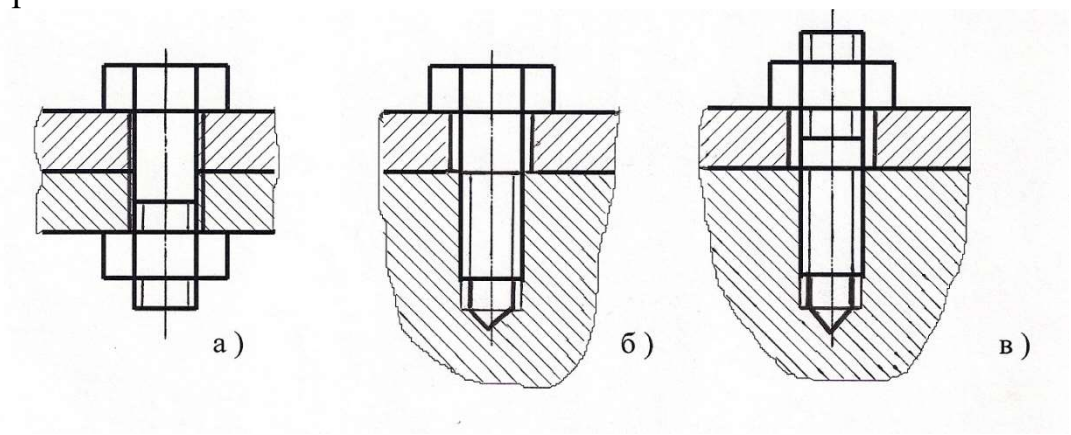


Рис.13. Соединение деталей с помощью болтов (а), винтов (б) и винтовых стяжек (в)

По профилю резьбы – треугольные, прямоугольные, трапецеидальные, круглые и др. Профиль резьбы – это контур сечения резьбы в плоскости, проходящей через ось основной поверхности.

По направлению винтовой линии различают правую и левую резьбы. У правой резьбы винтовая линия идет слева направо и вверх, а у левой - справа налево и вверх.

По числу заходов различают одно-, двухзаходную и т.д.

Основные типы резьб: крепежные и резьбы для винтовых механизмов.

К резьбам крепежным относятся: метрическая с треугольным профилем (рис. 14) – основная резьба, трубная – треугольная со скругленными вершинами и впадинами, а также круглая. Геометрические параметры метрической резьбы стандартизированы (прил. таблица 4).

Виды резьбы винтовых механизмов (ходовые резьбы): прямоугольная, трапецеидальная симметричная, трапецеидальная несимметричная (упорная).

Для изготовления крепежных деталей применяют низко- и средне-углеродистые стали, а для деталей, работающих при переменных и ударных нагрузках, – легированные стали. Наибольшее применение нашли стали: Ст3кп; Ст5; Ст10; Ст10кп. Характеристики этих марок сталей приведены в первой строке табл. 1.

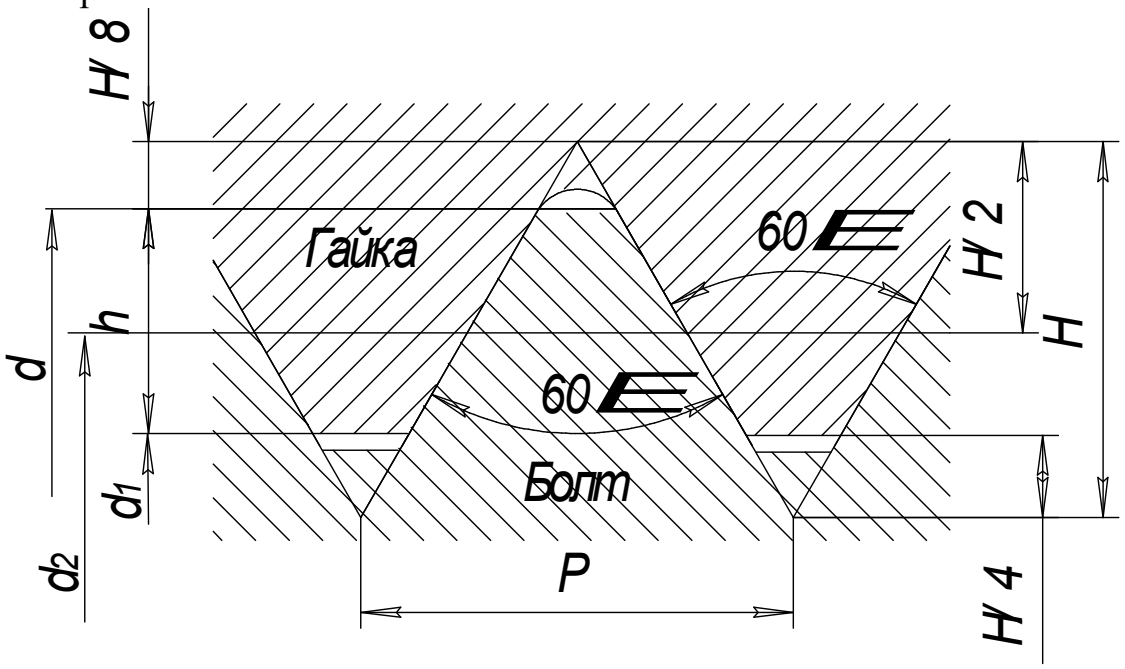


Рис.14. Геометрические параметры метрической резьбы:
d – наружный диаметр; d_1 – внутренний диаметр; d_2 – средний диаметр;
h – рабочая высота профиля; P – шаг; α – угол профиля.

Геометрические параметры резьбы определяются следующим образом:

d – наружный диаметр;

d_1 – внутренний диаметр;

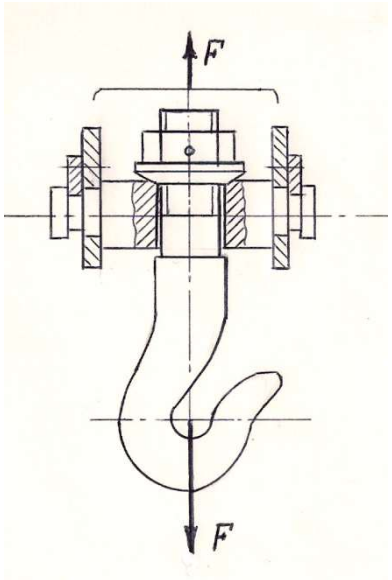
d_2 – средний диаметр;

h – рабочая высота профиля;

P – шаг (расстояние между одноименными сторонами соседних профилей, измеренное в направлении оси резьбы);

α – угол профиля.

Расчет болтов (винтов) при наиболее распространённых способах нагружения в соединениях.



1) **Растяжение в стержне (без затяжки).**

Пример: участок крюка для подвешивания груза. Стержень болта нагружен только внешней растягивающей силой. Опасным является сечение наименьшей площади диаметром d_1. Условие прочности по напряжениям растяжения в стержне:

$$\sigma_{экв} = \frac{F_з}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \le [\sigma_р] \qquad (35)$$

где d_1 – внутренний диаметр резьбы, $F_з$ – сила затяжки; [$\sigma_р$] –допускаемые напряжения на растяжение см. в табл. 3.

крюк

2) **Болт затянут, внешняя нагрузка отсутствует.**

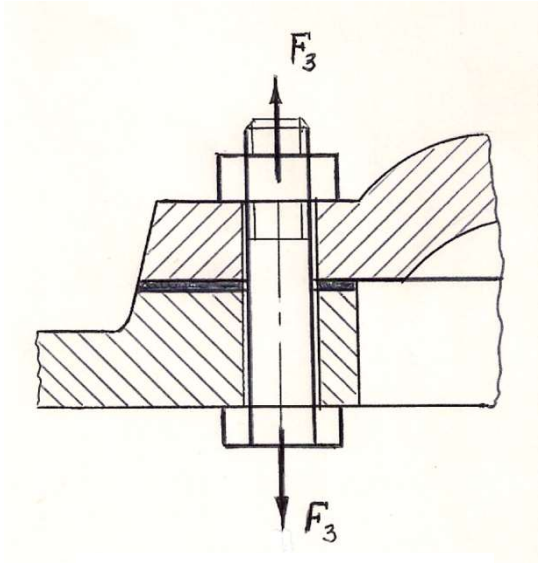


Рис.16. Болт затянут

Стержень болта растягивается и закручивается. Прочность болта определяют по эквивалентному напряжению:

$$\sigma_{экв} = \frac{F_з}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \le [\sigma_р] \qquad (36)$$

Напряжения растяжения от силы $F_з$ и кручения от пары с моментом $T_р$:

$$\tau = \frac{T_р}{W_р} = 0{,}5 \cdot F_з \cdot d_2 \cdot tg(\psi + \varphi) / 0{,}2 d_1^3, \qquad (37)$$

где ψ- угол подъёма; φ - угол трения в резьбе.

В этом случае прочность болта определяется по эквивалентному напряжению: $\sigma_{экв} = \sqrt{\sigma_р^2 + 3\tau^2} \le [\sigma_р]$. Вычисления показывают, что для стандартных метрических резьб [1]:

$$\sigma_{экв} = 1{,}3\sigma_р$$

или

$$\sigma_{экв} = \frac{1{,}3 \cdot F_з}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \le [\sigma_р]. \qquad (38)$$

3) **Болтовое соединение нагружено силами, сдвигающими детали в стыке.** Условием надежности соединения является отсутствие сдвига деталей в стыке. Выполняется два варианта установки:

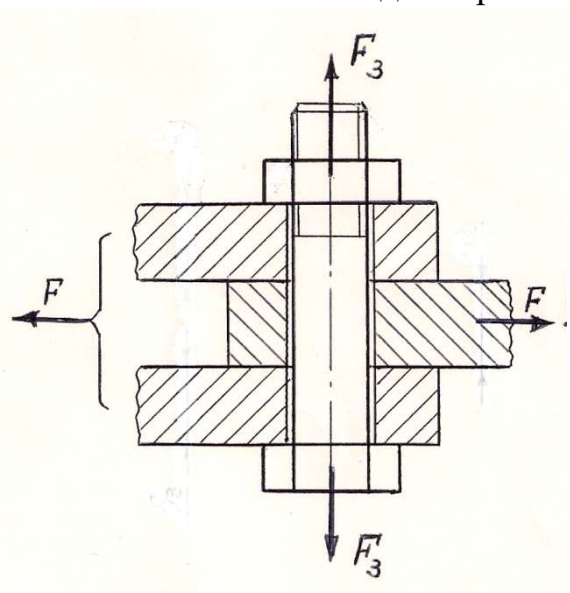


Рис.17. Болтовое соединение с зазором

а) **с зазором,** при этом внешнюю нагрузку F уравновешивают силами трения в стыке, образующимися от затяжки болта. Усилие затяжки определяется

$$F_з = \frac{K \cdot F}{i \cdot f}, \qquad (39)$$

где f = 0,15...0,20 - коэффициент трения в стыке для сухих стальных и чугунных поверхностей; i – число плоскостей стыка деталей (на рис.17 i=2); K – коэффициент запаса, принимающий численные значения при статической нагрузке K = 1,3...1,5; при переменной нагрузке K = 1,8...2,0.

Дальнейший расчёт проводится по эквивалентному напряжению (38).

б) **без зазора.** В этом случае должно выполняться два условия прочности. Первое условие – условие прочности при **срезе**

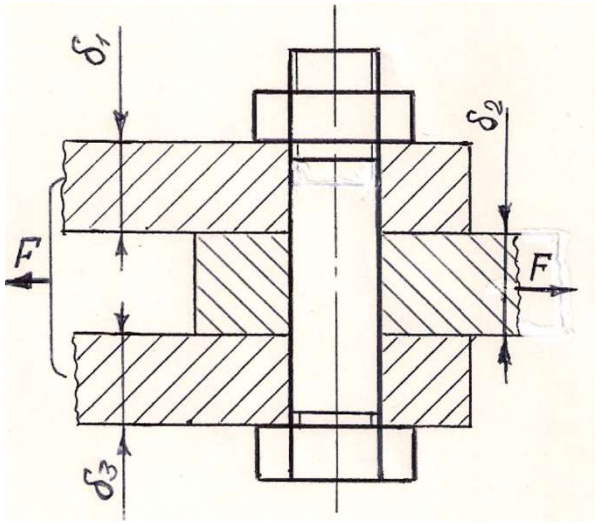


Рис. 18. Болтовое соединение без зазора

$$\tau = \frac{F}{(\pi \cdot d_1^{\,2}/4) \cdot i \cdot z} \le [\tau_c], \qquad (40)$$

где i– число плоскостей среза деталей; $[\tau_c]$ – допускаемое напряжение на срез, вычисляется при статической нагрузке $[\tau_c] = 0{,}4\,\sigma_т$; при переменной нагрузке $[\tau_c] = (0{,}2...0{,}3)\sigma_т$; z –число болтов.

Второе условие – условие прочности при **смятии**, которое при соединении трёх деталей записывается двумя уравнениями:
для средней детали:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_2 \cdot d) \cdot n} \le [\sigma_{см}]; \qquad (41)$$

для крайних деталей:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_1 + \delta_3) \cdot d \cdot n} \le [\sigma_{см}], \qquad (42)$$

где δ_1, ,δ_3 – толщина крайних соединяемых деталей, δ_2 –толщина средней детали.

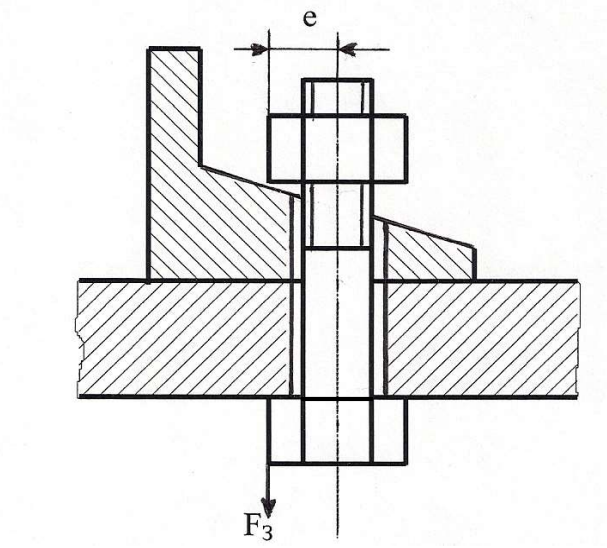


Рис. 19. Эксцентрично нагруженный болт

4) **Эксцентрично нагруженный** болт

В некоторых конструкциях резьбовых соединений болты нагружены также изгибающими их силами. Такое нагружение возникает вследствие перекосов плоскостей болта, гайки, соединяемых деталей, либо в связи с вынужденными конструктивными решениями.

После затяжки **эксцентрично нагруженного** болта кроме напряжений растяжения ($\sigma_р$) возникают также напряжения изгиба ($\sigma_и$) и максимальное эквивалентное напряжение определяют:

$$\sigma_{max} = \sigma_р + \sigma_и = \frac{F_з}{\pi \cdot d_1^{\,2}/4} + \frac{F_з \cdot e}{\pi \cdot d_1^{\,3}/32} \le [\sigma_р] \qquad (43)$$

после преобразования формулы получим:

$$\sigma_{max} = \frac{4F_з(d_1 + 8 \cdot e)}{\pi \cdot d_1^{\,3}} \le [\sigma_р] \qquad (44)$$

где e – эксцентриситет, который определяется как расстояние между возникающей парой сил, создающей изгибающий момент. Часто эксцентриситет принимают равным диаметру болта.

Допускаемые напряжения для резьбовых соединений и запасы прочности приведены в табл. 3 и 4.

Таблица 3

Допускаемые напряжения для резьбовых соединений

Вид нагрузки	Рекомендуемые значения
Растягивающая внешняя нагрузка: без затяжки болтов	$[\sigma] = 0{,}6 \cdot \sigma_Т$
с затяжкой болтов	$[\sigma] = \sigma_Т / [s]$ **Статическая** нагрузка: $[s]$ по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; $[s]$ = 0,5…2,5 – контролируемая затяжка. **Переменная** нагрузка: $[s]$ по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; $[s]$ = 1,5…2,5 – контролируемая затяжка
Поперечная внешняя нагрузка: болт поставлен с зазором	$[s]$ по таблице запасов – неконтролируемая затяжка; $[s]$ = 0,5…2,5 – контролируемая затяжка
болт поставлен без зазора	$[\tau] = 0{,}4 \cdot \sigma_Т$ (статическая); $[\tau] = (0{,}2...0{,}3) \cdot \sigma_Т$ - (переменная); $[\sigma_{см}] = 0{,}8 \cdot \sigma_Т$ - сталь; $[\sigma_{см}] = (0{,}4...0{,}5) \cdot \sigma_Т$ - чугун

Таблица 4

Запасы прочности для резьбовых соединений [s]

Материал болта	$[s]$ при неконтролируемой затяжке и постоянной нагрузке		
	М6…М16	М16…М30	М30…М60
Углеродистая сталь	5…4	4…2,5	2,5…1,5

Легированная сталь	6,5…5	5…3,3	3,3

Задача 12

Рычаг с грузом массой *m*=60 *кг* крепится на валике посредством клеммового соединения (рис. 20). Определить требуемый диаметр болтов, если коэффициент трения между валиком и ступицей рычага $f = 0{,}15$; число болтов $z = 2$; материал – сталь Ст3; затяжка неконтролируемая.

Указание. Момент сил трения должен быть на 20% больше момента от сил тяжести груза. Силы трения условно принять сосредоточенными в верхней и нижней точках контакта валика и ступицы клеммы.

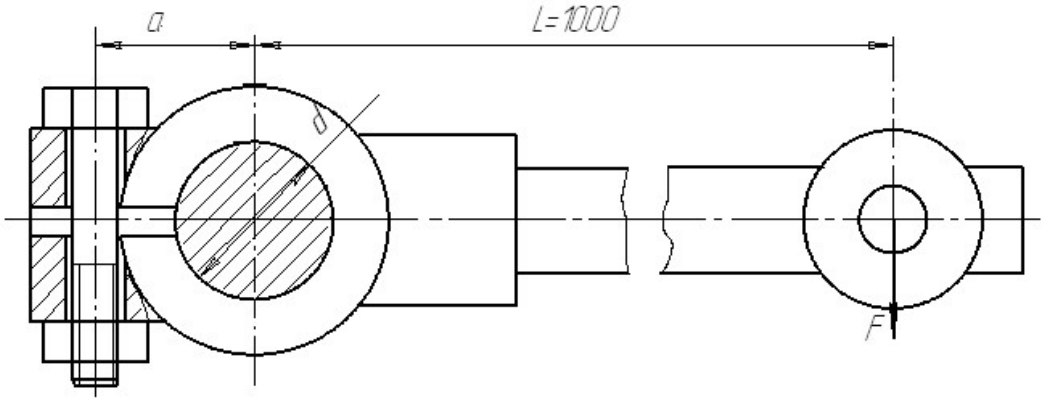


Рис. 20. Клеммовое соединение

Решение

Внешний момент от действия груза находим из выражения

$$M_{\text{внеш}} = F \cdot L = m \cdot g \cdot L = 60 \cdot 9{,}8 \cdot 1 = 588 \text{ Н} \cdot \text{м}. \quad (45)$$

Укажем силы трения в верхней и в нижней точках контакта валика и ступицы клеммы согласно указания к решению задачи (рис. 21). Момент от пары сил трения, возникший между ступицей клеммы и валом, должен уравновесить внешний момент и должен превышать на 20 % внешний момент, то есть

$$M_{\text{внутр}} = F_{\text{тр}} \cdot d = M_{\text{внеш}} \cdot 1{,}2 \quad (46)$$

или подробнее $F_{\text{п}} \cdot f \cdot d = 1{,}2 \cdot M_{\text{внеш}}$,

откуда $$F_{\text{п}} = \frac{1{,}2 M_{\text{внеш}}}{f \cdot d} = \frac{1{,}2 \cdot 588}{0{,}15 \cdot 0{,}06} = 78{,}4 \text{ кН}. \quad (47)$$

Предположим, что половины ступицы клеммы соединены с рычагом шарнирно в точке 0. Из равенства моментов сил $F_{\text{п}}$ и $F_{\text{з}} \cdot \text{z}$ (с учётом количества болтов), относительно точки 0 имеем

$$-F_з\left(a + \frac{d}{2}\right) \cdot z + F_n \cdot \frac{d}{2} = 0. \quad (48)$$

Откуда сила затяжки одного болта

$$F_з = \frac{F_n \cdot d}{2\left(a + \frac{d}{2}\right) \cdot z} = \frac{F_n \cdot d}{(2 \cdot a + d) \cdot z} = \frac{78{,}4 \cdot 0{,}06}{(2 \cdot 0{,}055 + 0{,}06) \cdot 2} = 13{,}85\ кН$$

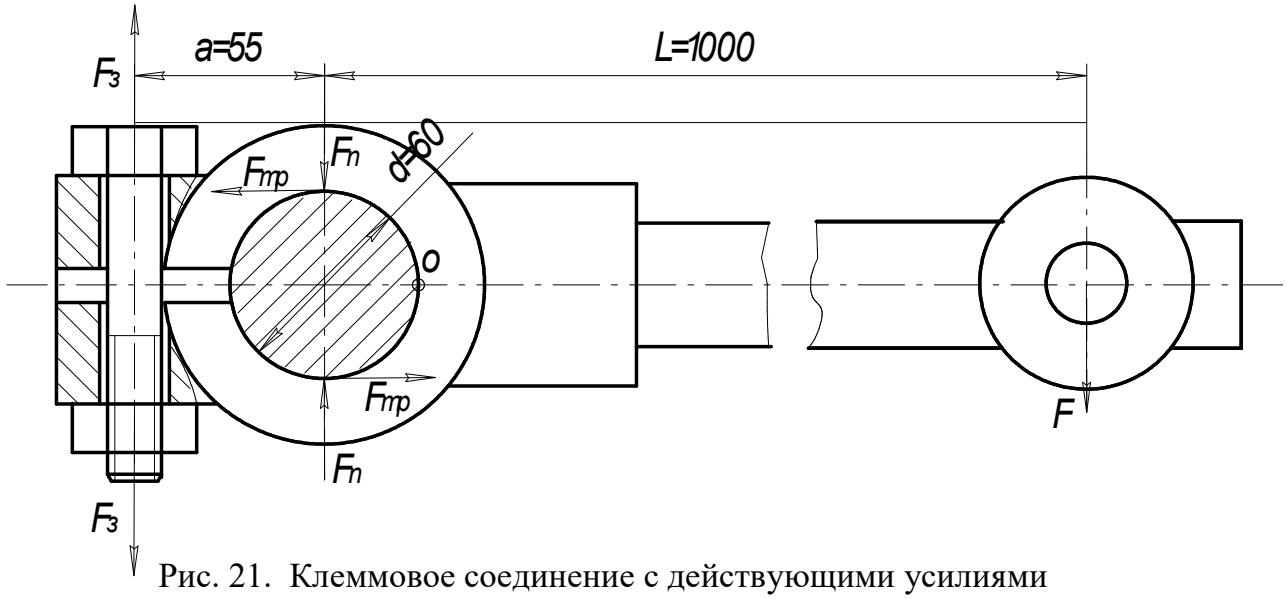


Рис. 21. Клеммовое соединение с действующими усилиями

Запишем условие прочности болта:

$$\sigma_{экв} = \frac{1{,}3 \cdot F_з}{\pi \cdot d_1^2 / 4} \le [\sigma_p], \qquad (49)$$

Из формулы (13) получаем зависимости для проектного расчета болта:

$$d_1 \ge \sqrt{\frac{4 \cdot 1{,}3 \cdot F_з}{[\sigma_р] \cdot \pi}}, \qquad (50)$$

где d_1- внутренний диаметр болта, мм; $[\sigma_Р]$- допускаемое напряжение на растяжение болта, МПа; s – запас прочности.

По табл. 3 определяем $[\sigma_p] = \frac{\sigma_T}{s}$.

Принимаем предварительно болт с резьбой М20, поэтому по табл.4 запасов для данного диаметра $s = 3$.

Вычисляем $[\sigma_p] = \frac{200}{3} = 66{,}7$ МПа;

$$d_1 \ge \sqrt{\frac{4 \cdot 1{,}3 \cdot 13850}{66{,}7 \cdot 10^6 \cdot 3{,}14}} = 18{,}544 \cdot 10^{-3}\ м = 18{,}544\ мм.$$

Выбираем по табл. П. 4 болт М20х1 с параметрами: d_1 =18,918 мм; шаг р =1 мм; d = 20 мм.

Задача № 13

Рассчитать болты для крепления барабана лебедки к зубчатому колесу.

Усилие в тросе, навиваемом на барабан $Q = 10кН$, материал болта Ст3, $\sigma_т = 200$ МПа, коэффициент трения $f = 0{,}12$. Количество болтов – z = 6 штук. Дополнительные условия: болты установлены без зазора.

Решение

Внешний момент находим из выражения

$$M_{внеш} = 1{,}2 \cdot Q \cdot \frac{D_б}{2}; \qquad (51)$$

Внутренний момент находим по формуле

$$M_{внутр} = F_{тр} \cdot \frac{D_ш}{2}. \qquad (52)$$

Поскольку в соединении должно быть равновесие, то $M_{внеш} = M_{внутр}$,

или $F_{тр} \cdot \frac{D_ш}{2} = 1{,}2 \cdot Q \cdot \frac{D_б}{2}$. (53)

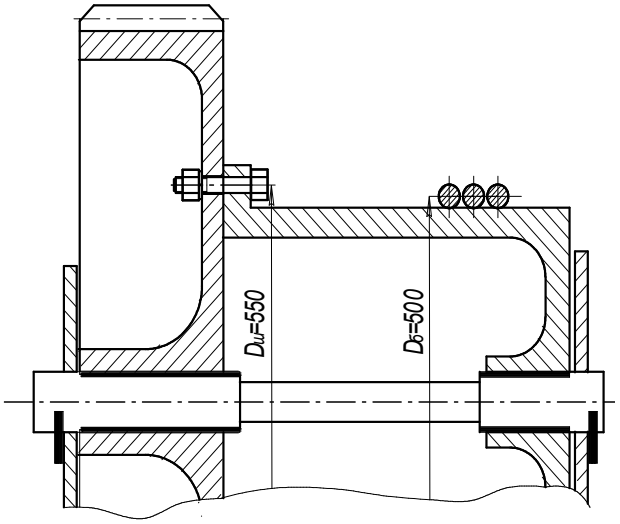


Рис. 22. Соединение зубчатого колеса с барабаном лебёдки

Отсюда вычисляем силу трения

$$F_{тр} = \frac{1{,}2 \cdot Q \cdot D_Б}{D_ш} = \frac{1{,}2 \cdot 10 \cdot 10^3 \cdot 500}{550} = 10909H.$$

При условии, что болт установлен без зазора, запишем условие прочности болта на срез

$$\tau_{ср} = \frac{F}{\pi \cdot d^2 / 4 \cdot n} \le [\tau_{ср}] \qquad (54)$$

Вычислим допускаемое напряжение на срез по табл. 3, примем нагрузку статической

$$[\tau_{ср}] = 0{,}4 \cdot [\sigma_т] = 0{,}4 \cdot 200 = 80 \text{ МПа}.$$

Определяем наружный диаметр болта из выражения

$$d \ge \sqrt{\frac{F \cdot 4}{\pi \cdot [\tau_{ср}] \cdot z}} = \sqrt{\frac{10909 \cdot 4}{3{,}14 \cdot 80 \cdot 10^6 \cdot 6}} = 5{,}38 \cdot 10^{-3} \text{м} = 5{,}38 \text{ мм}. \qquad (54)$$

Принимаем по табл. П. 4 болт М6 (d=6мм).
Найденному значению d удовлетворяет чистый болт под развертку с диаметром нарезной части М6 и ненарезной – диаметром 7мм.

Запишем условие прочности на смятие

$$\sigma_{см} = \frac{F}{d \cdot \delta \cdot z} \le [\sigma_{см}]; \qquad (55)$$

$[\sigma_{см}] = 0{,}8 \cdot \sigma_т = 0{,}8 \cdot 200 = 160$ МПа (табл. 3).

Далее из выражения (55) определяем минимально необходимую толщину

фланцев соединяемых деталей (барабана и колеса):

$$\delta_{Б} = \delta_{К} \geq \frac{F}{d \cdot z \cdot [\sigma_{см}]} = \frac{10909}{7 \cdot 10^{-3} \cdot 6 \cdot 160 \cdot 10^{6}} = 1{,}62 \cdot 10^{-3} \text{ м} \approx 2 \text{ мм}.$$

В результате расчетов принимаем для крепления болты М6 и отмечаем, что минимально необходимая толщина фланцев барабана и колеса 2 мм.

5. ЗАКЛЁПОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Заклепочные соединения неразъёмные. По конструкции различают соединения внахлёстку и встык, однорядные и многорядные, односрезные и многосрезные. На рис. 23 приведён пример односрезного соединения внахлёст, на рис. 24 – пример двухсрезного соединения встык с двумя накладками.

Заклепочные соединения разделяются на [2, 3]:

1. Прочные соединения, используемые преимущественно в металлических конструкциях машин и строительных сооружениях.
2. Плотно-прочные соединения, используемые в котлах, работающих под давлением.
3. Плотные заклепочные соединения (в котлах низкого давления).

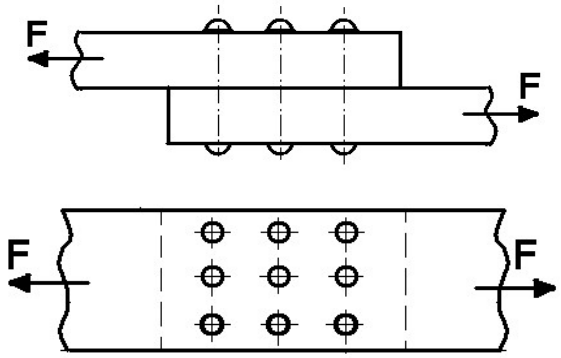


Рис. 23. Заклёпочное соединение внахлёст

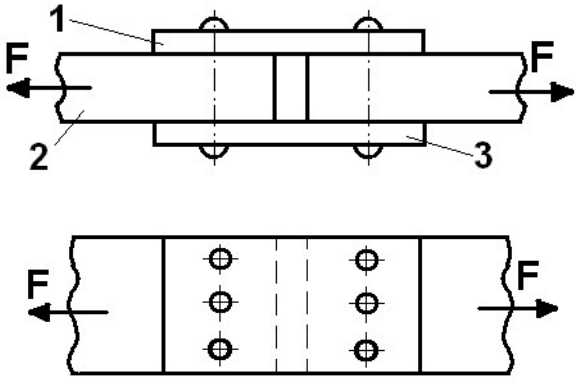


Рис. 24. Заклёпочное соединение встык с двумя накладками

Заклепочные соединения из-за неудобств технологического процесса клепки (необходимость нагрева заклепок до температуры 800 С) и перерасхода металла на соединение в настоящее время почти полностью вытеснены сваркой. Однако они сохранили применение в тяжелых конструкциях, а также

при использовании трудносвариваемых материалов (некоторые термообработанные стали и алюминиевые сплавы).

Для образования заклепочного соединения в обоих листах просверливают или продавливают отверстия. В них закладывается нагретый до красного каления стержень заклепки с одной головкой; другой конец заклепки расклепывается ударами специального молотка для образования замыкающей головки. Мелкие заклепки (малого диаметра — меньше 8 мм) ставятся в холодном состоянии.

Заклёпка – это стержень круглого сечения с заранее изготовленной закладной головкой на одном конце. Различают заклепочные соединения с полукруглой головкой, потайной, полупотайной головками (рис.25). Размеры этих заклёпок указаны в стандартах. Кроме стандартных, применяют специальные заклепки, например трубчатые. Заклёпки изготовляют из стали, меди, латуни, алюминия и др. сплавов. Материал заклёпок выбирают однородным с материалом соединяемых деталей, во избежание электрохимической коррозии и температурного изменения сил в соединении [3].

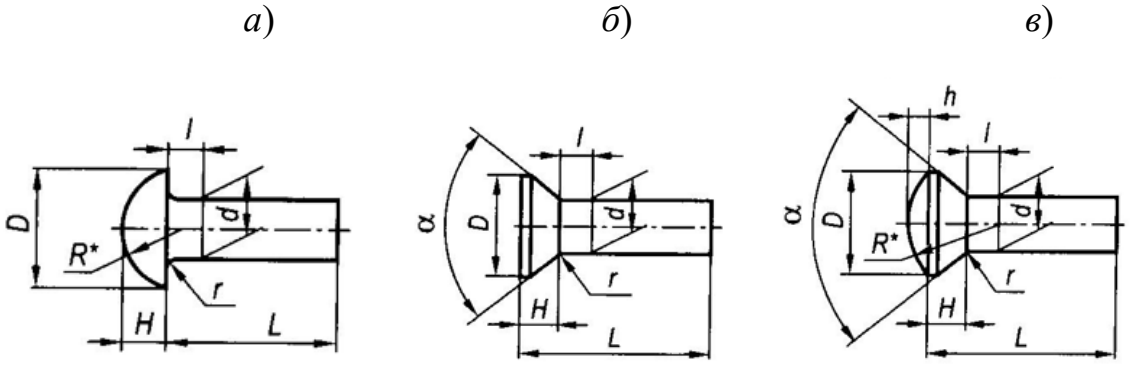


Рис. 25. Распространённые типы заклёпок: а — с полукруглой головкой (ГОСТ 10299-80); б — с потайной головкой (ГОСТ 10300-80); в — с полупотайной головкой (ГОСТ 10301-80)

Условия нагружения заклёпок идентичны условиям нагружения болтов, поставленных без зазора, при этом должно выполняться два условия прочности: при срезе (56) и при смятии (57), (58).

Условие прочности при **срезе**

$$\tau = \frac{F}{(\pi \cdot d_1^{\,2} / 4) \cdot i \cdot n} \le [\tau_c], \qquad (56)$$

где i – число плоскостей среза деталей; $[\tau_c]$ – допускаемое напряжение на срез.

Второе условие - условие прочности при **смятии**, которое при соединении трёх деталей (рис.24) записывается

для средней детали:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_2 \cdot d) \cdot n} \le [\sigma_{см}] \qquad (57)$$

для крайних деталей:

$$\sigma_{см} = \frac{F}{(\delta_1 + \delta_3) \cdot d \cdot n} \le [\sigma_{см}] \qquad (58)$$

где δ_1, ,δ_3 – толщина крайних соединяемых деталей, δ_2 – толщина средней детали.

Допускаемые напряжения для заклёпок (табл. 5) зависят от характера обработки отверстия и характера внешней нагрузки (постоянная или переменная).

Таблица 5

Допускаемые напряжения для заклёпочных соединений

Вид напряжений	Обработка отверстия	Допускаемые напряжения, МПа	
		Ст0 и Ст2	Ст3
Срез	Сверление	140	140
	Продавливание	100	100
Смятие	Сверление	280	320
	Продавливание	240	280

Задача № 14

Определить требуемое число заклепок диаметром d = 15 мм для крепления к листу двух равнобоких уголков № 9 с толщиной полки S=8 мм, нагруженных статической нагрузкой F= 430 кН. Допускаемое напряжение для заклепок на срез при сверлении для Ст3 $[\tau_{ср}]$=140МПа и на смятие $[\sigma_{см}]$=320МПа (табл.5).

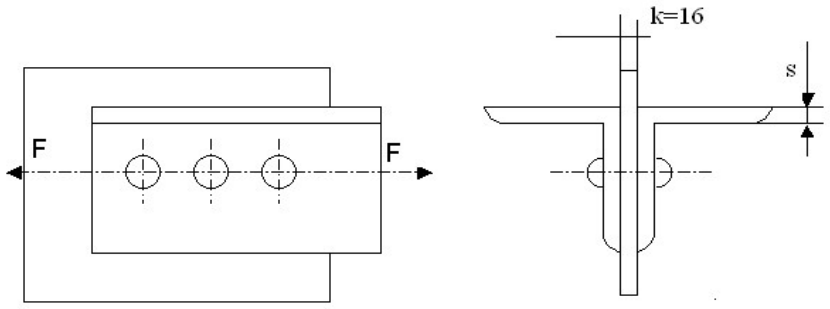


Рис. 26. Заклёпочное соединение к задаче 14

Решение

Определяем требуемое число заклепок из расчета на срез, полагая, что нагрузка между заклепками распределена равномерно. Так как соединение

выполнено с двумя уголками, то заклепки двухсрезные и количество их может быть определено по формуле

$$n \geq \frac{F}{2\frac{\pi d^2}{4}[\tau]_{ср}} = \frac{430 \cdot 10^3}{2\frac{3{,}14 \cdot (15 \cdot 10^{-3})^2}{4} 140 \cdot 10^{+6}} = 8{,}69 \qquad (59)$$

Предварительно принимаем число заклёпок n=9.

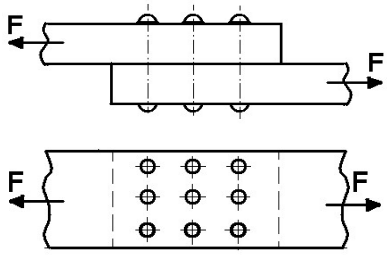
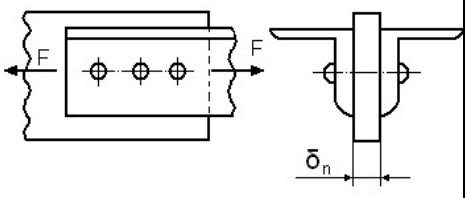
Проверяем напряжение смятия на поверхности между заклепкой и отверстием. Так как суммарная толщина уголков 2δ=2·8=16 мм равна толщине полосы $к$=16 мм (см. рис. 26), то в формуле для определения напряжений смятия подставляем толщину $к$=16 мм:

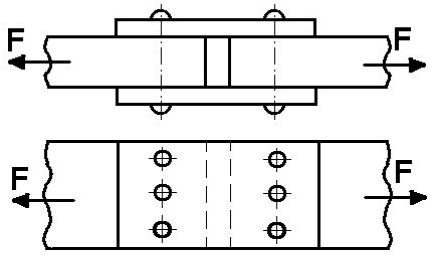
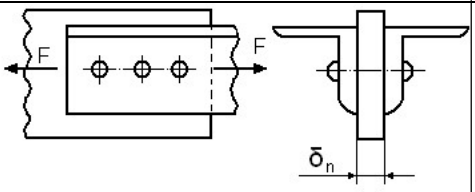
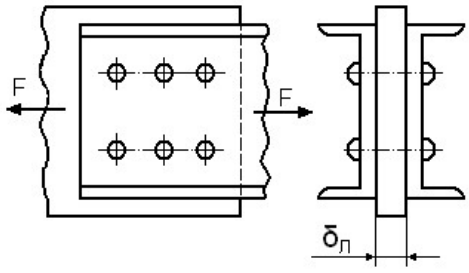
$$\sigma_{см} = \frac{F}{ndk} = \frac{430 \cdot 10^3}{12 \cdot 15 \cdot 10^{-3} \cdot 16 \cdot 10^{-3}} = 248{,}8 \cdot 10^{+6}\ \text{Па} = 248{,}8\ \text{МПа}. \qquad (60)$$

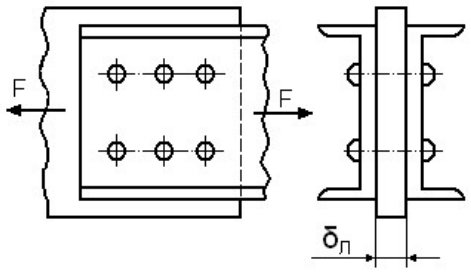
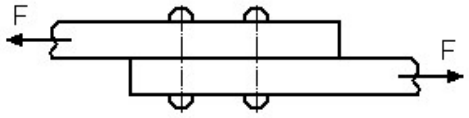
Так как $\sigma_{см}$ =248,8 МПа <[$\sigma_{см}$]=320 МПа, следовательно, прочность соединения обеспечена. Окончательно принимаем число заклёпок равным 9.

Таблица 6

Схемы для задач на заклёпочное соединение

	Варианты	
 Схема 1	1 2 3	Две пластины толщиной δ соединены внахлест, сила, приложенная на растяжение, равна F. В наличие имеются заклёпки диаметром *d*, а диаметр отверстия d_0 по ГОСТ. Материал заклёпок сталь Ст 2.Определить необходимое число заклёпок. *F*= 40 кН; *d*= 3 мм; δ= 4 мм; *F*= 50 кН; *d*= 4 мм; δ= 8 мм; *F*= 60 кН; *d*= 5 мм; δ= 10 мм.
	4 5 6	Проверить прочность заклёпочного соединения при толщине косынки, равной толщине полосы $\delta_к=\delta$, если приложена сила *F*, число заклёпок n и диаметр сверлений под них равен d_0 и $\delta_к=\delta=3$ мм. *n*= 12; *F*= 6,0 кН; *d*= 3 мм; *n*= 12; *F*= 20 кН; *d*= 4 мм; *n*= 14; *F*= 30 кН; *d*= 5 мм.
	7 8 9	Определить требуемый диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок необходимо установить n и растягивающая сила равна *F*. *n*= 10; *F*= 80 кН; δ= 6 мм; *n*= 12; *F*= 60 кН; δ= 8 мм; *n*= 10; *F*= 90 кН; δ= 10 мм.
 Схема 2	10 11 12	Проверить, является ли заданное заклёпочное соединение равнопрочным прикрепляемым равнобочным уголкам. В наличие имеются заклёпки диаметром *d*= 10 мм, в количестве n. Материал заклёпок сталь Ст 2. Толщина полосы δ_n; уголок площадью А и размерами, $b\times b\times d_y$, мм. n= 25; δ_n = 16 мм; А= 12,3 см^2; 80×80×8 n= 25; δ_n = 14 мм; А= 15,6 см^2; 90×90×9 n= 30; δ_n = 20 мм; А= 19,2 см^2; 100×100×10

 Схема 3	Варианты 13 14 15	Проверить прочность заклёпок в соединении двух пластин толщиной *d*/2 каждая. Растягивающая сила *F*. Число заклёпок *n*. Толщина накладок *d*/4. *F*= 110 кН; *n*= 12; *d*= 14 мм; *F*= 180 кН; *n*= 40; *d*= 8 мм; *F*= 130 кН; *n*= 20; *d*= 12 мм.
	16 17 18	Определить, какое усилие может воспринимать заклёпочное соединение при креплении двух пластин толщиной *d*/2. Толщина накладок *d*/4. Число заклёпок *n*. *d*= 4 мм; *n*= 6; *d*= 5 мм; *n*= 8; *d*= 6 мм; *n*= 10.
 Схема 2	19 20 21	Определить требуемый диаметр заклёпок из материала Ст2, если известно, что этих заклёпок необходимо установить n и растягивающая сила равна *F*, уголок площадью *A* и размерами, $b \times b \times d_y$, мм. *n*= 8; δ_n = 12 мм; *A*= 12,3 см^2 ; 80×80×8 *n*= 10; δ_n = 16 мм; *A*= 15,6 см^2 ; 90×90×9 *n*= 20; δ_n = 18 мм; *A*= 19,2 см^2; 100×100×10
 Схема 4	22 23 24	Определить диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок *n* и растягивающая сила равна *F*. Установлено два швеллера №14а, толщиной 9,5 мм. *n*= 8 ; $\delta_л$ = 12 мм; *F*= 100 кН; *n*= 10; $\delta_л$ = 16 мм; *F*= 80 кН; *n*= 20; $\delta_л$ = 20 мм; *F*= 130 кН.

 Схема 4	Вар 25 26 27	Проверить прочность заклёпок в соединении для заданного швеллера толщиной $d_ш$ с листом толщиной $\delta_л$.растягивающая сила равна F . Число заклёпок n. $D_ш$=10 мм. n= 8; d= 8 мм; $\delta_л$= 12 мм; F= 100 кН; n= 10; d= 10 мм; $\delta_л$= 16 мм; F= 200 кН; n= 20; d= 12 мм; $\delta_л$= 20 мм; F= 300 кН.
 Схема 5	28 29 30	Определить, какое усилие может воспринимать заклёпочное соединение при креплении двух пластин равной толщины d/2, где d – диаметр заклёпки из стали Ст2. Число заклёпок n. n= 16; d= 4 мм; n= 20; d= 5 мм; n= 24; d= 6 мм.
	31 32 33	Определить диаметр заклёпок из материала Ст 2, если известно, что этих заклёпок n и растягивающая сила равна F. у двух пластин . Число заклёпок n. n= 16; d= 6мм; F= 120 кН; n= 20; d= 8 мм; F= 160 кН; n= 24; d= 10 мм. F= 200 кН.
	34 35 36	Проверить прочность заклёпочного соединения при толщине косынки, равной толщине полосы, если приложена сила F, число заклёпок n и диаметр сверлений под них равен $d_{0,}$ $\delta_к$=δ=6 мм. n= 20; F= 10 кН; d= 10 мм; n= 25; F= 20 кН; d= 12 мм; n= 30; F= 30 кН; d= 14 мм.

6. ЗУБЧАТАЯ ПЕРЕДАЧА

При выполнении задания необходимо определить крутящие моменты, действующие на валах, допускаемое контактное напряжение и выполнить расчёт геометрических параметров цилиндрической или конической прямозубой передачи. Вычертить в масштабе зубчатое колесо.

Задача № 14

Рассчитать геометрические параметры прямозубой зубчатой передачи. Необходимые данные для расчета: № схемы зубчатого механизма, мощность на выходном валу (P_2), кВт, частота вращения входного вала (n_2), об/мин, передаточное число зубчатой передачи (u), предел прочности для стали, из которой изготовлены зубчатые колёса (σ_B), МПа – приведены в табл. 7.

Таблица 7

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
N схемы	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Мощность P_2 , кВт	9,0	2,0	12	2,5	20	3,0	28	4,5	6,0	1,7
Передаточное число	3,55	5	4,5	4	4,5	5	8	5	4,5	5
Частота вала n_1, об/мин	975	955	975	730	975	955	1470	965	970	950
Предел прочности σ_B, МПа	700	650	600	700	650	600	700	650	600	700

Решение задачи

Данные для расчета: схема зубчатого механизма – редуктор цилиндрический (1), мощность на выходном валу, P_2 =24кВт, частота вращения выходного вала, n_2 = 960 об/мин, передаточное число передачи – 4. Предел прочности материала σ_B =700 МПа.

6.1. Расчёт цилиндрической зубчатой передачи

Определяем крутящий момент на выходном валу

$$T = \frac{P}{\omega_2} = \frac{24 \cdot 10^3}{25{,}1} = 956 \text{ Н} \cdot \text{м}, \qquad (61)$$

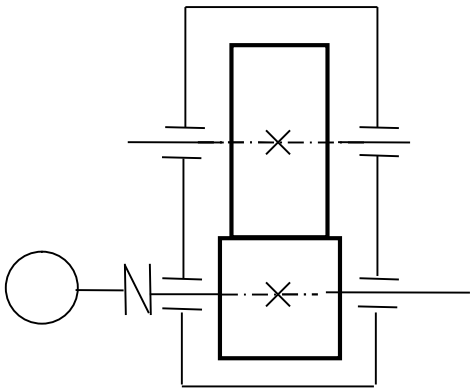


Схема 1. Редуктор цилиндрический

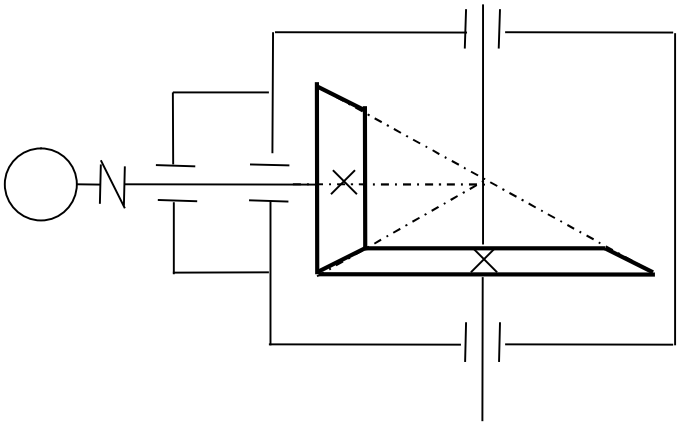


Схема 2. Редуктор конический

Рис. 26. Схемы заданий для расчёта передач:
схема 1 – редуктор цилиндрический;
схема 2 – редуктор конический

где T – крутящий момент на валу, Н·м; P – передаваемая на вал мощность, Вт; ω_2 – угловая скорость выходного вала, рад/с, которая связана с частотой вращения выходного вала n_2, об/мин, соотношением

$$\omega_2 = \frac{2\pi \cdot n_2}{60} = \frac{2\pi \cdot 240}{60} = 25{,}1 \text{ рад/с}, \quad (62)$$

$$u = \frac{n_1}{n_2} \text{ откуда } n_2 = \frac{n_1}{u} = \frac{960}{4} = 240 \text{ об/мин}.$$

Рассчитываем допускаемое контактное напряжение в зубчатом зацеплении колеса. Ориентировочно твердость материала по Бринеллю связана с пределом его прочности соотношением

$$HB = 0{,}285 \cdot \sigma_{\text{В}} = 0{,}285 \cdot 700 = 199{,}5 \text{ МПа}, \quad (63)$$

где *HB* – означает твердость материала в единицах Бринелля; $\sigma_{\text{В}}$ – предел прочности материала колеса, МПа, заданный в табл. 7.

Предел контактной выносливости зубчатого зацепления при базовом числе циклов для колес, выполненных из углеродистых сталей с твердостью поверхности зубьев *HB*<350, вычисляем по приближенной формуле

$$\sigma_{\text{H lim}} = 2 \cdot HB + 70 = 2 \cdot 199{,}5 + 70 = 469 \text{ МПа}, \quad (64)$$

где $\sigma_{\text{H lim}}$ – предел контактной выносливости зубчатого зацепления при базовом числе циклов, МПа.

Допускаемые контактные напряжения при расчете на выносливость зубчатого зацепления рассчитываем по формуле

$$[\sigma_{\text{H}}] = \frac{K_{\text{HL}}}{S_{\text{H}}} \cdot \sigma_{\text{H lim}} = \frac{1}{1{,}15} \cdot 469 = 408 \text{ МПа}, \quad (65)$$

где $[\sigma_{\text{н}}]$ – допускаемое контактное напряжение, МПа; K_{HL} – коэффициент долговечности; S_H – коэффициент безопасности. При числе циклов нагружения больше базового, что имеет место при длительной эксплуатации, принимают K_{HL}=1, S_{H}=1,15.

Приближенная оценка межосевого расстояния зубчатой передачи может быть получена из стандартной формулы для a_{w} путем усреднения входящих в неё коэффициентов по материалам средней прочности:

$$a_{\omega} = K_a \cdot (u+1) \cdot \sqrt[3]{\frac{T_2 \cdot K_{\text{H}\beta}}{\psi_{ba} \cdot u^2 \cdot [\sigma_{\text{H}}]^2}} = 495 \cdot (4+1) \cdot \sqrt[3]{\frac{956 \cdot 1{,}1}{0{,}4 \cdot 4^2 \cdot 408^2}} = 246{,}4 \text{ мм}, \quad (66)$$

где a_w – межосевое расстояние передачи, мм; u – передаточное число; K_a – размерный коэффициент, для прямозубой передачи, K_a=495 МПа; T_2 – крутящий момент на выходном валу, Н·м; $K_{\text{H}\beta}$ – коэффициент неравномерности нагрузки на венец зубчатого колеса, выбирается в зависимости от конструктивной схемы узла, при симметричном расположении колеса относительно опор $K_{\text{H}\beta}$=1,0÷1,15; $[\sigma_{\text{н}}]$ – допускаемое контактное напряжение в зубчатом зацеплении колеса, МПа; ψ_{ba} – коэффициент ширины колеса относительно межосевого расстояния, выбирается самостоятельно из ряда

ψ_{ba}=0,25; 0,315; 0,4; 0,5.

Полученный в миллиметрах результат a_{w} округляем до ближайшего стандартного значения из ряда (ГОСТ 2185-66), приведённого в табл. 8 и принимаем a_{w} =250 мм.

Таблица 8

Одноступенчатые редукторы, a_{w}, мм

1 ряд	63	80	100	125	160	200	250	315	400	500	630

2 ряд	–	–	–	140	180	224	280	355	450	560	710

Значение **модуля** рекомендуется принимать в пределах

$$m = (0{,}01 \div 0{,}02)\, a_w = 0{,}01 \cdot 250 \div 0{,}02 \cdot 250 = 2{,}5 \div 5{,}0 \text{ мм}. \quad (67)$$

Полученное значение модуля m округляется до стандартного (табл. 9), причём численные значения предпочтительнее выбирать из первого ряда. Для силовых передач рекомендуется принимать модуль $m \geq 1{,}5$ мм. Принимаем модуль 5 мм.

Затем определяют **суммарное число зубьев** $z_c = z_1 + z_2$ для прямозубых передач по формуле

$$z_c = \frac{2a_w}{m} = \frac{2 \cdot 250}{5} = 100. \quad (68)$$

m, мм	1 ряд	1,5	2	2,5	3	4	5	6	8	10
	2 ряд	1,75	2,25	2,75	3,5	4,5	5,5	7	9	11

Таблица 9

Значения модулей ***m*** по ГОСТ 9563-60

Чтобы избежать нарезания колес со смещением, значения модуля выбирают таким, чтобы z_c в формуле (69) было целым числом и $z_1 \geq z_{min}$. Минимальное число зубьев для прямозубых колес составляет: $z_{rnin} = 14 \ldots 17$.

Число зубьев шестерни определяется по формуле

$$z_1 = \frac{z_c}{u+1} = \frac{100}{4+1} = 20. \quad (69)$$

Число зубьев колеса

$$z_2 = z_c - z_1 = 100 - 20 = 80. \quad (70)$$

После определения z_1 и z_2 уточняют передаточное число ***u*** .

Фактическое передаточное число

$$u_ф = \frac{z_2}{z_1} = \frac{80}{20} = 4. \quad (71)$$

Отклонение от заданного числа ***u***

$$\Delta u = \frac{u_ф - u}{u} \cdot 100 = \frac{4-4}{4} \cdot 100 = 0\ \%. \quad (72)$$

Допускается отклонение передаточного отношения для одноступенчатой зубчатой передачи Δu не более 3 %.

Рабочая ширина венца зубчатого колеса определяется по формуле:

$$b_w = \psi_{ba} \cdot a_w = 0{,}4 \cdot 250 = 100 \text{ мм}. \quad (73)$$

Полученное значение b_w округляется до ближайшего стандартного по ГОСТ 6636-69 ряд R_a 40 (табл. 10), b_w =100 мм. Ширина шестерни b_1 для компенсации неточностей сборки часто выполняется несколько больше, примерно на 5…10 мм ширины колеса: b_1 = 100 + 5…10 = 105…110 мм. Принимаем по ГОСТ 6636-69 ряд R_a 40 (табл.10) b_1 = 110мм.

Таблица 10

Нормальные линейные размеры, мм (ГОСТ 6636-69)

Ra40						Дополнительные размеры					
6,3	6,7	7,1	7,5	8,0	8,5	6,5	7,0	7,3	7,8	8,2	8,8
9,0	9,5	10	10,5	11	11,5	9,2	9,8	10,2	10,8	11,2	11,8
12	13	14	15	16	17	12,5	13,5	14,5	15,5	16,5	17,5
18	19	20	21	22	24	18,5	19,5	20,5	21,5	23	27
25	26	28	30	32	34	29	31	33	35	37	39
36	38	40	42	45	48	41	44	46	49	52	55
50	53	56	60	63	67	58	62	65	70	73	78
71	75	80	85	90	95	82	88	92	98	102	108
100	105	110	120	125	130	112	115	118	135	145	155
140	150	160	170	180	190	165	175	185	205	215	230
200	210	220	240	250	260	270	290	300	315	330	350
280	300	320	340	360	380	370	390				

Примечание: далее размеры можно определить, если приведённые в таблице числа умножать на десять.

Диаметры начальных (d_w), делительных (d) окружностей, окружностей вершин зубьев (d_a) и впадин (d_f) для зубчатых колёс, нарезанных без смещения, вычисляются по формулам, приведённым ниже (точность вычисления делительных диаметров колес до 0,01 мм) и вычисленные значения помещены в табл. 11:

Таблица 11

Геометрические параметры зубчатых колес

Параметр	Обозначение	Размер, мм
Межосевое расстояние	a_w	250
Ширина колеса	b_w	100
Ширина шестерни	b_{w1}	110
Модуль	m	5
Число зубьев шестерни	Z_1	20
Число зубьев колеса	Z_2	80
Делительный диаметр: - шестерни	d_{w1}	100

- колеса	d_{w2}	400
Диаметр выступов: - шестерни - колеса	 d_{a1} d_{a2}	 110 410
Диаметр впадин: - шестерни - колеса	 d_{f1} d_{f2}	 87,5 387,5

начальный шестерни $d_{w1} = m \cdot z_1 = 5 \cdot 20 = 100$ мм ; (74)

начальный колеса $d_{w2} = m \cdot z_2 = 5 \cdot 80 = 400$ мм ;

делительный шестерни $d_1 = m \cdot z_1 = 5 \cdot 20 = 100$ мм ;

делительный колеса $d_2 = m \cdot z_2 = 5 \cdot 80 = 400$ мм ;

вершин зубьев шестерни $d_{a1} = m \cdot z_1 + 2m = 5 \cdot 20 + 2 \cdot 5 = 110$ мм ;

вершин зубьев колеса $d_{a2} = m \cdot z_2 + 2m = 5 \cdot 80 + 2 \cdot 5 = 410$ мм ;

впадин зубьев шестерни $d_{f1} = m \cdot z_1 - 2{,}5 \cdot m = 5 \cdot 20 - 2{,}5 \cdot 5 = 87{,}5$ мм ;

впадин зубьев колеса $d_{f2} = m \cdot z_2 - 2{,}5 \cdot m = 5 \cdot 80 - 2{,}5 \cdot 5 = 387{,}5$ мм .

6.2. Расчёт конической передачи

Расчёт крутящего момента и допускаемого контактного напряжения выполняется аналогично, как и для цилиндрической передачи (см. п. 6.1).

Определяем главный параметр – **внешний делительный диаметр** колеса d_{e2}, мм [5]:

$$d_{e2} \geq 1650 \cdot \sqrt[3]{\frac{u \cdot T_2 \cdot K_{H\beta}}{\vartheta_H \cdot [\sigma_H]^2}} , \quad (75)$$

где T_2 – крутящий момент на колесе, Н·м**;** $[\sigma_H]$ – допускаемое контактное напряжение, вычисляемое по формуле (65), МПа; u – передаточное отношение; $K_{H\beta}$ – коэффициент, учитывающий распределение нагрузки по ширине венца (для прирабатывающихся колес с прямыми зубьями $K_{H\beta}$ =1, с круговыми зубьями $K_{H\beta}$ =1,1); ϑ_H – коэффициент вида конических колес (для прямозубых колес ϑ_H=1, для колес с круговыми зубьями ϑ_H=1,85 – при твердости колеса и шестерни ≤350 НВ**;** ϑн=1,5 твердости колеса ≤350 НВ и шестерни ≥45 HRC).

Полученное значение внешнего делительного диаметра колеса d_{e2} для нестандартных передач округляем до ближайшего значения из ряда нормальных линейных размеров *Ra* 40 (табл. 10).

Внешнее конусное расстояние (Re) определяется по формуле

$$R_e = d_{e2}/2\sin\delta_2, \text{ мм.} \quad (76)$$

Значение R_e вычислять до сотых, до целого числа не округлять.

Углы делительных конусов шестерни δ_1 и колеса δ_2 вычисляются по формулам

$$\delta_2=\text{arctg } u; \quad \delta_1=90 - \delta_2. \tag{77}$$

Точность вычислений до четвёртого знака после запятой [2].

Определяем **ширину** зубчатого венца шестерни и колеса b, мм:

$$b=\psi_R R_e, \tag{78}$$

где ψ_R =0,285 – коэффициент ширины венца. Значение b необходимо округлять до целого числа по ряду *Ra* 40 (см. табл.10).

Внешний окружной модуль m_e – для прямозубых колес, m_{te} – для колес с круговыми зубьями вычисляем по формуле

$$m_e(m_{te})=14T_2\cdot10^3/ (\vartheta_F\, d_{e2} b[\sigma_F]\, K_{F\beta}), \text{ мм}, \tag{79}$$

где $[\sigma_F]$ – допускаемое напряжение изгиба, МПа; d_{e2} – внешний делительный диаметр колеса, мм [5]; $K_{F\beta}$ – коэффициент, учитывающий распределение нагрузки по ширине венца. Для прирабатывающихся колес с прямыми зубьями $K_{F\beta}$ =1, с круговыми зубьями $K_{F\beta}$ =1,08; ϑ_F – коэффициент вида конических колес. Для прямозубых колес ϑ_F =0,85; для колес с круговыми зубьями ϑ_F =1.

Допускаемые напряжения изгиба при расчете на выносливость определяем по формуле

$$[\sigma_F]=(\sigma_{F\lim}/S_F)\cdot K_{FC}\cdot K_{FL}, \tag{80}$$

где $\sigma_{F\lim}$ – базовый предел выносливости зубьев по излому от напряжений изгиба, $\sigma_{F\lim}=HB+260$ МПа; S_F – коэффициент безопасности (при нормализации и улучшении материалов $S_F=1{,}75$); K_{FC} – коэффициент, учитывающий влияние двухстороннего приложения нагрузки (K_{FC}=1, так как в соответствии с заданием, на зубья действует односторонняя нагрузка); K_{FL} – коэффициент долговечности (предельные значения K_{FL} ограничиваются $1\le K_{FL}\le 2$)[2].

Значение модуля, полученное с точностью до двух знаков после запятой, до стандартной величины не округлять. **В силовых конических передачах принимать m_e (m_{te}) ≥1,5 мм.**

Числа зубьев колеса z_2, и шестерни z_1 определяем по формулам

$$z_2=d_{e2}/m_e(m_{te}); \tag{81}$$

$$z_1=z_2/u. \tag{82}$$

Полученные значения z_1 и z_2 округляем в ближайшую сторону до целого числа. Из условия уменьшения шума и отсутствия подрезания зубьев рекомендуется принять $z_1\ge 18$ – для прямозубых колес.

После вычисления чисел зубьев z_1 и z_2 уточняем фактическое передаточное число $u_ф$:

$$u_ф=z_2/z_1, \tag{83}$$

и проверяем его **отклонение** Δu от заданного передаточного числа u:

$$\Delta u=\left| u_ф - u\right|/u\cdot100\%\le4\%. \tag{84}$$

При невыполнении нормы отклонения передаточного числа Δu следует пересчитать z_1 и z_2 .

Определяются **действительные углы** делительных конусов шестерни δ_1 и колеса δ_2:

$$\delta_2=\text{arctg}u_ф; \quad (85)$$

$$\delta_1=90 - \delta_2. \quad (86)$$

Для конических передач с разностью средних твердостей шестерни и колеса $HB_{1ср} - HB_{2ср}\leq 100$ выбрать по табл. 12 **коэффициент смещения** инструмента x_{e1} для прямозубой шестерни и x_{n1} для шестерни с круговым зубом. Коэффициенты смещения колес соответственно определяются $x_{e2}=-x_{e1}$ и $x_{n2}=-x_{n1}$. Если $HB_{1ср} - HB_{2ср}>100$, то $x_1= x_2 =0$.

Для передач, у которых z_1 и u отличаются от указанных в табл. 12, коэффициенты x_{e1} и x_{n1} принимают с округлением в большую сторону.

Таблица 12

Коэффициенты смещения x_{e1} и x_{n1} для шестерён конических передач

z_1	x_{e1} при передаточном числе u					x_{n1} при передаточном числе u				
	2,0	2,5	3,15	4,0	5,0	2,0	2,5	3,15	4,0	5,0
12	–	0,50	0,53	0,56	0,57	0,32	0,37	0,39	0,41	0,42
13	0,44	0,48	0,52	0,54	0,55	0,30	0,35	0,37	0,39	0,40
14	0,42	0,47	0,50	0,52	0,53	0,29	0,33	0,35	0,37	0,38
15	0,40	0,45	0,48	0,50	0,51	0,27	0,31	0,33	0,35	0,36
16	0,38	0,43	0,46	0,48	0,49	0,26	0,30	0,32	0,34	0,35
18	0,36	0,40	0,43	0,45	0,46	0,24	0,27	0,30	0,32	0,32
20	0,34	0,37	0,40	0,42	0,43	0,22	0,26	0,28	0,29	0,29
25	0,29	0,33	0,36	0,38	0,39	0,19	0,21	0,24	0,25	0,25
30	0,25	0,28	0,31	0,33	0,34	0,16	0,18	0,21	0,22	0,22
40	0,20	0,22	0,24	0,26	0,27	0,11	0,14	0,16	0,17	0,17

- **Внешние диаметры шестерни и колеса** вычисляются по формулам, приведённым ниже (точность вычисления рекомендуется для делительных диаметров колес до 0,01 мм):

делительный шестерни $d_{e1}=m_e z_1$; (87)

делительный колеса $d_{e2}=m_e z_2$;

вершин зубьев шестерни $d_{ae1}=d_{e1} + 2(1 + x_{e1})m_e\cos\delta_1$;

вершин зубьев колеса $d_{ae2}=d_{e2} + 2(1 - x_{e1})m_e\cos\delta_2$;

впадин зубьев шестерни $d_{fe2}=d_{e1} - 2(1,2 - x_{e1})m_e\cos\delta_1$;

впадин зубьев колеса $d_{fe2}=d_{e2} - 2(1,2 + x_{e1})m_e\cos\delta_2$.

- **Средние делительные** диаметры шестерни d_1 и колеса d_2 определяются по формулам:

$$d_{m1} \approx 0.857 d_{e1}; \quad (88)$$

$$d_{m2} \approx 0.857 d_{e2}. \quad (89)$$

Значения d_1 и d_2 до целого числа не округлять, записать до сотых долей мм.

7. КОНСТРУИРОВАНИЕ ЗУБЧАТЫХ КОЛЁС

Форма зубчатого колеса может быть плоской или со ступицей, выступающей с одной стороны. Значительно реже (в одноступенчатых редукторах) колеса делают со ступицей, выступающей в обе стороны [6].

При небольших диаметрах колес их изготовляют из прутка, а при больших получают заготовки свободной ковкой с последующей токарной обработкой. Конструкция колеса показана на рис. 25.

Ширину ступицы $l_{СТ}$ колеса желательно принимать равной или больше ширины b_2 зубчатого венца ($l_{СТ} \geq b_2$). Принятую длину ступицы согласуют с расчетной и с диаметром посадочного отверстия d: $l_{СТ} = (0{,}8...1{,}5)d$, обычно $l_{СТ} = (1{,}0...1{,}2)d$.

Диаметр $d_{СТ}$ назначают в зависимости от материала ступицы: для стали - $d_{СТ} = (1{,}5...1{,}55)d$; для чугуна – $d_{СТ} = (1{,}55...1{,}6)d$; для легких сплавов – $d_{СТ} = (1{,}6...1{,}7)d$. Меньшие значения используют для шлицевого соединения колеса с валом, большие – для шпоночного соединения и соединения с натягом.

Толщину обода колеса S принимают:

$$S = 2{,}2m + 0{,}05b_2, \quad (90)$$

где m – модуль зацепления, мм.

На торцах зубчатого венца (зубьях и кромках обода) выполняют фаски, величину которых находят по соотношению

$$f = (0{,}5...0{,}6)m \quad (91)$$

с округлением до стандартного значения.

На прямозубых зубчатых колесах фаску выполняют под углом $\alpha_Ф = 45°$, на косозубых колесах при твердости рабочих поверхностей менее 350HB – под углом $\alpha_Ф = 45°$, а при более высокой твердости – $\alpha_Ф = 15...20°$.

Острые кромки торцов ступицы также притупляют фасками, размеры которых принимают по табл. 13.

При серийном производстве заготовки колес получают из прутка свободной ковкой, а также ковкой в штампах. При годовом объеме выпуска колес более 50 шт. экономически оправдана ковка в простейших односторонних подкладных штампах.

Таблица 13

Размеры фасок на торцах ступицы колеса

d, мм	40…50	50…80	80…120	120… …150	150… …250	250… …500
f, мм	1,6	2,0	2,5	3,0	4,0	5,0

При готовом объеме выпуска более 100 шт. применяют двусторонние штампы. Для свободной выемки заготовок из штампа принимают значения штамповочных уклонов $\gamma \geq 7°$ и радиусов закруглений $R \geq 6$ мм.

Толщина диска

$$C \approx 0{,}5(S + S_{CT}) \geq 0{,}25b_2, \qquad (92)$$

где $S_{CT} = 0{,}5(d_{CT} - d)$.

В диске обычно выполняют 4…6 технологических отверстий диаметром 18…22 мм.

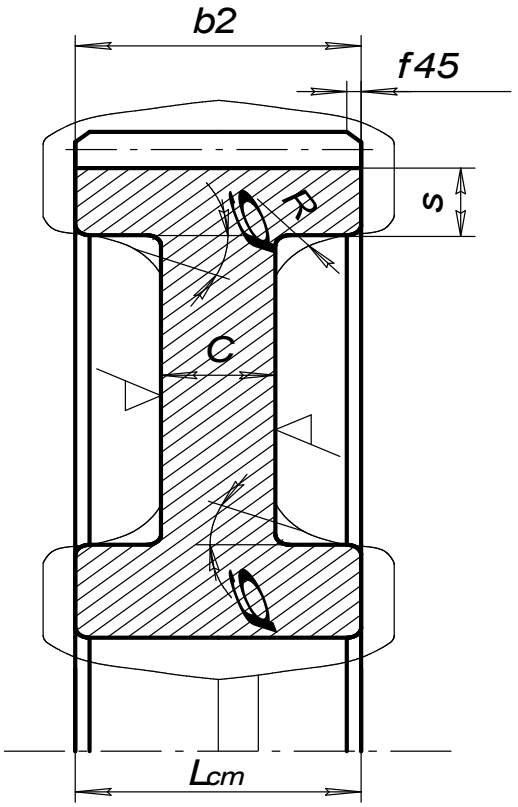


Рис. 27. Конструкция колеса

Для уменьшения влияния термической обработки на точность геометрической формы зубчатые колеса при *HB* >350 делают массивными:

$$C = (0{,}35...0{,}4)b_2. \qquad (93)$$

Нормализованные и улучшенные колеса делают с более тонким диском (

$C = 0{,}25b_2$).

Зубчатые колеса, вращающиеся с относительно высокой частотой ($n \geq 1000 мин^{-1}$), обрабатывают кругом и балансируют путем высверливания отверстий на торцах обода.

Базовыми поверхностями при нарезании зубьев являются поверхность центрального отверстия и торцы зубчатого венца. Производительность возрастает при нарезании зубьев в «пакете» из двух колес и более.

ЗАДАЧИ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОГО РЕШЕНИЯ

ЗАКЛЁПОЧНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 1

Две пластины соединены внахлест; силы, приложенные на растяжение равны 220 кН. В наличии имеются заклепки диаметром 19 мм, диаметр отверстий d_0 по ГОСТ=20 мм, толщина пластины 10 мм. Материал заклепок Ст 2 ($[\tau_{ср}]$=140 Н/мм^2). Определить необходимое число заклепок.

Ответ: 5 шт.

Задача № 2

Определить напряжение смятия в заклепочном соединении при толщине косынки, равной толщине полосы $\delta_к=\delta$=10 мм, и допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}]$=320 Н/мм^2, если приложенная сила равна 220 кН, число заклепок 5 и диаметр сверлений под них 20 мм.

Ответ: 220 МПа.

Задача № 3

Определить требуемый диаметр заклепок из материала Ст 2, если известно, что этих заклепок необходимо установить 5 шт, и действующая сила в соединении F =220 кН.

Ответ: 20 мм.

Задача № 4

Определить напряжение среза заклепок при растягивающей силе F=120·10^3 Н соединения внахлест двух пластин толщиной d/2 каждая, если диаметр заклёпок d=20 мм. Число заклепок 5.

Ответ: 76,4 МПа.

Задача № 5

Определить, какое усилие может воспринимать заклепочные соединения при креплении двух пластин равной толщины d_0/2, где d_0 – диаметр сверлений под заклепки равный 20 мм. Материал заклепки сталь Ст 2 $[\sigma_{см}]$=320 Н/мм^2; $[\tau_{ср}]$=140 Н/мм^2 . Число заклепок 5.

Ответ: 220 кН.

СВАРНЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 6

Две полосы из стали Ст 5 ($\sigma_т$=235 МПа) сечением 150 мм на 8 мм соединены встык ручной сваркой. Определить допустимое максимальное усилие, если $[\sigma_р']$=141 МПа.

Ответ: 169 кН.

Задача № 7

Определить длину комбинированного сварного шва, если действует усилие *F*=120 кН, катет шва k=5 мм, $[\sigma'_р]$=160 МПа, $[\tau'_{ср}]$=96 МПа.

Ответ: 0,358 м.

Задача № 8

Две полосы соединены внахлест фланговым швом ручной сваркой электродами Э–50, катет шва *k*=4 мм, $[\sigma_р']$=180 МПа, $[\tau'_{ср}]$=108 МПа, длина шва *l*=15 см. Определить допустимое максимальное усилие.

Ответ: 90,7 кН.

Задача № 9

Две полосы из стали Ст 5 ($\sigma_т$=235 кН) соединены встык ручной сваркой электродами Э-42. Определить допустимое напряжение сварного шва.

Ответ: 141 МПа.

Задача № 10

Определить катет сварного шва любого типа при соединении внахлест двух полос ручной сваркой, если длина шва *l*=20 см, сила действующая на полосы *F*=135 кН, $[\tau'_{ср}]$=100 МПа.

Ответ: 10 мм.

Задача № 11

Определить длину фланговых сварных швов в соединении внахлест уголка № 10 (*b*=100 мм, z_0 =2,83 см) с косынкой, если суммарная длина сварного шва *l*=60 см.

Ответ: 170 и 430 мм.

Задача № 12

Определить суммарную длину фланговых сварных швов в соединении внахлест уголка № 10 (*b*=100 мм, z_0 =2,83 см) с косынкой, если *F*=400 кН, катет шва 10 мм и допускаемое напряжение сварного шва $[\tau'_{ср}]$=120 МПа.

Ответ: 476 мм.

Задача № 13

Определить напряжения в сварном шве, соединяющем два стальных листа встык шириной 200 мм и толщиной 10 мм, если растягивающее усилие *F* =180 кН и допускаемое напряжение в сварном шве 140 МПа. Материал – сталь 5 ($\sigma_т = 235$ МПа).

Ответ: 90 МПа.

ШПОНКИ

Задача № 14

Для шпонки с закруглёнными концами определить момент, который она может передать в соединении вала с зубчатым колесом. Диаметр вала *d*=70 мм; размеры шпонки $l_{раб}$=80 мм; *h*=12 мм; *в*=20 мм; и допускаемое напряжение

$[\sigma_{см}]$=85 МПа.

Ответ: 1428 Нм

Задача № 15

Для призматической шпонки сечением 14х 9 и длиной l=100 мм определить рабочую длину $l_{раб}$., если известно b=14 мм; h=9 мм.

Ответ: 86 мм.

Задача № 16

Зубчатое колесо соединено с валом призматической шпонкой и рассчитано для передачи крутящего момента T=450 Нм. Определить диаметр вала, если допускаемое напряжение на кручение $[\tau_{кр}]$=16 МПа.

Ответ: 52 мм.

Задача № 17

Проверить соединение шпонки с валом диаметром 38 мм на смятие. Крутящий момент 274 Нм; размеры шпонки заданы: l=32 мм, h=13 мм, $в$=10 мм и допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}]$=200 МПа.

Ответ: 100,8 МПа.

Задача № 18

По заданным размерам призматической шпонки проверить шпонку на срез: $l_{раб}$=28 мм; $в$=10 мм. Диаметр вала 38 мм, передаваемый крутящий момент 275 Нм, допускаемое напряжение на срез 60 МПа.

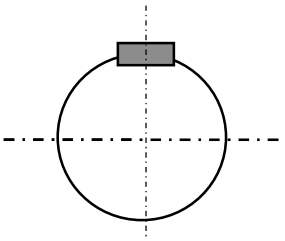
Ответ: 51,7 МПа.

Задача № 19

Проверить шпонку на смятие, если крутящий момент 500 Н. Размеры шпонки по ГОСТ 23360-78 выбраны $16 \times 10 \times 50$ мм. Диаметр вала d = 50 мм. Допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}]$= 100 МПа.

Ответ: 118 МПа.

Задача № 20



Передаваемый валом крутящий момент Т=1000 Нм, диаметр вала 50мм, сечение шпонки bх h= 14х9 мм, допускаемое напряжение на смятие $[\sigma_{см}]$= 100 МПа. Рассчитать необходимую длину шпонки согласно ГОСТ 23360-78 .

Ответ: 110 мм.

РЕЗЬБОВЫЕ СОЕДИНЕНИЯ

Задача № 21

Стержень винта нагружен только внешней растягивающейся силой, равной 100 Н. Определить напряжение растяжения в стержне, если его диаметр (внутренний диаметр резьбы) d_1=0,01 м.

Ответ 1,27 МПа.

Задача № 22

Соединение при помощи болта и гайки, установленном без зазора болта в отверстие детали, нагружено поперечными усилиями. Определить прочность болта на срез, если внешний диаметр болта 10 мм, сила деформации 8 кН. Толщину пластин принять $\delta_1=\delta_2=20$ мм.

Ответ: 102 МПа.

Задача № 23

Соединение при помощи болта и гайки нагружено поперечными усилиями. Болт установлен в отверстие детали без зазора. Определить диаметр болта, если сила деформации $6\cdot10^3$ Н, а предельно допустимое напряжение на срез $[\tau_{ср}]=120$ МПа.

Ответ: 8 мм.

Задача № 24

Соединение при помощи болта и гайки нагружено поперечными усилиями. Болт установлен в отверстие детали без зазора. Определить максимальную величину этих усилий деформации, если установлен болт М10х1,5. Предельно допустимое напряжение на срез $[\tau_{ср}]=80$ МПа.

Ответ: 6280 Н.

Задача № 25

Стержень винта нагружен только внешней растягивающейся силой – определить ее максимальное значение, если предельно допустимое напряжение растяжения $[\sigma]=144$ МПа в стержне, а его диаметры $d=12$ мм, $d_1=10{,}106$ мм, $d_2=10{,}863$ мм и шаг 1,75 мм.

Ответ: 115450 Н.

ВАЛЫ

Задача № 26

Найти вращающий момент на ведущем валу (на тихоходном валу редуктора) Нм, если известна частота вращения вала 400 об/мин и передаваемая мощность – 4 кВт.

Ответ: 95,5 Нм.

Задача № 27

Рассчитать крутящий момент на выходном валу, если известно, что передаваемая мощность 4,5 кВт, а частота его вращения $n=960$ об/мин.

Ответ: 44,8 Нм.

Задача № 28

Определить крутящий момент на валу, передаваемый зубчатым колесом, соединённым с валом призматической шпонкой, если окружное усилие на зубчатом колесе равно 12 кН. Диаметр вала 60 мм, делительный диаметр колеса 150 мм.

Ответ: 900 Нм.

ПЕРЕДАЧИ

Задача № 29

Рассчитать максимальное значение удельной нагрузки, распределенной по линии контакта зубьев если известны нормальная сила в зацеплении 0,95 кН, коэффициент расчетной нагрузки 1,5 и суммарная длина линии контакта зубьев 400 мм.

Ответ 3563 Н/м.

Задача № 30

Найти делительные окружности зубчатых колес (ведущего и ведомого) в прямозубой зубчатой передаче, если известен модуль 4мм и количество зубьев первого колеса 21 шт и второго 85 шт.

Ответ 84 мм и 340 мм.

Задача № 31

Найти межосевое расстояние в прямозубой зубчатой передаче, если известен модуль 4 мм и количество зубьев первого колеса 21 шт и второго 85 шт.

Ответ 212 мм

Задача № 32

Прямозубая передача имеет следующие параметры: $a=300$ мм, $d_1=100$ мм, $d_{a1}=150$ мм, $m=4$. Определить z_1; z_2.

Ответ 25 и 125 шт.

Задача №33

Определить диаметр ведомого шкива в ремённой передаче, если диаметр ведущего шкива $d_1=200$ мм, а скорость вращения $n_1=750$ об/мин. Скорость вращения ведомого шкива $n_2=300$ об/мин. Трением скольжения пренебречь. Ответ 500 мм.

Задача № 34

Определить радиальное усилие F_r в прямозубой зубчатой передаче, если диаметр вала $d_1=40$ мм, крутящий момент $T=44,8$ Нм.

Ответ 2240 Н.

Задача №35

Определить диаметр ведущего шкива клиноременной передачи, если передаваемая мощность 6 кВт и частота вращения шкива $n_1=750$ об/мин. Принять $K_d=40$.

Ответ 170 мм.

Задача №36

Определить количество клиновых ремней для передачи мощности $P_{ном}=72$ кВт. Допускаемая передаваемая мощность одного ремня $[P_н]=18$ кВт.

Ответ 4 шт.

Задача № 37

Определить окружную силу, передаваемую клиновыми ремнями, если передаваемая ими мощность $P_н$=7,3 кВт, а угловая скорость ведущего шкива диаметром d_1=200 мм равняется 16 $с^{-1}$.
Ответ 4563 Н.

Задача № 38

Рассчитать радиальное усилие, действующее в прямозубой передаче, если известны крутящий момент 200 Нм, делительный диаметр зубчатого колеса 145 мм и угол зацепления 20º.
Ответ 1004 Н.

Задача № 39

Найти делительные диаметры двух цилиндрических колес в прямозубой зубчатой передаче, если известны m=2,5 мм, U=3,15 мм, z_1=27 мм.
Ответ d_1=67,5мм; d_2=212,5мм.

Задача № 40

Рассчитать нормальное усилие действующее в прямозубой цилиндрической передаче, если известны крутящий момент 200 Нм, делительный диаметр зубчатого колеса 145 мм и угол зацепления 20º.
Ответ 2936 Н.

Задача № 41

Рассчитать удельную нагрузку действующую на колесо, если известно F_t=2900 Н, l=0,2 мм, Кн=1, α=20º
Ответ 15431 Н/м.

УКАЗАНИЯ К ВЫБОРУ НОМЕРА И КОЛИЧЕСТВА ЗАДАНИЙ

Количество задач, входящих в контрольную работу различное для разных специальностей.

Студенты, изучающие дисциплину "Прикладная механика", выполняют следующие задачи контрольной работы:

1. задачи по расчету сварных соединений (С);
2. задачи по расчету резьбовых соединений (Р);
3. расчет зубчатой передачи (З).

Номера задач выбираются по таблице, в соответствии с последней цифрой шифра в зачетной книжке.

Задача	Последняя цифра шифра									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
С	1	2	3	4	5	6	1	2	3	4
Р	6	5	4	3	2	1	6	5	4	3
З	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1

Номер варианта каждой задачи выбирается по предпоследней цифре шифра.

Задачи по расчету сварных соединений (С)

С.1. Рассчитать сварное соединение уголка № 10 (100х100х10) с косынкой при действии силы 2*F* (рис.С.1) по данным табл.С.1.

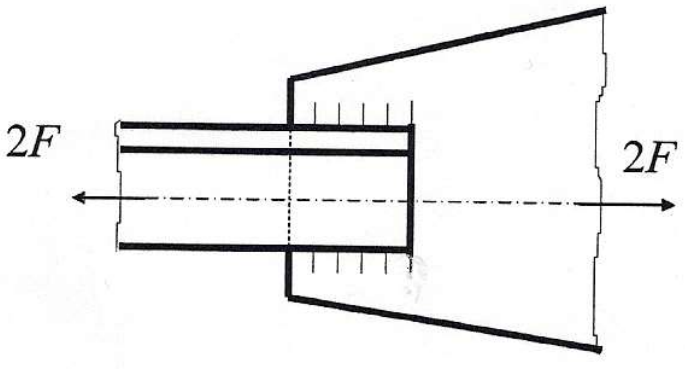


Рис.С.1. Соединение уголка с косынкой

С.2 .Рассчитать сварное соединение, состоящее из серьги, блока и швеллера (рис.С.2) по данным табл.С.2. Толщина серьги δ. Материал электрода и метод сварки выбрать самостоятельно.

Таблица С.1

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
2F, кН	50	55	65	70	75	80	85	90	95	100
Электроды	Э42А	Э42А	Э42А	Э42А	Э42	Э42	Э42	Э50	Э50	Э50
Метод сварки	Автоматическая под слоем флюса			Автоматическая				Ручная		

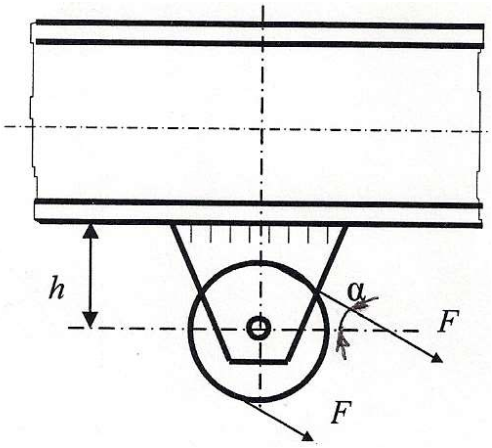


Рис.С.2. Сварное соединение блока, серьги и швеллера

Таблица С.2

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	6	8	10	12	14	16	18	20	22	24
h, мм	200	220	240	260	280	300	320	340	360	380
δ, мм	8	8	10	10	12	12	14	14	16	16
α, рад	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4

С.3. Рассчитать сварное соединение, крепящее опорный швеллер №16а к стальной плите (рис.С.3). Электрод Э50. Сварка ручная. Данные для расчета приведены в табл.С.3.

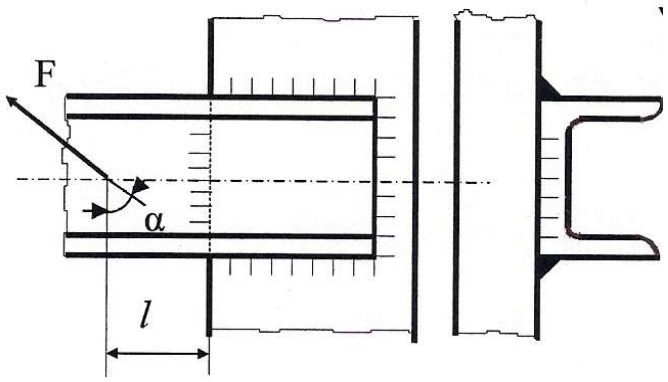


Рис.С.3. Сварное соединение швеллера с плитой

Таблица С.3

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	30	28	26	24	22	20	18	16	14	12
l, мм	600	650	700	750	800	850	900	1000	1050	1100
α, рад	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6

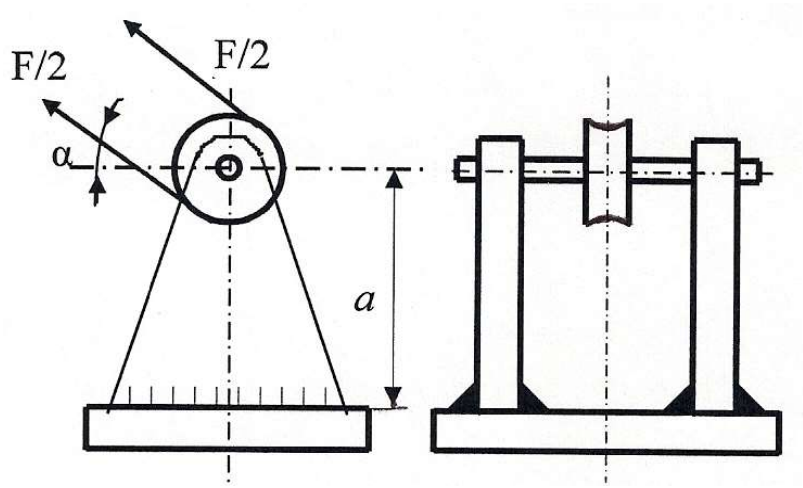


Рис.С.4. Блок монтажного устройства

С.4. Рассчитать сварное соединение, крепящее неподвижный блок монтажного устройства к плите (рис.С.4), по данным табл.С.4. Материал электрода и метод сварки выбрать самостоятельно.

Таблица С.4

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29
a, мм	600	620	640	660	680	700	680	660	640	620
α, рад	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6	П/4

С.5. Проверить прочность сварных швов, соединяющих диск с зубчатым ободом и диск со ступицей (Рис.С.5). Мощность, передаваемая колесом – *P*, угловая скорость его – ω , толщина швов k_1 и k_2 и диаметры d_c, D_c, d заданы в табл.С.5. Сварка ручная. Диск – Ст3, ступица и обод – сталь 40.

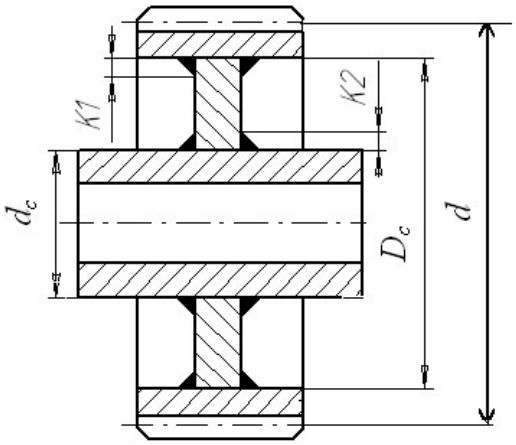


Рис.С.5. Сварное зубчатое колесо

Таблица С.5

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
P, кВт	16	18	20	22	24	26	28	30	32	34
ω, рад/с	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
d_c, мм	100	105	110	115	120	125	130	135	140	145
D_c , мм	400	425	450	475	500	525	550	575	600	625
d , мм	500	525	550	575	600	625	650	675	750	800
k_1, мм	4	4	4	6	6	6	8	8	8	8
k_2 , мм	6	6	6	8	8	8	10	10	10	10

С.6. Рассчитать сварное соединение листа 1 с уголком 2 (рис.С.6) по данным табл С.6.

Таблица С.6

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
a , см	15	15	20	20	25	25	30	30	35	35
b , см	5	5	8	8	10	10	12	12	15	15
α, рад	П/3	П/4	П/6	П/6	П/3	П/4	П/6	П/6	П/3	П/4

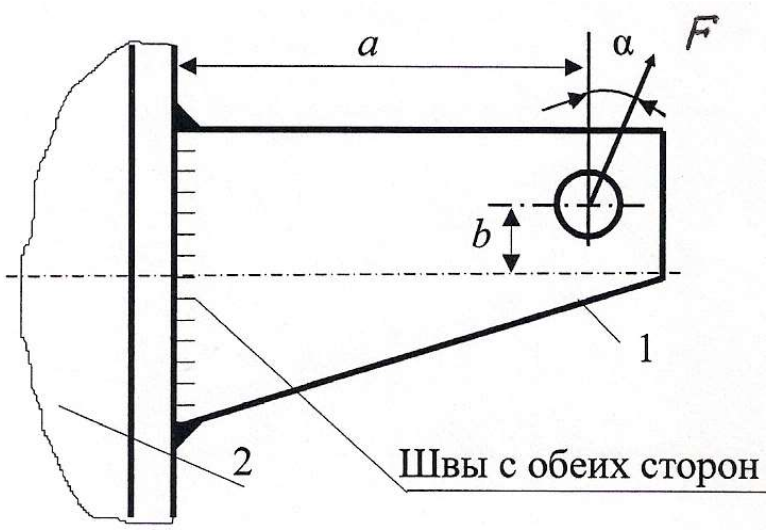


Рис.С.6. Сварное соединение листа с уголком

Вторая группа задач

Задача Р.1.Определить диаметр болтов фланцевого соединения верхней части автоклава с его корпусом (рис.Р.1). Давление жидкости внутри автоклава по манометру p , внутренний диаметр верхней части автоклава D и количество болтов z заданы в табл.Р.1.

Таблица Р.1

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
p, МПа	1,8	1,7	1,6	1,5	1,4	1,3	1,3	1,1	1,0	0,9
D , мм	200	210	220	230	240	250	260	270	280	290
Z	6	6	6	6	6	8	8	8	8	8

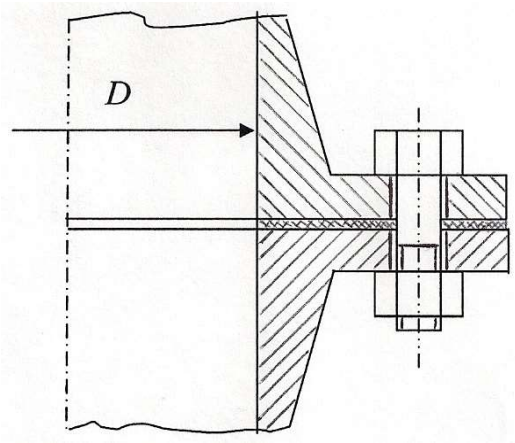


Рис.Р.1. Часть автоклава

Задача Р.2. Рассчитать болты, скрепляющие зубчатое колесо с барабаном лебедки (рис.Р.2). Расчет вести в двух вариантах: а) болты поставлен с зазором; б) болты поставлены без зазора. Грузоподъёмность лебедки F и диаметры D_1 и D_2 заданы в табл.Р.2. Число болтов равно 6.

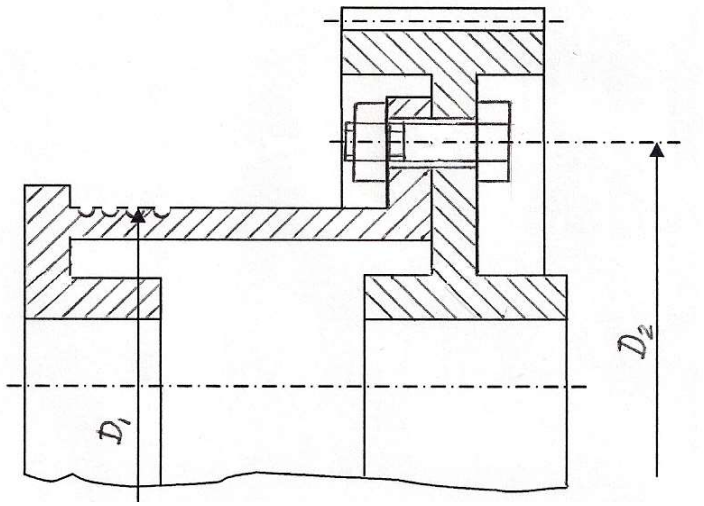


Рис.Р.2. Барабан лебёдки в соединении с зубчатым колесом

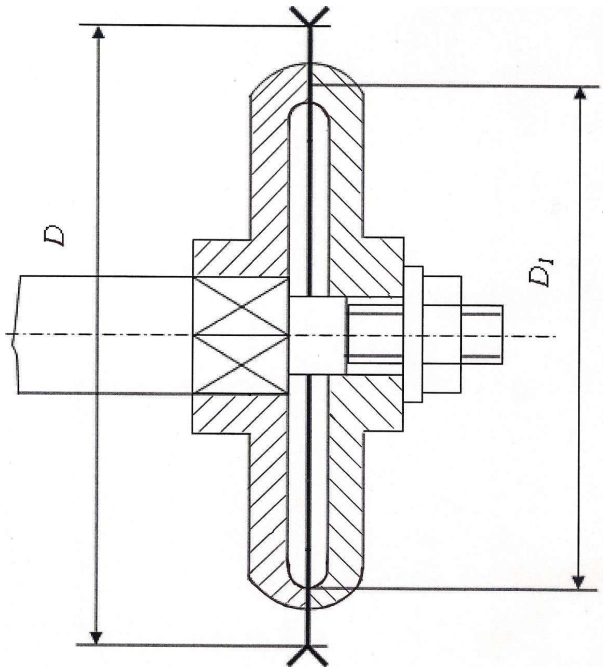
Таблица Р.2

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , кН	18	20	22	24	26	28	30	32	34	36
D_1 , мм	250	250	300	300	350	350	400	400	450	450
D_2 , мм	400	400	450	450	500	500	550	550	600	600

Задача Р.3. Определить диаметр нарезной части дисковой пилы, которая удерживается между двумя шайбами посредством сил трения, возникающих при затяжке гайки на конце вала (рис.Р.3). Пила преодолевает сопротивление резанию силу F. Данные для расчета приведены в табл.Р.3.

Таблица Р.3

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F , Н	600	625	650	675	700	725	750	775	800	825
D, мм	700	700	650	650	600	600	550	550	500	500
D_1, мм	400	400	350	350	300	300	250	250	200	200



Задача Р.4. Определить диаметр фундаментных болтов, крепящих стойку к бетонному основанию (рис.Р.4). Коэффициент трения основания стойки о бетон f=0,4. Болты принять с метрической резьбой по ГОСТ. Данные для расчета приведены в табл.Р.4.

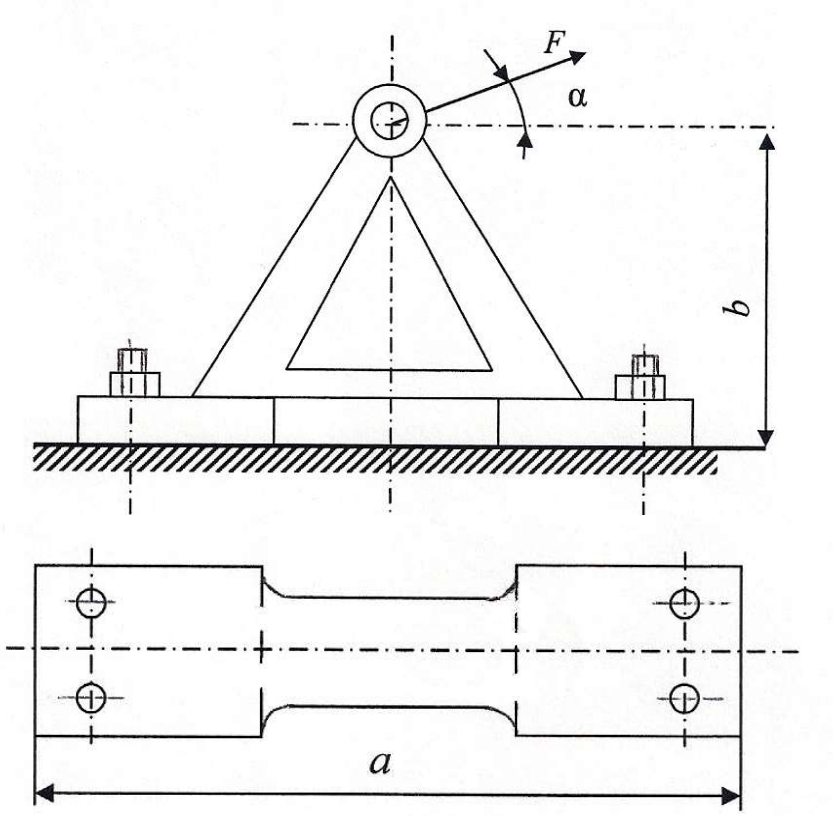


Рис.Р.4. Стойка

Таблица Р.4

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
F, кН	20	22	24	26	28	30	32	34	36	38
α, рад	П/6	П/4	П/3	П/4	П/6	П/3	П/6	П/4	П/3	П/6
a , мм	600	600	650	650	700	700	750	750	800	800
b , мм	400	450	500	550	600	650	700	750	800	850

Задача Р.5. Рассчитать клеммовое болтовое соединение, обеспечивающее передачу крутящего момента с рычага в результате приложения на его конце силы *F*, на вал диаметром *d* (рис.Р.5) по данным табл.Р.5.

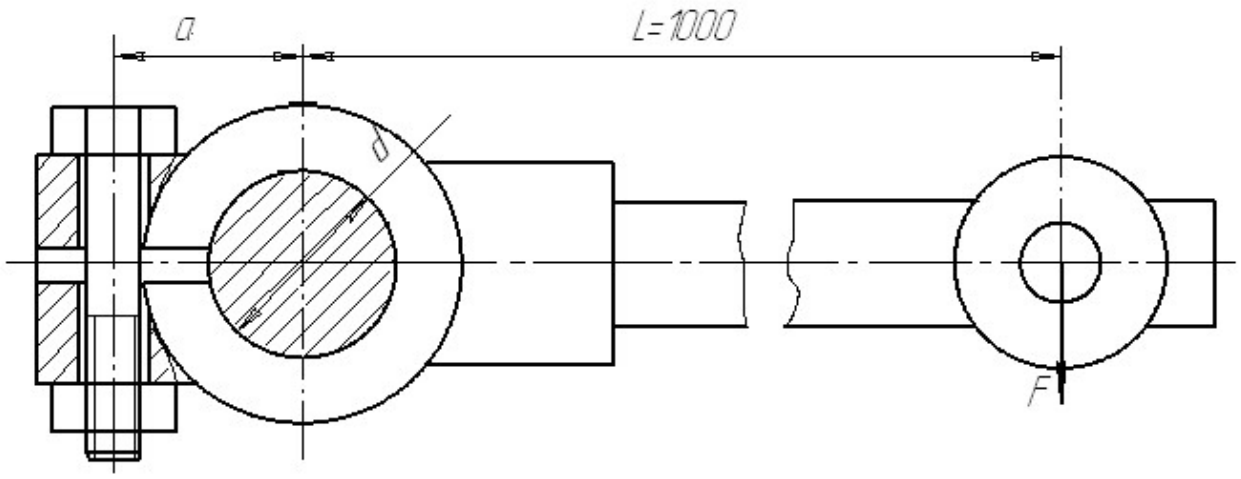


Рис.Р.5. Клеммовое соединение

Таблица Р.5

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
d , мм	40	42	45	48	50	52	55	58	60	63
Коэффициент трения скольжения	0,2	0,2	0,2	0,2	0,18	0,18	0,18	0,15	0,15	0,15
F, кН	5	5	5	5	5,5	5,5	5,5	6	6	6
a , мм	400	420	440	460	480	500	520	540	560	580

Задача Р.6. Рассчитать болты фланцевой муфты, передающей мощность P при частоте вращения n, диаметр окружности осей болтов D_0. Число болтов равно z. Расчет произвести для двух вариантов:

а) болты поставлены без зазора;

б) болты установлены с зазором, коэффициент трения между торцами полумуфт $f = 0{,}15$.

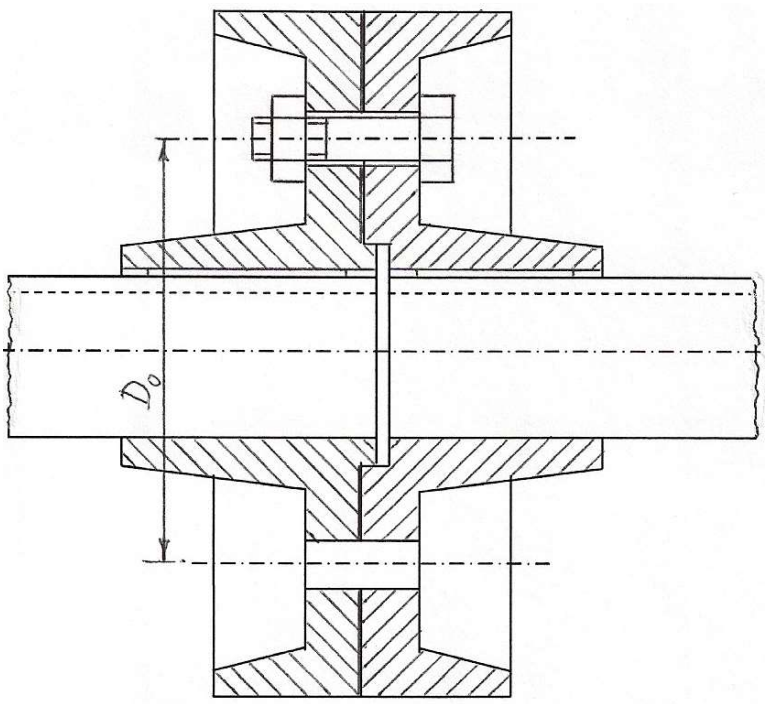


Рис.Р.6

Таблица Р.6

Величины	В А Р И А Н Т Ы									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	0
P , кВт	50	55	60	65	75	80	85	90	95	100
n ,об/мин	250	250	300	300	350	350	400	400	450	450
D_0, мм	220	220	220	230	230	230	240	240	250	250
z	6	7	8	9	6	7	8	9	6	7

Приложение 1

ПРИЗМАТИЧЕСКАЯ ШПОНКА (ГОСТ 23360-78)

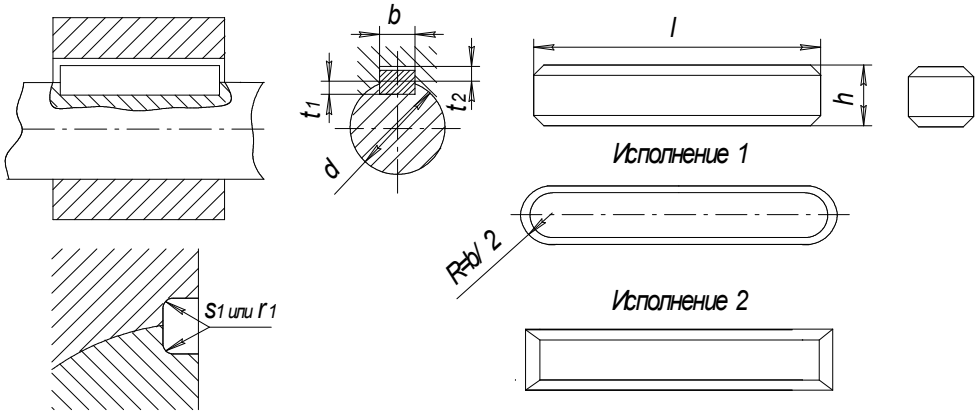


Таблица П.1

d	b	h	t_1	t_2	l		s_1 или r_1	s или r
					от	до		
Свыше 12 до 17	5	5	3	2,3	–	–	–	–
Свыше 17 до 22	6	6	3,5	2,8	–	–	–	–
Свыше 22 до 30	8	7	4,0	3,3	–	–	–	–
Свыше 30 до 38	10	9	5,5	3,8	22	110	0,25 …0,4	0,4… 0,6
Свыше 38 до 44	12	11	7	4,4	28	140		
Свыше 44 до 50	14	12	7,5	4,9	38	160		
Свыше 50 до 58	16	14	9	5,4	45	180		
Свыше 58 до 65	18	16	10	6,5	50	200		
Свыше 65 до 75	20	18	11	7,4	56	220	0,4… 0,6	0,6… 0,8
Свыше 75 до 85	22	20	12	8,4	63	250		
Свыше 85 до 95	25	22	13	9,4	70	280		
Свыше 95 до 110	28	25	15	10,4	80	320		
Свыше 110 до 130	32	28	17	11,4	90	360		
Свыше 130 до 150	36	32	20	12,4	100	400	0,7… 1,0	1,0… 1,2
Свыше 150 до 170	40	36	22	14,4				
Свыше 170 до 200	45	40	25	15,4	110	450		
Свыше 200 до 230	50	45	28	17,4	125	500		
Свыше 230 до 260	56	50	31	19,5	140	500	1,2… 1,6	1,6… 2,0
Свыше 260 до 290	63	60	36	24,5	160			
Свыше 290 до 330	70	65	39	26,5	180			
Свыше 330 до 380	80	75	44	31,5	200		2,0… 2,5	2,5… 3,0
Свыше 380 до 440	90	85	49	36,5	220			
Свыше 440 до 500	100	95	54	41,5	250			

Примечания: 1. Допускается в отдельных обоснованных случаях применять меньшие размеры сечений шпонок на валах больших диаметров, за исключением выходных концов валов.

2. Стандартные длины шпонок: 6; 8; 10; 12; 14; 16;20; 22; 25; 28; 32; 36; 40; 45; 50; 56; 63; 70; 80; 90; 100; 110; 125; 140; 160; 180; 200; 220; 250 мм.

Приложение 2

СЕГМЕНТНАЯ ШПОНКА (ГОСТ 24071-80)

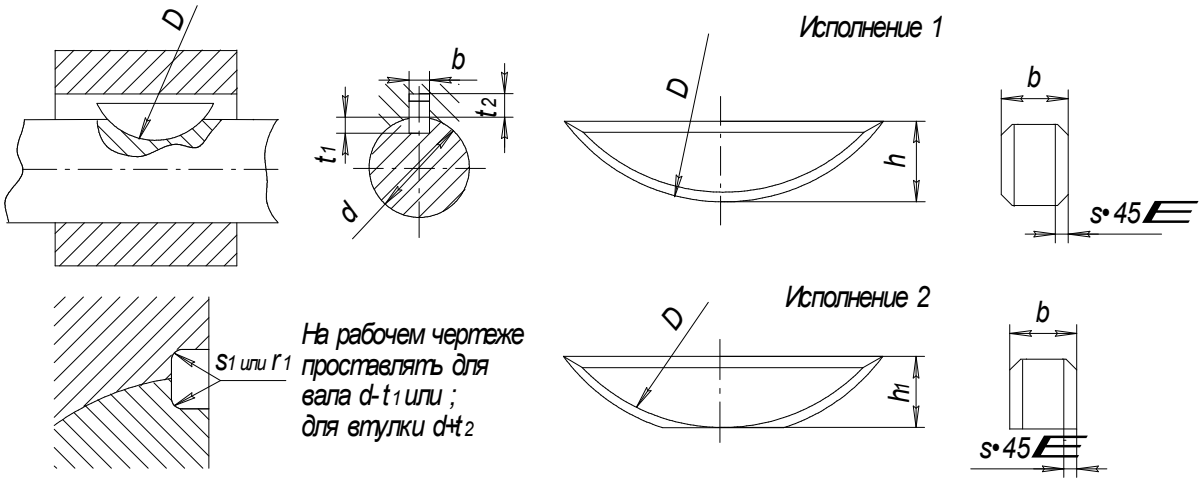


Таблица - П2

d для шпонок		Размеры шпонок $b \times h \times D$	t_1	t_2	s_1 или r_1	s или r
Передающих крутящий момент	Фиксирующих элементов					
От 3 до 4	От 3 до 4	$1 \times 1{,}4 \times 4$	1,0	0,6		
Свыше 4 до 5	Свыше 4 до 6	$1{,}5 \times 2{,}6 \times 7$	2,0	0,8		
Свыше 5 до 6	Свыше 6 до 8	$2 \times 2{,}6 \times 7$	1,8	1,0	0,08	0,16
Свыше 6 до 7	Свыше 8 до 10	$2 \times 3{,}7 \times 10$	2,9	1,0	…	…
Свыше 7 до 8	Свыше 10 до 12	$2{,}5 \times 3{,}7 \times 10$	2,7	1,2	0,16	0,25
Свыше 8 до 10	Свыше 12 до 15	$3 \times 5 \times 13$	3,8	1,4		
Свыше 10 до 12	Свыше 15 до 18	$3 \times 6{,}5 \times 16$	5,3	1,4		
Свыше 12 до 14	Свыше 18 до 20	$4 \times 6{,}5 \times 16$	5,0	1,8		
Свыше 14 до 16	Свыше 20 до 22	$4 \times 7{,}5 \times 19$	6,0	1,8		
Свыше 16 до 18	Свыше 22 до 25	$5 \times 6{,}5 \times 16$	4,5	2,3		Св. 0,25 до 0,4
Свыше 18 до 20	Свыше 25 до 28	$5 \times 7{,}5 \times 19$	5,5	2,3	0,16	
Свыше 20 до 22	Свыше 28 до 32	$5 \times 9 \times 22$	7,0	2,3	…	
Свыше 22 до 25	Свыше 32 до 36	$6 \times 9 \times 22$	6,5	2,8	0,25	
Свыше 25 до 28	Свыше 36 до 40	$6 \times 10 \times 25$	7,5	2,8		0,4… 0,6
Свыше 28 до 32	до 40	$8 \times 11 \times 28$	8,0	3,3		
Свыше 32 до 38	до 40	$10 \times 13 \times 32$	10	3,3		

Пример условного обозначения сегментной шпонки

исполнения 1 $b \times h = 5 \times 6{,}5$ мм:

Шпонка 1 $5 \times 6{,}5$ ГОСТ 24071 - 80

То же, исполнение 2 сечение $b \times h_1 = 5 \times 5{,}2$ мм:

Шпонка 2 $5 \times 5{,}2$ ГОСТ 24071 - 80

Приложение 3

СОЕДИНЕНИЯ ШЛИЦЕВЫЕ ПРЯМОБОЧНЫЕ (ГОСТ 1139 - 80)

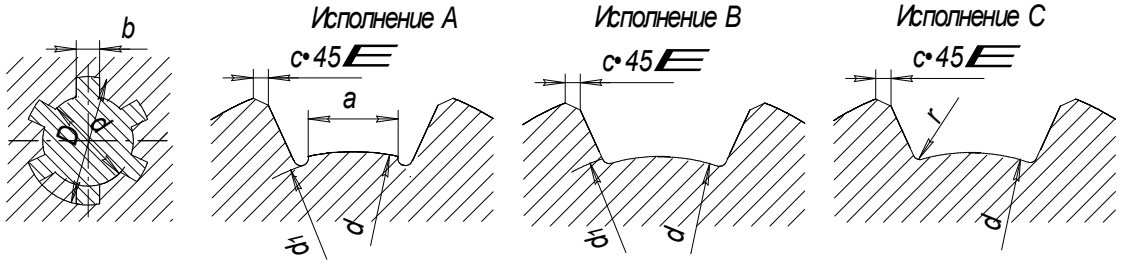


Таблица П.3

РАЗМЕРЫ ЛЕГКОЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номинальный размер	Предельные отклонения	
$6 \times 23 \times 26$	6	22,1	3,54	0,3	+0,2	0,2
$6 \times 26 \times 30$	6	24,6	3,85			
$6 \times 28 \times 32$	7	26,7	4,03			
$8 \times 32 \times 36$	6	30,4	2,71	0,4		0,3
$8 \times 36 \times 40$	7	34,5	3,46			
$8 \times 42 \times 46$	8	40,4	5,03			
$8 \times 46 \times 50$	9	44,6	5,73			
$8 \times 52 \times 58$	10	49,7	4,89	0,5	+0,3	0,5
$8 \times 56 \times 62$	10	53,6	6,38			
$8 \times 62 \times 68$	12	59,8	7,31			
$10 \times 72 \times 78$	12	69,6	5,45			
$10 \times 82 \times 88$	12	79,3	8,62			
$10 \times 92 \times 98$	14	89,4	10,08			
$10 \times 102 \times 108$	16	99,9	11,49			
$10 \times 112 \times 120$	18	108,8	10,72			

Продолжение табл. П. 3

РАЗМЕРЫ СРЕДНЕЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номинальный размер	Предельные отклонения	
6×11×14	3	9,9	–	0,3	+0,2	0,2
6×13×16	3.5	12,0	–			
6×16×20	4	14,5	–			
6×18×22	5	16,7	–			
6×21×25	5	19,5	1,95			
6×23×28	6	21,3	1,34			
6×26×32	6	23,4	1,65	0,4		0,3
6×28×34	7	25,9	1,7			
8×32×38	6	29,4	-			
8×36×42	7	33,5	1,02			
8×42×48	8	39,5	2,57			
8×46×54	9	42,7	–	0,5	+0,3	0,5
8×52×60	10	48,7	2,44			
8×56×65	10	52,2	2,5			
8×62×72	12	57,8	2,4			
10×72×82	12	67,4	–			
10×82×92	12	77,1	3,0			
10×92×102	14	87,3	4,5			
10×102×112	16	97,7	6,3			
10×112×125	18	106,3	4,4			

Продолжение табл. П. 3

РАЗМЕРЫ ТЯЖЕЛОЙ СЕРИИ, ММ

$z \times d \times D$	b	d_1	a	c		r
		Не менее		Номинальный размер	Предельные отклонения	
$6 \times 11 \times 14$	3	9,9	–	0,3	+0,2	0,2
$6 \times 13 \times 16$	3.5	12,0	–			
$6 \times 16 \times 20$	4	14,5	–			
$6 \times 18 \times 22$	5	16,7	–			
$6 \times 21 \times 25$	5	19,5	1,95			
$6 \times 23 \times 28$	6	21,3	1,34			
$6 \times 26 \times 32$	6	23,4	1,65	0,4		0,3
$6 \times 28 \times 34$	7	25,9	1,7			
$8 \times 32 \times 38$	6	29,4	–			
$8 \times 36 \times 42$	7	33,5	1,02			
$8 \times 42 \times 48$	8	39,5	2,57			
$8 \times 46 \times 54$	9	42,7	–	0,5	+0,3	0,5
$8 \times 52 \times 60$	10	48,7	2.44			
$8 \times 56 \times 65$	10	52,2	2,5			
$8 \times 62 \times 72$	12	57,8	2,4			
$10 \times 72 \times 82$	12	67,4	–			
$10 \times 82 \times 92$	12	77,1	3,0			
$10 \times 92 \times 102$	14	87,3	4,5			
$10 \times 102 \times 112$	16	97,7	6,3			
$10 \times 112 \times 125$	18	106,3	4,4			

Примечание.
Шлицевые валы исполнений А и С изготавливаются при центрировании по внутреннему диаметру, исполнения В – при центрировании по наружному диаметру и боковым сторонам зубьев.

Приложение 4

РЕЗЬБА МЕТРИЧЕСКАЯ (ГОСТ 9150–80)

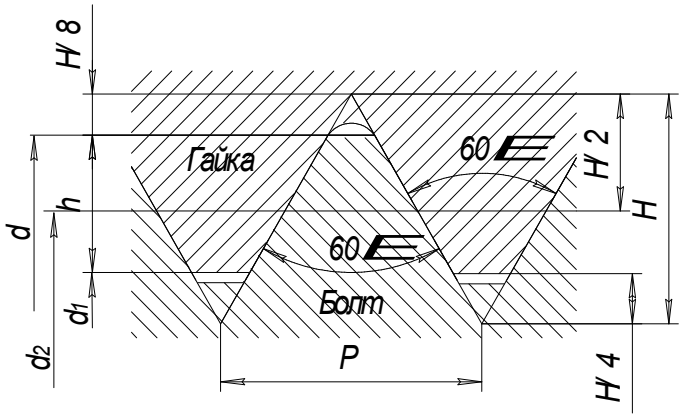


Таблица П. 4

Диаметр наружный, d, мм			Шаг, P, мм	Диаметр, мм			Площадь расчетного сечения	Угол подъема резьбы
Ряд 1	Ряд 2	Ряд 3		средний резьбы $d_2 = D_2$	внурен. гайки $d_1 = D_1$	расчетный винта d_p	$A_{ср}$, мм^2	ψ
5	–	–	0,8 0,5	4,480 4,675	4,134 4,459	4,25 4,53	14 16	3°15′ 1°67′
-	-	5,5	0,5	5,175	4,959	5,03	20	1°56′
6	–	–	1 0,75 0,5	5,350 5,513 5,675	4,918 5,188 5,459	5,06 5,30 5,53	20 22 24	3°24′ 2°29′ 1°36′
–	–	7	1 0,75 0,5	6,350 6,513 6,675	5,918 6,188 6,459	6,06 6,30 6,53	29 31 33	2°52′ 2°6′ 1°22′
8	–	–	1,25 1 0,75 0,5	7,188 7,350 7,513 7,675	6,647 6,918 7,188 7,459	6,83 7,06 7,30 7,53	37 39 42 44	3°10′ 2°29′ 1°49′ 1°11′
–	–	9	1,25 1 0,75 0,5	8,188 8,350 8,513 8,675	7,647 7,918 8,188 8,459	7,83 8,06 8,30 8,53	48 51 54 57	2°47′ 2°11′ 1°36′ 1°3′

продолжение табл. П.4

Диаметр наружный d, мм			**Шаг P, мм**	**Диаметр, мм**			$A_{ср}$, мм^2	**ψ**
Ряд 1	**Ряд 2**	**Ряд 3**		**средний резьбы $d_2 = D_2$**	**внутрен. гайки $d_1 = D_1$**	**расчетн. винта d_p**		
10	–	–	1,5 1,25 1 0,75 0,5	9,026 9,188 9,350 9,513 9,675	8,376 8,647 8,918 9,188 9,459	8,59 8,83 9,06 9,30 9,53	58 61 64 68 71	3°2′ 2°29′ 1°57′ 1°26′ 1°22′
–	–	11	(1,5) 1 0,75 0,5	10,026 10,188 10,350 10,513	9,376 9,918 10,188 10,459	9,59 10,06 10,30 10,53	72 79 83 87	2°29′ 1°46′ 1°18′ 0°51′
12	–	–	1,75 1,5 1,25 1 0,75 0,5	10,863 11,026 11,180 11,350 11,513 11,675	10,106 10,376 10,647 10,918 11,188 11,495	10,36 10,59 10,83 10,06 11,30 11,53	84 88 92 96 100 104	2°56′ 2°29′ 2°2′ 1°36′ 1°11′ 0°47′
–	14	–	2 1,5 1,25 1 0,75 0,5	12,701 13,026 13,180 13,350 13,513 13,675	11,835 12,376 12,647 12,918 13,188 13,495	12,12 12,59 12,83 13,06 13,30 13,53	115 124 129 134 139 144	2°52′ 2°6′ 1°44′ 1°22′ 1°1′ 0°40′
–	–	15	1,5 (1)	14,026 14,350	13,376 13,918	13,59 14,06	145 155	1°57′ 1°16′
16	–	–	2 1,5 1 0,75 0,5	14,701 15,026 15,350 15,513 15,675	13,835 14,376 14,918 15,188 15,495	14,12 14,59 15,06 15,30 15,53	156 167 178 184 189	2°29′ 1°49′ 1°11′ 0°53′ 0°35′

продолжение табл. П. 4

Диаметр Наружный, d, мм			**Шаг, P, мм**	**Диаметр, мм**			$A_{ср}$, $мм^2$	ψ
Ряд 1	**Ряд 2**	**Ряд 3**		**средний резьбы** $d_2 = D_2$	**внутр ен. гайки** $d_1 = D_1$	**расчетн. винта** d_p		
–	–	17	1,5	16,026	15,376	15,59	191	1°42′
			(1)	16,350	15,918	16,06	203	1°7′
–	18	–	2,5	16.376	15.294	15.65	192	2°47′
			2	16.701	15.835	16.12	204	2°11′
			1,5	17.026	16.376	16.59	216	1°36′
			1	17.350	18.918	17.06	228	1°3′
			0,75	17.513	17.188	17.30	235	0°47′
			0,5	17.675	17.495	17.53	241	0°31′
20	–	–	2.5	18.376	17.294	17.65	245	2°29′
			2	18.701	17.835	18.12	258	1°57′
			1.5	19.026	18.376	18.59	271	1°26′
			1	19.350	18.918	19.06	285	1°22′
			0.75	19.513	19.188	19.30	292	0°42′
			0.5	19.675	19.495	19.53	300	0°28′
–	–	22	2.5	20.376	19.294	19.65	303	2°18′
			2	20.701	19.835	20.12	318	1°46′
			1.5	21.026	20.376	20.59	333	1°18′
			1	21.350	20.918	21.06	348	0°51′
			0.75	21.513	21.188	21.30	356	0°38′
			0.5	21.675	21.495	21.53	364	0°25′
24	–	–	3	22.051	20.752	21.18	352	2°29′
			2	22.701	21.835	22.12	384	1°36′
			1.5	23.026	22.376	22.59	401	1°11′
			1	23.350	22.918	23.06	418	0°47′
			0.75	23.513	23.188	23.30	426	0°35′
–	–	25	2	23.701	22.835	23.12	420	1°33′
			1.5	24.026	23.376	23.59	437	1°8′
			0.75	24.350	23.918	24.06	455	0°45′

продолжение табл. П. 4

Диаметр наружный d, мм			**Шаг P, мм**	**Диаметр, мм**			$A_{ср}$, $мм^2$	ψ
Ряд 1	**Ряд 2**	**Ряд 3**		**средний резьбы** $d_2 = D_2$	**внутрен. гайки** $d_1 = D_1$	**расчетн. винта** d_p		
–	–	(26)	1.5	25.026	24.376	24.59	475	1°6′
–	27	–	3	25.051	23.752	24.18	459	2°11'
			2	25.701	24.835	25.12	496	1°25′
			1.5	26.026	25.376	25.59	514	1°3′
			1	26.350	25.918	26.06	533	0°42′
			0.75	26.513	26.188	26.30	543	0°31′
–	–	(28)	2	26.701	25.835	26.12	536	1°22′
			1.5	27.026	26.376	26.59	555	1°1′
			1	27.350	26.918	27.06	575	0°40′
30	–	–	3.5	27.727	26.211	26.72	561	2°18′
			(3)	28.051	26.752	27.18	580	1°57′
			2	28.701	27.835	28.12	621	1°16′
			1.5	29.026	28.376	28.59	642	0°57′
			1	29.350	28.918	29.06	663	0°37′
			0.75	29.513	29.188	29.30	674	0°28′
–	–	(32)	2	30.701	29.835	30.12	712	1°1′
			1.5	31.026	30.376	30.59	735	0°53′
–	33	–	3.5	30.727	29.211	29.72	694	2°5′
			(3)	31.051	29.752	30.18	715	1°46′
			2	31.701	30.835	31.12	761	1°9′
			1.5	32.026	31.376	31.59	784	0°51′
			1	32.350	31.918	32.06	807	0°34′
			0.75	32.613	32.188	32.30	819	0°25′

Приложение 5

УГОЛКИ СТАЛЬНЫЕ ГОРЯЧЕКАТАНЫЕ РАВНОПОЛОЧНЫЕ

СОРТАМЕНТ

Условные обозначения к рисунку 1 и таблице 1:
b - ширина полки;
t - толщина полки;
R - радиус внутреннего закругления;
r - радиус закругления полок;
F- площадь поперечного сечения;
I - момент инерции;
x_0 - расстояние от центра тяжести до наружной грани полки;
I_{xy} - центробежный момент инерции;

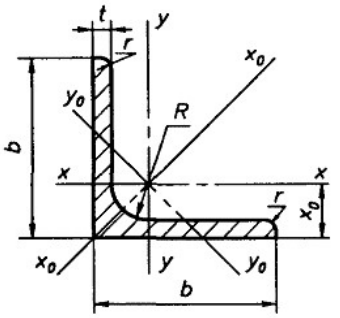


Рисунок 1

ВЫДЕРЖКИ из ГОСТ 8509-93 Таблица П.5

Номер уголка	*b*	*t*	*R*	*r*	*F*, см^2	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						x - x			$x_0 - x_0$		$y_0 - y_0$			I_{xy}, см^4	x_0, см	
	мм					*Ix*, см^4	*Wx*, см^3	i_x, см	I_{x0} *max*, см^4	i_{x0} *max*, см	I_{y0} *min*, см^4	W_{y0}, см^3	i_{y0} *min*, см			
2	20	3	3,5	1,2	1,13	0,40	0,28	0,59	0,63	0,75	0,17	0,20	0,39	0,23	0,60	0,89
		4	3,5	1,2	1,46	0,50	0,37	0,58	0,78	0,73	0,22	0,24	0,38	0,28	0,64	1,15
2,5	25	3	3,5	1,2	1,43	0,81	0,46	0,75	1,29	0,95	0,34	0,33	0,49	0,47	0,73	1,12
		4	3,5	1,2	1,86	1,03	0,59	0,74	1,62	0,93	0,44	0,41	0,48	0,59	0,76	1,46
3	30	3	4,0	1,3	1,74	1,45	0,67	0,91	2,30	1,15	0,60	0,53	0,59	0,85	0,85	1,36
		4	4,0	1,3	2,27	1,84	0,87	0,90	2,92	1,13	0,77	0,61	0,58	1,08	0,89	1,78
4	40	3	5,0	1,7	2,35	3,55	1,22	1,23	5,63	1,55	1,47	0,95	0,79	2,08	1,09	1,85
		4	5,0	1,7	3,08	4,58	1,60	1,22	7,26	1,53	1,90	1,19	0,78	2,68	1,13	2,42
		5	5,0	1,7	3,79	5,53	1,95	1,21	8,75	1,52	2,30	1,39	0,78	3,22	1,17	2,98
4,5	45	3	5,0	1,7	2,65	5,13	1,56	1,39	8,13	1,75	2,12	1,24	0,89	3,00	1,21	2,08
		4	5,0	1,7	3,48	6,63	2,04	1,38	10,52	1,74	2,74	1,54	0,89	3,89	1,26	2,73

Номер уголка	b	t	R	r	F, см^2	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						x - x			x_0 - x_0		y_0 - y_0			I_{xy}, см^4	x_0, см	
	мм					Ix, см^4	Wx, см^3	i_x, см	I_{x0} max, см^4	i_{x0} max, см	I_{y0} min, см^4	W_{y0}, см^3	i_{y0} min, см			
		5	5,0	1,7	4,29	8,03	2,51	1,37	12,74	1,72	3,33	1,81	0,88	4,71	1,30	3,37
5	50	3	5,5	1,8	2,96	7,11	1,94	1,55	11,27	1,95	2,95	1,57	1,00	4,16	1,33	2,32
		4	5,5	1,8	3,89	9,21	2,54	1,54	14,63	1,94	3,80	1,95	0,99	5,42	1,38	3,05
		5	5,5	1,8	4,80	11,20	3,13	1,53	17,77	1,92	4,63	2,30	0,98	6,57	1,42	3,77
		6	5,5	1,8	5,69	13,07	3,69	1,52	20,72	1,91	5,43	2,63	0,98	7,65	1,46	4,47
5,6	56	4	6,0	2,0	4,38	13,10	3,21	1,73	20,79	2,18	5,41	2,52	1,11	7,69	1,52	3,44
		5	6,0	2,0	5,41	15,97	3,96	1,72	25,36	2,16	6,59	2,97	1,10	9,41	1,57	4,25
6,3	63	4	7,0	2,3	4,96	18,86	4,09	1,95	29,90	2,45	7,81	3,26	1,25	11,00	1,69	3,90
		5	7,0	2,3	6,13	23,10	5,05	1,94	36,80	2,44	9,52	3,87	1,25	13,70	1,74	4,81
		6	7,0	2,3	7,28	27,06	5,98	1,93	42,91	2,43	11,18	4,44	1,24	15,90	1,78	5,72
7	70	4,5	8,0	2,7	6,20	29,04	5,67	2,16	46,03	2,72	12,04	4,53	1,39	17,00	1,88	4,87
		5	8,0	2,7	6,86	31,94	6,27	2,16	50,67	2,72	13,22	4,92	1,39	18,70	1,90	5,38
		6	8,0	2,7	8,15	37,58	7,43	2,15	59,64	2,71	15,52	5,66	1,38	22,10	1,94	6,39
		7	8,0	2,7	9,42	42,98	8,57	2,14	68,19	2,69	17,77	6,31	1,37	25,20	1,99	7,39
		8	8,0	2,7	10,67	48,16	9,68	2,12	76,35	2,68	19,97	6,99	1,37	28,20	2,02	8,37
8	80	5,5	9,0	3,0	8,63	52,68	9,03	2,47	83,56	3,11	21,80	7,10	1,59	30,90	2,17	6,78
		6	9,0	3,0	9,38	56,97	9,80	2,47	90,40	3,11	23,54	7,60	1,58	33,40	2,19	7,36
		7	9,0	3,0	10,85	65,31	11,32	2,45	103,60	3,09	26,97	8,55	1,58	38,30	2,23	8,51
		8	9,0	3,0	12,30	73,36	12,80	2,44	116,39	3,08	30,32	9,44	1,57	43,00	2,27	9,65
9	90	6	10,0	3,3	10,61	82,10	12,49	2,78	130,00	3,50	33,97	9,88	1,79	48,10	2,43	8,33
		7	10,0	3,3	12,28	94,30	14,45	2,77	149,67	3,49	38,94	11,15	1,78	55,40	2,47	9,64
		8	10,0	3,3	13,93	106,11	16,36	2,76	168,42	3,48	43,80	12,34	1,77	62,30	2,51	10,93
		9	10,0	3,3	15,60	118,00	18,29	2,75	186,00	3,46	48,60	13,48	1,77	68,00	2,55	12,20
10	100	6,5	12,0	4,0	12,82	122,10	16,69	3,09	193,46	3,89	50,73	13,38	1,99	71,40	2,68	10,06
		7	12,0	4,0	13,75	130,59	17,90	3,08	207,01	3,88	54,16	14,13	1,98	76,40	2,71	10,79
		8	12,0	4,0	15,60	147,19	20,30	3,07	233,46	3,87	60,92	15,66	1,98	86,30	2,75	12,25
		10	12,0	4,0	19,24	178,95	24,97	3,05	283,83	3,84	74,08	18,51	1,96	110,00	2,83	15,10
		12	12,0	4,0	22,80	208,90	29,47	3,03	330,95	3,81	86,84	21,10	1,95	122,00	2,91	17,90
		14	12,0	4,0	26,28	237,15	33,83	3,00	374,98	3,78	99,32	23,49	1,94	138,00	2,99	20,63

Номер уголка	*b*	*t*	*R*	*r*	*F*, см^2	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						x - *x*			*x*$_0$ - *x*$_0$		*y*$_0$ - *y*$_0$			*I*$_{xy}$, см^4	*x*$_0$, см	
	мм					*Ix*, см^4	*Wx*, см^3	*i*$_x$, см	*I*$_{x0}$ *max*, см^4	*i*$_{x0}$ *max*, см	*I*$_{y0}$ *min*, см^4	*W*$_{y0}$, см^3	*i*$_{y0}$ *min*, см			
		16	12,0	4,0	29,68	263,82	38,04	2,98	416,04	3,74	111,61	25,79	1,94	152,00	3,06	23,30
11	110	7	12,0	4,0	15,15	175,61	21,83	3,40	278,54	4,29	72,68	17,36	2,19	106,00	2,96	11,89
		8	12,0	4,0	17,20	198,17	24,77	3,39	314,51	4,28	81,83	19,29	2,18	116,00	3,00	13,50
12,5	125	8	14,0	4,6	19,69	294,36	32,20	3,87	466,76	4,87	121,98	25,67	2,49	172,00	3,36	15,46
		9	14,0	4,6	22,00	327,48	36,00	3,86	520,00	4,86	135,88	28,26	2,48	192,00	3,40	17,30
		10	14,0	4,6	24,33	359,82	39,74	3,85	571,04	4,84	148,59	30,45	2,47	211,00	3,45	19,10
		12	14,0	4,6	28,89	422,23	47,06	3,82	670,02	4,82	174,43	34,94	2,46	248,00	3,53	22,68
		14	14,0	4,6	33,37	481,76	54,17	3,80	763,90	4,78	199,62	39,10	2,45	282,00	3,61	26,20
		16	14,0	4,6	37,77	538,56	61,09	3,78	852,84	4,75	224,29	43,10	2,44	315,00	3,68	29,65
14	140	9	14,0	4,6	24,72	465,72	45,55	4,34	739,42	5,47	192,03	35,92	2,79	274,00	3,76	19,41
		10	14,0	4,6	27,33	512,29	50,32	4,33	813,62	5,46	210,96	39,05	2,78	301,00	3,82	21,45
		12	14,0	4,6	32,49	602,49	59,66	4,31	956,98	5,43	248,01	44,97	2,76	354,00	3,90	25,50
16	160	10	16,0	5,3	31,43	774,24	66,19	4,96	1229,10	6,25	319,33	52,52	3,19	455,00	4,30	24,67
		11	16,0	5,3	34,42	844,21	72,44	4,95	1340,06	6,24	347,77	56,53	3,18	496,00	4,35	27,02
		12	16,0	5,3	37,39	912,89	78,62	4,94	1450,00	6,23	375,78	60,53	3,17	537,00	4,39	29,35
		14	16,0	5,3	43,57	1046,47	90,77	4,92	1662,13	6,20	430,81	68,15	3,16	615,00	4,47	34,20
		16	16,0	5,3	49,07	1175,19	102,64	4,89	1865,73	6,17	484,64	75,92	3,14	690,00	4,55	38,52
		18	16,0	5,3	54,79	1290,24	114,24	4,87	2061,03	6,13	537,46	82,08	3,13	771,00	4,63	43,01
		20	16,0	5,3	60,40	1418,85	125,60	4,85	2248,26	6,10	589,43	90,02	3,12	830,00	4,70	47,41
18	180	11	16,0	5,3	38,80	1216,44	92,47	5,60	1933,10	7,06	499,78	72,86	3,59	716,00	4,85	30,47
		12	16,0	5,3	42,19	1316,62	100,41	5,59	2092,78	7,04	540,45	78,15	3,58	776,00	4,89	33,12
20	200	12	18,0	6,0	47,10	1822,78	124,61	6,22	2896,16	7,84	749,40	98,68	3,99	1073,00	5,37	36,97
		13	18,0	6,0	50,85	1960,77	134,44	6,21	3116,18	7,83	805,35	105,07	3,98	1156,00	5,42	39,92
		14	18,0	6,0	54,60	2097,00	144,17	6,20	3333,00	7,81	861,00	111,50	3,97	1236,00	5,46	42,80
		16	18,0	6,0	61,98	2362,57	163,37	6,17	3755,39	7,78	969,74	123,77	3,96	1393,00	5,54	48,65
		20	18,0	6,0	76,54	2871,47	200,37	6,12	4860,42	7,72	1181,92	146,62	3,93	1689,00	5,70	60,08
		25	18,0	6,0	94,29	3466,21	245,59	6,06	5494,04	7,63	1438,38	172,68	3,91	2028,00	5,89	74,02

Номер уголка	*b*	*t*	*R*	*r*	*F*, см^2	Справочные значения величин для осей										Масса 1 м, кг
						x - *x*			x_0 - x_0		y_0 - y_0			I_{xy}, см^4	x_0, см	
	мм					*Ix*, см^4	*Wx*, см^3	i_x, см	I_{x0} *max*, см^4	i_{x0} *max*, см	I_{y0} *min*, см^4	W_{y0}, см^3	i_{y0} *min*, см			
		30	18,0	6,0	111,54	4019,60	288,57	6,00	6351,05	7,55	1698,16	193,06	3,89	2332,00	6,07	87,56
22	220	14	21,0	7,0	60,38	2814,36	175,18	6,83	4470,15	8,60	1158,56	138,62	4,38	1655,00	5,91	47,40
		16	21,0	7,0	68,58	3175,44	198,71	6,80	5045,37	8,58	1305,52	153,34	4,36	1869,00	6,02	53,83

Примечания:

1 Площадь поперечного сечения и справочные величины вычислены по номинальным размерам. Плотность стали - 7,85 г/см^3.

2 Радиусы закругления, указанные на рисунке 1 и в таблице 1, даны для построения калибра и на профиле не контролируются.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. ГОСТ 23360-78. Призматическая шпонка.
2. ГОСТ 24071-80. Сегментная шпонка.
3. ГОСТ 1139-80. Соединения шлицевые прямобочные.
4. ГОСТ 9150-80. Метрическая резьба.
5. Иванов М.Н., Финогенов В.А. Детали машин: Учеб. для студентов высш. техн. учеб. заведений. – 12-е изд., переработ. – М.: Высш. шк., 2008. –408 с.: ил.
6. Дунаев П.Ф., Леликов О.П. Конструирование узлов и деталей машин. Учебн.пособие для студ. техн. спец. вузов. 11 изд. – М.: Издательский центр «Академия», 2008. – 496 с.
7. Леликов О.П. Валы и опоры с подшипниками качения. Конструирование и расчёт. Справочник. – М.: Машиностроение, 2006. – 640 с.
8. Шейнблинт А.Е. Курсовое проектирование деталей машин. – Калининград: изд. «Янтарный сказ», 2004,-454 с.
9. Ахлюстина Н.В. Расчёт соединений деталей машин. Учебное пособие и задания по разделу дисциплины “Детали машин и основы конструирования” для студентов очного и заочного обучения направления 651600 - «Технологические машины и оборудование». Екатеринбург; издание УГГГА, 2008. - 3,5 п.л.



Федеральное агентство по образованию
ГОУ ВПО
«Уральский государственный
горный университет»

С. В. Исаков, О. В. Мусихина, Р. С. Ганиев

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНСТРУКЦИИ НЕРАБОЧЕГО БОРТА КАРЬЕРА

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ «ГЕОМЕХАНИКА»
ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ
130400.65 – «ГОРНОЕ ДЕЛО»
СПЕЦИАЛИЗАЦИИ «ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ»

Екатеринбург
2013

Федеральное агентство по образованию
ГОУ ВПО
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО
Методической комиссией
горно-технологического факультета
«__» _____ 2013 г.

Председатель комиссии
_____ доц. В. П. Тюлькин

С. В. Исаков, А. Д. Стариков, Р. С. Ганиев

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНСТРУКЦИИ НЕРАБОЧЕГО БОРТА КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению лабораторных работ по дисциплине
«Геомеханика»
для студентов специальности
130403 – «Открытые горные работы» (ОГР)
направления 130400 – «Горное дело»

Издание УГГУ Екатеринбург, 2013

Р е ц е н з е н т: Лель Ю. И., профессор, доктор технических наук, зав. кафедрой разработки месторождений открытым способом УГГУ

Учебно-методическое пособие рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений открытым способом (протокол № 267 от 06 марта 2012 г.) и рекомендовано к изданию в УГГУ.

Исаков С. В., Стариков А. Д., Ганиев Р.С.
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНСТРУКЦИИ НЕРАБОЧЕГО БОРТА КАРЬЕРА: учебно-методическое пособие по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Геомеханика» для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы (ОГР)» направления 130400 – «Горное дело». Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2013. 29 с.

Учебно-методическое пособие включает методики выполнения лабораторных работ, варианты заданий и справочные сведения для расчетов параметров уступов и бортов карьера.

Учебно-методическое пособие может быть использовано в курсовом и дипломном проектировании.

© Исаков С. В., Мусихина О. В.,
Ганиев Р. С., 2013
© Уральский государственный горный
университет, 2013

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК 5

1.1. Данные инженерно-геологического районирования 5

1.2 Физико-механические свойства пород 7

1.3 Определение расчетных характеристик 11

2 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВЫХ УГЛОВ ДЛЯ УЧАСТКОВ БОРТА 13

3. КОНСТРУКЦИЯ ПОГАШЕННОГО БОРТА КАРЬЕРА 16

ЛИТЕРАТУРА: 22

ПРИЛОЖЕНИЯ 23

Приложение 1 – Физико-механические свойства горных пород 24

Приложение 2 – Коэффициент запаса устойчивости 28

1. ПОДГОТОВКА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК

Подготовка исходных данных выполняется в три этапа:

1. Инженерно-геологическое районирование.
2. Определение физико-механических свойств пород по каждому участку.
3. Вычисление расчетных характеристик.

1.1. Данные инженерно-геологического районирования

Массив горных пород, как в плане, так и в разрезе, как правило, не однороден. Поэтому после детального изучения горно-геологических факторов в области карьерного поля выделяют участки массива (в плане и в разрезе) со сходными инженерно-геологическими характеристиками. Это позволяет иметь единый подход к решению вопросов устойчивости борта карьера. Такая процедура носит название ***инженерно-геологическое районирование***[1].

В ходе инженерно-геологического районирования борта проектируемого карьера установлено, что породный массив сложен тремя типами горных пород (рис. 1.1), которые располагаются горизонтальными слоями выдержанной мощности (m_1, m_2 и m_3).Таким образом, погашенный борт карьера включает в себя три участка (таблица 1.1). В пределах каждого участка породный массив считается изотропным[2].

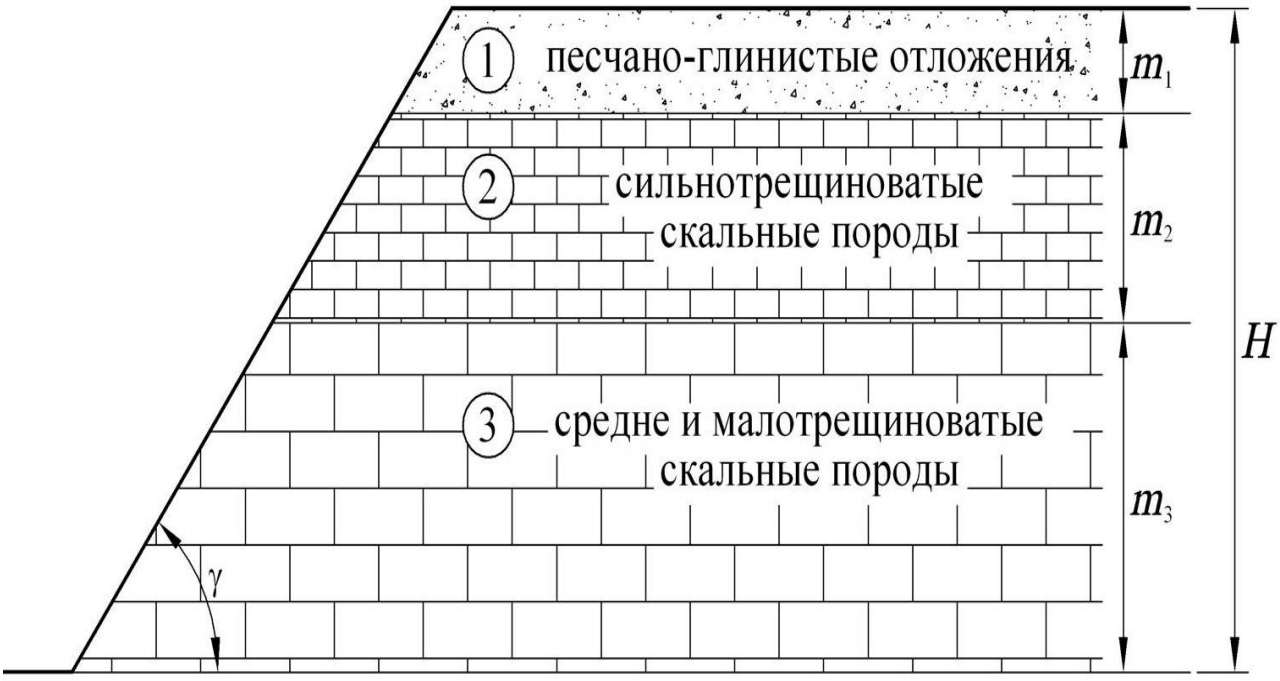


Рис.1.1. Схема инженерно-геологического районирования борта карьера

[1] В более широком смысле, под **инженерно-геологическим районированием** понимают последовательное деление территории на соподчинённые части, характеризующиеся всё более высокой степенью однородности по инженерно-геологическим условиям.

[2] **Изотропная среда** — такая область пространства (в данном случае, массива горных пород), физические свойства которой не зависят от направления.

Таблица 1.1 Геологическое строение погашенного борта карьера

№	Породы	Мощность, м
1	Покрывающие (песчано-глинистые отложения)	m_1
2	Выветрелые (сильнотрещиноватые скальные породы)	m_2
3	Свежие (средне или малотрещиноватые скальные породы)	m_3

Расчетная высота погашенного борта ($H_б$, м) равняется конечной глубине открытых горных работ (глубине карьера). В нашем случае:

$$H_б = m_1 + m_2 + m_3, \text{ м}. \quad (1.1)$$

Высота рабочего уступа ($h_у$, м) и высота погашенного борта связаны следующим соотношением:

$$H_б = h_у \cdot n_{гор.}, \text{ м}, \quad (1.2)$$

где $n_{гор.}$– число горизонтов в карьере, шт.

Данные инженерно-геологического районирования приведены в таблице 1.2.

Таблица 1.2 Данные инженерно-геологического районирования по вариантам

№ варианта	Глубина карьера (H), м	Высота рабочего уступа ($H_у$), м	Мощность слоя пород, м			Коэффициент запаса устойчивости (H)
			Покрывающие, M_1	Выветрелые, M_2	Свежие, M_3	
1	55	5	10	15	30	1,25
2	72	9	27	18	27	1,25
3	120	10	10	10	100	1,30
4	80	10	20	30	30	1,20
5	130	13	13	26	91	1,30
6	65	5	20	20	25	1,35
7	90	10	20	20	50	1,35
8	90	15	30	15	45	1,30
9	77	7	21	28	28	1,40
10	66	6	18	24	24	1,25
11	96	12	24	24	48	1,35
12	91	13	26	26	39	1,35
13	135	15	15	30	90	1,30
14	126	14	14	28	84	1,40
15	108	12	12	36	60	1,20
16	144	12	12	36	96	1,35
17	66	6	24	24	18	1,40
18	65	5	20	25	20	1,30
19	91	13	26	26	39	1,30
20	72	9	18	18	36	1,25
21	90	10	20	20	50	1,35
22	117	13	13	26	78	1,25
23	78	13	26	26	26	1,30
24	108	12	24	36	48	1,35
25	90	15	15	30	45	1,30
26	112	14	28	28	56	1,30
27	132	11	11	22	99	1,25
28	64	8	24	16	24	1,15
29	99	11	22	33	44	1,40

30	98	14	14	28	56	1,30

1.2 Физико-механические свойства пород

Состояние окружающего породного массива характеризуют определенными физико-механическими свойствами.

Достоверные сведения о физико-механических свойствах горных пород позволяют заблаговременно составить представление о характере возможных деформаций и степени устойчивости обнажений массива, а также служат основанием для разработки и внедрения наиболее эффективных методов разрушения горных пород при ведении горных работ, креплении и поддержании горных выработок.

Под механическими свойствами горных пород понимают характеристики, определяющие способность пород противодействовать деформированию и разрушению в сочетании со способностью упруго или пластически деформироваться под действием внешних механических сил

При оценке устойчивости откосов ключевым вопросом является выбор расчетных показателей. К расчетным показателям физико-механических свойств относятся:

- **удельный вес** (ψ) – отношение веса вещества к занимаемому им объёму, $H/м^3$;
- **угол внутреннего трения** (ρ) – показатель сил трения возникающих в горных породах при явлениях сдвига (градусы);
- **коэффициент структурного ослабления** (λ) – параметр, характеризующий степень отличия прочности породного массива от прочности образца горной породы;
- **коэффициент сцепления** (k) – величина, характеризующая сопротивление горных пород сдвигу, обусловленное силами сцепления[3] частиц горных пород между собой, Па.

Физико-механические свойства пород для каждого из участков борта приведены в таблице 1.3.

[3] Сцепление в массиве в скальных породах обуславливается силами связей между частицами породы, а в рыхлых обусловлено капиллярным натяжением воды, находящейся в породе. Основной характеристикой сцепления является **коэффициент сцепления.**

Таблица 1.3 Физико-механические свойства пород по вариантам

варианты с 1 по 10-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1. Покрывающие породы										
– плотность γ, т/м^3	2,13	1,76	1,96	1,80	1,80	2,00	1,94	2,04	2,02	1,96
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	100	4	13	2	3	7	10	1	12	13
– угол внутреннего трения ρ, град.	31,0	27,0	14,0	30,0	30,0	26,0	15,0	35,0	18,0	9,0
2. Выветрелые скальные породы										
– плотность γ, т/м^3	2,64	2,38	3,20	2,56	2,75	2,57	2,56	2,50	2,40	3,00
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	1000	1200	1400	2200	2400	2850	1800	2050	3200	2750
– угол внутреннего трения ρ, град.	35,0	35,0	36,0	36,0	36,0	32,0	28,0	37,0	36,0	36,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,10	0,03	0,07	0,04	0,07	0,06	0,08	0,02	0,10	0,09
3. Свежие породы скальные										
– плотность γ, т/м^3	3,00	2,58	3,43	2,62	2,80	2,63	2,60	2,76	2,64	3,11
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	2500	3050	3600	4250	3230	5600	2850	3630	6200	3000
– угол внутреннего трения ρ, град.	35,0	35,0	36,0	36,0	36,0	32,0	28,0	37,0	36,0	36,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,20	0,06	0,11	0,07	0,12	0,13	0,16	0,03	0,17	0,14

Продолжение 1 таблицы 1.3

варианты с 11 по 20-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1. Покрывающие породы										
– плотность γ, т/м^3	1,90	1,64	1,80	1,76	1,90	1,75	1,96	1,99	1,96	1,92
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	14	16	6	11	3	2	2	5	18	5
– угол внутреннего трения ρ, град.	35	23	28	29	22	33	31	26	13	35
2. Выветрелые скальные породы										
– плотность γ, т/м^3	2,31	2,83	3,00	2,56	2,50	3,00	2,61	2,85	2,91	2,60
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	1600	2600	2600	1200	2270	2300	2100	2000	1800	2100
– угол внутреннего трения ρ, град.	32,0	32,0	33,0	33,0	37,0	35,5	33,5	30,0	32,0	35,5
– коэффициент структурного ослабления λ	0,04	0,07	0,09	0,06	0,06	0,02	0,10	0,06	0,12	0,09
3. Свежие породы скальные										
– плотность γ, т/м^3	2,50	2,86	3,02	2,73	2,56	3,23	2,82	2,95	3,17	2,70
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	2500	3530	3650	2100	3950	3500	3800	4600	3000	3730
– угол внутреннего трения ρ, град.	35,0	32,0	33,0	33,0	37,0	35,5	33,5	30,0	32,0	35,5
– коэффициент структурного ослабления λ	0,07	0,13	0,17	0,11	0,09	0,04	0,15	0,12	0,18	0,17

Окончание таблицы 1.3

варианты с 21 по 30-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1. Покрывающие породы										
– плотность γ, т/м^3	1,91	2,02	2,19	2,11	2,20	1,98	1,96	1,99	2,00	1,94
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	5	60	43	110	31	22	2	5	7	10
– угол внутреннего трения ρ, град.	9,0	29,0	28,0	35,0	27,0	16,0	31,0	26,0	26,0	15,0
2. Выветрелые скальные породы										
– плотность γ, т/м^3	2,63	2,50	2,83	3,00	2,64	2,83	3,00	2,56	2,83	2,63
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	2300	700	2600	2300	1000	2600	2600	1200	2600	2300
– угол внутреннего трения ρ, град.	31,0	30,0	32,0	35,5	35,0	32,0	33,0	33,0	32,0	31,0
– коэффициент структурного ослабления λ	0,04	0,07	0,09	0,06	0,06	0,02	0,10	0,06	0,12	0,09
3. Свежие породы скальные										
– плотность γ, т/м^3	2,75	2,70	2,86	3,23	3,00	2,86	3,02	2,73	2,86	2,75
– коэффициент сцепления пород в образце *k*, кПа	5820	2200	3530	3500	2500	3530	3650	2100	3530	5820
– угол внутреннего трения ρ, град.	31,0	37,0	32,0	35,5	35,0	32,0	33,0	33,0	32,0	31
– коэффициент структурного ослабления λ	0,07	0,13	0,17	0,11	0,09	0,04	0,15	0,12	0,18	0,17



Для реальных инженерных расчетов исходные данные принимаются по результатам испытаний проб в процессе геологоразведочных работ, либо по справочным данным (Приложение 1).

1.2.1 Удельный вес связан с плотностью породы (γ, т/м^3) формулой:

$$\psi = \gamma \cdot g, \text{ кН} \qquad (1.3)$$

где γ – плотность горной породы (принимаем по таблице 1.3), т/м^3;

g – ускорение свободного падения, g =9,8 м/с^2.



Так как в различных методиках и справочниках используются различные единицы измерения, всегда внимательно смотрите, какие единицы измерения использованы в каждом конкретном случае.
Например, в формуле (1.3), плотность горной породы дана в т/м^3 в то время, как единицей СИ для плотности является кг/м^3 (1 т/м^3 = 1 000 кг/м^3), в результате рассчитанный удельный вес измеряется в **кило**ньютонах (1 кН = 1 000 Н).

1.2.2 Угол внутреннего трения (ρ), коэффициент структурного ослабления (λ), а так же коэффициент сцепления породы в образце (*k*) принимаем по таблице 1.3:

1.2.3 Коэффициент сцепления пород в массиве ($k_м$) всегда значительно меньше сцепления пород в образце.

Причиной этого является разупрочнение пород за счет трещин. Степень снижения характеризуется коэффициентом структурного ослабления (λ).

Коэффициент сцепления пород в массиве ($k_м$) определяется по формуле:

$$k_м = k \cdot \lambda, \text{ кПа} \qquad (1.5)$$



Так как в рыхлых и мягких породах разупрочнение пород за счет трещин не происходит, то для покрывающих пород принимаем λ = 1.
Соответственно $k_м = k$.

ПРИМЕР 1.1

По результатам инженерно-геологического районирования установлено, что породный массив сложен тремя типами горных пород, которые располагаются горизонтальными слоями выдержанной мощности:

1. Покрывающие породы:

k = 5 кПа;
ρм= 29°;
$\psi = 25{,}0$ кН;
$k_м = 5$ кПа.

2. Выветрелые породы:

k = 883,75 кПа;
ρм = 33°;
$\psi = 26{,}5$ кН;
$k_м$ =70,7 кПа.

3. Свежие породы:

ρм = 35°;
$\psi = 28{,}03$ кН;
$k_м = 98{,}0$ кПа.

Высота борта: $H_б = m_1 + m_2 + m_3 = 16 + 24 + 32 = 72$ м.

1.3 Определение расчетных характеристик

Переход от исходных прочностных характеристик к расчетным необходим по следующим причинам:

- Исходные характеристики прочности образцов определяются с погрешностью (обычно ±7 %).
- Породы при выветривании изменяют свойства; то же при действии воды. Сопротивление уменьшается до 20-30 %.
- Неточность учета трещин (λ).
- Неточность учета динамических нагрузок от взрыва ±15÷20 %.
- Ошибки при расчетах ±5÷6 %.
- Детальность разведки (пробы, образцы) не превышает 5-6 % от всего массива.

Коэффициент запаса устойчивости – отношение суммы всех сил, удерживающих откос в равновесии, к сумме всех сдвигающих сил, стремящихся вывести его из равновесия; действие этих сил во всех инженерных методах переносится на потенциальную (наиболее напряженную) поверхность скольжения. Для откосов эта величина принимается в пределах от 1,0 до 1,5; зависит от достоверности исходных данных при расчете, ответственности откоса и срока службы [1].

В данной работе коэффициент запаса устойчивости (η) принимаем по заданию (таблица 1.2).



В нормах технологического проектирования для отдельных участков бортов карьера в зависимости от физико-механических свойств пород и срока службы значение коэффициента запаса устойчивости рекомендуется в пределах 1,2÷2,0 (Приложение 2).

Для учета коэффициента запаса устойчивости его значение вводят в прочностные характеристики.

1.3.1 Расчетный коэффициент сцепления пород ($k_{\text{р}}$):

$$k_{\text{р}} = \frac{k_{\text{м}}}{\eta}, \tag{1.6}$$

где η – коэффициент запаса устойчивости (берем из таблицы 1.2).

1.3.2 Расчетное значение угла внутреннего трения:

$$\rho_{\text{р}} = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}\rho}{\eta}\right). \tag{1.7}$$

ПРИМЕР 1.2

Коэффициент запаса устойчивости (η) принят 1,20 (для откоса одиночного уступа).

Расчетные показатели

1. Покрывающие породы:

$$k_{\text{р}} = \frac{k_{\text{м}}}{\eta} = \frac{5}{1{,}2} = 4{,}17 \ \ \text{кг/м}^2;$$

$$\rho_{\text{р}} = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}\rho}{\eta}\right) = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}29°}{1{,}2}\right) = \text{arctg}\left(\frac{0{,}55}{1{,}2}\right) = 24{,}8°.$$

2. Выветрелые породы:

$$k_{\text{р}} = \frac{k_{\text{м}}}{\eta} = \frac{70{,}7}{1{,}2} = 58{,}92 \ \ \text{кг/м}^2;$$

$$\rho_{\text{р}} = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}\rho}{\eta}\right) = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}33°}{1{,}2}\right) = \text{arctg}\left(\frac{0{,}65}{1{,}2}\right) = 28{,}4°.$$

3. Невыветрелые породы:

$$k_{\text{р}} = \frac{k_{\text{м}}}{\eta} = \frac{98{,}0}{1{,}2} = 81{,}67 \ \ \text{кг/м}^2;$$

$$\rho_{\text{р}} = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}\rho}{\eta}\right) = \text{arctg}\left(\frac{\text{tg}35°}{1{,}2}\right) = \text{arctg}\left(\frac{0{,}70}{1{,}2}\right) = 30{,}3°.$$

---

2 РАСЧЕТ УСТОЙЧИВЫХ УГЛОВ ДЛЯ УЧАСТКОВ БОРТА

Расчет устойчивых углов производится для **каждого** участка борта.



Данный расчет не учитывает давление, оказываемое на участок борта вышележащими слоями, поэтому дает лишь приближенную оценку. Рассечет борта карьера, сложенного различными типами пород, надо производить по средневзвешенным значениям характеристик горных пород.

2.1 Определяем высоту щели вертикального отрыва (H_{90})

$$H_{90} = \frac{2k_{\text{р}} \cdot \text{ctg}\left(45° - \rho_{\text{р}}/2\right)}{\psi}, \text{м} \qquad (2.1)$$

где ψ– удельный вес горной породы, кН;

$k_{\text{р}}$ – расчетный коэффициент сцепления пород, кПа;

$\rho_{\text{р}}$ – расчетное значение угла внутреннего трения, градусы.

2.2 Определяем условную высоту откоса (H')

$$H' = \frac{H_{\text{у}}}{H_{90}} \qquad (2.2)$$

где H_y – высота участка борта или уступа, м.

2.3. Используя справочные данные (таблица 2.1) или графические зависимости (рис. 2.1) устойчивого угла борта (α) от расчетного угла внутреннего трения ($\rho_{\text{р}}$) и полученной условной высоты откоса (H'), определяем устойчивый угол борта карьера.

2.4. Рассчитанную по условию устойчивости форму погашенного борта карьера отобразить графически (рис. 2.2).

Таблица 2.1 – Значения устойчивых углов откоса плоского борта карьера

Условная высота откоса (H')	Углы откоса борта при расчете			
	20	25	30	35
1,0	90,0	90,0	90,0	90,0
1,5	83,0	84,0	84,5	85,0
2,0	75,8	77,3	78,1	79,6
2,5	68,2	71,0	72,5	74,4
3,0	61,8	65,2	68,0	70,2
3,5	56,3	60,2	64,0	66,5
4,0	51,3	56,0	60,1	63,6
5,0	44,0	49,6	53,6	58,5
6,0	39,1	45,0	50,0	54,8
7,0	36,8	41,9	47,1	52,2
8,0	33,6	39,6	45,2	50,2
9,0	31,7	38,0	43,9	48,6
10,0	30,3	36,8	42,6	47,4
11,0	29,7	36,7	41,6	46,4
12,0	29,0	36,0	40,7	45,6
18,0	26,2	32,3	37,7	42,7
20,0	25,5	31,7	37,1	42,1
24,0	24,7	30,3	36,5	40,9
28,0	–	29,7	35,7	40,3

ПРИМЕР 2.1

Высота щели вертикального отрыва:

1. Покрывающие породы:

$$H_{90} = \frac{2k_{\text{р}}\cdot\text{ctg}\left(45° - \rho_{\text{р}}/2\right)}{\psi} = \frac{2\cdot 4{,}17\cdot\text{ctg}(45° - 24{,}8°/2)}{25{,}0} = \frac{2\cdot 4{,}17\cdot 1{,}56}{25{,}0} = 0{,}51, \text{м}.$$

2. Выветрелые породы:

$$H_{90} = \frac{2\cdot 58{,}92\cdot\text{ctg}(45° - 28{,}4°/2)}{26{,}5} = \frac{2\cdot 58{,}92\cdot 1{,}68}{26{,}5} = 7{,}47, \text{м}.$$

3. Невыветрелые породы:

$$H_{90} = \frac{2\cdot 81{,}67\cdot\text{ctg}(45° - 30{,}3°/2)}{27{,}2} = \frac{2\cdot 81{,}67\cdot 1{,}74}{27{,}2} = 10{,}45, \text{м}.$$

Условная высота откоса:

1. Покрывающие породы:

$H' = H_{\text{у}}/H_{90} = 16/0{,}51 = 31{,}4.$

2. Выветрелые породы:

$H' = 24/7{,}47 = 3{,}2.$

3. Невыветрелые породы:

$H' = 32/10{,}45 = 3{,}1.$

Устойчивый угол борта карьера определяем, используя графические зависимости:

1. Покрывающие породы: при $\rho_р$ = 24,8° и *H′* = 31,4 м α = 27°.
2. Выветрелые породы: при $\rho_р$ = 28,4° и *H′* = 3,2 м α = 66°.
3. Невыветрелые породы: при $\rho_р$ = 30,3° и *H′* = 3,1 м α = 69°.

Рассчитанная по условию устойчивости форма погашенного борта карьера изображена на рис. 2.2.

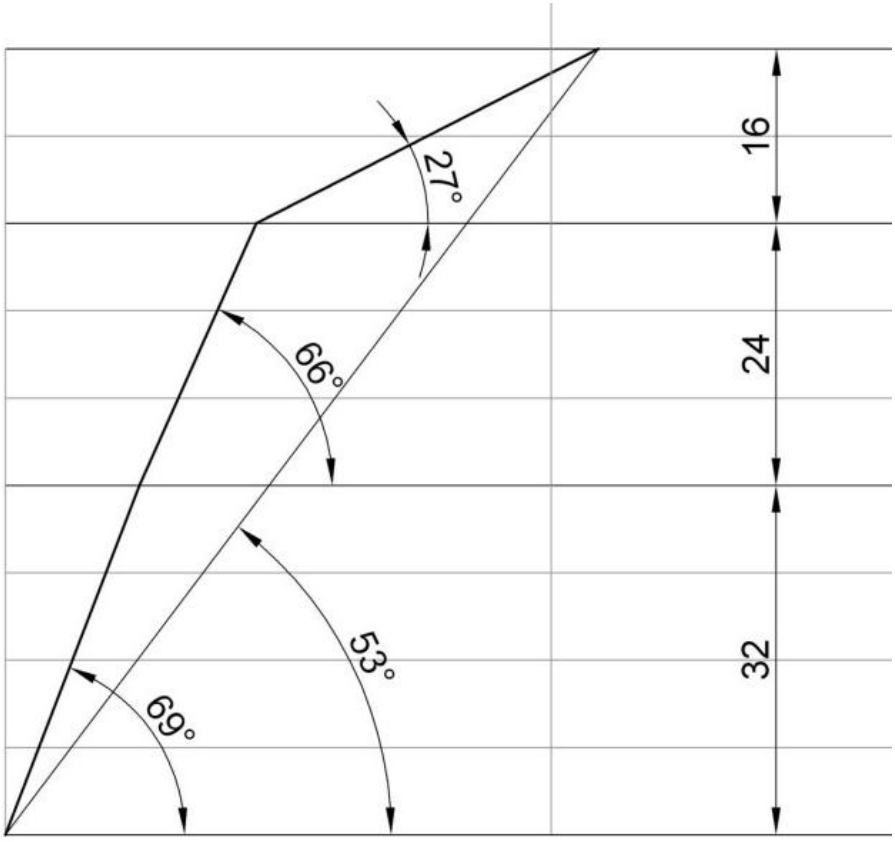


Рис. 2.2. Форма погашенного борта карьера, рассчитанная по условию устойчивости

3. КОНСТРУКЦИЯ ПОГАШЕННОГО БОРТА КАРЬЕРА

Одним из основных мероприятий, обеспечивающих безопасную работу на нижних горизонтах глубоких карьеров, является организация берм и очистка их от осыпей. Расстояние между смежными бермами при погашении уступов и постановке их в предельное положение, ширина, конструкция и порядок обслуживания предохранительных берм определяются проектом.

3.1. Рассчитаем устойчивые углы для сдвоенных, строенных и т. д. уступов, общей высотой не более 45 м. Результаты расчетов оформим в виде таблицы (см. табл. 3.1).

Таблица 3.1 Расчет устойчивого угла откоса для уступов различной высоты

Высота уступа, м	Покрывающие породы		Выветрелые породы		Невыветрелые породы	
	H'	α	H'	α	H'	α
h_y	$H' = \frac{h_y}{H_{90}}$		$H' = \frac{h_y}{H_{90}}$		$H' = \frac{h_y}{H_{90}}$	
$h_y \cdot 2$	$H' = \frac{h_y \cdot 2}{H_{90}}$		$H' = \frac{h_y \cdot 2}{H_{90}}$		$H' = \frac{h_y \cdot 2}{H_{90}}$	
$h_y \cdot 3$			$H' = \frac{h_y \cdot 3}{H_{90}}$		$H' = \frac{h_y \cdot 3}{H_{90}}$	
$h_y \cdot 4$					$H' = \frac{h_y \cdot 4}{H_{90}}$	

3.1. Разместим на борту карьера бермы очистки, руководствуясь следующими соображениями:

– Ширина бермы очистки должна быть такой, чтобы обеспечивалась ее механизированная очистка [1], т. е. не менее 8 м.



Бермы шириной 8 м рекомендуется оставлять на нижних горизонтах, срок существования которых составляет не более 4-5 лет. На средних и верхних горизонтах ширину берм следует увеличивать до 10-12 м, учитывая, что с течением времени часть бермы осыпается.

– Вертикальное расстояние между бермами (учитывая транспортные) не должна быть более чем 45-50 м [2].
– Угол откоса уступа между бермами принимаем по таблице 3.1

Из-за организации берм очистки происходит выполаживание борта в целом, что не желательно по экономическим соображениям. Противодействовать этому можно размещая бермы на самых пологих участках борта с одновременным увеличением углов откосов уступов (конечно не выше устойчивых значений) на этих участках. Так как устойчивый угол откоса одиночного уступа круче, чем сдвоенного, такой подход, зачастую, позволяет разместить берму очистки без значительного выполаживания борта. Пример такого размещения бермы показан на рисунке 3.1.

а) б)

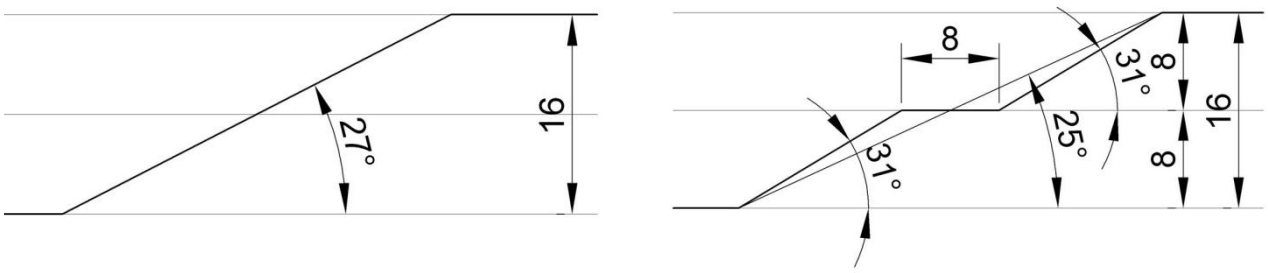


Рис.3.1. Профили бортов карьеров:
а – без бермы очистки; б – размещение бермы очистки

Как видно из рисунка 3.1, после размещения бермы шириной 8 м, угол откоса борта изменился всего на 2°.

При погашении уступов, постановке их в предельное положение необходимо соблюдать общий угол откоса бортов, установленный проектом. Во всех случаях ширина предохранительной бермы должна быть такой, чтобы обеспечивалась ее механизированная очистка.
Поперечный профиль предохранительных берм должен быть горизонтальным или иметь уклон в сторону борта разреза (карьера). Бермы, по которым происходит систематическое передвижение рабочих, должны иметь ограждение и регулярно очищаться от осыпей, кусков породы и посторонних предметов. Допускается в соответствии с проектом применение берм с продольным уклоном, в том числе совмещенных с транспортными.

При выборе углов погашения уступов в скальных породах следует помнить, что если угол погашенного уступа меньше 60-65°, то для его постановки в предельное положение необходимы специальные мероприятия. С точки зрения практики оптимальным является угол откоса погашенного уступа в диапазоне 60÷80°.

3.2. Для участков борта, а так же отдельных уступов, угол откоса или высота которых увеличились, следует произвести расчеты устойчивости согласно главе 2.

Если расчеты выявили неустойчивые участки борта, следует их выположить до устойчивых значений.

3.3. Выполняем чертеж конструкции борта карьера в масштабе (рис. 3.2).

3.4. После разработки конструкции борта, определяем угол его откоса – конструктивный угол.

Угол откоса борта – угол между горизонталью и линией, соединяющей нижнюю бровку нижнего уступа и верхнюю бровку верхнего уступа (рис. 3.3).

Угол откоса борта определяется по чертежу одним из двух способов:

1 – измеряется транспортиром;

2 – вычисляется как арктангенс отношения высоты борта (глубины карьера) к его горизонтальному проложению:

$$\alpha = \operatorname{arctg}\left(\frac{H_б}{L_б}\right) \qquad (3.1)$$

где $H_б$ – высота борта, м;

$L_б$ – длина горизонтального проложения борта, м.

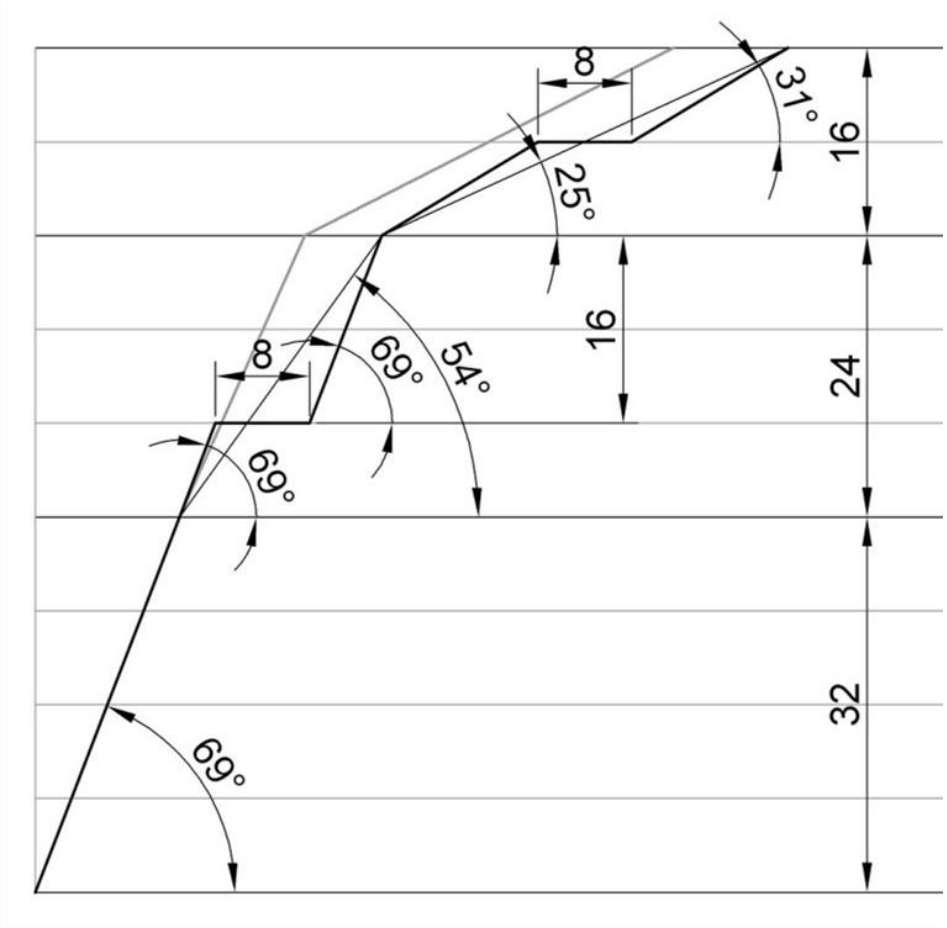


Рис. 3.2 Конструкция погашенного борта карьера

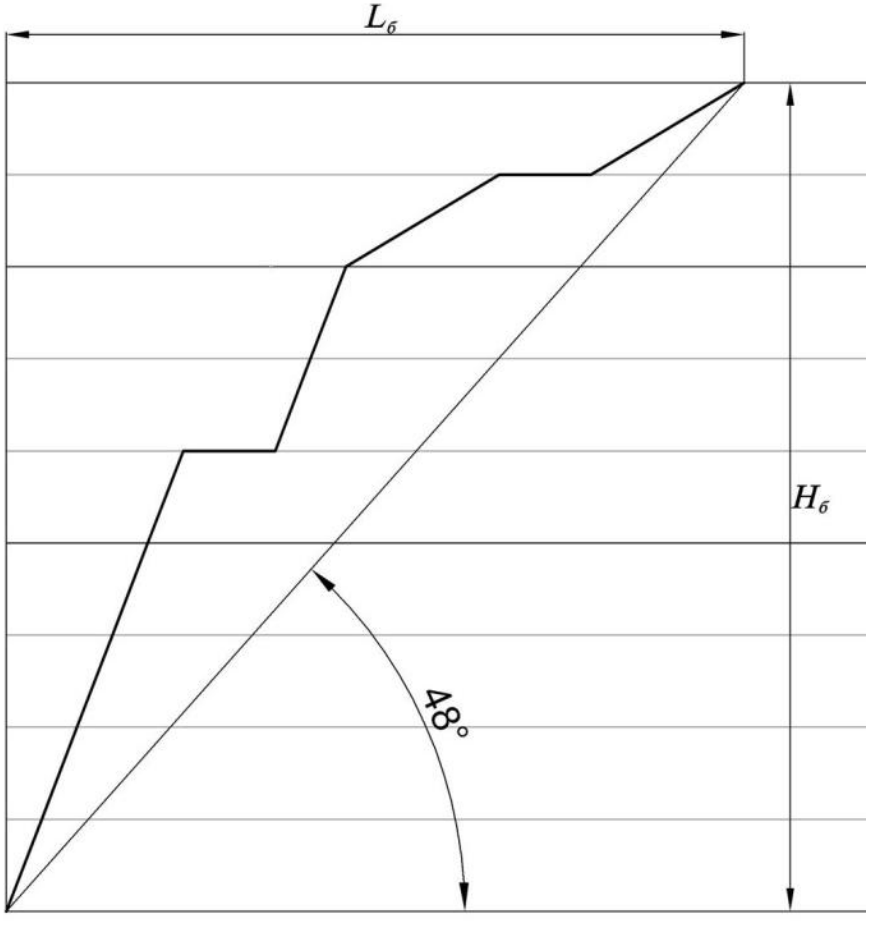


Рис. 3.3 Угол откоса борта

ПРИМЕР 3.1

Устойчивые углы для сдвоенных, строенных и т. д. уступов представлены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 Расчет устойчивого угла откоса для уступов различной высоты

Высота уступа, м	Покрывающие породы ($\rho_р$ = 24,8°)		Выветрелые породы ($\rho_р$ = 28,4°)		Невыветрелые породы ($\rho_р$ = 30,3°)	
	H'	α	H'	α	H'	α
8	$H' = \frac{8}{0{,}51} = 15{,}7$	31°	$H' = \frac{8}{7{,}47} = 1{,}1$	80°	$H' = \frac{8}{10{,}45} = 0{,}8$	80°
15	$H' = \frac{8 \cdot 2}{0{,}51} = 31{,}4$	25°	$H' = \frac{16}{7{,}47} = 2{,}1$	69°	$H' = \frac{16}{10{,}45} = 1{,}5$	80°
24			$H' = \frac{8 \cdot 3}{7{,}47} = 3{,}1$	66°	$H' = \frac{24}{10{,}45} = 2{,}3$	74°
32					$H' = \frac{8 \cdot 4}{10{,}45} = 3{,}1$	69°

Принимаем ширину бермы очистки равной 8 м.

Разместим бермы очистки на наиболее пологих участках борта с таким расчетом, чтобы вертикальное расстояние между ними, а так же дном карьера не превышало 45-50 м.

В нашем случае, рационально разместить бермы на горизонтах -8 м, и -32 м (рис. 3.4).

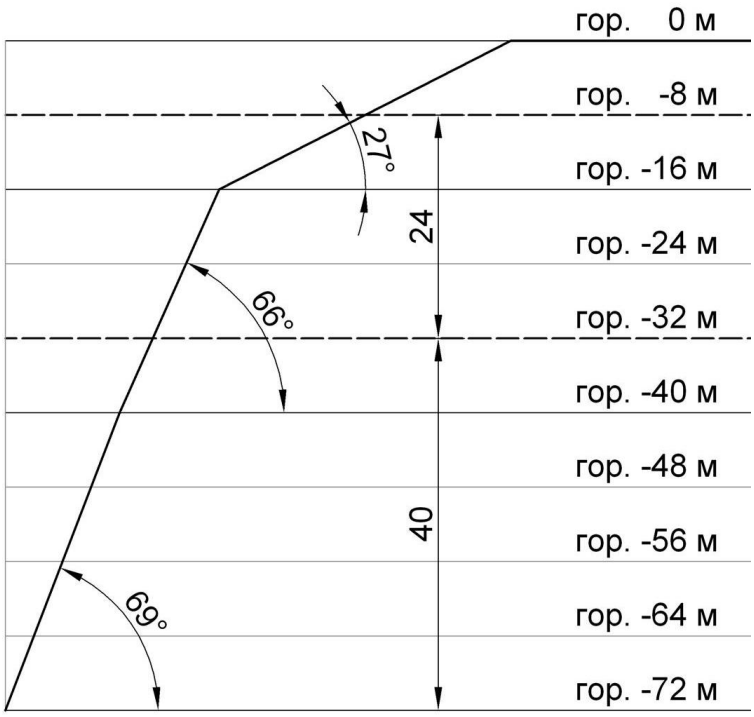


Рис. 3.4. Выбор горизонтов для размещения берм очистки

Берма на горизонте -8 м размещается на участке борта находящимся в покрывающих породах высотой 16 м и устойчивым углом откоса равным 27° (рис. 3.1 а). При этом высота уступа в карьере равна 8 м, т. е. участок борта фактически представляет собой два объединенных уступа.

Устанавливаем расчетом, что для уступа высотой 8 м в данных породах устойчивый угол равняется 31°.

Размещаем берму шириной 8 м между восьми метровыми уступами с углами откосов равными 31° (рис. 3.1 б). Результирующий угол на участке борта составит 25°, что не превышает расчетного значения для данного участка (27°). Так как и углы откосов отдельных уступов (31°), и участка в целом (25°), не превышают рассчитанных устойчивых значений, принимаем данную конструкцию борта.

Берма на горизонте -32 м разделяет участок выветрелых пород на два уступа: одинарный – h_y = 8 м и сдвоенный – h_y = 16 м. Расчетный устойчивый угол в выветрелых породах для высоты уступа 16 м равен 77°.

Так как угол погашения уступов нижнего участка (свежие породы) не может быть более 69°, то и для участка выветрелых пород примем такой же угол погашения – 69°. Результирующий угол на участке борта составит 54°, что меньше устойчивого значения – 66°.

На участке невыветрелых пород берм очистки размещать не будем. Угол погашения уступа – 69°, результирующий угол откоса участка – 69°.

Так как и углы откосов отдельных уступов, и участков, не превышают рассчитанных устойчивых значений, принимаем данную конструкцию борта.

Окончательная конструкция погашенного борта карьера показана на рис. 3.5.

Измеряем на чертеже значения длину горизонтального проложения – $L_б = 64{,}1$ м (рис. 3.6).

Вычисляем значения конструктивного угла откоса борта:

$$\alpha = \operatorname{arctg}\left(\frac{H_б}{L_б}\right) = \operatorname{arctg}\left(\frac{72}{64{,}1}\right) = 48{,}3° \approx 48°.$$

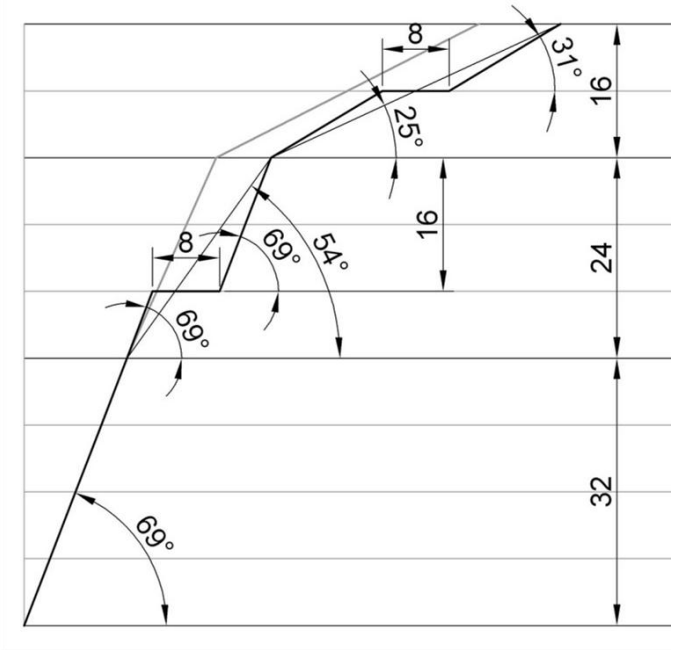


Рис. 3.5 Рассчитанная конструкция погашенного борта карьера

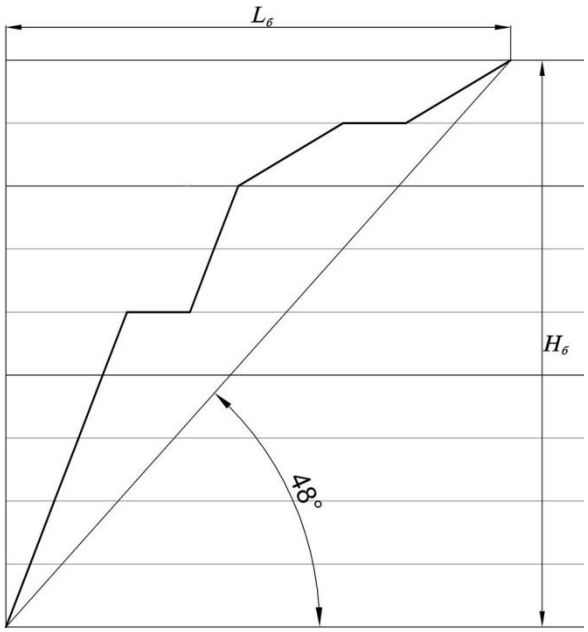


Рис. 3.6. Определение конструктивного угла откоса борта

ЛИТЕРАТУРА:

1. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.
2. Фисенко Г. Л. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов Л. 1962.
3. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости (утв. Госгортехнадзором СССР 21.07.1970).
4. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. – Л: ВНИМИ, 1972, -166 с.
5. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. – М: Недра, 1975, -279 с.
6. Черчинцева Т. С. Методические указания к выполнению самостоятельных работ по дисциплине «Основы геомеханики» для студентов специальности 090500. – Магнитогорск: МГТУ, 2004, -43 с.
7. Шелест А. Т., Беляев В. Л. Геомеханика: учебное пособие. – Екатеринбург: УГГГА, 2001, -186 с.
8. Гальперин А. М. Геомеханика открытых горных работ. – М.: МГТУ, 2003 г.
10. Обоснование параметров устойчивых откосов борта карьера и его уступов /Методические указания/ - Магнитогорск МГТУ, 2003, -12 с.
11. Зотеев О. В., Осинцев В. А. Геомеханика. Учеб. пособие. – Екатеринбург: УГГГА, 1997.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1 – ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
I. Крепкие породы						
Изверженные (K > 300 кГ/см^2)						
Гранитоиды	2,62		–	425	36,5	–
Кварцевые порфиры	2,56	2,64	0,36	395	37,0	0,40
Сиениты	2,76		0,39	560	32,0	0,50
Гранодиориты	2,63	2,78	0,39	560	32,0	0,50
Порфириты	3,02		0,50	365	33,0	0,45
Габбро-диориты	2,70			373	35,5	
Габбро	3,11			300	36,0	
Габбро-диабазы	2,86			353	32,0	0,80
Диабазы	2,95			460	30,0	
Перидотиты	2,80			323	36,0	0,70
Пироксениты	3,23			350	35,5	
Метаморфические и осадочные (K > 200 кГ/см^2)						
Кварциты	2,64	2,84	0,50	350-700	36,0	0,5-0,7
Джеспилиты	3,43			360	36,0	0,40
Роговики	2,58			305	35,0	0,40
Роговики гидрогематитовые	3,17			300	32,0	0,40
Сланцы кремнисто-глинистые	2,82		0,24	380	33,5	0,30
Сланцы кварцево-хлорито-серицитовые	2,73			210	33,0	0,30
Филлиты, туффиты	2,87			300	28,0	0,40
Серпентиниты	2,7-3,1		0,40	230-300	35,0	0,6-1,0
Скарны	2,75		0,28	587	31,0	0,4-0,5
Кварцевые песчаники	2,50	2,65	2,50	250	35,0	0,5-1,5
Известняки	2,70	2,77	0,14	220	33	0,3-1,0

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
II. Породы средней прочности						
Изверженные слабовыветрелые (K > 300 кГ/см^2)						
Гранитоиды	2,56			220	36,5	0,3-0,5
Кварцевые порфиры	2,50	2,64	0,20	227	34	0,3-0,5
Сиениты, сиенито-диориты, диориты	2,50	2,66	1,00	205	32	0,3-0,5
Гранодиориты, гранодиорит-порфиры	2,57	2,75	1,05	285	36,5	0,50
Порфириты	3,00			260	37,0	
Габбро-диориты	3,00			210	36,0	
Габбро	2,83			275	35,0	
Габбро-диабазы	2,98			260	36,5	
Диабазы	2,75			200-260	36-37	
Спилиты				240	36	0,70
Изверженные выветрелые (K = 20-200 кГ/см^2)						
Сиенито-диориты				120	32	
Кератофиры				165	33	
Гранодиорит-порфиры	2,40	2,74	0,90	180	36	03-0,5
Порфириты				170	31	
Габбро-диориты	2,66			180	36	
Диабазы				70	34	
Метаморфические (K = 20-200 кГ/см^2)						
Кварциты	2,61	2,78	0,40	156	34	0,5-0,7
Кварциты каолинизированные	2,24	2,59	0,94	48	30	0,2-0,3
Сланцы песчано-глинистые	2,78			180	37	0,40
Сланцы хлорито-кварцевые и хлоритовые	2,86			140	35	0,30
Филлиты				152	27	0,30

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
Тальково-карбонатная порода	2,89			115	30	
Магнетиты	4,32			190	34	0,2-0,3
Серпентиниты выветрелые	2,50			84	34	0,2-0,3
Серпентиниты рассланцованные, сильновыветрелые	2,50			23	33	0,05-0,3
Осадочные (K = 20-200 кГ/см^2)						
Известняки	2,44-2,67	2,83	0,1-4,0	140-165	27-32	0,3-0,8
Известняки выветрелые	2,37			73	32	
Песчаники аркозовые	2,46			175	38	
Песчаники глинистые	2,67			170	37	
Песчаники с карбонатным цементом	2,57	2,68	2,27	170	36	0,40
Песчаники с глинистожелезистым цементом	2,31	2,70	2,70	87	36	0,30
Песчаники	2,53	2,75		50-90	35	0,3-0,8
Алевролиты	2,51	2,72	4,00	35-70	33	0,35-0,7
Аргиллиты	2,45	2,80	8,00	40	29	0,2-0,45
Уголь	1,26-1,58		5,00	28	36	0,03-0,6
III. Слабые породы (K < 20 кГ/см^2)						
Сильновыветрелые						
Габбро-диориты	2,40			14,3	36	
Сланцы	2,12		18,0	1,2-13,6	26-30	
Песчаники				7,5	36	
Диабазы	2,07		19,6	3,2	34	
Доломиты, сидериты	2,00		31,6	1,39	32	
Осадочные						
Песчаники	2,11	2,65	11,0	11,0	35	
Алевролиты	2,13	2,48	20,0	3-17	31	
Аргиллиты	2,02	2,67	18,0	3-10	29	

Литологическое наименование горных пород	Физико-механические характеристики					
	Объёмный вес, г/см^2	Удельный вес, г/см^2	Влажность, %	Сцепление в образце, кГ/ см^2	Угол внутреннего трения, град	Размер элементарного структурного блока, м
Песок разнозернистый	2,04	2,65	16,5	0,0-0,24	35	
Песок среднезернистый	1,75	2,64	17,0	0,1-0,15	33-34	
Песок мелкозернистый	1,96	2,68	23,0	01-0,35	31-32	
Песок тонкозернистый	1,80	2,66	17,0	0,28	30	
Песок глинистый уплотненный	2,08	2,65	18,0	0,45-0,8	26-32	
Песок глинистый мелкозернистый	1,80		40,0	0,4-0,70	28-30	
Песок глинистый тонкозернистый	1,99	2,67	25,0	0,35-0,6	26-28	
Супесь	1,80	2,66	13,0	0,17	30-34	
Суглинок пылеватый лёссовидный	1,76	2,68	16,0	0,35-0,65	27-32	
Суглинок пылеватый	1,90	2,69	21,0	0,23-0,4	22-27	
Лёссы	1,76			1,05	29	
Мел трещиноватый	1,90	2,64	31	1,40	35	
Мел переотложенный	1,92	2,70	26	0,5	35	
Глина брекчиевидная	2,19		15	1,6-7,6	28	
Глина бокситовая	2,20		13	1,25-4,1	27	
Глина опоковидная	1,64	2,55	46	1,55	23	
Глина песчаная	2,02	2,70	22	0,5-1,25	18-28	
Глина плотная	1,98	2,69	25	1,3-3,5	16-25	
Глина песроцветная	1,96	2,70	27	0,8-1,5	14-18	
Глина коры выветривания	1,94	2,78	26	1,00	15-17	
Глина плотная пылеватая	1,96	2,7	25	0,6-1,75	9-15	
Глина плотная лигнитовая	1,96	2,43-2,98	30	1,75	13	
Глина жирная	1,91	2,64	26	0,50	90	

Приложение 2 – Коэффициент запаса устойчивости

Характеристика бортов	Коэффициент η в зависимости от срока	
	до 5 лет	> 5 лет
Нерабочий борт из-за глины или трещины породы	1,2	1,3
Нерабочий борт из-за песчаника или гравелистых пород	1,15	1,2
Рабочий борт	1,2	–
Откосы рабочих уступов и отвалов	1,2	–
Откосы уступов нерабочего борта: глинистые, трещиноватые породы	1,5	2,0
Откосы уступов нерабочего борта: песчаник и гравелистые породы	1,15	1,2

Учебное издание

Сергей Владимирович Исаков
Ольга Владимировна Мусихина
Руслан Салаватович Ганиев

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНСТРУКЦИИ НЕРАБОЧЕГО БОРТА КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению лабораторных работ по дисциплине
«Геомеханика»
для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР)
направления 130400 – «Горное дело»

Редактор *С. Ф. Правдин*
Корректура, компьютерная верстка *С. Н. Важениной*

Подписано в печать
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. ____. Тираж 150. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ



МИНОБРНАУКИ РОССИИ
ФГБОУ ВПО
«Уральский государственный
горный университет»

С. В. Исаков, А. Л. Костин, Я. В. Лушников

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ
ПО ДИСЦИПЛИНЕ «ГЕОМЕХАНИКА»
ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ
130400.65 – «ГОРНОЕ ДЕЛО»
СПЕЦИАЛИЗАЦИИ «ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ»

Екатеринбург
2014

МИНОБРНАУКИ РОССИИ
ФГБОУ ВПО
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО
Методической комиссией
горно-технологического факультета
«__» _____ 2014 г.

Председатель комиссии
_____ доц. В. П. Тюлькин

С. В. Исаков, А. Л. Костин, Я. В. Лушников

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению лабораторных работ по дисциплине
«Геомеханика»
для студентов специальности
130400.65 – «Горное дело»
специализации «Открытые горные работы»

Издание УГГУ Екатеринбург, 2014

И 85

Р е ц е н з е н т: Лель Ю. И., профессор, доктор технических наук, зав. кафедрой разработки месторождений открытым способом УГГУ

Учебно-методическое пособие рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений открытым способом (протокол № 290 от 21 мая 2014 г.) и рекомендовано к изданию в УГГУ.

С. В. Исаков, А. Л. Костин, Я. В. Лушников

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА:учебно-методическое пособие по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Геомеханика» для студентов специальности 130400.65 – «Горное дело» специализации «Открытые горные работы». Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014. 29 с.

Учебно-методическое пособие включает методики выполнения лабораторных работ, варианты заданий и справочные сведения для расчетов параметров уступов и бортов карьера.

Учебно-методическое пособие может быть использовано в курсовом и дипломном проектировании.

© Исаков С. В., А. Л. Костин, Я. В. Лушников, 2014
© Уральский государственный горный университет, 2014

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ _____ 5

1. Средневзвешенные расчетные данные _____ 6

2. Построение поверхности скольжения _____ 14

3. Расчет удерживающих и сдвигающих сил _____ 17

Литература _____ **Ошибка! Закладка не определена.**

ПРИЛОЖЕНИЯ _____ 24

Приложение 1 – Исходные данные для самостоятельных занятий ____ 25

Приложение 2 – Определение центра тяжести _____ 29

ВВЕДЕНИЕ

Горные инженеры должны владеть основами метода расчетов устойчивости бортов карьеров, так как эта проблема имеет огромное экономическое значение помимо безопасности работ. Уменьшение угла погашения борта карьера даже на 1 градус влечет значительное увеличение объемов вскрыши. С другой стороны, увеличение угла может привести к обвалам, оползням, нарушению ритма работы карьера, к экономическому ущербу.

Институт ВНИМИ разработал методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров[1]. Методика предлагает двенадцать типовых расчетных схем, в том числе некоторые схемы включают по два, четыре варианта условий залегания пород. Выбор схемы расчета зависит от формы поверхности скольжения, метода сложения поверхностных и объемных сил, криволинейности бортов в разрезе и плане.

В данной работе используется методика для определения максимально допустимой высоты вертикального откоса и ширины призмы обрушения при благоприятном залегании поверхностей ослабления: пласты падают в сторону массива, горизонтальны, вертикальны или падают в сторону выемки под углом, меньшим угла внутреннего трения по контактам слоев $\rho_к$.

В более сложных условиях следует применять методики, в которых учитываются горнотехнические факторы: например, угол откоса α, глубина H, направления простирания пластов относительно падения β, дополнительные нагрузки от оборудования, дополнительные нагрузки от сейсмических воздействий взрывов, криволинейность бортов.

Проверка устойчивости производится в следующем порядке:

1. Определение средневзвешенных расчетных данных.
2. Построение поверхности скольжения на профиле откоса борта.
3. Построение эпюры удерживающих и сдвигающих сил.
4. Определение расчетного коэффициента запаса устойчивости и сравнение его с нормативным.

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

Исходными данными для лабораторной работы являются результаты лабораторной работы «Определение оптимальных параметров конструкции нерабочего борта карьера» [2].

По согласованию с преподавателем или при использовании данного методического пособия в самоподготовке студентов можно использовать данные из ПРИЛОЖЕНИЯ 1

1. Средневзвешенные расчетные данные

Расчетные величины при горизонтальном расположении слоев определяются как средневзвешенные.

⚠ Во всех дальнейших расчетах следует использовать расчетные значения характеристик горных пород.

1.1 Усредненный удельный вес ($\psi_{ср}$):

$$\psi_{ср} = \frac{\psi_1 \cdot m_1 + \psi_2 \cdot m_2 + \psi_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3}, \text{кН/м}^3, \quad (1.1)$$

где m_1, m_2 и m_3 – мощности слоя покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, м;

ψ_1,ψ_2 и ψ_3 – удельный вес соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, кН/м^3.

1.2 Средневзвешенный коэффициент сцепления ($k_{ср}$):

$$k_{ср} = \frac{k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3}{l_1 + l_2 + l_3}, \text{МПа}, \quad (1.2)$$

где l_1, l_2иl_3 – длины участков линии скольжения соответственно в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, м;

k_1, k_2и k_3 – коэффициенты сцепления в монолите соответственно в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, МПа.

Для того чтобы определить значения l_1, l_2 и l_3 необходимо построить упрощенную схему линии скольжения. Дугу линии скольжения проводят следующим образом (рис.1.1):

А. Строим упрощенную схему борта карьера высотой $H_б$ и углом откоса $\varphi_б^к$ (рис.1.1,А).

Б. От верхней бровки откоса (точка В)по верхней площадке отмеряем расстояние равное $0{,}25 \cdot H_б$. (рис.1.1,Б).

В. Из точки С проводим луч под углом сдвига наиболее прочных пород Θ_0 к вертикали. Из точки А проводим луч под углом Θ_0 к откосу АВ (рис.1.1,В).

$$\Theta_0 = 45° - \frac{\rho_3}{2} \quad (1.3)$$

где ρ_3 – угол внутреннего трения пород нижнего слоя, в данном случае - невыветрелых пород.

Г. Из точек А и С строим перпендикуляры к лучам. Точку пересечения перпендикуляров обозначим О (рис.1.1, Г).

Д. Из точки А до пересечения с верхней площадкой строим дугу с центром в точке О и радиусом ОА(рис.1.1, Д).

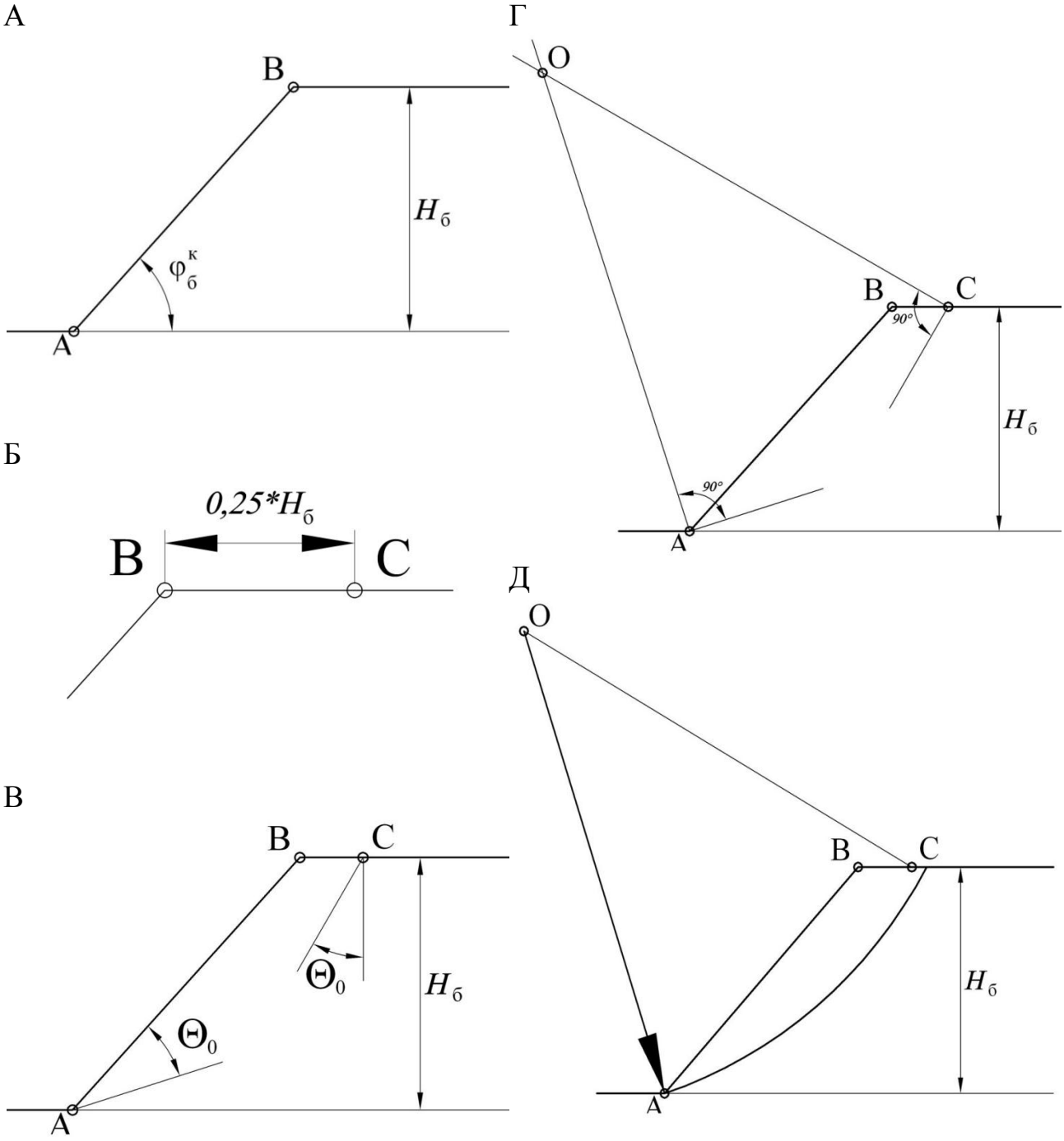


Рис. 1.1Порядок построения упрощенной схемы линии скольжения

На получившейся схеме измеряем величины l_1, l_2иl_3 (рис. 1.2).

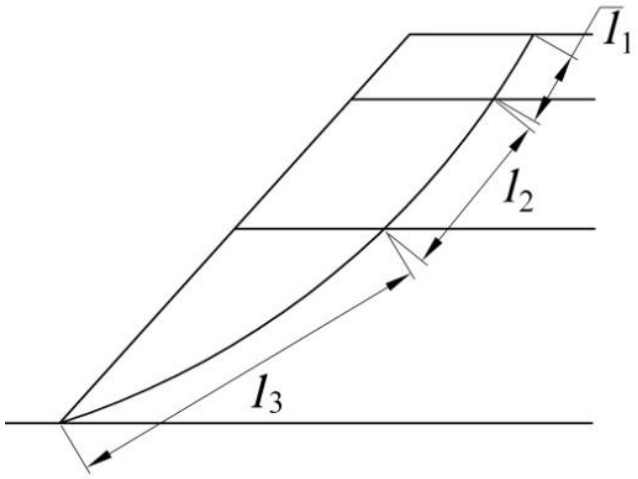


Рис. 1.2 Порядок построения упрощенной схемы линии скольжения

1.3 Усредненный угол внутреннего трения ($\rho_{ср}$):

$$\rho_{ср} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\,\rho_1 \cdot l_1 \cdot \sigma_1 + \text{tg}\,\rho_2 \cdot l_2 \cdot \sigma_2 + \text{tg}\,\rho_3 \cdot l_3 \cdot \sigma_3}{l_1 \cdot \sigma_1 + l_2 \cdot \sigma_2 + l_3 \cdot \sigma_3} \qquad (1.4)$$

где σ_1, σ_2 и σ_3 – нормальные напряжения, действующие на участках соответственноl_1, l_2и l_3,Па. Их значения вычисляются по формуле (1.5);

ρ_1, ρ_2 и ρ_3 – углы внутреннего трения соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород.

1.3.1 Для определения величин σ_1, σ_2 и σ_3 производятся дополнительные построения (рис.1.3):

А. Из концов отрезков l_1,l_2иl_3восстанавливаем вертикальные линии, которые делят призму ABD на блоки (рис.1.3, А).

Б. Для каждого блока находим центр тяжести (см. Приложение 2) и проецируем его на линию скольжения (рис. 1.3, Б).

В. Проводим лучи из центра дуги (точка О) через полученные точки. Они является направлением действия нормальных сил σ_1, σ_2 и σ_3(рис. 1.3,В).

Г. Определим углы β_1, β_2 и β_3соответственно между направлениями σ_1, σ_2 и σ_3 и вертикалью (рис. 1.3,Г).

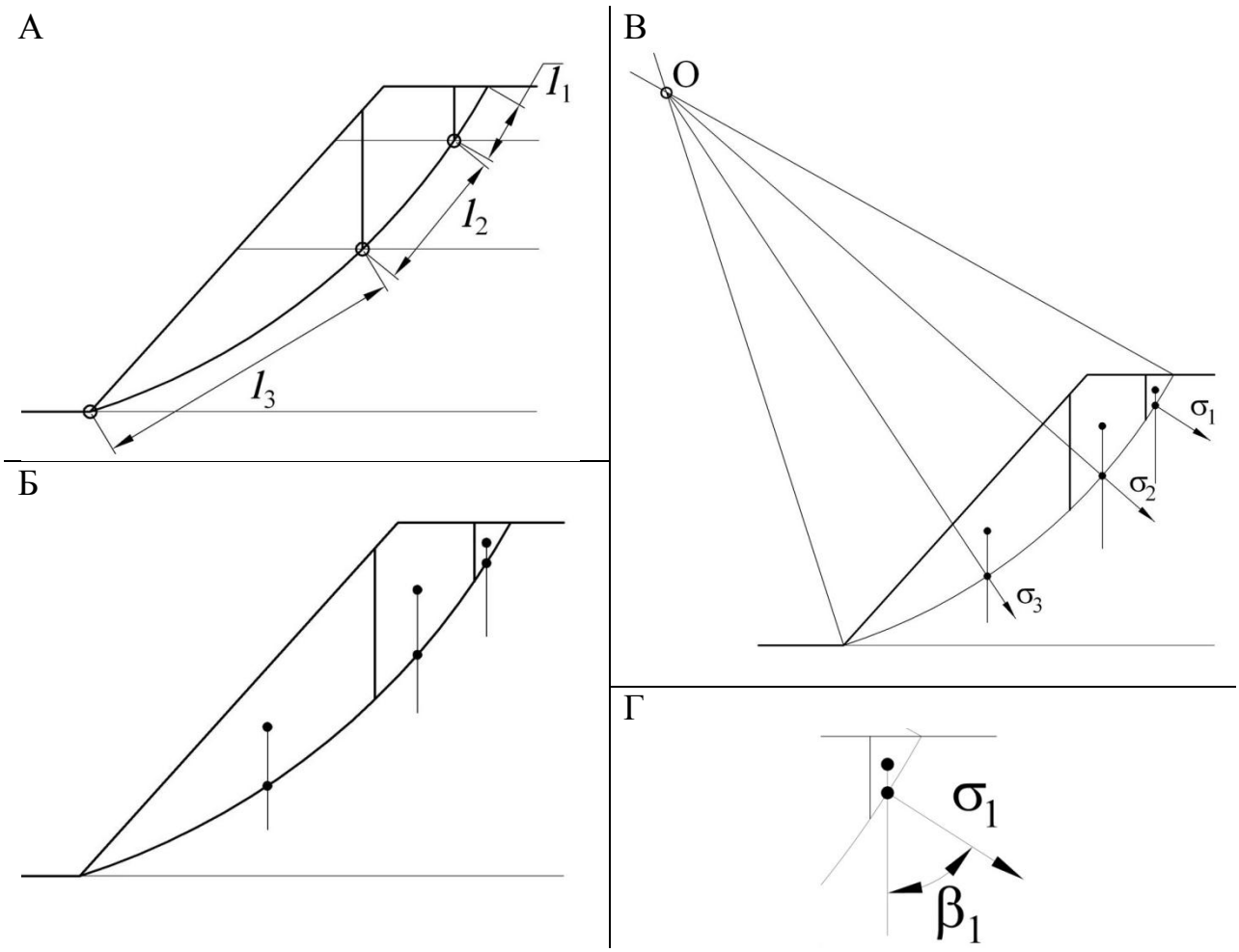


Рис. 1.3.Схема определения нормальных напряжений,действующихна расчетных участках

Величины σ_1, σ_2 и σ_3 определим по формуле:

$$\sigma_i = \psi_i^{\text{блока}} \cdot h_i \cdot \cos^2 \beta_i, \text{ Па}, \quad (1.5)$$

где $\psi_i^{\text{блока}}$ – средняя плотность *i*-го вертикального блока, кг/м^3. Вычисляется по формуле (1.6);

h_i – высота *i* блока, м (см. рис. 1.4).

1.3.2 Средний удельный вес вертикального *i*-го блока ($\psi_i^{\text{блока}}$)

$$\psi_i^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_i^1 + \psi_2 \cdot S_i^2 + \psi_3 \cdot S_i^3}{S_i^1 + S_i^2 + S_i^3} \quad (1.6)$$

гдеS_i^1, S_i^2 и S_i^3– площадь соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород в вертикальном блоке *i*, м^2 (см. рис. 1.5);

ψ_1, ψ_2 и ψ_3 – удельный вес соответственно покрывающих, выветрелых и невыветрелых пород, Н/м^3.

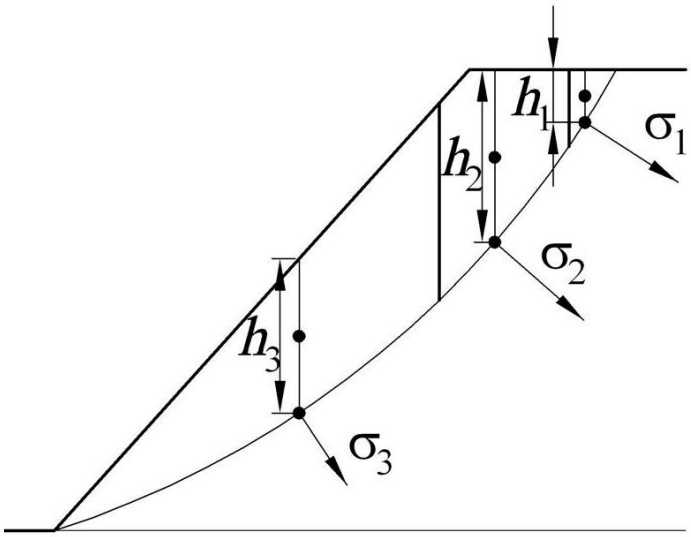
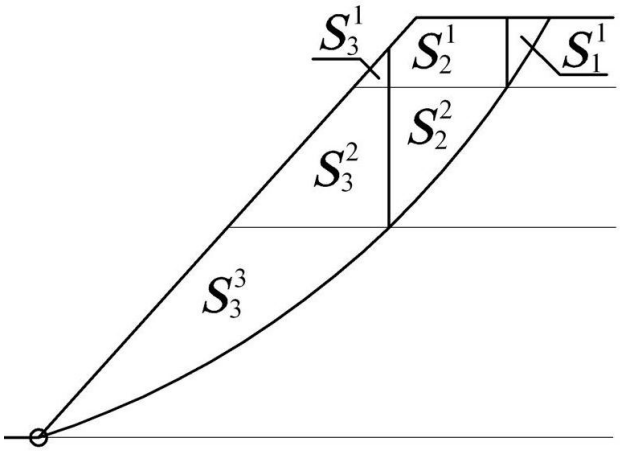


Рис. 1.4.Схема определения значений высоты блоков



Блок 1

$$\psi_1^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_1^1}{S_1^1}$$

Блок 2

$$\psi_2^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_2^1 + \psi_2 \cdot S_2^2}{S_2^1 + S_2^2}$$

Блок 3

$$\psi_3^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_3^1 + \psi_2 \cdot S_3^2 + \psi_3 \cdot S_3^3}{S_3^1 + S_3^2 + S_3^3}$$

Рис. 1.5 Пример определения значений средних удельных весов вертикальных блоков

ПРИМЕР 1

Определим средневзвешенные величины:

1.1 Средневзвешенный удельный вес ($\psi_{ср}$):

$$\psi_{ср} = \frac{\psi_1 \cdot m_1 + \psi_2 \cdot m_2 + \psi_3 \cdot m_3}{m_1 + m_2 + m_3} = \frac{25{,}0 \cdot 16 + 26{,}5 \cdot 24 + 27{,}2 \cdot 32}{16 + 24 + 32} =$$

$$= \frac{399{,}84 + 636{,}00 + 870{,}40}{72} = 26{,}5, \frac{кН}{м^3}.$$

1.2 Средневзвешенный коэффициент сцепления:

Для того, что бы определить длины участков линии скольжения в покрывающих, выветрелых и невыветрелых породах, строим упрощенную схему линии скольжения (рис.1.6).

На получившейся схеме измеряем величины l_1=14,21, l_2= 31,4и l_3 =70,11.

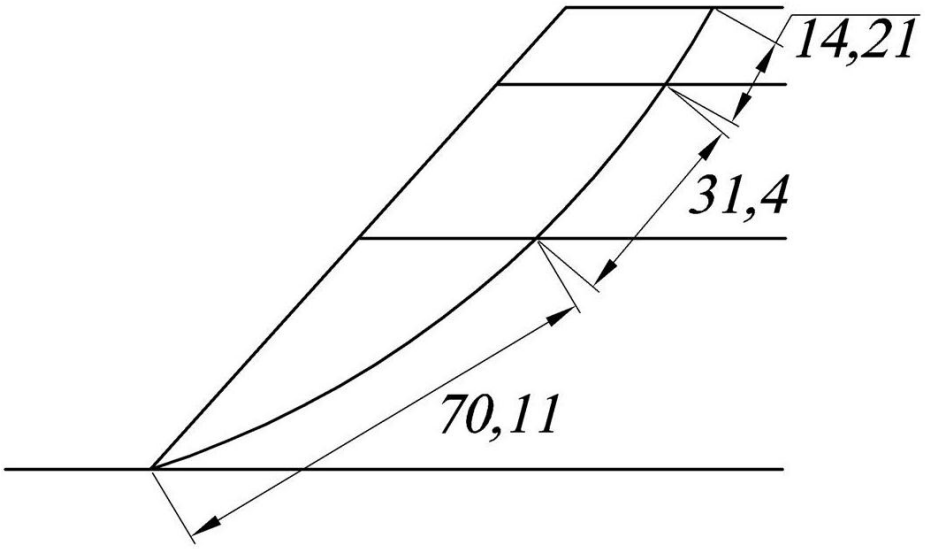


Рис.1. 6 Пример определения длин участков линии скольжения в различных типах пород

Вычисляем средневзвешенный коэффициент сцепления:

$$k_{ср} = \frac{k_1 \cdot l_1 + k_2 \cdot l_2 + k_3 \cdot l_3}{l_1 + l_2 + l_3} = \frac{4{,}17 \cdot 14{,}21 + 58{,}92 \cdot 31{,}4 + 81{,}67 \cdot 70{,}11}{14{,}21 + 31{,}4 + 70{,}11} =$$

$$= \frac{59{,}26 + 1850{,}09 \ + 5725{,}88}{115{,}72} = \frac{7635.23}{115{,}72} = 65{,}9, кПа.$$

1.3 Средневзвешенный угол внутреннего трения ($\rho_{ср}$):

Для определения величин нормальных напряжений на участках производим дополнительные построения (рис.1.7):

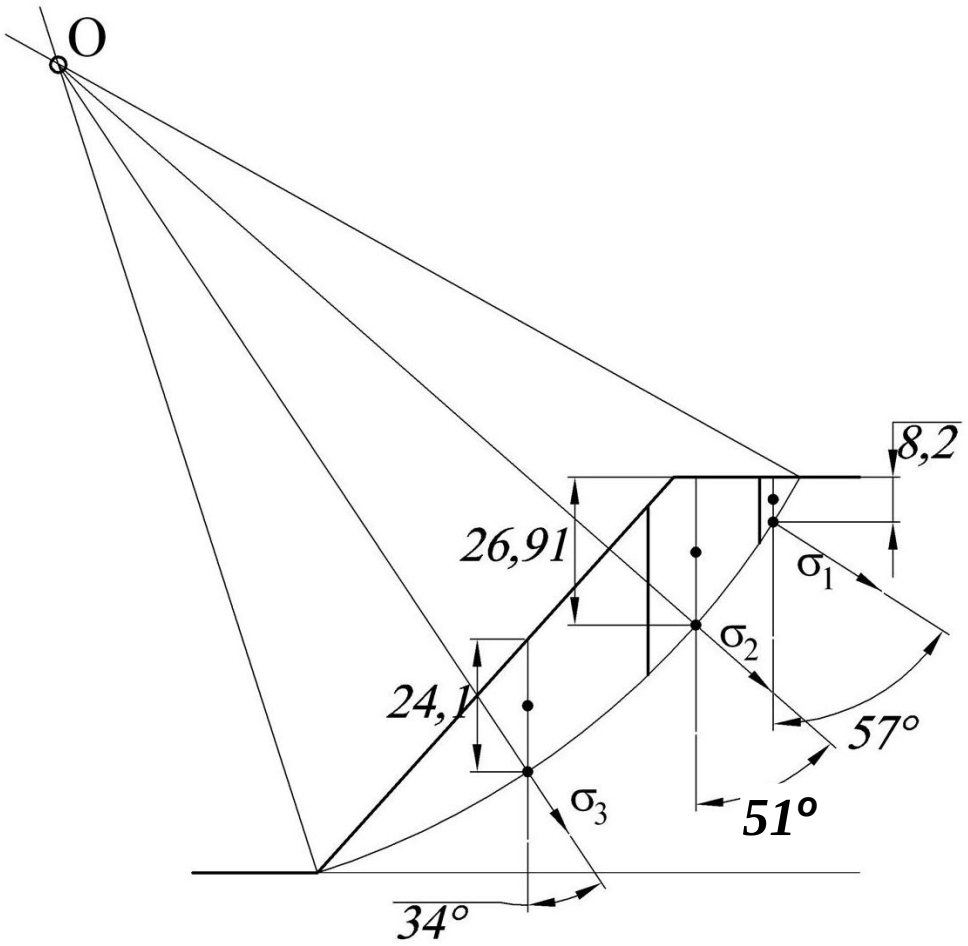


Рис. 1.7 Пример определения величин нормальных напряжений

Площади, занимаемые соответственно покрывающими, выветрелыми и невыветрелыми породами в первом, втором и третьем вертикальных блоках указаны на рис. 1.8.

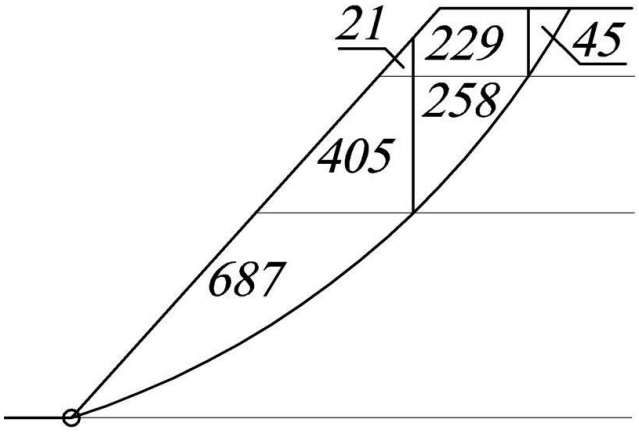


Рис. 1.8 Пример определения площадей, занимаемых соответственно покрывающими, выветрелыми и невыветрелыми породами, распределенных по вертикальным блокам

Средняя плотность каждого вертикального блока равна:

Блок №1

$$\psi_1^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_1^1}{S_1^1} = \frac{25{,}0 \cdot 45}{45} = 25{,}0 \text{ кН.}$$

Блок №2

$$\psi_2^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_2^1 + \psi_2 \cdot S_2^2}{S_2^1 + S_2^2} = \frac{25{,}0 \cdot 229 + 26{,}5 \cdot 258}{229 + 258} = \frac{5725{,}00 + 6837{,}00}{487} =$$

$$= 25{,}8, \text{кН.}$$

Блок №3

$$\psi_3^{\text{блока}} = \frac{\psi_1 \cdot S_3^1 + \psi_2 \cdot S_3^2 + \psi_3 \cdot S_3^3}{S_3^1 + S_3^2 + S_3^3} = \frac{25{,}0 \cdot 21 + 26{,}5 \cdot 405 + 27{,}2 \cdot 687}{21 + 405 + 687} =$$

$$= \frac{525 + 10732{,}5 + 18686{,}40}{1113} = 26{,}9 \text{ кН.}$$

Углы β_1, β_2 и β_3 равны соответственно 51°, 49° и 34° (см. рис.1.7).
Высота первого блока – $h_1 = 8{,}2$,м; второго – $h_2 = 26{,}91$,м;третьего – $h_3 = 24{,}1$, м (см. рис.1.7).

Определим величины σ_1, σ_2 и σ_3:

$$\sigma_1 = \psi_1^{\text{блока}} \cdot h_1 \cdot \cos^2 \beta_1 = 25{,}0 \cdot \ 8{,}2 \cdot \cos^2 51° = \ \ 81{,}19, \text{кПа;}$$

$$\sigma_2 = \psi_2^{\text{блока}} \cdot h_2 \cdot \cos^2 \beta_2 = 25{,}8 \cdot 26{,}9 \cdot \cos^2 49° = 298{,}72, \text{кПа;}$$

$$\sigma_3 = \psi_3^{\text{блока}} \cdot h_3 \cdot \cos^2 \beta_3 = 26{,}9 \cdot 24{,}1 \cdot \cos^2 34° = 445{,}57, \text{кПа.}$$

Средневзвешенный угол внутреннего трения равен:

$$\rho_{\text{ср}} = \text{arctg} \frac{\text{tg}\,\rho_1 \cdot l_1 \cdot \sigma_1 + \text{tg}\,\rho_2 \cdot l_2 \cdot \sigma_2 + \text{tg}\,\rho_3 \cdot l_3 \cdot \sigma_3}{l_1 \cdot \sigma_1 + l_2 \cdot \sigma_2 + l_3 \cdot \sigma_3} =$$

$$= \text{arctg} \frac{\text{tg}\,29° \cdot 14{,}1 \cdot 81{,}19 + \text{tg}\,33° \cdot 31{,}4 \cdot 298{,}72 + \text{tg}\,35° \cdot 70{,}11 \cdot 445{,}57}{14{,}1 \cdot 81{,}19 + 31{,}4 \cdot 298{,}72 + 70{,}11 \cdot 445{,}57} =$$

$$= \text{arctg} \frac{634{,}56 + 6091{,}32 + 21873{,}72}{1144{,}78 + 9379{,}81 + 31238{,}91} = \text{arctg} \frac{2859960{,}21}{4176349{,}97} =$$

$$= \text{arctg}\,0{,}685 = 34{,}4°$$

2. Построение поверхности скольжения

Предварительно рассчитывается высота щели вертикального отрыва (H_{90}) и ширина призмы возможного обрушения (a).

2.1 Высота щели вертикального отрыва

$$H_{90} = \frac{2k_{ср} \cdot \mathrm{ctg}\left(45° - \rho_{ср}/2\right)}{\psi_{ср}}, \text{м} \qquad (2.1)$$

где $\psi_{ср}$– средневзвешенный удельный вес, кН;

$k_{ср}$ – средний расчетный коэффициент сцепления пород, МПА;

$\rho_р$ – расчетное значение угла внутреннего трения, градусы.

2.2 Ширина призмы возможного обрушения

$$a = \frac{2H_б\left(1 - \mathrm{ctg}\alpha \cdot \mathrm{tg}\left(\left(\alpha + \rho_р\right)/2\right)\right) - 2H_{90}}{\mathrm{ctg}\left(45 - \rho_р/2\right) + \mathrm{tg}\left(\left(\alpha + \rho_р\right)/2\right)}, \text{м} \qquad (2.2)$$

где $H_б$ – высота борта карьера, м;

α –результирующий угол откоса борта;

ρ – угол внутреннего трения пород, градусы;

H_{90} – глубина щели вертикального отрыва, м.

Построение наиболее вероятной линии скольжения производится в следующем порядке:

А. От верхней бровки (точка В) верхнего уступа карьера (рис.2.1, А) откладывается величина призмы обрушения (a = ВС);

Б. Из точек В и С вертикально откладываются высоты (H_{90}) – точки В' и С' (рис.2.1, Б);

В. Из точек В' и С' проводятся линии под углом $\Theta_1 = 45° + \rho_{ср}/2$ к горизонту (рис.2.1, В); точку на пересечении этих линий обозначим буквой D.

Г. Из точки D восстанавливается перпендикуляр к отрезку С’D до взаимного пересечения в точке О с перпендикуляром, восстановленным из точки А к направлению AN составляющему с откосом угол$\Theta_0 = 45° - \rho_{ср}/2$(рис.2.1, Г);

Д. Радиусом R=OA=OD проводится дуга окружности AD с центром в точке О, и линия ADC’C является искомой поверхностью скольжения (рис. 2.1, Д).

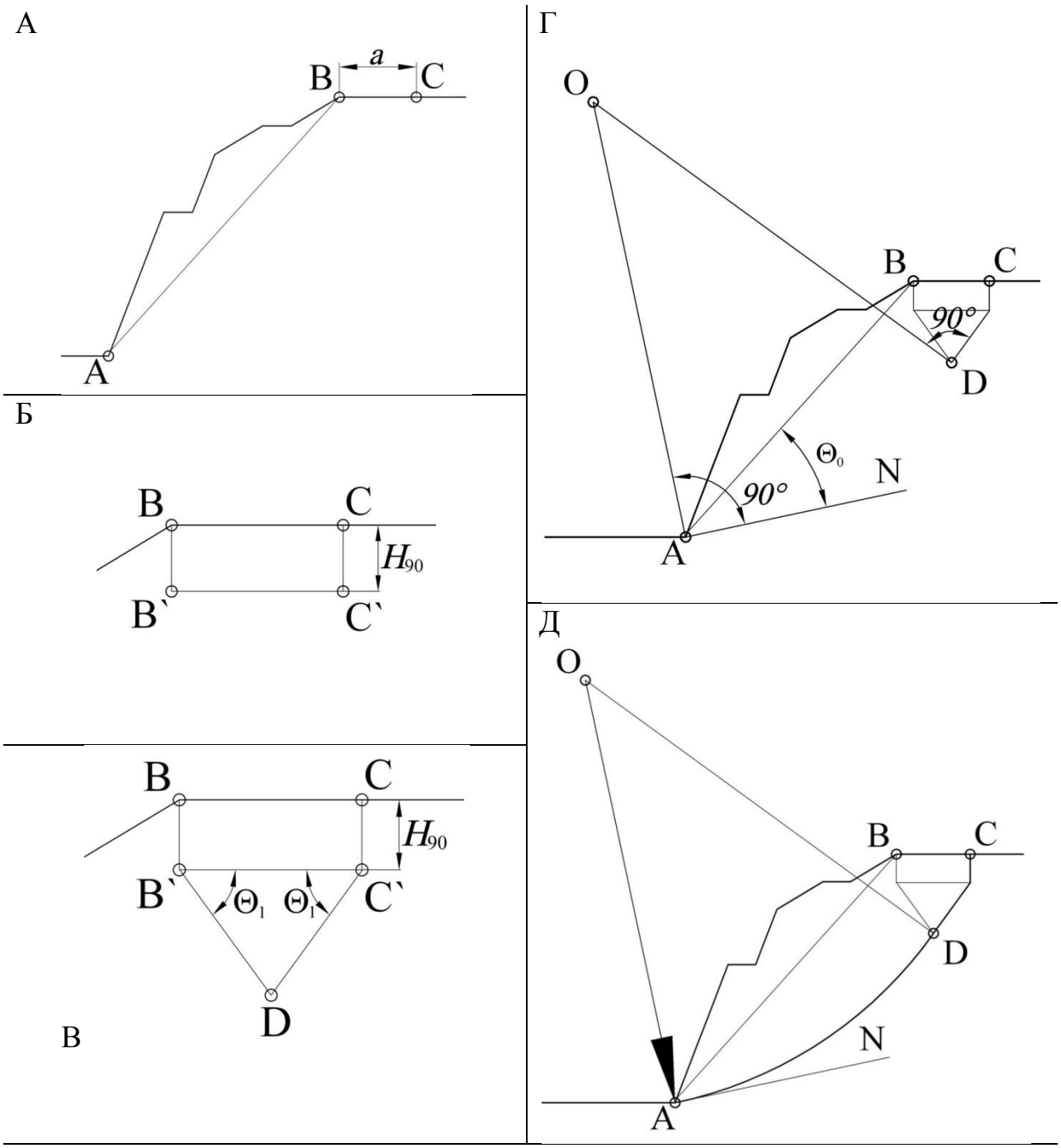


Рис.2.1 Схема построения линии скольжения

ПРИМЕР 2

Высота щели вертикального отрыва:

$$H_{90} = \frac{2k_{\text{ср}} \cdot \text{ctg}\left(45° - \frac{\rho_{\text{ср}}}{2}\right)}{\gamma_{\text{ср}}} = \frac{2 \cdot 65{,}9 \cdot \text{ctg}\left(45° - \frac{34{,}4}{2}\right)}{26{,}5} = \frac{2 \cdot 65{,}9 \cdot \text{ctg}27{,}8°}{26{,}5} = 9{,}43 \text{ , м.}$$

Ширина призмы возможного обрушения:

$$2a = \frac{2H_{\text{б}}\left(1 - \text{ctg}\alpha \cdot \text{tg}\left(\frac{\alpha+\rho}{2}\right)\right) - 2H_{90}}{\text{ctg}\left(45 - \frac{\rho}{2}\right) + \text{tg}\left(\frac{\alpha+\rho}{2}\right)}$$

$$= \frac{2 \cdot 72\left(1 - \text{ctg}48° \cdot \text{tg}\left(\frac{48°+34{,}4°}{2}\right)\right) - 2 \cdot 9{,}43}{\text{ctg}\left(45 - \frac{34{,}4°}{2}\right) + \text{tg}\left(\frac{48°+34{,}4°}{2}\right)}$$

$$= \frac{144 \cdot (1 - \text{ctg}48° \cdot \text{tg}41{,}2°) - 18{,}86}{\text{ctg}\,27{,}8° + \text{tg}\,41{,}2°} = \frac{11{,}61}{2{,}77} = 4{,}19 \text{ , м.}$$

Строим наиболее вероятную линию скольжения (рис.2.2.):

⚠ Возможны иные варианты построения линии скольжения, которые зависят от геометрических параметров откоса и свойств пород. Например, могут отсутствовать прямолинейный участок и верхняя горизонтальная площадка призмы скольжения [3]

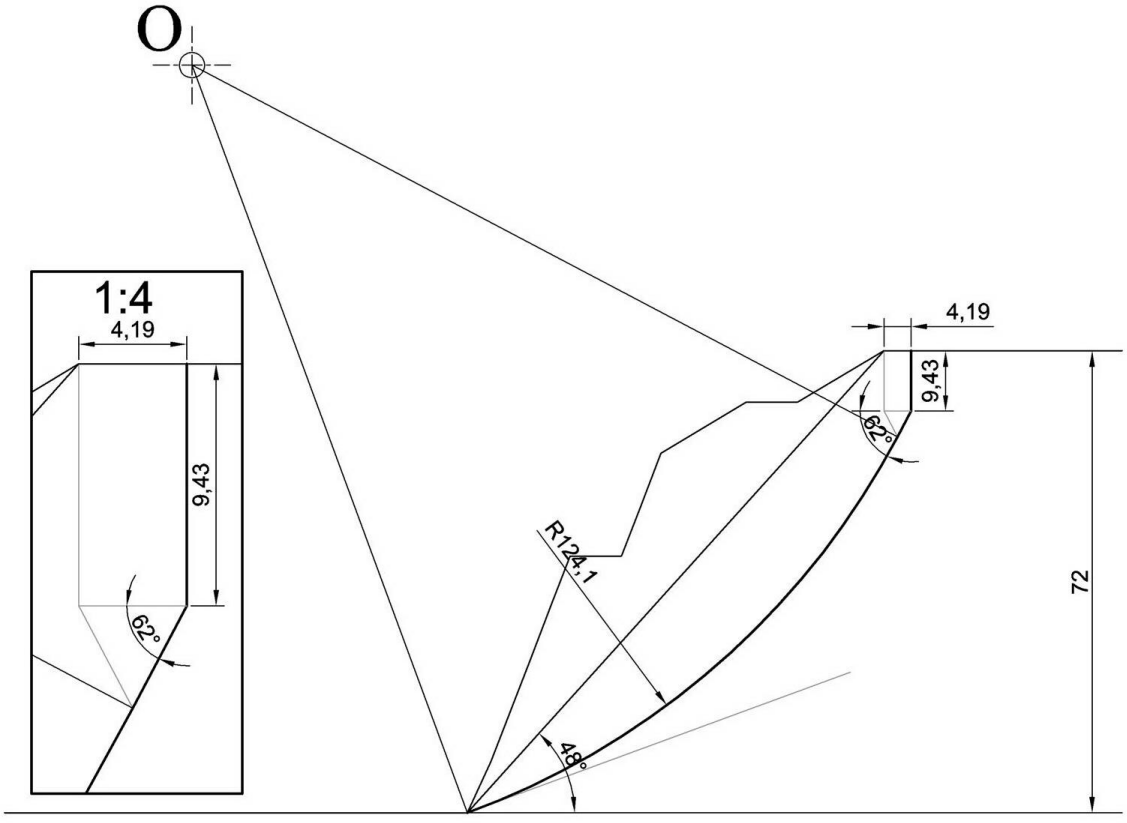


Рис.2.2Пример построения линии скольжения

3. Расчет удерживающих и сдвигающих сил

3.1. Горная масса выше поверхности скольжения (призма обрушения) разбивается на ряд вертикальных блоков (рис.3.1). Причем, чем больше блоков, тем точнее будут расчеты. Для данного учебного расчета достаточно разбить призму скольжения на 6-8 блоков(рис. 3.1).

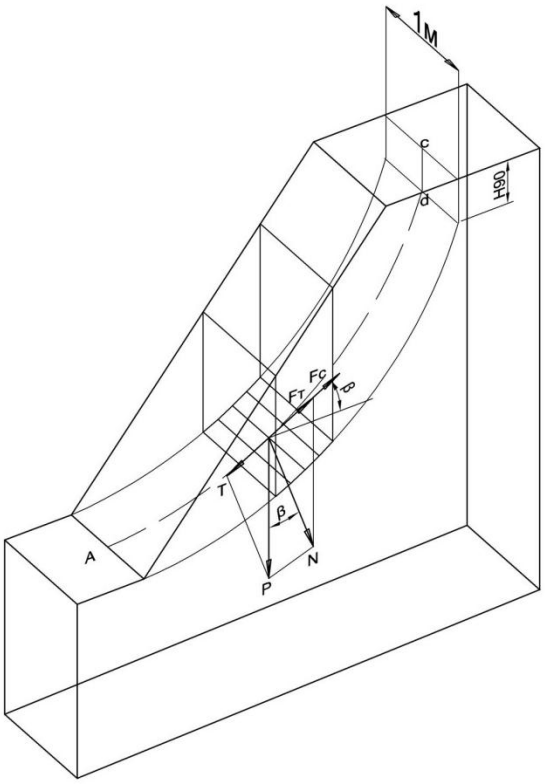


Рис.3.1. Силы, действующие в блок

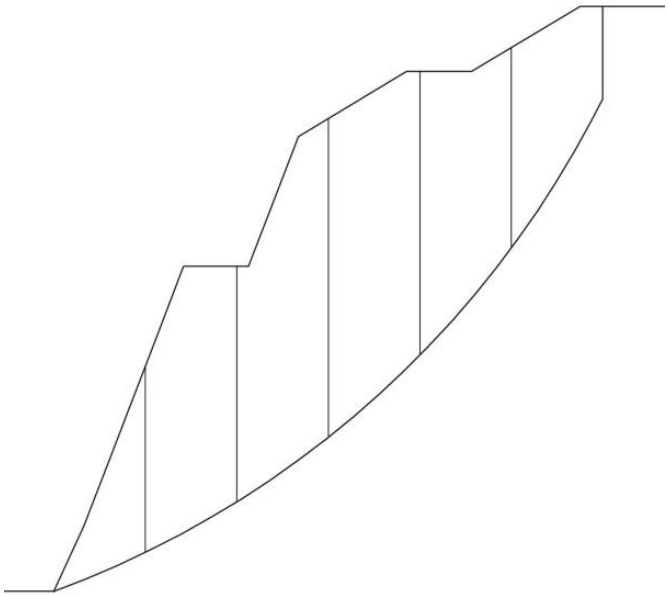


Рис.3.2. Разбивка массива на блоки

Желательно соблюдать правило: в основании одного блока должна находиться порода одного типа[4].

Необходимые для расчета данные получают замером их на чертеже.

3.2. Вес горной массы в блоке j (P_j), действующий на поверхность скольжения (рис.3.3), можно представить как:

$$P_j = S_j \cdot \psi_{ср}, \text{кН}, \qquad (3.1)$$

гдеS_j– площадь вертикального блока на сечении (рис. 3.4) м^2;

$\psi_{ср}$– средневзвешенный удельный вес, кН/м^3.

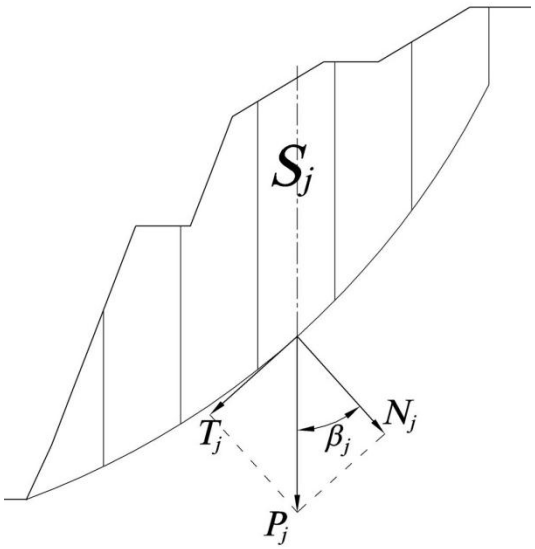


Рис.3.3

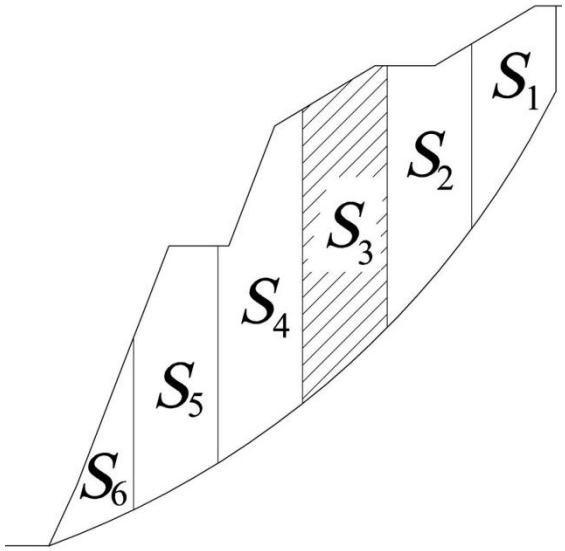


Рис.3.4

3.3. По каждому блоку j определяется касательная (T_j) и нормальная (N_j), составляющие вектора силы тяжести P_j(рис.3.4):

Для этого в каждом блоке (j) измеряется угол (β_i) между векторами P и N. Значения сдвигающей и удерживающей сил вычисляются соответственно по формулам (3.2) и (3.3).

$$N_j = P_j \cdot \cos(\beta_j), \text{кН} \quad (3.2)$$

$$T_j = P_j \cdot \sin(\beta_j), \text{кН} \quad (3.3)$$

гдеP_j – вес горной массы в блоке j, кН;

β_j –угол между векторами P и N, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 3.1.

3.4. Определяем значения удерживающих сил в каждом блоке.

Сила трения ($F_j^{\text{тр}}$):

$$F_j^{\text{тр}} = N_j \cdot \text{tg}(\rho_{\text{ср}}), \text{кН} \quad (3.4)$$

где N_j– нормальная составляющая силы тяжести, кН;

$\rho_{\text{ср}}$–усредненный угол внутреннего трения, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 3.1.

Сила сцепления ($F_j^{\text{сц}}$):

$$F_j^{\text{сц}} = k_j \cdot l_j, \quad \text{кН} \quad (3.5)$$

где k_j– сцепление в блоке j, кПа (1 000 кПа = 1 МПа);

l_j – длина основания блока, м.

⚠ Сцепление в блоке принимается равным сцеплению в том типе пород, в которых находится основание блока (см. пример 3)

Полученные значения записываем в таблицу 3.1.

3.5. По данным таблицы 3.1 вычисляем суммы удерживающих и сдвигающих сил по всей линии скольжения.

3.6. Вычисляем значение коэффициента запаса устойчивости:

$$\eta_{\text{р}} = \frac{\sum F_j^{\text{тр}} + \sum F_j^{\text{сц}}}{\sum T_j} \qquad (3.6)$$

3.7. Делаем вывод:

Еслирассчитанный коэффициент запаса устойчивости больше или равен единице, то это означает, что борт устойчив.

Если меньше, то возможно обрушение борта. В этом случае необходимо принять меры по выхолаживанию или укреплению борта.

Таблица 3.1 Расчет сил по линии скольжения

№ блока (J)	Площадь блока J,(S_J), м^2	Угол наклона (β_J), град.	Сила тяжести в блоке P_J, кН	Нормальная сила (N_J), кН	Касательная сила (T_J),кН	Сила трения ($F_J^{\text{тр}}$), кН	Сцепление в блоке J (K_J), кПа	Длина основания блока(L_J), м	Сила сцепления ($F_J^{\text{сц}}$), кН
1									
2									
3									
4									
5									
6									
…									
n									
$\sum_{\text{сил}}$					$\sum_{j=1}^{n} T_j$	$\sum_{j=1}^{n} F_j^{\text{тр}}$			$\sum_{j=1}^{n} F_j^{\text{сц}}$

ПРИМЕР 3:

Разбиваем призму обрушения на семь вертикальных блоков. Первый сверху блок опирается на покрывающие породы, второй и третий на выветрелые, а последующие на свежие скальные породы (рис.3.5).

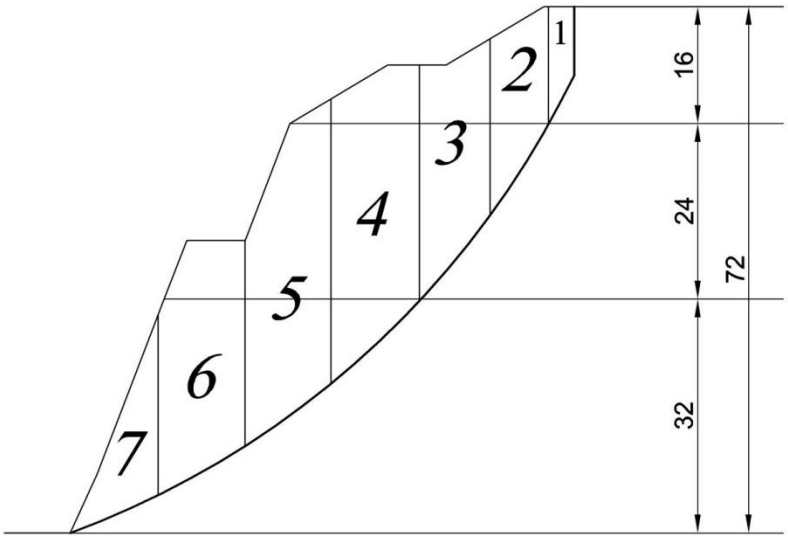


Рис.3.5Расчет удерживающих и сдвигающих сил.
Шаг 1 – разбиение призмы обрушения на вертикальные блоки

По чертежу определяем площадь каждого блока. Результаты измерений записываем в таблицу 3.2.

Вычисляем вес горной массы в каждом блоке по формуле:

$$P_j = S_j \cdot \psi_{ср}, \text{кН},$$

гдеS_j – площадь вертикального блока на сечении, м^2;

$\psi_{ср}$ –усредненный удельный вес, кН/м^3.

Результаты вычислений записываем в таблицу 3.2.

Из точки О (см. п. 1.2.) проводим лучи через середину основания каждого из блоков (рис.3.6,А). Направление этих лучей соответствует направлению нормальной составляющий вектора силы тяжести(см. рис.3,3).

Из середины основания каждого блока проводим вниз вертикальную линию (рис.3.6, Б). Направление этих лучей соответствует направлению вектора силы тяжести (см. рис.3.4).

Измеряем угол между направлениями нормальной составляющей и вектором силы тяжести (рис.3.6, В). Результаты измерений заносим в таблицу 3.2.

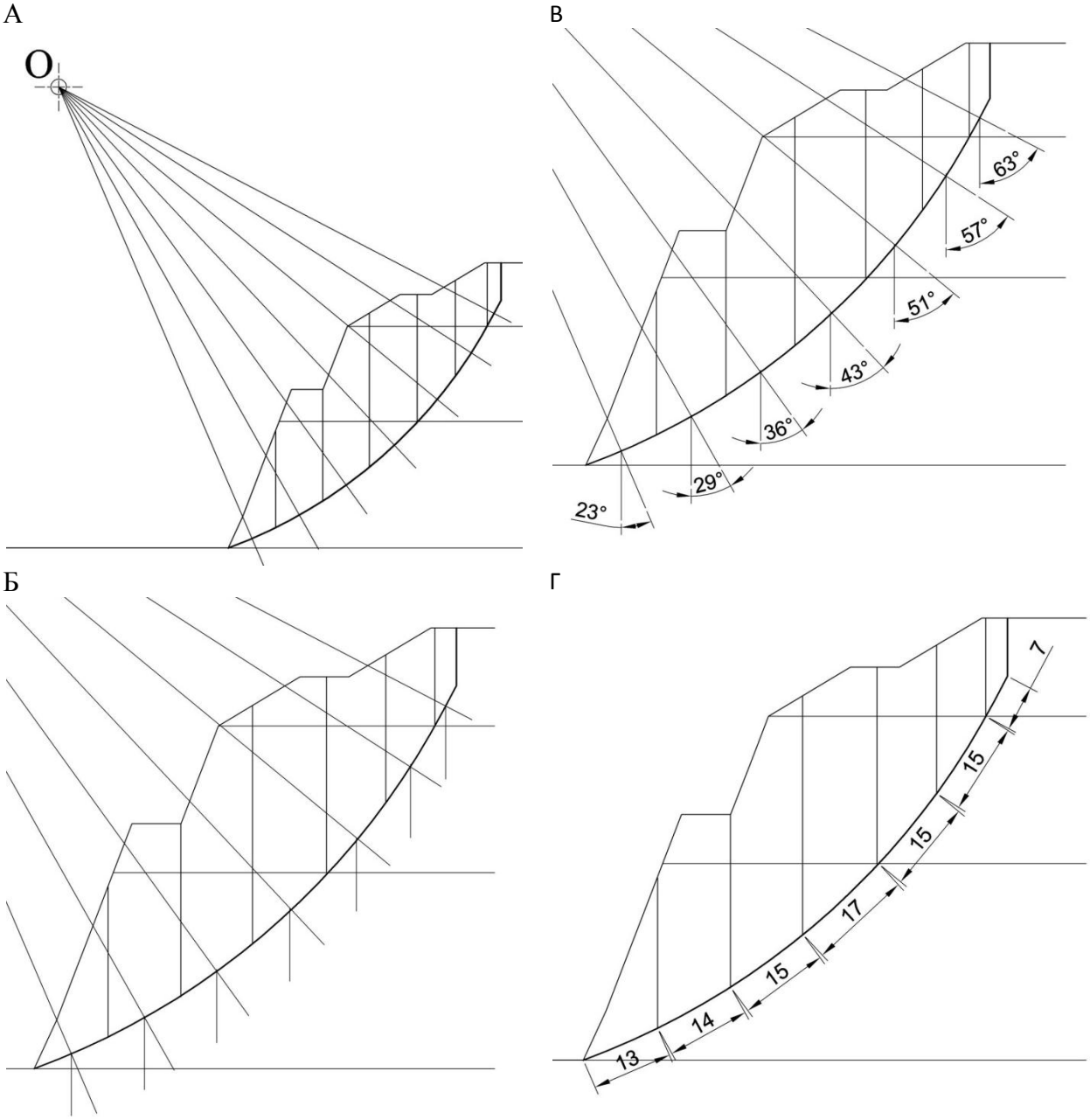


Рис. 3.6 Определение сдвигающих и удерживающих сил

Для каждого блока вычисляем значение нормальной составляющей вектора силы тяжести (N_j) по формуле:

$$N_j = P_j \cdot \cos(\beta_j), \text{кН},$$

где P_j – вес горной массы в блоке j, кН;

β_j – угол между векторами P_j и N_j, градусы.

Результаты расчетов заносим в таблицу3.2.

Для каждого блока вычисляем значение касательной составляющей вектора силы тяжести (T_j) по формуле:

$$T_j = P_j \cdot \sin(\beta_j), \text{кН}.$$

Результаты расчетов заносим в таблицу3.2.

Значение силы трения ($F_j^{\text{тр}}$) вычисляем по формуле:

$$F_j^{\text{тр}} = N_j \cdot \text{tg}(\rho_{\text{ср}}), \text{кН},$$

где N_j – нормальная составляющая силы тяжести, кН;

$\rho_{\text{ср}}$ – усредненный угол внутреннего трения, градусы.

Полученные значения записываем в таблицу 3.2.

Заносим в таблицу 3.2. значение сцепления для каждого блока:

для первого блока (покрывающие породы) – 4,2 кПа;

для блоков 2 и 3 (выветрелые породы) – 58,9 кПа;

для блоков с 4 по 7 (свежие породы) – 81,7 кПа.

На чертеже измеряем длины основания каждого блока (рис.3.6, Г). Полученные значения записываем в таблицу 3.2.

Вычисляем значение силы сцепления ($F_j^{\text{сц}}$) по формуле:

$$F_j^{\text{сц}} = k_j \cdot l_j\ , \qquad \text{кН}$$

где k_j – сцепление в блоке j, кПа;

l_j – длина основания блока, м.

Полученные значения записываем в таблицу 3.2.

Вычисляем суммы удерживающих и сдвигающих сил по всей линии скольжения (см. таблицу 3.2)

Таблица 3.2 Пример расчета сил по линии скольжения

№ блока (J)	Площадь блока J,(S_J), м^2	Угол наклона (β_J), град.	Сила тяжести в блоке P_J, кН	Нормальная сила (N_J), кН	Касательная сила(T_J), кН	Сила трения ($F_J^{\text{тр}}$), кН	Сцепление в блоке J (K_J), кПа	Длина основания блока(L_J), м	Сила сцепления ($F_J^{\text{сц}}$), кН
1	45	63	1192,5	541,4	1062,5	370,7	4,2	7,0	29,2
2	162	57	4293,0	2338,1	3600,4	1601,0	58,9	15,0	883,8
3	265	51	7022,5	4419,4	5457,5	3026,0	58,9	15,0	883,8
4	439	43	11633,5	8508,2	7934,0	5825,7	81,7	17,0	1388,4
5	427	36	11315,5	9154,4	6651,1	6268,2	81,7	15,0	1225,1
6	354	29	9381,0	8204,8	4548,0	5617,9	81,7	14,0	1143,4
7	141	23	3736,5	3439,5	1460,0	2355,1	81,7	13,0	1061,7
$\sum$сил					30713,5	25064,6			6615,4

Вычисляем значение коэффициента запаса устойчивости.

$$\eta_{\text{р}} = \frac{\sum F_j^{\text{тр}} + \sum F_j^{\text{сц}}}{\sum T_j} = \frac{25064{,}6 + 6615{,}4}{30713{,}5} = \frac{31680{,}0}{30713{,}5} = 1{,}03$$

ВЫВОД:

Так как, в данном случае, рассчитанный коэффициент запаса устойчивости больше единицы, можно утверждать, что борт устойчив.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - Л: ВНИМИ, 1972, -166 с.
2. С. В. Исаков, О. В. Мусихина, Р. С. Ганиев. Методические указания по определению оптимальных параметров конструкции нерабочего борта карьера. г. Екатеринбург: Издательство УГГУ, 2014 г.–27 с.
3. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости (утв. Госгортехнадзором СССР 21.07.1970).
4. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. - М: Недра, 1975, -279 с.
5. Черчинцева Т.С. Методические указания к выполнению самостоятельных работ по дисциплине «Основы геомеханики» для студентов специальности 090500. – Магнитогорск: МГТУ, 2004,-43с.
6. Шелест А.Т., Беляев В.Л. Геомеханика: учебное пособие. – Екатеринбург: УГГГА, 2001,-186 с.
7. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ. - М.: МГТУ, 2003 г.
9. Обоснование параметров устойчивых откосов борта карьера и его уступов /Методические указания/ - Магнитогорск МГТУ, 2003, -12с.
10. Фисенко Г.Л. Руководство по определению оптимальных углов наклона бортов карьеров и откосов отвалов Л. -1962.
11. Зотеев О. В., Осинцев В.А. Геомеханика. Учеб. пособие. -Екатеринбург: УГГГА, 1997.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1 – Исходные данные для самостоятельных занятий

В ходе инженерно-геологического районирования борта проектируемого карьера установлено, что породный массив сложен тремя типами горных пород (рис. П1), которые располагаются горизонтальными слоями выдержанной мощности (m_1, m_2 и m_3).Таким образом, погашенный борт карьера включает в себя три участка (таблица П1). В пределах каждого участка породный массив считается изотропным[1].



Рис.П1 Схема инженерно-геологического районирования борта карьера

Так как точность определения прочностных характеристик в реальных условиях ограничена высокой изменчивостью горных пород, то в геомеханических расчетах производят переход от исходных прочностных характеристик к расчетным.

Расчетные значения физико-механических свойств пород для каждого из участков борта приведены в таблице П1.

[1]**Изотропная среда** — такая область пространства (в данном случае, массива горных пород), физические свойства которой не зависят от направления.

Таблица П1 Физико-механические свойства пород по вариантам

варианты с 1 по 10-й

Параметр	Вариант									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Параметры нерабочего борта карьера										
Высота H, м										
Угол откоса $\varphi_б^к$., град.										
Коэффициент запаса устойчивости η										
Тип пород и их расчетные характеристики										
1. Покрывающие породы										
– мощность слоя пород m_1, м										
– удельный вес ψ_1, кН										
– расчетный коэффициент сцепления пород k_1, кПа										
– расчетный угол внутреннего трения ρ_1, град.										
2. Выветрелые скальные породы										
– мощность слоя пород m_1, м										
– удельный вес ψ_2, кН										
– расчетный коэффициент сцепления пород k_2, кПа										
– расчетный угол внутреннего трения ρ_2, град.										
3. Свежие скальные породы										
– мощность слоя пород m_1, м										
– удельный вес ψ_2, кН										
– расчетный коэффициент сцепления пород k_2, кПа										
– расчетный угол внутреннего трения ρ_2, град.										

Продолжение 1таблицы П1

варианты с 11 по 20-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Параметры нерабочего борта карьера										
ВысотаH, м										
Угол откоса $\varphi_б^к$., град.										
Коэффициент запаса устойчивости η										
Тип пород и их расчетные характеристики										
1. Покрывающие породы										
– мощность слоя пород m_1, м										
– удельный вес ψ_1, кН										
– расчетный коэффициент сцепления пород k_1, кПа										
– расчетный угол внутреннего трения ρ_1, град.										
2. Выветрелые скальные породы										
– мощность слоя пород m_1, м										
– удельный вес ψ_2, кН										
– расчетный коэффициент сцепления пород k_2, кПа										
– расчетный угол внутреннего трения ρ_2, град.										
3. Свежие скальные породы										
– мощность слоя пород m_1, м										
– удельный вес ψ_2, кН										
– расчетный коэффициент сцепления пород k_2, кПа										
– расчетный угол внутреннего трения ρ_2, град.										

Окончание таблицы П1

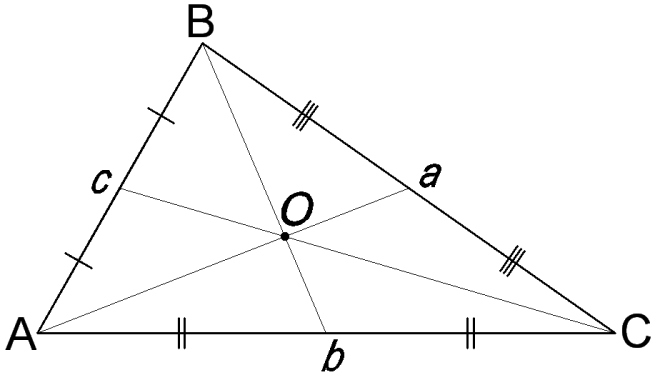
варианты с 21 по 30-й

Тип пород и их свойства	Вариант									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Параметры нерабочего борта карьера										
ВысотаH, м										
Угол откоса $\varphi_{б}^{к}$., град.										
Коэффициент запаса устойчивости η										
Тип пород и их расчетные характеристики										
1. Покрывающие породы										
– мощность слоя пород m_1, м										
– удельный вес ψ_1, кН										
– расчетный коэффициент сцепления пород k_1, кПа										
– расчетный угол внутреннего трения ρ_1, град.										
2. Выветрелые скальные породы										
– мощность слоя пород m_1, м										
– удельный вес ψ_2, кН										
– расчетный коэффициент сцепления пород k_2, кПа										
– расчетный угол внутреннего трения ρ_2, град.										
3. Свежие скальные породы										
– мощность слоя пород m_1, м										
– удельный вес ψ_2, кН										
– расчетный коэффициент сцепления пород k_2, кПа										
– расчетный угол внутреннего трения ρ_2, град.										

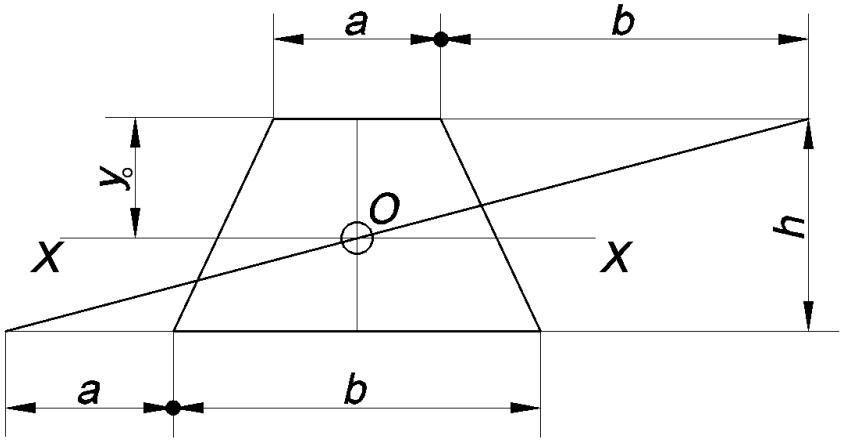
Для реальных инженерных расчетов исходные данные принимаются по результатам испытаний проб в процессе геологоразведочных работ, либо по справочным данным (Приложение 1).

ПРИЛОЖЕНИЕ 2 –ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЦЕНТРА ТЯЖЕСТИ

Центр тяжести треугольника



Центр тяжести трапеции



$$y_0 = \frac{h}{3} \cdot \frac{2b + a}{a + b}$$

Учебное издание

Сергей Владимирович Исаков
Александр Львович Костин
Ярослав Владимирович Лушников

ПРОВЕРКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Учебно-методическое пособие
по выполнению лабораторных работ по дисциплине
«Геомеханика»
для студентов специальности
130400.65 – «Горное дело»
специализации «Открытые горные работы»

Редактор *С. Ф. Правдин*
Корректура, компьютерная верстка *С. Н. Важениной*

Подписано в печать
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. _____. Тираж 150. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-
методическому комплексу

_____С.А.Упоров

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Багазеев В.К. д.т.н., профессор

Одобрена на заседании кафедры	Рассмотрена методической горно-технологического факультета (ГТФ)
Разработки месторождений открытым способом	
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав. кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Лель Ю.И.	Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 337 от 19.04.2019	Протокол № 7 от 19.04.19
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»..... 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ..... 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»..... 5

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ» 6

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ» 6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ Б1.В.09.02 «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Тема 1: Основные положения гидромеханизации открытых разработок

1. Процессы гидромеханизации при производстве открытых горных работ, при разработке россыпных месторождений, при добыче строительных материалов.
2. Физико-механические свойства пород, обуславливающие эффективность гидромеханизации: плотность, пористость, естественная влажность, пластичность глинистой составляющей пород, удельное сцепление, угол внутреннего трения, коэффициент разрыхления, абразивность.
3. Гранулометрический состав песчано-гравийной смеси, способы его отражения. Неоднородность гранулометрического состава. Модуль крупности песчаной составляющей ПГС.
4. Принципиальная схема гидромониторной разработки, состав основного оборудования.
5. Принципиальная схема земснарядной разработки, основные части землесосного снаряда.

Тема 2: Теория и основные процессы гидромониторной разработки месторождений полезных ископаемых (МПИ) открытым способом

6. Гидромониторы.
7. Расчёт необходимого количества рабочих гидромониторов.

8. Структура и параметры гидромониторной струи.
9. Параметры забоя при гидромониторном размыве. Определение среднего удельного расхода воды для размыва.
10. Классификация схем водоснабжения гидравлических установок. Расчёт необходимого количества напорной воды.
11. Деривационное водоснабжение гидравлических установок. Основные ГТС при деривационном водоснабжении.
12. Насосное водоснабжение гидравлических установок. Основное оборудование насосного водоснабжения.
13. Трубы, арматура и фасонные части водоводов.
14. Рабочие характеристики насосов и водоводов при напорном водоснабжении.
15. Перемещение твёрдых частиц потоком воды - гидротранспорт породы. Режим транспортирования твёрдых частиц породы.
16. Характеристика пульпы. Критическая скорость транспортирования пульпы.
17. Порядок расчёта напорного гидротранспорта пульпы.
18. Выбор типа грунтового насоса. Определение необходимого расхода и напора пульпы.
19. Технология гидроотвалообразования. Классы ответственности гидроотвалов как ГТС.
20. Строение гидроотвала. Расчёт вместимости гидроотвала.
21. Водоснабжение сооружения на гидроотвале.
22. Расчёт осаждения минеральных частиц в прудке-отстойнике гидроотвала.
23. Сущность и классификация способов вскрытия при гидромониторной разработке. Системы гидромониторной разработки.
24. Система гидромониторной разработки встречным забоем: схема, условия применения, характеристика.
25. Системы гидромониторной разработки попутным забоем: схемы, условия применения, характеристика.

Тема 3: Теория и основные процессы разработки МПИ землесосными снарядамиц

26. Основные технологические параметры землесосного снаряда: подача, напор, глубина черпания, класс Речного Регистра, типы грунтозаборного устройства. Геометрические размеры корпуса земснаряда.
27. Типы грунтовых насосов земснарядов. Основные рабочие параметры, их взаимозависимость. Сущность кавитации при перекачивании гидросмесей.
28. Виды механических и гидравлических рыхлителей при грунтозаборе землесосными снарядами.
29. Оборудование перемещения земснаряда.
30. Пульповоды и водоводы земснаряда.
31. Технология выемки грунта в забое земснаряда с механическим рыхлителем.
32. Склады и штабели ПГС при земснарядной разработке: способы намыва, карты намыва, водосбросные сооружения.

Тема 4-5: Вскрытие и системы гидромеханизированной разработки МПИ. Основные процессы разработки МПИ дражным способом.

33. Классификация и основные части драги. Забой драги.
34. Характеристика основных узлов и оборудования драги: понтон, черпаки и черпаковая рама.
35. Оборудование обогащения песков на драге: барабанный дезинтегратор, шлюзы, отсадочные.

36. Транспортно-отвальное оборудование драги. Маневрирование драги в забое.
37. Размещение эфельного отвала в дражном разрезе. Подэфеливание. Условия нормальной работы (без подэфеливания).
38. Расчёт производительности драги.
39. Расчёт длины черпаковой драги по условию полноты выемки песков.
40. Вскрытие и системы дражной разработки россыпных месторождений.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1	Ялтанец, И.М. Гидромеханизированные и подводные горные работы. Кн. 1. - Разработка пород гидромониторами и землесосными снарядами: учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горные работы" направления подготовки "Горное дело". - М.: МГГУ, 2006. - 546 с.	21
2	Багазеев В. К., Валиев Н. Г. Гидромеханизация: Разработка песчано-гравийных месторождений землесосными снарядами: Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2006. - 152 с.	30
3	Нурок Г. А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. - М.: Недра, 1985. - 472 с.	22
4	Лешков В. Г. Современная техника и технология дражных работ. - М.: Недра, 1971. -288 с.	24

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
5	Ялтанец, И.М. Справочник по гидромеханизации. -М.:Изд. «Горная книга», 2008. – 673с.	3
6	Бессонов Е. А. Технология и механизация гидромеханизированных Справочное пособие для инженеров и техников. - М.: Центр, 1999. – 544 с.	2
7	Лезгинцев Г. М. Гидромеханизация разработки россыпей и методы расчетов. - М.: Наука, 1968. - 220 с. _	44

3.3 Нормативные правовые акты

1. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111-03). Книга 2 [Текст]
   - Москва НПО ОБТ, 2003
2. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (06-329-99), утверждена постановлением Госгортехнадзора России от 24.11.99, №86.
3. Методические указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче / Роскомдрагмет, Иргоредмет; утв. 21.12.1993.-Иркутск, 1994,-266 с.

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

1. Российская государственная библиотека www.rsl.ru. Leninka.ru
2. Федеральный портал «Российское образование» www.katalog.ru

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ»

Тема 1: Основные положения гидромеханизации открытых разработок (ОГР)

Процессы гидромеханизации при производстве открытых горных работ, при разработке россыпных месторождений, при добыче строительных материалов.

Физико-механические свойства пород, обуславливающие эффективность гидромеханизации: плотность, пористость, естественная влажность, пластичность глинистой составляющей пород, удельное сцепление, угол внутреннего трения, коэффициент разрыхления, абразивность.

Гранулометрический состав песчано-гравийной смеси, способы его отражения. Неоднородность гранулометрического состава. Модуль крупности песчаной составляющей ПГС.

Принципиальная схема гидромониторной разработки, состав основного оборудования.

Принципиальная схема земснарядной разработки, основные части землесосного снаряда.

Тема 2: Теория и основные процессы гидромониторной разработки месторождений полезных ископаемых

Гидромониторы.

Расчёт необходимого количества рабочих гидромониторов.

Структура и параметры гидромониторной струи.

Параметры забоя при гидромониторном размыве. Определение среднего удельного расхода воды для размыва.

Классификация схем водоснабжения гидравлических установок. Расчёт необходимого количества напорной воды.

Деривационное водоснабжение гидравлических установок. Основные ГТС при деривационном водоснабжении.

Насосное водоснабжение гидравлических установок. Основное оборудование насосного водоснабжения. Трубы, арматура и фасонные части водоводов. ,

Рабочие характеристики насосов и водоводов при напорном водоснабжении, j. Перемещение твёрдых частиц потоком воды - гидротранспорт породы. Режим транспортирования твёрдых частиц породы.

Характеристика пульпы. Критическая скорость транспортирования пульпы.

Порядок расчёта напорного гидротранспорта пульпы.

Выбор типа грунтового насоса. Определение необходимого расхода и напора воды.

Технология гидрообразования. Классы ответственности гидроотвалов как ГТС.

Строение гидроотвала. Расчёт вместимости гидроотвала.

Водосбросные сооружения на гидроотвале.

Расчёт осаждения минеральных частиц в прудке-отстойнике гидроотвала.

Тема 3: Теория и основные процессы разработки МПИ землесосными снарядами

Основные технологические параметры землесосного снаряда: подача, напор, глубина разработки, класс Речного Регистра, типы грунтозаборного устройства. Геометрические размеры корпуса земснаряда.

Типы грунтовых насосов земснарядов. Основные рабочие параметры, их взаимозависимость. Сущность кавитации при перекачивании гидросмесей.

Виды механических и гидравлических рыхлителей при грунтозаборе землесосными снарядами. Оборудование перемещения земснаряда.

Пульповоды и водоводы земснаряда.

Технология выемки грунта в забое земснаряда с механическим рыхлителем.

Склады и штабели ПГС при земснарядной разработке: способы намыва карты намыва, водосбросные сооружения.

Тема 4: Вскрытие и системы гидромеханизированной разработки МПИ

Сущность и классификация спосооов вскрытия при гидромониторной разработке. Системы гидромониторной разработки.

Система гидромониторной разработки встречным забоем: схема, условия применения, характеристика.

Системы гидромониторной разработки попутным забоем: схемы, условия применения, характеристика.

Тема 5: Основные процессы разработки МПИ дражным способом

Классификация и основные части драги. Забой драги.

Характеристика основных узлов и оборудования драги: понтон, черпаки и черпаковая рама.

Оборудование обогащения песков на драге: барабанный дезинтегратор, шлюзы, отсадочные.

Транспортно-отвальное оборудование драги. Маневрирование драги в забое.

Размещение эфельного отвала в дражном разрезе. Подэфеливание. Условия нормальной работы (без подэфеливания)

Расчёт производительности драги.

Расчёт длины черпаковой рамы драги по условию полноты выемки песков.

Вскрытие и системы дражной разработки россыпных месторождений.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-
методическому комплексу

_____С.А.Упоров

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.В.09.03 МОДЕЛИРОВАНИЕ ОБЪЕКТОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исаков С.В., к.т.н.; Стариков А.Д., к.т.н., доцент;

Одобрена на заседании кафедры	Рассмотрена методической горно-технологического факультета (ГТФ)
Разработки месторождений открытым способом	
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав. кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Лель Ю.И.	Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 337 от 19.04.2019	Протокол № 7 от 19.04.19
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3
ХОД ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ 3
1. Сбор случайных данных 3
2. Первичная обработка одномерной информации 4
3. Построение гистограммы распределения 5
4. Определение эмпирических моментов 7
5. Проверка правильности статистической гипотезы о соответствии распределения случайной величины нормальному закону 10
ПРИЛОЖЕНИЯ 15

ВВЕДЕНИЕ

Цель выполнения работы

Освоение методов сбора и обработки случайных данных.

Краткая теория

Проблема статической обработки информации многогранна. Задачи, связанные с ней, имеются и в области управления технологическими процессами, и в области управления производством в целом, они актуальны также в экономике, социологии при проведении научно-экспериментальных исследований и т.д.

Сама обработка информации необходима для того, чтобы иметь возможность управлять ходом процессов и явлений. На управляемые процессы воздействует бесчисленное множество случайных факторов, которые невозможно учесть, поэтому обработка информации должна иметь статистический характер. Задачей этой статистической обработки является выявление тенденций в развитии тех или иных процессов и явлений и повышении достоверности получаемых сведений.

Задача статистической обработки информации является весьма сложной, многоплановой и требующей больших временных и материальных затрат. Поэтому важна обоснованность требований, предъявляемых к качеству статистической обработки информации-достоверности и оперативности.

ХОД ВЫПОЛНЕНИЯ РАБОТЫ

1. Сбор случайных данных

Случайные величины - величины, способные принимать в результате опыта то или иное неизвестное заранее значение.

С вероятностной точки зрения случайная величина полностью описана в том случае, если для каждого конкретного значения *(x)*, случайной величины (*X)* указана вероятность его появления *(p)*.

Различают два типа случайных величин:

- непрерывная величина может быть описана только функцией распределения вероятностей

- дискретная величина - таблицей, связывающей конкретное значение случайной величины с вероятностью появления этого значения. Графически дискретная величина наиболее часто изображается с помощью полигона частот или гистограммы.

Сбор случайных данных осуществить в зависимости от указаний преподавателя одним из двух способов:

а) Получить заранее подготовленные исходные данные в соответствии с вариантом;

б) Выбрать явление, характеризующееся случайной величиной предположительно подчиняющееся нормальному закону распределения (например, антропологические данные – рост, вес и т.п.). Согласовать свой выбор с преподавателем. Провести не менее 20 опытов (измерений), результаты записать в виде таблицы.

2. Первичная обработка одномерной информации

2.1. Построить график реализации случайной величины x (рис.1)

2.2. По графику определяют максимальное и минимальное значение случайной величины x_{min} и x_{max}.

2.3. Вычислить разброс ряда по формуле:

$$R = x_{max} - x_{min}$$

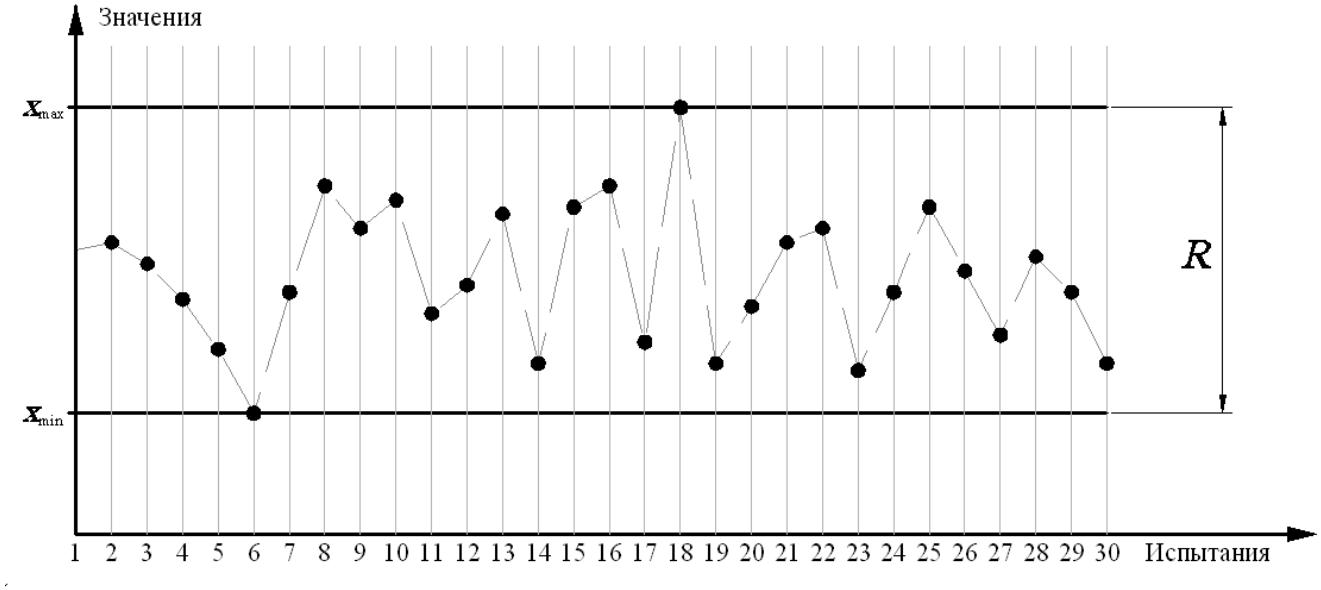


Рис.1. Пример графика реализации случайной величины

3. Построение гистограммы распределения

Гистограммой называется полигон частот для случайных величин, сгруппированных по интервалам возможных значений

3.1. Определить количество интервалов:

Величины интервалов определяются эмпирическими правилами:

- в каждый интервал должно попасть не менее 5 наблюдений,
- общее количество интервалов должно быть не менее 5-7.

Ориентировочное значение числа интервалов может быть определено по формуле Г.А. Стерджесса:

$$n = 1 + 3.322 * lg\,(N) \qquad (3.1)$$

где N - количество измерений (объем выборки).

Полученное значение округляется до ближайшего целого числа и проверяется на вхождение в пределы от 5 до 7 (рис.2).

3.2. Вычислить размер интервала:

$$h = R / n \qquad (3.2)$$

3.3. Определить границы интервалов и вписать соответствующие значения в табл.1. столбец I.

3.4. Определить значения середин интервалов и вписать в табл.1. столбец II.

3.5. На график реализации случайной величины нанести горизонтали соответствующие границам интервалов (рис.2.). Частоту попадания случайной величины в каждый интервал ($x_э$) подсчитать и зафиксировать в табл.1. столбец III. Пример заполнения табл. 1. приведен в табл.2.

3.6. По данным столбца III, табл.1. построить гистограмму распределения случайной величины (рис.3.).

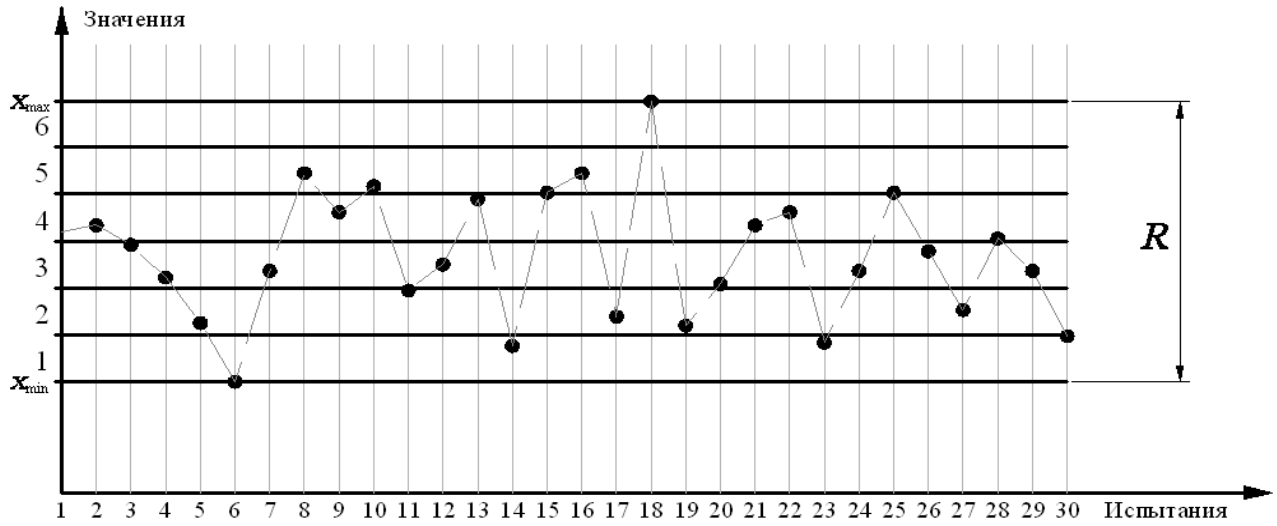


Рис.2. Пример графика реализации случайной величины
с нанесенными границами интервалов (n’ = 6)

Пример 1:

В результате серии из 5 опытов получен следующий ряд реализации случайной величины:

1;2;3;4;5

В этом случае:

Xmin=1

Xmax=5

R= $x_{max} – x_{min}$ = 5 – 1 = 4

n’ = 1+3,322 · lg 5 = 3,000043 ≈ 3

h = 4/3 = 1,333(3) ≈ 1,34

Таким образом, получаем три интервала:*

[1.00;2.34) или (-∞; 2.34)

[2.34;3.68)

[3.68;5.02) или [3.68; +∞)

Середины интервалов:

1 интервал – (1.00+2.34)/2 = 1.67

2 – (2.34+3.68)/2 = 3.01

3 – (3.68+5.02)/2 = 4.35

* [- число входит в интервал;
) - число не входит в интервал.

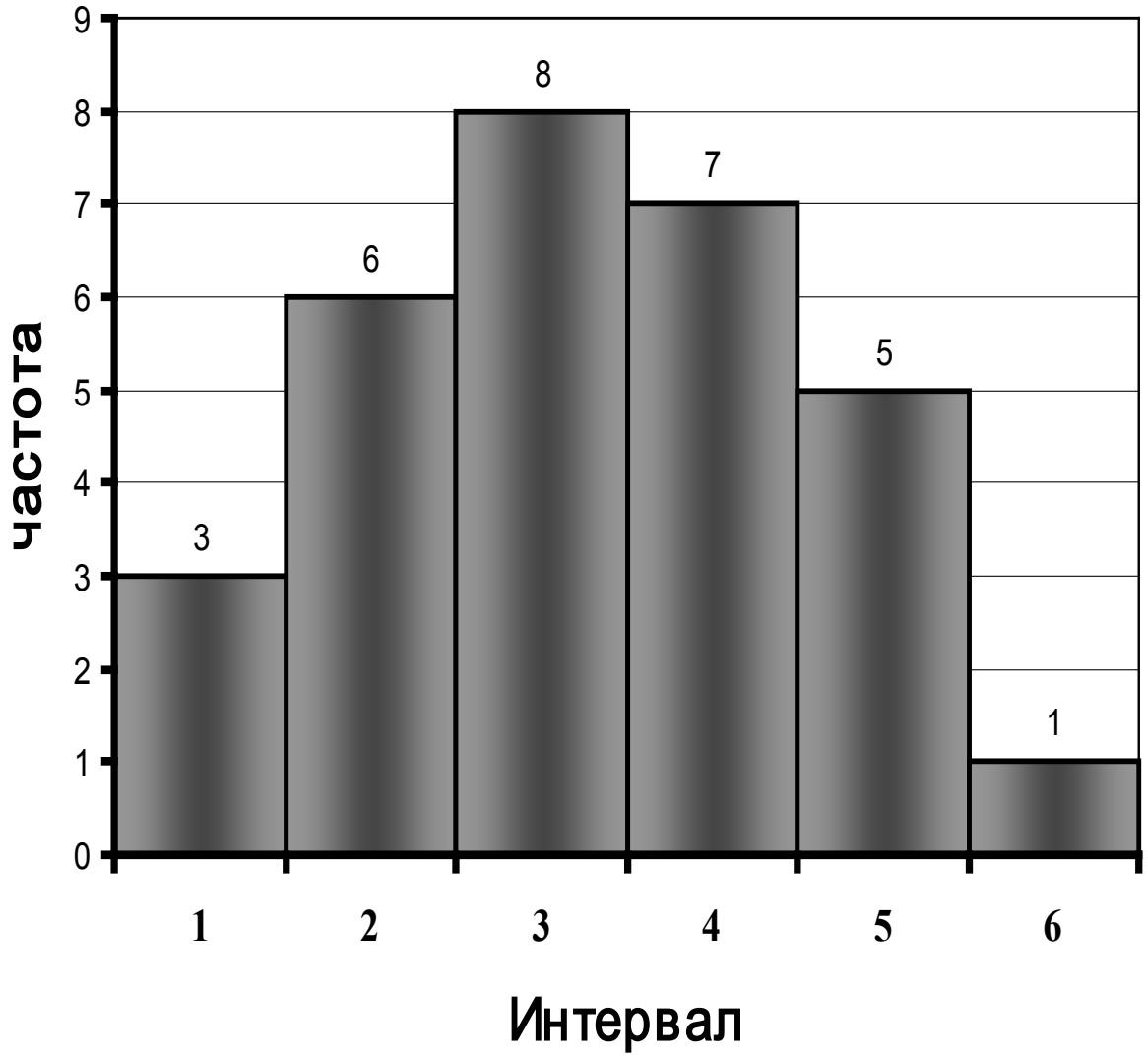


Рис.3. Гистограмма распределения случайной величины

4. Определение эмпирических моментов

Эмпирическим моментом *k*-го порядка называется математическое ожидание *k*-х степеней разностей случайной величины и какой-либо константы:

$$\mu_k = M\left[(x_i - c)^k\right] \qquad (4.1)$$

Если константа с совпадает с началом отсчета значений случайной величины, то момент распределения называют начальным, если константа с равна математическому ожиданию случайной величины, то такой момент называется центральным. В

случае условного выбора значения константы говорят об условном моменте распределения.

4.1. Математическим ожиданием случайной величины называется сумма произведений всех значений случайной величины на их вероятности. Математической ожидание является начальным моментом первого порядка:

$$M(x) = \mu_1 = M\left[(x_i - 0)^1\right] = \Sigma x_i \cdot p(x_i) \approx \frac{\Sigma x_i}{N} \qquad (4.2)$$

4.2. Центральный момент второго порядка является дисперсией. Под дисперсией случайной величины понимается математическое ожидание квадрата разности между случайной величиной и ее математическим ожиданием:

$$D(x) = \mu_2 = M\left[(x_i - M(x))^2\right] \approx \frac{\Sigma(x_i - M(x))^2}{N} \qquad (4.3)$$

4.3. Для практических целей также широко используются среднеквадратическое (стандартное) отклонение σ:

$$\sigma = \sqrt{D(x)} \qquad (4.4)$$

4.4. Асимметрия характеризует меру скошенности кривой плотности распределения относительно от ее максимума (моды*)

- Если асимметрия равна нулю, то кривая плотности распределения симметрична относительно своего максимума.
- Положительная асимметрия говорит о том, что распределение случайной величины характеризуются повышенной частотой появления значений больших, чем значение, соответствующее наиболее вероятному (максимуму кривой плотности распределения вероятностей).
- Отрицательная асимметрия, напротив, свидетельствует о большем количестве отрицательных отклонений.

---

* ***Мода*** - наиболее вероятное значение случайной величины. В тех случаях, когда кривая плотности распределения, построенная по результатам проведенных измерений, имеет несколько локальных максимумов, то говорят о полимодальном распределении случайной величины. Это может быть обусловлено как неверно выбранным интервалом группирования при построении гистограммы или малым количеством измерений, не отражающим генеральную совокупность, так и грубыми ошибками измерений или регистрацией в одной выборке значений, обусловленных различными факторами.

Ассиметрия – центральный момент третьего порядка:

$$A(x) = \mu_3 = M\left[\left(x_i - M(x)\right)^3\right] \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^3}{N} \qquad (4.5)$$

4.5. Эксцесс используется для характеристики островершинности кривой плотности распределения. Эксцесс – центральный момент четвертого порядка:

$$Э(x) = \mu_4 = M\left[\left(x_i - M(x)\right)^4\right] \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^4}{N} \qquad (4.6)$$

Пример 2:

*Для упрощения процесса вычислений эмпирических моментов удобно воспользоваться таблицей (см. табл.3.). В этом случае значения в столбцах начиная с III определяется путем умножения предыдущего столбца на столбец II (III = II * II, IV = III * II, V = IV * II).*

При проведении вычислений можно воспользоваться электронными таблицами. Пример организации вычислений в среде MS Excel приведен на рис.4.

Полученные таким образом значения сумм Σx, $\Sigma(x-xср)^2$, $\Sigma(x-xср)^3$ и $\Sigma(x-xср)^4$ подставляются в соответствующие формулы для определения эмпирических моментов.

В данном случае:

$$M(x) = \mu_1 \approx \frac{\Sigma x_i}{N} = \frac{15}{5} = 3$$

$$D(x) = \mu_2 \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^2}{N} = \frac{10}{5} = 2$$

$$\sigma = \sqrt{D(x)} = \sqrt{2} \approx 1{,}41$$

$$A(x) = \mu_3 \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^3}{N} = \frac{0}{5} = 0$$

То что A = 0, означает, что кривая плотности распределения симметрична относительно своего максимума.

$$Э(x) = \mu_4 \approx \frac{\Sigma\left(x_i - M(x)\right)^4}{N} = \frac{34}{5} = 6{,}8$$

Таблица 3.

Результаты вычисления эмпирических моментов

Измерение	x	(x-M(x))	$(x- M(x))^2$	$(x- M(x))^3$	$(x- M(x))^4$
	I	II	III	IV	V
1.	1	-2	4	-8	16
2.	2	-1	1	-1	1
3.	3	0	0	0	0
4.	4	1	1	1	1
5.	5	2	4	8	16
∑	15	0	10	0	34
∑ / N	3	0	2	0	6,8

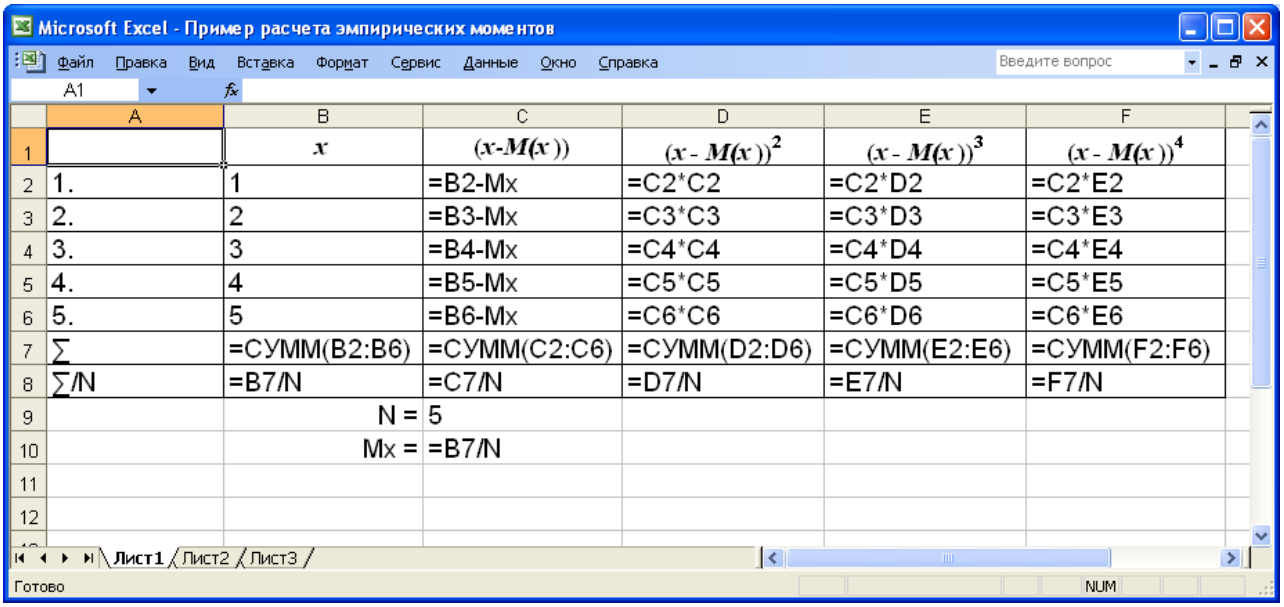


Рис. 4. Пример расчета данных для определения эмпирических моментов с использованием среды MS Excel

5. Проверка правильности статистической гипотезы о соответствии распределения случайной величины нормальному закону

Закон распределения - любое соотношение, устанавливающее связь между значением случайной величины и вероятностью ее появления.

Нормальным называется распределение вероятностей непрерывной случайной величины, которое описывается плотностью вероятности:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(x-a)^2}{2\sigma^2}} \qquad (5.1)$$

где a – математическое ожидание случайной величины.

Нормальный закон распределения также называется законом Гаусса.

График плотности нормального распределения называется нормальной кривой или кривой Гаусса (рис.5.).

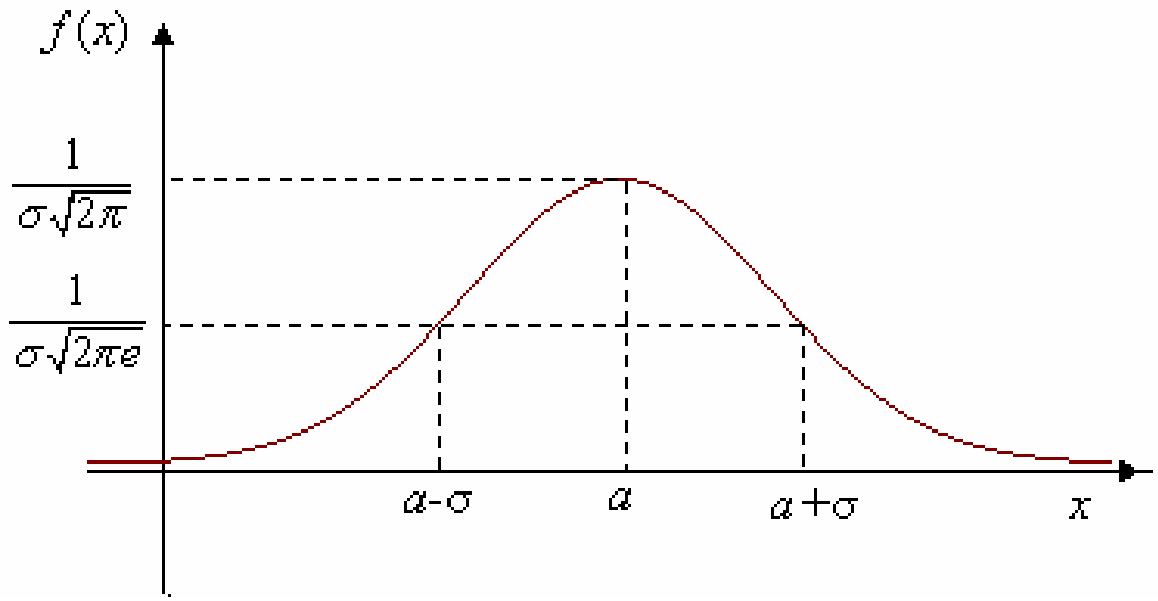


Рис. 5. Кривая нормального распределения

Часто необходимо знать закон распределения генеральной совокупности. Если он неизвестен, но есть основания предположить, что он имеет определенный вид (назовем его «З»), выдвигают гипотезу: генеральная совокупность распределена по закону «З». Таким образом, в этой гипотезе речь вдет о виде предполагаемого распределения.

Статистической называют гипотезу о виде неизвестного распределения или о параметрах известных распределений.

В качестве количественной оценки согласия выбранного теоретического закона распределения с полученной кривой обычно используется критерий А.Н. Колмогорова.

5.1. На основании формы гистограммы распределения случайной величины принимается или отвергается статистическая гипотеза

о соответствии распределения случайной величины нормальному закону. Для этого:

- производится визуальное сравнение формы полученной гистограммы с формой кривой нормального распределения (рис.5.).
- если форма гистограммы близка к форме нормального распределения, делается вывод о принятии статистической гипотезы, в противном случае гипотеза отвергается.



В учебных расчетах проверка гипотезы должна быть продолжена независимо от результатов полученных при выполнении пунктов 5.1. и 5.2., а в описании хода работы после этих пунктов должны быть сделаны соответствующие выводы.

5.2. Вычисляются относительные значения ассиметрии (*А'*) и эксцесса (*Э'*):

$$A' = \frac{A}{\sigma^3}, \quad Э' = \frac{Э}{\sigma^4} - 3. \qquad (5.2)$$

Если значения *А'* и *Э'* близки к нулю, делается вывод о принятии статистической гипотезы, в противном случае гипотеза отвергается.

5.3. Производится проверка статистической гипотезы с использованием критерия А.Н. Колмогорова.

В столбец IV табл.1. заносятся значения параметра *t*, рассчитанные для каждого интервала по формуле:

$$t = \frac{c - A}{\sigma}, \qquad (5.3)$$

где *c* – середина интервала.

Используя функцию Лапласа (5.4), вычисляются теоретические значения функции распределения для каждого интервала и фиксируются в табл.1. столбец V:

$$F(t) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{t^2}{2}} \qquad (5.4)$$

где *e* – основание натурального логарифма, *e* ≈ 2,718;

π - число «пи», $\pi \approx 3{,}14$.

Рассчитываются значения теоретических частот попадания случайной величины в интервал (x_m):

$$x_m = F(t) \cdot N \qquad (5.5)$$

Полученные значения округляются до меньшего целого и фиксируются в столбце VI табл.1.

Вычисляются накопленные эмпирические (полученные в результате опыта) и теоретические частоты (столбцы VII, VIII табл.1).

В столбце IX табл.1. приводятся разности накопленных теоретических и эмпирических частот.

Вычисляется величина λ:

$$\lambda = \frac{D}{\sqrt{N}}, \qquad (5.6)$$

где $D = \max\left|x_э - x_m\right|$ - максимум модуля разности между эмпирической и теоретической накопленными частотами (максимальное из значений столбца IX, табл. 1).

Вычисляется критерий Колмогорова:

$$P(\lambda) = 1 - \sum_{k=-\infty}^{\infty} (-1)^k e^{-k^2\lambda^2} \qquad (5.7)$$

Значения функции P(λ) приведены в табл. 4.

Таблица 4.

λ	**P(λ)**	**λ**	**P(λ)**	**λ**	**P(λ)**	**λ**	**P(λ)**
0,37	1,000	0,47	0,980	0,57	0,901	1,30	0,068
0,38	0,999	0,48	0,975	0,58	0,890	1,40	0,040
0,39	0,998	0,49	0,970	0,59	0,877	1,50	0,022
0,40	0,997	0,50	0,964	0,60	0,864	1,60	0,012
0,41	0,996	0,51	0,957	0,70	0,711	1,70	0,006
0,42	0,995	0,52	0,950	0,80	0,544	1,80	0,003
0,43	0,993	0,53	0,941	0,90	0,393	1,90	0,001
0,44	0,990	0,54	0,933	1,00	0,270	2,00	0,001
0,45	0,987	0,55	0,923	1,10	0,178	2,10	0,000
0,46	0,984	0,56	0,912	1,20	0,120		

Если полученное значение критерия Колмогорова больше чем 0.5, то делается вывод о правильности статистической гипотезы – распределение случайной величины соответствует нормальному закону.

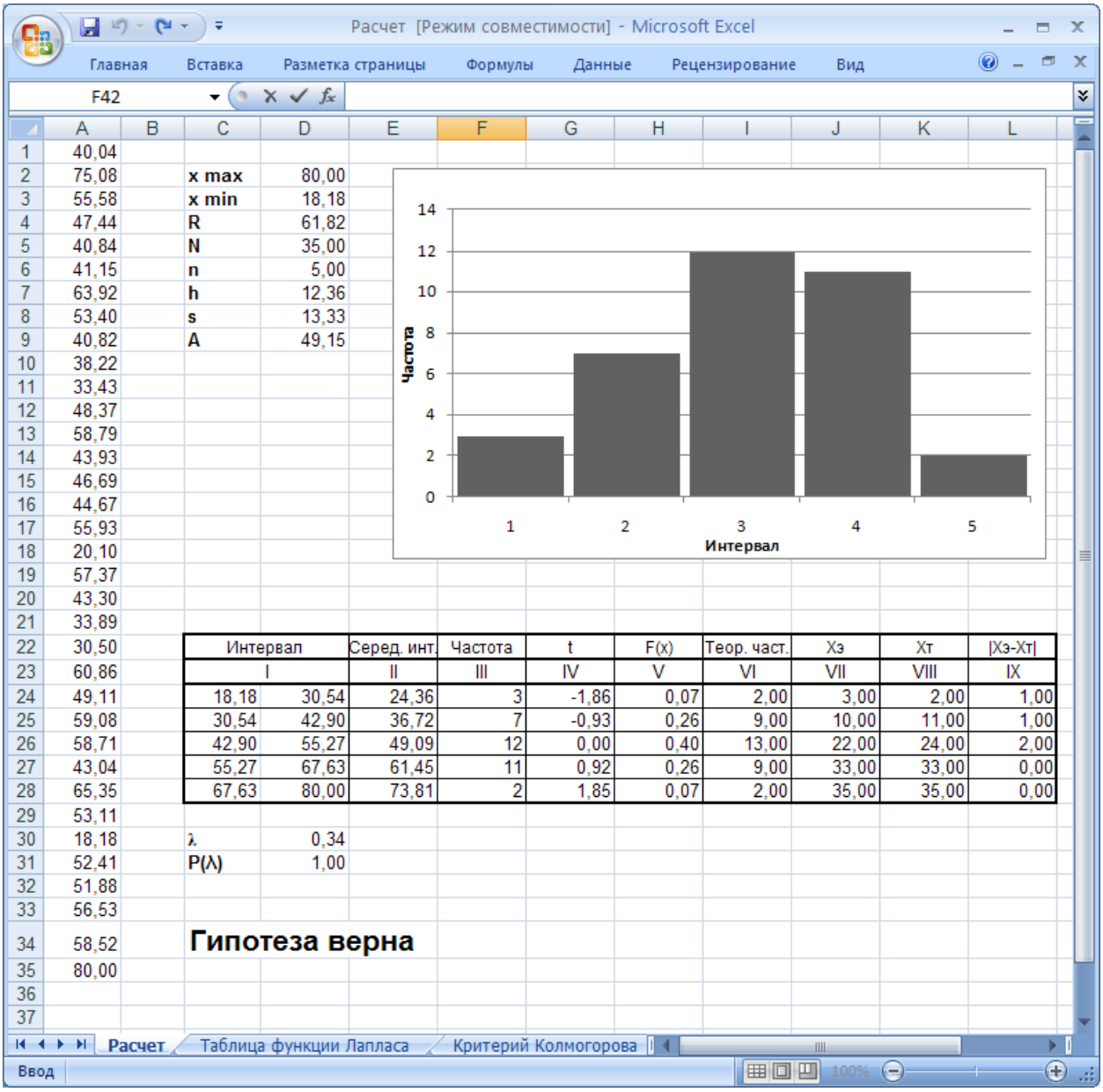
Если значение $P(\lambda)$ меньше 0,5 – гипотеза ошибочна. В этом случае в качестве гипотезы принимается предположение о соответствии распределение случайной величины другому закону распределения и проводится процедура проверки соответствующая этому закону.

	В учебных расчетах при не подтверждении гипотезы работа прекращается, в отчете по расчетно-графической работе делается соответствующий вывод.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

Пример проверки статистической
гипотезы с использованием среды MS Excel



	A	C	D
1	40,04		
2	75,08	**x max**	80,00
3	55,58	**x min**	18,18
4	47,44	**R**	61,82
5	40,84	**N**	35,00
6	41,15	**n**	5,00
7	63,92	**h**	12,36
8	53,40	**s**	13,33
9	40,82	**A**	49,15
10	38,22		
11	33,43		
12	48,37		
13	58,79		
14	43,93		
15	46,69		
16	44,67		
17	55,93		
18	20,10		
19	57,37		
20	43,30		
21	33,89		
22	30,50		
23	60,86		
24	49,11		
25	59,08		
26	58,71		
27	43,04		
28	65,35		
29	53,11		
30	18,18	**λ**	0,34
31	52,41	**P(λ)**	1,00
32	51,88		
33	56,53		
34	58,52	**Гипотеза верна**	
35	80,00		
36			
37			

Интервал		Серед. инт.	Частота	t	F(x)	Теор. част.	Xэ	Xт	|Xэ-Xт|
I		II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX
18,18	30,54	24,36	3	-1,86	0,07	2,00	3,00	2,00	1,00
30,54	42,90	36,72	7	-0,93	0,26	9,00	10,00	11,00	1,00
42,90	55,27	49,09	12	0,00	0,40	13,00	22,00	24,00	2,00
55,27	67,63	61,45	11	0,92	0,26	9,00	33,00	33,00	0,00
67,63	80,00	73,81	2	1,85	0,07	2,00	35,00	35,00	0,00

Приложение 2

Набор случайных величин для самостоятельных занятий

5	52	37	63	53	49	44	69	64	60	36	66	58	51	42	17	30	45	34	35
35	56	48	44	26	54	62	63	51	42	67	59	76	72	51	34	49	39	66	38
45	30	57	26	14	71	41	41	53	57	65	59	49	38	60	49	48	75	60	31
51	85	60	44	36	56	50	27	58	50	34	75	34	70	58	42	47	28	77	57
59	46	41	53	57	60	59	49	33	45	65	23	51	56	47	31	75	71	52	44
37	61	65	46	50	68	21	88	53	25	51	37	65	55	56	37	65	33	32	60
40	34	6	27	63	66	38	32	52	17	32	48	60	57	52	28	48	37	58	42
37	44	36	89	48	93	31	55	30	48	72	25	69	42	39	61	47	37	55	54
37	60	52	70	40	37	54	58	53	44	50	29	60	54	55	57	63	34	53	67
31	67	66	60	35	43	29	29	55	64	52	48	47	42	49	50	35	43	60	43
54	76	28	67	56	43	31	50	39	42	71	52	56	32	50	45	50	62	50	46
60	50	45	62	52	45	76	55	36	45	33	60	75	54	21	43	26	55	33	65
36	55	44	43	45	56	63	63	51	54	63	69	34	55	46	40	34	66	27	47
69	62	60	54	45	66	39	66	39	40	52	82	26	29	51	47	30	40	69	39
74	65	51	65	58	46	40	11	51	75	46	39	53	40	57	74	48	68	13	73
66	27	63	56	58	63	51	57	34	57	59	61	22	67	56	58	29	52	74	27
39	51	69	31	69	48	29	62	36	79	61	67	38	48	10	60	32	46	43	87
56	56	70	48	71	56	35	55	53	47	74	52	53	51	40	46	44	23	62	37
48	57	46	65	53	37	75	67	46	84	37	69	53	48	55	58	25	42	40	46
44	59	60	59	60	34	37	41	57	70	45	51	32	70	38	51	56	48	57	30
59	37	58	54	56	52	31	52	25	79	49	78	59	51	57	58	45	46	25	63
54	61	46	44	65	74	55	92	26	52	66	46	42	41	21	54	46	19	22	48
62	49	53	53	53	64	57	44	15	41	44	39	61	45	67	32	59	55	69	36
55	37	54	41	40	59	62	36	58	49	29	63	66	33	42	53	49	61	37	59
45	62	39	55	39	38	78	41	20	61	35	25	15	44	56	44	47	47	30	52
66	49	30	52	58	62	66	66	42	67	56	60	64	61	67	70	70	51	48	31
57	63	35	34	25	44	19	80	56	26	71	55	47	20	40	46	56	62	20	64
54	31	82	60	35	48	58	95	61	55	55	74	57	42	53	42	52	58	40	52
55	70	53	71	50	50	48	68	73	36	40	38	59	73	55	24	55	23	52	52
56	47	47	38	57	35	50	50	63	48	11	44	45	33	64	59	68	56	56	51
67	61	24	47	73	28	35	38	32	53	32	55	53	57	59	71	57	42	63	45
45	42	32	37	25	61	61	68	6	48	47	63	49	50	60	39	52	30	71	69
52	26	51	62	58	20	59	52	71	67	62	42	46	49	26	56	3	61	60	38
42	49	67	29	31	34	34	71	43	45	63	25	63	39	69	40	41	38	39	65
69	55	52	70	51	59	98	78	67	65	34	45	41	36	79	60	59	22	56	63
48	14	39	47	35	71	50	40	60	70	38	22	61	39	52	63	66	43	51	86
43	69	37	73	33	66	69	48	39	55	52	55	47	18	66	34	41	42	57	52
60	44	69	49	61	25	55	20	57	78	50	58	41	64	56	54	41	65	48	60
47	72	46	51	15	79	67	48	58	44	54	50	52	24	45	39	73	66	77	54
53	38	41	52	67	40	42	59	67	39	37	48	68	53	22	89	27	55	40	36
47	72	54	42	49	46	75	52	65	62	63	54	67	43	73	41	74	59	33	61
62	62	56	42	62	71	65	40	50	20	28	22	44	59	47	36	42	36	60	33
40	53	44	52	56	67	72	74	31	35	52	63	69	28	67	64	46	52	57	48
44	39	49	58	74	57	82	39	51	39	69	49	43	51	53	44	44	36	42	38
44	24	49	19	65	55	52	54	53	61	55	58	61	67	35	47	62	20	48	24
66	44	39	42	25	87	36	28	38	42	62	56	29	40	34	38	52	36	55	31
62	10	55	55	54	54	37	80	39	24	39	40	46	62	41	69	45	59	38	26
37	41	44	51	42	38	31	31	58	65	57	64	12	50	54	73	42	54	60	67
31	47	21	57	40	36	39	37	66	61	25	49	26	76	29	52	77	53	68	47
47	75	54	37	47	44	55	63	11	31	46	41	43	64	66	43	37	52	49	89
47	54	61	29	35	38	30	43	49	55	44	29	54	34	41	64	48	88	38	31
39	42	49	43	47	61	65	46	47	59	59	30	29	60	65	55	45	49	30	47

Сергей Владимирович Исаков
Андрей Дмитриевич Стариков

СТАТИСТИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА ОДНОМЕРНОЙ ИНФОРМАЦИИ

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ

Проректор по учебно-методическому комплексу

_____ С.А. Упоров

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ ПО ДИСЦИПЛИНЕ Б1.В.09.04 ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Специальность

21.05.04 Горное дело

Специализация

№3 «Открытые горные работы»

форма обучения: очная, заочная

Авторы: Кокунин Р.В., к.т.н.
Кокунина Л.В., к.т.н.

Одобрена на заседании кафедры

РМОС
(название кафедры)

Зав.кафедрой _____ *(подпись)*

Лель Ю.И.
(Фамилия И.О.)

Протокол № 337 от 19.04.2019
(Дата)

Рассмотрена методической комиссией горно-технологического факультета

_____
(название факультета)

Председатель _____ *(подпись)*

Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)

Протокол № 7 от 19.04.2019
(Дата)

Екатеринбург

СОДЕРЖАНИЕ

Введение 3

1. Методические указания к организации самостоятельной работы студента 3

2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения 4

3. Рекомендуемая литература 6

ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста. В соответствии с Государственным образовательным стандартом высшего профессионального образования объем учебной нагрузки студента составляет 144 часа или 4 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы – 69 часов, заочной – 119 часов.

По курсу «Технология добычи природного камня» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий.

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

Контрольные вопросы и упражнения предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «*Технология добычи природного камня*». Она содержит названия 6 основных тем с указанием основных вопросов и разделов темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомиться со структурой темы.

2. По конспекту лекций освоить каждый структурный элемент темы.

3. При необходимости использовать указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы можно получить у преподавателя.

4. Ответить на контрольные вопросы и выполнить рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернуться к изучению рекомендованной литературы.

5. Законспектировать материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

6. Решить указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ И УПРАЖНЕНИЯ

Тема 1. Введение

Цели, задачи дисциплины. История развития, краткое описание направлений развития камнедобывающей отрасли.

Вопросы для самоконтроля:

1. Области применения природного камня.
2. История и направления развития добычи природного камня.

Тема 2. Горные породы как объект разработки и общие сведения о строительных материалах из них

Виды горных пород. Генезис. Горнотехнические условия. Оценка и разведка месторождений облицовочного камня.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Какие виды горных пород применяются в качестве облицовочного камня.
2. Генезис, условия формирования по видам горных пород, горнотехнические условия, пригодные для разработки месторождений на облицовочный камень.
3. Особенности оценки и разведки месторождений на облицовочный камень.

Тема 3. Основные требования к геологической документации, предъявляемой для подготовки проекта разработки месторождения

Нормативные документы, требования к документации, по геологической оценке, и разведке месторождений облицовочного камня. Работа с документацией по оценке и разведке месторождений облицовочного камня. Выбор исходных данных для проектирования карьеров.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Нормативные документы, основные требования к параметрам оценки и разведки облицовочного камня.

2. Основные принципы работы с документацией по оценке и разведке месторождений на облицовочный камень.

3. Основные документы и методика для формирования исходных данных для проектирования карьеров облицовочного камня.

Тема 4. Схемы вскрытия и способы производства вскрышных работ на месторождениях природного облицовочного камня.

Виды вскрытия с применением транспортных и бестраншейных схем вскрытия месторождений облицовочного камня. Безвзрывные способы подготовки вскрышных пород к выемке. Методы предохранительного взрывания на выветрелых горных породах.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Схемы вскрытия, применяемых при разработке месторождений облицовочного камня.

2. Принципы и технология траншейного и бестраншейного вскрытия месторождений облицовочного камня.

3. Способы подготовки вскрышных пород к выемке.

4. Особенности, технологии безвзрывных способов подготовки вскрышных пород к выемке.

5. Особенности, технологии взрывных способов подготовки вскрышных пород к выемке.

Тема 5. Технология подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня.

Способы, основанные на механическом резании горных пород. Резание горных пород специальными методами: струей воды высокого давления, термогазоструйными и плазменными горелками, лазерными установками. Способы подготовки блоков к выемке методом сплошного бурения. Способы подготовки камня к выемке бурением по контуру с последующим механическим и взрывным откалыванием. Управление действием взрыва на массив. Принципы комбинации способов подготовки камня к выемке.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на механическом резании и области их применения.

2. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на бурении горных пород и области их применения.

3. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на альтернативных методах разрушения горных пород и области их применения.

4. Комбинированные способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня и области их применения.

Тема 6. Технологические процессы на добыче блочного камня. Погрузочно-транспортные операции.

Процессы подготовки к выемке облицовочного камня: подготовка к выемке, пассировка, погрузка, транспортирование, складирование кондиционного сырья. Погрузка, транспортирование и складирование некондиции.

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Виды технологических процессов и их особенности на добыче блочного камня.

2. Механизмы, оборудование и техника, применяемая в процессах подготовки к выемке облицовочного камня.

3. Пассировка блочного камня, ее значение, основные требования, учет кондиционных блоков.

4. Некондиционная горная масса, погрузка, транспортирование складирование и учет.

3. РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Бычков Г. В. Технология подготовки к выемке вскрышных пород на месторождениях природного камня: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2007. 82 с.

2. Синельников О.Б. Добыча природного облицовочного камня. – М.: Издательство РАСХН, 2005. – 245 с.

3. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня. Учебное пособие / Ю.Г. Карасев, Н.Т. Бакка. – СПб.: Санкт-Петербургский горный ин-т,1997. – 428 с.

4. Чирков А.С. Добыча и переработка строительных горных пород. – М.: Изд-во МГГУ, 2009. – 622 с.

5. Бычков Г.В. Нетрадиционные схемы вскрытия месторождений природного камня и их классификация // Добыча, обработка, применение природного камня: сб. научн. тр. - Магнитогорск: МГТУ, 2003. - С. 41 – 56.

6. Синельников О.Б. Добыча природного облицовочного камня. М.: Изд-во РАСХН, 2005. – 245 с.

7. Першин Г.Д., Гуров М.Ю., Чеботарев Г.И. Канатные пилы. Обоснование конструктивных параметров и режимов работы. Монография. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ им Г.И. Носова», 2006. – 152 с.

8. Першин Г.Д., Караулов Г.А., Караулов Н.Г. Добыча блоков мрамора алмазно-канатными пилами. Учебное пособие. – Магнитогорск: МГТУ, 2003. – 103 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-методическому комплексу _____С.А.Упоров

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ И ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ Б1.В.09.05 УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Специальность – ***21.05.04 Горное дело***

Специализация № 3 – ***Открытые горные работы***

Форма обучения: очная, заочная

Квалификация выпускника: **горный инженер (специалист)**

Автор: Беляев В. Л., старший преподаватель

Одобрен на заседании кафедры	Рассмотрен методической комиссией факультета
Разработка месторождений открытым способом	Горно-технологического
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав.кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Лель Ю. И.	Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 337 от 19.04.2019	Протокол № 7 от 19.04.2019
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург

Оглавление

Введение 2
Методические указания по организации самостоятельной работы студента 2
Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения 3
Контрольная работа «Расчет скорости углубки в карьере» 5
Рекомендуемая литература 9

Введение

Самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы».

В соответствии с рабочей программой дисциплины «Управление качеством минерального сырья» объем учебной нагрузки студента составляет 144 часа или 4 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы обучения – 112 часа, заочной – 128 часов.

По курсу «Управление качеством минерального сырья» обязательная самостоятельная работа студентов осуществляется в следующих направлениях: освоение материалов по отдельным темам, входящим в рабочую программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий; выполнение и защита контрольных работ. Данное учебное пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоение отдельных тем дисциплины и выполнение контрольных работ. Контрольные вопросы и задания предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы студента

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Управление качеством минерального сырья». Она содержит названия 8 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебниках по курсу [1,2]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература. Для самоконтроля и приобретения навыков решения задач по отдельным разделам дисциплины на кафедре разработки месторождений открытым способом имеется тестовая обучающая программа и мультимедийные средства обучения. Эта программа заложена в каждый компьютер дисплейного класса и может быть скопирована студентом для использования на домашнем компьютере.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебникам [1, 2] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.
6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.
7. Для самоконтроля используйте тестовую обучающую программу

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения

Тема 1: Основные понятия, формирующие термин «Качество минерального сырья»

Актуальность проблемы. Понятия о квалиметрии. Общие понятия, формирующие термин «качество продукции карьеров» при эксплуатации горного предприятия.

Сведения о качестве продукции горного предприятия. Промышленные требования к качеству продукции карьеров. Оценка уровня качества. Качество полезных ископаемых в недрах. Качество добытого полезного ископаемого. Качество горных работ.

Технико-экономическая сущность качества (ценность) полезного ископаемого. [1, 2]

Дополнительная литература [3-6].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Актуальность проблемы качества.
2. Понятие о квалиметрии.
3. Назовите основные факторы формирующие «качество минерального сырья» при эксплуатации горного предприятия.
4. Назовите показатели качества минерального сырья.
5. Какие промышленные требования предъявляются к качеству минерального сырья?
6. Основные понятия и категории, формирующие термин «качество минерального сырья».
7. Какая категория ценности минерального сырья предопределяет комплексное использование недр?
8. Как оптимизируют требования к качеству минерального сырья?

Тема 2: Планирование качества полезного ископаемого

Информация о качестве. Критерии и показатели, качества минерального сырья. Порядок установления кондиций на полезное ископаемое - временных, постоянных, эксплуатационных. Порядок разработки и | утверждения стандарта качества. Показатель комплексной оценки качества полезного ископаемого. Опробование.

Промышленно-экономическая оценка месторождений. Геопотенциал месторождения. Задачи геолого-маркшейдерского обслуживания горных работ на карьерах.

Количественные и качественные потери полезного ископаемого. Методы расчёта потерь. Нормирование потерь. [1, 2]

Дополнительная литература **[**3-6**].**

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите критерии и показатели качества минерального сырья.
2. Общая схема формирования качества.
3. Элементы системы управления качеством минерального сырья.
4. Задачи геолого-маркшейдерского обслуживания горных работ на карьере.
5. Схема получения информации о качестве минерального сырья.
6. Дайте характеристику количественных и качественных потерь полезного ископаемого при добыче.
7. Назовите методы расчета потерь. Нормирование потерь в черной и цветной металлургии.

Тема 3: Способы формирования качества карьерных рудопотоков

Основные методы стабилизации качества продукции на карьерах. Обеспечение качества в процессе подготовки полезных ископаемых к выемке. Обеспечение качества в процессах добычи. Селекция руд. Усреднение качества полезного ископаемого

Технология и организация внутрикарьерного усреднения. Усреднение руд на промежуточных (прикарьерных) складах. Усреднение руд на складах и в приемных бункерах обогатительных фабрик. [1, 2]

Дополнительная литература **[**3-6**].**

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Назовите основные методы стабилизации качества минерального сырья на карьерах.
2. Какие дополнительные требования должны соблюдаться к буровзрывным работам в сложных забоях?
3. Назовите способы раздельного взрывания, дайте их краткую характеристику.
4. Чем определяется эффективность того или иного способа раздельного взрывания.
5. Назовите виды селективной разработки горной массы во взорванных сложных забоях.
6. Дайте определение термину «усреднение минерального сырья».
7. Характеризуйте способы усреднения по месту его проведения.

Тема 4: Технология обеспечения заданного качества полезного ископаемого

Управление протяженностью фронта работ при стабилизации качества полезного ископаемого. Управление протяженностью фронта работ при изменении интенсивности отработки и регулировании готовых и подготовленных запасов полезного ископаемого

Технологическая связь карьера и обогатительной фабрики. Взаимосвязь качества полезного ископаемого с технологией открытых горных работ. Контроль качества полезных ископаемых. [1, 2]

Дополнительная литература [3-6].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Дайте характеристику систем управления качеством минерального сырья.
2. Технологическая связь взрыва и обогатительной фабрики.
3. Управление горными работами при стабилизации качества.
4. Контроль качества горных работ.
5. Оперативное управление качеством минерального сырья на карьере.
6. Проблемы оперативного обеспечения стабильности минерального сырья при открытой добыче.

Контрольная работа «Расчёт нормативных потерь и разубоживания при разработке горизонтальных залежей»

Цель работы: освоить принципы подсчёта нормативных потерь и разубоживания для рудных месторождений на примере горизонтальной залежи.

Задачи работы:

1. Ознакомиться с технологическими и экономическими показателями, характеризующими процесс добычи и переработки сырой руды в концентрат.
2. Выполнить расчёты потерь и разубоживания по заданным вариантам.
3. Сделать оценку влияния технологии и ценовых факторов на величину потерь и разубоживания.

Условные обозначения:

$V_б$ – утверждённые балансовые запасы сырой руды, млн. т;

$\alpha_б$ – среднее содержание полезного компонента (железа) в балансовых запасах, %

m – мощность залежи, м;

$\gamma_р$ – плотность полезного ископаемого, т/м^3;

$\gamma_п$ – плотность вмещающих пород, т/м^3;

β – среднее содержание железа в концентрате, %;

θ – среднее содержание полезного компонента (железа) в хвостах обогащения, %;

Ц – отпускная цена концентрата, руб./т;

С – себестоимость концентрата, руб./т.

Порядок выполнения работы:

1. Для установления нормативных потерь и разубоживания производится технико-экономическая оценка вариантов ведения горных работ в приконтакных зонах:

вариант 1 – разработка залежи с разубоживанием без потерь;

вариант 2 – разработка залежи полезного ископаемого без разубоживания;

вариант 3 – разработка залежи с потерями (в почве пласта) и разубоживанием (примешивается слой породы в кровле залежи);

Примечание: во всех случаях высота примешиваемого и теряемого слоя принимается равной 0,5 м.

вариант 4 – разработка залежи с разубоживанием без потерь (как вариант 1). Высота примешиваемого слоя в кровле и почве залежи принимается равной 1,0 м.

2. Потери полезного ископаемого ($k_п$) в долях единицы определяются по формуле:

$$k_п = \frac{h_П + h_К}{m}, \text{ ед}$$

где $h_П$, $h_К$ – высота теряемого слоя полезного ископаемого в почве и кровле пласта, соответственно, м;

3. Коэффициент разубоживания ($k_р$) в долях единицы определяется по формуле:

$$k_р = \frac{(h_{ПП} + h_{КП}) \cdot \gamma_П}{m \cdot \gamma_Р}, \text{ ед.}$$

где $h_{ПП}$, $h_{КП}$ – высота примешиваемого слоя породы, соответственно в почве и кровле пласта, м.

4. Объём извлекаемого полезного ископаемого ($V_д$) с учётом потерь и разубоживания:

$$V_д = V_б(1 - k_П + k_Р), \text{ тыс. т.}$$

5. Содержание железа в добытом (с учётом потерь и разубоживания) объёме руды ($\alpha_д$) определяется по формуле:

$$a_д = \frac{V_б \cdot a_б (1 - k_П)}{V_д}, \%$$

6. Выход концентрата ($\gamma_к$) определяется по формуле:

$$\gamma_к = \frac{\alpha_д - \theta}{\beta - \theta}, \text{ ед}$$

Примечание: Выход концентрата ($\gamma_к$) представляет собой отношение массы концентрата ($V_к$ с содержанием железа β) к массе сырой руды ($V_д$ с содержанием железа $\alpha_д$), т.е. значение $\gamma_к$ можно так же определить исходя из уравнений баланса металлов, т.е. равенства железа в исходной (сырой) руде количеству железа в концентрате и в хвостах после обогащения

7. Определяется объём концентрата по вариантам по формуле:

$$V_к = V_д \cdot \gamma_к, \text{ тыс. т}$$

8. Определяем экономические показатели по вариантам:

8.1. Стоимость произведённого концентрата ($C_к$)

$$C_к = Ц_к \cdot V_к, \text{ руб}$$

8.2. Суммарные затраты на добычу, транспорт и обогащение ($C_д$)

$$C_д = C \cdot V_д, \text{ руб}$$

8.3. Прибыль по вариантам

$$П = C_к - C_д$$

Пример расчёта нормативов потерь и разубоживания

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Вариант			
			1	2	3	4
1	2	3	4	5	6	7
1	Утверждённые запасы, $V_б$	тыс. т	100	100	100	100
2	Содержание полезного компонента (Fe) в руде, $\alpha_б$	м	40	40	40	40
3	Мощность слоя полезного ископаемого	м	15	15	15	15
4	Мощность теряемого слоя • в почве, $h_П$ • в кровле, $h_К$	 м м	 - -	 0,5 0,5	 0,5 -	 - -
5	Мощность примешиваемого слоя • в почве, $h_{ПП}$ • в кровле, $h_{КП}$	 м м	 0,5 0,5	 - -	 - 0,5	 1,0 1,0
6	Коэффициент потерь $k_п = \frac{h_П + h_К}{m}$		0	0,067	0,033	0
7	Коэффициент разубоживания $k_р = \frac{(h_{ПП} + h_{КП}) \cdot \gamma_П}{m \cdot \gamma_Р}$		0,051	0	0,026	0,103
8	Плотность руды, $\gamma_Р$	т/м^3	3,5	3,5	3,5	3,5
9	Плотность породы, $\gamma_П$	т/м^3	2,7	2,7	2,7	2,7

Продолжение таблицы

1	2	3	4	5	6	7
10	Объём извлекаемого полезного ископаемого, $V_д$ $V_д = V_б(1 - k_П + k_Р)$	тыс.т	105,1	93,3	99,3	110,3
11	Содержание полезного компонента (Fe) в добытом объёме руды, $\alpha_д$ $a_д = \frac{V_б \cdot a_б(1 - k_П)}{V_д}$	%	38,06	40,0	38,95	36,26
12	Содержание полезного компонента (Fe) в концентрате, $\beta_к$	%	64	64	64	64
13	Содержание полезного компонента (Fe) в хвостах обогащения, θ	%	6	6	6	6
14	Выход концентрата $\gamma_к = \frac{\alpha_д - \theta}{\beta - \theta}$	ед.	0,553	0,586	0,586	0,522
15	Объём концентрата $V_к = V_д \cdot \gamma_к$	т.т.	58,1	54,7	56,4	57,6
16	Стоимость концентрата $C_к = Ц_к \cdot V_к$ (принято $Ц_К$=3000 руб/т)	млн. руб.	174,3	164,1	169,2	172,6
17	Суммарные затраты на добычу, транспорт и обогащение $C_д = C \cdot V_д$	млн. руб.	157,7	140,0	149,0	165,5
18	Прибыль $П = C_к - C_д$	млн. руб.	16,6	24,1	20,2	7,1

Выводы: по величине прибыли делается вывод об эффективности вариантов при заданной цене концентрата.

Приложение 1

Исходные данные для контрольной работы

№ Вар.	$V_б$, тыс. т	$\alpha_б$, %	m, м	$\gamma_р$, т/м^3	$\gamma_п$, т/м^3	β, %	θ, %	Цк, руб./т	С, руб./т
1	70	47	15	3,5	2,7	64,0	6,0	4500	1500
2	80	46	14	3,6	2,8	63,5	6,5	4200	1500
3	90	45	13	3,7	2,9	63,0	7,0	3900	1500
4	100	44	12	3,8	3,0	62,5	7,5	3600	1500
5	110	43	11	3,9	3,1	62,0	8,0	3300	1200
6	120	42	10	4,0	3,2	61,5	8,5	3000	1200
7	130	41	9	3,5	2,7	64,0	6,0	4500	1400
8	140	40	15	3,6	2,8	63,5	6,5	4200	1400
9	150	39	14	3,7	2,9	63,0	7,0	3900	1400
10	160	38	13	3,8	3,0	62,5	7,5	3600	1200
11	170	37	12	3,9	3,1	62,0	8,0	3300	1200
12	180	36	11	4,0	3,2	61,5	8,5	3000	1200
13	190	35	10	3,5	2,7	64,0	6,0	4500	1400
14	200	34	9	3,6	2,8	63,5	6,5	4200	1400
15	100	33	15	3,7	2,9	63,0	7,0	3900	1400
16	110	32	14	3,8	3,0	62,5	7,5	3600	1400
17	120	31	13	3,9	3,1	62,0	8,0	3300	1200
18	130	30	12	4,0	3,2	61,5	8,5	3000	1200
19	140	29	11	3,5	3,3	61,0	9,0	2800	1200
20	150	28	10	3,6	3,4	62,0	9,0	3300	1200

Рекомендуемая литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. , Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 700 с.	32
2.	Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. Технология открытых горных работ. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2008. - 472 с., илл.	38
3.	Шестаков В. А. Рациональное использование недр. - М: Недра, 1990. – 223 с.	13
4.	Грачёв Ф. Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. – М: Недра, 1997. - 208 с.	5
5.	Ломоносов Г. Г. Формирование качества руды при открытой добыче. – М.: Недра, 1975. – 224 с.	4
6.	Бызов В. Ф. Управление качеством продукции карьеров: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1991. – 239 с: илл.	2

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-
методическому комплексу

_____С.А.Упоров

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Багазеев В.К. д.т.н., профессор

Одобрена на заседании кафедры

Разработки месторождений открытым способом
(название кафедры)

Зав. кафедрой _____
(подпись)

Лель Ю.И.
(Фамилия И.О.)

Протокол № 337 от 19.04.2019
(Дата)

Рассмотрена методической горно-технологического факультета (ГТФ)

_____
(название факультета)

Председатель _____
(подпись)

Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)

Протокол № 7 от 19.04.19
(Дата)

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ» 5

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ». 5

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ» 6

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Общие определения промывки и обогащения песков. Продукция приисков.
2. Промывистость песков. Простейшие средства промывки.
3. Подъем песков на промывку ленточными конвейерами.
4. Подъем песков на обогащение гидротранспортом.
5. Основные определения дезинтеграции и грохочения песков.
6. Перфорированные дезинтеграторы.
7. Комбинированные дезинтеграторы-скрубберы.
8. Схематическое устройство шлюзов и отсадочных машин.
9. Основные принципы гравитационного обогащения золота, платины, олова.
10. Обогащение на прямолинейных шлюзах.
11. Шлюзы глубокого наполнения.
12. Шлюзы мелкого и среднего наполнения.
13. Шлюзы для извлечения мелкого золота.
14. Обогащение на отсадочных машинах.

15. Доводка гравитационных концентратов.
16. Основные положения центробежного обогащения.
17. Обогащение золотосодержащих песков на винтовых сепараторах.
18. Безнапорные центробежные концентраторы.
19. Напорные центробежные концентраторы.
20. Общая характеристика процесса уборки хвостов промывки.
21. Высотно-разносный способ уборки необезвоженных хвостов.
22. Напорно-гидравлический способ уборки хвостов.
23. Уборка хвостов промывки ленточными отвалообразователями (стакерами).
24. Агрегатно-комплексное построение промывочных установок.
25. Скрубберные промывочные приборы.
26. Шлюзовые, гидроэлеваторные и землесосные промывочные приборы.
27. Транспортно-обогатительные комплексы для разработки россыпей.
28. Промывочные установки и модули для извлечения мелкого золота.
29. Расчетные схемы гравитационного обогащения.
30. Выбор принципиальной схемы обогащения.
31. Порядок расчета качественно-количественной схемы обогащения.
32. Порядок расчета водно-шламовой схемы обогащения.
33. Режим работы и общие показатели промывки песков россыпей.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Багазеев В.К. Промывка песков россыпей: Учебное пособие. - Екатеринбург: Изд. УГГА, 2004. - 177 с.	51
2.	Разработка россыпных месторождений: учебное пособие / В. К. Багазеев, Н. Г. Валиев ; Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2008. - 196 с. : ил. - Библиогр.: с. 129. - ISBN 978-5-8019-0175-6	27

3.2 Дополнительная литература

1.	Андреева Г.С., Небера В.П., Горюшкина С.В. Переработка и обогащение полезных ископаемых россыпных месторождений. - М.: Недра, 1992. - 337 с.	10
2.	Богданов Е.И. Оборудование для транспорта и промывки песков россыпей. - М.: НЕдра, - 1978. - 240 с.	21
3.	Замятин О.В., Лопатин А.Г., Санникова Н.П., Чугунов А.Д. Обогащение золотосодержжащих песков и конгломератов. - М.: Недра, 1975. – 264 с.	12
4.	Багазеев В.К. Бульдозерно-экскаваторная разработка россыпных месторождений: Учебное пособие. Свердловск: Изд. СГИ, 1988. – 64 с.	38

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

1. Российская государственная библиотека http://www.rsl.ru, Leninka.ru

2. Федеральный портал "Российское образование" http://www.katalog.ru

3.Международный портал обучающегося Education Community http://autodesk.com/education/free-software.all.

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПРОМЫВКА ПЕСКОВ РОССЫПЕЙ»

Тема 1: Производственные процессы промывки и обогащения песков

Промышленная характеристика россыпей. Характеристика полезных минералов. Общие сведения о способах разработки россыпных месторождений. Основные определения промывки и обогащения песков. Промывистость и гидравлическая разрушаемость песков. Методы определения промывистости песков. Классификация россыпей по крупности золота.

Тема 2: Дезинтеграция и грохочение песков

Основные узлы и агрегаты промывочных установок. Подача (подъём) песков на промывку. Способы подачи песков, непосредственная загрузка. Подача песков ленточными конвейерами. Подача песков гидротранспортом. Расчёт напорного гидротранспорта при гидравлической подаче песков грунтовыми насосами.

Основные положения подготовки песков к обогащению. Перфорированные дезинтеграторы. Комбинированные дезинтеграторы-скрубберы. Основные технологические параметры барабанных дезинтеграторов.

Тема 3: Обогащение песков и извлечение металла

Основные положения гравитационного обогащения. Основная концентрация на шлюзах промывочных приборов. Параметры работы шлюзов. Шлюзы глубокого наполнения. Шлюзы мелкого и среднего наполнения. Шлюзы для извлечения мелкого золота. Извлечение металла при основной концентрации на шлюзах. Основная концентрация на отсадочных машинах. Параметры работы отсадочных машин. Диафрагмовые отсадочные машины. Отсадочные машины с подвижным решетом. Отсадочные машины для улавливания самородков и крупного золота. Извлечение металла при основной концентрации на отсадочных машинах.

Основные положения центробежного обогащения. Обогащение россыпей на винтовых сепараторах. Безнапорные центробежные концентраторы. Напорные центробежные концентраторы.

Особенности разработки обводнённых россыпей. Оборудование промывки и обогащения песков на драге. Схема цепи аппаратов золотодобывающих драг. Схема цепи аппаратов алмазодобывающих драг.

Тема 4: Обоснование и выбор технологической схемы промывки, обогащения и извлечения металла. Складирование хвостов промывки

Основные определения технологических схем. Критерии эффективности технологической схемы промывочной установки. Расчёт водно-шламовой схемы обогащения. Режим работы и общие показатели промывки песков россыпей.

Общие условия применения промывочных установок. Уборка хвостов промывки. Общая характеристика процесса уборки хвостов промывки. Высотно-разносный способ уборки необезвоженных хвостов. Напорно-гидравлический способ уборки хвостов. Уборка обезвоженных хвостов промывки ленточными отвалообразователями (стакерами).

Организация оборотного водоснабжения промывочных установок. Отведение поверхностного стока воды. Каналы. Насосы и насосные станции для подачи технологической воды на промывку.

Тема 5: Практика обогащения золотосодержащих песков на промывочных приборах и установках

Шлюзовые, гидроэлеваторные и землесосные промывочные приборы. Гидровашгердный промывочный прибор (ГПП). Промывочные приборы типа ПГШ. Комбинированные шлюзовые приборы.

Скрубберные промывочные приборы. Гидроэлеваторные промывочные приборы. Промывочные установки и модули для извлечения мелкого золота.

Обогащение на концентрационных столах. Фракционирование хвостов промывки при самотёчном складировании. Соосаждение частиц золота на откосе гидроотвала.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-
методическому комплексу

_____С.А.Упоров

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА И ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

Б1.В.09.07 ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Исаков С.В., к.т.н., Ганиев Р.С., Мусихина О.В. к.т.н., доцент, Костин А.Л.

Одобрена на заседании кафедры

Разработки месторождений открытым способом
(название кафедры)

Зав. кафедрой _____
(подпись)

Лель Ю.И.
(Фамилия И.О.)

Протокол № 337 от 19.04.2019
(Дата)

Рассмотрена методической горно-технологического факультета (ГТФ)

_____
(название факультета)

Председатель _____
(подпись)

Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)

Протокол № 7 от 19.04.19
(Дата)

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА 4
1.1. Общие положения 4
1.2. Содержание проекта 4
1.3. Требования к оформлению расчетно-пояснительной записки 10
1.4. Требования к оформлению графической части проекта 11
2. ПОСОБИЕ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ 12
2.1. Подготовка исходных данных для автоматизированного планирования: сканирование и векторизация графических документов 12
2.2. Моделирование подвигания рабочей зоны 17
2.3. Автоматизированный подсчет объемов выемки горной массы 20
2.4. Обоснование порядка отработки участка рабочего борта 22
2.5. Выбор технологической схемы расконсервации уступов 25
2.6. Разработка календарного графика отработки участка борта 28
3. СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ 33
ПРИЛОЖЕНИЯ 34
ПРИЛОЖЕНИЕ 1. Образец оформления курсового проекта 34
ПРИЛОЖЕНИЕ 2. Образец задания на курсовое проектирование 35
ПРИЛОЖЕНИЕ 3. Образец оформления содержания пояснительной записки к проекту 36
ПРИЛОЖЕНИЕ 4. Образец оформления графической части проекта 37
ПРИЛОЖЕНИЕ 5. Образец оформления углового штампа 38

1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

1.1. Общие положения

Курсовой проект выполняется на 9 семестре на базе дисциплин «Планирование открытых горных работ» и «Информационные технологии».

Тема курсового проекта:

Планирование отработки участка борта карьера в сложных горнотехнических условиях

Учебные задачи курсового проекта:

- закрепление практических навыков применения компьютерной техники и машинной графики, полученных при изучении дисциплины «Информационные технологии», для выполнения горно-геометрических расчетов;
- изучение методики горно-геометрических расчетов при планировании ведения горных работ;
- изучение технологических схем ведения горных работ при отработке уступов в стесненных условиях;
- изучение методики обоснования порядка отработки и составления календарного графика ведения горных работ на участке борта карьера.

В соответствии с учебным графиком проект выполняется в течение второй учебной ступени 9 семестра.

Разработка проекта осуществляется в основном во время, отведенное для лабораторного практикума, а также во время, предусмотренное для самостоятельной работы. На лабораторных занятиях каждый студент выполняет сквозное на весь цикл работ **индивидуальное учебное задание** в соответствии с нижеприведенным пособием. Во внеурочное время студент самостоятельно формирует и оформляет пояснительную записку и графическое приложение к проекту.

Часть студентов осуществляет разработку проектов на реальных примерах по данным практики, часть – по заданным руководителем условиям разработки. Номера стандартных условий ведения горных работ задаются по заранее подготовленным учебным вариантам заданий. Номер варианта соответствует порядковому номеру фамилии студента по списку в группе.

Курсовой проект состоит из расчетно-пояснительной записки и 1 листа графического приложения, которое выполняется с использованием средств AutoCAD.

1.2. Содержание проекта

Содержательными задачами курсового проекта являются:

- определение объема работ по приведению участка борта (существующее положение) в рабочее состояние при заданном годовом подвигании фронта горных работ на гор. +62 м;

- определение объема работ по переносу участка борта с последующей его консервацией при заданном подвигании фронта работ на гор. +62 м.
- обоснование технологических схем расконсервации и очередности отработки каждого из перемещаемых уступов;
- составление графика отработки участка борта, учитывающего использование максимального количества экскаваторов в работе с учетом их наиболее полного использования во времени;
- расчет параметров передовой разворотной площадки и размеров бурового блока при расконсервации уступа с учетом геометрии выработанного пространства.

Для решения поставленных задач на первой стадии выполняются горно-геометрические расчеты. Целью расчетов является установление объемов горных работ, необходимых для формирования карьерного пространства требуемой конструкции.

При установленных количественных показателях подвигания горных работ на каждом горизонте определяется технологическая возможность и порядок отработки запланированных объемов. На данном этапе осуществляется согласование параметров буровзрывных, горных и транспортных работ, обеспечивающих безопасную отработку каждого уступа.

При выбранном порядке отработки всех уступов на участке борта устанавливается время, потребное для возобновления работ на смежных горизонтах и длительность отработки каждого из них. Увязка перемещения уступов во времени с учетом перегона экскаваторов с уступа на уступ позволяет определить общую длительность отработки участка борта карьера.

Все вычисления сводятся к ряду стандартных вычислительных и логических процедур, описание которых приведено ниже в Пособии по выполнению лабораторных работ.

Курсовой проект состоит из 5 глав. Содержание отдельных глав проекта соответствует существу выполняемых студентами лабораторных работ.

Глава 1. Моделирование расчетных положений рабочей зоны

При подготовке главы разработчик проекта:

– создает растровую компьютерную копию исходного положения горных работ на участке карьерного пространства (сканирует выкопировку); векторизует растровую копию; создает базовую геоинформационную модель рабочей зоны карьера в виде файла AutoCAD с расширением **.dwg;**

– моделирует в соответствии с заданием в среде AutoCAD расчетные положения горных работ на каждом горизонте участка борта карьера, планируемые к отработке в течение определенного, но пока не установленного времени.

Моделирование осуществляется от существующего (исходного) положения горных работ:

а) при заданном годовом подвигании на одном из «опорных» уступов (60 -70 м/год) и сохранении или создании на остальных горизонтах рабочих площадок требуемой ширины (40 м);

б) при остановке верхнего уступа и приведении в законсервированный вид всех нижележащих горизонтов (ширина площадки консервации 19 м);

в) при заданном годовом подвигании работ на «опорном» горизонте и с последующим приведением всех уступов в законсервированное положение (ширина площадки консервации 19 м).

В первом случае участок борта полностью расконсервируется и приводится в рабочее состояние для дальнейшей интенсивной отработки.

Во втором случае на участке борта уступы консервируются сверху вниз без подвигания работ на верхнем уступе, тем самым между исходным и планируемым положением карьерного пространства определяется объем подготовленных к моменту начала планирования запасов горной массы.

В третьем случае моделируется и планируется поэтапное перемещение борта, предусматривающее поочередную расконсервацию и консервацию каждого уступа в течение определенного промежутка времени.

В главе кратко описываются действия, приводящие к созданию исходной геоинформационной модели участка борта карьера. Описываются принципы моделирования планируемых положений горных работ и создания информационных слоев. Приводятся сведения о сформированном файле **xxx.dwg –** модели исходного и планируемых положений карьерного пространства. Приводится чертеж (распечатка на принтере) векторизованного исходного участка борта формата А4, переведенный из базового масштаба 1:1000 в 1:5000 (1:2000) и сводные планы М 1:5000 планируемых положений борта карьера (рабочее, законсервированное).

Глава 2. Расчет планируемых объемов выемки горной массы на участке борта

При подготовке главы разработчик проекта на основании ранее произведенных горно-геометрических расчетов вычисляет с помощью средств Auto-CAD количественные характеристики планируемых подвиганий горных работ. Объемы горных работ, планируемые к выемке на каждом горизонте, рассчитываются по данным моделирования и заключены между поверхностью исходного положения карьерного пространства и поверхностью рабочей зоны с заданными при моделировании параметрами. При этом в плане отрабатываемые горизонты разделяются на зоны-прирезки, соответствующие исходному и моделируемому положению горных работ.

Объем горной массы на каждом горизонте определяется по выражению:

$$V = S_{гм} \cdot H_{у},$$

где $H_{у}$ – высота уступа, м

$S_{гм}$ - площадь горной массы на горизонте, м^2.

В среде AutoCAD площадь горной массы рассчитывается как площадь многоугольника, заключенного между исходным и планируемым положениями на каждом горизонте отрабатываемого участка.

В главе следует описать принцип определения зон-прирезок на каждом горизонте и привести таблицы (табл. 1.1), характеризующие планируемые к выемке объемы горных работ, планируемые к выемке на участке борта для трех исследуемых случаев:

а) приведение участка борта в рабочее состояние;

б) расчет объемов подготовленных запасов;

в) поэтапное перемещение борта с поочередной расконсервацией и консервацией.

Результаты работы следует представлять в пояснительной записке в виде таблиц.

Таблица 1.1

Отметка горизонта, м	**Площадь прирезки $S_м$, мм^2**	**Площадь прирезки $S_и$, м^2**	**Высота уступа $H_у$, м**	**Объем работ на горизонте V, м^3**
…	…	…	…	…
Всего:	…	…	…	…

Глава 3. Обоснование порядка отработки участка борта

Задачей настоящей главы проекта является обоснование порядка приведения участка борта к конструкции, соответствующей наличию на нем рабочих площадок.

При подготовке главы следует:

– изготовить совмещенные поперечные разрезы, характеризующие исходное и планируемое положения горных работ для всех трех исследованных случаев:

а) приведение участка борта в рабочее состояние;

б) расчет объемов подготовленных запасов;

в) поэтапное перемещение борта с поочередной расконсервацией и консервацией;

– принять в соответствии с заданием типовую ширину взрывного блока (в задании на выполнение проекта предполагается, что взрывание - трехрядное); на сечении, характеризующем планируемое развитие горных работ, обеспечивающем приведение участка борта в рабочее состояние, разделить каждый отрабатываемый горизонт на ряд последовательных зон-участков, соответствующих по ширине взрывному блоку;

– проанализировать полученные изображения и в случае несовпадения границы последнего взрывного блока и планируемой границы горных работ на горизонте скорректировать чертеж. Корректировка заключается в увеличении ширины первого от выработанного пространства или последнего взрывного

блока. Ширина взрывного блока увеличивается пропорционально расстоянию между рядами скважин;

– сопоставляя величину фактической площадки на горизонте и ширину отрабатываемого взрывного блока с принятой минимальной шириной рабочей площадки (40,0 м) пронумеровать, начиная с верхнего горизонта на поперечном сечении (1, 2, 3…) последовательность возобновления горных работ по глубине рабочей зоны. При нумерации необходимо иметь в виду, что одинаковыми цифрами на смежных по высоте горизонтах отмечаются блоки, отрабатываемые параллельно и одновременно.

Последовательность отработки смежных уступов на перемещаемом участке борта принимать исходя из следующих условий:

– *одновременная отработка уступов* – применяется при наличии на каждом из отрабатываемых горизонтов готовых к выемке запасов (уширенной рабочей площадки). В этом случае экскаваторы перемещаются на каждом горизонте независимо от положения забоев на выше- и нижележащих уступах;

– *последовательно-параллельная отработка уступов* – используется при наличии на отрабатываемых горизонтах рабочих площадок минимальной ширины, достаточной для удержания на них развала горной массы и размещения выемочного и транспортного оборудования. В этом случае экскаватор, расположенный на нижележащем уступе следует за экскаватором, установленном на вышележащем уступе и создающем резерв готовых к выемке запасов нижнему экскаватору;

– *последовательная отработка уступов* – применяется при отсутствии площадок достаточной ширины, что соответствует расконсервации нерабочего или долговременно законсервированного борта. В этом случае перемещение верхнего законсервированного уступа без подвигания остальных производится до тех пор, пока на нижележащем уступе не будут созданы готовые к выемке запасы или рабочая площадка требуемой (проектной) ширины.

По результатам выполненной работы в пояснительной записке описывается порядок графических построений, анализируется необходимость изменения ширины первого или последнего взрывного блока на каждом горизонте, приводятся совмещенные поперечные сечения по участку борта, фиксирующие планируемые положения горных работ с разной проектируемой конструкцией карьерного пространства (случаи а, б, в).

Глава 4. Выбор технологической схемы расконсервации перемещаемых уступов

При выборе технологической схемы отработки и расконсервации уступов пользоваться графической базой данных и учебным пособием «Технологические схемы консервации и расконсервации». Выбор осуществляется на основании анализа:

– конструкции карьерного пространства непосредственно на участке работ, в т. ч. высоты уступов, углов наклона их откосов и размеров площадок на каждом перемещаемом горизонте;

– типоразмеров применяемого выемочного оборудования: экскаваторов с обычным и удлиненным рабочим оборудованием, гидравлических экскаваторов – прямых и обратных лопат, драглайнов и пр.;

– вида и параметров транспорта, применяемого на откатке горной массы.

При расконсервации уступа с использованием автотранспорта создается разворотная площадка, на которой производятся маневры автосамосвалов и погрузка горной массы.

В главе должен быть принят типоразмер автосамосвала и приведен расчет разворотной площадки исходя из предположения, что на площадке осуществляется тупиковый разворот автомобиля.

Расчетное значение разворотной площадки сопоставляется с размерами предварительно планируемого на предыдущей стадии выработанного пространства, возникающего на уступе после отработки первого взрывного блока. Если расчетная ширина разворотной площадки меньше, то необходима корректировка ширины первого взрывного блока за счет увеличения количества взрываемых рядов.

В пояснительной записке приводится сравнительная таблица, характеризующая окончательно принятые параметры первоначальных взрывных блоков и площадок, возникающих при их отработке на каждом из перемещаемых уступов.

В графическом приложении на совмещенном поперечном сечении по участку борта показывается окончательный вариант разделения уступов на взрывные блоки при их отработке, а также чертеж (план и поперечный разрез) принятой схемы расконсервации уступов.

Глава 5. Разработка календарного графика отработки участка борта

В главе решаются следующие основные вопросы:

– разрабатывается календарный график перемещения участка борта карьера в ранее установленных границах ведения горных работ;

– обосновывается рациональное (близкое к максимальному) количество экскаваторов, которое может быть использовано одновременно в начале отработки участка и в период полного развития горных работ на нем;

– обосновывается целесообразность перегона экскаваторов с горизонта на горизонт при отработке уступов на участке борта.

В пояснительной записке, исходя из заданной месячной производительности экскаватора и его типоразмеров, приводятся расчеты средней длительности отработки выемочных (взрывных) блоков на каждом из перемещаемых горизонтов.

Обобщенные данные расчета длительности отработки выделенных на горизонтах выемочных (взрывных) блоков приводятся в табличной форме.

На основании расчетов строится первичный совмещенный линейный график отработки участка борта, учитывающий допустимое время начала горных работ на каждом горизонте.

На основании анализа графика принимается решение о необходимости перегона экскаваторов с горизонта на горизонт и переноса времени отработки некоторых блоков по условию наилучшей загрузки экскаваторов на чистой работе.

Строится окончательный график отработки участка борта, который помещается на демонстрационный лист.

В выводах по главе и проекту в целом в обязательном порядке отмечается:

– планируемый объем горных работ на участке борта;

– время отработки запланированных объемов;

– количество экскаваторов, планируемых к использованию;

– общая идея отработки участка борта (нисходящая отработка, отработка одним экскаватором группы уступов, последовательно-параллельная отработки и пр.);

– краткое описание принятых технологических схем возобновления горных работ на уступах;

– сопоставление объемов горных работ, необходимых для приведения участка борта в рабочее состояние в сравнении с поэтапным перемещением борта (попеременная консервация и расконсервация).

1.3. Требования к оформлению расчетно-пояснительной записки

Текстовая часть проекта оформляется в виде сброшюрованной записки в мягком переплете. Записка включает:

– титульный лист, оформленный в соответствии с прил. 1;

– оригинал задания на выполнение курсового проекта, подписанный руководителем проекта. Общие исходные данные для выполнения проекта приведены в прил. 2;

– оглавление, размещаемое после Задания на проектирование с перечислением всех разделов проекта и их постраничным размещением. Образец оглавления приведен в прил. 3;

– собственно текст записки с обоснованиями, схемами и расчетами.

Пояснительная записка объемом 18 - 20 с. формируется с использованием текстового редактора Word на листах формата А4, размер шрифта - 14, междустрочный интервал - одиночный, шрифт – Times New Roman.

Формулы в тексте пояснительной записки вставляются в отдельную строку с помощью средств Word. При этом сначала записывается формула, ставится знак равенства, в формулу подставляются численные значения переменных, а затем пишется результат расчета и указывается его размерность (тыс.$м^3$, $м^2$ и т. п.).

Ниже формулы по тексту дается расшифровка входящих в формулу параметров, в скобках указывается принятая при расчетах величина и размерность.

Таблицы и рисунки, приводимые в записке, нумеруются по главам. Например в главе 2 первый рисунок (таблица) имеет номер 2.1, второй рисунок (таблица) – 2.2 и т.д. Таблицам и рисункам в тексте присваиваются названия.

При включении в текст рисунка его название и номер ставятся под рисунком, например: Рис.3.1. Поперечное сечение I-I по анализируемому участку борта.

1.4. Требования к оформлению графической части проекта

Графическая часть курсового проекта представляется одним листом формата А1. Построения выполняются с использованием средств AutoCAD.

При построениях соблюдаются следующие правила:

– общий чертеж генерируется в формате листа А1 и распечатывается на плоттере целиком. Допускается печать фрагментов на листах формата А4 и наклеивание на общий чертеж;

– размеры уступов, площадок и прочих элементов горных работ указываются с точностью, принятой для измерения данных параметров;

– построение изображений осуществляется в соответствии с требованиями принятых стандартов и правил изображения элементов горных работ;

– допускается выделение цветом некоторых элементов графики (подвигание горных работ на опорном горизонте, линии, характеризующие длительность отработки уступов, и пр.).

На демонстрационном листе в обязательном порядке должны быть показаны:

- исходное положение горных работ на участке борта;
- одно из двух характерных расчетных совмещенных поперечных сечений по участку с указанием:

а) профиля исходного и планируемого положения рабочей зоны с рабочими площадками заданной ширины;

б) профиля исходного и планируемого положения рабочей зоны при перемещении борта и последующей его консервации;

- технологические схемы возобновления горных работ на уступе;
- календарный график ведения работ при приведении участка борта в рабочее положение;
- план гор. +62 м: исходное и планируемое положения горных работ.

Пример размещения изображений на листе формата А1 приведен в прил. 4.

По согласованию с руководителем проекта допускается часть графического материала помещать в пояснительную записку в том случае, когда часть изображений не размещается на листе.

При формировании графического приложения допускается использовать стандартные элементы, содержащиеся в графической базе данных «Технологические схемы ведения горных работ при консервации и расконсервации уступов».

Угловой штамп оформляется по типовым правилам. Содержимое штампа приведено в прил. 5.

2. ПОСОБИЕ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ЛАБОРАТОРНЫХ РАБОТ

2.1. Подготовка исходных данных для автоматизированного планирования: сканирование и векторизация графических документов

В процессе автоматизированного планирования специалисты горного предприятия в вариантах анализируют направления подвигания уступов в рабочей зоне карьера с целью установления положений горных работ, обеспечивающих выемку заданных объемов полезного ископаемого требуемого качества и извлекаемых при этом пород вскрыши.

При нормальной эксплуатации геоинформационных пакетов текущие положения уступов, измененные по мере их отработки, вносит в модель рабочей зоны маркшейдерская служба.

При первоначальном же создании модели карьерного пространства наиболее часто используется сканирование горно-графической документации, представленной на «твердых» носителях (бумага, картон, лавсановая пленка), как средство получения электронной копии бумажных документов, в частности - сводных планов горных работ.

В последствии сканированные изображения перерабатываются с использованием соответствующих программных средств и представляются в координатной форме (векторизуются) для обеспечения возможности моделирования перемещения рабочей зоны на горизонтах, подсчета объемов выемки, корректировки текущих положений уступов и пр.

Целью лабораторной работы является освоение программных средств и методики сканирования горных графических документов, а также векторизация фрагмента сводного плана горных работ для дальнейших горно-геометрических расчетов.

Программные средства и техническое обеспечение – планшетный сканер с набором драйверов, программа, для сканирования и редактирования растровых изображений **PhotoPlus**, графическая система **AutoCAD**.

Задачи работы:

- создать растровую компьютерную копию исходного положения горных работ на участке карьерного пространства;
- векторизовать растровую копию;
- создать базовую геоинформационную модель рабочей зоны карьера.

Исходные данные:

план участка борта карьера масштабом 1:5000 или 1:2000.

Порядок выполнения работы:

Получить задание – выкопировку из плана горных работ от преподавателя.

Отсканировать изображение участка борта карьера, для чего:

Заправить чертеж в сканер лицевой стороной вниз (изображением к сканирующей головке).

Вызвать программу iPhotoPlus.

Загрузить программу сканирования изображения командой File/Acquire (рис.2.1).

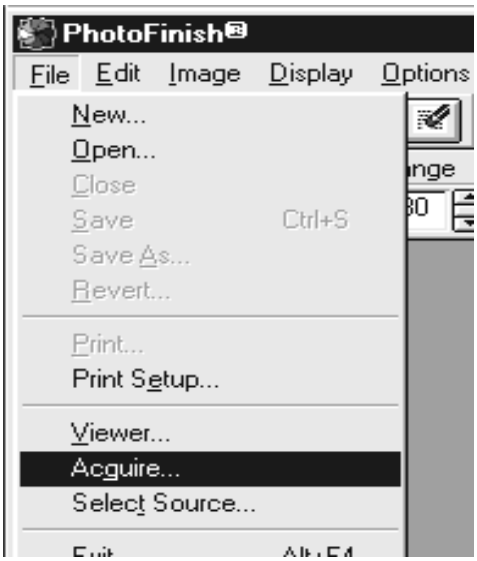


Рис.2.1. Запуск режима сканирования

В открывшимся диалоговом окне (рис.2.2) задать следующие параметры сканирования:

- **Scan mode** (режим сканирования) – Gray (градации серого цвета);
- **Scan size** (формат) – A4;
- **Resolution** (разрешение) – 100 dpi (точек на дюйм);
- **Scaling** (масштаб) – 100%.

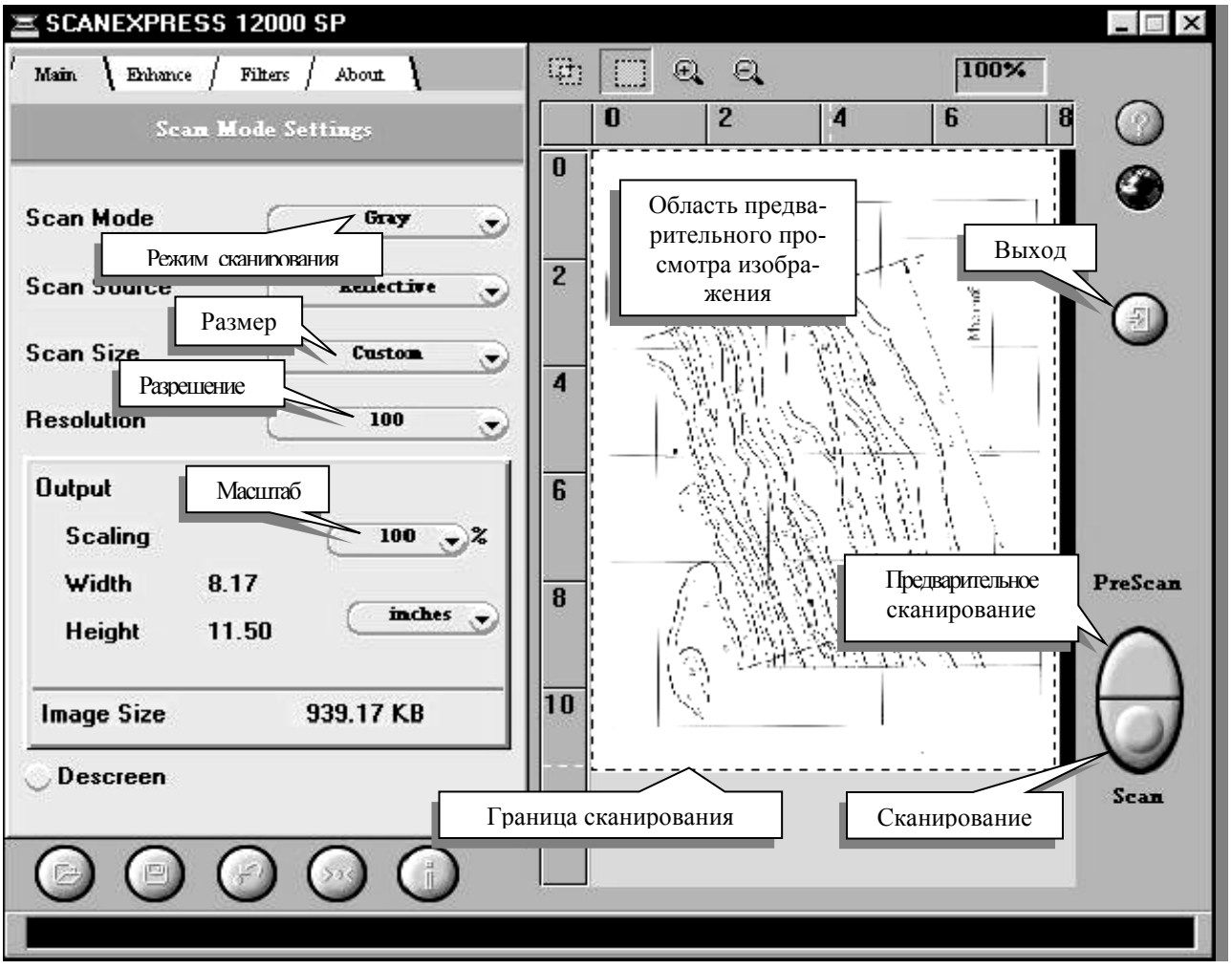


Рис.2.2. Диалоговое окно программы сканирования изображений

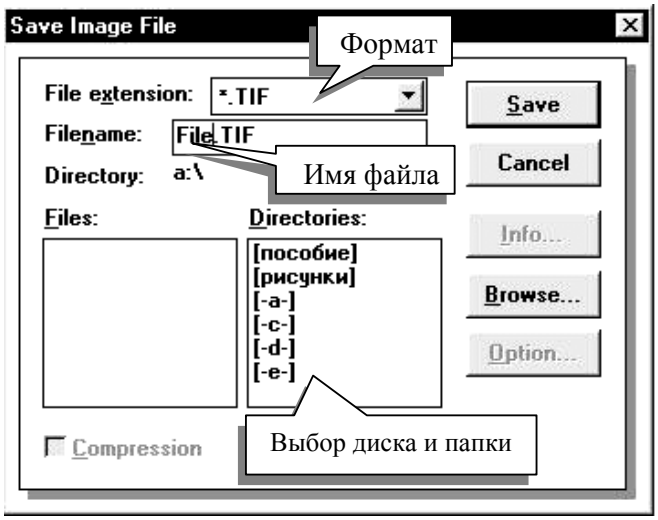


Рис.2.3. Диалоговое окно сохранения растрового изображения

Произвести сканирование.

Зарыть программу сканирования изображения.

Полученная растровая копия сохраняется в виде файла **<имя файла>.TIF**[1] - команда **File/Save** (рис.2.3).

Закрыть программу **iPhotoPlus** – команда **File/Exit**.

Загрузить **AutoCAD-2000** и через пункт главного меню **Вставка/Растровое изображение** (рис.2.4) выбрать сканированный и сохраненный в соответствующем каталоге файл (**<имя файла>.tif**).

При загрузке растрового файла **AutoCAD** предлагает диалоговое окно, которое содержит следующие основные настроечные параметры (рис.2.5):

Insertion point (точка вставки) – по умолчанию вставляемый объект устанавливается в начале координат (0, 0, 0) – при выполнении лабораторной работы сканированное изображение помещается в начало координат.

Scale (масштаб) – позволяет уменьшить или увеличить размер вставляемого фрагмента. Поскольку сканированные объекты, сохраненные в формате **.tif** не искажаются (размеры реального изображения и размеры растровой модели – 1:1), то для выполнения лабораторной работы *Scale=5*. В этом случае масштаб сканированного чертежа, представляемого в компьютере, станет 1:1000 (1 мм чертежа – 1 м местности), что удобно для дальнейших горно-геометрических расчетов.

Rotation (поворот) – позволяет поворачивать сканированное изображение относительно левой нижней точки чертежа на экране. Для по-

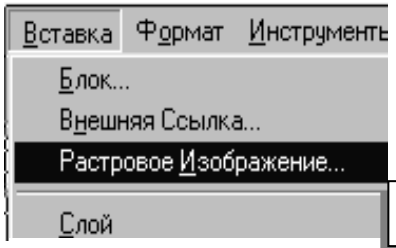


Рис.2.4. Включение режима вставки растрового изображения

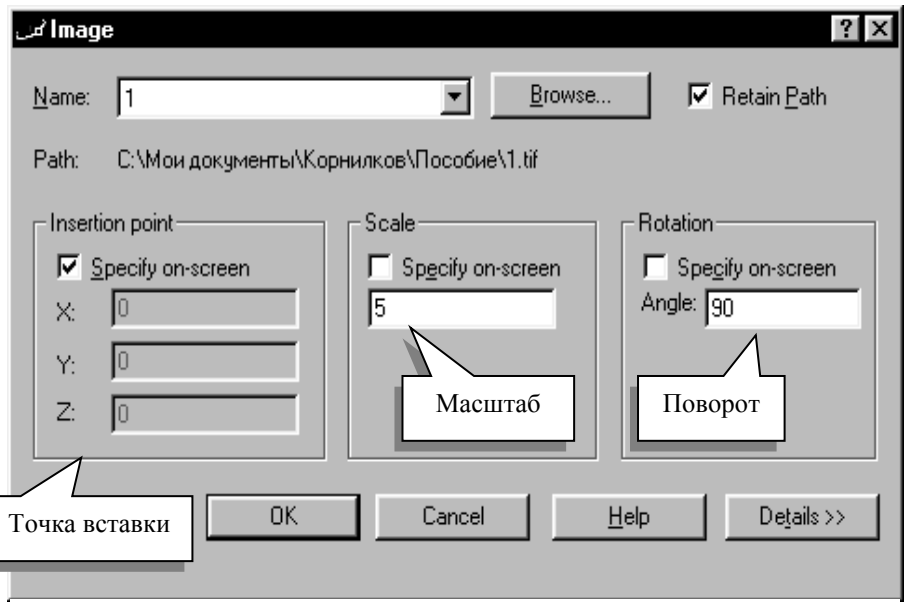


Рис.2.5. Диалоговое окно вставки растрового изображения

[1] Имя файла формируется из первых трех букв фамилии студента в латинской транскрипции. Например: фамилия студента – Иванов, имя файла - **iva.tif** или **iva2.tif**

ворота по часовой стрелке задается угол, измеренный в градусах со знаком «-» (например «-90»). Это часто необходимо для того, чтобы разместить на экране растровое изображение в привычном виде. При выполнении лаб. работы повернуть сканированное изображение горизонтально. Нижние горизонты – в нижней части экрана.

Импортированный в AutoCAD растровый фрагмент необходимо сохранить в соответствующем каталоге расширением **.DWG** (команда **File/Save**). Полученный файл является исходной «подложкой» для создания векторной копии сканированного исходного положения горных работ.

Векторная модель горных работ создается путем обвода верхних и нижних бровок уступов растрового («подложки») изображения ломаными линиями, для чего:

- создать для «подложки» и каждого рабочего горизонта свой информационный слой. Именем слоя будет являться высотная отметка горизонта (например: гор. 122). Создание информационных слоев осуществляется с помощью главного меню: **Формат/Слой** в открывшимся диалоговом окне кликнуть кнопку **«Новый»** и ввести имя слоя; в разделе «**Цвет**» задать любой, отличный от белого (одинаковый для всех слоев за исключением подложки), кликнуть, «**ОК**»;

- зафиксировать с помощью «мыши» на экране положение верхней и нижней бровки ломаными полилиниями. Каждый горизонт описывается в своем слое, поэтому перед началом обвода вызывается соответствующий слой, который назначается текущим: **Формат/Слой** (выбор «мышью» нужного слоя)» - «**Текущий**» - «**ОК**» или через панель инструментов (рис.2.6);

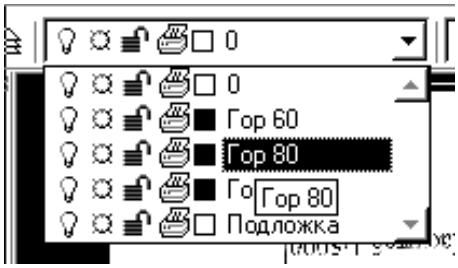


Рис.2.6. Задание текущего слоя

- обвод отдельно верхней и нижней бровки на «*подложке*»: **Черчение/Полилиния** {} . Указание начала полилинии осуществляется «мышью». Все последующие точки, должны лежать на обводимой бровке, их положение фиксируется нажатием левой клавиши мыши (**ЛКМ**). Окончание ввода полилинии – «правая клавиша мыши (**ПКМ**)» или клавиша «**Enter**». В ходе векторизации изображение может увеличиваться кнопка {} и позиционироваться – {};

- переходом от верхней бровки к нижней, от слоя к слою (от горизонта к горизонту и обводом их бровок) формируется геоинформационная векторная модель рабочей зоны на участке борта карьера. По окончании обвода «*подложку*» можно «*стереть*», т. е. отключить ее информационный слой {}.

- назначить вес (толщину) линий верхней и нижней бровок уступов (0,7 и 0,2 мм соответственно). Для этого воспользоваться панелью инструментов **AutoCAD** (рис.2.7).

Действия повторить для всех информационных слоев-горизонтов.

Отчетность по работе:

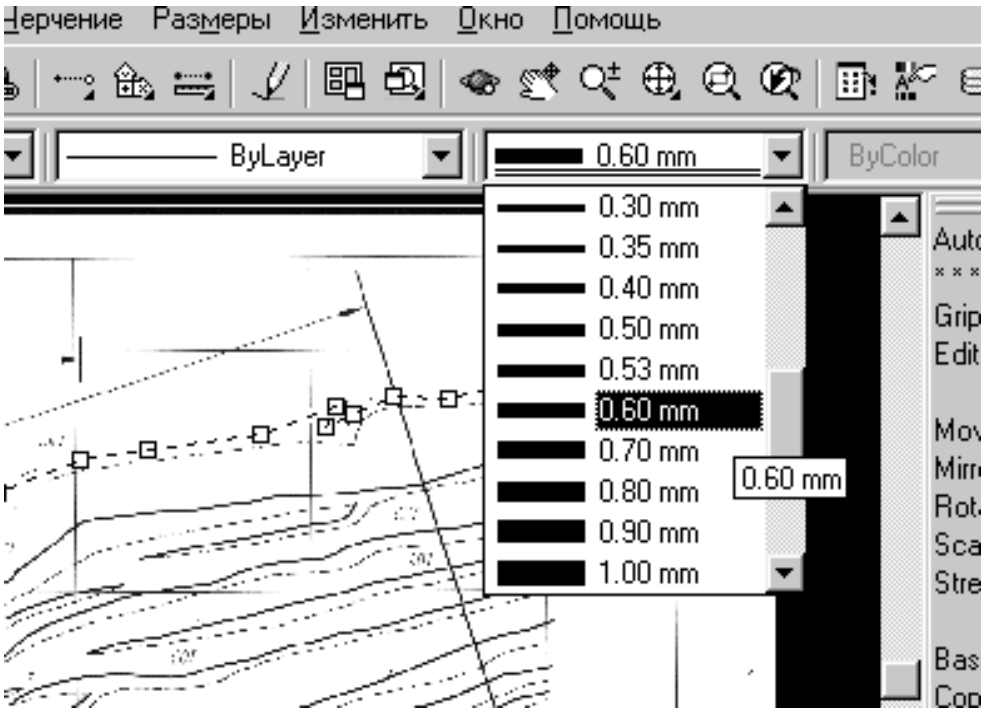


Рис.2.7. Задание веса полилинии

1. Файл <имя файла>.dwg – геоинформационная модель рабочего пространства участка карьера.
2. Чертеж (распечатка принтера) векторизованного участка борта формата А4, переведенный из базового масштаба 1:1000 в 1:5000 (1:2000).

2.2. Моделирование подвигания рабочей зоны

В практике планирования открытой разработки наиболее часто решаются две горно-геометрических задачи:

задача 1 - определение промежуточного положения рабочей зоны на участке борта при заданном подвигании горных работ на одном из рабочих горизонтов;

задача 2 - определение допустимого подвигания рабочей зоны на нижних горизонтах при консервации одного из верхних уступов.

При решении *задачи 1* на одном из «*опорных*» горизонтов чаще всего назначают необходимое годовое подвигание фронта работ и от этого планируемого положения вверх и вниз отстраивают текущие положения уступов с рабочими площадками расчетной ширины. Этим самым определяются объемы горной массы, которые могут быть извлечены с участка борта в течение года при заданной интенсивности его отработки.

При решении *задачи 2* положение верхнего уступа фиксируется и вниз от него отстраиваются площадки консервации. При этом устанавливается конфигурация законсервированного борта в плане, а также обоснуются максимально возможные объемы горной массы, извлекаемые при консервации участка борта. Вторым назначением решения данной задачи является определение величины подготовленных запасов на анализируемом участке борта и установление допустимого количества новых горизонтов, которые можно вовлечь при этом в разработку.

Целью лабораторной работы является освоение программных средств **AutoCAD** применительно к методике компьютерного моделирования перемещения горных работ на участке борта.

Программные средства и техническое обеспечение – графическая система AutoCAD.

Задачи работы: рассчитать конечные положения горных работ на участке борта карьера:

1 – при заданном годовом подвигании одного из «опорных» уступов (60-70 м/год) и сохранении или создании на остальных горизонтах рабочих площадок требуемой ширины (40 м);

2 – при остановке верхнего уступа и приведении в законсервированный вид всех нижележащих горизонтов (ширина площадки консервации 19 м);

3 – при заданном годовом подвигании работ на «опорном» горизонте и с последующим приведением всех уступов в законсервированное положение (ширина площадки консервации 19 м).

Порядок выполнения работы:

Приступить к решению задачи 1

Назначить информационные слои для размещения данных о моделируемых положениях горных работ на каждом горизонте. Количество новых слоев соответствует количеству горизонтов на анализируемом участке (примерное название слоя «*Новый гор 92*»).

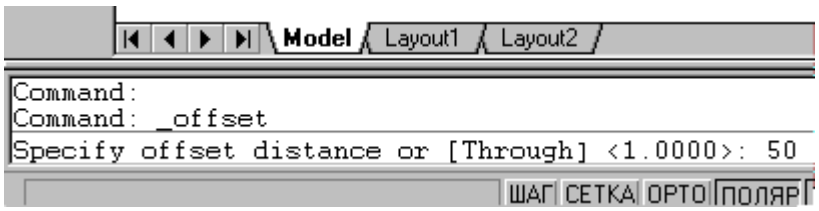


Рис.2.8. Задание величины подвигания уступа

Назначить *текущим* {} «*опорный горизонт*» - гор. +62 м).

Переместить верхнюю и нижнюю бровки уступов на величину 45 - 50 м. Для этого выбрать на левой панели иконку **«Сдвиг»** {}. Ввести в нижнюю командную строку «*Specify offset distance or [Through] <0.0>*: …» (см. рис.2.8) требуемую величину подвигания уступа, например 50 м, в соответствии с масштабом геоинформационной модели в миллиметрах чертежа (в данном примере М 1:1000, 1 м = 1 мм) – «**Enter**»; выбрать курсором перемещаемый объект (верхняя бровка) – **ЛКМ**; указать на экране направление перемещения объекта – **ЛКМ** (рис.2.9).

От верхней бровки отстроить планируемое положение нижней бровки сдвигом на величину горизонтальной проекции откоса рабочего уступа. Угол откоса рабочего уступа принять 70^0. Изменить *вес* (толщину) линии нижней бровки с 0,7 до 0,2 мм (рис.2.10).

Сохранить новое полученное положение горных работ на гор. +62 м в новом слое, погасить исходный.

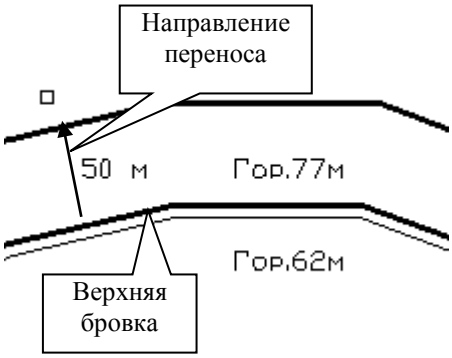


Рис.2.9. Моделирование верхней бровки

Последовательно отстроить необходимое количество планируемых положений горных работ на вышележащих и нижележащих уступах, постоянно сохраняя их координаты в соответствующих новых информационных слоях.

Необходимо на каждом шаге создания модели рабочей зоны следить за тем, чтобы новое положение каждого уступа совпадало или перекрывало исходное. При этом:

- если, существующий уступ перекрывается моделируемым частично то изменению подлежит только перекрытая уступом область (рис.2.11);
- если существующий уступ полностью перекрывается моделируемым то изменению подлежит весь фронт уступа (рис.2.12);
- если существующий уступ не перекрывается моделируемым то положение уступа остается неизменным.

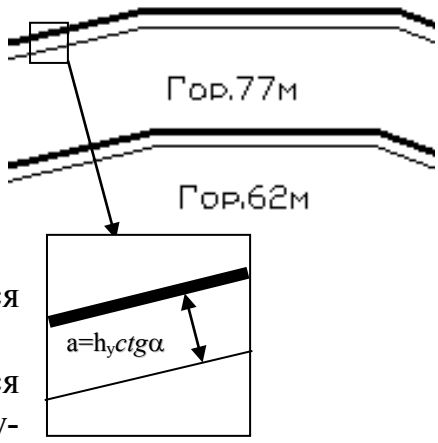


Рис.2.10. Задание положения нижней бровки моделируемого уступа

При решении задачи 2 так же пользоваться функцией **«Сдвиг»**. При этом опорный горизонт будет верхним (например гор. 152 м) и все графические построения пойдут от него вниз с шагом, равным ширине площадки консервации.

Отчетность по работе:

1. Файл, включающий исходное и моделируемое положения рабочей зоны на горизонтах анализируемого участка борта.
2. Чертежи М 1:5000 планируемых положений борта карьера (рабочее, законсервированное).

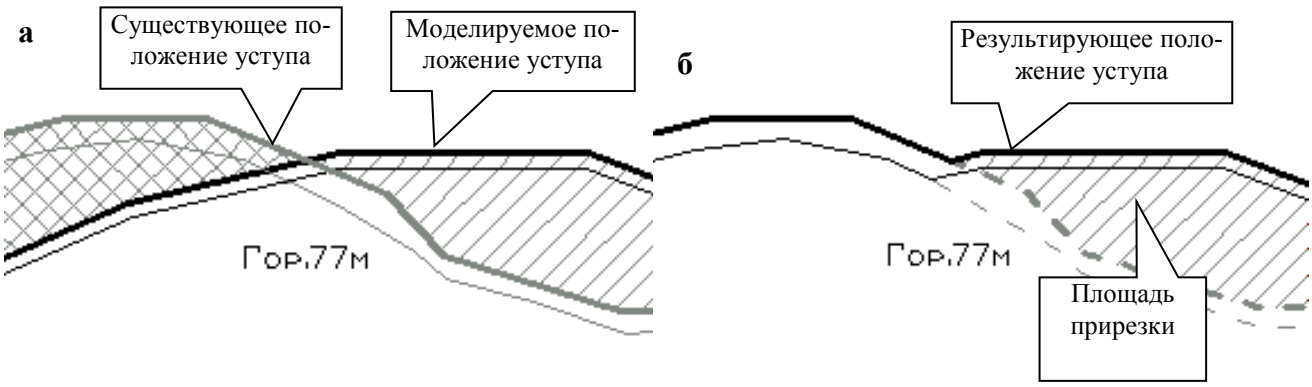


Рис.2.11.Частичное пересечение существующего положения уступа моделируемым:
а - положение уступов; б - результирующее положение моделируемого уступа

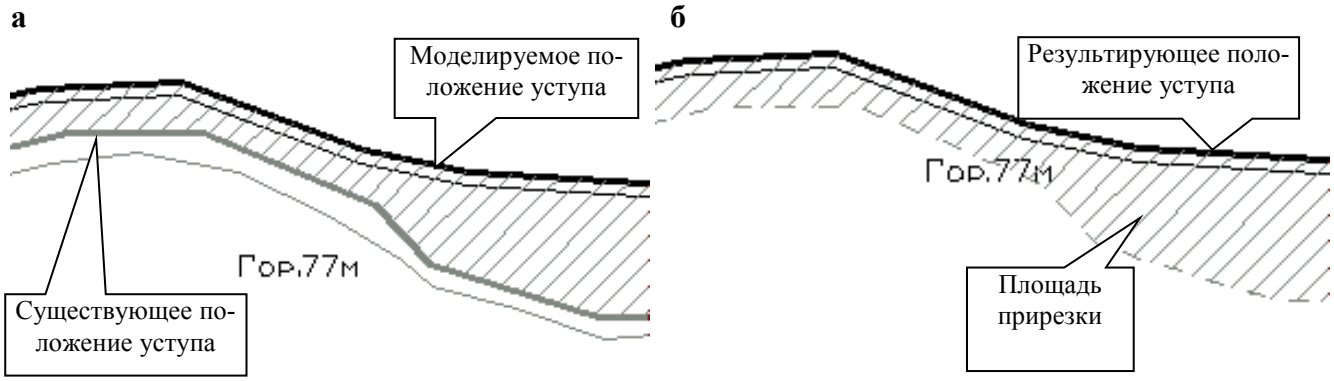


Рис.2.12.Полное пересечение существующего положения уступа моделируемым:
а - положение уступов; б - результирующее положение моделируемого уступа.

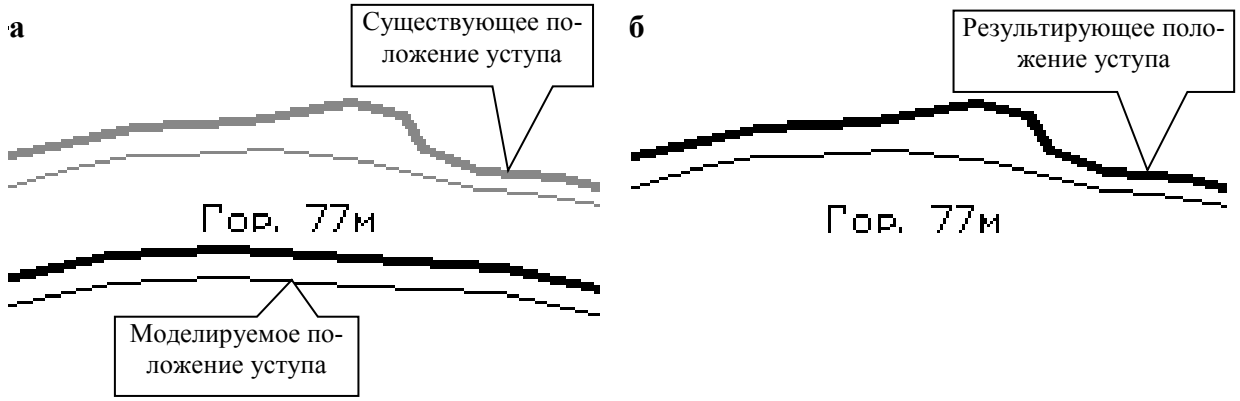


Рис.2.13. Перемещение вышележащего уступа не требуется:
а – исходное положение уступов; б - результирующее положение моделируемого уступа

2.3. Автоматизированный подсчет объемов выемки горной массы

Объем горной массы на каждом горизонте определяется по выражению:

$$V = S_{гм} \cdot H_{у},$$

Где $H_{у}$ – высота уступа, м;

$S_{гм}$ - площадь горной массы на горизонте, м^2.

Площадь горной массына горизонте рассчитывается как площадь многоугольника, заключенного между исходным и планируемым положениями рабочей зоны.

Цель работы: изучение программных средств AutoCAD применительно к автоматизированным горно-геометрическим расчетам.

Программные средства и техническое обеспечение – графическая система AutoCAD.

Задачи работы: рассчитать объемы горных работ, извлекаемые при годовом перемещении горных работ на участке борта и при постановке борта в консервацию.

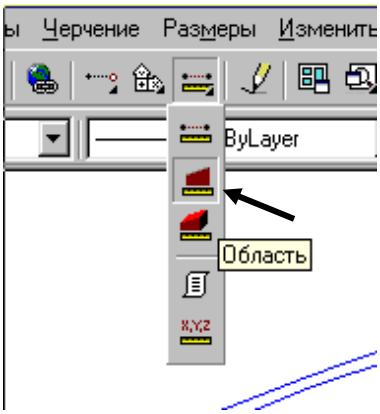


Рис.2.14. Меню измерительных инструментов

Порядок выполнения работы:

Загрузить файлы, характеризующие модели исходного и планируемого положения горных работ. В качестве планируемого положения принять модель, построенную по заданному подвиганию горных работ на «опорном» горизонте.

Последовательно загрузить из обеих моделей информационные слои, характеризующие исходное и планируемое положения горных работ на анализируемых горизонтах (например, слой «Гор137» и слой «Новый гор 137»).

Объединить полилинии верхних (нижних) бровок в единый многоугольник. Для этого:

- в графическом меню измерительных инструментов выбрать пункт «область» ЛКМ (рис.2.14);
- в экранном меню выбрать пункт **«boundar»** (рис.2.15);
- в открывшемся диалоговом окне **«Создание Границы»** (рис.2.16) кликнуть по кнопке пункта **«new»;**
- указать ЛКМ полилинии, ограничивающие область прирезки (старое и новое положение верхней бровки на уступе, границы участка), ввод заканчивается ПКМ (рис.2.17);
- в диалоговом окне «Создание Границы» (рис.2.18) кликнуть по кнопке пункта «**выбор точки**» и указать точку внутри области прирезки **ЛКМ** ввод заканчивается **ПКМ**.

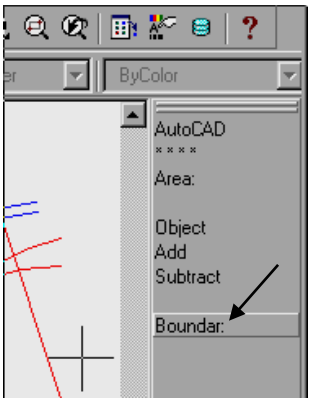


Рис.2.15. Экранное меню

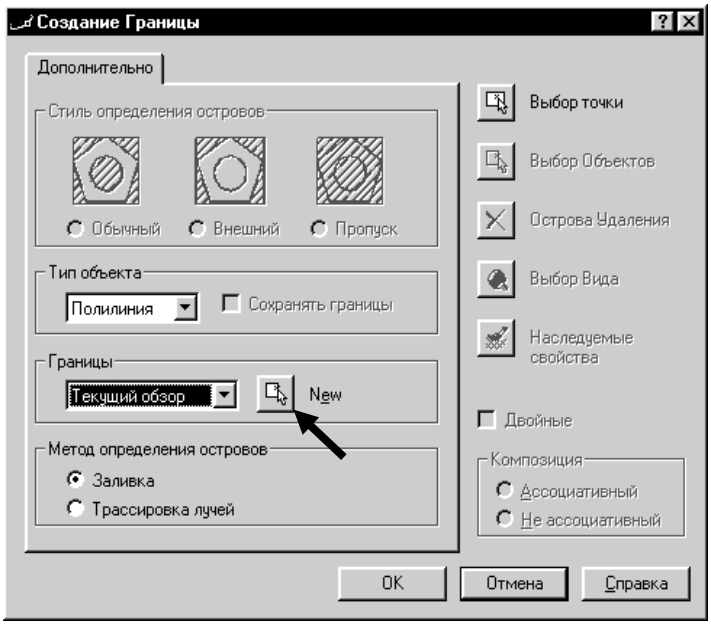


Рис.2.16. Диалоговое окно «создание границы»

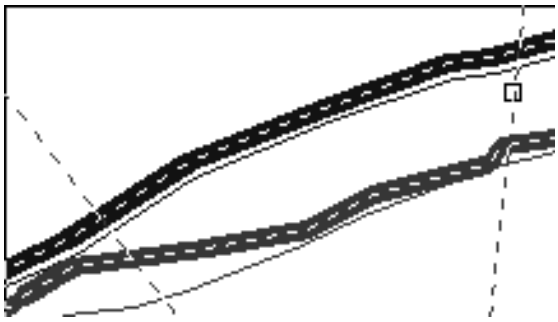


Рис.2.17.Создание границы

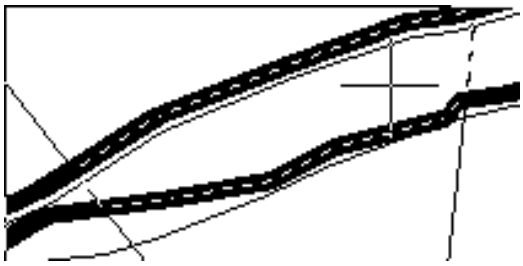


Рис.2.18. Создание замкнутого контура

В экранном меню последовательно выбрать пункты Area: и Object. В качестве объекта указать созданный контур прирезки.

В командной строке появится сообщение «Area = …», характеризующее площадь замкнутого многоугольника в мм^2 модели $S_м$. Результат записать в табл.1. по номерам соответствующего горизонта (в примере – гор.137)

Вычислить истинную площадь многоугольника $S_и$ (в м^2), используя выражение $S_и=S_м \cdot k_п$, где $k_п$ – коэффициент, пропорциональный квадрату масштаба модели. Если модель построена в М 1:1000, то $k_п=1$, при М 1:2000 - $k_п=4$, при М 1:5000 - $k_п=25$ и т.п. Поскольку базовый масштаб моделей участка борта – 1:1000, то $S_и=S_м$ ($k_п=1$)

Повторить действия для всех предполагаемых к отработке горизонтов на участке борта. Результаты записать (табл.3.1).

Вычислить объемы работ, планируемые к выемке на каждом горизонте, умножая рассчитанную площадь прирезки на высоту соответствующего уступа.

Отчетность по работе:

Результатом проделанной работы является таблица, характеризующая планируемый объем горных работ на участке борта следующего вида.

Таблица 2.1

Отметка горизонта, м	**Площадь прирезки $S_м$, мм^2**	**Площадь прирезки $S_и$, м^2**	**Высота уступа $H_у$, м**	**Объем работ на горизонте V, м^3**
…	…	…	…	…
ВСЕГО:	…	…	…	…

2.4. Обоснование порядка отработки участка рабочего борта

Отработка каждого из уступов на перемещаемом участке борта возможна в нескольких вариантах:

одновременная – при наличии на каждом из отрабатываемых горизонтов готовых к выемке запасов (уширенной рабочей площадки). В этом случае экскаваторы перемещаются на каждом горизонте независимо от положения забоев на выше- и нижележащих уступах;

последовательно-параллельная – при наличии на отрабатываемых горизонтах рабочих площадок минимальной ширины, достаточной для удержания на них развала горной массы и размещения выемочного и транспортного оборудования. В этом случае экскаватор, расположенный на нижележащем уступе следует за экскаватором, установленном на вышележащем уступе и создающем резерв готовых к выемке запасов нижнему экскаватору;

последовательная – при отсутствии площадок достаточной ширины, что соответствует расконсервации нерабочего или долговременно законсервированного борта. В этом случае перемещение верхнего законсервированного уступа без подвигания остальных производится до тех пор, пока на нижележащем уступе не будут созданы готовые к выемке запасы или рабочая площадка требуемой (проектной) ширины.

Таким образом, общий порядок и время отработки заданного объема горной массы, прежде всего, зависят от возможности одновременной или последовательной расстановки экскаваторов на уступах по высоте перемещаемого борта, что в свою очередь определяется конструкцией рабочего пространства конкретного участка карьерного поля.

Целью лабораторной работы является установление порядка отработки участка карьерного поля по глубине.

Программные средства и техническое обеспечение – графическая система AutoCAD.

Задачи работы:

1) создать характерное совмещенное поперечное сечение, характеризующее начальное и планируемое положения горных работ на отрабатываемом участке;

2) произвести увязку перемещающихся горных работ с параметрами системы разработки: величиной рабочей площадки минимальной ширины и взрывного блока (экскаваторной заходки);

3) обосновать порядок отработки участка карьерного поля по глубине и максимально возможное количество участвующих в этом процессе экскаваторов.

Исходные данные: компьютерные модели участка борта карьера (исходное и планируемое положения горных работ) масштабом 1:5000 или 1:2000.

Порядок выполнения работы:

Вызвать на экран исходную модель рабочего пространства участка борта.

Назначить и зафиксировать на плане по согласованию с преподавателем положение секущей плоскости на плане (рис.2.19).

Создать макет сечения по борту карьера, для чего параллельно секущей в М 1:5000 создать с шагом, равным высоте уступа, ряд линий, соответствующих высотным отметкам отрабатываемых горизонтов (рис.2.20).

Из точек пересечения секущей с верхними и нижними бровками уступов модели борта провести перпендикуляры до макета сечения (до линий с соответствующими высотными отметками горизонтов), рис.2.21.

Объединить полученную в результате построений ломаную – сечение по борту, в единую полилинию (рис.2.21), присвоить ей толщину 0,6 мм. Вспомогательные построения удалить (рис.2.22).

Аналогичным образом построить сечение планируемого положения горных работ. Получить распечатку.



Рис.2.19. Задание плоскости сечения

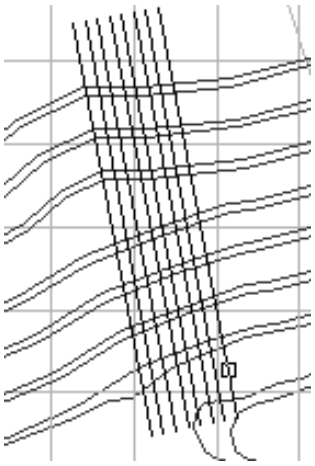


Рис.2.20. Макет сечения

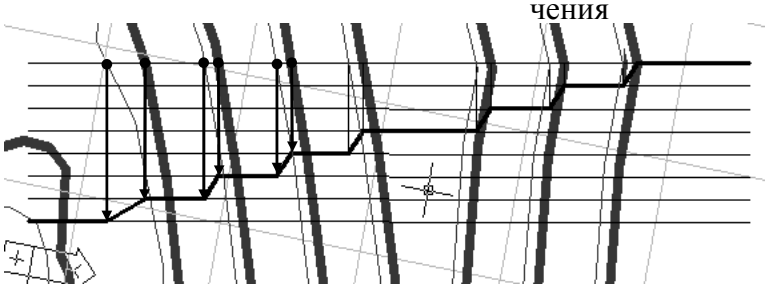


Рис.2.21. Построение сечения борта карьера

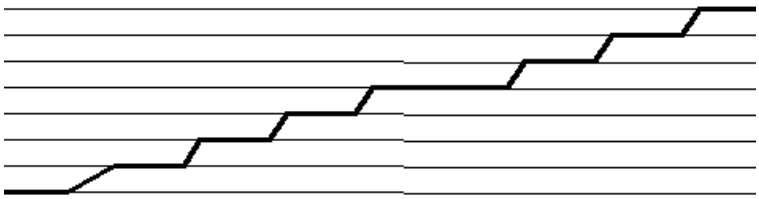


Рис.2.22. Сечение борта карьера

Принять минимальную ширину рабочей площадки 40 - 50 м, ширину взрывного блока – 20 м.

Вручную в масштабе разделить каждый отрабатываемый горизонт на блоки-заходки принятой ширины, как это показано на рис. 2.23.

Сопоставляя величину фактической площадки на горизонте и ширину отрабатываемого взрывного блока с принятой минимальной шириной рабочей площадки (40,0 м), пронумеровать, начиная с верхнего горизонта на поперечном сечении (1, 2, 3…) последовательность возобновления горных работ по глубине рабочей зоны.

При нумерации необходимо иметь в виду, что одинаковыми цифрами отмечаются блоки, отрабатываемые параллельно (например «3»-«3»). Для примера на рис.2.23 горные работы на гор. 92 м могут быть начаты после того, как отработана заходка 1 (гор. 107 м), создающая площадку нормальной величины $B_р$, т.е. гор. 92 м подлежит расконсервации. Далее гор.92м отрабатывается параллельно с гор. 107 м.

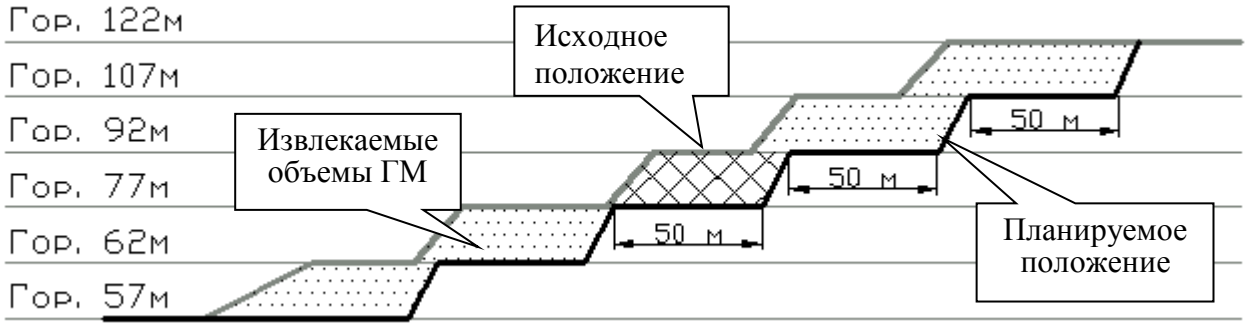


Рис.2.23. Исходное и планируемое положения борта карьера

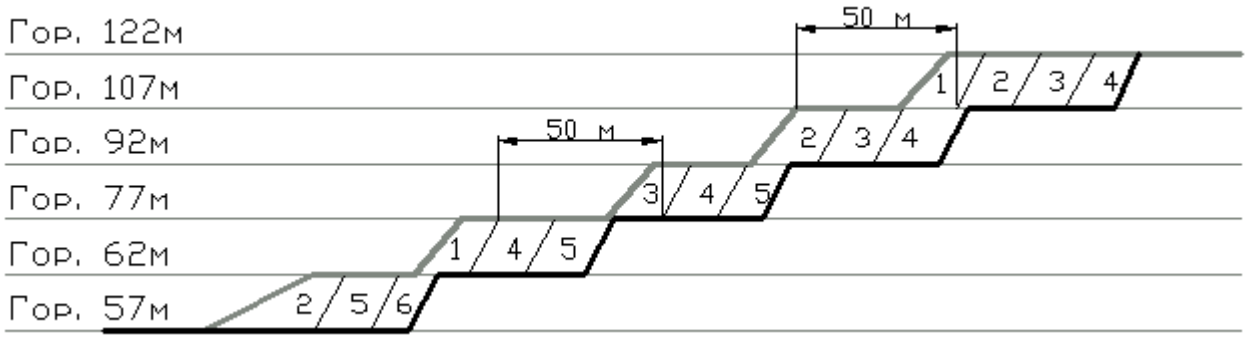


Рис.2.24. Схема к определению порядка отработки:
1, 2, 3, 4, 5, 6 порядок отработки заходок

Работы на гор.62 м могут первоначально вестись одновременно с отработкой гор. 107 м, однако затем горные работы должны быть на какое-то время приостановлены, поскольку на гор. 77 м ширина площадки сокращается до ширины законсервированной ($B_к$).

Из рис. 2.24 видно, что количество экскаваторов, отрабатывающих участок борта, может возрастать от 2 до 4.

Отчетность по работе:

1. Файл XXX.DWG – совмещенное поперечное сечение по участку борта карьера (исходное и планируемое положения).
2. Совмещенное поперечное сечение по участку борта в М 1:5000 или М 1:2000 с разделением каждого горизонта на блоки и нумерация их по порядку вовлечения в разработку.
3. Сведения о максимальном количестве экскаваторов, используемых в начале отработки участка и предполагаемом их количестве в период полного развития работ.

2.5. Выбор технологической схемы расконсервации уступов

При выборе технологической схемы отработки и расконсервации уступов пользоваться графической базой данных и учебным пособием «Технологические схемы консервации и расконсервации».

Выбор технологической схемы осуществляется на основании анализа:

- конструкции карьерного пространства непосредственно на участке работ, в т.ч. высоты уступов, углов наклона их откосов и размеров площадок на каждом перемещаемом горизонте;
- типоразмеров применяемого выемочного оборудования: экскаваторов с обычным и удлиненным рабочим оборудованием, гидравлических экскаваторов – прямых и обратных лопат, драглайнов и пр.;
- вида и параметров транспорта, применяемого на откатке горной массы.

Самым простым вариантом расконсервации участка погашенного борта является последовательная отработка уступов сверху вниз с созданием на них рабочих площадок. Данный вариант расконсервации возможен, если расширение площадок до параметров рабочих производится на отдельном участке борта и не влияет на развитие горных работ в карьере.

При расконсервации уступа с использованием автотранспорта создается разворотная площадка, на которой производятся безопасные маневры автосамосвалов и погрузка горной массы.

Целью лабораторной работы – выбор технологической схемы расконсервации перемещаемого уступа.

Программные средства и техническое обеспечение – графическая база данных «Технологические схемы ведения горных работ при консервации и расконсервации уступов»

Задачи работы:

1) изучить технологические схемы консервации и расконсервации уступов, подобрать наиболее рациональную для предложенных условий;

2) рассчитать ширину разворотной площадки при расконсервации уступа с использованием средств автомобильного транспорта;

3) согласовать геометрические параметры расконсервируемого карьерного пространства на уступе с параметрами БВР и параметрами разворотной площадки;

4) уточнить параметры первого взрывного блока на каждом отрабатываемом горизонте;

5) уточнить порядок отработки каждого перемещаемого горизонта.

Исходные данные:

- совмещенное поперечное сечение по участку борта в масштабе 1:5000 или 1:2000 с разделением каждого горизонта на блоки, пронумерованные по порядку вовлечения в разработку;
- типоразмер автосамосвала, принятый на транспортировании горной массы;
- принятая ранее типовая ширина взрывного блока.

Порядок выполнения работы

Изучается графическая база данных «Технологические схемы ведения горных работ при консервации и расконсервации уступов», принципы расчета.

Производится выбор наиболее подходящих по условиям ведения горных работ технологической схемы расконсервации уступа.

Рассчитывается ширина разворотной площадки минимальной ширины, на которой производятся маневры автосамосвалов и погрузка горной массы. При тупиковом развороте автосамосвалов ее величина (м) определяется по выражению:

$$Ш_{рп} = B_a/2 + R_a + L_a/2 + 2S + Ш_{пв}$$

где B_a – ширина автосамосвала, м;

R_a – конструктивный радиус поворота автосамосвала, м;

L_a – длина автосамосвала, м;

S – безопасное расстояние от а/с до предохранительного вала (1,0 м),

$Ш_{пв}$ – ширина предохранительного вала, м.

Ширина предохранительного вала зависит от высоты вала и устойчивого угла пород (ψ), из которых вал формируется. Согласно Единым правилам безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом предохранительный вал должен быть размещен таким образом, чтобы его вертикальная ось располагалась за призмой обрушения уступа.

Высота предохранительного вала определяется как:

$$h_{пв}=0,5d_k$$

где d_k – диаметр колеса самого крупного автосамосвала, используемого на уступе.

Таким образом, $Ш_{пв}$ может быть определена по выражению:

$$Ш_{пв}=2\cdot h_{пв}\cdot ctg\ \psi$$

При ψ=45 град, $Ш_{пв}=2\cdot h_{пв}$.

Типоразмер автосамосвала принимается самостоятельно на основании данных табл. 2.2.

Таблица 2.2

Марка автосамосвала	Параметры автосамосвалов		
	Ra, м	La, м	Ba, м
БелАЗ-540	8,3	7,25	3,48
БелАЗ-548	9,5	8,17	3,70
Белаз-549	9,5	9,70	4,90
БелАЗ-7519	12,0	11,30	6,10

Расчетное значение разворотной площадки сопоставляется с размерами предварительно планируемого на предыдущей стадии выработанного пространства, возникающего на уступе после отработки первого взрывного блока. Размеры площадки определяются графически на основании имеющегося поперечного разреза.

Если расчетная ширина разворотной площадки меньше, то производится корректировка ширины первого взрывного блока за счет увеличения количества взрываемых рядов.

Окончательно выбирается технологическая схема расконсервации уступа и выводится из базы данных на печать.

Отчетность по работе:

1. Сравнительная таблица, характеризующая окончательно принятые параметры первоначальных взрывных блоков и площадок, возникающих при их отработке на каждом из перемещаемых уступов.

Таблица 2.3

Отметка. горизонта, м	Расчетная ширина разворотной площадки, м	Ширина площадки при отработке блока стандартной ширины, м	Принятая ширина первого взрывного блока на горизонте, м	Планируемая ширина разворотной площадки при возобновлении работ на горизонте, м
107	23,5	22,0	26,5	28,5
92		…	…	…
77		…	…	…

2. Совмещенное поперечное сечение по участку борта с указанием окончательного варианта разделения уступов на взрывные блоки и очередности их отработки.

3. Чертеж (план и поперечный разрез) принятой схемы расконсервации уступов, а также ее адрес в базе данных.

2.6. Составление календарного графика отработки участка борта

Как правило, после выполнения горно-геометрических расчетов работники предприятий обосновывают очередность отработки уступов, необходимую для реализации установленного плана развития горных работ. При этом решаются следующие основные задачи:

1) обоснование очередности отработки горизонтов с целью поддержания необходимого резерва готовых к выемке запасов полезного ископаемого в каждый текущий момент времени;

2) обоснование объема вскрытых и подготовленных запасов, создающихся при том или ином варианте ведения вскрышных работ по площади и глубине карьерного поля;

3) определение минимального срока отработки того или иного участка борта;

4) определение объемов работ, необходимых для попутной реализации перспективных долгосрочных планов развития горных работ;

5) установление рационального порядка перегона экскаваторов с горизонта на горизонт;

6) обоснование объема работ при консервации и расконсервации уступов в рабочей зоне карьера и пр.

Принимаемые решения обосновываются путем совместного количественного анализа перемещения рабочих уступов в карьерном пространстве с расстановкой в нем экскаваторов.

Цель работы: освоить методику планирования расстановки выемочного оборудования при реализации плана ведения горных работ.

Задачи работы:

1. В установленных ранее границах ведения горных работ разработать календарный график перемещения участка борта карьера и определить продолжительность его отработки.

2. Установить предполагаемое максимальное количество экскаваторов, которое может быть использовано одновременно в начале отработки участка и в период полного развития горных работ на нем.

3. Установить необходимые сроки и очередность перегона экскаваторов с горизонта на горизонт.

Исходные данные:

- планируемые к выемке объемы горной массы по горизонтам карьера с разделением на выемочные блоки, рассчитанные по результатам занятия 2 и 4 (табл.2.1);
- предполагаемая месячная производительность экскаватора – 120 - 180 тыс.м^3/мес. (экскаваторы с емкостью ковша 10 - 12 м^3).

Порядок выполнения работы:

Вычертить таблицу для расчета длительности отработки выделенных на каждом горизонте выемочных блоков (табл. 2.4). Для примера данные привязаны к рис. 2.24 (п. 2.4).

Таблица 2.4

Отметка горизонта, м	Планируемый объем работ, $V_{гор}$, тыс.м^3	Количество отрабатываемых блоков, $N_{бл}$	Длительность отработки выделенных блоков на горизонте, мес.					
			1	2	3	4	5	6
107	960	4	2	2	2	2	-	-
92	650	3	-	1,8	1,8	1,8	-	-
77	610	3	-	-	1,7	1,7	1,7	-
62	540	3	1,5	-	-	1,5	1,5	-
47	400	3	-	1,1	-	-	1,1	1,1

Для упрощения расчетов вычислить средний объем отрабатываемого на горизонте блока по соотношению:

$$V_{бл} = V_{гор} / N_{бл} .$$

Вычислить среднюю длительность отработки блока на горизонте, исходя из принятой производительности экскаватора ($Q_э$):

$$T_{бл} = V_{бл}/Q_э .$$

Длительность отработки блоков занести в табл. 2.4. под номерами, выделенными на совмещенном сечении (рис. 2.24).

Для каждого горизонта построить совмещенный линейный график отработки каждого горизонта, учитывая при этом, что выделенные на сечении блоки, обозначенные одинаковыми цифрами, могут отрабатываться одновременно (рис. 2.25).

При построении графика первоначально следует рассчитать время начала отработки и длительность работ на каждом из горизонтов (см. табл. 2.4). Для примера на рис.7 начало отработки гор. 92 м: 0 + 2 = 2 мес., начало отработки гор. 77м: 2 + 1,8 = 3,8 мес., начало отработки гор. 62 м – одновременно с гор. 107, затем после перерыва: 3,8 + 1,7 = 5,6 мес. и т. д.

Проанализировать построенный первоначальный график отработки участка борта и над каждой линией, соответствующей длительности отработки блока на горизонте, проставить номера экскаваторов (1, 2, 3…), которые могут работать одновременно или последовательно. При необходимости изменить время начала работ на горизонте с целью полного использования экскаваторов, уже задействованных на отработке участка.

Анализом графика принять решение о необходимости перегона экскаваторов с горизонта на горизонт и переносе времени отработки некоторых блоков по условию наилучшей загрузки задействованных экскаваторов на чистой работе (рис. 2.26). Например, выемку горной массы на гор. +62 м рационально задержать на 1,2 мес. с тем, чтобы экскаватор № 2 мог последовательно отрабатывать гор. 62 м, затем 47 м и далее 77 м. Стрелками показать направление перегона экскаваторов с горизонта на горизонт.

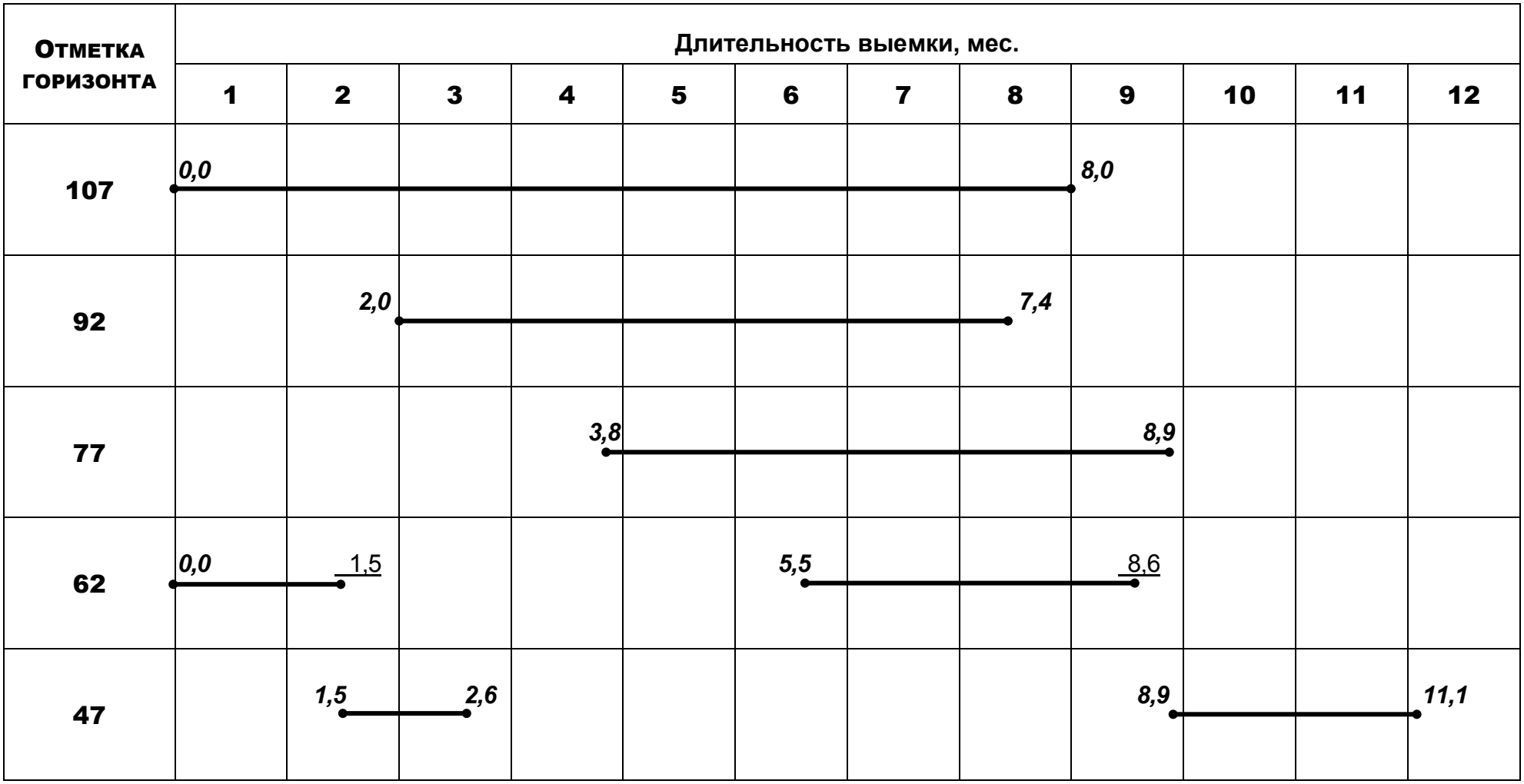


Рис.2.25. Исходный график отработки участка карьера
с учетом перегонов экскаваторов с горизонта на горизонт

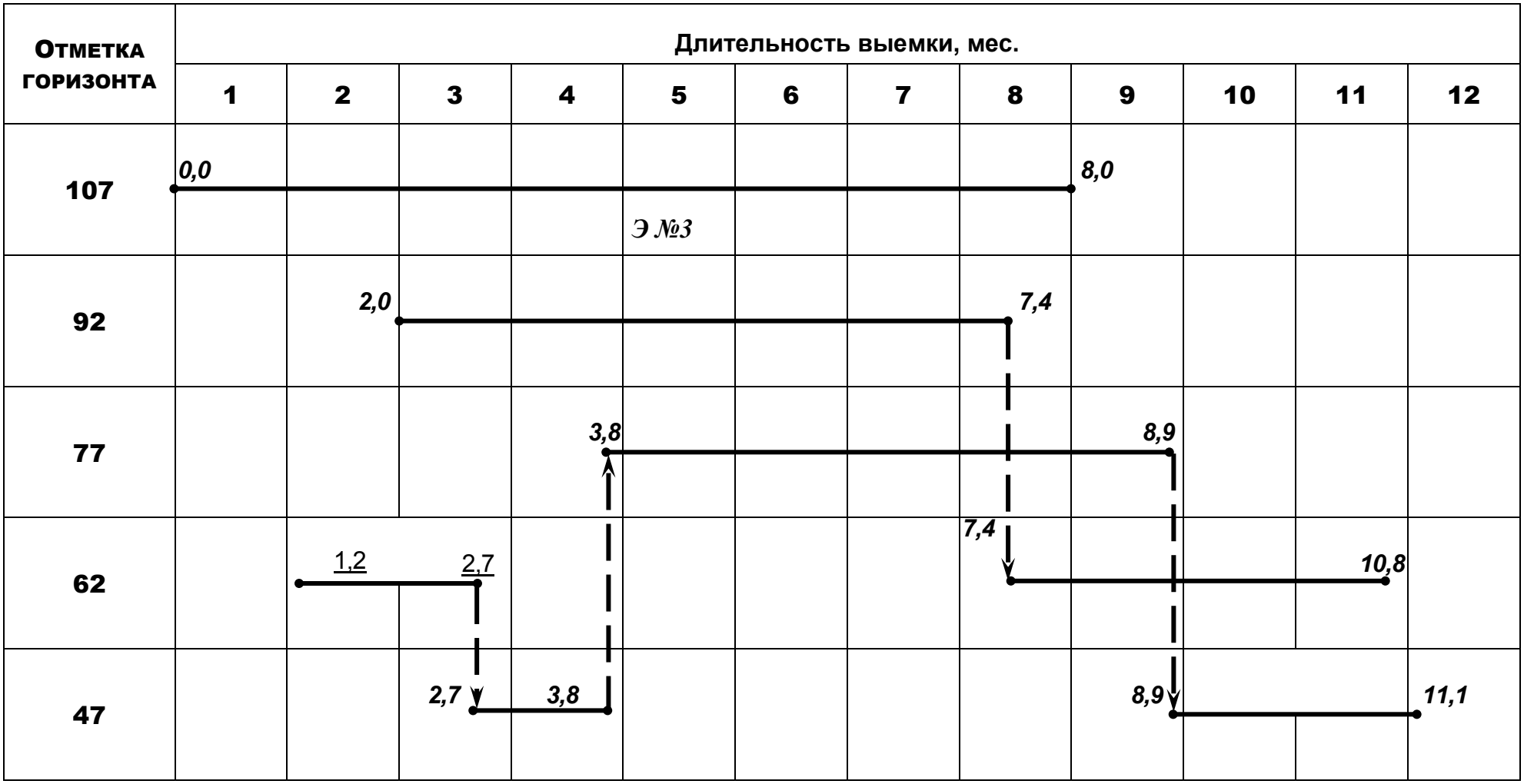


Рис. 2.26. Окончательный график отработки участка карьера
с учетом перегонов экскаваторов с горизонта на горизонт

Окончательно принять максимально возможное количество экскаваторов, отрабатывающих участок борта. Установить общее время отработки запланированных объемов горной массы на участке борта по наибольшему времени отработки анализируемых горизонтов. Как это следует из рис. 2.25 и 2.26, возможны несколько вариантов последовательности отработки горизонтов.

Отчетность по работе:

1. Заполненная табл. 2.4, содержащая сведения, необходимые для расчета календарного графика отработки участка борта.
2. Совмещенный начальный и окончательный календарные графики отработки участка борта, вычерченные разным цветом.
3. Заключение о необходимом количестве экскаваторов и длительности отработки запланированных объемов.

3. СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.: Недра, 1981. 278 с.

Компьютеры и системы управления в горном деле за рубежом /Ю. П. Астафьев, А. С. Зеленский, Н. И. Горлов и др. М.: Недра, 1989. 264 с.

Организация и управление горным производством: Учеб. для вузов /В. И. Ганицкий, Д. Г. Даянц, М. А. Бурштейн и др. Под общей ред. В. И. Ганицкого, М.: Недра, 1991. 368 с.

Технологические схемы консервации и расконсервации, графическая база данных и учебное пособие. /Авт: С. В. Корнилков, В. Л. Беляев, С. Н. Важенина и др. Екатеринбург. 1996.

Резниченко С. С., Подольский М. П., Ашихмин А. А. Экономико-математические методы и моделирование в планировании и управлении горным производством: Учеб. для вузов. М.: Недра, 1991. 428 с.

Ржевский В .В. Открытые горные работы. Учеб. для вузов. В 2-х частях. Часть 2. Технология и комплексная механизация. 4-е изд. Перераб. и доп. М.: Недра, 1985. 549 с.

Сорокин Л. А. Взаимодействие процессов на карьерах: Учебное пособие Екатеринбург: Изд. УГГГА, 1996. 96 с.

Хохряков В. С. Оценка эффективности инвестиционных проектов открытых горных разработок: Учеб. пособие. Екатеринбург: изд. УГГГА, 1996. 180 с.

Компьютерное планирование горных работ на рабочем борту карьера: Программные средства и учебное пособие / Авт.: В. С. Хохряков, В. М. Аленичев, В. И. Суханов и др. Екатеринбург, 1995.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

ГОУ ВПО

УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра разработки месторождений открытым способом

КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

Дисциплина: Планирование открытых горных работ
Тема проекта: Планирование отработки участка борта карьера в сложных горно-технических условиях

Зав. кафедрой РМОС,
проф., д.т.н. Лель Ю. И.

Руководитель проекта,
асс. Мусихина О. В.

Разработчик проекта,
студент гр. ОГР-01-1 Иванов А. И.

Екатеринбург, 2005

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Задание
на выполнение курсового проекта
по дисциплине «Планирование открытых горных работ»

Тема проекта: Планирование отработки участка борта карьера в сложных горно-технических условиях

Общие исходные данные

- годовое подвигание фронта работ на гор. +62 м:
  для четных номеров заданий – $V_ф$=60,0 м/год;
  для нечетных номеров заданий – $V_ф$=70,0 м/год;
- минимальная ширина рабочей площадки $B_р$=40,0 м;
- ширина площадки консервации $B_{конс}$=19,0 м;
- транспорт – автомобильный;
- производительность экскаватора:
  для четных номеров заданий – $Q_э$=1,3 млн.м^3/год;
  для нечетных номеров заданий – $Q_э$=1,5 млн.м^3/год;
- минимальная ширина взрывного блока $B_{вб}$= 20,0 – 25,0 м.

Индивидуальные исходные данные:

- выкопировка участка борта карьера из сводного плана карьера (условный пример или реальные условия по усмотрению преподавателя);
- высота уступа (отличающаяся от 15 м) – …;
- тип и производительность экскаватора (отличающийся от ЭКГ-10) –
- высотные отметки горизонтов – …;
- другие условия – … .

Руководитель проекта _____ (ФИО)
(дата, подпись)

Студент гр. ОГР-_____ _____ (ФИО)
(дата, подпись)

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

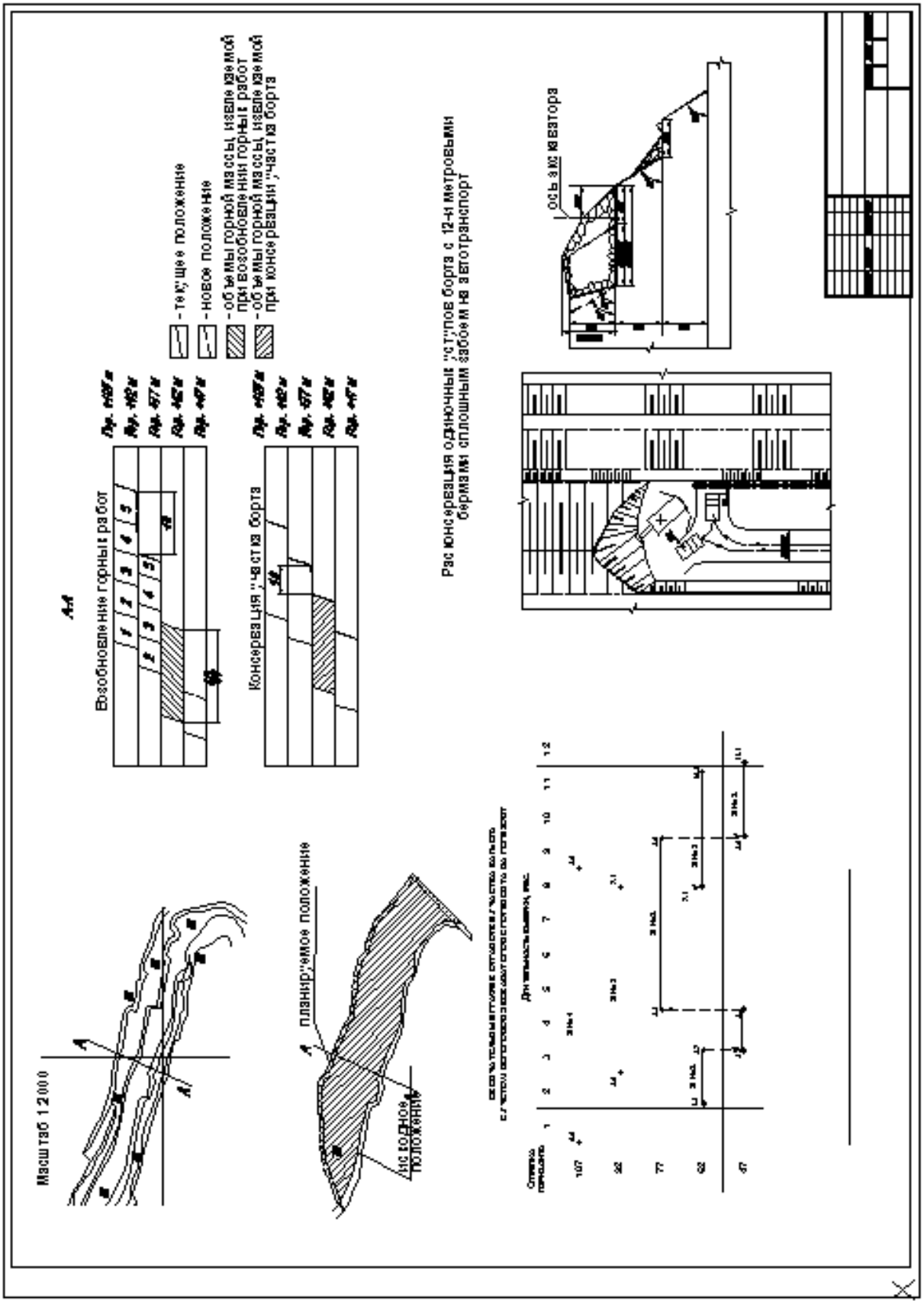
Образец оформления содержания пояснительной записки к проекту

СОДЕРЖАНИЕ ПРОЕКТА

1.	Моделирование расчетных положений рабочей зоны	3
2.	Расчет планируемых объемов выемки горной массы на участке борта	7
3.	Обоснование порядка отработки участка борта	10
4.	Выбор технологической схемы расконсервации перемещаемых усту-пов	15
5.	Разработка календарного графика отработки участка борта	22
6.	Список использованной литературы	25

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Образец графики



ОБРАЗЕЦ УГЛОВОГО ШТАМПА

<table>
<tr><td colspan="4"></td><td colspan="4">090500-ОГР-01-1-ТМ</td></tr>
<tr><td colspan="4"></td><td colspan="4">Планирование отработки участка борта карьера в сложных горно-технических условиях</td></tr>
<tr><td>Должность</td><td>Фамилия</td><td>Подпись</td><td>Дата</td><td rowspan="2">Комбинат "Ураласбест" карьер "Южный"</td><td>Стадия</td><td>Лист</td><td>Листов</td></tr>
<tr><td>Разработ.</td><td>Иванов А.И.</td><td></td><td></td><td>КР</td><td>1</td><td>1</td></tr>
<tr><td>Проверил</td><td>Беляев В.Л.</td><td></td><td></td><td rowspan="3">Технологические схемы, порядок отработки и календарный график ведения горных работ на уступах</td><td colspan="3" rowspan="3">УГГУ Кафедра РМОС</td></tr>
<tr><td>Гл. спец.</td><td>Беляев В.Л.</td><td></td><td></td></tr>
<tr><td></td><td></td><td></td><td></td></tr>
<tr><td>Зав.каф.</td><td>Лень Ю.И.</td><td></td><td></td></tr>
</table>

Корнилков Сергей Викторович
Исаков Сергей Владимирович
Мусихина Ольга Владимировна

ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Методические указания и пособие по выполнению курсового проекта и лабораторных работ по дисциплине «Планирование открытых горных работ» для студентов специальности 090500 – «Открытые горные работы (ОГР)» направления 650600 – «Горное дело»

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта и лабораторных работ
по дисциплине «Планирование открытых горных работ»
для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы (ОГР)»
направления 130400 – «Горное дело»

Корректура кафедры разработки месторождений открытым способом

Подписано в печать
Бумага писчая. Формат бумаги 60х84 1\16. Печать на ризографе
Печ.л. . Уч-изд.л. . Тираж экз. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, Екатеринбург, Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет
Лаборатория множительной техники

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-
методическому комплексу

_____С.А.Упоров

РУКОВОДСТВО ПО САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ СТУДЕНТОВ

Б1.В.09.07 ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Мусихина О.В., к.т.н., доцент

Одобрена на заседании кафедры	Рассмотрена методической горно-технологического факультета (ГТФ)
Разработки месторождений открытым способом	
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав. кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Лель Ю.И.	Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 337 от 19.04.2019	Протокол № 7 от 19.04.19
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 3

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ..... 3

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 4

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ» 4

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»..... 5

1. ОБЩИЕ УКАЗАНИЯ ДЛЯ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ОСВОЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Алгоритм работы студентов для качественного усвоения дисциплины включает в себя следующие действия:

1. Изучить рабочую программу дисциплины, что позволит правильно сориентироваться в системе требований, предъявляемых к студенту со стороны преподавателя.
2. По учебнику освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.

2. ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ

1. Основные определения: «технология», «планирование». Сущность планирования горных работ.
2. Общая концепция ресурсного обеспечения материального производства
3. Характеристика методов планирования материального производства
4. Классификация задач планирования горных работ
5. Причины отклонений горных работ от планируемых.
6. Этапность и непрерывность планирования ведения горных работ
7. Структура затрат горного производства.
8. Методы расчета и обоснования экономических показателей открытой разработки.
9. Основные технические задачи долгосрочных и перспективных планов разработки.
10. Планирование реконструкции вскрытия карьерного поля при железнодорожном и автомобильном транспорте.
11. Горнотехнические и горно-экономические задачи годовых планов разработки
12. Порядок разработки и согласования планов горных работ

13. Классификация фронтов уступов по степени их готовности к отработке
14. Сущность квартального и месячного планирования горных работ.
15. Оперативное недельно-суточное планирование: сущность и особенности планирования при различных видах транспорта
16. Особенности планирования горных работ на карьерах по производству строительных материалов и на угольных разрезах.
17. Особенности планирования горных работ на карьерах черной и цветной металлургии.
18. Особенности планирования горных работ на предприятиях по добыче облицовочного камня.

3. ПЕРЕЧЕНЬ ОСНОВНОЙ И ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ, НЕОБХОДИМОЙ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

3.1. Основная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю. , Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 725 с.	32
2.	Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров: учебник. – 3-е изд., перераб. – М.: Высшая школа, 2009. – 694 с., илл.	40

3.2 Дополнительная литература

№ п/п	Наименование	Кол-во экз.
1.	Хохряков В.С. Проектирование карьеров: учеб. для вузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1992. – 383 с.: илл.	112
3.	Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация: учебник. Изд. 8-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2014. – 512 с. (Классика инженерной мысли: горное дело)	2

4. ПЕРЕЧЕНЬ РЕСУРСОВ ИНФОРМАЦИОННО - ТЕЛЕКОММУНИКАЦИОННОЙ СЕТИ «ИНТЕРНЕТ», НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Горное дело: информационно-аналитический портал для горняков; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.mwork.su/

Горное дело: информационно-справочный сайт; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.gornoe-delo.ru/

Горнопромышленный портал России: информационный портал; то же [Электронный ресурс]. – URL: http://www.miningexpo.ru/

5. СОДЕРЖАНИЕ УЧЕБНОЙ ДИСЦИПЛИНЫ «ПЛАНИРОВАНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»

Тема 1: Методология планирования горных работ

Основные определения. Сущность планирования горных работ. Общая концепция ресурсного обеспечения материального производства. Характеристика методов планирования материального производства. Классификация задач планирования горных работ. Причины отклонений горных работ от планируемых. Этапность и непрерывность планирования ведения горных работ.

Тема 2: Экономические основы планирования горных работ

Методы расчета и обоснования экономических показателей открытой разработки. Укрупненные и детальные экономические расчеты. Расчет прямых эксплуатационных издержек, платежей и налогов. Анализ структуры себестоимости. Сущность бюджетного подхода к планированию открытой разработки. Экономическое обоснование главных показателей открытой разработки: текущего коэффициента вскрыши, производительности карьера по полезному ископаемому, качества добываемого полезного ископаемого.

Тема 3: Разработка долгосрочных и перспективных планов развития горных работ

Основные технические задачи долгосрочных и перспективных планов разработки. Способы управления рабочей зоной карьера. Порядок разработки стратегических и долгосрочных планов поддержания (развития) минерально-сырьевой базы предприятия. Горно-геометрические расчеты при долгосрочном и перспективном планировании открытой разработки. Планирование реконструкции вскрытия карьерного поля при железнодорожном и автомобильном транспорте.

Тема 4: Разработка годовых планов горных работ

Горнотехнические и горно-экономические задачи годовых планов разработки. Порядок разработки и согласования планов горных работ. Текстовая часть и графическая документация по годовому планированию. Классификация фронтов уступов по степени их готовности к отработке. Анализ состояния горных работ на карьере. Планирование работ

на участке перемещаемого борта. Способы поддержания фронта горных работ требуемой протяженности.

Тема 5: Разработка текущих и оперативных планов

Сущность квартального и месячного планирования горных работ. Разработка месячного плана-графика отработки экскаваторного блока на участке борта. Оперативное недельно-суточное планирование: сущность и особенности планирования при различных видах транспорта.

Тема 6: Особенности планирования открытой разработки в различных условиях

Особенности планирования горных работ на карьерах по производству строительных материалов и на угольных разрезах. Особенности планирования горных работ на карьерах черной и цветной металлургии. Особенности планирования горных работ на предприятиях по добыче облицовочного камня. Информационные технологии при планировании горных работ на карьерах. Характеристика программных средств планирования горных работ.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-
методическому комплексу

_____С.А.Упоров

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОМ ДЕЛЕ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Мусихина О.В., к.т.н., доцент

Одобрена на заседании кафедры	Рассмотрена методической горно-технологического факультета (ГТФ)
Разработки месторождений открытым способом	
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав. кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Лель Ю.И.	Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 337 от 19.04.2019	Протокол № 7 от 19.04.19
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург

Тема типового курсового проекта: **Автоматизированное проектирование объектов открытых горных работ.**

Типовой курсовой проект выполняется по индивидуальному заданию, представленному в виде графической распечатки формата А4 с шестью геологическими поперечными сечениями рудного тела.

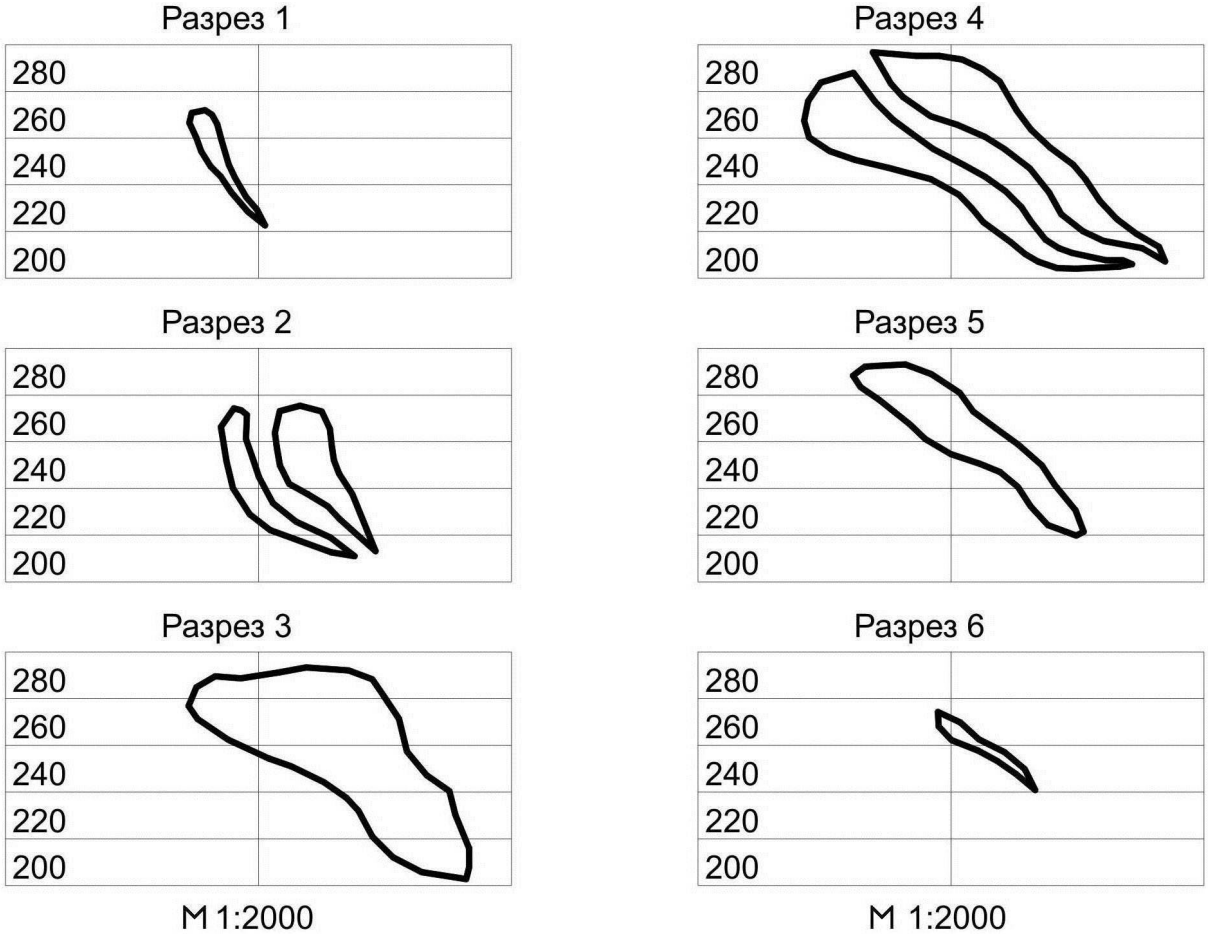


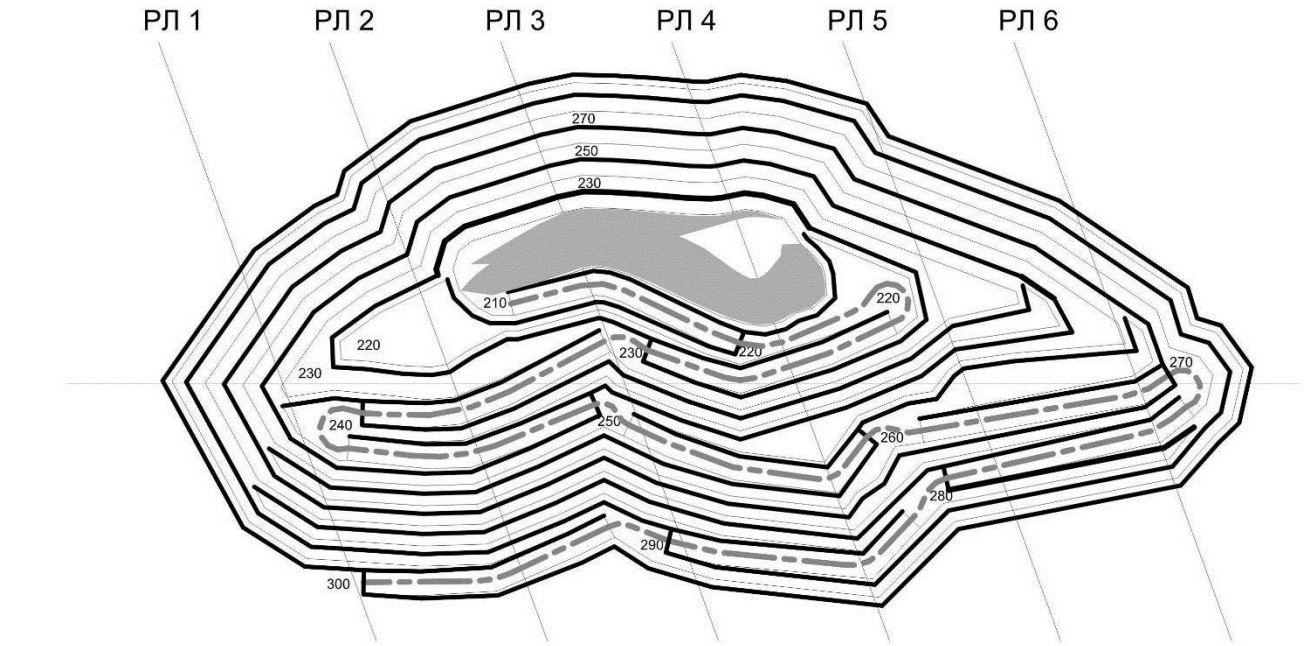
Рисунок прил.1-1 – Пример индивидуального задания для курсового проекта

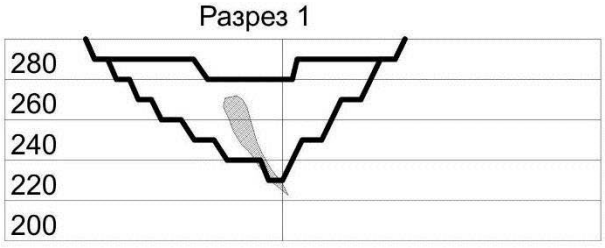
Цель курсового проекта:

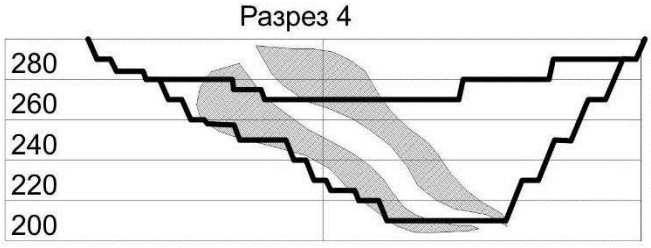
Освоить автоматизированные технологии проектирования карьеров, основанные на применении стандартных и специализированных программных средств типа AutoCAD Autodesk.

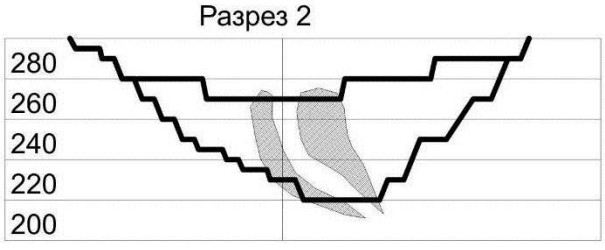
Курсовой проект выполняется на основе лабораторных работ, выполняемых студентом в ходе аудиторных занятий.

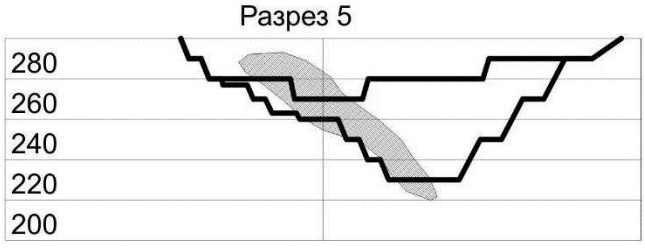
На основе данных, представленных на рисунке прил.1-1, студент последовательно решает поставленные задачи, в результате которых проектирует карьер со вскрывающими выработками и сдвоенными при погашении уступами, проводит сравнительный анализ изменения коэффициентов вскрыши при разной конфигурации границ карьерной выемки.

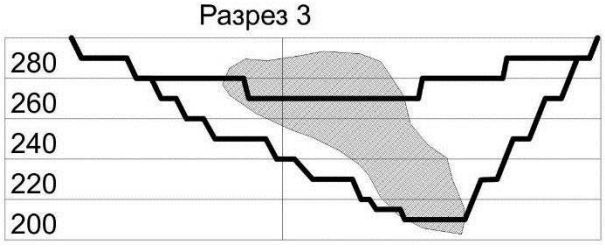












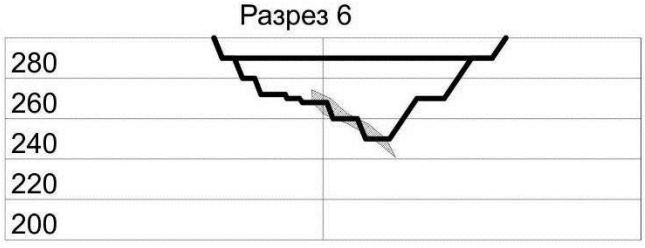


Рисунок прил.1-2 – Финальные материалы курсового проекта, предоставляемые преподавателю для оценки

Ход выполнения курсового проекта аналогичен ходу выполнения практических работ на аудиторных занятиях (см. Руководство по выполнению практических работ по дисциплине «Информационные технологии в горном деле»)

Критерии оценивания:

– Качество выполненной работы
– Самостоятельность выполнения
– Соответствие требованиям оформления
– Защита курсового проекта

Критерии оценки:

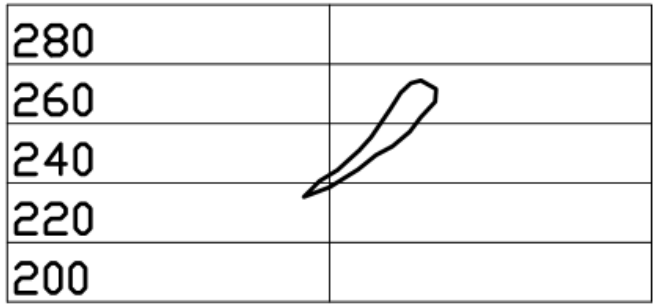
оценка «отлично» выставляется обучающемуся, если проект выполнен в срок, на высоком уровне и в полном объеме, умело систематизированы данные в виде таблиц, отражен весь порядок выполнения работы, графика выполнена на надлежащем уровне (9-10 баллов)

9-10 баллов (90-100%) - оценка «отлично»
6-8 баллов (60-89%) - оценка «хорошо»
4-6 баллов (40-59%) - оценка «удовлетворительно»
0-3 баллов (0-39%) - оценка «неудовлетворительно».

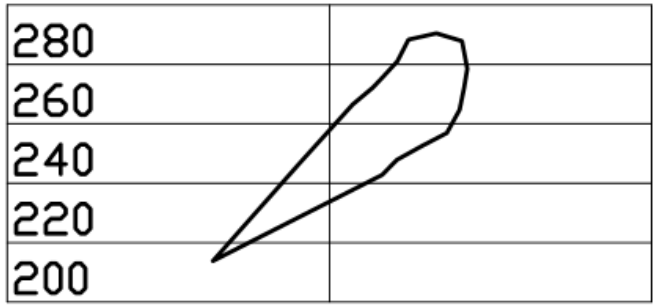
ЗАДАНИЯ НА КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

Вариант 23

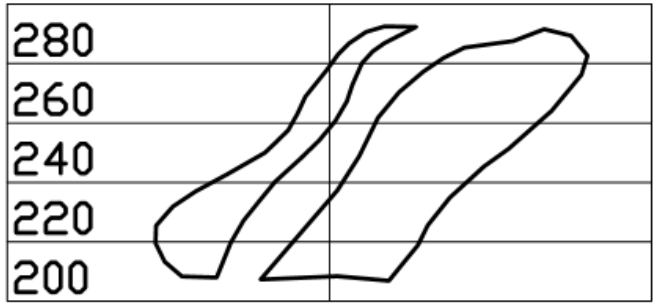
Разрез 1



Разрез 2

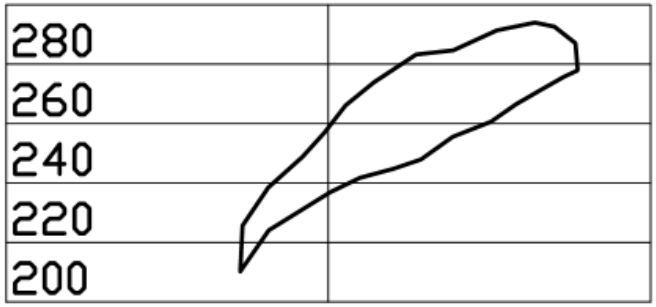


Разрез 3

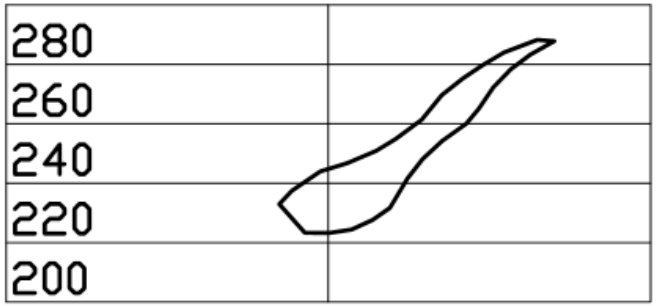


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



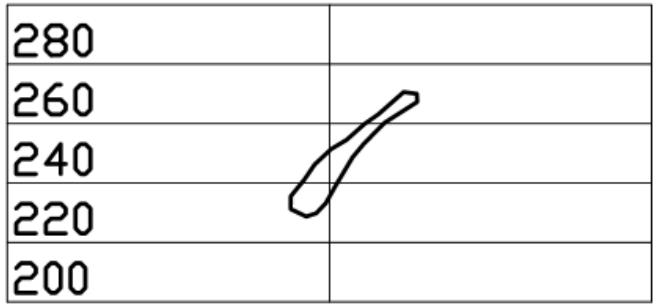
Разрез 6



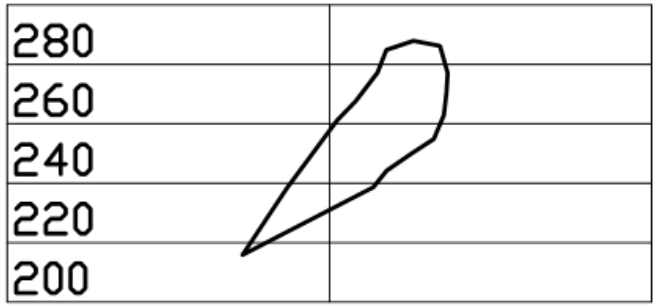
1:2000

Вариант 24

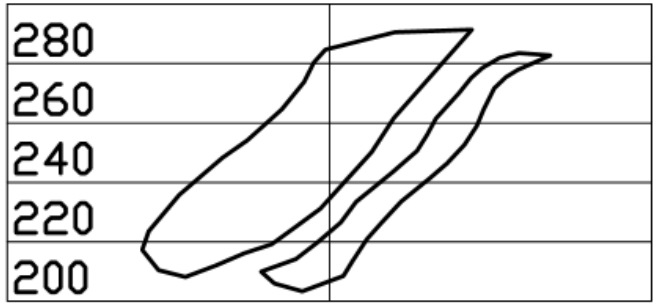
Разрез 1



Разрез 2

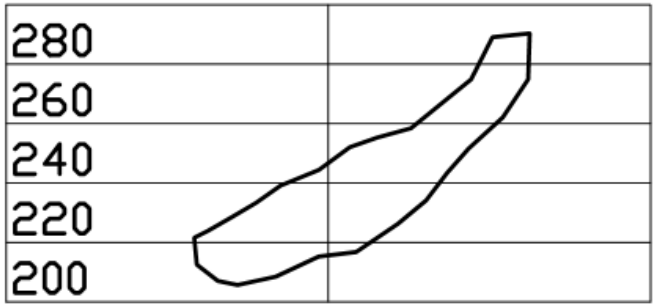


Разрез 3

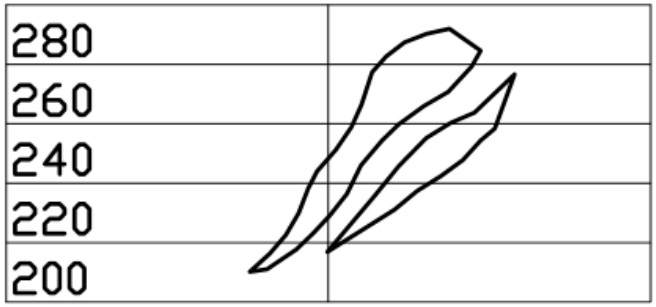


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



1:2000

Вариант 25

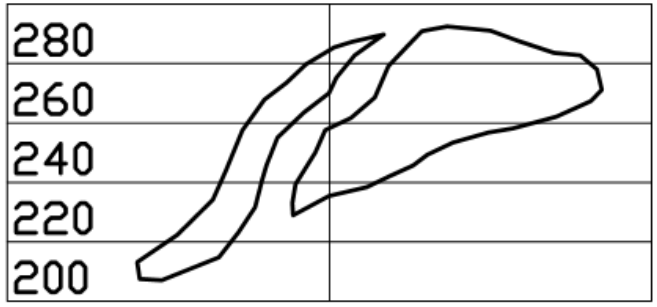
Разрез 1



Разрез 2

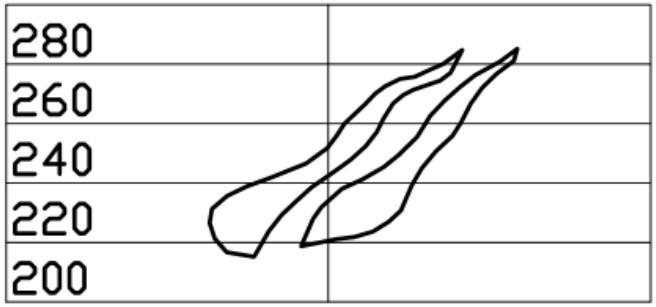


Разрез 3

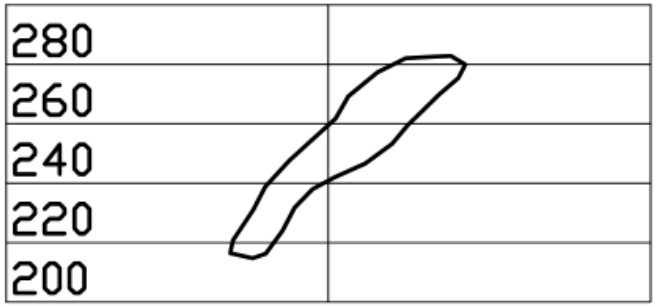


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



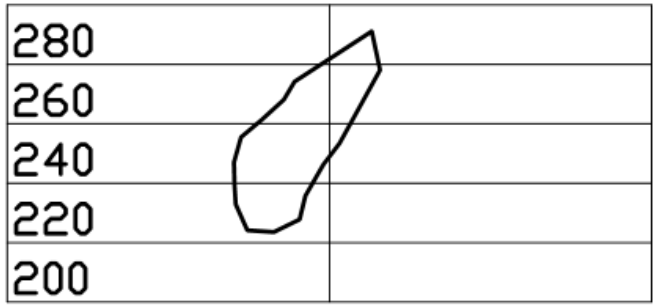
1:2000

Вариант 26

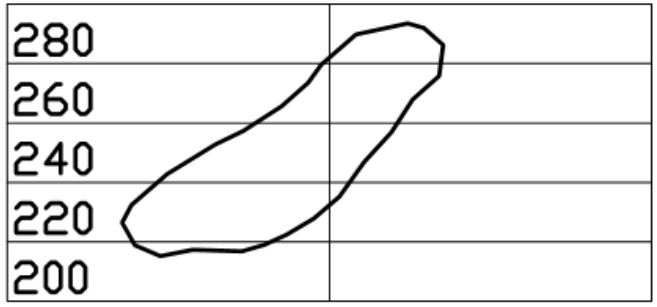
Разрез 1



Разрез 2

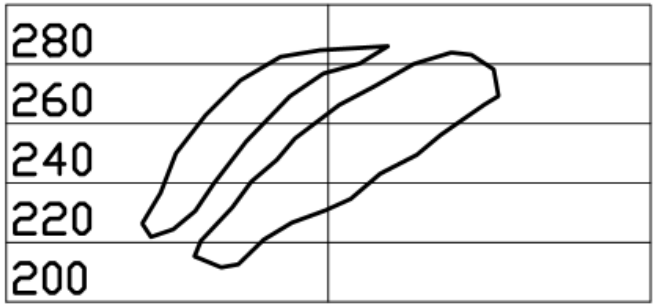


Разрез 3

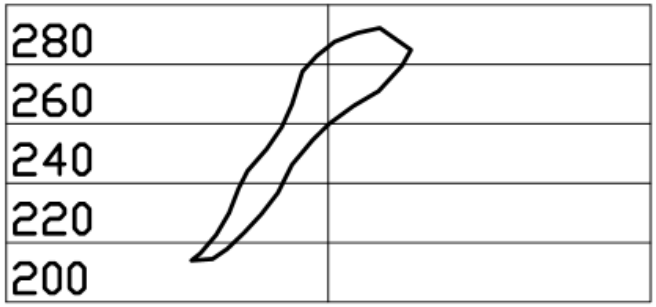


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



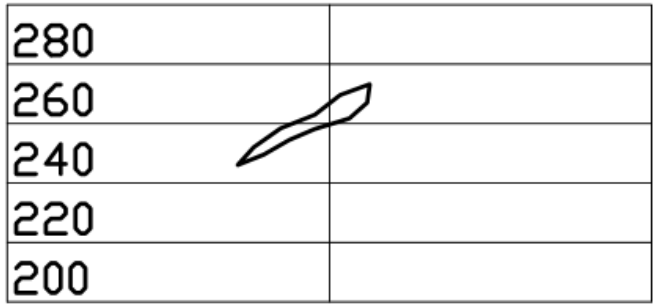
Разрез 6



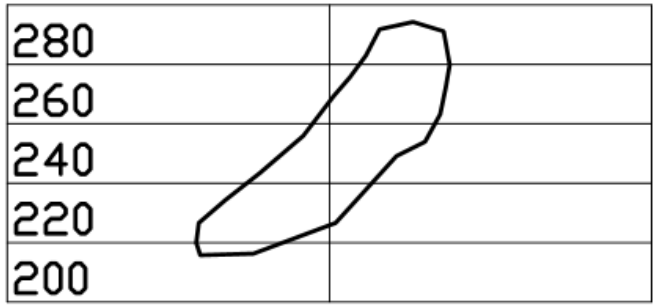
1:2000

Вариант 27

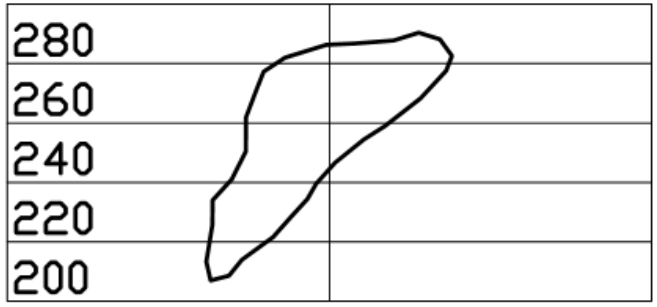
Разрез 1



Разрез 2

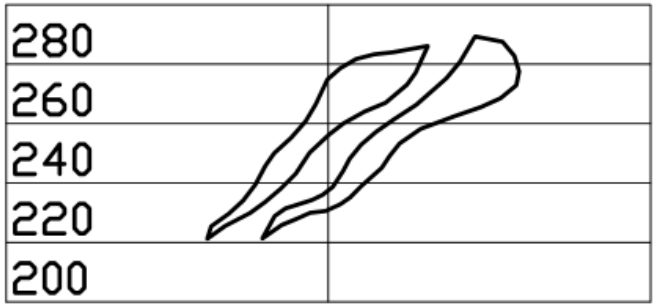


Разрез 3

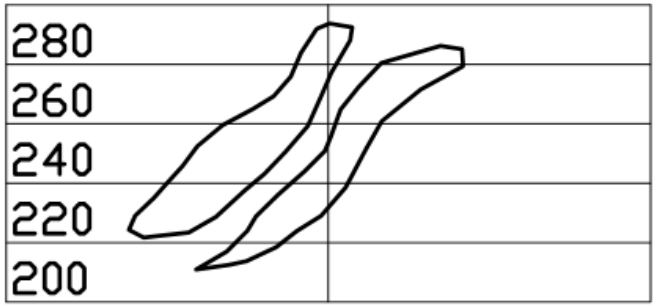


1:2000

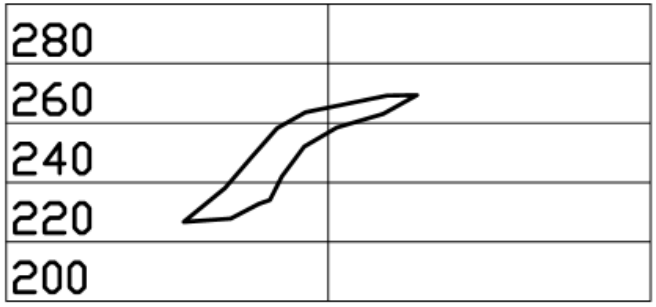
Разрез 4



Разрез 5



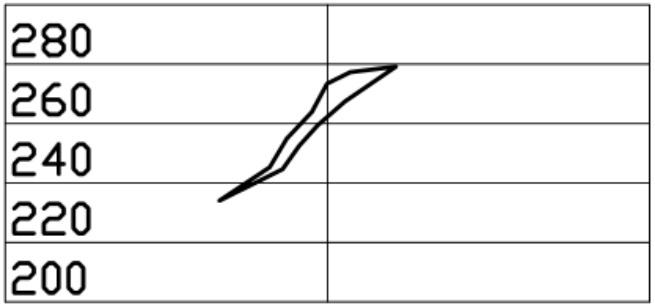
Разрез 6



1:2000

Вариант 28

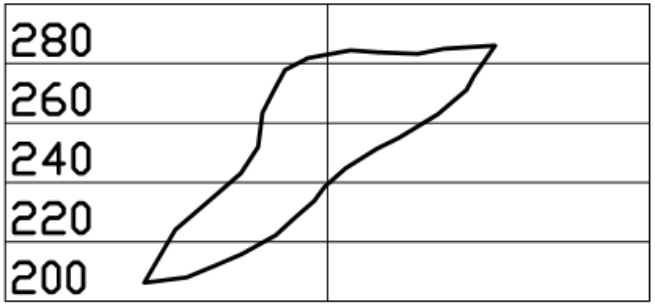
Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3

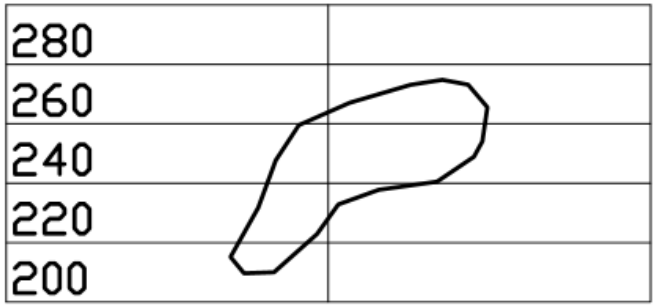


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



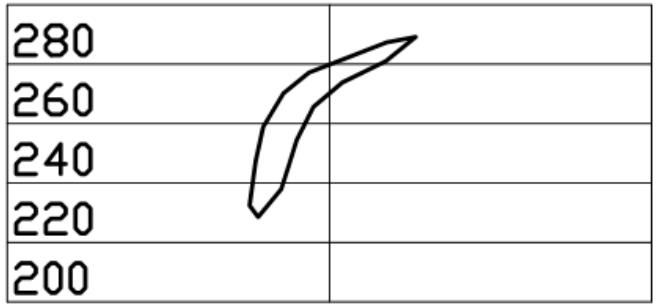
Разрез 6



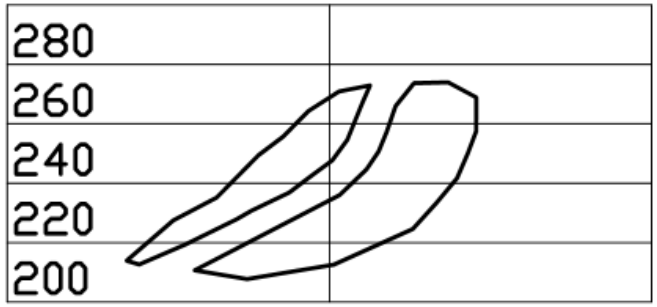
1:2000

Вариант 29

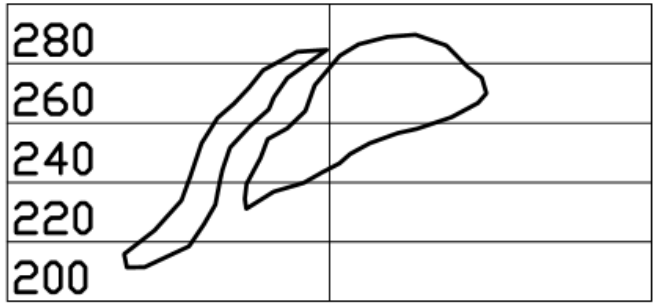
Разрез 1



Разрез 2

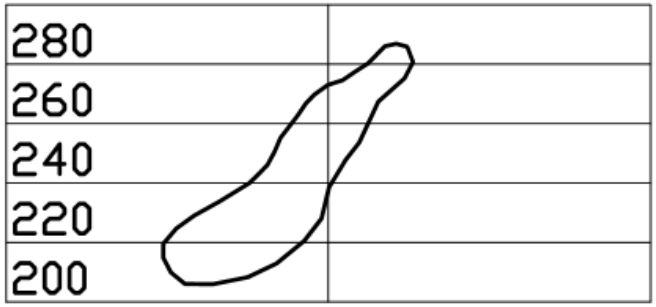


Разрез 3



1:2000

Разрез 4



Разрез 5



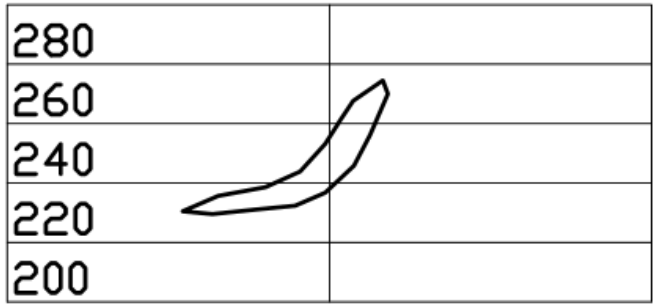
Разрез 6



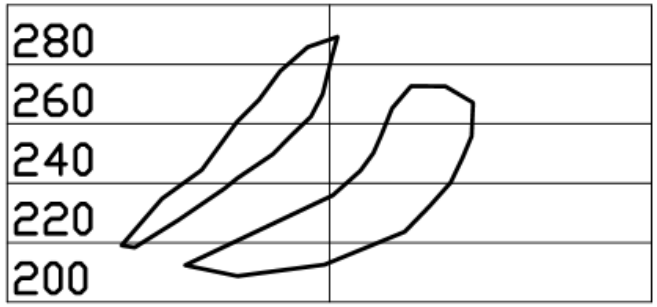
1:2000

Вариант 30

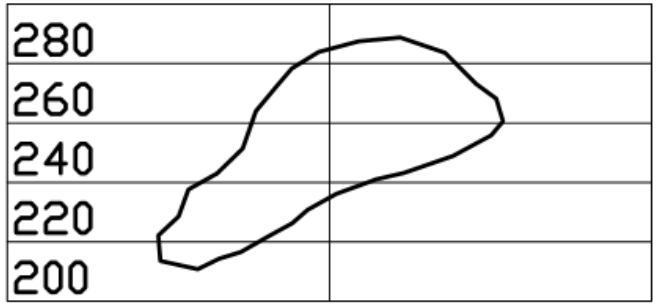
Разрез 1



Разрез 2

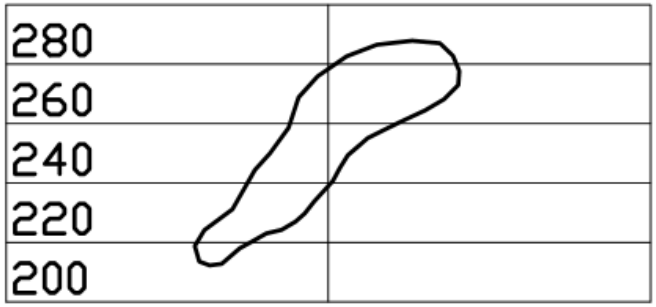


Разрез 3

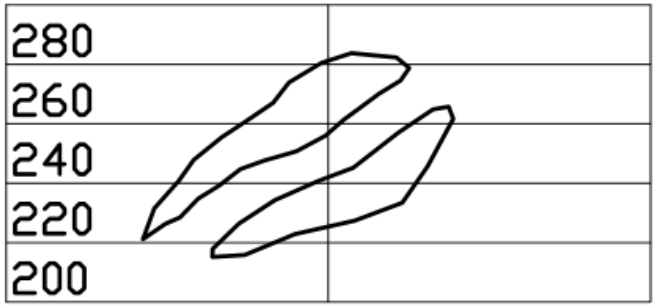


1:2000

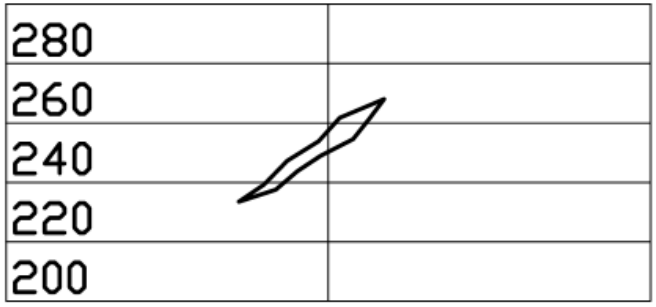
Разрез 4



Разрез 5



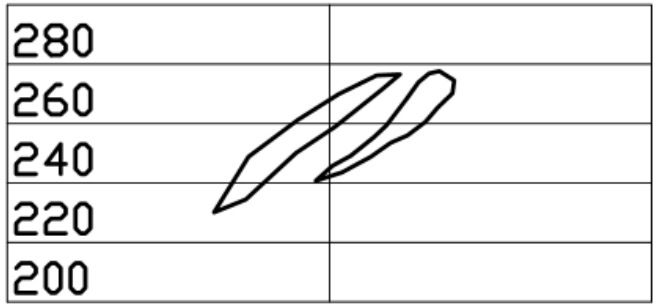
Разрез 6



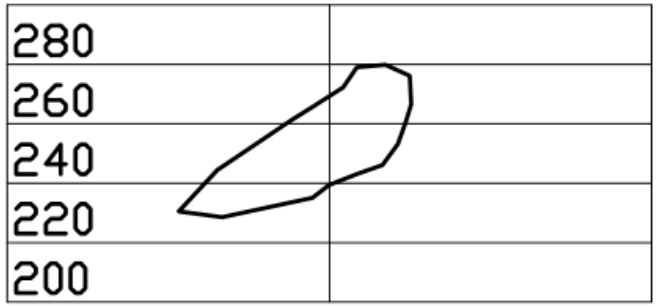
1:2000

Вариант 31

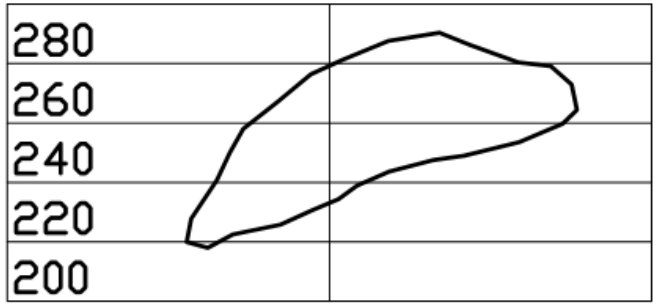
Разрез 1



Разрез 2

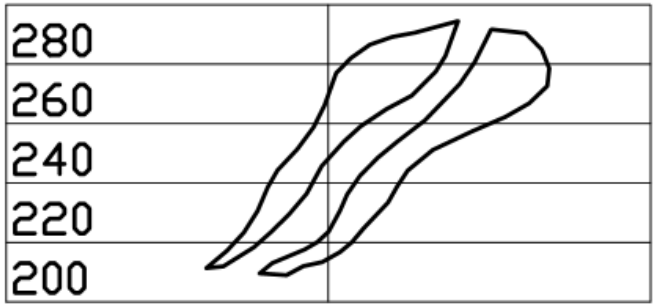


Разрез 3

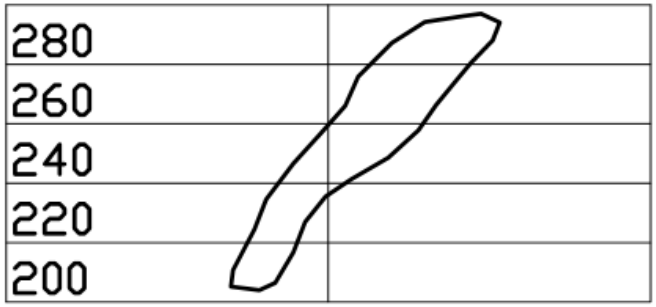


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



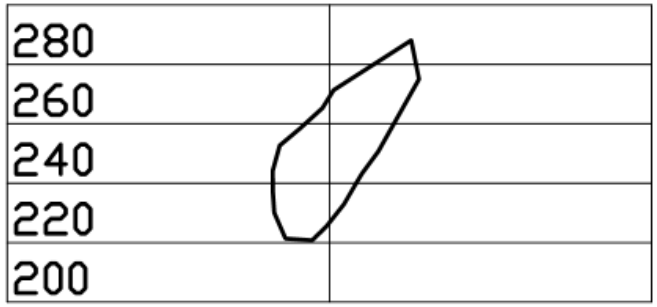
1:2000

Вариант 41

Разрез 1



Разрез 2

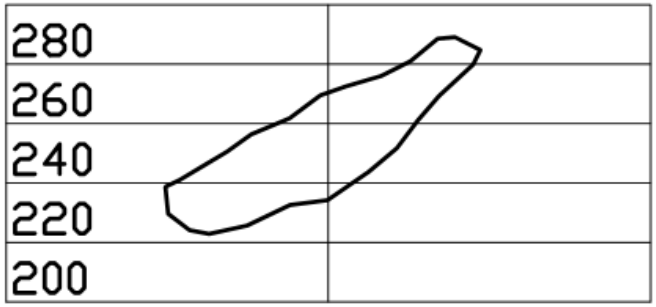


Разрез 3

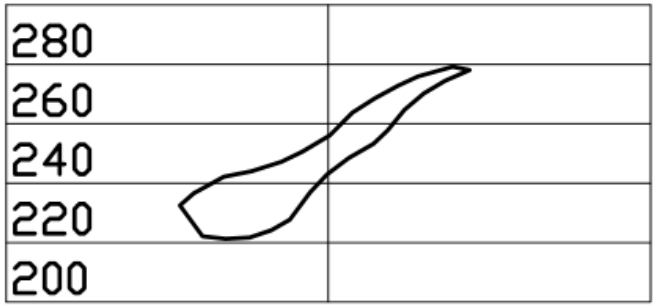


1:2000

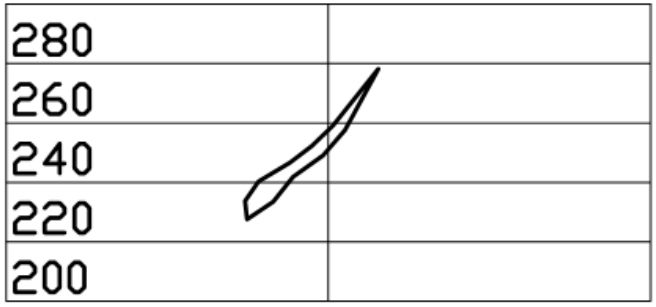
Разрез 4



Разрез 5



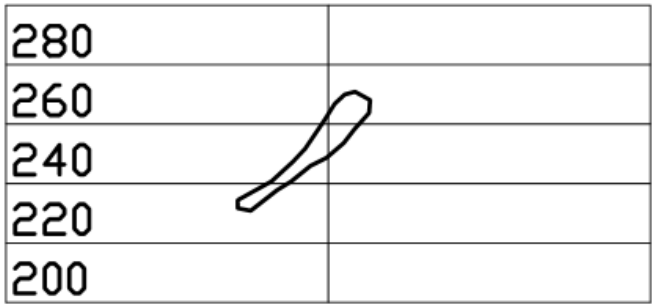
Разрез 6



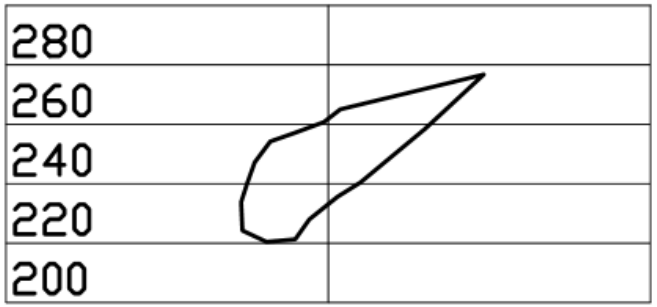
1:2000

Вариант 42

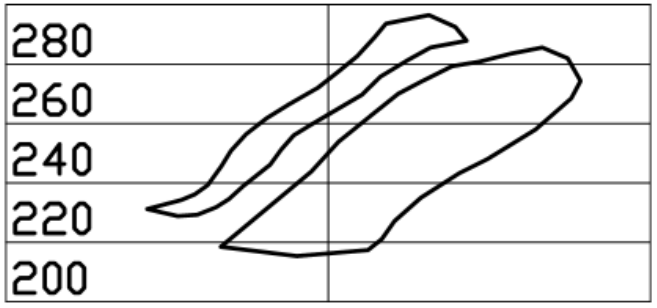
Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3

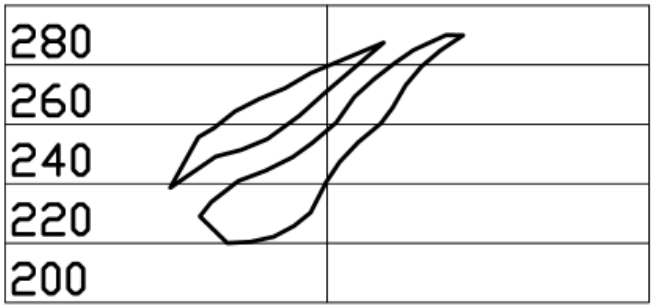


1:2000

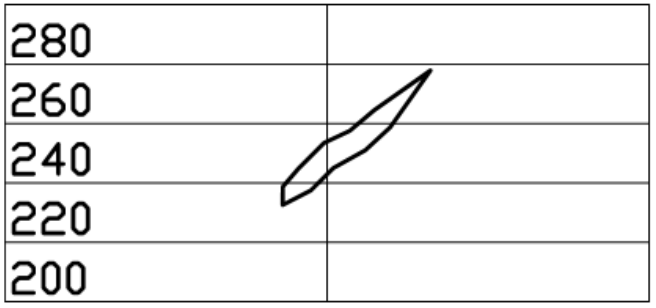
Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



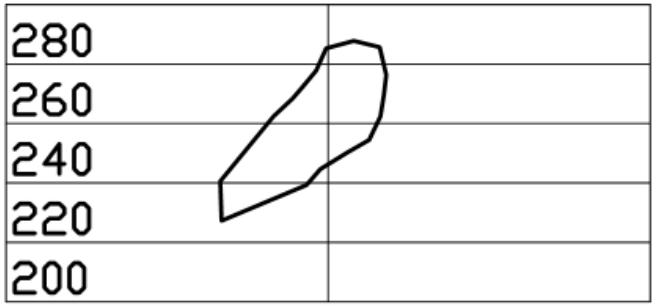
1:2000

Вариант 43

Разрез 1



Разрез 2

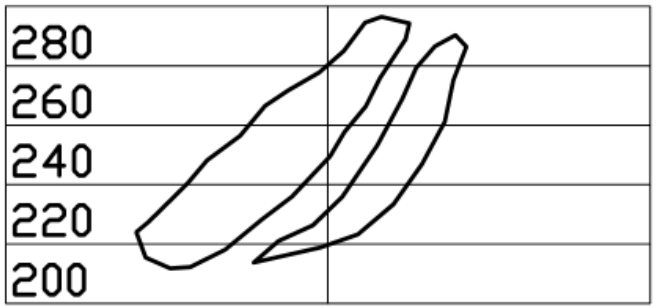


Разрез 3

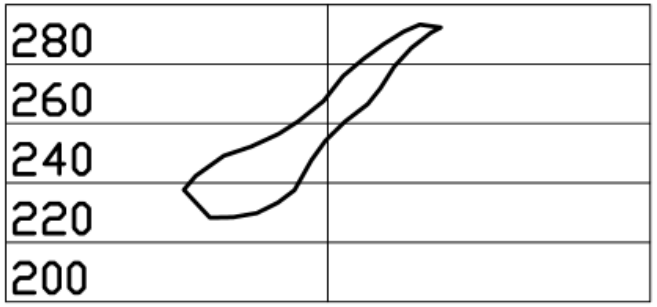


1:2000

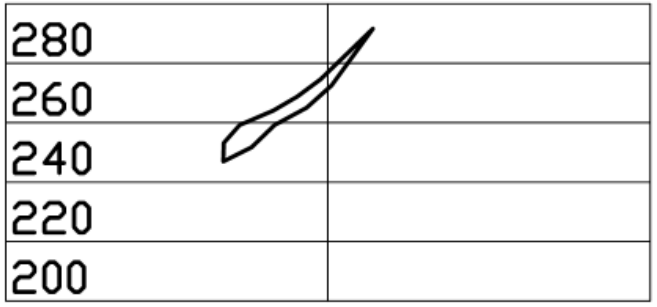
Разрез 4



Разрез 5



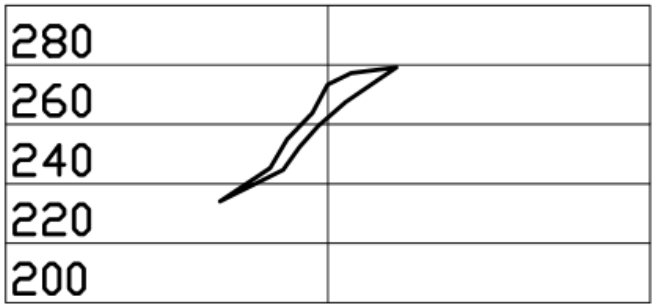
Разрез 6



1:2000

Вариант 44

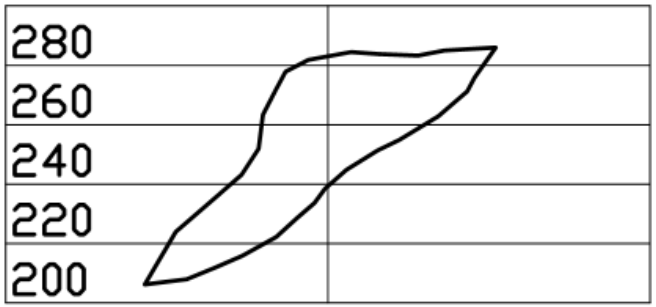
Разрез 1



Разрез 2

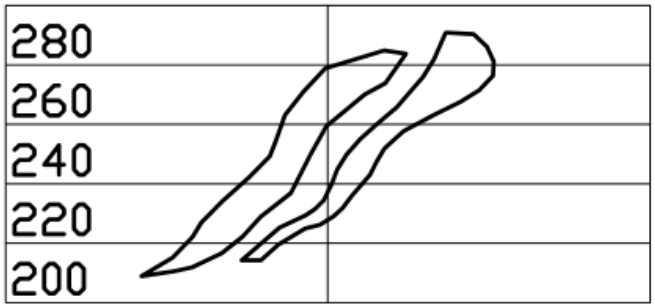


Разрез 3

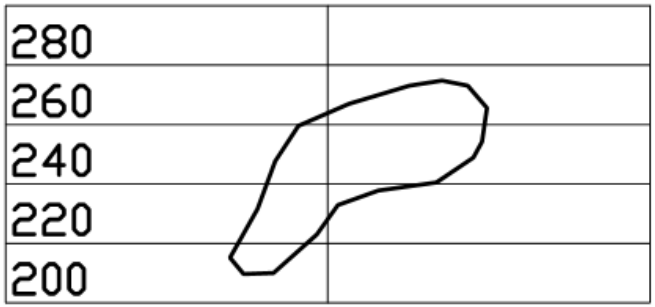


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



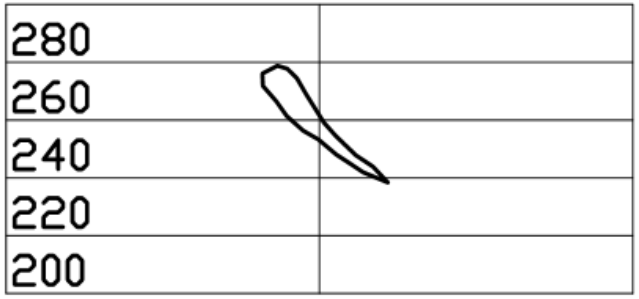
Разрез 6



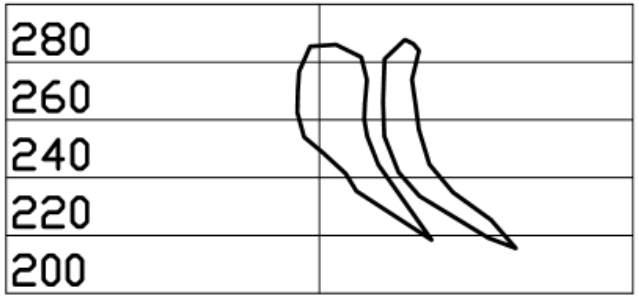
1:2000

Вариант 1

Разрез 1



Разрез 2

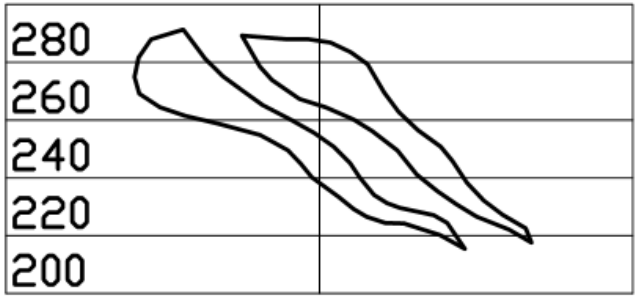


Разрез 3

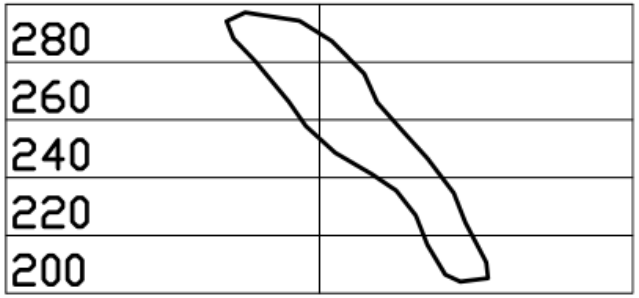


1:2000

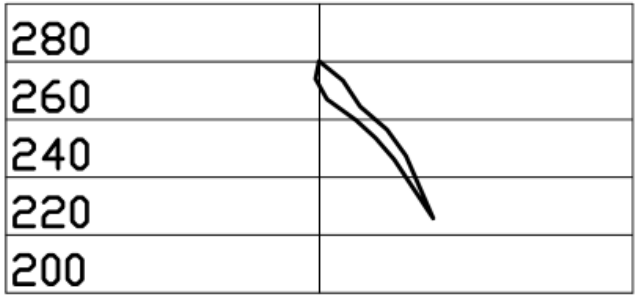
Разрез 4



Разрез 5



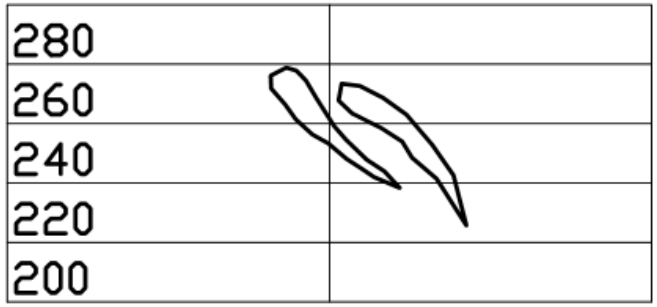
Разрез 6



1:2000

Вариант 2

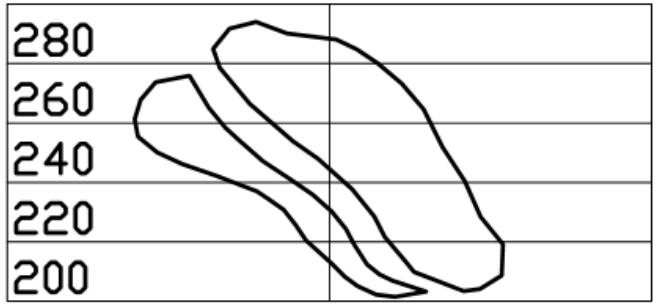
Разрез 1



Разрез 2

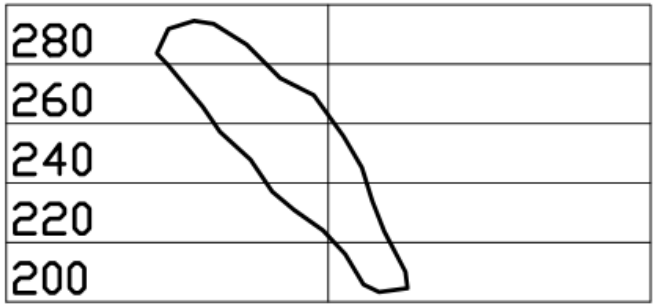


Разрез 3

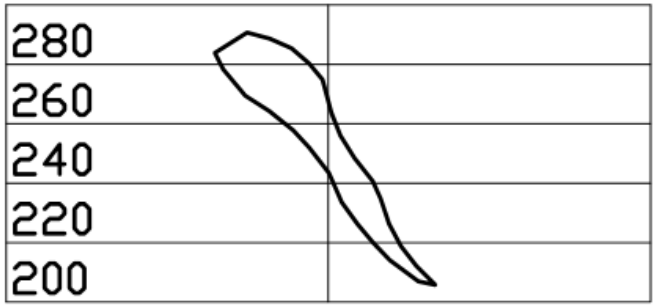


1:2000

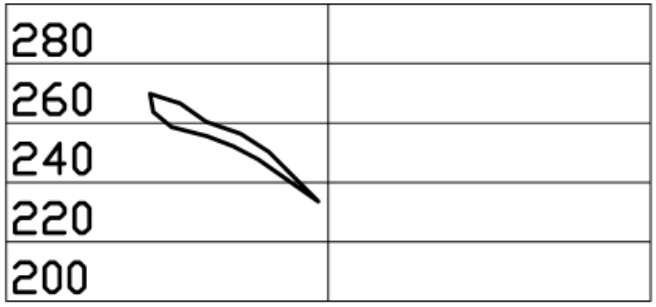
Разрез 4



Разрез 5



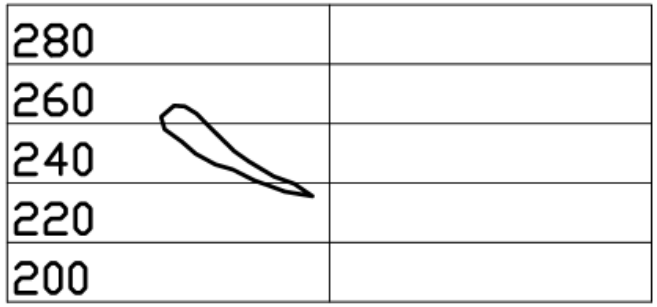
Разрез 6



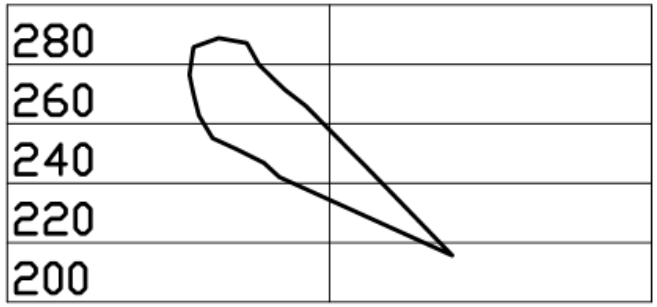
1:2000

Вариант 3

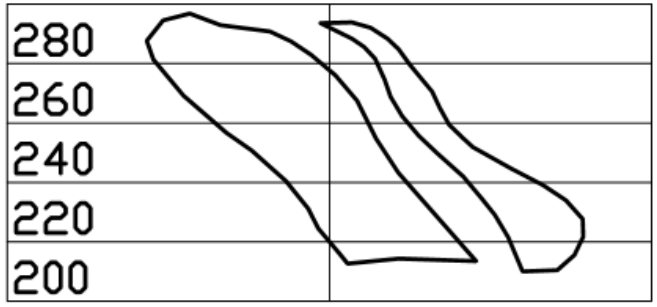
Разрез 1



Разрез 2

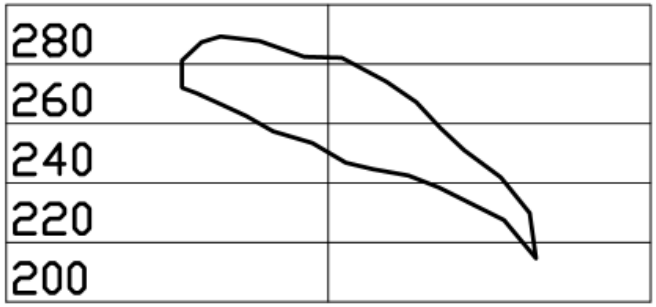


Разрез 3

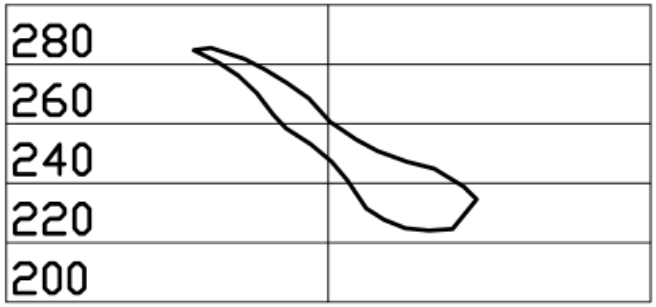


1:2000

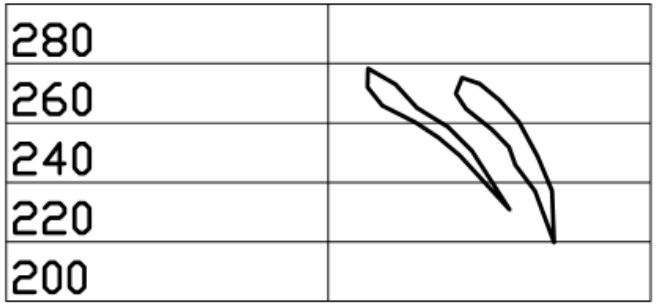
Разрез 4



Разрез 5



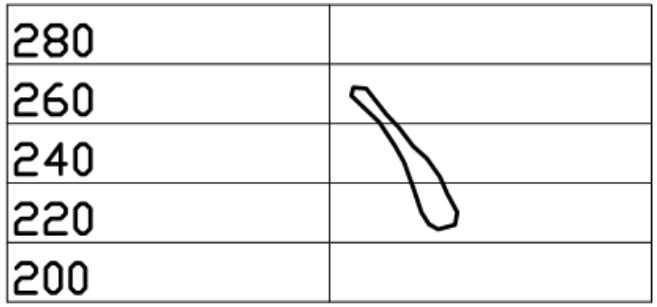
Разрез 6



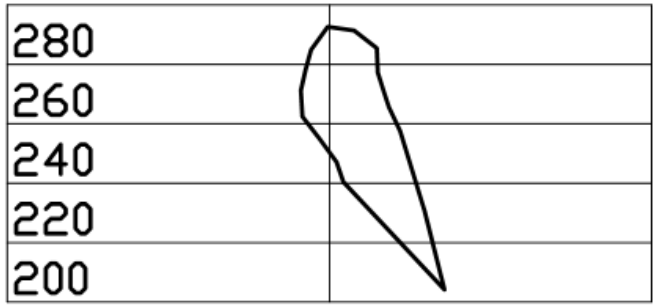
1:2000

Вариант 4

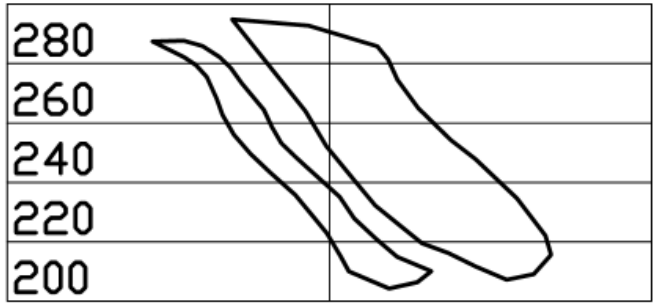
Разрез 1



Разрез 2

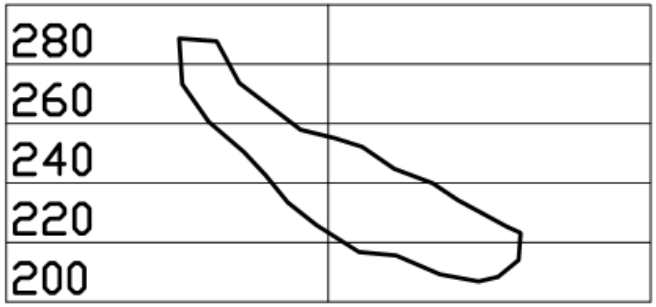


Разрез 3

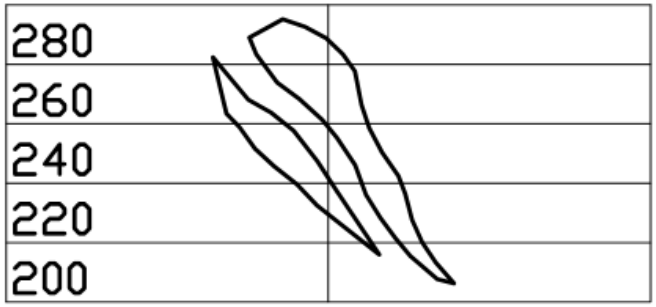


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



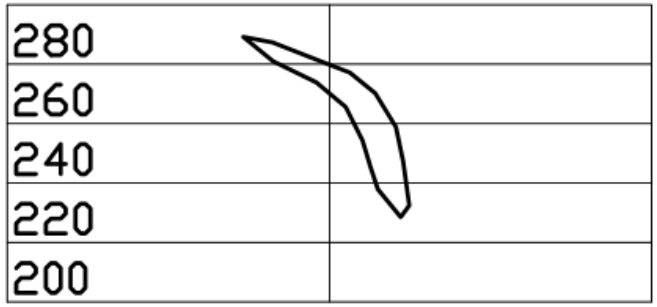
Разрез 6



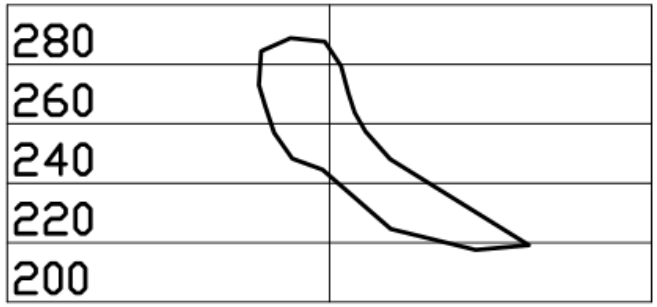
1:2000

Вариант 5

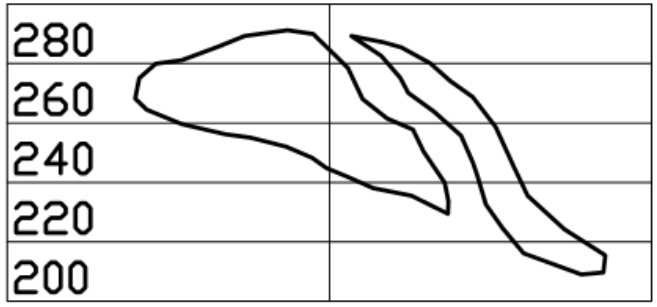
Разрез 1



Разрез 2

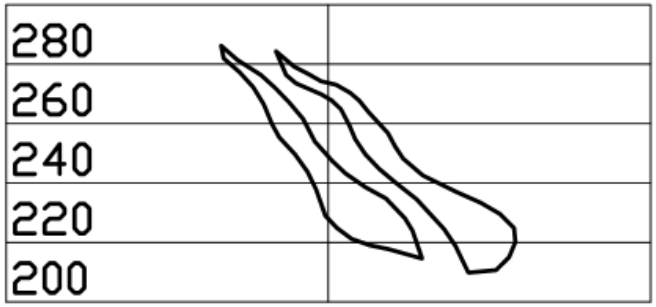


Разрез 3



1:2000

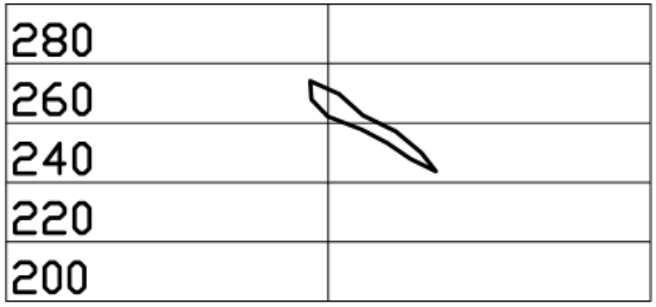
Разрез 4



Разрез 5



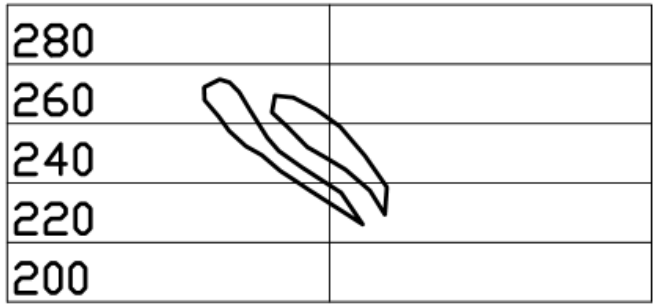
Разрез 6



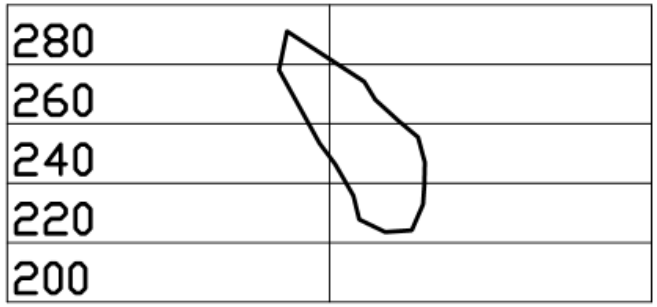
1:2000

Вариант 6

Разрез 1



Разрез 2

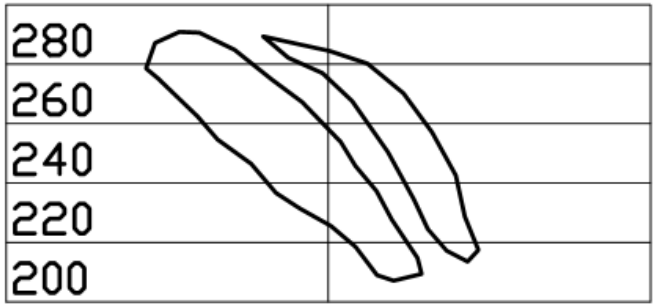


Разрез 3

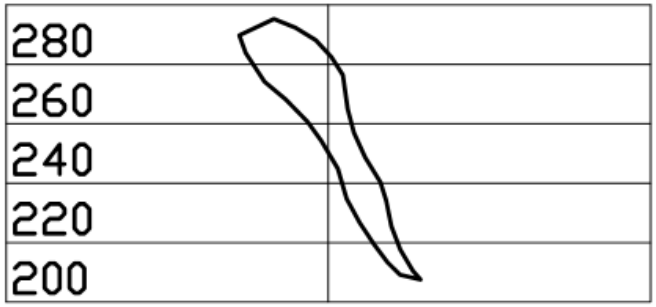


1:2000

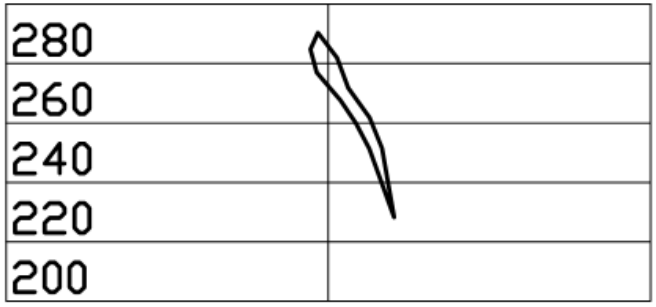
Разрез 4



Разрез 5



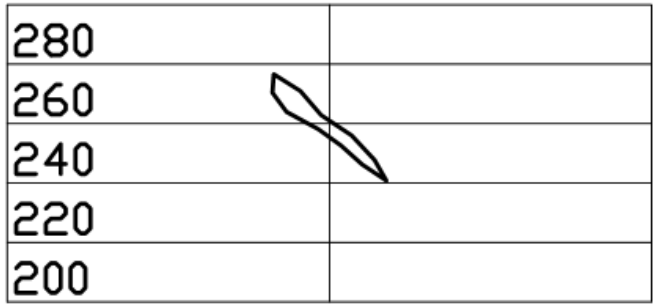
Разрез 6



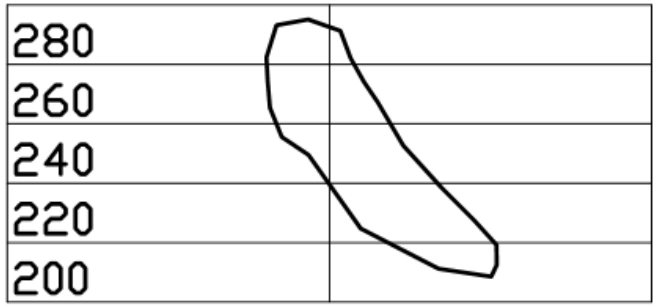
1:2000

Вариант 7

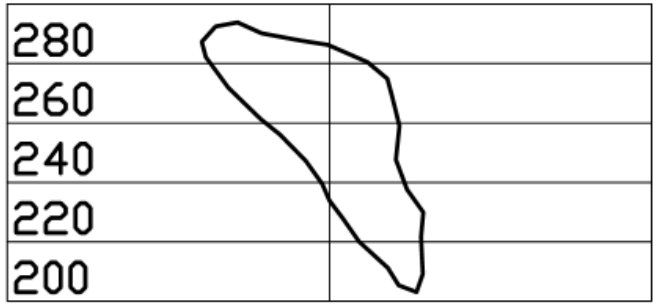
Разрез 1



Разрез 2

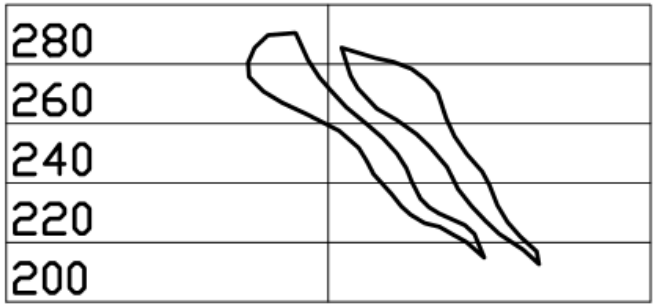


Разрез 3

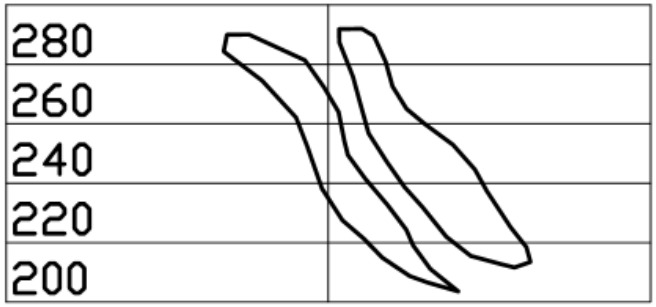


1:2000

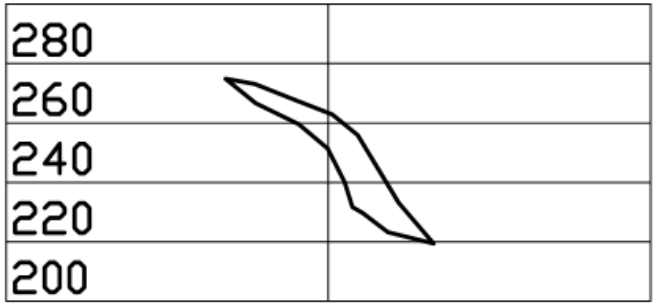
Разрез 4



Разрез 5



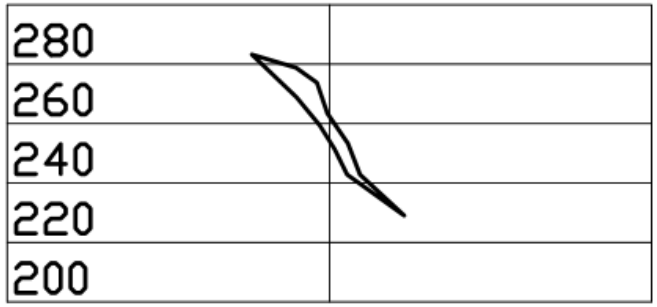
Разрез 6



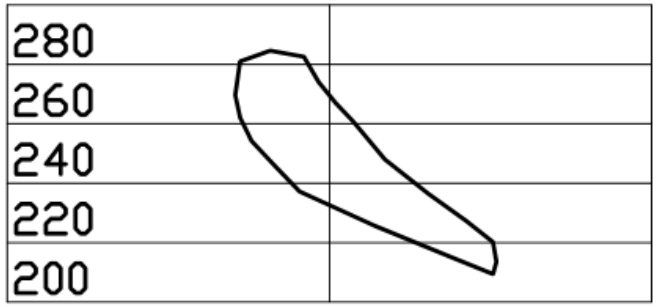
1:2000

Вариант 8

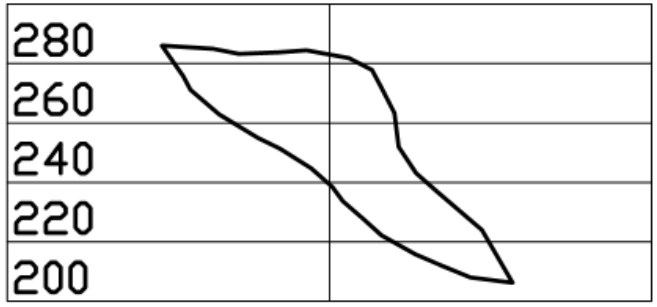
Разрез 1



Разрез 2

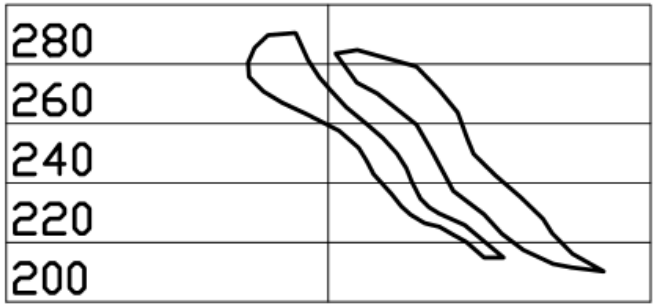


Разрез 3



1:2000

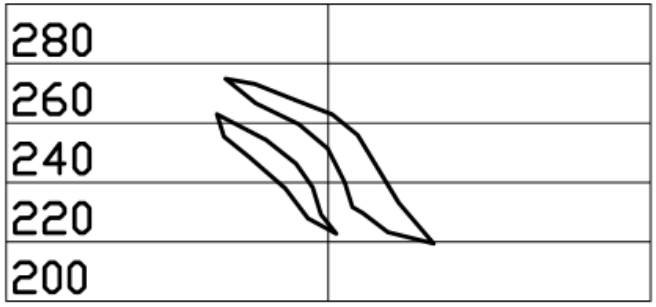
Разрез 4



Разрез 5



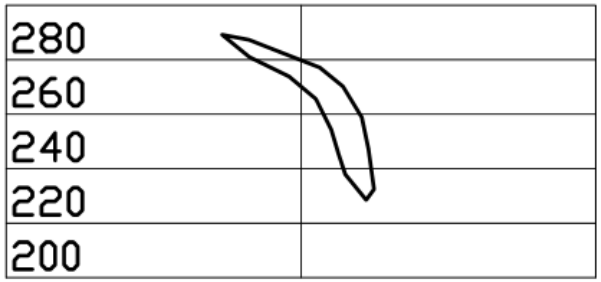
Разрез 6



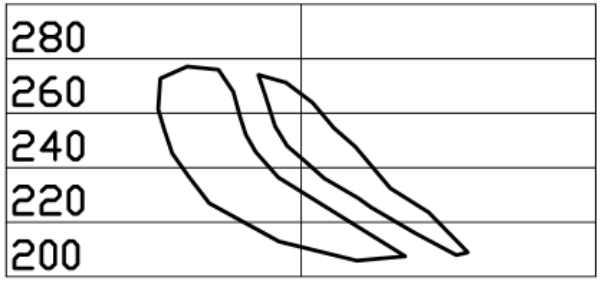
1:2000

Вариант 9

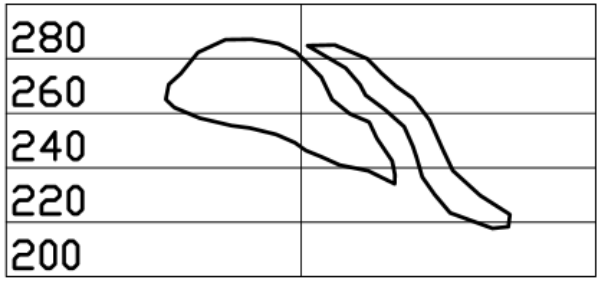
Разрез 1



Разрез 2

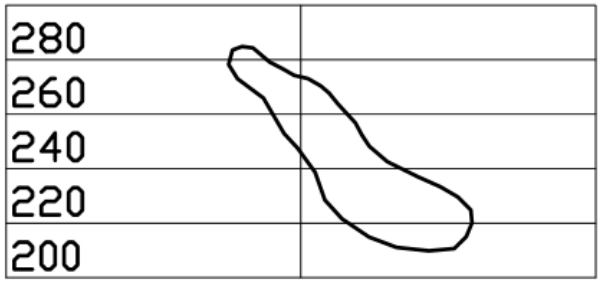


Разрез 3



1:2000

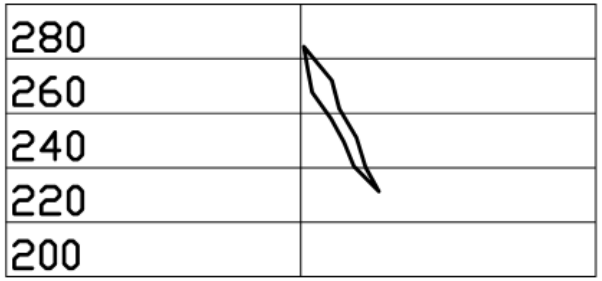
Разрез 4



Разрез 5



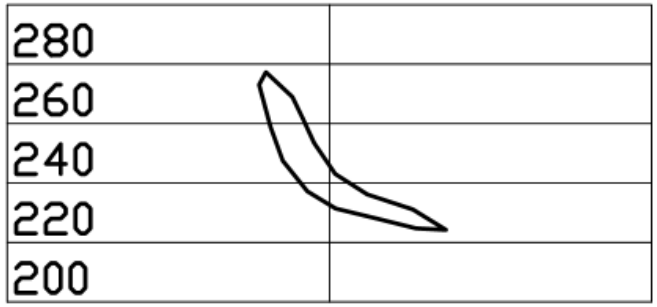
Разрез 6



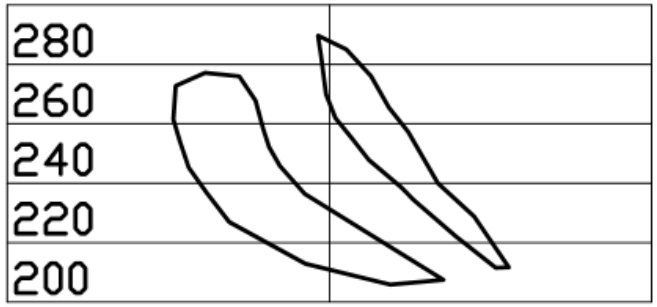
1:2000

Вариант 10

Разрез 1



Разрез 2

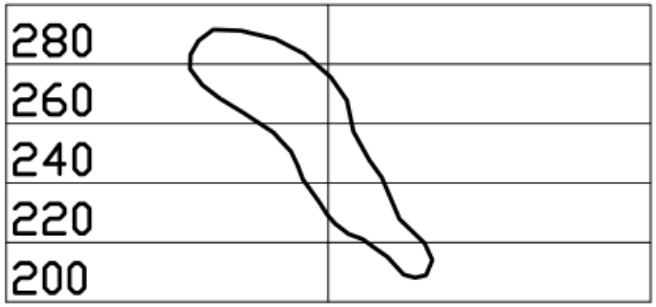


Разрез 3



1:2000

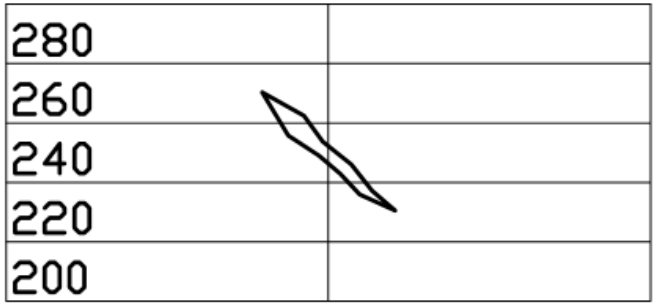
Разрез 4



Разрез 5



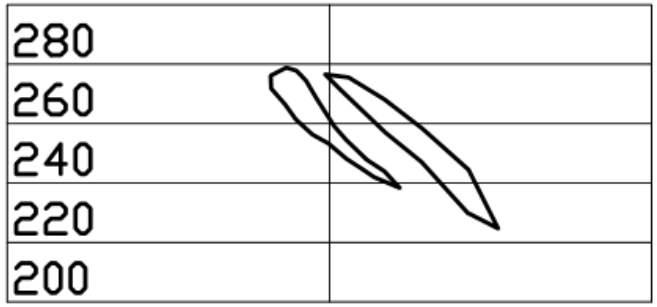
Разрез 6



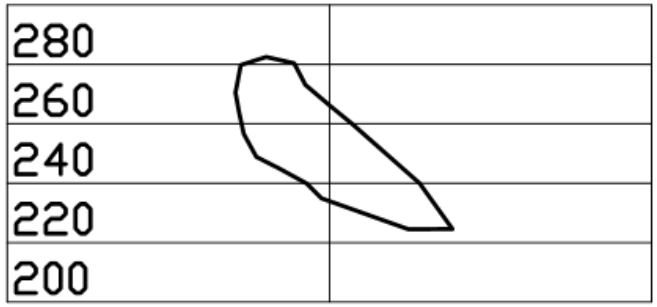
1:2000

Вариант 11

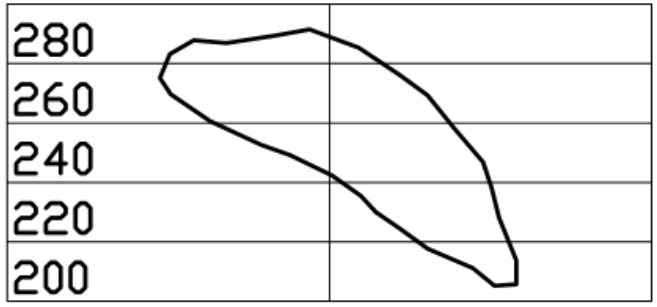
Разрез 1



Разрез 2

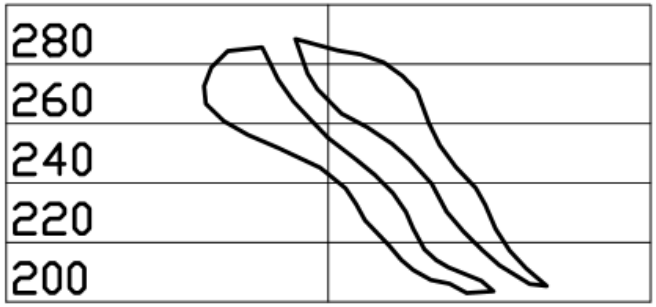


Разрез 3

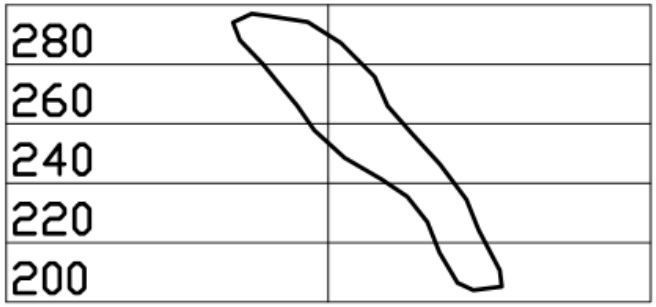


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



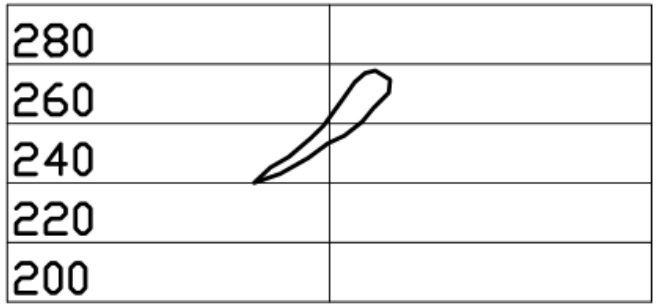
Разрез 6



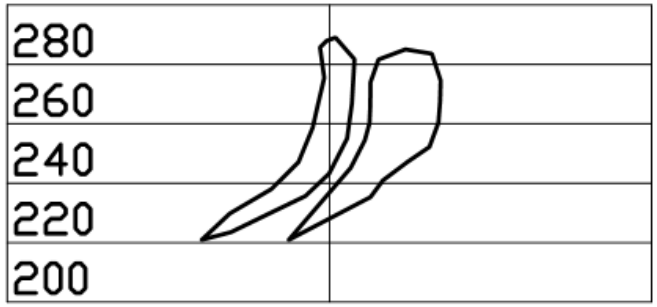
1:2000

Вариант 21

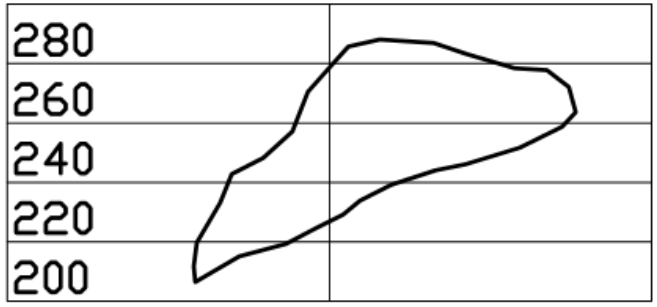
Разрез 1



Разрез 2



Разрез 3

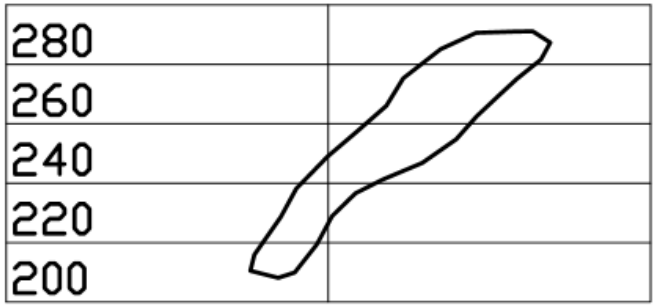


1:2000

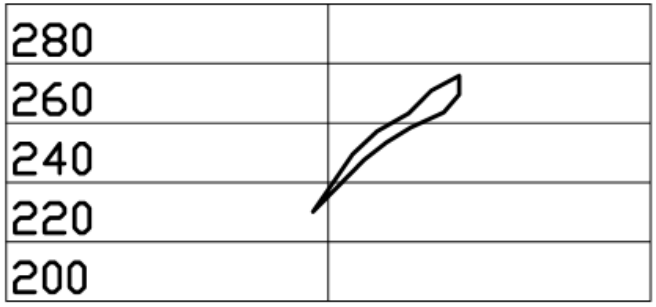
Разрез 4



Разрез 5



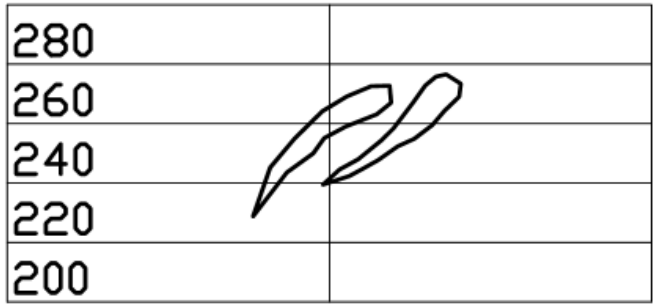
Разрез 6



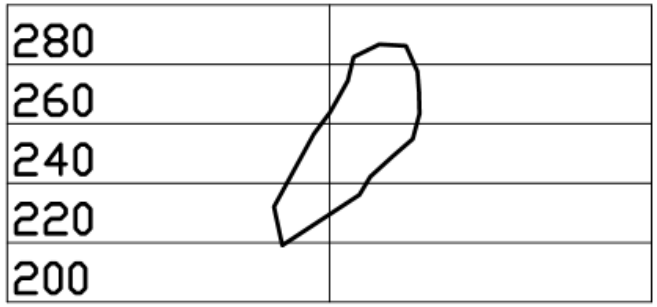
1:2000

Вариант 22

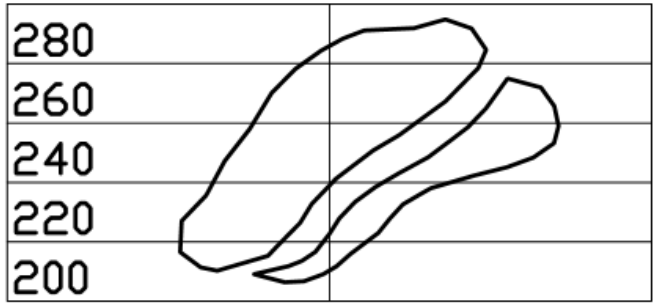
Разрез 1



Разрез 2

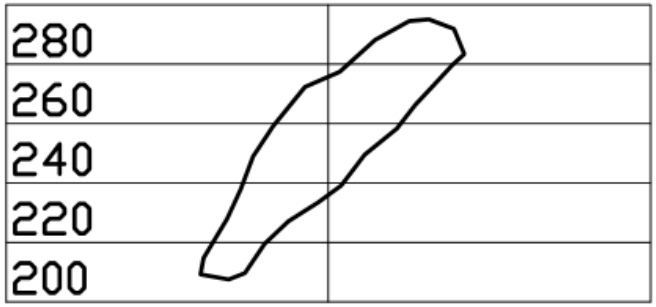


Разрез 3

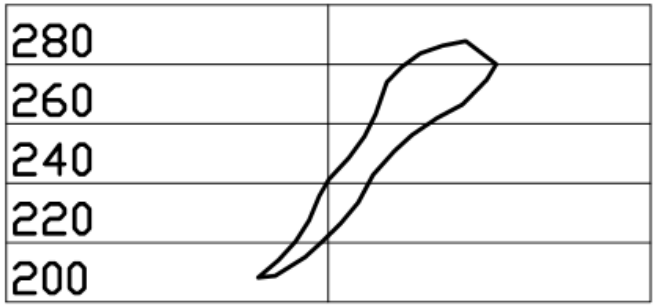


1:2000

Разрез 4



Разрез 5



Разрез 6



1:2000

МИНОБРНАУКИ РОССИИ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ФРЕЗЕРНЫХ КОМБАЙНОВ

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Инновационная деятельность горных предприятий» для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР) направления 130400 – «Горное дело»

Екатеринбург

РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ФРЕЗЕРНЫХ КОМБАЙНОВ

Введение

Практическая работа «Расчет производительности фрезерных комбайнов» выполняется студентами специальности 21.05.04 «Горное дело», специализации «Открытые горные работы» (ОГР), в процессе изучения дисциплины «Инновационная деятельность горных предприятий».

Студенты должны изучить методику расчетов и исходные данные, выполнить расчеты и графические построения, произвести анализ полученных результатов и оформить отчет по работе.

Цель работы: закрепление и углубление теоретических знаний студентов, необходимых для выполнения расчета производительности фрезерных комбайнов.

Задачи работы:

- изучить алгоритм и содержание расчетов производительности фрезерных комбайнов;
- освоить методику расчетов, связанных с определением производительности фрезерных комбайнов;
- изучить влияние на производительность фрезерных комбайнов основных определяющих факторов.
-

1. Задание на выполнение практической работы

1. Ознакомиться с методикой определения производительности фрезерных комбайнов фирмы «Wirtgen» при работе по различным технологическим схемам.

2. Выполнить расчет производительности фрезерного комбайна фирмы «Wirtgen» при различных схемах его работы.

3. Исследовать зависимость производительности фрезерного комбайна от рабочей скорости его движения и глубины фрезерования.

2. Порядок выполнения практической работы

1. Ознакомиться с исходными данными, приведенными в приложении 1 (в соответствии с заданным преподавателем вариантом).

2. С использованием материалов, содержащихся в лекциях и формул, приведенных ниже, выполнить расчет производительности фрезерных комбайнов:

- при схеме с непрерывным движением по передвигающейся петле,
- при схеме с разворотом в конце рабочего хода;
- при челноковой схеме с обратным холостым ходом.

3. Исследовать зависимость производительности фрезерного комбайна заданной модели от рабочей скорости его движения и глубины фрезерования. С этой целью произвести расчет P для четырех значений $v_р$ ($v_{р1}$, $v_{р2}$, $v_{р3,}$ $v_{р4}$) при неизменном h, а затем расчет P для четырех значений h, (h_1 ,h_2, $h_{3,}$ h_4) при неизменном $v_р$.

Построить график $P = f(V_р)$ по пяти точкам (для $v_р$, $v_{р1}$– $v_{р4}$) и график $P == f(h)$ по пяти точкам (для h, h_1– h_4) .

4. Сделать вывод о степени влияния на производительность фрезерного комбайна скорости его движения при фрезеровании и глубины фрезерования для различных схем его работы.

5. Выбрать схему и режим работы комбайна (скорость движения при фрезеровании и глубину фрезерования), обеспечивающие наибольшую его производительность.

6. Начертить на листе формата А4 схему работы комбайна, при которой обеспечивается наибольшая его производительность.

3. Формулы для определения производительности фрезерных комбайнов

Производительность комбайна P (м^3/ч) при схеме с непрерывным движением по передвигающейся петле (Рис.1),определяется по формуле :

$$P = \frac{60hbl_p k_u}{t_o + \frac{l_p}{v_p} + t_{пов} + t_n}$$

где h – глубина фрезерования, м;

b – ширина полосы фрезерования, м;

$l_р$ – длина рабочего прохода, м;

$v_р$ – скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин;

$k_и$ – коэффициент использования комбайна;

$t_о$ и $t_п$ – время на опускание и поднятие рабочего органа до и после производства работ, мин;

$t_{пов}$ –время на поворот комбайна, мин.

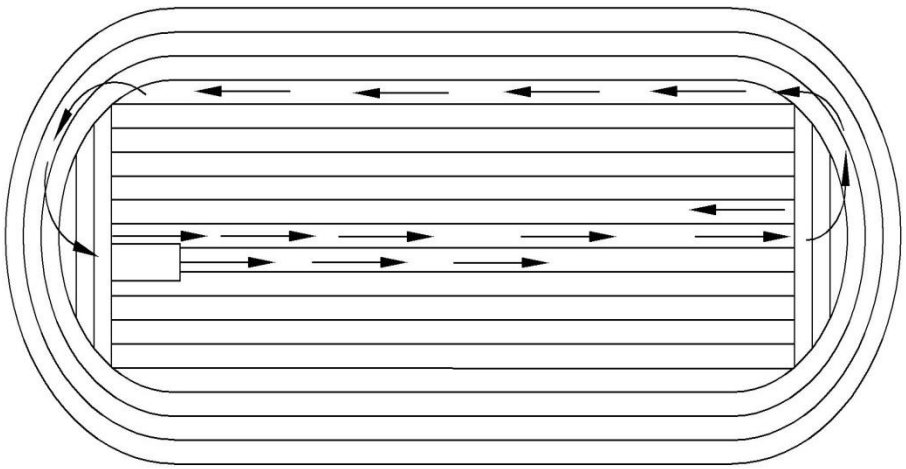


Рис. 1. Схема отработки слоя с непрерывным движением по передвигающейся петле

Производительность комбайна Р (м^3/ч) при схеме с разворотом в конце рабочего хода (Рис.2), определяется по формуле:

$$P = \frac{60hbl_{\text{р}}k_{\text{и}}}{t_{\text{о}} + \frac{l_{\text{р}}}{v_{\text{р}}} + t_{\text{разв}} + t_{\text{п}}} \quad ,$$

где h – глубина фрезерования, м;

b – ширина полосы фрезерования, м;

$l_{\text{р}}$ – длина рабочего прохода, м;

$v_{\text{р}}$– скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования комбайна;

$t_{\text{разв}}$ – время на разворот комбайна, мин;

$t_{\text{о}}$ и $t_{\text{п}}$ – время на опускание и поднятие рабочего органа до и после производства работ, мин.

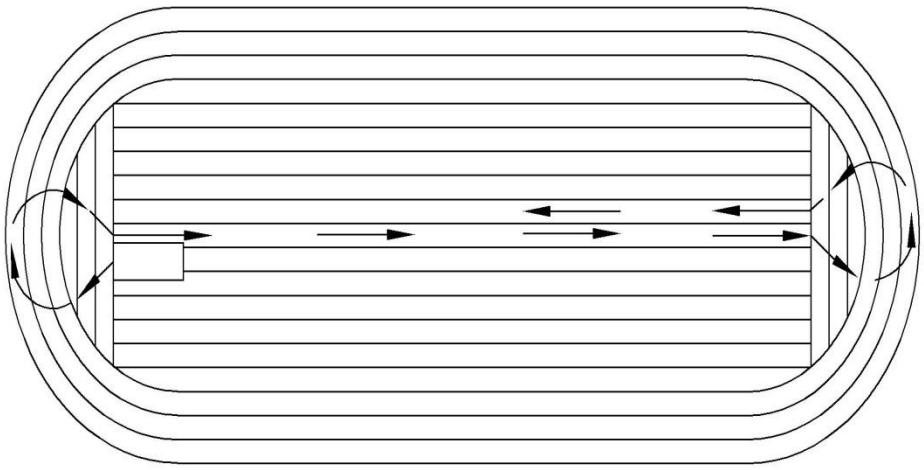


Рис. 2. Схема работы с разворотом в конце рабочего хода

Производительность комбайна P (м³/ч), при челноковой схеме с обратным холостым ходом (Рис.3):

$$P = \frac{60hbl_{р}k_{и}}{t_{о} + \frac{l_{р}}{v_{р}} + t_{п} + \frac{l_{х}}{v_{х}}} \quad ,$$

где h – глубина фрезерования, м;

b – ширина полосы фрезерования, м;

$l_{р}$ – длина рабочего прохода, м;

$v_{р}$ – скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин;

$k_{и}$ – коэффициент использования комбайна;

$t_{о}$ и $t_{п}$ – время на опускание и поднятие рабочего органа до и после производства работ, мин;

$l_{х}$ – длина холостого прохода, м;

$v_{х}$ – скорость комбайна при холостом проходе, м/мин

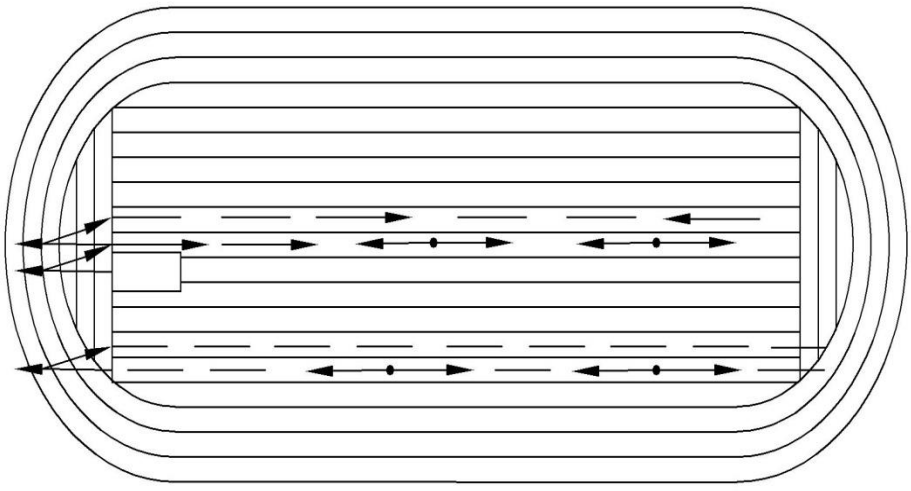


Рис. 3. Челноковая схема работы с обратным холостым ходом

Приложение 1

Исходные данные для расчетов

Показатель	Обозначение	Вариант											
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**	**11**	**12**
Модель комбайна фирмы «Виртген»	–	2200SM						3700SM					
Глубина фрезерования, м	h	0,15	0,20	0,21	0,19	0,17	0,20	0,37	0,34	0,35	0,38	0,33	0,39
Ширина полосы фрезерования, м	b	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7	3,7
Длина рабочего хода комбайна при фрезеровании, м	$l_{\text{р}}$	130	300	180	250	325	140	400	350	200	400	150	330
Скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин	$v_{\text{р}}$	8	10	9	10	9	8	9	10	9	11	8	10
Коэффициент использования комбайна	$K_{\text{и}}$	0,72	0,68	0,69	0,76	0,75	0,70	0,67	0,70	0,75	0,65	0,73	0,68
Время на опускание рабочего органа, мин	t_o	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Время на поднятие рабочего органа, мин	$t_{\text{п}}$	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Время на поворот комбайна, мин	$t_{\text{пов}}$	8	8	6	7	6	8	9	8	7	8	7	8
Время на разворот комбайна, мин	$t_{\text{разв}}$	6	7	7	6	7	7	6	7	6	6	7	6
Длина холостого прохода комбайна, м	$l_{\text{х}}$	130	300	180	250	325	140	400	350	200	400	150	330
Скорость комбайна при холостом проходе, м/мин	$v_{\text{х}}$	20	25	20	20	25	25	25	20	15	25	20	15
Варианты скорости комбайна при фрезеровании, м/мин	v_1	9	7	6	7	6	7	7	8	6	9	7	8
	v_2	10	8	7	8	7	9	8	9	7	10	9	9
	v_3	11	9	8	9	8	10	10	11	8	12	10	11
	v_4	12	11	10	11	10	11	11	12	10	13	11	12
Варианты глубины фрезерования, м	h_1	0,16	0,18	0,19	0,17	0,18	0,17	0,33	0,30	0,31	0,34	0,29	0,35
	h_2	0,17	0,19	0,20	0,18	0,19	0,18	0,35	0,32	0,33	0,36	0,31	0,37
	h_3	0,18	0,21	0,22	0,20	0,20	0,19	0,39	0,36	0,37	0,40	0,35	0,41
	h_4	0,19	0,22	0,23	0,21	0,21	0,21	0,41	0,38	0,39	0,42	0,37	0,43

Окончание приложения 1

Показатель	Обозначение	Вариант											
		13	**14**	**15**	**16**	**17**	**18**	**19**	**20**	**21**	**22**	**23**	**24**
Модель комбайна фирмы «Виртген»	–	2500SM						2200SM					
Глубина фрезерования, м	h	0,22	0,24	0,26	0,28	0,30	0,32	0,22	0,20	0,21	0,17	0,19	0,15
Ширина полосы фрезерования, м	b	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
Длина рабочего хода комбайна при фрезеровании, м	$l_{\text{р}}$	150	200	120	250	380	250	420	130	110	290	140	350
Скорость движения комбайна при фрезеровании, м/мин	$v_{\text{р}}$	12	11	10	9	11	12	13	12	11	12	13	10
Коэффициент использования комбайна	$K_{\text{и}}$	0,67	0,71	0,68	0,72	0,69	0,73	0,71	0,73	0,75	0,70	0,69	0,68
Время на опускание рабочего органа, мин	t_o	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Время на поднятие рабочего органа, мин	$t_{\text{п}}$	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Время на поворот комбайна, мин	$t_{\text{пов}}$	9	8	7	9	7	8	8	9	7	8	7	9
Время на разворот комбайна, мин	$t_{\text{разв}}$	7	8	7	7	6	7	6	7	7	6	6	7
Длина холостого прохода комбайна, м	$l_{\text{х}}$	150	200	120	250	380	250	420	130	110	290	140	350
Скорость комбайна при холостом проходе, м/мин	$v_{\text{х}}$	40	35	30	40	30	35	25	20	25	20	20	25
Варианты скорости комбайна при фрезеровании, м/мин	v_1	10	8	8	7	9	10	11	10	9	10	11	8
	v_2	11	9	9	8	10	11	12	11	10	11	12	9
	v_3	13	10	11	10	12	13	14	13	12	13	14	11
	v_4	14	12	12	11	13	14	15	14	13	14	15	12
Варианты глубины фрезерования, м	h_1	0,18	0,20	0,22	0,24	0,28	0,30	0,18	0,21	0,19	0,18	0,20	0,16
	h_2	0,20	0,22	0,24	0,26	0,29	0,31	0,19	0,22	0,20	0,19	0,21	0,17
	h_3	0,24	0,26	0,28	0,30	0,31	0,33	0,20	0,23	0,22	0,20	0,22	0,18
	h_4	0,26	0,28	0,30	0,32	0,32	0,34	0,21	0,24	0,23	0,21	0,23	0,19



Министерство науки и высшего образования РФ

ФГБОУ ВО
«Уральский государственный
горный университет»

Ю. И. Лель, Н. В. Мартынов

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»
всех форм обучения

Екатеринбург
2019

Министерство науки и высшего образования РФ
ФГБОУ ВО
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО:
Методической комиссией
горнотехнологического
факультета УГГУ
«6» июня 2018 г.
Председатель комиссии
_____доц. К. В. Кокарев

Ю. И. Лель, Н. В. Мартынов

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»
всех форм обучения

Издание УГГУ Екатеринбург, 2019

УДК 622.221
Л 43

Рецензент: *С. В. Исаков*, канд. техн. наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом УГГУ.

Учебно-методические пособие рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений открытым способом «05 » июня 2018 г. (протокол № 328) и рекомендовано для издания в УГГУ.

Лель Ю. И., Мартынов Н. В.

Л 43 ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Н. В. Мартынов; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 33 с.

В учебно-методическом пособии дается содержание курсового проекта по дисциплине, порядок решения главных его задач и необходимый для расчетов минимум справочно-информационных материалов. Приводятся примеры графической части проекта и решения отдельных задач, требования к оформлению проекта.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Процессы открытых горных работ» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» направления 21.05.04 – «Горное дело».

УДК 622.221

© Лель Ю. И., Мартынов Н. В., 2019
© Уральский государственный горный университет, 2019

Введение

Целью курсового проектирования является закрепление и систематизация теоретических знаний, полученных при изучении дисциплины «Процессы открытых горных работ», развитие навыков самостоятельного решения инженерных задач, использования технической литературы, справочных и нормативных материалов, достижений научно-технического прогресса и передового опыта.

Проект выполняется на основе раздела «Подготовка горных пород к выемке» дисциплины «Процессы открытых горных работ».

Тема курсового проекта: «Расчет параметров буровзрывных работ на карьере».

Для горнотехнических условий разработки в соответствии с заданием на проектирование решаются *следующие задачи*:

– обоснование и выбор вида бурения, модели бурового станка и диаметра долота;

– обоснование и выбор типа ВВ;

– расчет параметров буровзрывных работ: конструкции и сетки скважин, количества взрывных скважин в ряду и количества рядов на заданном блоке, ширины развала, выхода взорванной горной массы с 1 п. м скважины;

– обоснование схемы коммутации взрывной сети на блоке в соответствии с заданными средствами инициирования;

– расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ;

– расчет потребности во взрывчатых материалах;

– расчет производительности бурового станка и потребного количества смен на обуривание блока.

Основанием для выполнения проекта является задание на проектирование, выдаваемое руководителем индивидуально каждому студенту (прил. 1).

Проект состоит из расчетно-пояснительной и графической частей и оформляется строго по действующим ГОСТам.

Текстовая часть проекта оформляется в виде брошюрованной записки. Записка должна иметь следующее:

1. Оформленный по правилам титульный лист, выполняемый в туши или на принтере. Образец оформления титула дан в прил. 2.
2. Оригинал задания на проектирование (прилагается к записке между титульным и первым листом).
3. Оглавление с перечислением всех разделов записки и их постраничного размещения. Размещается после задания на проектирование.
4. Текст с расчетами, обоснованием, схемами.
5. Список использованной литературы.

Текст пишется на одной или двух сторонах листа нелинованной белой бумаги стандартных размеров (формат 297 × 210 мм) чернилами одного цвета

(кроме красного) или печатается на принтере. На листе оставляются поля: слева 30 мм, справа – 10 мм, сверху – 20 мм и снизу – 25 мм.

Страницы нумеруются, номера ставятся внизу, по центру страницы.

Первым является лист с оглавлением.

Текст пишется аккуратно, без помарок и зачеркиваний. Изложение текста должно быть литературным, сжатым, грамотным. Не допускаются сокращения слов, за исключением общепринятых обозначений. Предложения строятся в безлично-именной форме.

Таблицы, рисунки и схемы, помещенные в записку, нумеруются и им даются наименования по содержанию. В тексте на них даются ссылки. Нумерацию имеют все формулы, разделы нумеруются и имеют те же заголовки, что и в приведенном далее тексте. Рисунки, таблицы, формулы нумеруются последовательно по разделам. Например, первый рисунок в разделе 1 имеет нумерацию 1.1, второй – 1.2 и т. д. Первая таблица раздела 2 имеет номер 2.1, вторая – 2.2 и т. д. Аналогично нумеруются формулы.

При аналитических расчетах сначала записывается формула с буквенными обозначениями параметров, ставится знак равенства, подставляются значения параметров и пишется результат вычислений. Ниже формулы дается расшифровка параметров и обоснование их значений (примеры смотри далее в тексте руководства).

Графическая часть представляется чертежами, выполненными на листах формата А4 (прил. 4, рис. П. 4.1, П. 4.2), в стандартном масштабе. Размеры на чертежах наносятся с точностью, принятой для измерения данного параметра.

1. Выбор вида бурения и диаметра долота

1. Для заданных горнотехнических условий выбирается диаметр скважины, как один из основополагающих параметров, определяющих эффективность и качество буровзрывных работ.

Поскольку четко выраженной зависимости для определения требуемого диаметра скважин от горнотехнических условий не существует, выбор диаметра осуществляется на основе технико-экономических расчетов вариантов. В данной работе не рассматриваются экономические, а только технические и технологические аспекты буровзрывных работ.

1.1. На первом этапе выбирается вид бурения: шнековый ($П_б \leq 8$), шарошечный ($16 \geq П_б \geq 8$), пневмоударный ($П_б \geq 16$) в зависимости от относительного показателя трудности бурения ($П_б$), который определяется по эмпирическому выражению

$$П_б = 0{,}07(\sigma_{сж} + \sigma_{сд}) + 0{,}7\gamma. \qquad (1.1)$$

где $\sigma_{сж}$ и $\sigma_{сд}$ – пределы прочности породы при одноосном сжатии и сдвиге, МПа; γ – плотность породы, т/м^3.

Для более полного учета других факторов, влияющих (помимо $П_б$) на выбор способа бурения, следует ознакомиться с источниками [1, с. 74-103] и [4, с. 23-59].

1.2. После выбора способа бурения принимается для дальнейших расчетов диаметр долота (скважины) исходя из технологических параметров станков вращательного (прил. 3, табл. П. 3.1), шарошечного (прил. 3, табл. П. 3.2) или пневмоударного (прил. 3, табл. П. 3.3, П. 3.4) бурения. Выбор диаметра скважины – многоплановая технико-экономическая задача. Наибольшее влияние на выбор диаметра оказывает трещиноватость и крепость взрываемого массива. Современный опыт буровзрывных работ на карьерах показывает, что:

а) в крепких породах I–II категорий трещиноватости стремятся применить возможно больший диаметр скважины 250–350 мм;

б) в слабых и ниже средней крепости породах, не требующих большого удельного расхода ВВ, той же I–II категорий трещиноватости применение скважин 300 мм и более оказывается неэффективным;

в) типичным для пород II и III категорий трещиноватости являются диаметры скважин 200–250 мм;

г) в крупноблочных породах IV и V категорий с точки зрения качества дробления эффективны диаметры скважин 120–170 мм. Однако их применение ограничивается, как правило, малой и средней производительностью карьера по горной массе (низкий выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины).

1.3. Для предварительного выбора диаметра долота при шарошечном бурении можно использовать данные о соотношении оптимального усилия подачи, диаметра долота и показателя трудности бурения (прил. 3, табл. П. 3.5).

1.4. При выборе диаметра и марки шарошечного долота необходимо учитывать следующее. В зависимости от типа буримых пород наружные рабочие поверхности шарошек (вооружение) имеют зубья различной формы и размеров. Это отражается в обозначении долота следующими буквами:

М – для мягких пород;

МС – мягких пород с пропластками пород средней твердости;

МЗ – мягких абразивных пород;

МЗС – мягких абразивных пород с пропластками средней твердости;

С – пород средней твердости;

СТ – пород средней твердости с пропластками твердых;

СЗ – абразивных пород средней твердости;

Т – твердых пород;

ТЗ – твердых абразивных пород;

ТК – твердых пород с пропластками крепких;

К – крепких пород;

ОК – очень крепких пород.

Шарошки долот Т, СТ, МС и М имеют фрезерованные зубья, наплавленные твердым сплавом, и отличаются друг от друга количеством и размерами зубьев. Зубья шарошек МЗ, СЗ, ТКЗ, К и ОК выполнены в виде запрессованных в тело шарошек твердосплавных штырей с клиновидной (МЗ, СЗ и ТЗ – угол клина 90°) или сферической (К, ОК) рабочей поверхностью. Шарошки долот МЗС и ТК имеют чередующиеся фрезерованные и вставные зубья.

В зависимости от расположения и конструкции продувочных каналов шарошечные долота бывают с центральной (П) и боковой (ПГ) продувкой, а опоры шарошек могут быть с телом качения (В), на двух и более подшипниках скольжения (С) или содержать упорный подшипник скольжения (УПС).

В настоящее время большинство долот диаметром 200 мм и выше выполнено на опорах, имеющих следующую схему: роликовый подшипник – шариковый (замковый) подшипник – роликовый подшипник (Р–Ш–Р).

Марка долота 228 МЗ-ПГВ обозначает долото диаметром 228 мм с вооружением МЗ, с боковой продувкой опор (ПГ).

У долот с центральной продувкой подвод воздуха к забою осуществляется через центральное отверстие. Кроме того, в лапах и их цапфах выполняются специальные каналы, по которым до 20-25 % общего расхода воздуха поступает в опоры шарошек. Это способствует их охлаждению и предотвращает попадание в них частиц выбуренной породы.

2. Выбор типа взрывчатых веществ (ВВ)

Характеристики основных типов ВВ для открытых горных работ приведены в прил. 3, табл. П. 3.6. Тип ВВ выбирается с учетом обводненности и горнотехнических свойств массива, а также диаметра скважин. При малых диаметрах скважин и большой крепости пород целесообразно принимать ВВ с большими мощностными характеристиками. Также следует учитывать величину кислородного баланса.

Более полное представление о свойствах ВВ и области их применения можно получить по данным литературных источников [3, с. 228-250], [4, с. 83-121] и [11, с. 22-26].

3. Расчет параметров взрывных работ на блоке

Общие требования к проектированию взрывных работ изложены в прил. 5.

Для выбранного диаметра долота, типа ВВ и заданных горнотехнических условий проводятся проектные расчеты в следующей последовательности.

3.1. Определяют параметры скважины:

а) диаметр скважины ($d_с$, мм)

$$d_с = d_д\, k_{разб}, \qquad (3.1)$$

где $d_д$ – диаметр долота, мм; $k_{разб}$ – коэффициент разбуривания принимается в зависимости от крепости пород (f):

f	4	6	8-10	12-14	16
$k_{разб}$	1,05	1,04	1,037-1,031	1,030-1,021	1,02

б) длина перебура ($l_{пер}$, м)

$$l_{пер} = d_с\, k_{пер}, \qquad (3.2)$$

где $k_{пер}$ – коэффициент перебура принимается в зависимости от взрываемости пород (прил. 3, табл. П. 3.7).

в) длина скважин при вертикальном бурении ($l_с$, м)

$$l_с = h_{у} + l_{пер}, \qquad (3.3)$$

где $h_у$ – высота уступа, м.

Примечание. В случае принятия после дальнейших расчетов наклонного бурения

$$l_с = \frac{h_{у} + l_{пер}}{\sin\alpha}, \qquad (3.4)$$

где α – принятый угол наклона скважин к вертикали (обычно равен углу откоса рабочего уступа $\alpha_р$).

3.2. Определяется длина скважинного заряда ($l_{зар}$, м)

$$l_{зар} = l_с - l_{заб}, \qquad (3.5)$$

где $l_{заб}$ – длина забойки (м); принимается в зависимости от класса пород по взрываемости (прил. 3, табл. П. 3.8).

3.3. Определяется расчетный (проектный) расход принятого ВВ ($q_п$, кг/м^3)

$$q_п = q_э k_{ВВ} k_д k_\alpha \cdot \frac{\gamma}{2,6}, \qquad (3.6)$$

где $q_э$ – удельный расход эталонного ВВ (граммонит 79/21). Принимается в зависимости от трещиноватости, взрываемости, крепости и плотности пород по данным прил. 3, табл. П. 3.9; $k_{ВВ}$ – коэффициент работоспособности принятого ВВ (прил. 3, табл. П. 3.10); $k_д$ – коэффициент, учитывающий принятый диаметр скважин по сравнению с эталонным (прил. 3, табл. П. 3.11); k_α – коэффициент, учитывающий угол наклона скважины: при вертикальном бурении $k_\alpha = 1$, при наклонном – $k_\alpha = 0{,}93\ldots0{,}95$; γ – плотность породы, т/м^3.

3.4. Определяется величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве уступа (W, м)

$$W = 0{,}9\sqrt{\frac{P}{q_п}}, \qquad (3.7)$$

где P – удельная вместимость скважины, кг/м;

$$P = 7{,}85 d_с^2 \Delta, \qquad (3.8)$$

где Δ – плотность заряда в скважине, кг/дм^3 (прил. 3, табл. П. 3.6); $d_с$ – диаметр скважины, дм.

3.5. Проверяется выполнение условия

$$W \geq W_{min}, \tag{3.9}$$

где W_{min} – минимально необходимая величина линии сопротивления по подошве, определяемая из условия расположения бурового станка на безопасном расстоянии от верхней бровки уступа, м;

$$W_{min} = h_{уб}\text{ctg}\alpha_р + C, \tag{3.10}$$

где $\alpha_р$ – рабочий угол откоса уступа, град.; C – безопасное расстояние скважины от верхней бровки уступа, м;

$$C = h_{уб}\left(\text{ctg}\alpha_{уб} - \text{ctg}\alpha_р\right) \geq 3 \text{ м}; \tag{3.11}$$

где $\alpha_у$ – устойчивый угол откоса уступа, град.

В случае, если $W < W_{min}$, изменяются принятые ранее параметры: а) увеличивается диаметр скважины и, следовательно, ее удельная вместимость (P); б) выбирается более мощное ВВ с высокой плотностью заряжания; в) применяется наклонное бурение либо спаренные по первому ряду скважины.

После выполнения условия $W \geq W_{min}$ значения W, P и $q_п$ принимаются в качестве проектных.

3.6. Определяются параметры сетки скважин.

3.6.1. Расстояние между скважинами в ряду (a, м)

$$a = \frac{Q_з}{q_п h_у W}, \tag{3.12}$$

где $Q_з$ – масса заряда в скважине, кг;

$$Q_з = P l_{зар}. \tag{3.13}$$

Полученное значение a проверяется по допустимому коэффициенту сближения скважин m

$$m = a/W. \tag{3.14}$$

В легковзрываемых породах m = 1,1…1,2; в средневзрываемых – m = = 1,0…1,1; в трудновзрываемых – m = 0,85…1,00.

3.6.2. Расстояние между рядами скважин (b, м)

$$b = \frac{Q_з}{q_п h_у a k_з}, \tag{3.15}$$

где $k_з$ – коэффициент увеличения удельного расхода ВВ во втором и последующих рядах скважин.

При наклонном бурении $k_з$ = 1,0; при вертикальном бурении в породах I-III категорий трещиноватости $k_з$ = 1,05…1,10; в породах IV-V категорий трещиноватости $k_з$ = 1,12…1,15.

3.7. По заданным размерам взрывного блока определяется необходимое количество скважин в ряду ($n_с$, шт.), количество рядов скважин ($n_р$, шт.) и в масштабе вычерчивается расположение взрывных скважин на уступе в плане и разрезе (прил. 4, рис. П. 4.3).

$$n_{\text{с}} = \frac{L_{\text{б}}}{a} + 1, \tag{3.16}$$

где $L_{\text{б}}$ – длина взрывного блока, м; a – расстояние между скважинами в ряду, м.

Количество рядов при заданной ширине взрывного блока (B, м)

$$n_{\text{р}} = \frac{B - W}{b} + 1, \tag{3.17}$$

где W – величина преодолеваемой линии сопротивления по подошве уступа, м; b – расстояние между рядами скважин, м.

3.7.1. Полученное число рядов скважин округляется до ближайшего большего целого и рассчитывается фактическая ширина взрывного блока ($B_{\text{ф}}$, м)

$$\hat{A}_{\text{б}} = W + \left(n_{\text{р}} - 1\right)\, b. \tag{3.18}$$

3.8. В соответствии с заданием конструируется и вычерчивается схема соединения зарядов при короткозамедленном взрывании (КЗВ). В качестве средств инициирования используется детонирующий шнуром или неэлектрические системы инициирования (НСИ) типа «Нонель», СИНВ и Эдилин. Особенности применения различных средств инициирования и различных схем соединения зарядов изложены в источнике [4, с. 240-257]. Характеристика промежуточных детонаторов (прессованных шашек) для взрывания детонирующим шнуром приведена в прил. 3, табл. П. 3.12. Примеры схемы коммутации и оформления чертежей приведены в прил. 4, рис. П. 4 4.

Интервал замедления (τ) определяется в зависимости от величины линии сопротивления по подошве (W, м) и взрываемости пород по соотношениям:

– для легковзрываемых пород $\tau = (5\ldots6)W$, мс;

– средневзрываемых пород $\tau = (3\ldots4)W$, мс;

– трудновзрываемых пород $\tau = (2{,}0\ldots2{,}5)W$, мс;

– весьма и исключительно трудновзрываемых пород $\tau = (1{,}5\ldots2{,}0)W$, мс.

Расчетное значение τ следует округлять до ближайшего из стандартных замедлений [1, с. 122-124].

Стандартное время замедления РП-8: 10, 20, 35, 50, 75, 100, 125 мс.

Стандартное время замедления РП-Н: 20, 35, 50 мс.

Стандартное время замедления РП-Д: 20, 30, 45, 60, 80, 100 мс.

Время замедления в системе «Нонель»: 0, 17, 25, 42, 67, 109, 176 мс.

Время замедления внутрискважинных замедлителей системы «Нонель» от 75 до 500 с интервалом через 25 мс.

3.9. Определяются следующие показатели взрывных работ:

3.9.1. Ширина развала от первого ряда скважин ($B'_{\text{р}}$, м)

$$B'_{\text{р}} = k_{\text{з}} k_{\text{в}} h_y \sqrt{q_{\text{п}}}\,, \tag{3.19}$$

где $k_{\text{З}}$ – коэффициент дальности отброса породы, зависящий от принятого интервала замедления (τ, мс) между скважинами в ряду:

Интервал замедления τ, мс	0	10	25	50	≥ 75
$k_з$	1,00	0,95	0,90	0,85	0,80

$k_в$ – коэффициент, зависящий от взрываемости породы. Для легковзрываемых пород $k_в$ = 3,0…3,5; для средневзрываемых – $k_в$ = 2,5…3,0; для трудновзрываемых – $k_в$ = 2,0…2,5; $q_п$ – расчетный (проектный) расход ВВ, кг/м^3; h – высота уступа, м.

3.9.2. Фактическая ширина развала

$$B_р = B'_р + (n_р - 1)b. \qquad (3.20)$$

Примечание. В практической деятельности величину ширины развала планируют с целью согласования различных задач: улучшения качества дробления (за счет создания «подпорной стенки»); погрузки развала за определенное количество проходов экскаватора при рациональной ширине заходки; обеспечения требуемой (особенно в стесненных условиях) ширины рабочей площадки и т. п.

3.9.3. Высота развала ($h_р$, м) при многорядном взрывании на свободный откос и соблюдении фактических и расчетных параметров W и $q_п$ согласно [1, с. 101-102] составляет: при $n_р$ = 2÷3 $h_р$ = (0,6÷1,0)$h_у$, при увеличении числа рядов скважин более трёх $h_р$ = (1,05÷1,30)$h_у$, при завышенном фактическом значении W, а также при взрывании на «подпорную стенку» высота развала может достигать $h_р$ = (1,15÷1,40)$h_у$.

При графическом изображении развала взорванной горной массы (прил. 4, рис. П. 4.5) следует соблюдать соотношение

$$\frac{S_ð}{S_á} = \frac{S_ð}{B_ô h_у} \approx k_р, \qquad (3.21)$$

где $S_р$ – площадь поперечного сечения развала взорванной горной массы, м^2; $S_б$ – площадь поперечного сечения взрывного блока, м^2; $B_ф$ – фактическая ширина взрывного блока, м; $h_у$ – высота уступа, м; $k_р$ – средний по блоку коэффициент разрыхления взорванной горной массы: $k_р$ = 1,10÷1,20 для легковзрываемых пород; $k_р$ = 1,25÷1,45 – для средне- и трудновзрываемых пород; $k_р$ = 1,45÷1,60 – для весьма и исключительно трудновзрываемых пород.

3.9.4. Объем взрываемого блока ($V_б$, м^3)

$$V_б = L_б B_ф h_у, \qquad (3.22)$$

где $L_б$ – длина взрывного блока, м; $B_ф$ – фактическая ширина взрывного блока, м.

3.9.5. Выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины ($q_{г.м}$, м^3/м)

$$q_{ã.ì} = \frac{V_á}{\sum_1^n l_с}, \qquad (3.23)$$

где $l_с$ – длина скважины, м; n – количество скважин на блоке.

$$n = n_р n_с, \qquad (3.24)$$

где $n_р$ – количество рядов скважин; $n_с$ – количество скважин в ряду.

4. Расчет потребности во взрывчатых материалах

4.1. Необходимое количество ВВ в расчете на взрывной блок ($Q_б$, кг)

$$Q_б = \sum_1^n Pl_{зар} = q_п V_б, \qquad (4.1)$$

где P – удельная вместимость скважины, кг/м; $l_{зар}$ – длина заряда, м; n – количество взрывных скважин на блоке; $q_п$ – расчетный (проектный) расход ВВ, кг/м^3; $V_б$ – объем взрывного блока, м^3.

4.2. Потребность в средствах инициирования рассчитывается в зависимости от применяемых средств и схемы инициирования.

4.2.1. Инициирование детонирующим шнуром (ДШ).

Общее количество ДШ ($L_{дш}$, м) на взрывной блок

$$L_{дш} = k_{зап}(L_м + L_{сек} + L_{скв}), \qquad (4.2)$$

где $L_м$, $L_{сек}$, $L_{скв}$ – суммарные длины, соответственно, магистрального, секционного и скважинного шнуров, м; $k_{зап}$ = 1,1÷1,2 – коэффициент запаса.

При определении длины ДШ необходимо учитывать следующее:

а) при взрывании скважин глубиной более 15 м нитка ДШ дублируется (в соответствии с ЕПБ);

б) при заряжании ДШ должен выходить из скважины на длину 1,0÷1,5 м для соединения с секционным или магистральным ДШ;

в) длины $L_{сек}$ и $L_м$ рассчитываются по принятой схеме коммутации, которая вычерчивается в масштабе полностью либо фрагментарно;

г) в соответствии с принятой схемой коммутации зарядов определяется необходимое количество пиротехнических реле времени.

4.2.2. При инициировании с помощью ударно-волновой трубки (УВТ) необходимо учитывать следующее:

а) общая длина УВТ определяется в соответствии с принятой схемой коммутации сети с учетом требований к ДШ;

б) количество детонаторов и разъединителей на поверхности сети, а также внутрискважинных (донных) детонаторов определяется в зависимости от схемы взрывания.

5. Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ

5.1. Расстояние, опасное для людей по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов ($R_р$, м), определяется по формуле

$$R_б = 1250\ \eta_{çàð}\sqrt{\frac{fd_ñ}{(1+\eta_{çàá})à}}, \qquad (5.1)$$

где $\eta_{çàð} = \dfrac{l_{çàð}}{l_{çàá}}$ – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом; f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова; $d_с$ – диаметр скважины, м; $\eta_{заб}$ – коэффициент заполнения скважины забойкой;

при полной (проектной) забойке $\eta_{заб} = 1$, при взрывании без забойки – $\eta_{заб} = 0$; a – расстояние между скважинами в ряду, м.

Примечание. Для шпуровых и скважинных зарядов согласно ЕПБ $R_р \geq 300$ м.

5.2. Сейсмически безопасное расстояние ($R_с$, м)

$$R_с = k_г k_с \alpha \sqrt[3]{Q}, \quad (5.2)$$

где $k_г$ – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения); $k_с$ – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки; α – коэффициент, зависящий от условий взрывания; Q – общая масса одновременно взрываемых зарядов, кг.

Значения коэффициента $k_г$

Скальные породы плотные, ненарушенные ……	5
Скальные породы, нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании……	8
Необводненные песчаные и глинистые грунты глубиной более 10 м…	12
Почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод …….	15
Водонасыщенные грунты ……..	20

Примечание. В тех случаях, когда характеристика грунта не в полной мере соответствует приведенной выше или известна ориентировочно, следует для расчета принимать ближайшее большее значение коэффициента $k_г$.

Значения коэффициента $k_с$

Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным или металлическим каркасом……..…….	1,0
Одиночные здания высотой не более 2-3-х этажей с кирпичными и подобными стенами ……	1,5
Небольшие жилые поселки ……..	2,0

Значения коэффициента α

Камуфлетный взрыв и взрыв на рыхление…….	1,0
Взрыв на выброс ……..	0,8
Взрыв полууглубленного заряда …….....	2,0

Примечание. При размещении заряда в воде или в водонасыщенных грунтах значение коэффициента α следует увеличить в 1,5–2,0 раза.

5.3. Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны (УВВ).

5.3.1. Для людей (R_{min}, м)

$$R_{min} = 15\sqrt[3]{Q}, \quad (5.3)$$

где Q – общая масса одновременно взрываемых зарядов, кг.

5.3.2. Для зданий и сооружений ($R_в$, м)

$$R_в = k_{заб} k_м d_с \sqrt[3]{n}, \quad (5.4)$$

где $k_{заб}$ – коэффициент забойки. Принимается в зависимости относительной длины забойки:

Относительная длина забойки (в диаметрах заряда)……	0	5	10	15
$k_{заб}$ ……	3000	2000	600	400

$k_м$ – коэффициент метеоусловий: для зимы – $k_м = 3$, для остальных сезонов – $k_м = 2$; $d_с$ – диаметр скважины, м; n – число одновременно взрываемых скважин.

6. Расчет производительности и парка буровых станков

Расчет производительности буровых станков осуществляется в следующей последовательности.

6.1. Станки шнекового (вращательного) бурения.

6.1.1. Определяется теоретическая (механическая) скорость бурения ($v_м$, м/ч)

$$v_м = \frac{7{,}5 P_р n_в}{100 П_б^2 d_д^2}, \quad (6.1)$$

где $P_р$ – расчетное осевое усилие подачи, кН; $n_в$ – расчетная частота вращения бурового става, $с^{-1}$; $d_д$ – диаметр долота, м; $П_б$ – относительный показатель трудности бурения пород.

Расчетное усилие подачи должно находится в пределах

$$P_{min} \le P_р \le P_{max}, \quad (6.2)$$

где P_{min} – минимально необходимое усилие подачи для бурения заданных пород, кН; P_{max} – максимально возможное усилие подачи по техническим характеристикам выбранного типа станка, кН (прил. 3, табл. П. 3.1).

Минимально необходимое осевое усилие (P_{min}, кН) определяется по формуле В. В. Ржевского

$$P_{min} = 5 П_б F_з, \quad (6.3)$$

где $F_з$ – площадь затупления резцов, $см^2$; $F_з$ принимается в зависимости от буримости пород в следующих пределах: при $П_б = 1 \div 2$ $F_з = 0{,}5 \div 1{,}0$ $см^2$; при $П_б = 3 \div 4$ $F_з = 1{,}5 \div 2{,}0$ $см^2$; при $П_б = 5 \div 7$ $F_з = 2{,}5 \div 3{,}0$ $см^2$.

Расчетное осевое усилие ($P_р$, кН) принимается равным или близким оптимальному $P_о$

$$P_р \approx P_о = p_{уд} d_д, \quad (6.4)$$

где $p_{уд}$ – удельное в расчете на 1 см диаметра резца оптимальное осевое усилие для пород различной крепости по шкале М. М. Протодьяконова, кН/см (табл. 6.1); $d_д$ – диаметр долота, см.

Расчетная частота вращения бурового става ($n_в$, $с^{-1}$) принимается близкой или равной оптимальной при заданной крепости пород и согласуется с возможностями станка (прил. 3, табл. П. 3.1).

Таблица 6.1

Область оптимальных значений $p_{уд}$ и $n_в$ для станков СБР

Крепость пород f	Удельное оптимальное усилие подачи $p_{уд}$, кН/см	Оптимальная скорость вращения долота $n_в$, $с^{-1}$
1	0,5	4,5
2	1,7	3,4
3	2,6	2,5
4	3,7	1,9
5	4,8	1,4
6	5,8	1,0
7	6,7	0,7

Примечание. Например, при крепости пород f = 3, диаметре долота 160 мм, показателе по буримости $П_б$ = 4 минимально необходимое усилие составит P_{min} = 5·4·2= 40 кН, расчетное $P_р$ = 2,6·1,6 = 41,6 кН, максимально возможное для станка СБР-160А-24-65 кН. Принятый станок обеспечивает необходимые параметры бурения

6.1.2. Техническая в заданных условиях скорость бурения ($v_т$, м/ч) определяется с учетом понижающих коэффициентов

$$v_т = v_м k_о k_н k_т, \quad (6.5)$$

где $k_о$ = 0,95÷0,98 – коэффициент, учитывающий обводненность массива; $k_н$ – коэффициент, учитывающий наклон скважин: при вертикальном бурении $k_н$ = 1,0; при наклонном – $k_н$ = 0,90÷0,92; $k_т$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость пород: для I категории по трещиноватости $k_т$ = 0,90÷0,92; для II категории – $k_т$ = 0,92÷0,94; для III категории – $k_т$ = 0,95÷0,97; для IV категории $k_т$ = 0,98; для V категории $k_т$ = 1,0.

Примечание. В случае, если выбранный тип станка не обеспечивает требуемые параметры бурения, необходимо переходить на станки шарошечного бурения.

6.2. Станки шарошечного бурения.

6.2.1. Механическая скорость бурения ($v_м$, м/ч)

$$v_м = \frac{P_р n_в^{0,8}}{П_б^{1,6} d_д}, \quad (6.6)$$

где $P_р$ – расчетное осевое усилие, кН; $n_в$ – расчетное (оптимальное) значение частоты вращения бурового става, $мин^{-1}$. Оптимальное значение $n_в$ определяется по графику (прил. 3, рис. П. 3.1) в зависимости от $П_б$ и $d_д$ и принимается в расчетах не выше технических возможностей бурового станка (прил. 3, табл. П. 3.2).

Расчетное (оптимальное) значение осевого усилия ($P_р$, кН) определяется по формуле

$$P_р = k П_б d_д, \quad (6.7)$$

где k – коэффициент, учитывающий буримость пород и соответствующий следующим значениям:

$П_б$	8	10	12	14	16	18
k	0,700	0,725	0,750	0,775	0,800	0,825

Проверяется условие

$$P_{\min} \le P_{\text{р}} \le P_{\max}, \tag{6.8}$$

где $P_{\min}$ – минимальное осевое усилие, кН. Определяется из условия

$$P_{\min} = (0{,}6 \div 0{,}7) f d_{\text{д}}, \tag{6.9}$$

где f – крепость пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова; $d_{\text{д}}$ – диаметр долота, см; $P_{\max}$ – максимальное осевое усилие, кН. Соответствие $P_{\text{р}}$ и $P_{\max}$ проверяется по двум факторам: а) по техническим возможностям станка (прил. 3, табл. П. 3.2); б) по прочности шарошек, исходя из условия

$$P_{\max} = 0{,}55 d_{\text{д}}^2. \tag{6.10}$$

6.2.2. Техническая скорость бурения рассчитывается с учетом понижающих коэффициентов, аналогично шнековому бурению и проверяется по расходу воздуха на продувку скважины (производительности компрессора).

В зависимости от производительности компрессора скорость бурения определяется из выражения

$$v_{\text{á}} = \frac{4{,}62 Q_{\text{ê}} \gamma_{\text{â}} \mu}{d_{\text{ñ}}^2 \gamma}, \tag{6.11}$$

где $Q_{\text{к}}$ – производительность компрессора, м^3/с (прил. 3, табл. П. 3.2); $\gamma_{\text{в}}$ – плотность воздушной или воздушно-водяной смеси исходящего из скважины потока, кг/м^3. При воздушной продувке $\gamma_{\text{в}} \approx 1{,}3$ кг/м^3; при воздушно-водяной (при среднем расходе поды 0,05–0,08 л/с) $\gamma_{\text{в}} \approx 1{,}4 \div 1{,}5$ кг/м^3; μ – массовая доля частиц породы в потоке смеси ($\mu = 0{,}4 \div 0{,}6$); $d_{\text{с}}$ – диаметр скважины, м; γ – плотность буримых пород, т/м^3.

Если окажется, что расчетная техническая скорость бурения ($v_{\text{т}}$) выше, нежели допустимая по производительности компрессора ($v_{\text{б}}$), то скорость бурения пересчитывается за счет изменения режимов бурения: уменьшения осевого усилия (целесообразно в легко- и среднебуримых породах) либо снижения скорости бурения (в крепких породах). Окончательно принимается техническая скорость ($v_{\text{т}}$) и режимы бурения ($P_{\text{р}}$ и $n_{\text{в}}$).

Пример. Станком СБШ-250МНА-32 бурятся вертикальные скважины глубиной 18 м, диаметр долота 244,5 мм, плотность пород 2,5 т/м^3, крепость f = 12, показатель буримости $П_б$ = 14. Массив сухой, IV категории трещиноватости.

Максимальное осевое усилие согласно технической характеристике станка $P_{\max}$ = = 300 кН, по прочности шарошек $P_{\max} = 0{,}55 \cdot 24{,}45 = 330$ кН. Расчетное (оптимальное) осевое усилие $P_{\text{р}} = 0{,}75 \cdot 14 \cdot 24{,}45 = 257$ кН.

Оптимальная частота вращения долота по графику (прил. 3, рис. П. 3.1) $n_{\text{в}} = 140$ мин$^{-1}$ соответствует техническим возможностям станка.

Механическая скорость бурения

$$v_{\text{м}} = \frac{257 \cdot 140^{0,8}}{12^{1,6} \cdot 24,4} = 13,8 \text{ м/ч}.$$

Техническая скорость бурения

$$v_{\text{т}} = 13,8 \cdot 0,97 \cdot 1,0 \cdot 0,98 = 13,1 \text{ м/ч}.$$

Предельно возможная скорость бурения по производительности компрессора ($Q_{\text{к}}$ = = 0,53 м^3/с)

$$v_{\text{б}} = \frac{4,62 \cdot 0,53 \cdot 1,5 \cdot 0,6}{0,244^2 \cdot 2,5} = 14,9 \text{ м/ч}.$$

Окончательно принимаем к расчету скорость бурения $v_{\text{т}}$ = 13,1 м/ч, а рациональные параметры режима бурения: $P_{\text{р}}$ = 257 кН, $n_{\text{в}}$ = 140 мин$^{-1}$.

6.3. Станки ударно-вращательного бурения.

6.3.1. Механическая скорость бурения ($v_{\text{м}}$, м/ч)

$$v_{\text{ì}} = \frac{0,5 \cdot 10^{-3} \omega n_{\text{ó}}}{k_1 \text{Ï}\ _{\text{á}} d_{\hat{\text{e}}}^2 k_{\hat{\text{o}}}}, \qquad (6.12)$$

где ω – работа единичного удара, Дж; $n_{\text{у}}$ – число ударов коронки в секунду, с$^{-1}$; $d_{\text{к}}$ – диаметр коронки, м; k_1 – коэффициент, учитывающий величину $\text{П}_{\text{б}}$ (при $\text{П}_{\text{б}}$ = 10÷14 k_1 = 1; при $\text{П}_{\text{б}}$ = 15÷17 k_1 = 1,05; при $\text{П}_{\text{б}}$ = 18÷25 k_1 = 1,1); $k_{\text{ф}}$ – коэффициент, учитывающий форму буровой коронки (при трехперых коронках, рекомендуемых для малотрещиноватых пород, $k_{\text{ф}}$ = 1,0; при крестовых, рекомендуемых для трещиноватых пород, $k_{\text{ф}}$ = 1,1).

6.3.2. Техническая скорость бурения с учетом понижающих коэффициентов ($v_{\text{т}}$, м/ч)

$$v_{\text{т}} = v_{\text{м}} k_{\text{о}} k_{\text{н}} k_{\text{т}}. \qquad (6.13)$$

Значения коэффициентов те же, что и в формуле (6.5).

Пример расчета. Породы обводненные, IV категории трещиноватости, показатель по буримости $\text{П}_{\text{б}}$ = 20, скважины вертикальные глубиной 15 м. Станок СБУ-125-24, пневмоударник П-125К (прил. 3, табл. П. 3.3, П. 3.4).

Энергия единичного удара 140 Дж, частота удара 21 с$^{-1}$. Коэффициент, учитывающий величину $\text{П}_{\text{б}}$, k_1 = 1,1; коэффициент, учитывающий форму буровой коронки (крестовую), $k_{\text{ф}}$ = 1,1.

Механическая скорость бурения

$$v_{\text{м}} = \frac{0,6 \cdot 10^{-3} \cdot 140 \cdot 21}{1,1 \cdot 20 \cdot 0,125^2 \cdot 1,1} = 4,7 \text{ м/ч}.$$

Техническая скорость бурения

$$v_{\text{т}} = 4,7 \cdot 0,98 \cdot 1,0 \cdot 0,98 = 4,5 \text{ м/ч}.$$

6.4. Сменная производительность станка ($A_{\text{см}}^{\text{б}}$, м/смену) определяется по формуле

$$A_{\text{см}}^{\text{б}} = \left[T_{\text{см}} - \left(T_{\text{пз}} + T_{\text{рег}}\right)\right] v_{\text{т}}, \qquad (6.14)$$

где $T_{\text{см}}$ – длительность смены, ч (принимается самостоятельно); $T_{\text{пз}}$ – время подготовительно-заключительных операций, ч. $T_{\text{пз}}$ = 0,5 ч; $T_{\text{рег}}$ – время регламентированных перерывов, ч. $T_{\text{рег}}$ = 0,3÷0,6 ч; $v_{\text{т}}$ – техническая скорость бурения, м/ч.

6.5. Годовая производительность станка ($A_г^б$, м/год)

$$A_г^б = A_{см}^б N_{см} N_{сут}, \quad (6.15)$$

где $N_{см}$, $N_{сут}$ – количество рабочих смен в сутки и количество рабочих дней в году, соответственно.

Примечание. Режим работы устанавливается самостоятельно и корректируется при необходимости.

6.6. Потребный парк буровых станков ($N_б$, шт.)

$$N_{á} = \frac{Q_{ã.\,ì}}{À_ã^á q_{ã.\,ì}}, \quad (6.16)$$

где $Q_{г.\,м}$ – годовая производительность по горной массе, м^3/год; $q_{г.\,м}$ – выход горной массы с 1 п. м скважины, м^3/м.

6.7. Необходимое количество рабочих смен на обуривание заданного блока ($N_{см}^б$)

$$N_{ñì}^á = \frac{v_á}{À_{ñì}^á q_{ã.\,ì}}, \quad (6.17)$$

где $V_б$ – объем взрывного блока, м^3.

7. Технологические показатели проекта

Исходные данные для проектирования и расчетные показатели буровзрывных работ в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Технологические показатели проекта

Показатели	Значения
Исходные условия	
Высота уступа $h_у$, м	
Угол откоса уступа, град:	
рабочий $\alpha_р$	
устойчивый $\alpha_у$	
Характеристика пород:	
сопротивление на сжатие $\sigma_{сж}$, Мпа	
сопротивление на сдвиг $\sigma_{сд}$, Мпа	
плотность γ, т/м^3	
класс взрываемости	
Характеристика массива:	
категория трещиноватости	
обводненность	
Размеры взрывного блока, м:	
длина $L_б$	
ширина B	
Схема короткозамедленного взрывания	
Схема инициирования	
Производительность карьера по горной массе $Q_{г.\,м}$, млн м^3/год	

Окончание таблицы 7.1

Показатели	Значения
Расчетные показатели взрывных работ	
Относительный показатель трудности бурения $П_б$	
Модель бурового станка	
Диаметр скважины $d_с$, мм	
Длина, м:	
скважины $l_с$	
перебура $l_{пер}$	
забойки $l_{заб}$	
скважинного заряда $l_{зар}$	
Принятое ВВ	
Проектный расход принятого ВВ $q_п$, кг/м^3	
Удельная вместимость скважины P, кг/м	
Величина линии сопротивления по подошве W, м	
Масса заряда в скважине $Q_з$, кг	
Расстояние между скважинами в ряду a, м	
Расстояние между рядами скважин b, м	
Количество рядов скважин $n_р$	
Количество скважин в ряду $n_с$	
Фактическая ширина взрывного блока $B_ф$, м	
Ширина развала от первого ряда скважин $B'_р$, м	
Фактическая ширина развала $B_р$, м	
Средний по блоку коэффициент рыхления взорванной горной массы $k_р$, м	
Объем взрывного блока $V_б$, м^3	
Выход взорванной горной массы с 1 п. м скважины $q_{г.м}$, м^3/м	
Необходимое количество ВВ в расчете на взрывной блок $Q_б$, кг	
Общая длина ДШ (УВТ) на взрывной блок $L_{дш}$ ($L_{увт}$), м	
Необходимое количество пиротехнических реле времени $N_{рел}$, шт.	
Количество детонаторов и разъединителей на поверхности сети $N_д$, $N_{раз}$, шт.	
Количество внутрискважинных (донных) детонаторов $N_{дв}$, шт.	
Общая масса одновременно взрываемых зарядов Q, кг	
Безопасное расстояние для людей по разлету кусков породы $R_р$, м	
Сейсмически безопасное расстояние $R_с$, м	
Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны R_{min}, м	
Безопасное расстояние для зданий и сооружений $R_с$, м	
Расчетные показатели буровых работ	
Теоретическая (механическая) скорость бурения $v_м$, м/ч	
Техническая скорость бурения $v_т$, м/ч	
Сменная производительность бурового станка $A^б_{см}$, м/смену	
Годовая производительность бурового станка $A^б_г$, м/год	
Потребный парк буровых станков $N_б$, шт.	

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Репин Н. Я.* Подготовка горных пород к выемке. Ч. 1: учебное пособие. – М.: Изд-во «Мир горной книги», 2009. – 188 с.; 2009. – 188 с.
2. *Корнилков М. В.* Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. – 202 с.
3. *Кутузов Б. Н.* Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учебник для вузов. – М.: Изд-во «Горная книга», 2007. – 471 с.
4. *Друкованый М. Ф., Кукиб Б. Н., Куц В. С.* Буровзрывные работы на карьерах: учебник для техникумов. – М.: Недра, 1990. – 367 с.
5. *Технология и безопасность взрывных работ* / «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле»: Мат-лы науч.-техн. конф. IV Уральского горнопромышленного форума, 12-14 сентября 2011 г., г. Екатеринбург. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – 305 с.
6. *Егупов А. А.* Использование энергии взрыва при разработке многолетнемерзлых россыпей. – М.: Недра, 1991. – 224 с.
7. *Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И.* Справочник по открытым горным работам. – М.: НТЦ «Горное дело», 2010. – 700 с.
8. *Нормативный справочник по буровзрывным работам* / Ф. А. Авдеев, В. Л. Барон, Н. В. Гуров, В. Х, Кантор. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1986. – 511 с.
9. *ГОСТ 55736-2013.* Оборудование горно-шахтное. Станки для бурения взрывных скважин на открытых горных работах.
10. *Стенин Ю. В., Панфилов Д. С.* Расчеты параметров процесса буровзрывной подготовки горных пород к выемке. Часть 1. Расчет параметров буровых работ: руководство по выполнению лабораторных работ. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – 45 с.
11. *Стенин Ю. В., Панфилов Д. С.* Расчеты параметров процесса буровзрывной подготовки горных пород к выемке. Часть 2. Расчет параметров взрывных работ при транспортной системе разработки: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – 45 с.

Приложение 1

Бланк задания на выполнение курсового проекта

Уральский государственный горный университет

Кафедра РМОС

ЗАДАНИЕ
на курсовое проектирование

Группа _____ Номер задания _____

Тема проекта*: Расчет параметров буровзрывных работ на карьере*

Исходные условия:

Уступ: высота уступа $h_у$ = м;
угол откоса уступа: рабочий $\alpha_р$ = град;
устойчивый $\alpha_у$ = град.

Характеристика пород:
сопротивление пород на сжатие $\sigma_{сж}$ = МПа;
сопротивление пород на сдвиг $\sigma_{сд}$ = МПа;
плотность $\gamma_п$ = т/м^3
класс взрываемости[1] – ;
категория трещиноватости[2] – ;
обводненность[3] – .
Размеры взрывного блока: длина $L_б$ = м;
ширина B = м.
Схема короткозамедленного взрывания[4] –
Схема инициирования[5] –
Производительность карьера по горной массе $Q_{г.м}$ = млн т/год.

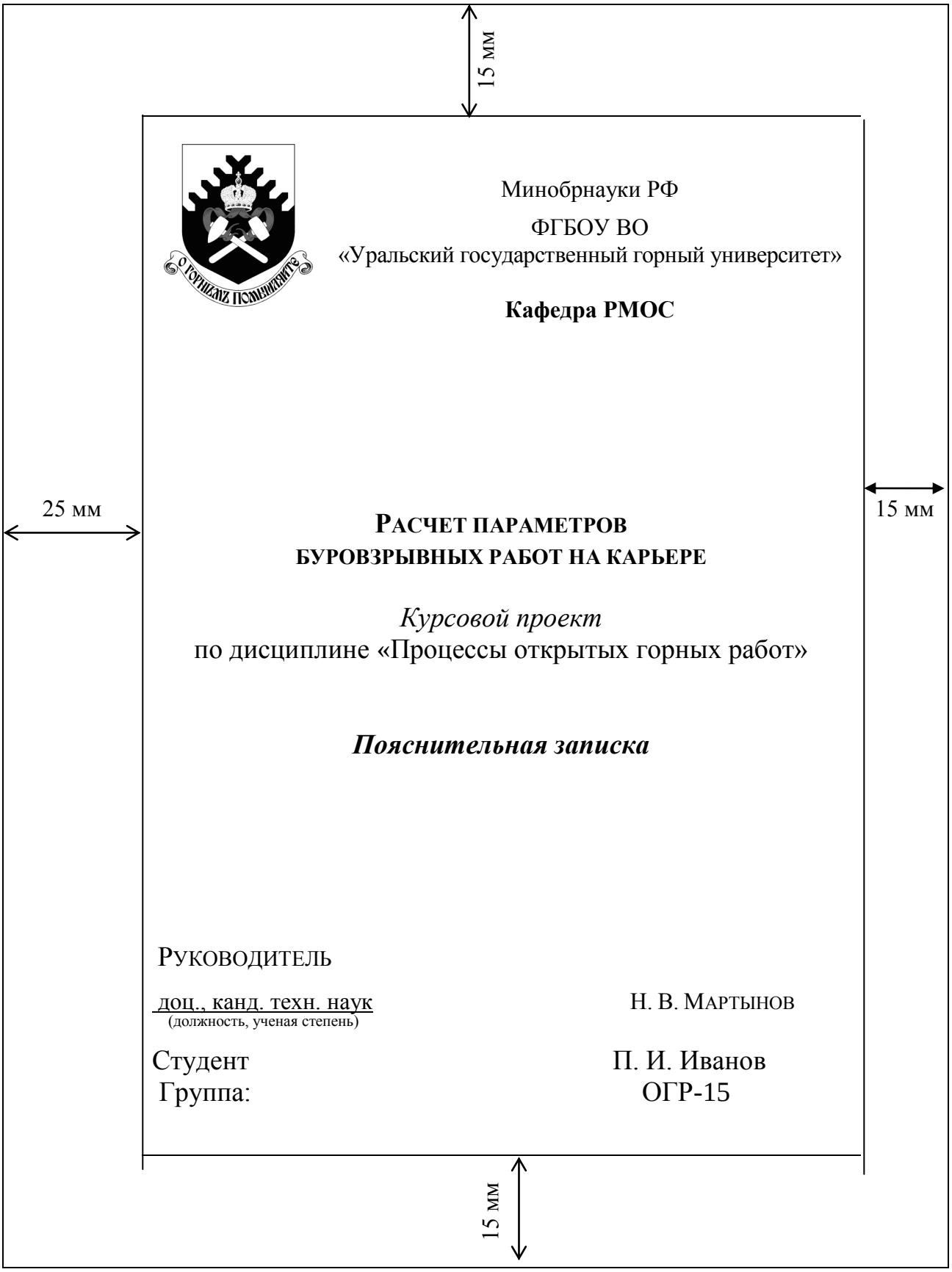
Примечания: [1] Класс взрываемости: I – легковзрываемые; II – средневзрываемые; III – трудновзрываемые; IV – весьма трудновзрываемые; V – исключительно трудновзрываемые.
[2] Категория трещиноватости: I – чрезвычайно трещиноватые; II – сильнотрещиноватые; III – среднетрещиноватые; IV – малотрещиноватые; V – практически монолитные.
[3] Обводненность: С – сухие скважины; О – обводненные скважины.
[4] Схема КЗВ: П – порядная; Д – диагональная.
[5] Схема инициирования: ДШ – детонирующий шнур; УВТ – ударно-волновая трубка.

Руководитель проекта _____ _____
(Ф. И. О.) (подпись)

Дата выдачи задания «____» _____20____ г.

Приложение 2

Образец оформления титульного листа пояснительной записки



Приложение 3

СПРАВОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Таблица П. 3.1

Основные технологические параметры станков вращательного (шнекового) бурения

Параметры	Модель бурового станка			
	режущего типа		комбинированные	
	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-125-30	СБШК-200
Условный диаметр скважины, мм	160	160	115, 125	190, 215
Глубина бурения, м	24	32	30	50
Направление бурения скважины к вертикали, град.	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30	0, 15, 30
Усилие подачи, кН	65	80	До 40	До 196
Частота вращения бурового става, $с^{-1}$	1,7; 2,3; 3,3	1,7; 2,3; 3,3	0–4,2	0,05–3,0
Длина штанги, мм	8390	8390	4200	12000
Масса станка, т	25	32	12	48,2

Таблица П. 3. 2

Основные технологические характеристики станков шарошечного бурения

Параметры	Модель бурового станка					
	3СБШ-200-60	4СБШ-200-40; 5СБШ-200-40	СБШ-250МНА-32 (СБШ-250МН)	СБШ-250-55	СБШ-320-36	СБШ-160-48
Диаметр скважины, мм	215; 244,5	215; 244,5	244,5; 269,9	244,5; 269,9	320	161
Глубина бурения, м	60	40	32	55	36	48
Направление бурения к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Усилие подачи, кН, не более	300	300	300	350	600	167
Частота вращения долота, $с^{-1}$	0–160	0–150	0–150	0–150	0–120	0–160
Подача компрессора, $м^3/с$	0,417	0,417	0,417	0,417	0,834	0,417
Масса станка, т	62	59	71,5	85	110	40

Таблица П. 3. 3

Основные технологические характеристики станков пневмоударного бурения

Параметры	Модель бурового станка				
	2СБУ-100-32 (СБУ-100Н-35)	3СБУ-100-32	СБУ-100-35; СБУ-100ГА-50	СБУ-125-24; СБУ-125А-32	СБУ-125У-52
Диаметр скважины, мм	100(125)	85, 100, 125	100, 125	125	125–160
Глубина бурения по вертикали, м	32 (35)	32	35,50	24,32	52
Угол наклона скважины, град.	0; 15; 30	Манипулятор	0; 15; 30	0; 15; 30	0–30
Штанга, мм:					
длина	950	950	950	2930	4250
диаметр	83	83	83	89	108
Частота вращения бурового става, $с^{-1}$	0,77	0,65–1,33	0,77	0,37; 0,75	0,41–1,5
Усилие подачи, кН, не более	1,0–6,0	До 25	1,0–6,0	4,5–20	До 50
Тип пневмоударника	П-105К; П-125К	П-105К	П-125К	П-125К	П-125К

Таблица П. 3. 4

Техническая характеристика пневмоударников бесклапанного типа

Параметры	Пневмоударник		
	П-105К	П-125К	П-160А
Номинальный диаметр бурения, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, $с^{-1}$	27	21	21
Расход сжатого воздуха, $м^3$/мин	5.5	7,5	12
Ударная мощность, кВт	2,5	2,8	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	92	112	142
Масса без долота, кг	20	31	56

Таблица П. 3.5

Соотношение оптимального усилия подачи, диаметра долота и показателя трудности бурения ($П_б$) для отечественных шарошечных станков (по Н. Я. Репину [1])

$П_б$	Диаметр долота, мм	Оптимальное усилие подачи, кН/см
8	215,0	9
10	244,5	11
12	244,5 – 269,9	13
14	269,9	18
16 и выше	320	22

Таблица П. 3.6

Технические характеристики ВВ для открытых горных работ

Наименование ВВ	Кислород-ный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Объем газов взрыва, л/кг	Плотность, кг/дм^3	Скорость детона-ции, км/с	Условия применения
Граммонит 79/21	+0,02	4285	895	0,85	3,2-4,0	Сухие скважины
Гранулит АС-4	+0,41	4522	907	0,85-0,90	2,6-3,5	То же
Гранулит АС-8	+034	5191	847	0,87-0,95	3,0-3,6	–″–
Гранулит С-6М	-1,3	3852	980	1,0-1,05	2,5-3,0	–″–
Гранулит АС-4В	+0,35	4622	907	0,80-0,85	3,0-3,5	Непроточ-ная вода до 4 ч
Гранулит АС-8В	-3,3	5233	850	0,80-0,85	2,5-3,6	То же
Гранулотол	-74,0	3642	1045	0,90	4,0-4,6	Заполнен-ные водой скважины
Алюмотол	-76,2	5266	815	0,95	4,0-4,2	То же
Гранитол-1	-43,6	3770	820	0,90-0,95	–	В воде до 6 суток
Гранитол-7А	-52,0	4598	800	0,90-0,95		То же
Горячельющиеся ВВ						
ГЛТ-20	-3,8	3678	905	1,45-1,50	4,9-5,0	Для сухих и обвод-ненных скважин
Карбатол Т-15	-9,6	3427	946	1,4-1,6	4,5-4,8	То же
Карбатол ГЛ-10В	21,4	5684	844	1,55-1,60	4,5-5,0	–″–
Акватол Т-20	-4,6	3176	937	1,25-1,34	4,0-4,5	–″–
Акватол Т-60	-0,4	3782	920	1,40-1,45	5,0-5,5	–″–
Акватол Т-80	0	3941	913	1,45-1,50	5,2-5,5	–″–
Эмульсионные ВВ (порэмиты)	-3,5			1,20-1,35	4,9-5,1	–″–

Таблица П. 3.7

Рекомендуемая длина перебура скважин в зависимости от категории породы по взрываемости (в диаметрах скважин)

Класс пород по взрываемости	Характеристика пород	Категория пород по взрываемости (по В. В. Ржевскому)	Длина перебура (в диаметрах скважин)
I	Легковзрываемые	1,0-5,0	6-8
II	Средневзрываемые	5,1-10,0	8-10
III	Трудновзрываемые	10,1-15,0	10-12
IV	Весьма трудновзрываемые	15,1-20,0	12-14
V	Исключительно трудно-взрываемые	20,1-25,0	14-16

Таблица П. 3.8

Рекомендуемая длина забойки
(по отношению к длине скважины)

Класс пород по взрываемости	Характеристика пород	Относительная длина забойки $l_{заб} / l_c$
I	Легковзрываемые	0,10-0,20
II	Средневзрываемые	0,18-0,25
III	Трудновзрываемые	0,23-0,30
IV	Весьма трудновзрываемые	0,25-0,35
V	Исключительно трудно-взрываемые	0,30-0,40

Таблица П. 3.9

Эталонный удельный расход ВВ ($q_э$)

Категория трещиноватости пород	Взрываемость пород	Плотность, т/м^3	Удельный расход ВВ при крепости пород f, кг/м^3			Средний размер куска (ожидаемый), см
			2-5	6-10	11-20	
I	Легковзрываемые	2,4-2,7	0,30	0,35	0,45	10-15
II	Средневзрываемые	2,5-2,7	0,40	0,50	0,60	16-20
III	Трудновзрываемые	2,6-2,8	0,65	0,75	0,90	21-25
IV	Весьма трудновзры-ваемые	2,6-2,9	0,85	1,00	1,20	26 30
V	Исключительно труд-новзрываемые	2,7-3,0	1,00	1,20	1,40	31-35

Таблица П. 3.10

Значение $k_{ВВ}$ для основных типов ВВ

Тип ВВ	$k_{ВВ}$	Тип ВВ	$k_{ВВ}$
Граммонит 79/21	1,00	Акватол Т-20	1,20
Граммонит 30/70	1,26	Акватол Т-60	1,13
Гранулит АС-4	0,98	Карбатол Т-15	1,42
Гранулит АС-8	0,89	Акватол Т-80	1,08
Гранулит С-6М	1,13	Порэмит	1,20
Гранулотол	1,20	Сибирит	1,20
Алюмотол	0,83	Игданит	1,13

Таблица П. 3.11

Коэффициент влияния диаметра скважин на величину удельного расхода ВВ ($k_д$) (по данным института «Гипроруда»)

Категория пород по трещиноватости	Значения $k_д$ при диаметре скважин, мм						
	125	160	200	243	320	350	400
I	0,93	0,95	0,98	1,00	1,05	1,07	1,10
II	1,03	1,05	1,07	1,13	1,15	1,17	1,20
III	1,08	1,10	1,13	1,16	1,20	1,23	1,25
IV	1,13	1,15	1,17	1,20	1,25	1,27	1,30
V	1,18	1,20	1,23	1,26	1,30	1,32	1,36

Таблица П. 3.12

Характеристика прессованных шашек для инициирования гранулированных и водосодержащих ВВ на открытых горных работах

Условное обозначение шашек	Взрывчатое вещество	Масса, г	Плотность, г/см^3	Скорость детонации, км/с	Форма и конструкция	Диаметр отверстия ДШ, мм	Число нитей ДШ для инициирования
ТП-200	Тротил	200	1,50-1,55	6,5-6,8	Параллелепипед с гнездом под КД или ЗД	7,5-8,2	2
ТП-400	То же	400	1,50-1,55	6,5-6,8	То же	7,5-8,2	2
ПТ-400Г	–″–	400	1,52-1,59	6,8-7,0	Цилиндр с осевым каналом	14,5	4
ТГ-500	Тротил/ гексоген	500	1,58-1,64	7,2-7,8	То же	14,5	4
ТГФ-850Э	То же	850	1,60	7,7-7,8	Литой цилиндр с осевым каналом и гнездом	14,5	4
ТС-500Л	Тротил	525	1,53	6,85	То же	14,5	4
ТС-1000Л	ТЭН	1000	1,53	6,85	–″–	14,5	4

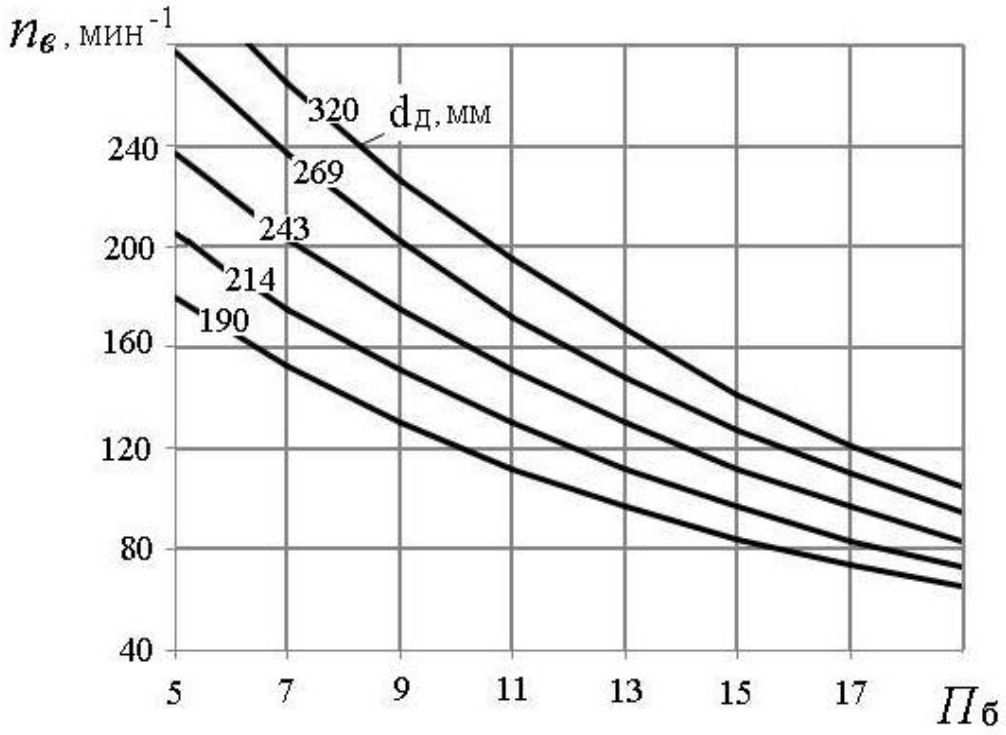


Рис. П. 3.1. Зависимость оптимальной скорости вращения $n_в$ бурового става станков СБШ от $П_б$ и $d_д$

ПРИМЕРЫ ОФОРМЛЕНИЯ
ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ ПРОЕКТА

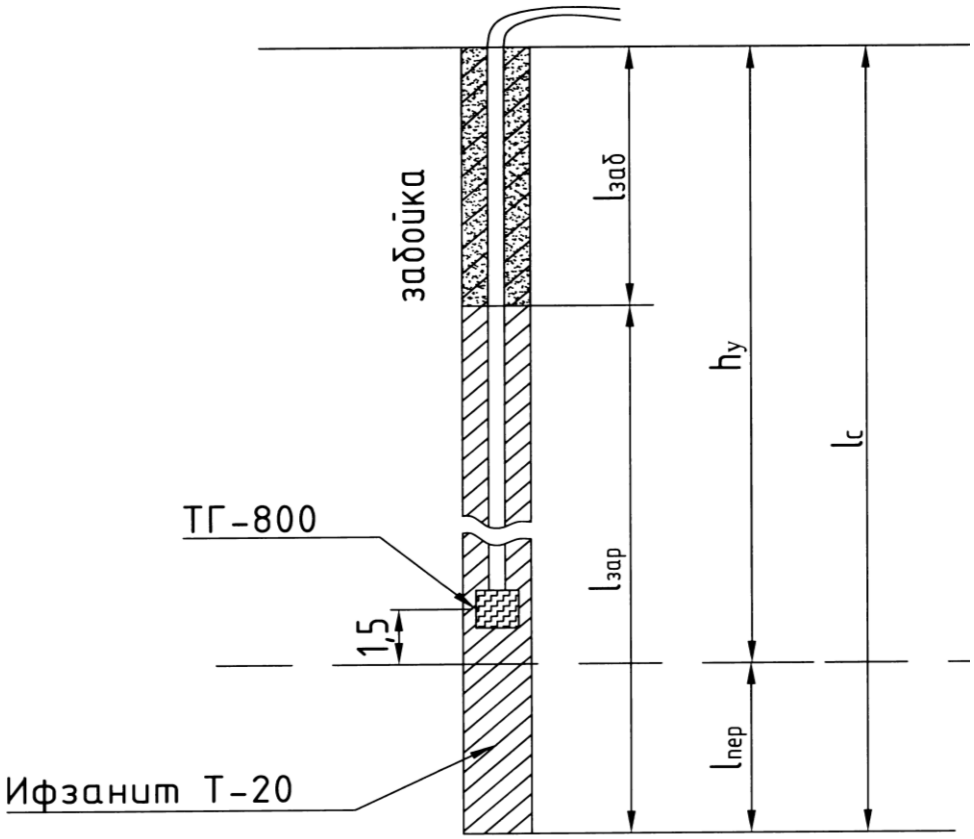


Рис. П. 4.1. Конструкция скважинного заряда

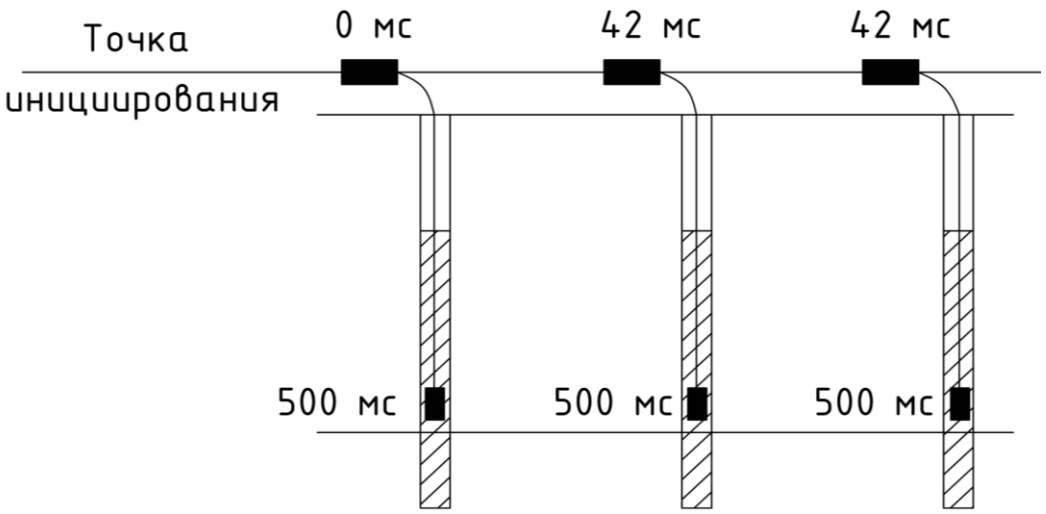


Рис. П. 4.2. Схема инициирования НСИ с внутрискважинным замедлением

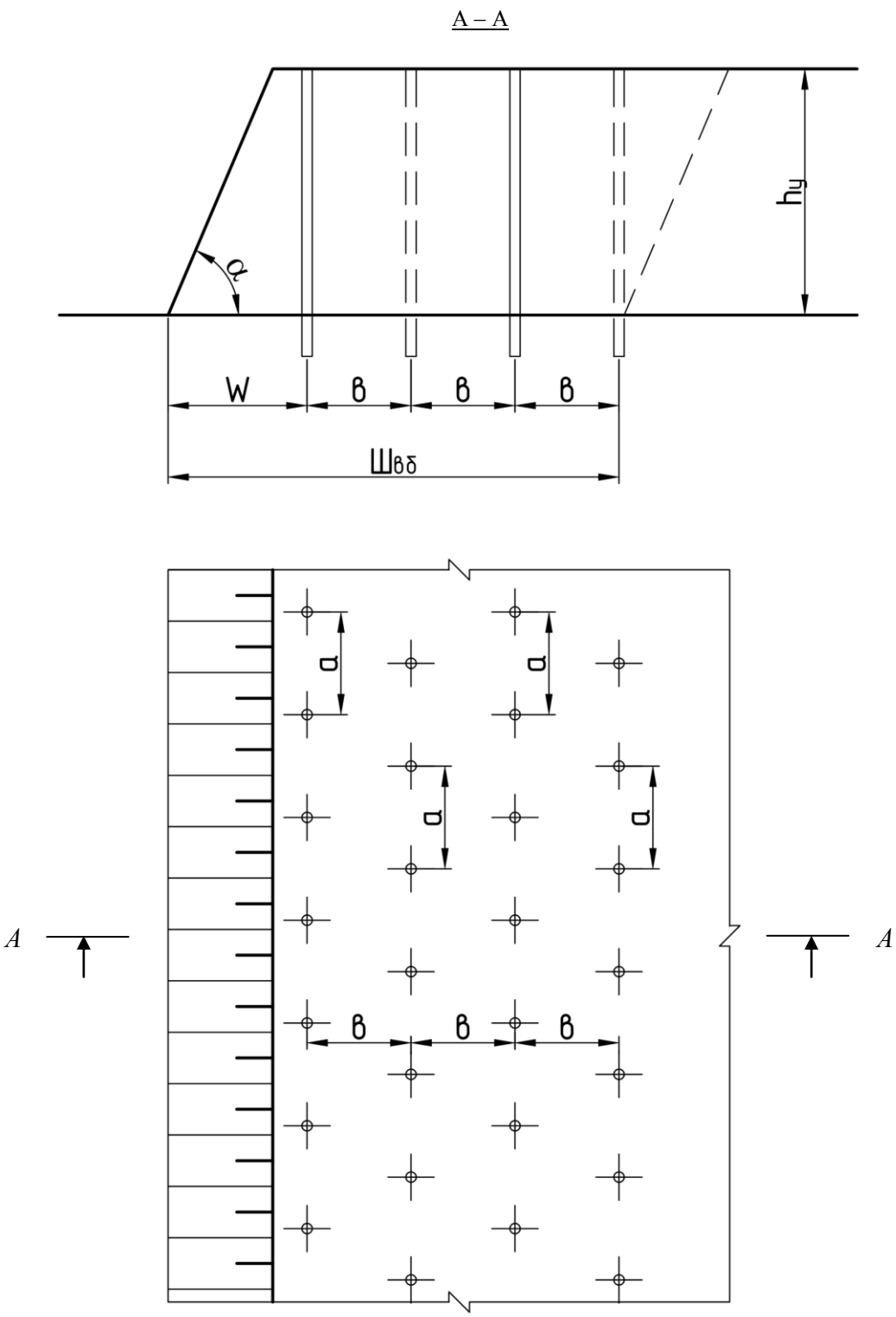
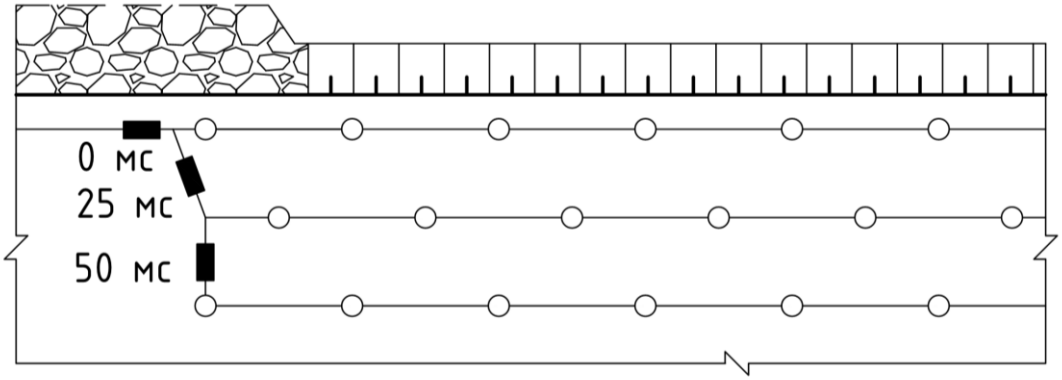


Рис. П. 4.3. Расположение взрывных скважин на блоке

а



б

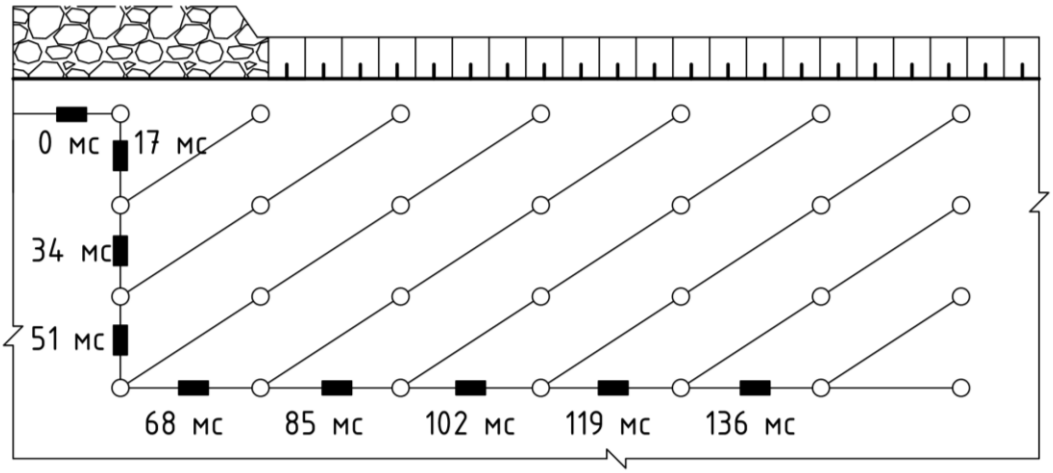


Рис. П. 4.4. Схема коммутации зарядов:
а – порядная схема взрывания; *б* – диагональная схема взрывания

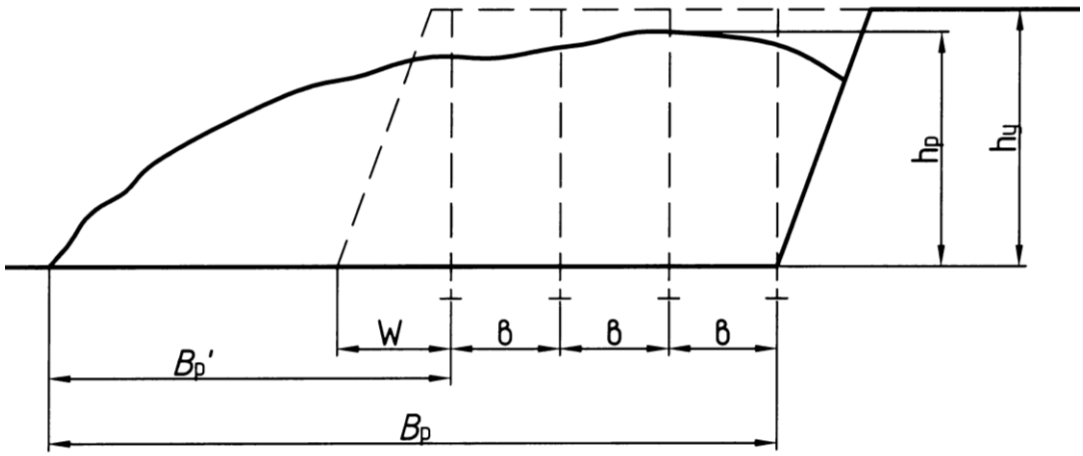


Рис. П. 4.5. Параметры развала взорванной горной массы

Приложение 5

Требования к проектированию взрывных работ

Проект взрывных работ в карьере для рыхления пород должен содержать технический расчет и схему расположения взрывных скважин, включающий:

- геологию и гидрогеологию блока;
- план взрываемого блока;
- поперечные профили через заряды;
- сведения о диаметре взрывных скважин, величине перебура, угле наклона скважины, объеме буровых работ, выходе взорванной горной массы с 1 п. м скважин, удельном расходе ВВ, сетке расположения скважин;
- конструкцию скважинных зарядов с указанием типа ВВ, промежуточных детонаторов, типа забойки и их расположение по длине скважины;
- схему монтажа взрывной сети с указанием величин интервалов замедления, количество ступеней замедления, типов, СИ, способа инициирования зарядов;
- расчет потребного количества ВМ;
- расчет безопасных расстояний.

К взрывным работам на карьерах предъявляются следующие требования:

- обеспечение требуемого качества рыхления, т. е. равномерности дробления, минимального выхода негабаритных кусков (не входящих в ковш экскаватора, транспортные сосуды, дробилку), допустимого размера среднего диаметра кусков;
- обеспечение заданной высоты и ширины развала;
- обеспечение минимального радиуса:
  - разлета кусков;
  - сейсмического воздействия;
  - воздействия ударно-воздушной волны;
- обеспечение минимального перемешивания полезного ископаемого и вскрышной породы;
- обеспечение проектных отметок уступов;
- обеспечение минимального заколообразования вглубь борта и уступов;
- обеспечение достаточного объема взорванных пород для бесперебойной и высокопроизводительной выемки и погрузки; высокой безопасности и экономичности и производительности горных работ.

Содержание

Введение …… 3

1. Выбор вида бурения и диаметра долота ……. 4

2. Выбор типа взрывчатых веществ (ВВ)…… 6

3. Расчет параметров взрывных работ на блоке……. 6

4. Расчет потребности во взрывчатых материалах …… 11

5. Расчет безопасных расстояний при ведении взрывных работ …….. 11

6. Расчет производительности и парка буровых станков …….. 13

7. Технологические показатели проекта …… 17

Список использованной литературы……..… 19

Приложение 1. Бланк задания на выполнение курсового проекта… …….. 20

Приложение 2. Образец оформления титульного листа пояснительной записки ……. 21

Приложение 3. Справочные материалы …… 22

Приложение 4. Примеры оформления графической части проекта…… 28

Приложение 5. Требования к проектированию взрывных работ ……... 31

Учебное издание

Юрий Иванович ЛЕЛЬ
Николай Васильевич МАРТЫНОВ

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению курсового проекта
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»
всех форм обучения

Редактор изд-ва *Н. Л. Сайгина*
Компьютерная верстка *Г. И. Егоренковой*, *Н. Л. Сайгиной*

Подписано в печать 18.03.2019 г.
Бумага писчая. Формат бумаги 60 × 84 1/16.
Печать на ризографе. Гарнитура Times New Roman.
Печ. л. 2,06. Уч.-изд. л. 1,8. Тираж 60 экз. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30.
Уральский государственный горный университет.
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ.

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Выемочно-погрузочные работы

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Екатеринбург

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО
Методической комиссией
горнотехнологического факультета
«15» мая 2018 г.
Председатель комиссии
_____доцент Кокарев К. В.

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Выемочно-погрузочные работы

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Издание УГГУ Екатеринбург, 2019

УДК 622.221
П84

Р е ц е н з е н т: *Н. В. Мартынов*, канд. техн. наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом УГГУ.

Учебно-методические пособие рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений открытым способом « 18 » сентября 2018 г. (протокол № 332) и рекомендовано для издания в УГГУ.

Печатается по решению Учебно-методического совета
Уральского государственного горного университета.

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ.

П84 Выемочно-погрузочные работы: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, Д. А. Шлохин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 53 с.

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Процессы открытых горных работ» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

УДК 622.221

© Уральский государственный
горный университет, 2019
© Лель Ю. И., Стенин Ю. В.,
Шлохин Д. А., Глебов И. А., 2019

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Выемочно-погрузочные работы» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Процессы открытых горных работ» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии выемочно-погрузочных работ в карьерах, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров и выбору выемочно-погрузочного оборудования карьеров;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональных параметров выемочно-погрузочного оборудования в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ РАБОЧЕГО ЦИКЛА, ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА БУЛЬДОЗЕРОВ

Цель работы: освоить методику расчета продолжительности рабочего цикла, производительности и парка бульдозеров при выемке и перемещении горных пород на карьерах.

Задачи работы:

1. Обоснование типа и параметров выемочной стружки, способа набора грунта бульдозером.
2. Расчет объема формируемой перед отвалом призмы волочения.
3. Расчет продолжительности элементов рабочего цикла бульдозера.
4. Расчет производительности и парка бульдозеров при выемке и перемещении горных пород.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 137-144; 2, с. 239-244] изучить основные технологические параметры бульдозеров, схемы выемки пород и методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

- продолжительность рабочей смены бульдозера $T_{см} = 8$ ч;
- коэффициент использования сменного времени бульдозера $k_и = 0{,}75$.

В соответствии с вариантом (табл. 1.1) задаются:

- модель бульдозера;
- тип разрабатываемого грунта;
- длина транспортирования $L_{тр}$, м;
- уклон пути транспортирования i, %;
- сменный объем работ $V_{см}$, м^3;
- схема транспортирования грунта.

Основные параметры бульдозера, определяющие размеры выемочной стружки и объем призмы волочения (табл. 1.2):

- мощность двигателя $N_{дв}$, кВт;
- ширина отвала $l_о$, мм;
- высота отвала $h_о$, мм;
- максимальное заглубление отвала $h_{загл}$, мм;
- объем грунта в призме волочения V_{max}, м^3.

Порядок выполнения работы

1. В зависимости от характеристики разрабатываемого грунта в соответствии с табл. 1.3 обосновывается тип выемочной стружки, показатель заглубления отвала $k_{загл}$ и показатель m, характеризующий отношение ширины стружки к ширине отвала.

Таблица 1.1

Исходные данные к практической работе № 1

Номер задания	Модель бульдозера	Тип грунта*	Длина транспорти-рования $L_{тр}$, м	Уклон, %	Сменный объем работ $V_{см}$, м^3	Схема транспортирования
1	Б10 М.0000	Р	60	0	500	В нулевых отметках
2	Б-12ЕР	П	40	–5	600	По выемке
3	ДЭТ-250	С	50	–10	700	С отсыпкой валов
4	ДЭТ-320	Г	70	–15	900	Двумя бульдозерами
5	Т-800	РП	40	–20	900	Поэтапная
6	Б10 М.0000	РП	60	+10	450	– // –
7	Б-12ЕР	Г	70	0	550	Двумя бульдозерами
8	ДЭТ-250	С	80	–5	650	В нулевых отметках
9	ДЭТ-320	П	80	–10	700	По выемке
10	Т-800	Р	75	–15	750	Поэтапная
11	Б10 М.0000	П	60	0	800	По выемке
12	Б-12ЕР	Г	65	–20	850	– // –
13	ДЭТ-250	С	45	+5	900	С отсыпкой валов
14	ДЭТ-320	РП	50	+10	950	Поэтапная
15	Т-800	Р	90	0	950	В нулевых отметках
16	Б10 М.0000	Г	85	–5	560	По выемке
17	Б-12ЕР	С	65	–10	590	С отсыпкой валов
18	ДЭТ-250	П	45	–15	600	Двумя бульдозерами
19	ДЭТ-320	П	50	–20	670	Поэтапная
20	Т-800	РП	55	0	780	– // –
21	Б10 М.0000	РП	60	0	820	В нулевых отметках
22	Б-12ЕР	Г	65	+5	430	То же
23	ДЭТ-250	Р	70	+10	620	По выемке
24	ДЭТ-320	Р	75	+10	670	– // –
25	Т-800	П	80	0	730	С отсыпкой валов
26	Б10 М.0000	С	55	0	475	То же
27	Б-12ЕР	Г	40	–5	620	Двумя бульдозерами
28	ДЭТ-250	Р	45	–10	760	По выемке
29	ДЭТ-320	Р	50	–15	860	В нулевых отметках
30	Т-800	Г	55	0	920	То же

* Р – растительный; П – песок; С – супесь; Г – глина; РП – разрыхленный полускальный.

Таблица 1.2

Техническая характеристика бульдозеров ООО «ЧТЗ – Уралтрак»

Параметры	Модель бульдозера				
	Б10 М.0000	Б-12ЕР	ДЭТ-250	ДЭТ-320	Т-800
Тяговый класс, кН	100	150	250	250	750
Мощность двигателя $N_{дв}$, кВт	132	158	237	258	611
Тип трансмиссии	ГМТ	ЭМТ	ЭМТ	ЭМТ	ЭМТ
Ширина отвала $l_о$, мм	3420	3700	4250	4250	6000
Высота отвала $h_о$, мм	1310	1345	1850	1850	2000
Максимальное заглубление отвала $h_{загл}$, мм	480	520	370	500	800

Объем грунта в призме волочения V_{max}, м^3	4,30	4,75	10,5	10,5	16,2

Таблица 1.3

Параметры стружки и призмы волочения при разработке различных пород бульдозерами

Характеристика грунта	Параметры стружки			Параметры призмы волочения	
	тип	$k_{загл}$	m	$k_р$	β, град.
Растительный	Ленточная	1,00	1,00	1,00–1,10	30–35
Песок	Ленточная	1,00	1,00	1,00–1,10	30–35
Суглинок, супесь	Клиновидная	0,70–0,85	0,70–0,80	1,20	35–37
Глина	Гребенчатая	0,70–0,75	0,50–0,60	1,30	37–40
Разрыхленные скальные или полускальные породы	Гребенчатая	0,60–0,65	0,20–0,40	1,35–1,40	42–45

2. Рассчитывается максимальная толщина стружки $\delta_с$, м:

$$\delta_с = h_{загл}\, k_{загл}, \tag{1.1}$$

где $h_{загл}$ – максимальное заглубление отвала, м (см. табл. 1.2);

$k_{загл}$ – коэффициент заглубления, зависящий от характеристик грунта и типа стружки (см. табл. 1.3).

3. Рассчитывается ширины стружки $b_с$, м:

$$b_с = m\, l_о\,, \tag{1.2}$$

где $l_о$ – ширина отвала бульдозера, м (см. табл. 1.2);

m – эмпирический коэффициент, зависящий от характеристик разрабатываемого грунта (см. табл. 1.3).

4. Рассчитывается объем призмы волочения $V_{п.в}$, м^3:

$$V_{п.в} = 0{,}5 h_о^2 l_о \operatorname{ctg}\beta, \tag{1.3}$$

где $h_о$ – высота отвала бульдозера, м;

β – угол развала породы в призме волочения, град. (см. табл. 1.3).

5. Производится проверка. Расчетный объем породы в призме волочения должен удовлетворять условию

$$V_{п.в} \le V_{max}, \tag{1.4}$$

где V_{max} – максимальный (паспортный) объем грунта в призме волочения, м^3 (см. табл. 1.2).

Если условие не выполняется, то принимается

$$V_{п.в} = V_{max}. \tag{1.5}$$

6. Определяются составляющие рабочего пути бульдозера.

6.1. Расстояние набора породы $L_н$, м.

6.1.1. При ленточной стружке (рис. 1.1)

$$L_н \approx \frac{V_{п.в}}{k_р m l_о \delta_с} - \delta_с, \tag{1.6}$$

где $k_р$ – коэффициент разрыхления породы в призме волочения (см. табл. 1.3).

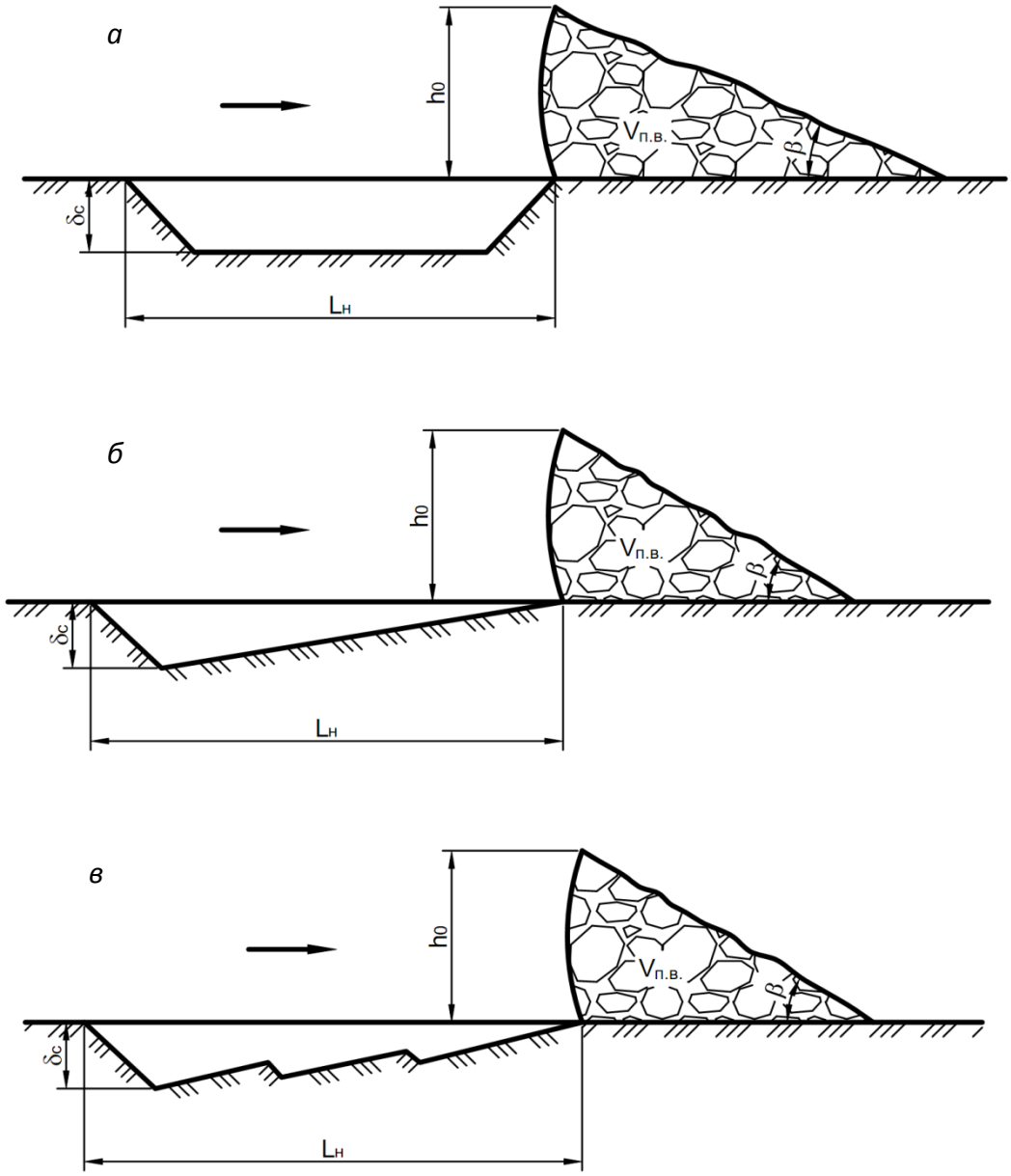


Рис. 1.1. Схема к расчету расстояния набора грунта бульдозером:
а – ленточная стружка; *б* – клиновидная стружка; *в* – гребенчатая стружка

6.1.2. При клиновидной стружке

$$L_{\text{н}} \approx \frac{2V_{\text{п.в}}}{k_{\text{р}} m l_{\text{о}} \delta_{\text{с}}}. \qquad (1.7)$$

6.1.3. При гребенчатой стружке

$$L_{\text{н}} \approx \frac{(2{,}3...2{,}4)V_{\text{п.в}}}{k_{\text{р}} m l_{\text{о}} \delta_{\text{с}}}. \qquad (1.8)$$

6.2. Расстояние транспортирования породы $L_{\text{тр}}$, м (см. табл. 1.1).

6.3. Расстояние сброса грунта $L_{\text{о}}$, м:

$$L_{\text{о}} \approx (0{,}5 \ldots 0{,}8)\, L_{\text{н}}\,. \qquad (1.9)$$

6.4. Расстояние холостого хода бульдозера $L_х$, м:

$$L_х = L_н + L_{тр} + L_о \ . \qquad (1.10)$$

7. Определяются скорости движения бульдозера по элементам цикла. Скорости (м/мин) принимаются по табл. 1.4 в зависимости от типа разрабатываемых пород и мощности двигателя бульдозера.

Таблица 1.4

Средние скорости движения бульдозеров

Разрабатываемые породы	Мощность бульдозера $N_{дв}$, кВт	Скорость движения бульдозера, м/мин		
		набор породы $v_н$	перемещение породы $v_{тр}$	холостой ход $v_х$
Растительный грунт, песок	130–220	30–33	42–54	66–75
	> 220	36	60	90
Суглинок, супесь, глина	130–220	21–24	30–36	54–60
	> 220	30	48	69
Разрыхленные скальные или полускальные породы	130–220	15–18	24–36	45–54
	> 220	24	42	66

8. Рассчитывается длительность операций рабочего цикла бульдозера.

8.1. Длительность набора (резания) грунта $t_н$, мин:

$$t_н = \frac{L_н}{v_н}. \qquad (1.11)$$

8.2. Длительность перемещения грунта $t_п$, мин:

$$t_п = \frac{L_{тр} + L_о}{v_{тр}}. \qquad (1.12)$$

8.3. Длительность холостого хода бульдозера $t_х$, мин:

$$t_х = \frac{L_х}{v_х}, \qquad (1.13)$$

где $v_н$, $v_{тр}$, $v_х$ – скорости соответственно при наборе, перемещении породы и холостом ходе бульдозера, м/мин.

9. Рассчитывается длительность рабочего цикла бульдозера $T_ц$, мин:

$$T_ц = t_н + t_п + t_х + t_в \ , \qquad (1.14)$$

где $t_в$ – время на переключение передач и развороты бульдозера, мин.

$t_в \approx$ (0,5 … 0,7 мин.).

10. Рассчитывается сменная производительность бульдозера в плотном теле $П_б$, м^3/смену:

$$П_б = \frac{60 T_{см} V_{пв}}{T_ц k_р} k_п k_i k_и, \qquad (1.15)$$

где T – продолжительность рабочей смены, ч ($T_{см}$ = 8 ч);

$T_ц$ – длительность рабочего цикла бульдозера, мин.;

$k_п$ – поправочный коэффициент, учитывающий потери грунта при транспортировании бульдозером:

$$k_п = k_{тр}(1 – 0{,}005L_{тр}); \quad (1.16)$$

$L_{тр}$ – расстояние транспортирования, м;

$k_{тр}$ – коэффициент, учитывающий влияние технологической схемы транспортирования на потери грунта. Значения коэффициента $k_{тр}$ приведены в табл. 1.5;

k_i – коэффициент, учитывающий влияние уклона трассы транспортирования на производительность бульдозера. Значения коэффициента k_i приведены в табл. 1.6;

$k_и$ – коэффициент использования сменного времени бульдозера ($k_и = 0{,}7…0{,}8$).

11. Рассчитывается рабочий парк бульдозеров $N_р$, шт:

$$N_р = \frac{V_{см}}{П_б}, \quad (1.17)$$

где $V_{см}$ – сменный объем бульдозерных работ, м^3 (см. табл. 1.1).

Таблица 1.5

Значения коэффициента $k_{тр}$

Схема транспортирования грунта	$k_{тр}$
В нулевых отметках	1,00
По выемке (траншее)	1,10–1,20
С отсыпкой валов	1,10–1,15
Двумя бульдозерами	1,30–1,40
Поэтапная	1,40–1,50

Таблица 1.6

Значения коэффициента k_i

Уклон участка транспортирования i, %	k_i
0	1,0
–5	1,4
–10	1,8
–15	2,2
–20	2,5
+5	0,8
+10	0,6

12. Рассчитывается списочный парк бульдозеров $N_с$, шт:

$$N_с = \frac{N_р}{k_{т.г}}, \quad (1.18)$$

где $k_{т.г}$ – коэффициент технической готовности бульдозерного парка ($k_{т.г} = 0{,}72…0{,}75$).

13. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется схемой для расчета расстояния набора грунта (см. рисунок). Технологические параметры выемки горных пород бульдозерами сводятся в таблицу (табл. 1.7).

Таблица 1.7

Технологические параметры выемки горных пород бульдозерами

Показатели	Значения
Исходные условия	
Тип разрабатываемого грунта	
Длина транспортирования $L_{тр}$, м	
Уклон пути транспортирования i, %	
Сменный объем работ $V_{см}$, м^3	
Схема транспортирования грунта	
Модель бульдозера	
Мощность двигателя бульдозера $N_{дв}$, кВт	
Ширина отвала $l_о$, мм	
Высота отвала $h_о$, мм	
Максимальное заглубление отвала $h_{загл}$, мм	
Объем грунта в призме волочения V_{max} , м^3	
Расчетные показатели	
Тип выемочной стружки	
Максимальная толщина стружки $\delta_с$, м	
Ширина стружки $b_с$, м	
Объем призмы волочения $V_{пв}$, м^3	
Расстояние набора породы $L_н$, м	
Расстояние сброса грунта $L_о$, м	
Расстояние холостого хода $L_х$, м	
Длительность рабочего цикла бульдозера $T_ц$, мин.	
Сменная производительность бульдозера $П_б$, м^3/смены	
Рабочий парк бульдозеров $N_р$, шт.	
Списочный парк бульдозеров $N_с$, шт.	

Контрольные вопросы

1. Назовите основные технологические параметры бульдозеров, применяемых на открытых горных работах.
2. Охарактеризуйте области применения бульдозеров на карьерах в качестве основного выемочно-транспортного и вспомогательного оборудования.
3. Какие сопротивления испытывает бульдозер в процессе работы? Каковы требования к тяговому усилию?
4. Какие типы стружек применяются при работе бульдозера в зависимости от характеристик разрабатываемого грунта?
5. Как рассчитывается максимальная толщина стружки, ширина стружки и объем призмы волочения?
6. Как рассчитывается продолжительность элементов рабочего цикла бульдозера?
7. Какие способы уменьшения потерь породы применяются при её перемещении бульдозерами?

8. Как определяется сменная производительность бульдозера? От каких факторов она зависит?

Практическая работа № 2

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЕВ МЕХАНИЧЕСКИХ ЛОПАТ В СКАЛЬНЫХ ПОРОДАХ

Цель работы: освоить методику расчета параметров экскаваторных забоев, производительности и парка экскаваторов.

Задачи работы:

1. Обоснование типа и параметров экскаваторного забоя.
2. Обоснование параметров установки экскаватора в забое.
3. Расчет производительности и парка экскаваторов.
4. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 151-179; 2, с. 85-137; 3, с. 221-232] изучить основные технологические параметры карьерных механических лопат, технологию выемки и погрузки взорванных скальных и полускальных пород мехлопатами, методику расчета производительности мехлопат.

Исходные условия

Общие условия:

- погрузка пород в автотранспорт;
- взрывание многорядное на свободный откос;
- длина взрывного блока $L_{бл}$ = 200 м;
- работа карьера 6 дней в неделю, 3 смены по 8 ч;
- выемка пород: нечетные задания – валовая, четные – селективная;
- выход негабарита: нечетные задания $\gamma_{нг}$ = 5 %, четные – $\gamma_{нг}$ = 2 %.

В соответствии с вариантом (табл. 2.1) задаются:

- высота рабочего уступа $H_у$;
- ширина буровой заходки $B_з$;
- ширина развала пород $B_р$;
- максимальная высота развала $h_р^{max}$;
- средний размер куска в развале $d_{ср}$;
- коэффициент разрыхления пород в развале $k_р$;
- категория трещиноватости массива;
- сменный объем работ $V_{см}$;
- годовой объем работ $V_г$.

Основные рабочие параметры экскаватора, определяющие размеры экскаваторных забоев, приведены в табл. 2.2.

Основные параметры карьерных автосамосвалов приведены в табл. 2.3.

Таблица 2.1

Исходные данные к практической работе № 2

Номер задания	Оборудование		Высота уступа $H_у$, м	Ширина буровой заходки $B_з$, м	Показатели развала пород				Категория трещиноватости массива	ОБЪЕМ РАБОТ СМЕННЫЙ, ГОДОВОЙ тыс. м^3
	экскаватор ЭКГ-	автосамосвалы БелАЗ-			$B_р$, м	$h_р^{max}$, м	$d_{ср}$, м	$k_р$		
1	5А	7540	10	20	42	10	0,50	1,25	II	6,0 / 4200
2						12				
3			12	24	50	12	0,45		III	
4						13				
5			15	30	56	14	0,35	1,30	IV	
6						16				
7			15	20	40	15	0,40		II	
8						16,5				
9	10	7548	12	18	32	11	0,60	1,30	IV	10,0 / 8700
10						12,2				
11			15	24	45	16,5	0,40	1,20	II	
12						18				
13			20	36	60	22	0,30	1,40	V	
14						18				
15	12	7555	15	32	52	13	0,70	1,30	III	20,0 / 17000
16						15,5				
17						17				
18			20	30	60	19	0,65	1,25	IV	
19						21,5				
20						22				
21	15	7549	15	32	48	13,5	0,20	1,30	V	30,0 / 22000
22						15				
23						16				
24			20	40	60	19	0,30	1,40	II	
25						22				
26						23				
27			25	36	55	22	0,50	1,35	I	
28						24				
29						25				
30						27				

Порядок выполнения работы

1. Обосновываются тип и параметры экскаваторного забоя.

1.1. Прогнозируется вид обрушения пород при копании в забое в зависимости от коэффициента разрыхления $k_р$ и среднего размера куска в развале $d_{ср}$ (табл. 2.4).

1.2. Обосновывается максимальная высота забоя ($h_з^{max}$) и способ выемки развала по высоте. Согласно «Правилам безопасности при проведении горных

работ…» [4] при разработке пород с применением буровзрывных работ максимальная высота забоя $h_з^{max} \le 1{,}5H_{ч.max}$ при условии разделения развала по высоте на подуступы или разработке специальных мероприятий по безопасному обрушению козырьков и нависей.

Таблица 2.2

Параметры карьерных экскаваторов

Параметр	Модель экскаватора			
	ЭКГ-5А	ЭКГ-10	ЭКГ-12	ЭКГ-15
Вместимость ковша E, м^3 ….....	5,2	10	12	15
Радиусы черпания, м:				
на уровне стояния $R_{ч.у}$ …….	9,0	12,6	14,3	15,6
максимальный $R_{ч.max}$ ……..	14,5	18,4	21,0	22,6
Радиусы разгрузки, м:				
максимальный $R_{р.max}$ ……..	12,3	16,3	18,5	20,0
минимальный $R_{р.min}$ …….	7,3	9,8	11,5	12,0
Максимальная высота, м:				
черпания $H_{ч.max}$ …….	10,3	13,5	15,0	16,4
разгрузки $H_{р.max}$ ……	6,7	8,6	10,0	10,0
Высота напорного вала $h_{н.в}$, м…	6,5	8,5	9,4	10,3
Ширина хода $B_х$, м……..	5,2	7,0	8,3	9,5
Длина хода $L_х$, м…….....	6,1	8,2	11,5	13,1

Таблица 2.3

Параметры карьерных автосамосвалов

Параметр	Модель автосамосвала			
	БелАЗ-7540	БелАЗ-7548	БелАЗ-7555	БелАЗ-7549
Грузоподъемность $G_а$, т……	30	42	55	80
Наименьший радиус поворота R_{min}, м	8,7	10,2	9,0	11,0
Габариты (длина × ширина), м……..	7,1×4,36	8,1×4,40	8,9×5,2	10,3×5,4

Таблица 2.4

Типичные виды обрушения пород и параметры забоев

Взорванная горная масса	Состояние развала		Угол откоса забоя $\alpha_т$, град.	Характеристика вида обрушения	Отношение $m = h_з^{max}/H_{ч.max}$ при $d_{ср}$, см		
	$k_р$	$d_{ср}$, см			10-20	20-35	35-50
Сыпучая ……	1,35–1,50	< 30	40–55	Течение	2,50	2,10	1,50
Связно-сыпучая……..	1,15–1,35	20–40 и более	55–70	Несколькими волнами, течением	1,4–1,7	1,3–1,5	1,15–1,3
Связная ……	1,02–1,15	Любой	70–90	Одной волной	1,15	1,10	1,05

При выполнении практической работы максимальную высоту забоя рекомендуется принимать исходя из соотношения

$$h_з^{max} \le m\, H_{ч.max}, \qquad (2.1)$$

где m – соотношение между максимальной высотой черпания экскаватора, зависящее от характеристик взорванной горной массы, вида обрушения пород в забое и среднего размера куска в развале (см. табл. 2.4 [5]).

Во всех случаях при $h_{\text{з}}^{\max} > 1{,}5H_{\text{ч.max}}$ необходимо специальное разрешение органов Ростехнадзора. Если $h_{\text{р}}^{\max} > h_{\text{з}}^{\max}$, то возможны следующие варианты отработки развала (рис. 2.1):

– при незначительном превышении $(h_{\text{р}}^{\max} - h_{\text{з}}^{\max}) \le 2...3$ м делают искусственное понижение развала (забоя) бульдозером;

– при 3 м $< (h_{\text{р}}^{\max} - h_{\text{з}}^{\max}) \le 2/3\, h_{\text{н.в}}$ высота забоя понижается экскаватором, сбрасывающим породу вниз;

– при $(h_{\text{р}}^{\max} - h_{\text{з}}^{\max}) > 2/3\, h_{\text{н.в}}$ развал убирается послойно. При этом высота каждого слоя $h_{\text{з}} \le H_{\text{ч.max}}$ ($h_{\text{н.в}}$ – высота напорного вала экскаватора).

1.3.Принимаются углы откосов развала (рис. 2.1).

Угол откоса в торце забоя ($\alpha_{\text{т}}$) принимается в зависимости от вида обрушения пород (см. табл. 2.4).

Угол откоса во внешней части развала ($\alpha_{\text{в.н}}$) рекомендуется принимать в пределах 40–45°.

Угол откоса во внутренней части забоя $\alpha_{\text{з}}$

$$\alpha_{\text{з}} \approx (0{,}80 \div 0{,}85)\alpha_{\text{т}}. \qquad (2.2)$$

Угол откоса забоя в массиве в зависимости от физико-механических свойств пород $\alpha = 65\ldots80°$.

Должно соблюдаться условие

$$\alpha > \alpha_{\text{т}} > \alpha_{\text{з}} > \alpha_{\text{в.н}}. \qquad (2.3)$$

1.4. В зависимости от ширины развала принимается тип экскаваторной заходки (табл. 2.5, рис. 2.2).

Таблица 2.5

Типы экскаваторных заходок

Тип заходки	Ширина развала $B_{\text{р}}$, м
Продольные ……..	До 20÷25
Поперечные …….	Более 30÷40

1.5. Определяется оптимальная и принятая ширина экскаваторной заходки.

Оптимальная ширина заходки при автотранспорте $A_{\text{з.о}}$, м:

$$A_{\text{з.о}} \approx (0{,}8 \div 1{,}2)R_{\text{ч.у}}. \qquad (2.4)$$

Принятая ширина заходки:

– при отработке развала продольными заходками

$$A_{\text{з}} = B_{\text{р}}/n_{\text{з}}\,, \qquad (2.5)$$

где $n_{\text{з}}$ – число проходов экскаватора по развалу (целое число);

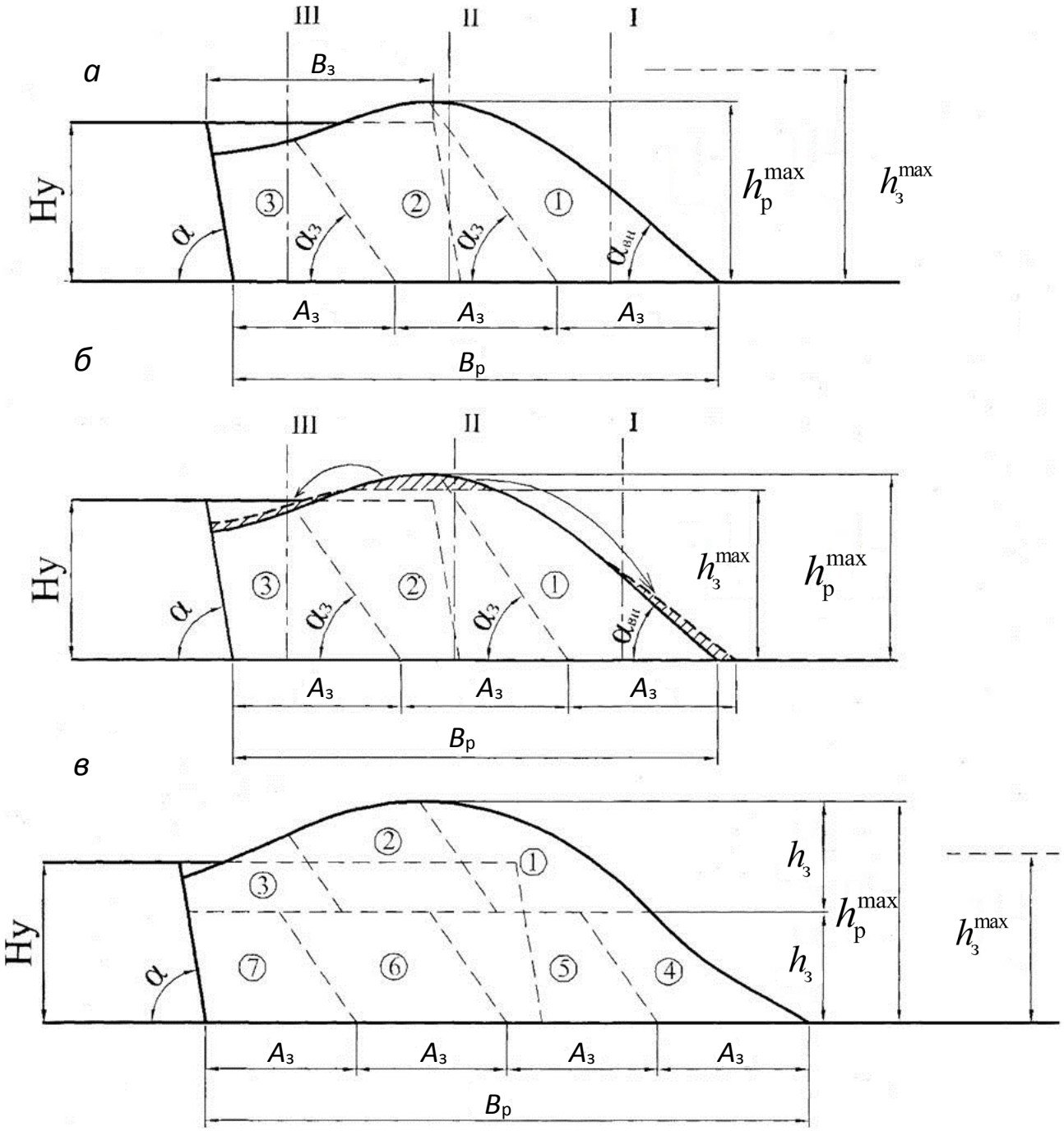


Рис. 2.1. Поперечный разрез развала горной массы:
а – разборка развала продольными заходками на полную высоту;
б – разборка развала продольными заходками с понижением высоты бульдозером (экскаватором);
в – послойная разборка развала продольными заходками

– при отработке развала поперечными заходками

$$A_з = L_{бл}/n_з \ . \qquad (2.6)$$

1.6.Определяются параметры копания.

1.6.1. Габаритный кусок $a_г$, м:

$$a_г \le 0{,}75\sqrt[3]{E} \ , \qquad (2.7)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3.

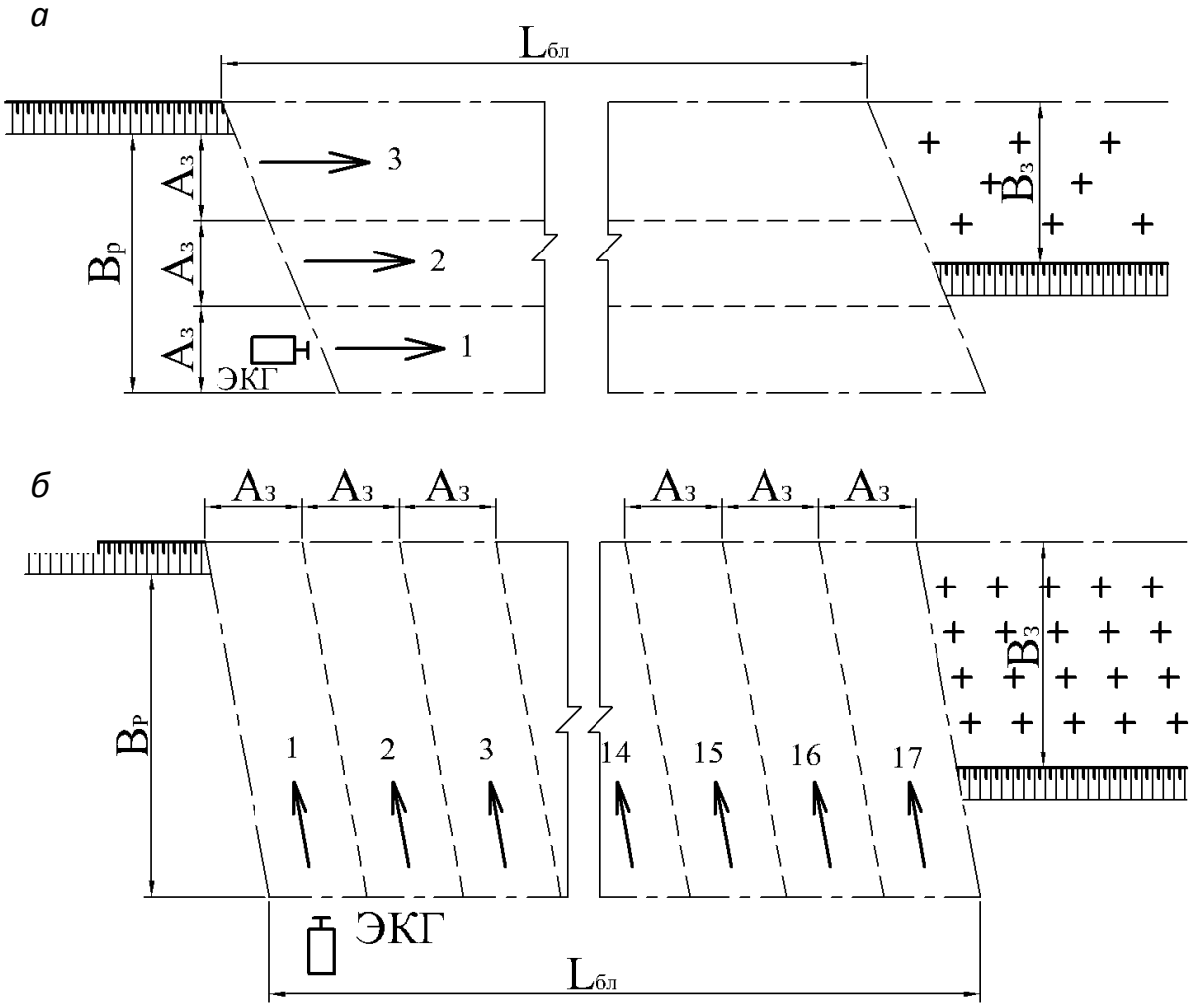


Рис. 2.2. Порядок разработки развала продольными (*а*) и поперечными (*б*) заходками

1.6.2. Диаметр среднего экскавируемого куска ($d^{э}_{ср}$, м) принимается по табл. 2.6 в зависимости от E и $d_{ср}$.

Таблица 2.6

Значения диаметра среднего экскавируемого куска горной массы $d^{э}_{ср}$, м

E, м^3	Значение $d^{э}_{ср}$ при $d_{ср}$, м				
	< 0,2	≤ 0,35	≤ 0,5	≤ 0,65	≤ 0,8
5	$d^{э}_{ср} = d_{ср}$	0,29	0,3	0,25	0,15
10		0,345	0,37	0,37	0,32
15		0,35	0,42	0,42	0,40

1.6.3. Толщина стружки (глубина копания) рассчитывается по формуле Ю. И. Белякова [5]

$$\delta_с \approx 2,6k_р^2 - 4,26k_р + 1,8, \qquad (2.8)$$

где $\delta_с$ – толщина стружки, м; $k_р$ – коэффициент разрыхления пород в развале.

1.6.4. Высота копания (высота стружки копания)

$$h_к \approx 13k_р^2 - 37{,}3k_р + 30{,}5, \quad (2.9)$$

где $h_к$ – высота копания, м.

2. Обосновываются параметры установки экскаватора в забое.

2.1. Определяется место установки экскаватора со стороны забоя (рис. 2.3).

Расстояние от центра вращения экскаватора до нижней бровки развала (L, м) можно рассчитать по формуле

$$L = L_о + R_{ч.\,min}, \quad (2.10)$$

где $L_о$ – максимальная ширина развала пород при обрушении забоя, м;

$R_{ч\,min}$ – минимальный радиус черпания, м.

$L_о$ определяется из следующих выражений:

при $k_р > 1{,}40$ $L_о \approx 0{,}2h_з + 0{,}6;$ (2.11)

при $k_р = 1{,}30 \div 1{,}40$ $L_о \approx 0{,}3h_з;$ (2.12)

при $k_р = 1{,}15 \div 1{,}30$ $L_о \approx 0{,}5h_з - 0{,}8,$ (2.13)

где $h_з$ – высота забоя, м.

Минимальный радиус черпания $R_{ч.\,min}$, м:

$$R_{ч.min} = 0{,}5L_х + 1{,}5h_{ковш} + 0{,}6, \quad (2.14)$$

где $L_х$ – длина хода экскаватора, м;

$h_{ковш}$ – высота ковша экскаватора, м:

$$h_{ковш} \approx (1{,}25 \div 1{,}30)\sqrt[3]{E}, \quad (2.15)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3.

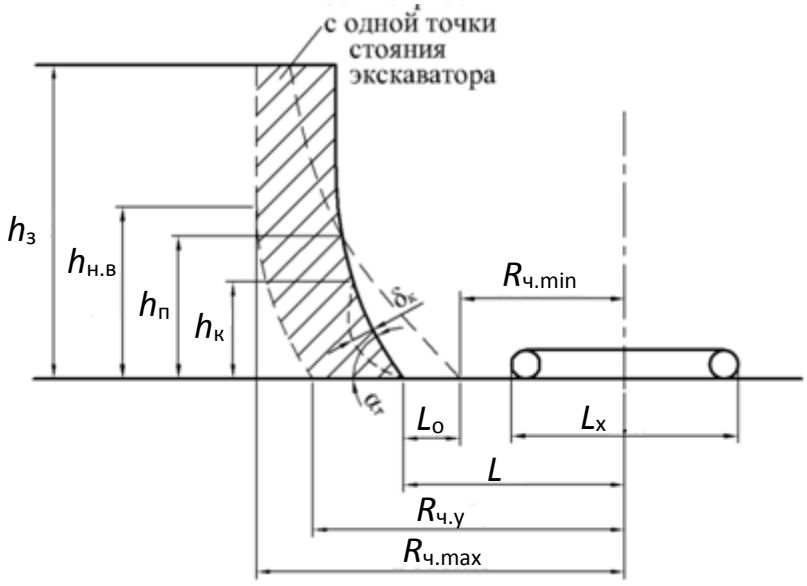


Рис. 2.3. Схема установки экскаватора со стороны забоя

Здесь $h_п$ – высота подработки забоя, м:

$$h_п \approx (0{,}2 \div 0{,}5)\ \ h_з\ . \quad (2.16)$$

Должно соблюдаться условие:

$$\begin{cases} h_{\text{п}} \geq h_{\text{к}} \\ L < R_{\text{ч.у}} \end{cases}, \tag{2.17}$$

где $h_{\text{к}}$ – высота копания, м;

$R_{\text{ч. у}}$ – радиус черпания на уровне стояния, м.

При $L \geq R_{\text{ч. у}}$ необходимо выбрать экскаватор с бóльшими рабочими параметрами.

2.2.Определяется ширина внутренней и внешней частей заходки:

$$A_{\text{з}} = A_{\text{з}}^{\text{в}} + A_{\text{з}}^{\text{вн}}, \tag{2.18}$$

где $A_{\text{з}}^{\text{в}}$ – ширина внутренней части заходки, м;

$$A_{\text{з}}^{\text{в}} \approx 2/3 A_{\text{з}}; \tag{2.19}$$

$A_{\text{з}}^{\text{вн}}$ – ширина внешней части заходки, м;

$$A_{\text{з}}^{\text{вн}} \approx 1/3 A_{\text{з}}. \tag{2.20}$$

Осуществляется проверка ширины внутренней части заходки. Она должна удовлетворять следующим условиям:

$$\begin{cases} A_{\text{з}}^{\text{в}} \geq 0{,}5 B_{\text{х}} + 1{,}5 h_{\text{ковш}} + 0{,}6; \\ A_{\text{з}}^{\text{в}} \leq R_{\text{ч. у}}, \end{cases} \tag{2.21}$$

где $B_{\text{х}}$ – ширина хода экскаватора, м;

$R_{\text{ч. у}}$ – радиус черпания на уровне стояния, м.

Если $A_{\text{з}}^{\text{в}}$ не удовлетворяет условию (2.21), то производится ее корректировка и пересчитывается $A_{\text{з}}^{\text{вн}}$.

2.3.Определяется место установки автосамосвала в забое.

Ширина зоны установки автосамосвала Ш, м:

$$\text{Ш} = R_{\text{р. max}} - R_{\text{р. min}}, \tag{2.22}$$

где $R_{\text{р. max}}$ – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м;

$R_{\text{р. min}}$ – минимальный радиус разгрузки экскаватора, м.

Графически определяется средний угол поворота экскаватора от центра забоя до центра кузова автосамосвала β. При этом исходим из условий, что автосамосвал находится в зоне установки, продольная ось автосамосвала и ось стрелы экскаватора взаимно перпендикулярны, средний угол поворота экскаватора минимален (рис. 2.4, 2.5).

3. Рассчитывается производительность и парк экскаваторов.

3.1. Длительность элементов рабочего цикла экскаватора, с:

– черпания (по Н. Я. Репину [2]):

$$T_{\text{ч}} = \frac{194 (d_{\text{ср}}^{\text{э}})^2}{E} + \frac{E}{0{,}11E + 0{,}6}, \tag{2.23}$$

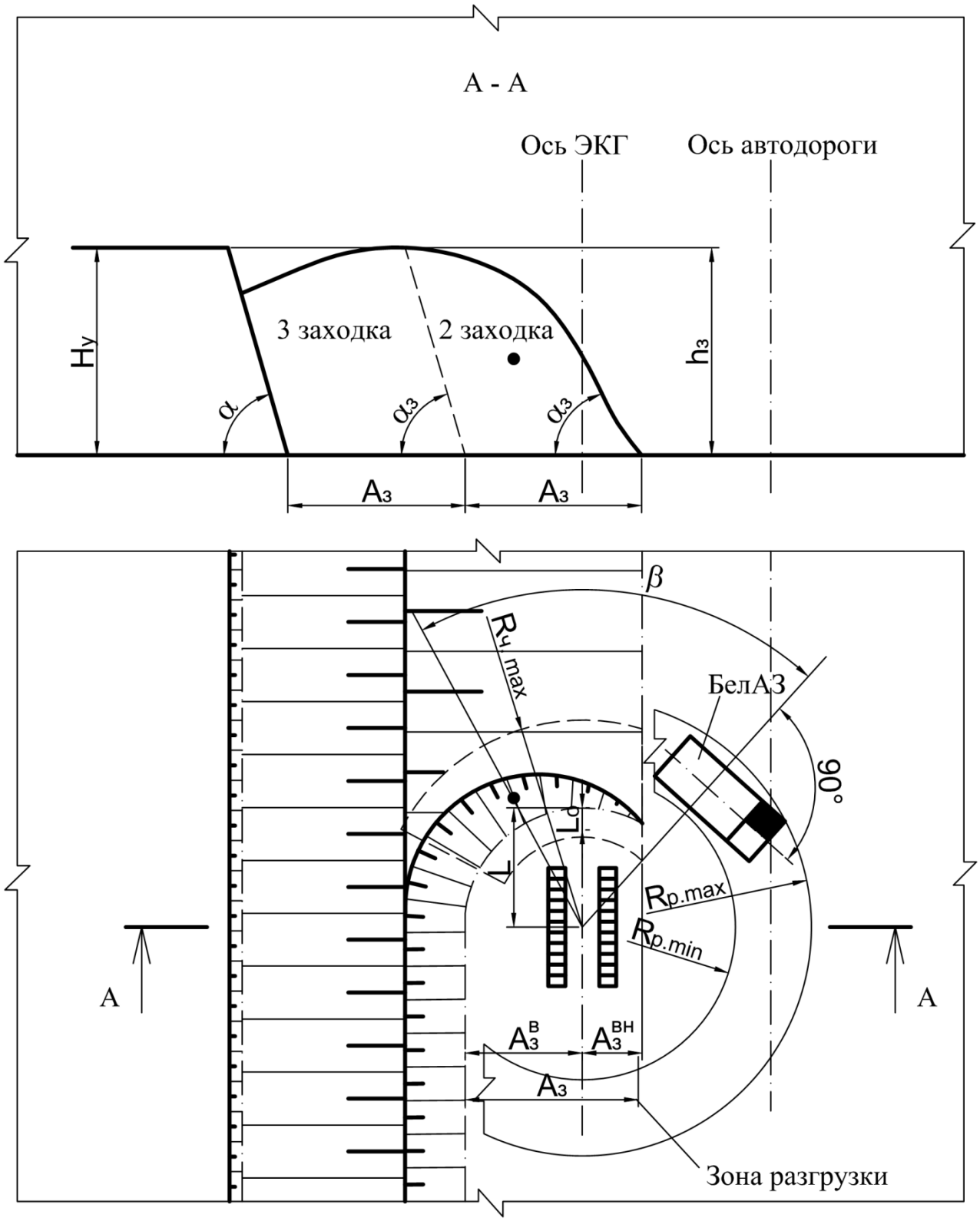


Рис. 2.4. Паспорт установки экскаватора в забое при разборке развала продольными заходками

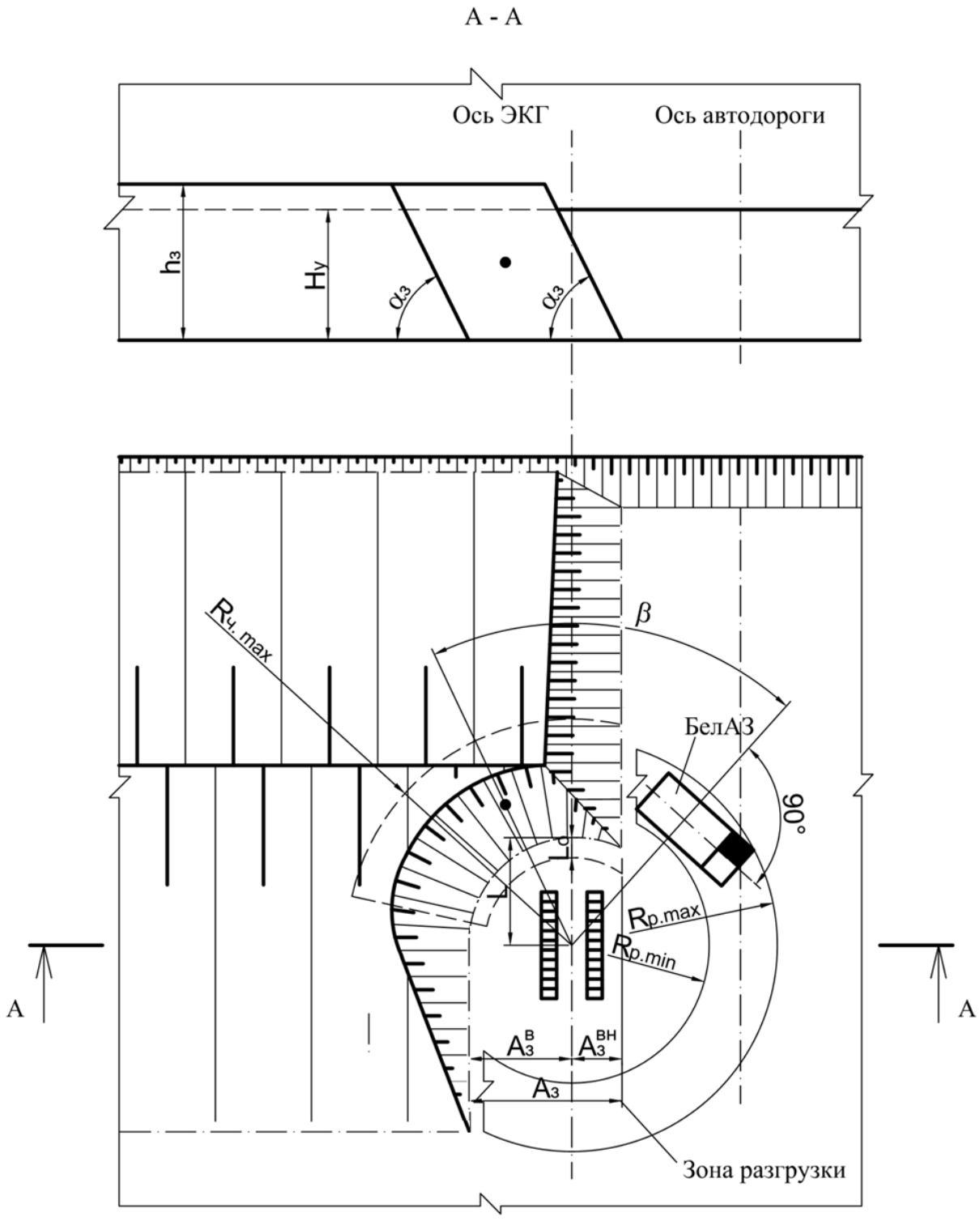


Рис. 2.5. Паспорт установки экскаватора в забое при разборке развала поперечными заходками

где $d_{\text{ср}}^{\text{э}}$ – диаметр среднего куска экскавируемой горной массы, м (табл. 2.6);

E – вместимость ковша экскаватора, м^3;

– поворотов:

$$T_{\text{пов}} = (10 + E) + 0{,}18(\beta - 90°), \qquad (2.24)$$

где β – угол поворота экскаватора при разгрузке, град. Определяется графически (см. п. 2.3);

– разгрузки:

$$T_{\text{р}} = 2 \div 3{,}5 \text{ с (при изменении } E \text{ от 2,5 до 20 м}^3);$$

– цикла:

$$T_{\text{ц}} = T_{\text{ч}} + T_{\text{пов}} + T_{\text{р}}. \qquad (2.25)$$

3.2. Техническая производительность экскаватора $Q_{\text{т}}$, м^3/ч:

$$Q_{\text{т}} = \frac{3600}{T_{\text{ц}}} E k_{\text{э}}, \qquad (2.26)$$

где $T_{\text{ц}}$ – длительность цикла экскавации, с;

E – вместимость ковша экскаватора, м^3;

$k_{\text{э}}$ – коэффициент экскавации. Для взорванной горной массы

$$k_{\text{э}} \approx 0{,}9 + 0{,}007(E - 1) - 1{,}1(d^{\text{э}}_{\text{ср}} - 0{,}1), \qquad (2.27)$$

где $d^{\text{э}}_{\text{ср}}$ – диаметр среднего куска экскавируемой горной массы, м.

3.3. Сменная эксплуатационная производительность экскаватора $Q_{\text{см}}$, м^3/смену:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{т}}\, T_{\text{см}}\, k_{\text{и}}\ \ k_{\text{нг}}\, k_{\text{сл}}\,, \qquad (2.28)$$

где $Q_{\text{т}}$ – техническая производительность экскаватора, м^3/ч;

$T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени ($k_{\text{и}} = 0{,}75 \div 0{,}85$);

$k_{\text{нг}}$ – коэффициент , учитывающий влияние выхода негабарита на производительность экскаватора. При $\gamma_{\text{нг}} > 1{,}5$ %

$$k_{\text{нг}} \approx 1 - \frac{0{,}9\gamma_{\text{нг}}}{100}, \qquad (2.29)$$

где $\gamma_{\text{нг}}$ – выход негабарита, %;

$k_{\text{сл}}$ – коэффициент, учитывающий сложность работ с забое.

При валовой выемке $k_{\text{сл}} = 1$, при раздельной (селективной) выемке с простой и сложной сортировкой $k_{\text{сл}} = 0{,}82 \div 0{,}85$.

3.4. Годовая производительность экскаватора $Q_{\text{г}}$, м^3/год:

$$Q_{\text{г}} = Q_{\text{см}}\, N_{\text{см}}, \qquad (2.30)$$

где $N_{\text{см}}$ – число рабочих смен экскаватора в году, $N_{\text{см}} = 675 \div 680$.

3.5. Рабочий парк экскаваторов

$$N_{\text{р}} = V_{\text{см}} / Q_{\text{см}}. \qquad (2.31)$$

Списочный парк машин

$$N_{\text{с}} = V_{\text{г}} / Q_{\text{г}}. \qquad (2.32)$$

4. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Примеры паспортов экскаваторных забоев при разборке развала продольными и поперечными заходками представлены на рис. 2.4 и 2.5. Паспорта составляются в стандартных масштабах с указанием числовых значений определяющих параметров.

5. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А3 или несколькими листами формата А4 и включает следующие чертежи:

1. Поперечный разрез развала горной массы, М 1:500. На чертеже показываются (см. рис. 2.1):

– высота уступа, ширина развала, ширина буровой заходки, максимальная высота развала, максимальная высота забоя, углы откосов во внешней части развала, во внутренней части забоя и в массиве;

– порядок разборки развала по высоте (на полную высоту, с понижением высоты развала, послойная разборка развала);

– при разборке развала продольными заходками указывается порядок отработки заходок, ширина заходки и положение оси экскаватора.

2. Порядок разработки развала (продольными или поперечными заходками), М 1:1000 (см. рис. 2.2).

3. Схема установки экскаватора в торце забоя, М 1:200, М 1:500 (см. рис. 2.3). На схеме указываются числовые значения определяющих параметров.

4. Паспорт установки экскаватора в забое (план и разрез), М 1:500. В паспорте указываются числовые значения определяющих параметров (см. рис. 2.4, 2.5).

5. Две таблицы, включающие технические параметры оборудования и технологические параметры (табл. 2.7 и 2.8).

Таблица 2.7

Технические параметры оборудования

Параметр	Значения
Модель экскаватора	
Вместимость ковша E, м^3	
Радиус черпания на уровне стояния $R_{ч.у}$, м	
Максимальный радиус черпания $R_{ч.\,max}$, м	
Радиусы разгрузки, м:	
максимальный $R_{р.\,max}$	
минимальный $R_{р.\,min}$	
Максимальная высота, м:	
черпания $H_{ч.\,max}$	
разгрузки $H_{р.\,max}$	
Высота напорного вала $h_{н.в}$, м	
Ширина хода экскаватора $B_х$, м	
Длина хода экскаватора $L_х$, м	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность $G_а$, т	
Длина автосамосвала $L_а$, м	
Ширина автосамосвала $B_а$, м	

Таблица 2.8

Технологические параметры

Параметр	Значения
Высота уступа $H_у$, м	
Максимальная ширина развала $B_р$, м	
Максимальная высота развала $h_р^{max}$, м	
Максимальная высота забоя $h_з^{max}$, м	
Ширина экскаваторной заходки $A_з$, м	
Тип экскаваторных заходок	
Диаметр среднего экскавируемого куска $d_{ср}^э$, м	
Угол откоса развала:	
в торце забоя $\alpha_т$, град.	
во внешней части забоя $\alpha_{вн}$, град.	
во внутренней части забоя $\alpha_з$, град.	
Вид обрушения пород в забое	
Максимальная ширина развала при обрушении забоя $L_о$, м	
Ширина зоны установки автосамосвала Ш, м	
Угол поворота экскаватора при погрузке β, град.	
Длительность цикла экскавации $T_ц$, с	
Техническая производительность экскаватора $Q_т$, м^3/ч	
Сменная производительность экскаватора $Q_{см}$, м^3/смену	
Годовая производительность экскаватора $Q_г$, м^3/год	
Рабочий парк экскаваторов $N_р$	
Списочный парк машин $N_с$	

Контрольные вопросы

1. Перечислите технологические и рабочие параметры механических лопат.
2. Как определяется и от каких факторов зависит относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород?
3. Перечислите типы экскаваторных заходок и способы выемки и погрузки породы экскаваторами.
4. Чем отличается панель от заходки?
5. Типы обрушения пород в забое при экскавации мехлопатами. Какими факторами определяется тип обрушения?
6. Как определяется максимальная высота забоя и способ выемки развала по высоте мехлопатами?
7. Как определяется тип и ширина экскаваторной заходки?
8. Как определяются параметры установки экскаватора в забое?
9. Как определяется зона установки автосамосвала в забое?
10. Из каких элементов состоит рабочий цикл экскаватора?
11. Как определяется коэффициент экскавации и от каких факторов он зависит?
12. Как определяется техническая производительность экскаватора?
13. Как определяется эксплуатационная производительность экскаватора?

Практическая работа № 3

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЗАБОЕВ ДРАГЛАЙНОВ

Цель работы: освоить методику расчета параметров забоев шагающих экскаваторов-драглайнов при перевалке пород в выработанное пространство и производительности экскаваторов.

Задачи работы:

1. Обоснование параметров экскаваторного забоя и внутреннего отвала.
2. Расчет производительности экскаватора.
3. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 179-188; 2, с. 147-170; 3, с. 214-219] изучить технологические параметры экскаваторов-драглайнов, технологию выемки и перевалки пород в выработанное пространство, методику расчета производительности драглайнов.

Исходные условия

Общие условия:

- перевалка пород в выработанное пространство;
- режим работы экскаватора-драглайна с нижним черпанием: работа карьера 7 дней в неделю, 3 смены по 8 ч.

В соответствии с вариантом (табл. 3.1) задаются:

- модель экскаватора;
- относительный показатель трудности экскавации мягких пород $П_{э.м}$;
- коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н$;
- коэффициент разрыхления пород $k_р$;
- угол откоса рабочего уступа α, град;
- устойчивый угол откоса рабочего уступа $\alpha_у$, град;
- угол откоса отвала β, град.

Основные параметры экскаватора, определяющие размеры забоя (табл. 3.2):

- вместимость ковша E, м^3;
- максимальная глубина черпания $H_{ч.\ max}$, м;
- радиус черпания (радиус разгрузки) $R_ч$ ($R_р$), м;
- максимальная высота разгрузки $H_{р.\ max}$, м;
- диаметр опорной базы D, м;
- размеры башмака ($l_б \times b_б$), м.

Порядок выполнения работы

1. Определяется высота вскрышного уступа $H_у$, м.

Максимальное значение высоты вскрышного уступа должно соответствовать следующим условиям:

Таблица 3.1

Исходные данные к практической работе № 4

Номер задания	Модель экскаватора	Относительный показатель трудности экскавации $П_{э.м}$	$k_н$	$k_р$	α, град	$α_у$, град	β, град
1	ЭШ-14.75	3	1,00	1,10	45	35	30
2	ЭШ-20.90	4	0,90	1,15	46	36	31
3	ЭШ-15.100	5	0,80	1,20	47	37	32
4	ЭШ-25.90	6	0,90	1,20	48	38	33
5	ЭШ-20.100	7	0,80	1,10	49	39	34
6	ЭШ-15.110	4	1,00	1,15	50	40	35
7	ЭШ-40.100	5	1,00	1,20	50	41	36
8	ЭШ-30.110	6	0,90	1,25	49	41	36
9	ЭШ-25.120	7	0,80	1,10	48	40	36
10	ЭШ-65.100	8	0,70	1,15	47	39	36
11	ЭШ-40.130	5	1,00	1,20	46	38	35
12	ЭШ-100.100	6	0,90	1,25	45	35	31
13	ЭШ-100.125	7	0,80	1,10	45	35	31
14	ЭШ-14.75	8	0,70	1,15	46	35	30
15	ЭШ-20.90	9	0,75	1,20	47	36	32
16	ЭШ-15.100	6	0,80	1,00	48	37	32
17	ЭШ-25.90	7	0,85	1,10	49	38	33
18	ЭШ-20.100	8	0,90	1,15	50	40	35
19	ЭШ-15.110	9	0,95	1,20	45	36	32
20	ЭШ-40.100	10	1,00	1,25	46	37	33
21	ЭШ-30.110	3	0,75	1,00	47	38	34
22	ЭШ-25.120	4	0,80	1,15	48	40	35
23	ЭШ-65.100	5	0,85	1,15	49	41	36
24	ЭШ-40.130	6	0,90	1,00	50	42	37
25	ЭШ-100.100	7	0,95	1,10	45	41	36
26	ЭШ-100.125	5	1,00	1,15	46	41	36
27	ЭШ-14.75	6	1,00	1,15	47	42	37
28	ЭШ-20.90	7	0,90	1,20	48	42	37
29	ЭШ-15.100	8	0,80	1,25	49	43	37
30	ЭШ-25.90	9	0,85	1,00	50	45	40

Таблица 3.2

Основные технологические параметры драглайнов

Параметры	Модель экскаватора												
	ЭШ-14.75	ЭШ-20.90	ЭШ-15.100	ЭШ-25.90	ЭШ-20.100	ЭШ-15.110	ЭШ-40.100	ЭШ-30.110	ЭШ-25.120	ЭШ-65.100	ЭШ-40.130	ЭШ-100.100	ЭШ-100.125
Вместимость ковша E, м^3	14	20	15	25	20	15	40	30	25	65	40	100	100
Длина стрелы L_c, м	75	90	100	90	100	110	100	110	120	100	130	100	125
Угол наклона стрелы α_c, град.	32	32	32	32	34	34	32	32	32	32	32	32	35
Максимальная глубина черпания $H_{ч.\,max}$, м	38	42,5	46	47	46	50	47	53	57	46	60	47	52
Радиус черпания (радиус разгрузки) $R_ч$ ($R_р$), м	71,4	83,0	91,5	85,4	91,0	99,0	94,8	103,3	117,7	97,6	123,0	97,0	118,0
Максимальная высота разгрузки $H_{р.\,max}$, м	30,6	38,5	45,0	37,5	45,0	52,0	40,0	46,2	52,4	38,5	56,0	43,0	56,0
Диаметр опорной базы D, м	10,8	14,5	14,5	15,3	15,3	15,3	18,0	18,0	18,0	23,5	23,5	27,0	27,0
Размеры башмака ($l_б \times b_б$), м	11,6×1,9	13×2,5	13×2,5	14×2,9	14×2,9	14× 2,9	17,2×3,96	17,2×3,96	17,2×3,96	18× 3,9	18× 3,9	22,5×4,74	22,5×4,74

$$\begin{cases} H_{\text{у}} \le H_{\text{ч.max}}; \\ H_{\text{у}} \le \dfrac{R_{\text{ч.max}} - 0{,}5L_{\text{х}}}{\text{ctg}\alpha_{\text{з}} + \left(\text{ctg}\alpha_{\text{у}} - \text{ctg}\alpha\right)} \end{cases}, \quad (3.1)$$

где $H_{\text{ч. max}}$ – максимальная глубина черпания, м;

$R_{\text{ч. max}}$ – максимальный радиус черпания, м;

$$R_{\text{ч. max}} = (1{,}15 \div 1{,}20)\, R_{\text{ч}}; \quad (3.2)$$

$L_{\text{х}}$ – длина хода экскаватора, м;

$$L_{\text{х}} = D; \quad (3.3)$$

D – диаметр опорной базы экскаватора, м;

a – ширина призмы возможного обрушения, м;

α – угол откоса рабочего уступа, град;

$\alpha_{\text{у}}$ – устойчивый угол откоса уступа, град;

$\alpha_{\text{з}}$ – угол откоса забоя драглайна, град.

Угол откоса забоя изменяется от 25–30° (нижняя часть забоя) до 45-50° (верхняя часть забоя). Расчеты рекомендуется проводить по минимальному значению $\alpha_{\text{з}}$.

2. Определяется ширина призмы возможного обрушения a, м:

$$a = H_{\text{у}} (\text{ctg}\ \alpha_{\text{у}} - \text{ctg}\ \alpha); \quad (3.4)$$

3. Определяется ширина экскаваторной заходки $A_{\text{з}}$, м:

$$A_{\text{з}} = R_{\text{ч max}} \sin \omega, \quad (3.5)$$

где ω – угол поворота драглайна от своей оси, град.

Рекомендуется принимать $\omega_{\text{о}} = 25 \div 45°$.

4. Производится проверка параметров забоя экскаватора по условию

$$R_{\text{р}} \ge A_{\text{з}} + l_{\text{о}} + c, \quad (3.6)$$

где $R_{\text{р}}$ – радиус разгрузки, м;

$l_{\text{о}}$ – горизонтальное проложение откоса отвала, м;

$$l_{\text{о}} = \sqrt{H_{\text{у}} A_{\text{з}} k_{\text{р}} \text{ctg}\beta}, \quad (3.7)$$

c – ширина свободной полосы между нижними бровками уступа и отвала, м; ($c = 4 \div 6$ м).

При несоблюдении условия (3.6) производится уменьшение ширины экскаваторной заходки и (или) высоты отрабатываемого уступа.

5. Рассчитывается высота внутреннего отвала $H_{\text{о}}$, м:

$$H_{\text{о}} = \sqrt{H_{\text{у}} A_{\text{з}} k_{\text{р}} \text{tg}\beta}. \quad (3.8)$$

Производится проверка:

$$H_{\text{о}} \le H_{\text{р.max}}\ . \quad (3.9)$$

6. Рассчитывается техническая производительность драглайна $Q_{\text{т}}$, м^3/ч:

$$Q_{\text{т}} = \frac{3600 E k_{\text{н}}}{T_{\text{ц}} k_{\text{р}}}, \quad (3.10)$$

где $T_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла экскавации, с;

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{ч}} + t_{\text{пр}} + \Delta t \,, \qquad (3.11)$$

где $t_{\text{ч}}$ – продолжительность черпания, с;

$t_{\text{пр}}$ – продолжительность поворотов, с;

Δt – поправка на несовмещенность поворота с разгрузкой, с (Δt = 1,5÷2,5 с).

$$t_{\text{ч}} = t_{\text{ч.п}} \frac{\Pi_{\text{э.д}}}{\Pi_{\text{э.п}}}, \qquad (3.12)$$

где $t_{\text{ч.п}}$ – паспортная продолжительность черпания, с (табл. 3.3);

$\Pi_{\text{э.п}}$ – паспортный показатель трудности экскавации пород драглайнами (см. табл. 3.3);

$\Pi_{\text{э.д}}$ – действительный показатель трудности экскавации пород драглайном;

$$\Pi_{\text{э.д}} = \Pi_{\text{э.м}} k_{\text{в}} k_{\text{тр}} \,, \qquad (3.13)$$

где $\Pi_{\text{э.м}}$ – относительный показатель трудности экскавации пород (см. табл. 3.3);

$k_{\text{тр}}$ – коэффициент влияния типоразмера драглайна (см. табл. 3.3);

$k_{\text{в}}$ – коэффициент, учитывающий вид выемочного оборудования (табл. 3.4).

Таблица 3.3

Показатели, характеризующие паспортную производительность драглайнов

Показатели	Вместимость ковша экскаватора E, м^3			
	4–6	10–15	20–30	50–100
Продолжительность черпания $t_{\text{ч.п}}$, с	15–18	18	20	20
Продолжительность поворота (угол поворота 135°) $t_{\text{пр.п}}$, с	30–42	42	45	45
Паспортный показатель трудности экскавации пород $\Pi_{\text{э.п}}$	3,0–3,5	4,0–4,5	4,8–5,2	5,5–6,0
Коэффициент влияния типоразмера драглайна $k_{\text{тр}}$	1,0	0,90–0,95	0,75–0,85	0,60–0,70

Таблица 3.4

Значения коэффициента $k_{\text{в}}$, учитывающего вид выемочного оборудования

Выемочное оборудование	$k_{\text{в}}$ при значениях $\Pi_{\text{э.м}}$			
	до 3	3–5	6–10	11–15
Драглайн	1,00	1,10	1,15	1,25

Продолжительность поворотов $t_{\text{пр}}$, с:

$$t_{\text{пр}} = \frac{2 t_{\text{пр.п}} \varphi}{135}, \qquad (3.14)$$

где $t_{\text{пр.п}}$ – паспортная продолжительность поворота, с (см. табл. 3.3);

φ – средний угол поворота экскаватора от центра забоя до места разгрузки, град. (определяется графически по паспорту забоя).

7. Сменная производительность $Q_{\text{см}}$, м^3/смену:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{т}} T_{\text{см}} k_{\text{и}} \,, \qquad (3.15)$$

где $T_{\text{см}}$ = 8 ч – продолжительность смены, ч;

$k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени ($k_{\text{и}}$ = 0,80÷0,85).

8. Суточная производительность $Q_{сут}$, м^3/сутки:

$$Q_{сут} = Q_{см}\, n_{см}\,, \qquad (3.16)$$

где $n_{см}$ – количество смен работы в сутки ($n_{см} = 3$).

9. Годовая производительность $Q_г$, м^3/год:

$$Q_г = Q_{сут}\, N_г\,, \qquad (3.17)$$

где $N_г$ – количество дней работы экскаватора в году ($N_г = 240 \div 260$ дней).

10. Составление паспорта экскаваторного забоя.

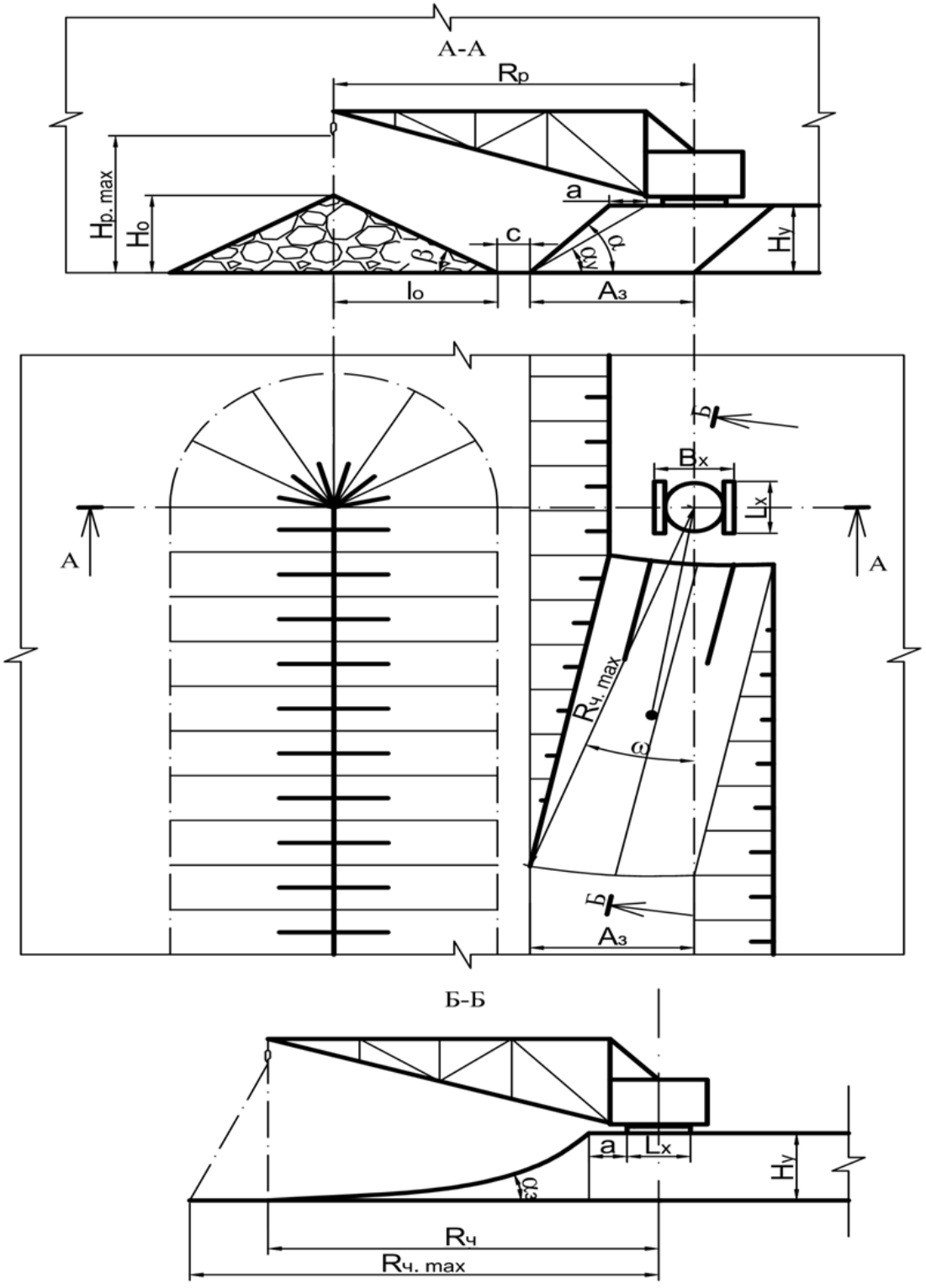


Рис. 3.1. Паспорт забоя драглайна

Пример паспорта забоя драглайна представлен на рис. 3.1. Паспорт составляется в стандартном масштабе с указанием числовых значений определяющих параметров.

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А4 и включает:

1. Паспорт забоя драглайна. В паспорте указываются числовые значения определяющих параметров (см. рис. 3.1). Паспорт выполняется в стандартном масштабе и включает два разреза: по А–А и Б–Б.

2. Таблицу, включающую исходные условия и технологические параметры экскавации (табл. 3.5).

Таблица 3.5

Технологические параметры экскавации

Показатель	Значения
Исходные условия	
Относительный показатель трудности экскавации пород $П_{э.м}$	
Коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н$	
Коэффициент разрыхления пород $k_р$	
Угол откоса рабочего уступа α, град	
Устойчивый угол откоса уступа $α_у$, град	
Угол откоса отвала β, град	
Модель экскаватора	
Вместимость ковша E, м^3	
Радиус черпания (разгрузки) ($R_ч$) ($R_р$), м	
Максимальная глубина черпания $H_{ч.max}$, м	
Максимальная высота разгрузки $H_{р.max}$, м	
Диаметр опорной базы D, м	
Размеры башмака ($l_б \times b_б$), м	
Расчетные показатели	
Высота уступа $H_у$, м	
Угол поворота экскаватора от своей оси ω, град	
Максимальный радиус черпания $H_{ч.max}$, м	
Ширина призмы возможного обрушения a, м	
Ширина экскаваторной заходки $A_з$, м	
Фактический радиус разгрузки $R_р$, м	
Высота отвала $H_о$, м	
Средний угол поворота экскаватора от центра забоя и места разгрузки φ, град	
Продолжительность цикла экскавации $T_ц$, с	
Техническая производительность драглайна $Q_т$, м^3/ч	
Сменная производительность драглайна $Q_{см}$, м^3/смену	
Годовая производительность $Q_г$, тыс. м^3/год	

Контрольные вопросы

1. Перечислите технологические и рабочие параметры экскаваторов-драглайнов.
2. Какие технологические схемы драглайнов используются при разработке горных пород?
3. Как определяется максимальная высота уступа при работе драглайна на перевалке пород в выработанное пространство?
4. Как определяется ширина экскаваторной заходки при работе драглайна на перевалке пород в выработанное пространство?
5. Как рассчитывается высота внутреннего отвала при работе драглайна?
6. Из каких элементов состоит рабочий цикл экскаватора-драглайна при перевалке пород в выработанное пространство? (при погрузке в средства транспорта?).
7. Как определяется действительный показатель трудности экскавации пород драглайном?
8. Как определяется техническая производительность драглайна?
9. Как определяются сменная, суточная и годовая производительности драглайна?

Практическая работа № 4

ВЫЕМКА ГОРНЫХ ПОРОД СКРЕПЕРАМИ

***Цель работы**:* освоить методику расчета параметров скреперования, производительности и парка скреперов при выемке и перемещении горных пород на карьерах.

Задачи работы:

1. Расчет объема скреперных работ и выбор модели скрепера или скреперного комплекса, включающего тягач со скрепером и трактор-толкач.
2. Расчет параметров скреперования (параметров скреперного забоя и отвала).
3. Расчет составляющих рабочего цикла скрепера.
4. Расчет производительности скрепера (скреперного комплекса), парка скреперов и вспомогательных машин (толкачей).

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 130-137; 2, с. 229-236; 6, с. 31-35; 7, с. 5-80] изучить технологические параметры скреперов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых, технологические схемы выемки пород скреперами, методику расчета производительности скреперов.

Исходные условия

Общие условия:

- скрепером производится выемка с поверхности при транспортировании пород во внешние отвалы, располагаемые на бортах выработки;
- выемка производится наклонными слоями сверху вниз.

В соответствии с вариантом (табл. 4.1) задаются:

- размеры выработки по поверхности, м ($H \times B \times L$);
- угол откоса бортов выработки α, град;
- тип и категория грунта по трудности разработки;
- плотность грунта γ, т/м^3;
- расстояние транспортирования $L_т$, км;
- срок отработки карьера T, лет.

Порядок выполнения работы

1. Рассчитывается объем скреперных работ V, м^3:

$$V = H(L - H\mathrm{ctg}\alpha)(B - H\mathrm{ctg}\alpha), \qquad (4.1)$$

где H – глубина скреперной выработки, м;

L – длина выработки по поверхности, м;

B – ширина выработки по поверхности, м;

α – угол откоса борта выработки, град.

2. Рассчитывается годовой объем скреперных работ $V_г$, м^3:

$$V_г = V / T, \qquad (4.2)$$

где T – срок выполнения работ, лет.

Таблица 4.1

Исходные данные к практической работе № 4

Номер задания	Размер выработки, м (H×B×L)	Угол откоса бортов выработки α, град	Характеристика грунта			Расстояние транспортирования l, км	Режим скреперных работ (сутки× смены×часы)	Срок выполнения работы T, лет
			тип грунта	категория по трудности разработки	плотность γ, т/м³			
1	10×350×500	45	Песок	I	1,2	0,5	180 х 2 х 8	1
2	10×350×600	45	– // –	I	1,4	1,2	180 х 2 х 8	2
3	20×200×800	45	– // –	I	1,5	1,8	180 х 2 х 8	2
4	20×400×800	45	– // –	I	1,5	1,5	180 х 3 х 8	2
5	10×350×1000	45	– // –	I	1,7	1,6	180 х 3 х 8	2,5
6	12×300×600	50	Суглинок	II	1,7	1,0	180 х 2 х 8	2
7	15×200×1000	50	– // –	II	1,8	2,0	180 х 2 х 8	2,5
8	15×300×800	50	– // –	II	1,9	1,5	180 х 3 х 8	2
9	12×200×800	50	– // –	II	1,9	1,8	180 х 2 х 8	1,5
10	10×100×400	50	– // –	II	1,8	1,5	180 х 1 х 8	1,0
11	10×200×500	55	Разрыхление полускал.	IV	1,9	2,0	250 х 1 х 8	1,5
12	12×200×800	55	То же	IV	1,9	1,5	250 х 2 х 8	1,0
13	18×300×700	55	– // –	IV	2,0	2,0	250 х 2 х 8	2
14	20×200×800	55	– // –	IV	1,8	1,5	250 х 2 х 8	3
15	10×300×500	50	Суглинок	II	1,8	1,0	180 х 2 х 8	1
16	15×200×700	50	Глина	III	1,9	2,5	180 х 3 х 8	1,5
17	15×400×900	60	Разрыхление полускал.	IV	2,1	0,8	250 х 3 х 8	2
18	12×150×500	60	То же	IV	2,2	1,5	250 х 1 х 8	1,5
19	12×400×800	60	– // –	IV	2,2	2,0	250 х 2 х 8	2
20	20×300×900	60	– // –	IV	2,1	1,0	250 х 3 х 8	3
21	15×200×500	60	Глина	III	1,9	2,5	250 х 2 х 8	1,5
22	10×300×600	60	Суглинок плотный	III	1,8	1,8	250 х 3 х 8	1
23	15×250×750	60	Глина	III	1,8	3,0	250 х 3 х 8	1,5
24	20×450×800	45	Песок	I	1,5	1,5	180 х 2 х 8	2
25	10×500×500	55	Разрыхление полускал.	IV	1,9	2,0	250 х 1 х 8	1,5
26	12×150×500	45	Песок	I	1,2	0,5	180 х 2 х 8	1
27	12×200×800	55	Разрыхление полускал.	IV	1,9	2,0	250 х 1 х 8	1,5
28	20×200×800	50	Суглинок плотный	III	1,9	2,5	180 х 3 х 8	1,5
29	20×300×900	45	Песок	I	1,5	1,5	180 х 3 х 8	2
30	15×200×1000	60	Разрыхление полускал.	IV	2,	1,5	250 х 1 х 8	1,5

3. Рассчитывается сменный объем скреперных работ $V_{\text{см}}$, м³:

$$V_{\text{см}} = \frac{V_{\text{г}}}{N_{\text{д}} N_{\text{см}}}, \tag{4.3}$$

где $N_{\text{д}}$ – число рабочих дней (суток) в году (см. табл. 4.1);

$N_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки (см. табл. 4.1).

4. Производится выбор модели скрепера или скреперного комплекса, рассчитывается фактическая грузоподъемность выбранного скрепера.

4.1. Необходимая (требуемая**)** вместимость ковша скрепера ($E_т$, м³) определяется по эмпирической формуле, учитывающей годовой объем скреперных работ в тыс. т и расстояние транспортирования [6]:

$$E_т = 8{,}43 + 4{,}96 \cdot 10^{-3} Q_г + 1{,}93 L_т, \quad (4.4)$$

где $Q_г$ – годовой объем скреперных работ, тыс. т;

$$Q_г = V_г \gamma \cdot 10^{-3}, \quad (4.5)$$

где γ – плотность пород (см. табл. 4.1), т/ м³;

$L_т$ – расстояние транспортирования, км (см. табл. 4.1).

4.2. По величине $E_т$ в табл. 4.2 выбирается соответствующая модель скрепера с ковшом геометрической вместимости $E \geq E_т$.

4.3. Если разрабатываемый грунт представлен породами I или II категорий по трудности разработки и геометрическая вместимость ковша скрепера меньше 21 м³ или породами III категории и геометрическая вместимость ковша меньше 16 м³, то разработка ведется одиночным самоходным скрепером. Переходим к пункту 4.4.

Если грунт представлен породами I или II категорий и геометрическая вместимость ковша скрепера больше или равна 21 м³, породами III категории и геометрическая вместимость ковша больше или равна 16 м³ или породами IV категории по трудности разработки, то по табл. 4.3 выбирается мощность трактора-толкача, затем по выбранной мощности трактора-толкача принимается конкретная модель и параметры последнего (табл. 4.4).

Количество толкачей на один скрепер ($n_т$) определяется по формуле

$$n_т = \frac{N_т^т}{N_т^п}, \quad (4.6)$$

где $N_т^т$ – рекомендуемая мощность тракторов-толкачей, кВт (см. табл. 4.3);

$N_т^п$ – принятая мощность трактора-толкача, кВт (см. табл. 4.4).

Полученное по формуле (4.6) значение округляется до большего целого, если $N_т^т > N_т^п$ на 10 % и более. В противном случае округление выполняется до меньшего целого.

Таблица 4.2

Технические характеристики самоходных скреперов

Параметры	Д-357П	ДЗ-32	ДЗ-13Б	ДЗ-115	ДЗ-67	ДЗ-107-1	СС-38 (перспективная мо-
Геометрическая вместимость ковша E, м^3	9,0	10	16,2	16,2	25	25	38
Грузоподъемность G, т	16,4	16,0	30	30	50	50,4	80
Ширина резания $B_р$, м	2,82	2,9	3,41	3,02	3,6	3,8	4,0
Максимальное заглубление $h_{загл}$, м	0,15	0,3	0,3	0,35	0,25	0,4	0.4
Максимальная толщина отсыпки $h_{отс}$, м	0,4	0,5	0,5	0,50	0,55	0,60	0.6
Базовый тягач	МоАЗ-546П	МоАЗ-546	БелАЗ-7422	БелАЗ-531Б	Спец. шасси		
Мощность двигателя $N_{дв}$, кВт	158	158	265	2×256	400	2×405	2×538
Максимальная скорость движения v_{max}, км/ч	40	40	40	40	45	50	50

Таблица 4.3

Рациональное сочетание вместимости ковша скрепера и мощности толкача

Геометрическая вместимость ковша скрепера, м^3	Количество и мощность (кВт) толкачей при категории грунтов по трудности разработки		
	I–II	III	IV
10	–	–	1 × 306
16	–	1×306	1 ×410
21 – 25	1×306	1×410	1×522
30 и более	2×306; 1×574	(2÷3)×306; (1÷2)×574	3×306; 2×574

Таблица 4.4

Параметры тракторов-толкачей

Показатели	Модель трактора			
	Т-180	ДЭТ-250	ДЭТ-320	Т-800
Мощность двигателя $N_{дв}$, кВт	133	237	258	611

4.4. Определяется расчетная грузовместимость ковша выбранного скрепера $E_р$, м^3:

$$E_р = E\frac{k_н}{k_р}, \quad (4.7)$$

где E – геометрическая вместимость ковша скрепера, м^3 (см. табл. 4.2);

$k_н$ – коэффициент наполнения ковша;

$k_р$ – коэффициенты разрыхления породы в ковше скрепера (табл. 4.5).

Таблица 4.5

Значения коэффициентов наполнения ковша ($k_н$) и коэффициентов разрыхления породы в ковше ($k_р$) при различной геометрической вместимости ковша скрепера

Геометрическая вместимость ковша скрепера E, м^3	Значения коэффициентов	Тип грунта		
		песок	суглинки, глина	разрыхленные полускальные породы
6 – 10	$k_н$	0,95	1,00	1,00
	$k_р$	1,15	1,20	1,50
10 – 15 и более	$k_н$	1,00	1,15	1,15
	$k_р$	1,10	1,10	1,40

4.5. Определяется расчетная грузоподъемность скрепера ($G_р$, т) с учетом величины расчетной грузовместимости:

$$G_р = E_р\gamma, \quad (4.8)$$

где γ – плотность пород, т/м^3.

4.6. Фактическая грузоподъемность скрепера ($G_ф$, т) не должна превышать паспортную грузоподъемность (G), приведенную в табл. 4.2. Если $G_ф \le G$, то за фактическую грузоподъемность принимается расчетная грузоподъемность $G_ф = G_р$, а фактическая вместимость ковша $E_ф = E_р$. Если $G_р > G$, то за фактическую грузоподъемность принимается паспортная грузоподъемность $G_ф = G$, а фактическая вместимость ковша рассчитывается по формуле

$$E_ф = E/\gamma, \quad (4.9)$$

где E – паспортная геометрическая вместимость ковша скрепера, м^3.

5. Рассчитываются параметры технологии скреперования.

5.1. Определяются параметры скреперных забоев и уступов.

5.1.1. Длина скреперного забоя (минимальный путь резания) определяется из условия заполнения ковша скрепера на пути набора грунта. При отработке наклонного забоя на спуск минимальный путь резания (l_{min}, м) определяется по формуле

$$l_{\min} = \frac{E_{\text{ф}} k_{\text{п}}}{b_{\text{с}} \delta_{\text{с}} k_{\text{нс}}}, \qquad (4.10)$$

где $E_{\text{ф}}$ – фактическая вместимость ковша скрепера, м^3;

$b_{\text{с}}$ – ширина срезаемой ковшом стружки, м (принимается равной ширине резания $b_{\text{с}} = B_{\text{р}}$), (см. табл. 4.2);

$\delta_{\text{с}}$ – толщина стружки, м (принимается по табл. 4.6 с учетом максимальной величины заглубления $b_{\text{с}} \le h_{\text{загл}}$);

$k_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий потери породы ($k_{\text{п}} = 1{,}15 \div 1{,}20$);

$k_{\text{нс}}$ – коэффициент, учитывающий неравномерность толщины стружки ($k_{\text{нс}} = 0{,}70 \div 0{,}75$).

Практически во избежание задержек в работе скреперного комплекса длину забоя рекомендуется принимать не менее двукратного минимального пути резания. По длине забоя стружка может убираться в 2, 3 или 4 приема. Тогда фактическая длина забоя $l_{\text{з}}$, м:

$$l_{\text{з}} = n_{\text{пр}} l_{\min}, \qquad (4.11)$$

где $n_{\text{пр}}$ – количество приемов.

Таблица 4.6

Рекомендуемая толщина стружки ($\delta_{\text{с}}$, м) при работе скреперов в разных условиях

Геометрическая вместимость ковша скрепера E, м^3	Тип грунта		
	песок	суглинок	глина, разрыхленные полускальные породы
10	0,30*/–	0,18/–	0,14/–
15	0,35/–	0,21/0,30	0,16/0,22
> 15	0,35/0,40	0,23/0,32	0,18/0,24

* В числителе – без толкача, в знаменателе – с толкачом.

5.1.2. Расчетная высота рабочего уступа $h_{\text{у}}$, м:

$$h_{\text{у}} = l_{\text{з}} \sin \alpha_{\text{з}}, \qquad (4.12)$$

где $\alpha_{\text{з}}$ – угол откоса забоя скрепера (табл. 4.7).

Таблица 4.7

Уклоны участков трассы работы скрепера, град

Уклон забоя скрепера при движении под уклон $\alpha_{\text{з}}$			Уклон участка транспортирования $\alpha_{\text{т}}$				Уклон участка разгрузки $\alpha_{\text{р}}$
			порожнего		груженого		
песок, суглинки	глина	разрыхленные полускальные породы	подъем	спуск	подъем	спуск	
5–6	6–8	10–12	9–10	14–17	7–9	11–14	14–15

5.1.3. Фактическая высота уступа ($h'_{\text{у}}$) принимается такой, чтобы количество уступов в выработке было целым числом при высоте уступа меньше расчётной. Фактический угол откоса забоя $\alpha'_{\text{з}}$, град:

$$\alpha'_{\text{з}} = \arcsin\frac{h'_{\text{у}}}{l_{\text{з}}} \le \alpha_{\text{з}}, \tag{4.13}$$

где $\alpha_{\text{з}}$ – максимальное значение угла забоя скрепера, град (табл. 4.7).

5.1.4. Ширина полосы скреперования ($B_{\text{с}}$, м) зависит от применяемого оборудования, схемы выемки грунта и очередности производства работ. Для наиболее полного заполнения ковша оптимальной считается гребенчатая схема выемки. При этом между смежными проходами скрепера оставляются целики – гребни шириной от 0,5 до 1,5 м и высотой, равной толщине срезаемой стружки. Впоследствии гребни срабатываются грейдером, для эффективной работы которого необходимо минимум два смежных прохода скрепера по полосе скреперования:

$$B_{\text{с}} = n(b_{\text{с}} + b_{\text{г}}), \tag{4.14}$$

где $b_{\text{с}}$ – ширина срезаемой стружки (ширина прохода скрепера), м;

$b_{\text{г}}$ – ширина гребня между смежными проходами скрепера (0,5–1,5 м);

n – число смежных проходов скрепера (n = 2÷4).

5.2. Определяется ширина рабочей площадки ($B_{\text{р.п}}$, м). Рабочая площадка состоит из нескольких взаимозаменяемых полос: полосы рыхления ($B_{\text{р}}$), если разрабатываются породы III и IV категорий по трудности разработки, полосы скреперования ($B_{\text{с}}$) и транспортной полосы (T), если выезд и въезд в разрабатываемую выработку предусмотрен через рабочую площадку. При этом $B_{\text{р}} = B_{\text{с}} = T$.

$$B_{\text{р.п}} = B_{\text{т}} + B_{\text{с}} + T. \tag{4.15}$$

6. Рассчитываются параметры отсыпки отвалов.

6.1. Толщина отсыпки $\delta_{\text{о}}$, м:

$$\delta_{\text{о}} = \frac{E_{\text{ф}}}{b_{\text{с}} t_{\text{р}} v_{\text{р}}}, \tag{4.16}$$

где $E_{\text{ф}}$ – фактическая вместимость ковша скрепера, м^3;

$b_{\text{с}}$ –ширина срезаемой ковшом стружки, м;

$v_{\text{р}}$ – скорость движения скрепера, м/мин (табл. 4.8);

$t_{\text{р}}$ – длительность разгрузки скрепера, мин ($t_{\text{р}}$ = 0,25÷0,30 мин).

Расчетное значение толщины отсыпки не должно превышать максимального значения, приведенного в технической характеристике (см. табл. 4.2): $\delta_{\text{о}} \le h_{\text{отс.}}$

6.2. Длина участка разгрузки $l_{\text{р}}$, м:

$$l_{\text{р}} = \frac{E_{\text{ф}}}{\delta_{\text{о}} b_{\text{с}}}\ . \tag{4.17}$$

6.3. Высота отсыпаемого отвального уступа (яруса) $h_{\text{я}}$, м:

$$h_{\text{я}} = l_{\text{р}} \sin\alpha_{\text{р}}, \tag{4.18}$$

где $\alpha_{\text{р}}$ – угол наклона площадки разгрузки, град. (см. табл. 4.7).

6.4. Высота скреперного отвала ($H_о$, м) принимается в пределах $H_о$ = 8÷12 м.

6.5. Количество ярусов (слоев) отвала

$$n_я = H_о / h_я . \quad (4.19)$$

6.6. Длину отвала ($L_о$, м) принимаем равной длине скреперной выработки $L_о = L$.

6.7. Ширина отвала ($B_о$, м) определяется по формуле

$$B_о = \frac{V}{H_о L_о k_{р.о}}, \quad (4.20)$$

где V – объем скреперных работ, м^3;

$k_{р.о}$ – коэффициент разрыхления пород в отвале ($k_{р.о}$ = 1,10 ÷ 1,15).

7. Рассчитывается длительность рабочего цикла скрепера $T_ц$, мин:

$$T_ц = t_з + t_д^г + t_д^п + t_р + t_м, \quad (4.21)$$

где $t_з$ – продолжительность загрузки ковша скрепера, мин;

$t_д^г$, $t_д^п$ – соответственно время движения груженого и порожнего скрепера, мин;

$t_р$ – длительность разгрузки, мин;

$t_м$ – продолжительность маневровых, вспомогательных и планировочных операций, мин.

7.1. Продолжительность загрузки ковша скрепера:

$$t_з = l_{min} / v_з , \quad (4.22)$$

где l_{min} – минимальный путь резания, м;

$v_з$ – скорость движения скрепера при резании стружки, м/мин (табл. 4.8).

Таблица 4.8

Скорости движения скрепера в рабочем цикле, м/мин

Загрузка скрепера (резание) $v_з$	Разгрузка $v_р$	Движение с грузом $v_г$	Движение порожняком $v_п$
30–50	48–72	(0,4–0,5)v_{max}	(0,6–0,7)v_{max}

Примечание. v_{max} – максимальная скорость движения скрепера, м/мин (см. табл. 4.2).

7.2. Время движения груженого и порожнего скрепера определяется по формулам:

$$t_д^г = L_т / v_г ; \qquad t_д^п = L_т / v_п , \quad (4.23)$$

где $L_т$ – расстояние транспортирования, м;

$v_г$, $v_п$ – соответственно скорость движения груженого и порожнего скреперов, м/мин (см. табл. 4.8).

7.3. Длительность разгрузки $t_р$, мин:

$$t_р = \frac{l_р}{v_р} k_{раз}, \quad (4.24)$$

где $v_р$ – скорость движения скрепера при разгрузке, м/мин (см. табл. 4.8);

$k_{раз}$ – коэффициент, учитывающий время на разравнивание разгруженной породы (при разгрузке под уклон $k_{раз}$ = 1,8÷2,0).

7.4. Продолжительность маневровых, вспомогательных и планировочных операций зависит от схемы движения и дальности транспортирования. Принимается $t_м$ = 1,5÷3,0 мин.

8. Рассчитывается сменная производительность и парк скреперов.

8.1. Сменная производительность скрепера $Q_{см}$, м^3/ смену:

$$Q_{см} = \frac{60 T_{см} E_ф k_и}{T_ц}, \quad (4.25)$$

где $T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, ч;

$k_и$ – коэффициент использования сменного времени. При одно– и двухсменном режиме $k_и$ = 0,80÷0,85; при трехсменном режиме $k_и$ = 0,70÷0,75.

8.2. Рабочий парк скреперов $N_р$, шт.:

$$N_р = \frac{V_{см}}{Q_{см}}, \quad (4.26)$$

где $V_{см}$ – сменный объем скреперных работ, м^3.

Списочный парк скреперов $N_с$, шт.:

$$N_с = \frac{N_р}{k_{т.г}}, \quad (4.27)$$

где $k_{т.г}$ – коэффициент технической готовности ($k_{т.г}$ = 0,65÷0,70).

8.3. Количество тракторов-толкачей при работе скреперов по породам, требующим их применения, рассчитывается по формуле

$$N_т = \frac{N_с T_ц^т}{T_ц}, \quad (4.28)$$

где $T_ц$ – длительность рабочего цикла скрепера, мин;

$T_ц^т$ – длительность цикла трактора-толкача, мин.

Длительность цикла трактора-толкача рассчитывается по формуле

$$T_ц^т \approx 1{,}4 t_з + 0{,}3, \quad (4.29)$$

где $t_з$ – продолжительность загрузки скрепера, мин.

Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним-двумя листами формата А3 (А4) и содержит следующие элементы: паспорт участка скреперования, включающий схему движения скрепера, план рабочей площадки с сечением (рис. 4.1, 4.2). Изображается отработка первого (верхнего) уступа скреперной выемки и отсыпка первого яруса скреперного отвала. Угол откоса отвального яруса принимается $\alpha_о \approx (0{,}70÷0{,}75)\alpha$, где α – угол откоса борта скреперной выемки, град. Ширина транспортного заезда на отвал принимается $B_т \approx (1{,}5÷2{,}0) b_с$, где $b_с$ – ширина прохода скрепера, м. Чертежи выполняются в стандартных масштабах.

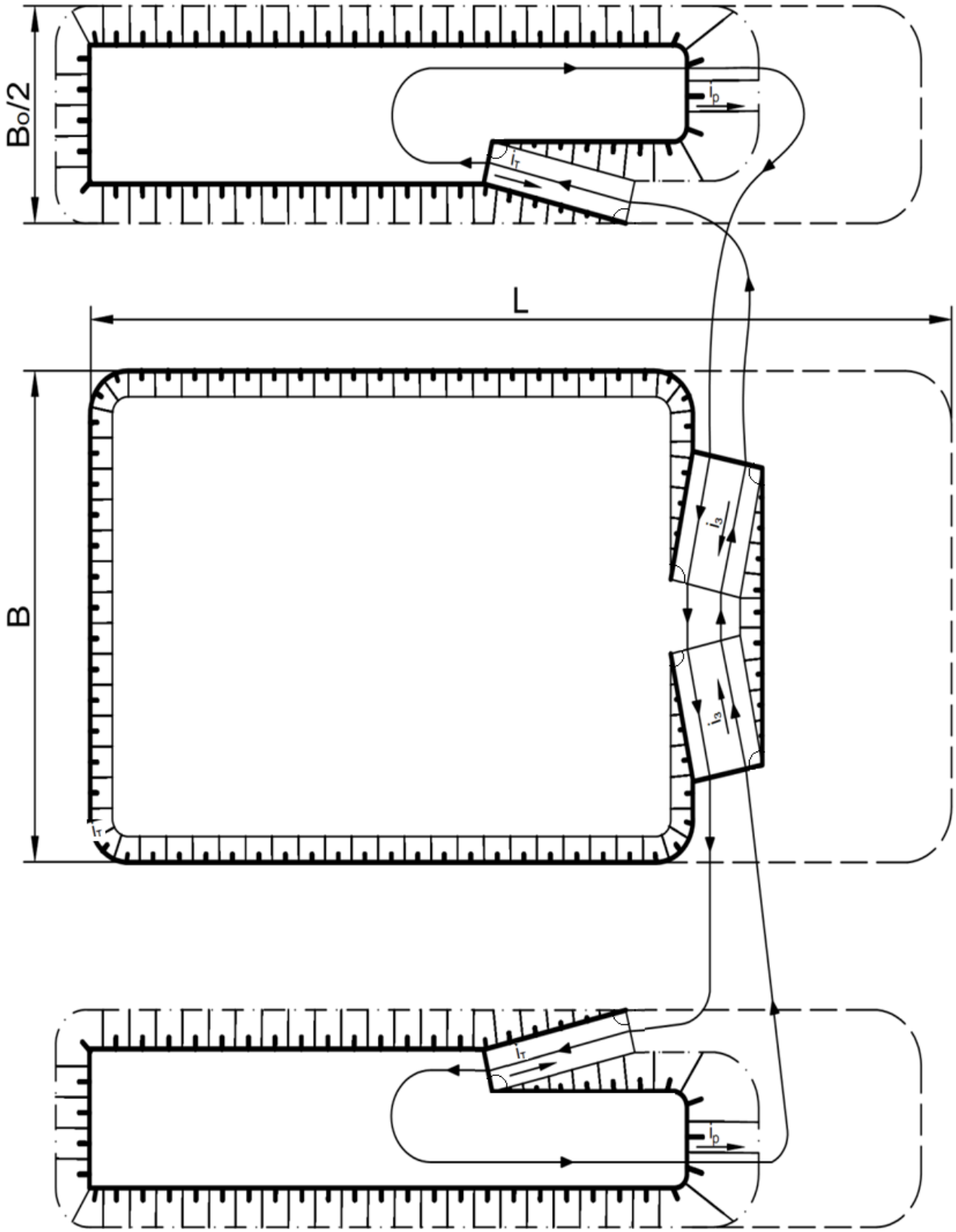


Рис. 4.1. Паспорт участка скреперования

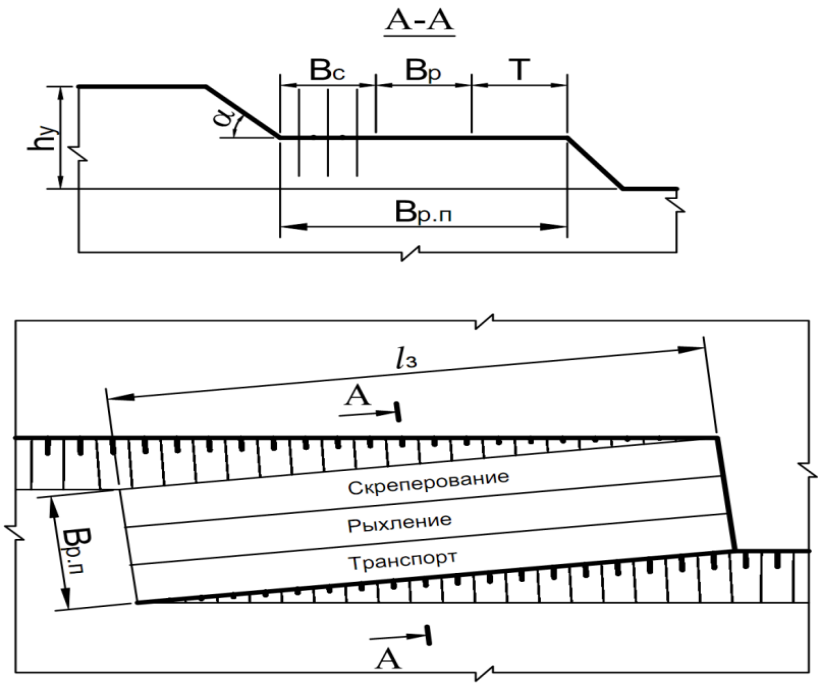


Рис. 4.2. План рабочей площадки

Технологические параметры выемки горных пород скреперами заносятся в таблицу (табл. 4.9).

Таблица 4.9

Технологические параметры выемки горных пород скреперами

Показатели	Значения
1	2
Исходные условия	
Тип разрабатываемого грунта	
Категория по трудности разработки	
Плотность пород γ, т/м^3	
Размеры скреперной выработки, м:	
глубина H	
ширина B	
длина L	
Расстояние транспортирования $L_т$, км	
Срок выполнения работ T, лет	
Расчетные показатели	
Объем скреперных работ, м^3:	
годовой $V_г$	
сменный $V_{см}$	
Модель скрепера	
Расчетная вместимость ковша $E_р$, м^3	
Ширина стружки $b_с$, м	
Толщина стружки $\delta_с$, м	
Длина скреперного забоя, м:	
минимальная l_{min}	
фактическая $l_з$	

Окончание табл. 4.9

2	2
Высота рабочего уступа, м:	
расчетная $h_у$	
фактическая h'_y	
Количество рабочих уступов в выработке $n_у$	
Фактический угол откоса забоя $\alpha'_з$, град.	
Ширина полосы скреперования $B_с$, м	
Ширина рабочей площадки $B_{р.п}$, м	
Толщина отсыпки $\delta_о$, м	
Высота отвального яруса $h_я$, м	
Длительность рабочего цикла скрепера $T_ц$, мин	
Производительность скрепера $Q_{см}$, м^3/смену	
Рабочий парк скреперов $N_р$, шт.	
Списочный парк, шт.: скреперов $N_с$	
тракторов-толкачей $N_т$	

Контрольные вопросы

1. Назовите область рационального применения скреперов и работы, выполняемые скреперными комплексами.
2. Перечислите достоинства и недостатки скреперной технологии горных работ.
3. Назовите основные технологические параметры скреперов, применяемых на открытых горных работах.
4. Как классифицируются скреперы по способу соединения скреперного оборудования с тягачом? По способу загрузки ковша? По способу разгрузки? По системе управления рабочими органами? По типу трансмиссии?
5. Какие сопротивления испытывает скрепер в процессе работы? Каковы требования к тяговому усилию.
6. Какие факторы учитываются при выборе модели скреперов?
7. Как определяется длина скреперного забоя?
8. Как определяется толщина стружки при наборе ковша скрепера?
9. Из каких элементов складывается рабочий цикл скрепера? Как рассчитывается их продолжительность?
10. Как определяется ширина полосы скреперования и ширина рабочей площадки при скреперной технологии горных работ?
11. Как определяется высота уступа при скреперной выемке?
12. Как определяется сменная производительность скрепера?
13. Назовите типы забоев при скреперной выемке горных пород и возможные схемы движения скреперов.

Практическая работа № 5

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМКИ ГОРНЫХ ПОРОД РОТОРНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Цель работы: освоить методику расчета параметров забоя и производительности роторных экскаваторов.

Задачи работы:

1. Расчет параметров торцевого забоя роторного экскаватора при выемке пород горизонтальными или вертикальными стружками.
2. Расчет производительности роторного экскаватора.
3. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 199-214; 2, с. 173-187; 3, с. 198-204] изучить технологические и рабочие параметры роторных экскаваторов, параметры забоев и технологические схемы выемки пород роторными экскаваторами, методику расчета производительности роторных экскаваторов.

Исходные условия

В соответствии с вариантом (табл. 5.1) задаются:

– модель роторного экскаватора с соответствующей технической характеристикой (табл. 5.2);

– способ выемки пород в забое (горизонтальными или вертикальными стружками);

– угол откоса уступа, зависящий от плотностных свойств пород α, град;

– угол поворота стрелы в сторону уступа при отработке верхнего слоя $\varphi_в$, град;

– угол поворота стрелы в сторону выработанного пространства при отработке нижнего слоя $\varphi_н$, град;

– коэффициент влияния забоя $k_з$, ед;

– коэффициент экскавации $k_э$, ед.

Таблица 5.1

Исходные данные к практической работе № 5

Номер задания	Модель экскаватора	Способ выемки*	α, град	Угол поворота стрелки, град.		$k_з$	$k_э$
				$\varphi_в$	$\varphi_н$		
1	2	3	4	5	6	7	8
1	1	ГС	60	90	30	0,90	0,74
2	2	ВС	42	75	45	0,80	0,76
3	3	ВС	42	80	40	0,75	0,80
4	4	ВС	46	85	35	0,75	0,74
5	5	ГС	45	90	30	0,65	0,78
6	6	ГС	54	75	40	0,80	0,70

Окончание табл. 5.1

1	2	3	4	5	6	7	8
7	7	ГС	54	80	45	0,90	0,74
8	8	ВС	45	85	40	0,75	0,80
9	1	ВС	60	75	45	0,80	0,70
10	2	ВС	42	90	30	0,80	0,70
11	3	ГС	42	75	45	0,70	0,74
12	4	ВС	46	80	40	0,75	0,80
13	5	ВС	45	75	35	0,70	0,80
14	6	ВС	54	85	45	0,80	0,70
15	8	ВС	45	75	40	0,70	0,70
16	7	ГС	54	80	45	0,90	0,74
17	3	ВС	42	75	40	0,75	0,8
18	5	ГС	45	90	45	0,80	0,70
19	7	ГС	54	75	45	0,70	0,80
20	1	ГС	60	85	35	0,70	0,80
21	2	ГС	42	75	40	0,70	0.76
22	6	ВС	54	80	45	0,80	0,76
23	8	ВС	45	75	45	0,80	0,74
24	4	ВС	46	85	35	0,80	0,76
25	5	ГС	45	80	45	0,65	0,74
26	2	ГС	40	70	45	0,70	0,74
27	7	ВС	45	75	35	0,70	0,80
28	4	ГС	46	80	40	0,80	0,70
29	5	ГС	45	75	35	0,70	0,80
30	4	ВС	46	85	35	0,75	0,74

* ГС – горизонтальные стружки; ВС – вертикальные стружки.

Таблица 5.2

Основные технологические параметры роторных экскаваторов с невыдвижной стрелой

Параметры	ЭРП-2500	ЭРШР-5000	ЭРШРД-5000	ЭР-7000	ЭРП-6500	ЭРП-5250В с верхней погрузкой	ЭРП-5250 (ЭРП-5250Вс)	ЭР-5250
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Номер модели экскаватора	1	2	3	4	5	6	7	8
Теоретическая производительность по рыхлой массе $Q_{теор}$, м^3/ч	2500	5000	5000	5250	6500	5250	5250	5250
Диаметр ротора $d_р$, м	8,0	16,0	13,0	16,5	13,5	11,5	11,5	16,0
Число ковшей $n_к$	18	10	16	16	20	22	22	16
Частота ссыпок $n_с$, мин$^{-1}$	80-130	36-52	56-80	27-78	90-113	110-143	110-143	66-80

Окончание табл. 5.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Вместимость ковша $V_к$, л	560	2300	1500	2500	2200	900	900	2000
Длина стрелы $L_с$, м	27,0	63,3	57,0	42,7	56.0	40,0	40,0	42,5
Высота оси качения стрелы ротора c, м	11,75	20,5	20,5	19,5	20,5	26,0	16,0	16,0
Эксцентриситет оси качения стрелы ротора a, м	1,75	2,4	2,4	2,4	2,4	1,75	2,4	2,4
Угол наклона стрелы ротора при отработке верхнего слоя $\rho_в$, град	17,9	15,4	17,9	20,2	17,6		17,6	19,6
Угол наклона стрелы ротора при отработке слоя на уровне стояния экскаватора $\rho_у$, град	16,7	11,4	14,2	15,2	14,5		14,8	10,8
Максимальная высота отрабатываемого уступа выше уровня стояния экскаватора $H_к$, м	21,4	40,0	40,0	37,0	40,0	30,0	30	33
Тип ходового оборудования	Трехопорное многогусеничное	Шагающе-рельсовое						

Порядок выполнения работы

1. Определяется высота слоя, отрабатываемого за один проход роторного колеса, число слоев выемки и высота забоя роторного экскаватора.

1.1. Высота забоя роторного экскаватора, как правило, равна высоте уступа и назначается исходя из его устойчивости и параметров оборудования. При выемке пород вертикальными стружками высота уступа ($H_у$, м) определяется из выражения

$$H_у = L_с \sin \rho_в + c + h - 0,5 d_р, \qquad (5.1)$$

где $L_с$ – длина роторной стрелы, м;

c – высота закрепления опорного шарнира стрелы (высота оси качения стрелы ротора), м;

$\rho_в$ – угол наклона стрелы ротора при отработке верхнего слоя, град. (см. табл. 5.2);

h – высота выемочного слоя, м;

$d_р$ – диаметр ротора, м.

1.2. Высота выемочного слоя (h, м) при выемке вертикальными стружками равна высоте стружки и определяется из выражения

$$h = (0{,}5 \div 0{,}7)d_р. \tag{5.2}$$

При этом нижняя граница соответствует минимальной производительности экскаватора, а верхняя – максимальной при обеспечении безопасно допустимого козырька при формировании стружки.

В расчетах рекомендуется принимать

$$h = 0{,}7d_р. \tag{5.3}$$

1.3. Количество слоев выемки по высоте забоя ($n_с$) при выемке вертикальными стружками определяется из выражения

$$n_с = H_у / h\ , \tag{5.4}$$

где $H_у$ – высота уступа, рассчитанная по формуле (5.1), м.

1.4. Если количество слоев выемки является дробным числом, то оно округляется до целого в меньшую сторону, а высота уступа, рассчитанная по формуле (5.1), корректируется:

$$H_у^к = hn_с\ , \tag{5.5}$$

где $H_у^к$ – откорректированная высота уступа, м.

1.5. Производится корректировка угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя:

$$\rho_в^к = \arcsin\left(\frac{H_у^к - c - h + 0{,}5d_р}{L_с}\right), \tag{5.6}$$

где $\rho_в^к$ – откорректированное значение угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя, град.

1.6. При выемке пород горизонтальными стружками высота уступа уменьшается на величину h и определяется из выражения

$$H_у = L_с \sin\rho_в + c - 0{,}5d_р. \tag{5.7}$$

1.7. При выемке горизонтальными стружками длина стружек ($l_с$, м) находится в пределах $l_с = (0{,}5 \div 0{,}7)d_р$.

В расчетах рекомендуется принимать:

$$l_с = 0{,}7d_р. \tag{5.8}$$

1.8. Высота выемочного слоя при выемке горизонтальными стружками равна примерно половине диаметра роторного колеса:

$$h \approx 0{,}5d_р. \tag{5.9}$$

1.9. Количество слоев выемки по высоте забоя и откорректированная высота уступа при выемке горизонтальными стружками определяется так же, как и при выемке вертикальными стружками (см. п.п. 1.3; 1.4).

1.10. Корректировка угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя при выемке горизонтальными стружками производится по выражению

$$\rho_{в}^{к} = \arcsin\left(\frac{H_{у}^{к} - c + 0{,}5d_{р}}{L_{с}}\right), \qquad (5.10)$$

2. Угол откоса уступа (α, град) принимается в соответствии с заданием (см. табл. 5.1). По условию краткосрочной устойчивости угол откоса забоя ($\alpha_{з}$, град) может быть на 5–10 % больше угла откоса уступа.

3. Рассчитывается ширина заходки роторного экскаватора A, м:

– при выемке вертикальными стружками

$$A = \left(L_{с}\cos\rho_{в}^{к} + a\right)\sin\varphi_{в} + \left(L_{с}\cos\rho_{у} + a\right)\sin\varphi_{н} - \left(H_{у}^{к} - h\right)\operatorname{ctg}\alpha; \qquad (5.11)$$

– при выемке горизонтальными стружками

$$A = \left(L_{с}\cos\rho_{в}^{к} + a\right)\sin\varphi_{в} + \left(L_{с}\cos\rho_{у} + a\right)\sin\varphi_{н} - H_{у}^{к}\operatorname{ctg}\alpha. \qquad (5.12)$$

4. Рассчитывается производительность роторного экскаватора, работающего в комплексе с конвейерным транспортом.

4.1. Техническая производительность экскаватора $Q_{т}$, м^3/ч:

$$Q_{т} = Q_{теор}k_{э}k_{з}, \qquad (5.13)$$

где $Q_{теор}$ – теоретическая производительность экскаватора по рыхлой горной массе, м^3/ч (см. табл. 5.2);

$k_{э}$ – коэффициент экскавации (см. табл. 5.1);

$k_{з}$ – коэффициент влияния забоя (см. табл. 5.1).

Коэффициент $k_{з}$ учитывает потери времени на переход к отработке следующего забойного блока, новых стружек и слоев.

4.2.Сменная эксплуатационная производительность $Q_{см}$, м^3/смену:

$$Q_{см} = Q_{т}\,T_{см}\,k_{и}\,k_{у}\,k_{п}\,k_{т.г}\,k_{т}, \qquad (5.14)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;

$k_{и}$ – коэффициент использования сменного времени ($k_{и}$ = 0,8);

$k_{у}$ – коэффициент качества управления ($k_{у}$ = 0,92÷0,98);

$k_{п}$ – коэффициент, учитывающий потери экскавируемого материала. Для роторных экскаваторов с гравитационным ротором ($k_{п}$ = 0,93÷0,97);

$k_{т.г}$ – коэффициент технической готовности экскаватора ($k_{тг}$ = 0,90÷0,95);

$k_{т}$ – коэффициент, учитывающий простои экскаватора по транспортным условиям. При работе экскаватора в комплексе с конвейерным транспортом $k_{т}$ = 1,0.

5. Составление паспорта экскаваторного забоя.

Примеры паспортов экскаваторных забоев при выемке пород вертикальными и горизонтальными стружками представлены на рис. 5.1 и 5.2. Паспорта составляются в стандартных масштабах с указанием числовых значений определяющих параметров.

6. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты, графическую часть (паспорт экскаваторного забоя), а также таблицу, включающую исходные условия и расчетные показатели (табл. 5.3).

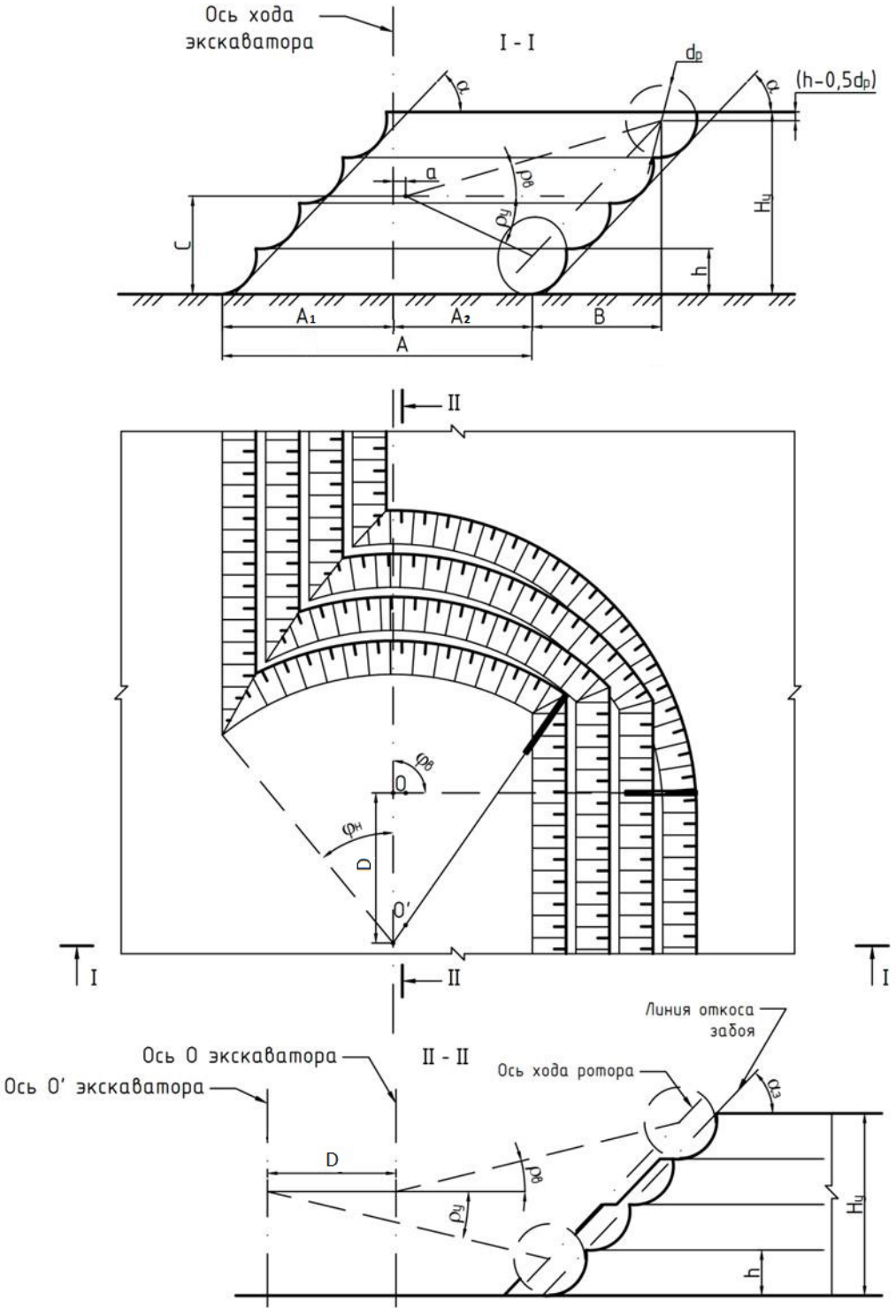


Рис. 5.1. Паспорт установки экскаватора в забое
при выемке пород вертикальными стружками:

$$A_1 = \left(L_с \cos \rho_в^к + a\right)\sin\varphi_в; \quad A_2 = \left(L_с \cos \rho_у + a\right)\sin\varphi_н - \left(H_у - h\right)\mathrm{ctg}\,\alpha;$$

$$B = \left(H_у - h\right)\mathrm{ctg}\,\alpha; \quad D = \left(H_у - h\right)\mathrm{ctg}\,\alpha_3$$

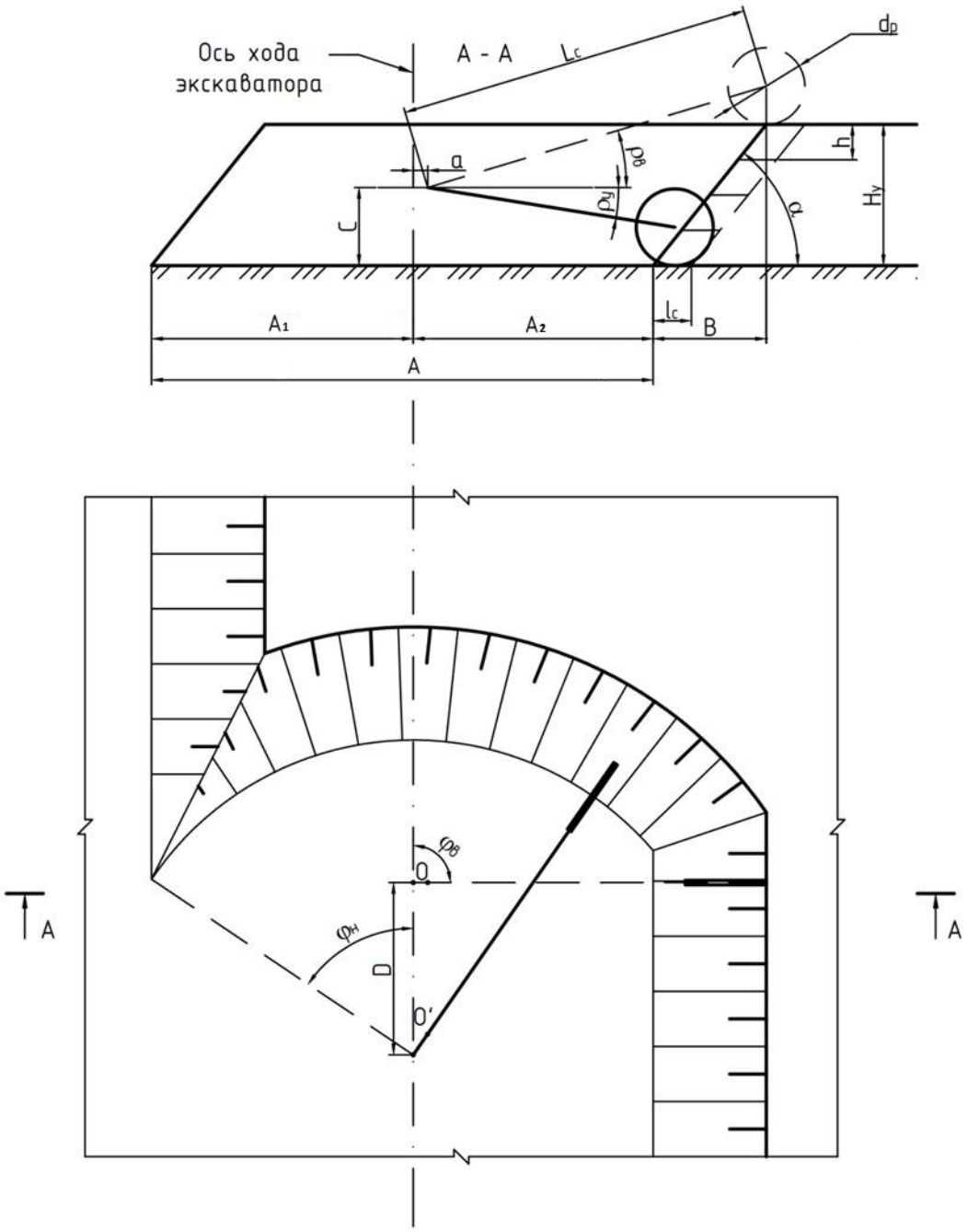


Рис. 5.2. Паспорт установки экскаватора в забое
при выемке пород горизонтальными стружками:

$$A_1 = \left(L_c \cos \rho_в^к + a\right)\sin\varphi_в; \quad A_2 = \left(L_c \cos \rho_у + a\right)\sin\varphi_н - H_у \operatorname{ctg}\alpha;$$

$$B = H_у \operatorname{ctg}\alpha; \quad D = \left(H_у - h\right)\operatorname{ctg}\alpha_3$$

Таблица 5.3

Технологические параметры выемки пород роторным экскаватором

Параметр	Значение
Исходные условия	
Модель экскаватора	
Способ выемки горных пород в забое	
Угол откоса уступа α, град	
Угол поворота стрелы в сторону уступа при отработке верхнего слоя $\varphi_в$, град	
Угол поворота стрелы в сторону выработанного пространства при отработке нижнего слоя $\varphi_н$, град	
Угол наклона стрелы ротора при отработке верхнего слоя $\rho_в$, град	
Угол наклона стрелы ротора при отработке слоя на уровне стояния экскаватора $\rho_в$, град	
Диаметр ротора $d_р$, м	
Число ковшей $n_к$	
Частота ссылок $n_с$, мин$^{-1}$	
Вместимость ковша $V_к$, м^3	
Длина стрелы $L_с$, м	
Высота оси качения стрелы ротора c, м	
Эксцентриситет от качения стрелы ротора a, м	
Теоретическая производительность по рыхлой массе $Q_{теор}$, м^3/ч	
Коэффициент влияния забоя $k_з$	
Коэффициент экскавации $k_э$	
Расчетные показатели	
Высота уступа $H_у$, м	
Высота выемочного слоя h, м	
Количество слоев выемки забоя $n_с$	
Откорректированная высота уступа $H_у^к$, м	
Откорректированное значение угла наклона стрелы при отработке верхнего слоя $\rho_в^к$, град	
Длина стружки $l_с$, м	
Угол откоса забоя $\alpha_з$, град.	
Ширина заходки A, м	
Техническая производительность экскаватора $Q_т$, м^3/ч	
Эксплуатационная производительность экскаватора $Q_{см}$, м^3/смена	

Контрольные вопросы

1. Перечислите технологические и рабочие параметры роторных экскаваторов.
2. Где применяются роторные экскаваторы? Приведите технологические схемы работы роторных экскаваторов.
3. Каковы удельные усилия копания у роторных экскаваторов?
4. Приведите схемы выемки пород в забое и области их применения.
5. Приведите классификацию роторных экскаваторов.

6. Как рассчитывается высота выемочного слоя при выемке вертикальными и горизонтальными стружками?
7. Как рассчитывается высота уступа роторного экскаватора?
8. Как рассчитывается и от каких факторов зависит ширина заходки роторного экскаватора?
9. Назовите интервалы значений углов наклона стрелы роторного экскаватора при отработке верхнего слоя и слоя на уровне стояния экскаватора.
10. Как рассчитывается техническая производительность роторных экскаваторов и от каких факторов она зависит?
11. Что учитывает коэффициент влияния забоя и какие значения он принимает?
12. Как рассчитывается эксплуатационная производительность роторных экскаваторов и какие факторы она учитывает?

Список использованной литературы

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы: Производственные процессы: учебник. – 7-е изд. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с. (Классика инженерной мысли: горное дело).
2. Репин Н. Я., Репин Л. Н. Выемочно-погрузочные работы: учеб. пособие. – М.: Горная книга, 2010. – 267 с., илл. (Процессы открытых горных работ).
3. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. - М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2010. – 700 с., илл.
4. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при проведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» Утв. приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 № 599. – Екатеринбург: ИД «УралЮрИздат», 2014. – 212 с.
5. Беляков Ю. И. Выемочно-погрузочные работы на карьерах. – М.: Недра, 1987. – 268 с.
6. Трубецкой К. Н., Леонов Е. Р., Панкевич Ю. Б. Комплексы мобильного оборудования на открытых горных работах. – М.: Недра, 1990. – 255 с.
7. Скреперы: учеб. пособие / Ю. В. Стенин, Н. В. Мартынов, С. А. Арефьев, Е. А. Елькин; под ред. Ю. В. Стенина; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012 . – 80 с.

Содержание

Введение ……. 3

Практическая работа № 1. Расчет рабочего цикла, производительности и парка бульдозеров ……. 4

Практическая работа № 2. Расчет параметров забоев механических лопат в скальных породах ……. 11

Практическая работа № 3. Расчет параметров забоев драглайнов… 24

Практическая работа № 4. Выемка горных пород скреперами……. 32

Практическая работа № 5. Расчет параметров выемки горных пород роторными экскаваторами ……. 44

Список использованной литературы …… 52

Учебное издание

Юрий Иванович Лель
Юрий Владимирович Стенин
Дмитрий Андреевич Шлохин
Игорь Андреевич Глебов

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Выемочно-погрузочные работы

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Редактор изд-ва *Л. В. Устьянцева*

Подписано в печать 13.03.2019 г.
Бумага писчая. Формат 60 × 84$^{1}/_{16}$.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Печ. л. 3,3. Уч.-изд. л. 6,25. Тираж 100 экз. Заказ №

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Уральский государственный горный университет.
Отпечатано с оригинал-макета
в лаборатории множительной техники УГГУ.

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Карьерный транспорт

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Екатеринбург

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Карьерный транспорт» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Процессы открытых горных работ» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии карьерного транспорта, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров и выбору карьерного транспорта;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональных параметров карьерного транспорта в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ТРАНСПОРТНОГО ЦИКЛА, ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ПАРКА АВТОСАМОСВАЛОВ

Цель работы: освоить методику расчета продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов при перевозке горной массы по заданной трассе.

Задачи работы:

1. Расчет длительности погрузки автосамосвала.
2. Расчет скоростей и продолжительности движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях.
3. Расчет продолжительности транспортного цикла с учетом маневровых операций, операций разгрузки и технологических задержек.
4. Расчет сменной производительности автосамосвалов.
5. Расчет потребного парка автосамосвалов.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 308-323; 2, с. 15-51; 3, с. 157-182] изучить основные технологические параметры карьерных автосамосвалов, условия их эксплуатации и методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

- продолжительность рабочей смены автосамосвала $T_{см} = 8$ ч;
- коэффициент использования сменного времени автосамосвала $k_и = 0{,}70 \div 0{,}75$;
- число смен работы карьера в сутки $n_к = 3$;
- число рабочих дней карьера в году $N_{дн} = 350$;

В соответствии с вариантом (табл. 1.1) задаются:

- годовой грузооборот карьера $A_к$, млн. т/год;
- модель автосамосвала;
- модель экскаватора;
- тип горных пород: рыхлые (I и II категории по ЕНВ) – нечетные варианты;

  скальные (III, IV и V категории по ЕНВ) – четные варианты;
- плотность пород в целике γ, т/м^3 (рыхлые $\gamma = 1{,}4 \div 1{,}8$ т/м^3; скальные $\gamma = 2{,}0 \div 3{,}5$ т/м^3, конкретное значение γ выбирается самостоятельно);
- параметры пяти участков трассы транспортирования, включающие:
  - тип дорожного покрытия;
  - расстояние транспортирования *l*, км;
  - уклон участка *i*, доли ед.

Таблица 1.1

Исходные данные к практической работе № 1

Номер задания	$A_к$, млн т	Модель		Участки														
		автосамосвала БелАЗ-	экскаватора ЭКГ-	1			2			3			4			5		
				тип покр.	i_1	l_1, км	тип покр.	i_2	l_2, км	тип покр.	i_3	l_3, км	тип покр.	i_4	l_4, км	тип покр.	i_5	l_5, км
1	6	7540D	5А	Забойные дороги (Б/П)	0	0,8	Щ	0,080	1,5	А/Б	-0,030	1,2	А/Б	0,010	0,5	Отвальные укатанные дороги (Б/П)	0,005	0,3
2	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,2	А/Б	-0,030	1,0	А/Б	0,010	0,6		0,005	0,4
3	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,030	0,8	А/Б	0,010	0,7		0,005	0,5
4	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	0,8	А/Б	-0,030	1,2	А/Б	0,010	0,3		0,005	0,3
5	6	7540D	5А		0	0,8	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,030	1,0	А/Б	0,010	0,5		0,005	0,4
6	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,5	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,005	0,5		0	0,3
7	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,2	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,005	0,6		0	0,4
8	12	7547	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,0	Щ	-0,040	0,8	Щ	0,005	0,7		0	0,5
9	12	7555В	8И		0	0,6	А/Б	0,075	0,8	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,005	0,3		0	0,3
10	12	7555В	8И		0	0,6	А/Б	0,075	1,0	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,005	0,5		0	0,4
11	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,5	Щ	-0,035	1,2	Щ	0,005	0,5		0,007	0,3
12	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,2	Щ	-0,035	1,0	Щ	0,005	0,6		0,007	0,4
13	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,0	Щ	-0,035	0,8	Щ	0,005	0,7		0,007	0,5
14	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	0,8	Щ	-0,035	1,2	Щ	0,005	0,3		0,007	0,3
15	20	75570	10		0	0,7	А/Б	0,070	1,0	Щ	-0,035	1,0	Щ	0,005	0,5		0,007	0,4
16	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,5	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,020	0,5		0	0,3
17	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,2	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,020	0,6		0	0,4
18	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,0	Щ	-0,040	0,8	Щ	0,020	0,7		0	0,5
19	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	0,8	Щ	-0,040	1,2	Щ	0,020	0,3		0	0,3
20	30	7513	12		0	0,9	Г	0,075	1,0	Щ	-0,040	1,0	Щ	0,020	0,5		0	0,4
21	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,5	А/Б	-0,050	1,2	А/Б	0,015	0,5		0,006	0,3
22	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,2	А/Б	-0,050	1,0	А/Б	0,015	0,6		0,006	0,4
23	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,050	0,8	А/Б	0,015	0,7		0,006	0,5
24	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	0,8	А/Б	-0,050	1,2	А/Б	0,015	0,3		0,006	0,3
25	15	75170	15		0	1,0	Щ	0,080	1,0	А/Б	-0,050	1,0	А/Б	0,015	0,5		0,006	0,4

Щ – щебеночное покрытие; А/Б – асфальтобетонное покрытие; Г– грунтовое покрытие; Б/П – временные автодороги без покрытия

Порядок выполнения работы

1. Рассчитывается длительность погрузки автосамосвала $t_{\text{п}}$, мин:

$$t_{\text{п}} = \frac{t_{\text{ц}}^{\text{э}}(n_{\text{ц}} - 0{,}5)}{60}, \qquad (1.1)$$

где $t_{\text{ц}}^{\text{э}}$ – продолжительность цикла экскавации, с (см. табл. 1.2); $n_{\text{ц}}$ – принятое количество ковшей (циклов) для загрузки автосамосвала.

Количество циклов экскавации для полной загрузки автосамосвала по грузоподъемности $n_{\text{г}}$ рассчитывается по формуле

$$n_{\text{г}} = \frac{q_{\text{а}} k_{\text{р}}}{E k_{\text{н}} \gamma}, \qquad (1.2)$$

где $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора; γ – плотность пород в целике, т/м^3; $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора.

Таблица 1.2

Продолжительность цикла экскавации

Вместимость ковша экскаватора E, м^3	Продолжительность цикла экскавации ($t_{\text{ц}}^{\text{э}}$, с) для пород	
	рыхлых	скальных
5	24	29
8	27	32
10	29	35
12	32	38
15	35	42

Значения $k_{\text{н}}$ и $k_{\text{р}}$ принимается по табл. 1.3 в зависимости от принятой γ и категории пород.

Таблица 1.3

Коэффициенты разрыхления пород в ковше экскаватора и наполнении ковша (по ЕНВ)

Категория пород	Плотность пород в целике, γ т/м^3	$k_{\text{р}}$	$k_{\text{н}}$
I	1,6	1,15	1,05
II	1,8	1,25	1,05
III	2,0	1,35	0,95
IV	2,5	1,50	0,90
V	3,5	1,60	0,90

Количество циклов для полной загрузки автосамосвала по вместимости кузова $n_{\text{е}}$ рассчитываются по формуле

$$n_{\text{е}} = \frac{V_{\text{а}}' \cdot 0{,}9}{Ek_{\text{н}}}, \tag{1.3}$$

где $V_{\text{а}}'$ – вместимость кузова автосамосвала «с шапкой», м^3 (см. табл. 1.4).

Затем сравниваются значение $n_{\text{г}}$, вычисленное по формуле (1.2), и $n_{\text{е}}$, вычисленное по формуле (1.3), выбирается меньшее и округляется до целого числа $n_{\text{ц}}$.

Масса груза в кузове автосамосвала $q_{\text{а}}^{\text{ф}}$, т

$$q_{\text{а}}^{\text{ф}} = \frac{Ek_{\text{н}}}{k_{\text{р}}} n_{\text{ц}} \gamma. \tag{1.4}$$

Осуществляется проверка

$$q_{\text{а}}^{\text{ф}} \le q_{\text{а}}, \tag{1.5}$$

где $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

Таблица 1.4

Параметры карьерных автосамосвалов

Модель автосамосвала	Параметры						
	$q_{\text{а}}$, т	$G_{\text{а}}$, т	$V_{\text{а}}$	$V_{\text{а}}'$, м^3	Nд, кВт	$\eta_{\text{т}}$	$R_{\min}$, м
БелАЗ-7540D	30	22,6	15,1; 24,7	19,2; 28,2	290	0,78	8,7
БелАЗ-7547	45	33,1	21,5; 28,5; 35,9	26,5; 33,9; 43,3	368	0,78	10,2
БелАЗ-7555В	55	40,5	22,7; 28,0	33,9; 37,3	522	0,78	9,0
БелАЗ-75570	90	74,0	37,7; 44,5	53,3; 60	783	0,78	11,0
БелАЗ-7513	136	108,6	45,5; 50,1; 55,0; 59,6; 103,8	71,2; 75,5; 80,0; 84,0; 134,8	1193	0,85	13,0
БелАЗ-75170	160	134,0	65,6	96,5	1491	0,85	14,0

Коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала $k_{\text{г}}$

$$k_{\text{г}} = q_{\text{а}}^{\text{ф}} / q_{\text{а}}. \tag{1.6}$$

2. Рассчитываются скорости движения на участках трассы, продолжительности движения по каждому участку в грузовом и порожняковом направлениях и длительность транспортного цикла автосамосвала.

2.1. Изображается схема трассы движения автосамосвала, на которой указывается длина и уклон каждого участка, а также тип дорожного покрытия на участке. Пример схемы трассы движения представлен на рис. 1.1.

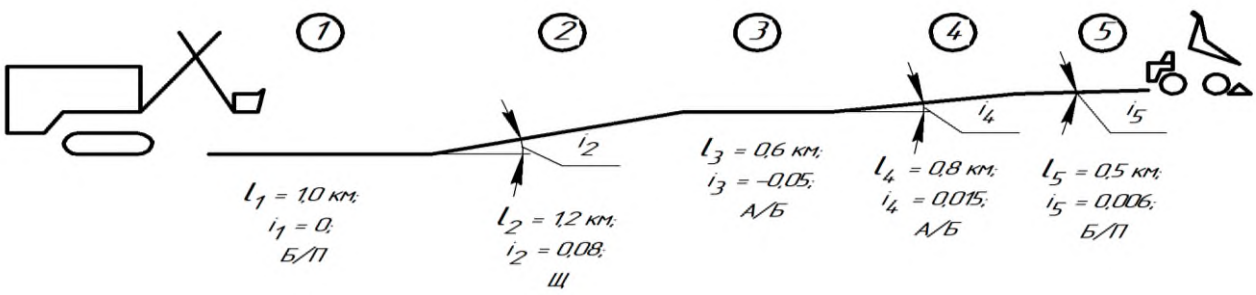


Рис. 1.1. Схема трассы движения (пример)

2.2. Производится расчет скоростей и продолжительности движения по каждому участку трассы. Заполняется табл. 1.5 «Расчет скоростей движения.

Таблица 1.5

Расчет скоростей движения

Показатель	Направление движения в участке											
	грузовое						порожняковое					
	1	2	3	4	5	итого	1	2	3	4	5	итого
Длина участка *l*, м												
Уклон *i*, доли ед.												
Коэффициент сопротивления качению ω_o, доли ед.												
Динамический фактор $D = \omega_o \pm i$												
Режим движения на участке (тяги – Т, торможения – Б, выбега – В)												
Коэффициент сцепления φ, доли ед.												
Скорость на участке *v*, км/ч:												
по расчету												
принятая												
Время движения на участке *t*:												
ч												
мин												

Примечание. Коэффициент φ указывается только для участков с движением машин в режиме торможения

2.2.1. Коэффициент основного сопротивления движению (сопротивления качению) груженых автосамосвалов принимается по экспериментальным данным из табл. 1.6 в зависимости от типа дорожного покрытия и грузоподъемности автосамосвалов.

Таблица 1.6

Коэффициенты сопротивления качению (основного сопротивления) груженых автосамосвалов $\left(\omega_o^г\right)$

Тип дорожного покрытия	Грузоподъемность автосамосвала, т			
	30	45-55	90	130-154
Забойные и отвальные дороги (Б/П)	0,035-0,043	0,039-0,046	0,041-0,049	0,043-0,051
Грунтовое (Г)	0,028-0,034	0,031-0,037	0,033-0,041	0,037-0,043
Щебеночное (Щ)	0,017-0,022	0,019-0,024	0,021-0,026	0,022-0,028
Асфальтобетонное (А/Б)	0,013-0,017	0,015-0,019	0,016-0,020	0,017-0,022

Величину коэффициента сопротивления движению порожних автосамосвалов $\omega_o^п$ (порожняковое направление движения) рекомендуется принимать

$$\omega_o^п \approx 1{,}2\omega_o^г. \tag{1.7}$$

Для каждого участка трассы находится динамический фактор

$$D = \omega_o \pm i, \tag{1.8}$$

где ω_o – коэффициент сопротивления движения груженых (порожних) автосамосвалов (см. табл. 1.6); i – уклон участка трассы в долях ед.

2.2.2. Определяется режим движения на каждом участке:

если $D > 0$ – режим тяги (Т);

если $D < 0$ – режим торможения (Б);

если $D = 0$ – режим выбега (В).

2.2.3. Рассчитывается скорость движения на каждом участке трассы.

При режиме тяги скорость на участке (v, км/ч) рассчитывается по формуле

$$v = \frac{0{,}367 N_д \eta_т}{(G_a + k_г q_a)(\omega_o \pm i)}, \tag{1.9}$$

где $N_д$ – мощность двигателя автосамосвала, кВт; $\eta_т$ – к.п.д. трансмиссии автосамосвала; G_a – собственная масса автосамосвала, т; q_a – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_г$ – коэффициент использования грузоподъемности.

Величины $N_д$, $\eta_т$, G_a, q_a, V_a и V' принимаются из таблицы 1.4.

Для порожних автосамосвалов $k_г = 0$.

При режиме торможения (Б) скорость на участке рассчитывается по формуле

$$v = 32(\varphi + D)\left(2\sqrt{0{,}25 + \frac{L_и}{46{,}5(\varphi + D)}} - 1\right), \tag{1.10}$$

где v – скорость, км/ч; φ – коэффициент сцепления колес с дорогой; D – динамический фактор (принимается со своим знаком); $L_и$ – безопасный интервал между автосамосвалами, м.

Коэффициент сцепления принимать по табл. 1.7 в зависимости от типа покрытия.

Таблица 1.7

Значения коэффициента сцепления

Коэффициент сцепления (φ) для покрытия			
забойные и отвальные дороги (Б/П)	грунтовое (Г)	щебеночное (Щ)	асфальтобетонное (А/Б)
0,25-0,65	0,40-0,65	0,45-0,75	0,40-0,70

Безопасный интервал между автомобилями (тормозной путь)

$$L_и = 80 \div 120 \text{ м}.$$

При режиме наката (B) скорость принимается равной скорости на предыдущем участке трассы.

Ограничения скорости:

на внутрикарьерных дорогах – 35 км/ч,

на поверхности – 50 км/ч.

Принимаем:

участки 1-3 – внутри карьера;

участки 4-5 – на поверхности.

2.2.4. Рассчитывается время движения по каждому участку t_i ,ч:

$$t_i = l_i / v_i \text{ , ч.} \quad (1.11)$$

Время движения в мин

$$t_i = 60 l_i / v_i \text{ , ч.} \quad (1.12)$$

где l_i – длина участка, км; v_i – скорость, км/ч.

2.3. Рассчитывается среднетехническая скорость движения $v_{ср.т}$, км/ч:

$$v_{ср.т} = 2 \sum_{i=1}^{5} l_i \Big/ \left(t_д^г + t_д^п \right), \quad (1.13)$$

где $t_д^г$ и $t_д^п$ – суммарное время движения автосамосвала соответственно в грузовом и порожняковом направлении, ч.

2.4. Рассчитывается длительность транспортного цикла автосамосвала $T_ц^а$, мин

$$T_ц^а = t_п + t_д^г + t_д^п + t_п^г + t_п^п + t_{т.з} + t_р + t_{м.п} + t_{м.р}, \quad (1.14)$$

где $t_п^г$ и $t_п^п$ – поправки на периоды неустановившегося движения соответственно в грузовом и порожняковом направлениях, м.

Принимаются:

$$t_п^г = n(0{,}3 \div 0{,}4); \quad (1.15)$$

$$t_п^п = n(0{,}2 \div 0{,}3), \quad (1.16)$$

где n – количество участков;

$t_{м.п.}$, $t_{м.р}$ – продолжительность маневровых операций соответственно при установке на погрузку и разгрузку автосамосвала, мин;

Принимаются:

при погрузке

$t_{м.п} \approx 0{,}053 R_{min}$, мин. – для петлевого подъезда; (1.17)

$t_{м.п} \approx 0{,}058 R_{min}$, мин. – для тупикового подъезда; (1.18)

при разгрузке

$$t_{м.р} \approx 0{,}063 R_{min}. \quad (1.19)$$

где R_{min} – минимальный конструктивный радиус поворота автосамосвала (см. табл. 1.4); $t_р$ – длительность разгрузки, м ($t_р \approx 1$ мин для всех моделей автосамосвалов); $t_{т.з}$ – длительность технологической задержек за рейс, мин ($t_{т.з} \approx 3{,}0 \div 3{,}5$ мин).

3. Рассчитывается сменная производительность автосамосвала $Q_{см}$, т/смену:

$$Q_{см} = \frac{60 T_{см}}{T_ц^а} k_и q_а^ф, \quad (1.20)$$

где $T_{\text{ц}}^{\text{а}}$ – продолжительность транспортного цикла, мин; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч; $k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени; $q_{\text{а}}^{\text{ф}}$ – масса груза в кузове автосамосвала, т.

4. Рассчитывается парк карьерных автосамосвалов.

4.1. Определяется расчетный сменный грузооборот карьера $\Gamma_{\text{р}}$, т/смену:

$$\Gamma_{\text{р}} = \frac{10^6 A_{\text{к}}}{N_{\text{дн}} n_{\text{к}}} k_{\text{нер}}, \tag{1.21}$$

где $A_{\text{к}}$ – годовой грузооборот карьера, млн. т/год; $k_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности ($k_{\text{нер}}$ = 1,15÷1,20); $N_{\text{дн}}$ – число рабочих дней карьера в году; $n_{\text{к}}$ – число смен работы карьера в сутки.

4.2. Линейный парк машин $N_{\text{л}}^{\text{а}}$, шт.

$$N_{\text{л}}^{\text{а}} = \Gamma_{\text{р}} / Q_{\text{см}}, \tag{1.22}$$

где $\Gamma_{\text{р}}$ – расчетный грузооборот карьера, т/смену; $Q_{\text{см}}$ – сменная производительность автосамосвала, т/смену.

4.3. Рабочий парк машин $N_{\text{р}}^{\text{а}}$

$$N_{\text{р}}^{\text{а}} = \frac{n_{\text{к}}}{n_{\text{а}}} N_{\text{л}}^{\text{а}}, \tag{1.23}$$

где $n_{\text{а}}$ – число смен работы автопарка в сутки ($n_{\text{а}}$ = 3 или $n_{\text{а}}$ = 2).

4.4. Рассчитывается списочный парк машин $N_{\text{с}}^{\text{а}}$, шт.:

$$N_{\text{с}}^{\text{а}} = \frac{N_{\text{р}}^{\text{а}}}{k_{\text{т.г}}}, \tag{1.24}$$

где $k_{\text{к.г}}$ – коэффициент технической готовности, принимается по данным института Гипроруда в зависимости от грузоподъемности и суточного пробега автосамосвала (табл. 1.8).

Таблица 1.8

Значения коэффициентов $k_{\text{т.г}}$

Грузоподъемность автосамосвала, т	Значение $k_{\text{т.г}}$ при суточном пробеге $L_{\text{сут}}$, км						
	50	100	150	200	250	300	350
30 – 55	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76	0,73	0,70
90	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72	0,69	0,64
130 и >	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72	0,68	0,64

Суточный пробег одной машины $L_{\text{сут}}$, км

$$L_{\text{сут}} = \frac{Q_{\text{см}} n_{\text{а}}}{q_{\text{а}}^{\text{ф}} \beta} L, \tag{1.25}$$

где β – коэффициент использования пробега (β = 0,44÷0,48); L – расстояние транспортирования, км.

5. Годовой пробег автопарка $L_г$, тыс. км:

$$L_г = \frac{10^3 A_к}{q_а^ф \beta} L, \qquad (1.26)$$

где $A_к$ – годовой грузооборот карьера, млн. т; L – расстояние транспортирования, км.

6. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется схемой трассы движения автосамосвалов (см. рисунок). Исходные условия и расчетные показатели работы автотранспорта сводятся в таблицу (табл. 1.9).

Таблица 1.9

Расчетные показатели работы автотранспорта

Показатель	Значения
1	2
Исходные условия	
Годовой грузооборот карьера $A_к$, млн. т/год	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $q_а$, т	
Вместимость кузова автосамосвала, м^3:	
геометрическая $V_а$	
с «шапкой» $V_а'$	
Вместимость ковша экскаватора E, м^3	
Тип горных пород	
Категория пород по ЕНВ	
Плотность пород в целике γ, т/м^3	
Продолжительность рабочей смены $T_{см}$,ч	
Коэффициент использования сменного времени $k_и$	
Число рабочих дней карьера в году $N_{дн}$	
Число смен работы карьера в сутки $n_к$	
Число смен работы автопарка в сутки $n_а$	
Расчетные показатели	
1. Показатели загрузки автосамосвала	
1.1. Продолжительность цикла экскавации $t_Ц^э$, с	
1.2. Коэффициент наполнения ковша экскаватора $k_н$	
1.3. Коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора $k_р$	
1.4. Число загружаемых ковшей:	
по грузоподъемности $n_г$	
по вместимости кузова автосамосвала $n_е$	
1.5. Принято ковшей для расчета загрузки автосамосвала $n_ц$	

Окончание табл. 1.9

1	2

1.6. Масса груза в кузове автосамосвала $q_{\text{а}}^{\text{ф}}$, т	
1.7. Коэффициент использования грузоподъемности $k_{\text{г}}$	
2. Длительность элементов транспортного цикла	
2.1. Погрузка $t_{\text{п}}$, мин	
2.2. Движение с грузом $t_{\text{д}}^{\text{г}}$, мин	
2.3. Движение порожняком $t_{\text{д}}^{\text{п}}$, мин	
2.4. Поправки на периоды неустановившегося движения, мин:	
с грузом $t_{\text{п}}^{\text{г}}$	
порожняком $t_{\text{п}}^{\text{п}}$	
2.5. Технологические задержки $t_{\text{т.з}}$, мин	
2.6. Маневры при установке на погрузку $t_{\text{м.п}}$, мин	
2.7.2.7. Маневры при установке на разгрузку $t_{\text{м.р}}$, мин	
2.8. Продолжительность разгрузки $t_{\text{р}}$, мин	
2.9. Продолжительность транспортного цикла $T_{\text{ц}}^{\text{а}}$, мин	
2.10. Среднетехническая скорость движения $v_{\text{ср.т}}$, км/ч	
3. Сменная производительность автосамосвала $Q_{\text{см}}$, т/смену	
4. Расчет парка автосамосвалов	
4.1. Расчетный сменный грузооборот карьера $Г_{\text{р}}$, т/смену	
4.2. Линейный парк машин $N_{\text{л}}^{\text{а}}$, шт.	
4.3. Рабочий парк машин $N_{\text{р}}^{\text{а}}$, шт.	
4.4. Коэффициент использования пробега β	
4.5. Суточный пробег одной машины $L_{\text{сут}}$, км	
4.6.Коэффициент технической готовности $k_{\text{т.г}}$	
4.7.Списочный парк автосамосвалов $N_{\text{с}}^{\text{а}}$, шт.	
4.8. Годовой пробег автопарка $L_{\text{г}}$, тыс. км	

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите предпочтительную область применения автомобильного транспорта как самостоятельного способа перемещения горной массы и как сборочного звена в комбинированных транспортных системах карьеров.
2. Перечислите достоинства и недостатки карьерного автомобильного транспорта.
3. Назовите основные технологические параметры карьерного автомобильного транспорта.
4. Каково рациональное соотношение между вместимостью кузова автосамосвала и ковша экскаватора и от каких факторов оно зависит?
5. Как рассчитывается необходимое количество циклов экскавации для полной загрузки автосамосвала?
6. Из каких элементов состоит транспортный цикл автосамосвала?
7. Какими характеристиками оценивается технологическая трасса движения карьерных автосамосвалов?

8. От каких факторов зависит величина продольных уклонов карьерных автодорог? Каковы их значения для автосамосвалов с колёсной формулой 4×2?
9. Какими показателями оценивается качество дорожного покрытия в технологических расчетах карьерного автотранспорта?
10. Как определяется динамический фактор автосамосвала? Какие значения принимает динамический фактор при различных режимах движения?
11. Как рассчитывается скорость автосамосвала при различных режимах движения (тяговом, тормозном, режиме выбега)?
12. Как рассчитываются сменная производительность автосамосвала, рабочий и списочный парк?
13. От каких факторов зависит коэффициент технической готовности автосамосвала?
14. Как определяется коэффициент использования пробега?

Практическая работа № 2

ЭНЕРГЕТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА

Цель работы: освоить методику расчета расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами и энергетической оценки карьерного автотранспорта.

Задачи работы:

1. Расчет расхода дизтоплива на отдельных элементах транспортного цикла.
2. Расчет расхода дизтоплива за рейс.
3. Расчет годового расхода дизтоплива по парку автосамосвалов.
4. Расчет удельного расхода дизтоплива на 1 т перевезенного груза и 1 ткм грузооборота.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [3, с. 129-135; 4, с. 164-171] изучить основные факторы, определяющие топливную экономичность карьерного автотранспорта, и методику расчета расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами.

Исходные условия

Исходные условия принимаются в соответствии с заданным вариантом из практической работы № 1 «Расчет продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов». В качестве исходных данных используются также результаты расчетов, полученных в данной работе.

Дополнительные данные (табл. 2.1):

- удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя $g_н$, г/кВт·ч;
- удельный расход топлива на холостом ходу двигателя при погрузке и ожидании погрузки (полный холостой ход) $g_х$, л/ч;
- удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме порожних автосамосвалов $g_х^п$, л/ ч;
- удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме груженых автосамосвалов $g_х^г$, л/ ч;
- плотность дизельного топлива ρ, кг/л (ρ = 0,83 кг/л).

По данным экспериментальных исследований принимается:

$$g_х^п \approx (1{,}3 \div 1{,}5) g_х ; \qquad (2.1)$$

$$g_х^г \approx (1{,}6 \div 1{,}8) g_х . \qquad (2.2)$$

Удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя ($g_н$, г/кВт·ч) является паспортной величиной, характеризующей фактический расход топлива для получения 1 кВт·ч полезной работы, и определяется из выражения

$$g_н = \frac{3600}{Q_{дт} \eta_e}, \qquad (2.3)$$

где $Q_{дт}$ – теплота сгорания дизельного топлива, кДж/г ($Q_{дт}$ = 43,5 кДж/г); η_e – эффективный к.п.д. двигателя.

Отсюда

$$\eta_e = \frac{3600}{g_н Q_{дт}} \cdot 100\,\%. \qquad (2.4)$$

Для дизельных двигателей, применяемых на автосамосвалах БелАЗ $g_н$ = 207÷247 г/кВт·ч, а η_e = 33,5÷40 %.

Таблица 2.1

Показатели расхода дизельного топлива карьерными автосамосвалами

Модель автосамосвала	Модель двигателя	Показатели расхода топлива	
		$g_н$, г/кВт·ч	$g_х$, л/ ч
БелАЗ-7540D (30 т)	BF8M1015 (Deutz)	247	4,7
БелАЗ-7547 (45 т)	ЯМЗ-240НМ2	224	7,6
БелАЗ-7555В (55 т)	КТТА-19с	209	9,2
БелАЗ-75570 (90 т)	QST30-c	207	12,7
БелАЗ-7513 (136 т)	QSK45-c	209	20,8
БелАЗ-75170 (160 т)	QSK 45-c	209	26,2

Порядок выполнения работы

1. По результатам расчетов, выполненных в практической работе № 1, заполняется таблица 2.2, в которую заносится длина участка (l, км), режим движения на участке, значение динамического фактора (D) и скорость движения на участке (v, км/ч).

2. Рассчитывается расход топлива груженых и порожних автосамосвалов при движении по горизонтальным участкам и на подъем в тяговом режиме (Т) при $D > 0$

$$Q_г(Q_п) = \frac{g_н(G_а + k_г q_а)(\omega_о + i)}{3{,}67 \cdot 10^2 \eta_т \rho} l, \qquad (2.5)$$

где $Q_г$, $Q_п$ – расход топлива на участке соответственно груженого или порожнего автосамосвала, л; $\eta_т$ – к.п.д. трансмиссии; $G_а$ – собственная масса автосамосвала, т; $k_г$ – коэффициент использования грузоподъемности; $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т; ρ – плотность дизтоплива, кг/л; $g_н$ – удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя, г/кВт·ч; l – длина участка, км.

3. Рассчитывается расход дизельного топлива груженых и порожних автосамосвалов при движении на спуск в тяговом режиме (Т) при $D > 0$

Таблица 2.2

Показатели расхода дизтоплива на движение автосамосвалов

Участок	*l*, км	Показатели для направлений							
		с грузом				порожняком			
		D	режим движения	*v*, км/ч	$Q_г$, л	*D*	режим движения	*v*, км/ч	$Q_п$, л
1									
2									
3									
4									
5									
Всего									

$$Q_г(Q_п) = \max\begin{cases} \dfrac{g_н(G_а + k_г q_а)(\omega_о - i)}{3{,}67 \cdot 10^2 \eta_т \rho} l \ , \\ \dfrac{g_х^г(g_х^п)}{v} l; \end{cases} \qquad (2.6)$$

где $g_х^г$, $g_х^п$ – удельный расход топлива на холостом ходу двигателя в тормозном режиме соответственно груженых или порожних автосамосвалов, л/ч; v – скорость автосамосвала на участке, км/ч; l – длина участка, км.

4. Рассчитывается расход топлива при движении груженых или порожних автосамосвалов в тормозном режиме (Б) или режиме выбега (В) при $D < 0$

$$Q_г(Q_п) = \frac{g_х^г(g_х^п)}{v} l \ . \qquad (2.7)$$

5. Рассчитывается расход топлива на движение

$$Q_д = \sum_{i=1}^{5} Q_{дi}^г + \sum_{i=1}^{5} Q_{дi}^п, \qquad (2.8)$$

где $Q_{дi}^г$ – расход топлива груженого автосамосвала на i-ом участке трассы, л;

$Q_{дi}^п$ – расход топлива порожнего автосамосвала на i-ом участке трассы, л.

Полученные значения заносятся в табл. 2.2.

6. Рассчитывается расход топлива при погрузке автосамосвала и технологических задержках ($Q_п$, л)

$$Q_п = \frac{g_х(t_п + t_{т.з})}{60}, \qquad (2.9)$$

где $g_х$ – удельный расход топлива на холостом ходу двигателя при погрузке и ожидании погрузки, л/ч; $t_п$, $t_{т.з}$ – продолжительность соответственно погрузки и технологических задержек, мин.

7. Рассчитывается расход топлива при разгрузке и на маневровых операциях

$$Q_i = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п}{1000\rho} \times \frac{t_i}{60}, \quad (2.10)$$

где Q_i – расход топлива на i-ом режиме, л; $N_д$ – мощность двигателя, кВт; k_{Ni} – коэффициент использования мощности двигателя на i-ом режиме (табл. 2.3); t_i – продолжительность работы на i-ом режиме, мин.; $k_п$ – поправочный коэффициент, учитывающий изменение $g_н (k_п = 1{,}1 \div 1{,}2)$.

Таблица 2.3

Значения коэффициентов использования мощности двигателя (k_{Ni}) на различных режимах

Характеристика режима	k_{Ni}
Разгрузка	0,06–0,08
Маневры при установке на разгрузку	0,35–0,40
Маневры при установке на погрузку	0,10–0,12

Расход топлива при разгрузке $Q_р$, л

$$Q_р = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п t_р}{6 \cdot 10^4 \rho}. \quad (2.11)$$

где $t_р$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин.

Расход топлива на маневровых операциях при установке на разгрузку $Q_{м.р}$, л

$$Q_{м.р} = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п t_{м.р}}{6 \cdot 10^4 \rho}, \quad (2.12)$$

где $t_{м.р}$ – продолжительность маневров при установке на разгрузку, мин.

Расход топлива на маневровых операциях при установке на погрузку $Q_{м.п}$, л

$$Q_{мп} = \frac{g_н N_д k_{Ni} k_п t_{м.п}}{6 \cdot 10^4 \rho}, \quad (2.13)$$

где $t_{м.п}$ – продолжительность маневров при установке на погрузку, мин.

8. Рассчитывается расход топлива за рейс $Q_ц$, л

$$Q_ц = Q_д + Q_п + Q_р + Q_{мп} + Q_{мр}. \quad (2.14)$$

9. Рассчитывается годовой расход топлива $Q_г$, т

$$Q_г = \frac{10^3 Q_ц \rho A_к k_д}{k_г q_а}, \quad (2.15)$$

где $Q_ц$ – расход топлива автосамосвалом за рейс, л; $A_к$ – годовой грузооборот карьера, млн. т; $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $k_г$ – коэффициент использования грузоподъемности; ρ – плотность топлива, кг/л; $k_д$ – коэффициент, учитывающий дополнительный расход топлива на нулевые пробеги и внутригаражные нужды ($k_д = 1{,}1 \div 1{,}2$).

10. Рассчитывается удельный расход топлива:

– на 1 т перевезенного груза $q_{\text{у}}$, г/т:

$$q_{\text{у}} = Q_{\text{г}} / A_{\text{к}}, \qquad (2.16)$$

где $Q_{\text{г}}$ – годовой расход топлива по парку автосамосвалов, т; $A_{\text{к}}$ – годовой грузооборот карьера, млн. т.

– на 1 ткм грузооборота $q_{\text{у}}$, г/ткм

$$q_{\text{у}} = Q_{\text{г}} / A_{\text{к}} L, \qquad (2.17)$$

где L – расстояние транспортирования, км.

11. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Исходные условия и расчетные показатели расхода топлива карьерными автосамосвалами сводятся в таблицу (табл. 2.4).

Таблица 2.4

Расчетные показатели расхода топлива карьерными автосамосвалами

Показатели	Значения
1	2
Исходные условия	
Годовой грузооборот карьера $A_{\text{к}}$, млн. т/год	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $g_{\text{а}}$, т	
Коэффициент использования грузоподъемности $k_{\text{г}}$	
Модель двигателя	
Мощность двигателя $N_{\text{д}}$, кВт	
Удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя $g_{\text{н}}$, г/кВт·ч	
Удельный расход топлива на холостом ходу двигателя (полный холостой ход) $g_{\text{х}}$, л/ч	
Коэффициент использования мощности двигателя при:	
разгрузке $k_N^{\text{р}}$	
маневрах при установке на погрузку $k_N^{\text{п}}$	
маневрах при установке на разгрузку $k_N^{\text{р}}$	
Плотность дизельного топлива ρ , кг/л	
Коэффициенты дополнительного расхода топлива на нулевые пробеги и внутрикарьерные нужды $k_{\text{д}}$	
Расчетные показатели	
Расход топлива на движение $Q_{\text{д}}$, л:	
в том числе в грузовом направлении $Q_{\text{д}}^{\text{г}}$	
в порожняковом направлении $Q_{\text{д}}^{\text{п}}$	
Расход топлива при погрузке и технологических задержках $Q_{\text{п}}$, л	
Расход топлива при разгрузке $Q_{\text{р}}$, л	
Расход топлива на маневровых операциях при погрузке $Q_{\text{м.п}}$, л	
Расход топлива на маневровых операциях при разгрузке $Q_{\text{м.р}}$, л	

Расход топлива за рейс $Q_ц$, л	
Годовой расход топлива по парку автосамосвалов $Q_г$, т	

Продолжение табл. 2.4

1	2
Удельный расход топлива:	
на 1 т перевезенного груза $q_у$, г/т	
на 1 ткм грузооборота $q_у$, г/ткм	

Контрольные вопросы и задания

1. Какие факторы определяют расход топлива карьерными автосамосвалами при движении в тяговом режиме на подъем и по горизонтальным автодорогам?
2. Как определяется расход топлива карьерными автосамосвалами при движении на спуск в тормозном режиме или режиме выбега?
3. Как рассчитывается расход топлива карьерными автосамосвалами при погрузке и в периоды технологических задержек?
4. Что показывает удельный расход топлива при номинальной нагрузке двигателя, как он определяется и в каких единицах измеряется?
5. Как определяется эффективный к.п.д. дизельных двигателей карьерных автосамосвалов? Укажите примерные значения эффективного к.п.д. современных дизельных двигателей карьерных автосамосвалов.
6. Как рассчитывается расход топлива карьерными автосамосвалами при разгрузке и на маневровых операциях?
7. Назовите составляющие расхода топлива карьерными автосамосвалами за транспортный цикл.
8. Как определяется удельный расход топлива карьерными автосамосвалами на 1 т перевезенного груза и на единицу грузооборота?
9. В каком диапазоне изменяется удельный расход дизтоплива (г/ткм) современных карьерных автосамосвалов?
10. От каких факторов зависит топливная экономичность карьерных автосамосвалов? Назовите основные пути снижения удельного расхода топлива карьерными автосамосвалами.

Практическая работа № 3

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Цель работы: освоить методику расчета параметров ленточных конвейеров.
Задачи работы:

1. Выбор типа резинотросовой ленты исходя из характера транспортируемого материала (плотности и абразивности).
2. Определение необходимой ширины конвейерной ленты и скорости её движения.
3. Установление количества конвейерных ставов и перегрузочных узлов в расчетном звене конвейерной системы.
4. Определение возможной производительности расчетного звена конвейерной системы при последовательном соединении элементов.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 333-353; 2, с. 95-132; 5, с. 256-265; 6, с. 240-296] изучить основные технологические параметры ленточных конвейеров, условия и область их эксплуатации, а также методику расчета производительности.

Исходные условия

Общие условия:

- транспортирование горных пород ленточным конвейером с резинотросовой лентой;
- последовательное соединение элементов в расчетном звене конвейерной системы.

В соответствии с вариантом (табл. 3.1) задаются:

- наименование транспортируемых пород;
- насыпная плотность $\gamma_н$, т/м;
- абразивность пород (неабразивные, малоабразивные, абразивные, высокоабразивные);
- годовой объем пород в целике, перемещаемый расчетным звеном конвейерной системы $A_г$, тыс. м^3/год; ;
- содержание кусков максимального размера ($a_{max} \geq 450$ мм) μ, %;
- назначение расчетного звена конвейерной системы (забойный, сборочный, подъёмный, магистральный);
- длина расчетного звена $L_з$, м;
- угол наклона расчетного звена α, град;
- угол наклона боковых роликов роликоопоры грузовой ветви конвейера β, град;

– режим работы конвейера.

Таблица 3.1

Исходные данные для расчетов к работе № 3

«Расчет параметров ленточных конвейеров и определение их производительности»

№ задания	Характеристика пород			Объём перемещаемых пород $A_г$ тыс. $м^3$/год	μ, %	Параметры расчетного звена				Режим работы конвейера, (сутки × смены × часы)
	наименование	$\gamma_н$, $т/м^3$	абразивность *			назначение	$L_з$, м	α, град	β, град	
1	Апатит (полускальная порода)	1,9	A	1700	17	Сборочный	400	17	40	180×2×8
2		1,9	A	2700	16	Магистральный	2500	0	40	180×2×8
3		1,9	A	3500	17	Подъёмный	1500	16	40	180×3×8
4	Вскрышные скальные породы	2,6	B	4100	17	Забойный	800	0	35	180×2×8
5		2,6	B	6700	18	Забойный	600	0	35	180×2×8
6		2,6	B	1000	17	Магистральный	3000	0	35	180×2×8
7	Песок сухой (рыхлая порода)	1,5	M	10800	0	Подъёмный	1000	15	30	180×2×8
8		1,5	M	7600	0	Забойный	400	0	30	180×1×8
9		1,5	M	13800	0	Сборочный	400	0	30	250×1×8
10	Уголь каменный	0,8	M	14700	13	Сборочный	600	0	35	250×2×8
11		0,8	M	11200	10	Забойный	600	0	35	250×2×8
12		0,8	M	8700	16	Магистральный	2000	0	35	250×2×8
13	Глина сырая	1,8	H	2800	14	Подъёмный	1000	15	30	180×3×8
14		1,8	H	6000	16	Забойный	600	0	30	250×2×8
15		1,8	H	2600	17	Сборочный	600	0	30	250 ×1×8
16	Соль каменная	1,5	M	3200	9	Забойный	500	0	35	250×2×8
17		1,5	M	4500	9	Сборочный	500	0	35	250×2×8
18		1,5	M	5200	12	Подъёмный	1000	17	35	250×2×8
19	Известняк	1,6	A	2200	16	Забойный	600	0	40	250×3×8
20		1,6	A	3500	16	Сборочный	400	0	40	180×2×8
21		1,6	A	1700	14	Подъёмный	800	18	40	250×1×8
22	Галька влажная	2,0	M	3000	0	Сборочный	300	0	40	250×1×8
23		2,0	M	2800	0	Подъёмный	800	16	40	250×2×8
24		2,0	M	1800	0	Магистральный	2000	0	40	250×2×8
25		2,0	M	4800	0	Забойный	600	0	40	250×2×8

* H – неабразивные; M – малоабразивные; A – абразивные; B – высокоабразивные

Порядок выполнения работы

1. В зависимости от характеристик транспортируемых пород (плотности и абразивности) по табл. 3.2 выбирается тип конвейерной ленты.

Таблица 3.2

Условия применения резинотросовых лент (РТЛ)

Тип ленты	Расчетная прочность ленты, Н/мм	Характеристика транспортируемых горных пород
РТЛ-1500	1500	Неабразивные
РТЛ-2500	2500	Малоабразивные
РТЛ-3150, РТЛ-4000	3150, 4000	Абразивные
РТЛ-5000, РТЛ-6000	5000, 6000	Высокоабразивные

2. Определяется необходимая ширина конвейерной ленты и скорость её движения.

2.1. Рассчитывается необходимая часовая производительность конвейера по разрыхленной горной массе $Q_ч$, м^3/ч:

$$Q_ч = \frac{A_г k_н}{n_р n_{см} T_{см}} k_р, \qquad (3.1)$$

где $A_г$ – годовой объем пород в целике, перемещаемый расчетным звеном конвейерной системы, м^3/год; $k_н$ – коэффициент неравномерности работы карьера ($k_н$=1,15…1,25); $n_р$ – число рабочих дней в году; $n_{см}$ – количество смен в сутки; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; $k_р$ – коэффициент разрыхления породы на ленте конвейера ($k_р$= 1,1…1,2 для рыхлых пород; $k_р$= 1,2…1,3 для полускальных пород; $k_р$= 1,3…1,5 для скальных пород).

2.2. По часовой производительности конвейера рассчитывается необходимая ширина конвейерной ленты $B_л$, м:

$$B_л = 1{,}1\left(\sqrt{\frac{Q_ч}{C_п v k_у}} + 0{,}05\right), \qquad (3.2)$$

где $C_п$ – коэффициент производительности конвейера, зависящий от формы поперечного сечения груза на ленте (коэффициент наполнения лотка конвейера) (табл. 3.3, 3.4); v – скорость движения ленты, м/с (принимается по данным табл. 3.5 в зависимости от физико-механических свойств пород и требуемой производительности конвейера; k_y – коэффициент, учитывающий необходимость снижения высоты породы на ленте при угле наклона конвейера $\alpha \geq 12°$ (табл. 3.6).

Таблица 3.3

Значения коэффициента $C_п$ на ленте с трехроликовой опорой

Угол породы на ленте φ, град	Значение коэффициента $C_п$ при угле наклона боковых роликов β, град			
	20	30	35	45
10	390	475	510	560
15	470	550	580	625

20	550	625	650	690

Таблица 3.4

Значения угла откоса породы на движущейся ленте

Горная порода	Угол откоса породы на ленте φ, град	Наибольший угол наклона конвейера α, град
Апатит	10	24
Галька влажная	15	18
Глина сырая	15—20	18—26
Известняк	15	16—18
Песок сухой	15	16—20
Песок влажный	18—20	20—25
Порода вскрышная скальная	15—20	17
Соль каменная	15—20	18—23
Уголь каменный	18—20	18

Таблица 3.5

Скорость движения конвейерной ленты

Производительность конвейера $Q_ч$, м^3 /ч	Скорость ленты (v,м/с) при транспортировании пород	
	рыхлых	полускальных и скальных
400—750	2,0—3,0	1,5—2,5
1000—2200	3,0—4,0	2,0—3,0
2500—5000	3,0—5,0	2,5-4,0
6000—8500	4,0—7,0	2,5—4,5

Таблица 3.6

Значения коэффициента $k_у$ в зависимости от угла наклона конвейера

Угол наклона конвейера α, град	0	12	14	18
$k_у$	1	0,98	0,96	0,92

2.3. Производится проверка ширины ленты по кусковатости транспортируемой горной массы:

– при содержании в транспортируемой массе кусков максимального размера μ < 15 %

$$B_л \geq (2{,}3 - 2{,}5)a_{max}; \quad (3.3)$$

– при содержании кусков μ >15 %

$$B_л \geq (3{,}3 - 4{,}0)a_{max}, \quad (3.4)$$

где $B_л$ – ширина конвейерной ленты, м; a_{max} – размер максимального куска, м (a_{max} = 0,40…0,45 м).

Из значений ширины конвейерной ленты $B_л$, полученных в пунктах 2.2 и 2.3, выбирается большее и округляется до стандартного значения (табл. 3.7).

2.4. Производится окончательный выбор типа ленты по табл. 3.7 и приводится её техническая характеристика.

Таблица 3.7

Техническая характеристика резинотросовых лент

Параметр	Тип ленты РТЛ					
	-1500У	-2500	-3150	-4000	-5000	-6000
Расчетная прочность ленты, Н/мм	1500	2500	3150	4000	5000	6000
Диаметр троса, мм	6	7,5	8,25	10,6	10,6	12,9
Шаг троса в ленте, мм	15±1,5	14±1,5	14±1,5	20±1,5	17±1,5	18±1,5
Расчетная толщина наружных резиновых обкладок, мм	8	10	10	10	10	14; 16 с рабочей стороны; 8 – с нерабочей
Общая толщина ленты, мм	22	26	29	31	31	35; 37
Расчетная масса 1 м^2 ленты, кг	33	43	49	55	58	70; 72
Расстояние от центра крайнего троса до борта ленты, мм	25	25	25	30	30	30
Ширина ленты, мм	1000±20 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	1000±20 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	– 1200±20 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1600±20 1800±20 2000±20	– – 1800±14 2000±14 2500±15

3. В соответствии с принятой шириной конвейерной ленты, скорости её движения, угла наклона конвейера и видом перемещаемой горной массы определяется расчетная производительность конвейера $Q_р$, м^3/ч:

$$Q_р = 3600Fv\,k_а\,, \qquad (3.5)$$

где F– площадь поперечного сечения материала на ленте, м^2; v – скорость ленты, м/с; $k_а$ – поправочный коэффициент, учитывающий снижение площади поперечного сечения материала на ленте наклонного конвейера ввиду обратного осыпания груза (табл. 3.8).

Таблица 3.8

Значение коэффициента $k_а$

Угол наклона конвейера а, град	0 –10	12	16	18	20	24
$k_а$	1,00	0,98	0,95	0,93	0,92	0,90

При трехроликовой опоре площадь поперечного сечения материала на ленте (F, м^2) определяется из следующих выражений (рис. 3.1):

$$F = F_1 + F_2; \qquad (3.6)$$

$$F_1 = \frac{(a + 2b_1 \cos\beta)^2}{4} \operatorname{tg}\varphi; \quad (3.7)$$

$$F_2 = ab_1 \sin\beta + b_1^2 \sin\beta \cos\beta, \quad (3.8)$$

где a – длина среднего ролика, м; b – длина бокового ролика, м; β – угол наклона боковых роликов, град; b_1 – часть длины бокового ролика, занятая грузом, м; φ – угол откоса породы на ленте, град.

$$a = b. \quad (3.9)$$

$$b_1 \approx b - (0{,}05 \div 0{,}10). \quad (3.10)$$

Параметры роликов конвейерных лент приведены в табл. 3.9.

Таблица 3.9

Параметры роликов конвейерных лент

Ширина ленты $B_л$, мм	800; 1000	1200;1600	1800; 2000
Длина ролика b, мм	300–350	425–500	550–700

4. В соответствии с расчетной производительностью конвейера, назначением расчетного звена и принятой шириной конвейерной ленты выбирается тип конвейера и приводится его техническая характеристика (табл. 3.10).

Таблица 3.10

Техническая характеристика ленточных конвейеров для открытых горных работ

Конвейер	Ширина ленты $B_л$, мм	Скорость ленты v, м/с	Производительность по разрыхленной горной массе $Q_р$, м^3/ч	Длина става $L_с$, м
КЛ-600	1000	2,60	600	250; 400; 600
КЛ-800	1200	2,58	800	250; 400; 500; 800
КЛКЗ-1,2	1200	3,56	1500	250; 400; 500; 800
КЛКО-1,2	1200	3,56	1500	250; 400; 500; 750
КЛКМ-1,2	1200	3,56	1500	250; 400; 500; 800
КЛКЗ-1,6	1600	3,56	4000	400; 800
КЛКЗ-1,8	1800	4,35	5000	400; 800
КЛКО-1,8	1800	4,35	5000	700
КЛН-2,0	2000	3,15	4000	450
КЛМ-2,0	2000	3,15	4000	1750
КЛО-2,0	2000	3,15	4000	1900

Примечание: В моделях КЛ-600 и КЛ-800 КЛ – конвейер ленточный универсальный; 600, 800 – часовая производительность в м^3/ч; в моделях КЛКЗ, КЛКО, КДКМ, КЛК – карьерный ленточный конвейер, цифры 1,2; 1,6; 1,8; 2,0 указывают ширину ленты в м; буквы З, О, М означают забойный, отвальный, магистральный; в моделях КЛН, КЛМ, КЛО – конвейер ленточный, буквы Н, М, О означают наклонный, магистральный отвальный

5. Определяется количество конвейерных ставов и количество перегрузочных узлов в расчетном звене конвейерной системы. Количество ставов $n_с$, шт.:

$$n_с = L_з / L_с, \quad (3.11)$$

где $L_з$ –длина расчетного звена, м; $L_с$ – длина става, м (принимается по табл. 3.10).

В технической характеристике приведены максимальные значения длины става, которую можно уменьшить с учетом длины расчетного звена конвейерной линии.

Полученное значение количества ставов округляется до ближайшего большего целого числа, которое принимается за расчетное число ставов $n_{ср}$. Уточняется длина става $L_{ср}$, м:

$$L_{ср} = L_з / n_{ср}, \quad (3.12)$$

где $L_{ср}$ – расчетная длина става, м; $L_з$ – длина расчетного звена конвейерной линии, м; $n_{ср}$ – расчетное число ставов.

Число перегрузочных узлов системы $n_п$, шт.

$$n_п = n_{ср}. \quad (3.13)$$

6. Определяется возможная годовая производительность расчетного звена конвейерной системы $Q_г$, м^3/год:

$$Q_г = Q_р T_{пл} k_г, \quad (3.14)$$

где $Q_р$ – расчетная производительность конвейера, м^3/ч; $T_{пл}$ – планируемое время работы конвейеров в году, ч; $k_г$ – коэффициент готовности системы конвейеров (расчетного звена) к работе.

$$T_{пл} = T_к k_и , \quad (3.15)$$

где $T_к$ – календарное время работы в году, ч (определяется в соответствии с режимом работы конвейерной системы); $k_и$ – коэффициент использования во времени ($k_и$ = 0,80÷0,90).

Коэффициент готовности $k_г$:

$$k_г = k_{г1} k_{г2} \ldots k_{г\,(n\text{-}1)} k_{гn} , \quad (3.16)$$

где $k_{г1}$ … $k_{гn}$ – коэффициенты готовности каждого из соединенных последовательно элементов системы (табл. 3.11); n – количество элементов системы

$$n = n_{ср} + n_{п.} \quad (3.17)$$

Таблица 3.11

Коэффициенты готовности конвейерной системы

Элементы системы	$k_г$
Ленточные конвейеры при транспортировке рыхлых и скальных пород	0,96–0,97
Перегрузочный пункт	0,96–0,99

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А4, включающим схему к расчету площади поперечного сечения материала на ленте (рис. 3.1) и схему расчетного звена конвейерного транспорта (рис. 3.2). Чертежи выполняются в стандартных масштабах, на схемах указываются числовые значения параметров.

Исходные условия и технологические параметры конвейерной системы сводятся в таблицу (табл. 3.12).

Таблица 3.12

Технологические параметры конвейерной системы

Показатели	Значения
Исходные условия	
Годовой объем пород в целике, перемещенный расчетным звеном конвейерной системы $A_г$, тыс. м^3/год	
Наименование транспортируемых пород	
Насыпная плотность $\gamma_н$, т/м^3	
Абразивность	
Содержание кусков максимального размера μ, %	
Назначение расчетного звена системы	
Длина расчетного звена $L_з$, м	
Угол наклона расчетного звена α, град	
Угол наклона боковых роликов β, град	
Режим работы конвейера (сутки×смены×часы)	
Расчетные показатели	
Тип конвейера	
Тип конвейерной ленты	
Ширина ленты $B_л$, мм	
Скорость движения конвейерной ленты v, м/с	
Тип опоры	
Площадь поперечного сечения материала на ленте F, м^2	
Расчетная длина става $L_{ср}$, м	
Рас четное число ставов $n_{ср}$	
Коэффициент готовности системы $k_г$	
Расчетная производительность:	
часовая $Q_р$, м^3/ч	
годовая $Q_г$, м^3/год	

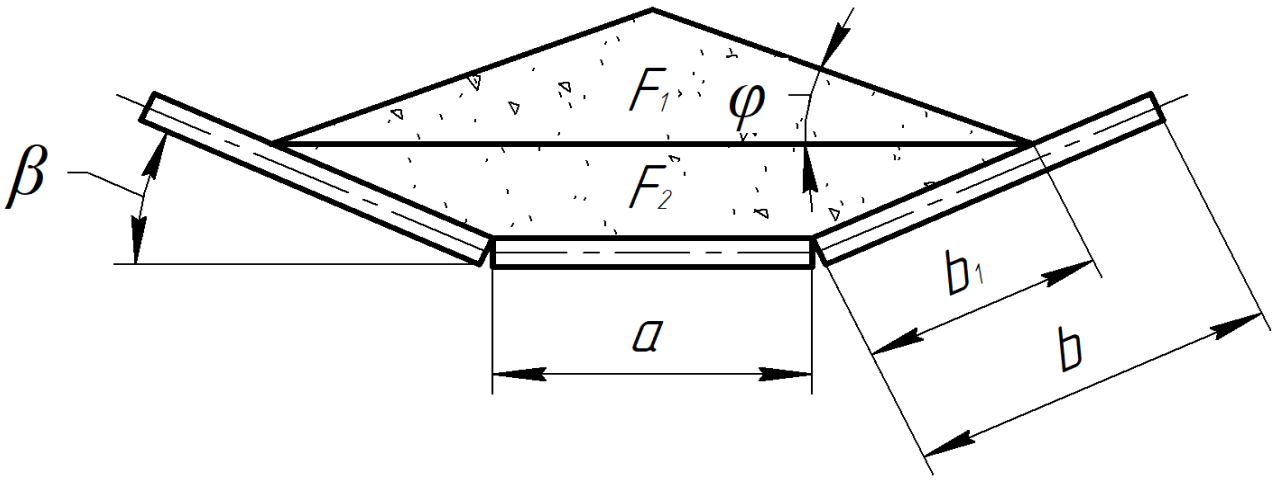


Рис. 3.1. Схема к расчету площади поперечного сечения материала на конвейерной ленте

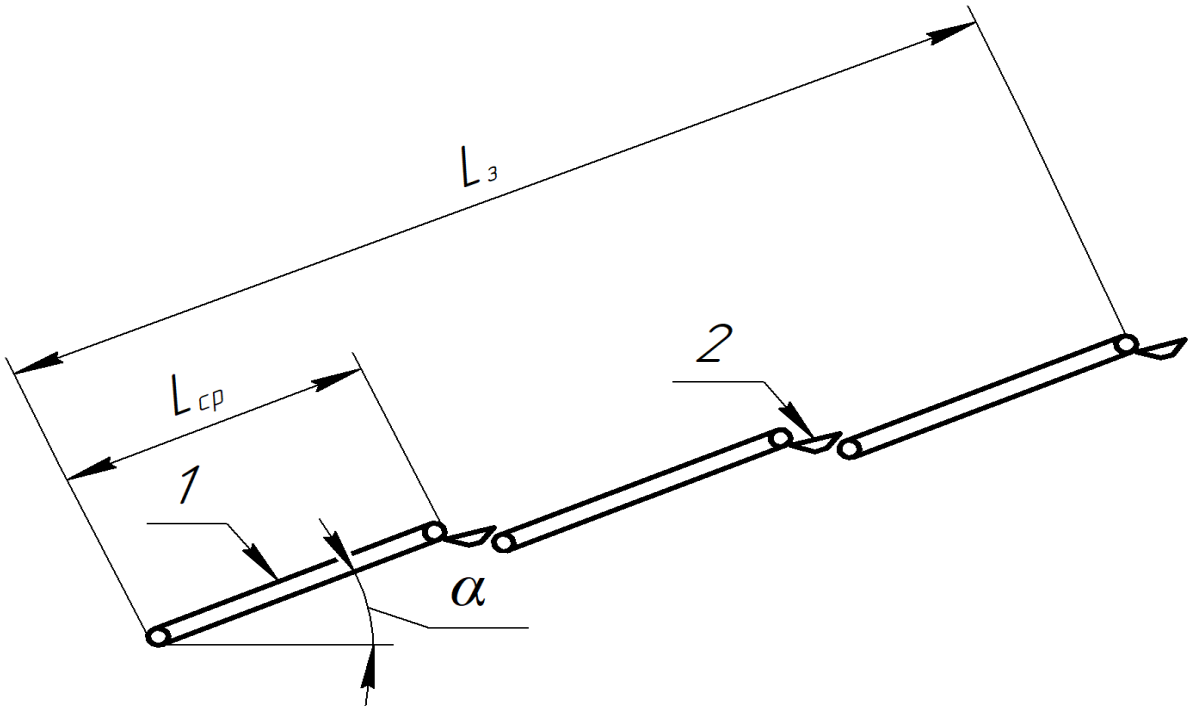


Рис. 3.2. Схема расчетного звена конвейерного транспорта:
1 – конвейерный став; *2* – перегрузочный узел
$L_з$ – длина расчетного звена системы, м; $L_{ср}$ – расчетная длина става, м;
α – угол наклона конвейера, град

Контрольные вопросы и задания

1. Назовите предпочтительную область применения конвейерного транспорта как самостоятельного способа перемещения горной массы.
2. Назовите предпочтительную область применения конвейерного транспорта как магистрального звена комбинированного карьерного транспорта.
3. Перечислите достоинства и недостатки конвейерного транспорта в карьерах.
4. Как подразделяются конвейеры в зависимости от своего назначения и места расположения в карьере?
5. Как различаются конвейерные ленты по типу каркаса?
6. Перечислите технологические параметры конвейерного транспорта.
7. Как определяется ширина конвейера, от каких факторов она зависит?
8. От каких факторов зависит скорость движения конвейерных лент, в каком диапазоне она изменяется?
9. Какой максимальный угол подъёма допускается для ленточных конвейеров и крутонаклонных конвейеров в различно конструктивном исполнении?
10. При каком угле наклона конвейера необходимо учитывать снижение высоты насыпки породы при расчете ширины конвейерной ленты?
11. Как определяется часовая и годовая производительность конвейера, от каких факторов она зависит?

Практическая работа № 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕСТА РАЗМЕЩЕНИЯ ПЕРЕГРУЗОЧНОГО ПУНКТА ПРИ АВТОМОБИЛЬНО-ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

Цель работы: освоить методику определения места размещения перегрузочного пункта при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте.

Задачи работы:

1. Расчет расстояния транспортирования и высоты подъема горной массы сборочным (автомобильным) и магистральным (железнодорожным) транспортом при различных вариантах размещения перегрузочного пункта по глубине карьера.
2. Расчет себестоимости и удельных капитальных затрат по отдельным звеньям транспорта, комбинированному транспорту в целом и открытой разработке месторождения.
3. Выбор места размещения перегрузочного пункта по критерию максимального значения годовой рентабельности.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 372-379; 2, с. 138-144; 7, с. 10-45] изучить основные технологические параметры комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта, а также условия, область его применения и методику определения глубины размещения перегрузочных пунктов.

Исходные условия

Общие условия:

- высота уступа для всех вариантов $H_у$ = 15 м;
- удельная ценность руды $Ц_р$, руб/т:
  - четные варианты – 1000;
  - нечетные варианты – 1200;
- нетранспортная составляющая себестоимости открытой разработки $С_д$, руб/т:
  - четные варианты – 320;
  - нечетные варианты – 400;
- нетранспортная составляющая удельных капитальных затрат на открытую разработку $К_д$, руб/т:

  четные варианты – 250;

  нечетные варианты – 300;

В соответствии с вариантом (табл. 4.1) задаются:

- годовой объем перевозок $A_к$, млн. т/год;
- число рабочих уступов $n_р$, шт.;
- число нерабочих уступов $n_{нр}$, шт.;

– расстояние откатки по горизонтальному участку железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики $l_{\text{о}}^{\text{ж}}$, км;
– расстояние откатки автотранспортом по верхнему рабочему уступу $l_{\text{о}}^{\text{а}}$, км;
– модель автосамосвала;
– грузоподъемность автосамосвала $q_{\text{а}}$, т.

Таблица 4.1

Исходные данные к практической работе № 4
«Определение места размещения перегрузочного пункта при автомобильно-железнодорожном транспорте»

№ задания	Объем перевозок $A_{\text{к}}$, млн. т/год	Число уступов		Расстояние откатки по горизонтальному участку трассы, км		Модель и грузоподъемность автосамосвала
		рабочих $n_{\text{р}}$	нерабочих $n_{\text{нр}}$	$l_{\text{о}}^{\text{ж}}$	$l_{\text{о}}^{\text{а}}$	
1	10	4	8	2,5	1,2	БелАЗ-7547 (45 т)
2						
3		6	10		1,4	
4						
5	15	4	10	4,0	0,9	БелАЗ-7540А (30 т)
6						
7		2	12		1,6	
8						
9	20	8	8	1,2	1,0	БелАЗ-7549 (80 т)
10						
11		8	10		1,5	
12						
13	25	4	4	2,0	0,8	БелАЗ-7513 (130 т)
14						
15		6	2		1,3	
16						
17	30	2	4	3,5	1,0	БелАЗ-7547 (45 т)
18						
19		6	8		0,9	
20						
21	35	4	10	5,0	1,4	БелАЗ-7549 (80 т)
22						
23		8	12		1,0	
24						
25	32	4	7	4,5	0,8	БелАЗ-7540А (30 т)

Порядок выполнения работы

1. Назначаются три варианта размещения перегрузочных пункта на глубине карьера:

1) на нижнем нерабочем уступе;
2) в центре нерабочей зоны карьера;
3) на поверхности карьера (рис. 4.1).

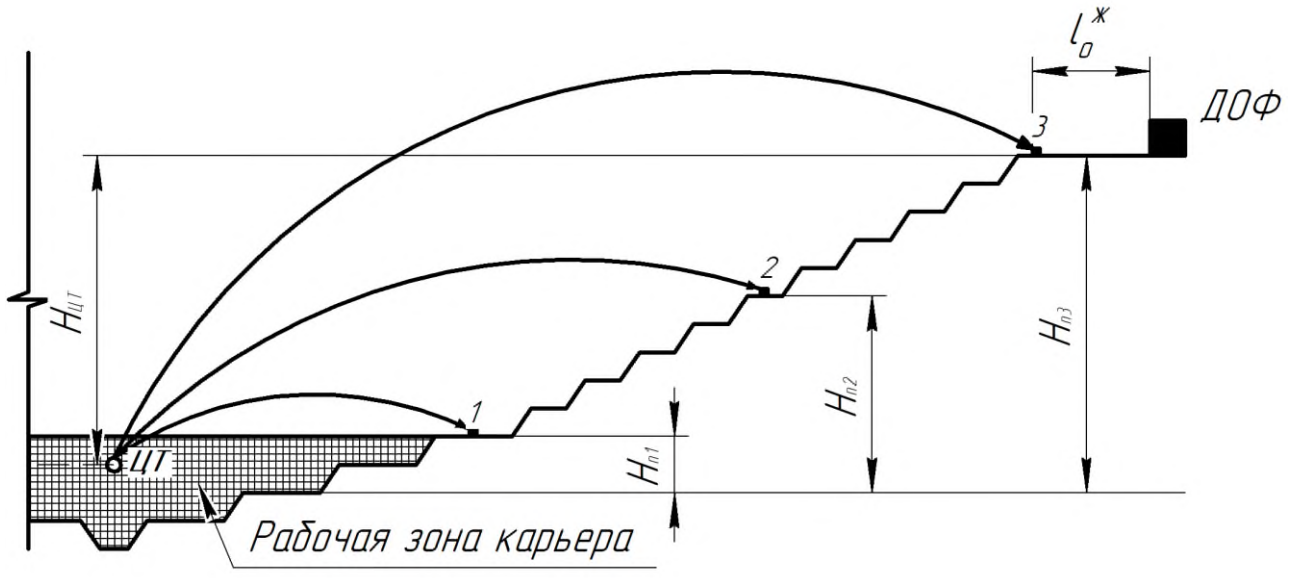


Рис. 4.1. Схема к выбору места расположения перегрузочного пункта:
$H_{цт}$ – глубина центра тяжести перевозок сборочным автотранспортом, м; *1, 2 , 3* – варианты размещения перегрузочного пункта по глубине карьера; $H_{п1}$, $H_{п2}$, $H_{п3}$ – высота подъема горной массы сборочным автотранспортом при различных вариантах размещения перегрузочного пункта, м; $l_о^ж$ – расстояние откатки железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики

2. Определяется глубина размещения перегрузочного пункта по вариантам $H_{п.п}$, м:

$$1)\ H_{п.п\ 1} = H_у n_{нр}; \quad (4.1)$$

$$2)\ H_{п.п\ 2} = H_у n_{нр}/2; \quad (4.2)$$

$$3)\ H_{п.п\ 3} = 0. \quad (4.3)$$

3. Определяется глубина центра тяжести перевозок сборочным автотранспортом $H_{ц.т}$, м:

$$H_{цт} = H_у\left(\frac{n_р}{2} + n_{нр}\right). \quad (4.4)$$

4. Рассчитываются длина откатки каждым видом транспорта по вариантам размещения перегрузочного пункта l, км:

4.1. Руководящий уклон съездов принимается для автомобильного транспорта $i_р$ = 80 ‰, для железнодорожного – $i_р$ = 40 ‰.

4.2. Коэффициент развития трассы принимается для автомобильного транспорта $k_{р.т}$ = 1,15÷1,20, для железнодорожного транспорта $k_{р.т}$ = 1,4÷2,0.

4.3. Определяются высота подъема горной массы различными видами транспорта $H_п$, м:

– для автомобильного транспорта

1) $H_{п1} = H_{ц.т} – H_{п.п\ 1}$; (4.5)

2) $H_{п2} = H_{ц.т} – H_{п.п\ 2}$; (4.6)

3) $H_{п3} = H_{ц.т} – H_{п.п\ 3}$; (4.7)

– для железнодорожного транспорта

1) $H_{п1} = H_{п.п\ 1}$; (4.8)

2) $H_{п2} = H_{п.п\ 2}$; (4.9)

3) $H_{п3} = H_{п.п\ 3}$. (4.10)

4.4. Рассчитывается длина подъемного участка трассы для каждого вида транспорта l_i, км:

$$l_i = (H_п/i_р)k_{р.т}, \quad (4.11)$$

где $H_п$ – высота подъема горной массы, м; $i_р$ – уклон съезда, ‰; $k_{р.т}$ – коэффициент развития трассы.

4.5. Рассчитывается общая длина откатки каждым видом транспорта по вариантам размещения перегрузочного пункта l, км:

$$l = l_i + l_о, \quad (4.12)$$

где $l_о$ – расстояние откатки по горизонтальному участку трассы, км.

5. Рассчитывается себестоимость транспортирования горной массы и себестоимость открытой разработки по вариантам размещения перегрузочного пункта.

5.1. Себестоимость транспортирования автомобильным транспортом $С_а$, руб/т:

$$С_а \approx \frac{25}{A_к^{0,25}} + (l-1)(5+0{,}06q_а), \quad (4.13)$$

где $A_к$ – объем перевозок, млн. т/год; l – расстояние транспортирования, км; $q_а$ – грузоподъемность автосамосвала, т.

5.2. Себестоимость транспортирования железнодорожным транспортом $С_ж$, руб/т:

$$С_ж \approx 2/A_к^{0,2} + 4l^{0,7}. \quad (4.14)$$

5.3. Себестоимость транспортирования комбинированным транспортом $С_{к.т}$, руб/т:

$$С_{к.т} = С_а + С_ж. \quad (4.15)$$

5.4. Себестоимость открытой разработки $С_р$, руб/т:

$$С_р = С_{к.т} + С_д, \quad (4.16)$$

где $С_д$ – нетранспортная составляющая себестоимости открытой разработки, руб/т.

6. Рассчитываются удельные капитальные затраты на транспортирование горной массы и открытую разработку по вариантам размещения перегрузочного пункта.

6.1. Удельные капитальные затраты на автомобильный транспорт $К_а$, руб/т:

$$К_а = \frac{90}{A_к^{0,2}} + 12(l-1). \quad (4.17)$$

6.2. Удельные капитальные затраты на железнодорожный транспорт $К_ж$, руб/т:

$$К_ж = \frac{240}{A_к^{0,5}} + \frac{30(l-1)}{A_к}. \quad (4.18)$$

6.3. Удельные капитальные затраты на комбинированный транспорт $К_{кт}$, руб/т:

$$К_{к.т} = К_а + К_ж. \quad (4.19)$$

6.4. Удельные капитальные затраты на открытую разработку $К_р$, руб/т:

$$К_р = К_{к.т} + К_д, \quad (4.20)$$

где $К_д$ – нетранспортная составляющая удельных капзатрат на открытую разработку, руб/т.

7. Рассчитывается значение рентабельности капитальных вложений по вариантам размещения перегрузочного пункта *R*:

$$R = (Ц_р - С_р)/К_р, \quad (4.21)$$

где $Ц_р$ – удельная ценность руды, руб/т.

Оптимальным считается вариант, соответствующий максимальному значению *R*.

8. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию (табл. 4.2), расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Результаты расчетов заносятся в табл. 4.3.

Таблица 4.2

Исходные условия по варианту задания

Показатели	Значение
Вариант задания	
Годовой объем перевозок $A_к$, млн. т/год	
Высота уступа $H_у$, м	
Число уступов, шт.: рабочих $n_р$ нерабочих $n_{нр}$	
Расстояние откатки железнодорожным транспортом от борта карьера до дробильно-обогатительной фабрики $l_о^ж$, км	
Расстояние откатки автотранспортом по верхнему рабочему уступу $l_о^а$, км	
Модель автосамосвала	
Грузоподъемность автосамосвала $q_а$, т	
Удельная ценность руды $Ц_р$, руб/т	
Нетранспортная составляющая, руб/т: себестоимости разработки $С_д$ удельных капитальных затрат $К_д$	

Графическая часть представляется одним листом формата А4, содержащим схему к выбору места расположения перегрузочного пункта (см. рис. 4.1). чертеж выполняется в стандартном масштабе, на чертеже указываются числовые значения параметров.

Таблица 4.3

Результаты расчета вариантов размещения перегрузочного пункта

Показатели	Значения по вариантам размещения перегрузочного пункта и видам транспорта					
	1		2		3	
	авто	ж.д.	авто	ж.д.	авто	ж.д.
1. Глубина размещения перегрузочного пункта $H_{п.п}$, м						
2. Глубина центра тяжести автоперевозок Ц$_{цт}$, м						
3. Расчетные показатели длин откатки:						
3.1. Уклон съездов $i_р$, ‰						
3.2. Коэффициент развития трассы $k_{р.т}$						
3.3. Высота подъема горной массы $H_п$, м						
3.4. Длина участка подъема, км $l_i = (H_п / i_с) k_{р.т}$						
3.5. Длина откатки по горизонтали $l_о$, км						
3.6. Общая длина откатки $l = l_i + l_о$, км						
4. Себестоимость, руб/т :						
4.1. Звеньев транспорта $С_а$, $С_ж$						
4.2. Комбинированного транспорта $С_{к.т} = С_а + С_ж$						
4.3. Разработки $С_р = С_{к.т} + С_д$						
5. Удельные капитальные затраты, руб/т:						
5.1. Звеньев транспорта $К_а$, $К_ж$						
5.2. Комбинированного транспорта $К_{к.т} = К_а + К_ж$						
5.3. Разработки $К_р = К_{к.т} + К_д$						
6. Критерий $(Ц_р - С_р)/К_р$						

Принят вариант размещения перегрузочного пункта № _____.

Контрольные вопросы и задания

1. Перечислите достоинства и недостатки карьерного автомобильного транспорта.
2. Перечислите достоинства и недостатки карьерного железнодорожного транспорта.
3. Назовите предпочтительную область применения комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта в карьерах.

4. Перечислите достоинства и недостатки комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта.
5. Какие конструкции перегрузочных пунктов применяются при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте? Перечислите их достоинства и недостатки.
6. Из каких затрат складывается себестоимость транспортирования горной массы автомобильным и железнодорожным транспортом?
7. Как определяется шаг переноса перегрузочного пункта по высоте?
8. От каких факторов зависит продолжительность работы перегрузочного пункта на одном месте?
9. Как рассчитывается рентабельность капитальных вложений по вариантам размещения перегрузочного пункта?

Практическая работа № 5

РАСЧЕТ ПРОПУСКНОЙ И ПРОВОЗНОЙ СПОСОБНОСТИ КАРЬЕРНЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ ДОРОГ

Цель работы: освоить методику расчета пропускной и провозной способности карьерных железных дорог.

Задачи работы:

1. Расчет пропускной и провозной способности раздельных пунктов.
2. Расчет пропускной и провозной способности перегонов.
3. Расчет пропускной и провозной способности железной дороги, состоящий из трех раздельных пунктов и двух перегонов.
4. Оценка соответствия пропускной и провозной способности дороги расчетному сменному грузообороту и внесение изменений в её конструкцию.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 261-267; 2, с. 82-83] изучить основные технологические параметры и условия применения карьерного железнодорожного транспорта, а также методику расчета пропускной и провозной способности железных дорог.

Исходные условия

Общие условия:

- одиночная электровозная тяга;
- модель думпкара 2ВС-105;
- длина локомотива $l_л = 21{,}3$ м;
- длина вагона $l_в = 15{,}0$ м;
- продолжительность смены $T_{см}$, ч:
  - четные варианты – 8;
  - нечетные варианты – 12;
- коэффициент использования сменного времени $k_и = 0{,}90 \div 0{,}92$;
- коэффициент неравномерного движения поездов $k_{н.д} = 1{,}4 \div 1{,}5$;
- коэффициент пропуска хозяйственных поездов $k_х = 0{,}8$.

В соответствии с вариантом (табл. 5.1) задаются:

- масса поезда нетто $Q_п$, т;
- сменный грузооборот $Г_р$, тыс. т/смену;
- число путей на каждом раздельном пункте и перегоне $n_п$, шт.;
- длина перегона $l_{пер}$, км;
- скорость поезда на перегоне v_i, км/ч;
- система СЦБ на перегоне (п/а, а-2, а-3).

Таблица 5.1

Исходные данные к практической работе № 5

«Расчет пропускной и провозной способности железных дорог»

№ задания	Полезная масса поезда $Q_п$, т	$Г_р$, тыс. т/смену	Число путей на раздельных пунктах $n_п$			Параметры перегона 1				Параметры перегона 2			
			РП 1	РП 2	РП 3	число путей $n_п$	$l_{пер}$, км	v, км/ч	СЦБ	число путей $n_п$	$L_{пер}$, км	v_i, км/ч	СЦБ
1	420	6,0	3	3	4	1	2,4	24	Полуавтоматическая блокировка	2	2,6	20	а-3
2			4	2	3	2					1,8		п/а
3			5	2	3	1		18			2,0	30	а-3
4			4	4	3	2					1,6		п/а
5	525	7,5	4	5	3	1	3,2	32		2	2,0	24	а-3
6						2					3,2		п/а
7						1		16			4,0	28	а-3
8						2					2,8		п/а
9	630	6,5	3	3	4	1	1,8	30		2	3,0	24	а-3
10													
11			5	3	4			18				27	
12													
13	630	6,0	3	5	4	2	2,0	24		2	2,4	36	а-2
14													
15			5	3	4			30				24	
16													
17	525	8,0	4	5	3	1	1,2	18		2	5,0	30	а-3
18													
19				4	3			28				24	
20													
21	420	10,0	5	3	4	2	2,8	20		2	3,2	30	а-2
22													
23			4	3	5			24				32	
24													
25		9,0	5	3	4	2	3,0	30		2	3,5	32	а-3

Примечание. п/а – полуавтоматическая блокировка; а-3 – автоблокировка с 3-цветным светофором; а -2 – автоблокировка с 2-цветным светофором

Порядок выполнения работы

1. В соответствии с исходными данными и вариантом задания заполняется табл. 5.2.

Таблица 5.2

Параметры элементов трассы

Параметры	Перегоны		Раздельные пункты РП		
	1	2	1	2	3
Число путей $n_п$, шт.		2			
Длина $L_{пер}$, км			•	•	•
Скорость движения v, км/ч			•	•	•
Способ СЦБ	п/авт		•	•	•

Расчеты производятся на основании расчетной схемы трассы (рис. 5.1).

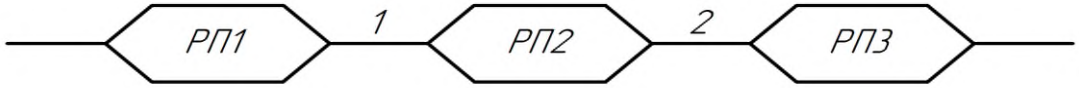


Рис. 5.1. Расчетная схема трассы:
РП1, РП2,РП3 – раздельные пункты; 1, 2 - перегоны

2. Рассчитывается пропускная способность раздельных пунктов (РП). Пропускная способность раздельных пунктов и железнодорожных станций определяется в зависимости от числа путей на раздельном пункте (станции) ($n_п$) в парах поездов (п.п.), пропускаемых за 8-часовую смену (табл. 5.3).

Таблица 5.3

Пропускная способность раздельных пунктов $P_р$

Число путей $n_п$, шт.	2	3	4	5	6 и более
$P_р$, п.п. за 8-часовую смену	10-12	13-18	19-24	25-36	37-48

$$P_р = f(n_п), \qquad (5.1)$$

где $P_р$ – пропускная способность раздельного пункта, п.п./смену; $n_п$ – число путей на раздельном пункте, шт.

Если $T_{см} \neq 8$ ч, то пропускная способность $\left(P'_р\right)$ определяется по формуле

$$P'_р = \frac{P_р T_{см}}{8}, \qquad (5.2)$$

где $P_р$ – пропускная способность раздельного пункта, определенная по табл. 5.3, п.п./смену; $T_{см}$ – фактическая продолжительность рабочей смены, ч.

3. Рассчитывается провозная способность раздельных пунктов $П_р$, т/смену:

$$П_р = P_р Q_п \cdot 10^{-3}, \qquad (5.3)$$

где $P_р$ – пропускная способность, п.п./смену; $Q_п$ – полезная масса поезда (масса поезда нетто), т.

4. Рассчитывается пропускная и провозная способность перегонов.

4.1. Перегон 1.

Пропускная способность $P_п$, п.п./смену:

$$P_п = \frac{T_{см} k_и k_х}{k_{н.д} T_и}, \qquad (5.4)$$

где $T_{п.см}$ – продолжительность смены, ч; $k_и$– коэффициент использования сменного времени; $k_х$ – коэффициент пропуска хозяйственных поездов; $k_{н.д}$ – коэффициент неравномерности движения поездов; $T_и$ – время интервала между поездами, ч.

Если на перегоне 1 путь , время интервала $T_и$, ч:

$$T_и = 2L_{пер} / v_i + \tau, \qquad (5.5)$$

где $L_{пер}$ – длина перегона, км; v – скорость, км/ч; τ – время на поездную связь, ч.

Если на перегоне 2 пути, время интервала $T_и$, ч:

$$T_и = L_{пер} / v + \tau. \quad (5.6)$$

На перегоне полуавтоматическая блокировка (п/а), поэтому время на поездную связь (τ) составляет:

τ = 6' – 8' (0,10 – 0,13 ч) – 1 путь;

τ = 2' – 3' (0,03 – 0,05 ч) – 2 пути.

Провозная способность перегона $П_п$, тыс. т/смену:

$$П_П = P_П Q_П \cdot 10^{-3}, \quad (5.7)$$

где $P_п$ – пропускная способность перегона, п.п./смену; $Q_п$ – полезная масса поезда, т.

4.2. Перегон 2 (на перегоне 2 пути).

4.2.1. При полуавтоматической блокировке расчет производится так же, как в п. 4.1.

4.2.2. При автоблокировке с 2-цветным светофором расчет пропускной способности производится по формуле (5.4), а время интервала между поездами ($T_и$, ч) определяется:

$$T_и = \frac{L_б + L_п}{v} \cdot 10^{-3}, \quad (5.8)$$

где $L_б$ – длина блок-участка, м ($L_б$ = 300÷400 м); $L_п$ – длина поезда, м; v – скорость движения поезда, км/ч.

Длина поезда $L_п$, м:

$$L_п = n_в l_в + l_л, \quad (5.9)$$

где $l_в$ – длина вагона, м; $l_л$ – длина локомотива $n_в$ – количество вагонов в составе, шт.

$$n_в = Q_п/105, \quad (5.10)$$

где $Q_п$ – полезная масса поезда, т.

4.2.3. При автоблокировке с 3-цветной сигнализацией расчет пропускной способности производится по формуле (5.4), а время интервала между поездами ($T_и$, ч) определяется:

$$T_и = \frac{2L_б + L_п}{v} \cdot 10^{-3}. \quad (5.11)$$

Провозная способность перегона 2 рассчитывается по выражению (5.7).

5. Определяется пропускная и провозная способность железной дороги, которая лимитируется элементом с минимальной пропускной (провозной) способностью ($P_д$, п.п./смену и $П_д$, тыс. т/смену).

6. Производится сравнение расчетной провозной способностью дороги ($П_д$, тыс. т/смену) с заданным сменным грузооборотом ($Г_р$, тыс. т/смену).

Если $П_д \geq Г_р$, то делается вывод о достаточности провозной способности, расчеты завершаются, а результаты заносятся в табл. 5.4.

Если $П_д < Г_р$, то делается вывод о недостаточности провозной способности.

В этом случае в конструкцию дороги вводятся изменения и добиваются, чтобы $П_д \geq Г_р$. Разрешается менять количество путей ($n_п$) и способ СЦБ.

Изменения заносятся в табл. 5.5.

7. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Результаты расчетов заносятся в табл. 4.3.

Графическая часть представляется расчетной схемой трассы (см. рис. 5.1). результаты расчетов заносятся в табл. 5.4 и 5.5.

Таблица 5.4

Расчетные показатели пропускной и провозной способности железной дороги

Показатели	Значения
Пропускная способность раздельных пунктов $P_р$, п.п./смену: РП 1 РП 2 РП 3	
Провозная способность раздельных пунктов $П_р$, тыс. т в смену: РП 1 РП 2 РП 3	
Показатели режима движения: длительность смены $T_{см}$, ч коэффициент неравномерности движения $k_{н.д}$ коэффициент пропуска хозяйственных поездов $k_х$ коэффициент использования сменного времени $k_и$	
Параметры пропускной способности перегона 1: время на поездную связь τ, ч пропускная способность $P_{п1}$, п.п./смену провозная способность $П_{п1}$, тыс. т/смену	
Параметры пропускной способности перегона 2: время на поездную связь τ, ч длина блок-участка $L_б$, м длина поезда $L_п$, м пропускная способность $P_{п2}$, п.п./смену провозная способность $П_{п2}$, тыс. т/смену	
Расчетная пропускная способность дороги $P_д$, п.п./смену	
Провозная способность дороги $П_д$, тыс. т/смену	
Достаточность провозной способности (да, нет)	
Окончательная провозная способность $П_д$, тыс. т/смену	

Таблица 5.5

Изменения в конструкции железной дороги

Элемент дороги (раздельный пункт или перегон)	Суть изменения	Расчетное значение параметра		Полученные значения после изменения конструкции	
		P, п.п./смену	П, тыс. т/смену	*P*, п.п./смену	П, тыс. т/смену

Контрольные вопросы и задания

1. Из каких элементов состоит трасса карьерного железнодорожного транспорта?
2. Чем лимитируется пропускная (провозная) способность всей сети железнодорожных путей в карьере?
3. Как в практических расчетах определяется пропускная способность раздельных пунктов и станций?
4. В каких единицах оценивается пропускная и провозная способность железных дорог?
5. Как рассчитывается и от каких факторов зависит пропускная способность перегонов?
6. Как рассчитывается время интервала между поездами на однопутном и двухпутном перегоне?
7. Как рассчитывается время интервала между поездами на перегоне при автоблокировке с 2-цветным и 3-цветиным светофором?
8. Какие системы СЦБ применяются на железнодорожном транспорте в карьерах?
9. Какие дополнительные факторы учитываются при расчете фактической пропускной способности железных дорог?
10. Перечислите способы увеличения пропускной и провозной способности раздельных пунктов и перегонов.

Список использованной литературы

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы: Производственные процессы: учебник. – 7-е изд. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2010. – 512 с. (Классика инженерной мысли: горное дело).
2. Репин Н. Я., Репин Л. Н. Перемещение и складирование горных пород: учеб. пособие. – М.: Горная книга, 2013. – 221 с., илл. (Процессы открытых горных работ).
3. Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 355 с.
4. Мариев П. Л., Кулешов А. А., Егоров А. Н., Зырянов И. В. Карьерный автотранспорт: состояние и перспективы. – СПб.: Наука, 2004. – 429 с.
5. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. - М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2010. – 700 с., илл.
6. Галкин В. И., Шешко Е. Е. Транспортные машины: учебник для вузов. – М.: Горная книга, 2010. – 588 с.: илл.
7. Яковлев В. Л. Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров. – Новосибирск: Наука, Сиб. отд. РАН, 1989. – 240 с.

Содержание

Введение ……. 3

Практическая работа № 1. Расчет продолжительности транспортного цикла, производительности и парка автосамосвалов …… 4

Практическая работа № 2. Энергетическая оценка карьерного автотранспорта ……. 15

Практическая работа № 3. Расчет параметров ленточных конвейеров и определение их производительности ……..… 21

Практическая работа № 4. Определение места размещения перегрузочного пункта при автомобильно-железнодорожном транспорте… 30

Практическая работа № 5. Расчет пропускной и провозной способности карьерных железных дорог ……. 37

Список использованной литературы …… 43

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-
методическому комплексу

_____С.А.Упоров

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

Б1.В.09.10 ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть 1: Расчет параметров буровых работ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Стенин Ю.В., к.т.н., доцент

Одобрена на заседании кафедры	Рассмотрена методической горно-технологического факультета (ГТФ)
Разработки месторождений открытым способом	
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав. кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Лель Ю.И.	Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 337 от 19.04.2019	Протокол № 7 от 19.04.19
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 3
Общие положения и указания 3
Практическая работа № 1. Расчет параметров режима и производительности станков вращательного бурения 5
Контрольные вопросы 11
Практическая работа № 2. Расчет режимов и производительности станков шарошечного бурения 12
Контрольные вопросы 16
Практическая работа № 3. Расчет режимов и производительности станков ударно-вращательного бурения 17
Контрольные вопросы 20
Практическая работа № 4. Компьютерный расчет режимов и производительности буровых станков 21
Контрольные вопросы 23
Список использованных и рекомендуемых источников 24
Приложения 25
Приложение 1. Исходные данные к работе № 1 25
Приложение 2. Исходные данные к работе № 2 26
Приложение 3. Исходные данные к работе № 3 27
Приложение 4. Станки вращательного бурения 28
Приложение 5. Рекомендуемые значения частоты вращения инструмента при вращательном бурении 29
Приложение 6. Условия применения режущих долот 29
Приложение 7. Продолжительность основного и вспомогательного времени вращательного бурения, мин 30
Приложение 8. Коэффициенты снижения производительности шнековых буровых станков вращательного бурения в зависимости от высоты уступа (глубины скважины) 30
Приложение 9. Коэффициент снижения производительности буровых станков в зависимости от срока службы 30
Приложение 10. Нормативное годовое количество рабочих смен буровых станков 30
Приложение 11. Технические характеристики станков шарошечного бурения 31
Приложение 12. Выход горной массы с 1 м скважины (ориентировочные показатели) 40
Приложение 13. Типы и условия применения шарошечных долот 40
Приложение 14. Номенклатура выпускаемых шарошечных долот для горнорудной промышленности СССР 41
Приложение 15. Коэффициенты разбуривания скважин ($K_{раз}$) 41
Приложение 16. Рекомендуемые параметры режима бурения шарошечными долотами третьего поколения 42
Приложение 17. Размеры наружного диаметра буровых штанг ($d_{тр}$) для шарошечного бурения 42
Приложение 18. Техническая характеристика станков ударно-вращательного бурения 43
Приложение 19. Техническая характеристика бурового инструмента для ударно-вращательного бурения 45
Приложение 20. Значение коэффициента перебура ($K_{пер}$) 45

ВВЕДЕНИЕ

Руководство по выполнению практических работ разработано на основании учебной программы дисциплины СД.06 «Процессы открытых горных работ» для студентов специализацци «Открытые горные работы» (ОГР) направления 21.05.04 «Горное дело». Часть I. «Расчёт параметров буровых работ». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ по теме «Технология и механизация буровых работ», проводимых в 5-м семестре обучения, и необходимые информационно-справочные материалы.

Основная цель практических работ — формирование у студентов навыков определения технологических параметров буровых работ на основе современных научных и практических достижений в этой области, в том числе, методов автоматизированных расчётов.

Каждая практическая работа рассчитана на два академических часа при соответствующей подготовке студента.

Руководство предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

Общие положения и указания

Цель всякой производственной деятельности — получение максимальных результатов (как правило финансовой прибыли) при минимальных капитальных затратах и расходах трудовых и материальных ресурсов.

Применительно к буровым работам минимизация капитальных затрат может быть достигнута при формировании минимального по численности парка буровых станков, обладающих высокой технической надежностью и производительностью в конкретных климатических и горнотехнических условиях (свойства обуриваемого горного массива, параметры системы разработки, тип и мощность машин и оборудования в смежных процессах).

Минимизация трудовых и материальных ресурсов достигается за счет ряда организационных и технических факторов. К числу последних относятся параметры режима бурения, обеспечивающие высокую скорость и производительность бурения при минимальных расходах энергии, бурового инструмента и прочих материальных ресурсов.

При выполнении данного цикла практических работ студент по заданным исходным данным производит обоснованный выбор бурового станка на базе знаний, полученных к моменту обучения на данном этапе, расчет рациональных параметров режима бурения, производительности и парка буровых станков.

Выбор модели бурового станка обычно производится в комплексе с погрузочным оборудованием. Рациональным считается применение станков, бурящих скважины диаметром до 150—160 мм, совместно с экскаваторами мощностью 5 $м^3$ и менее; диаметром 200—250 мм — с экскаваторами 5—8 $м^3$; диаметром свыше 250 мм — с экскаваторами мощностью 12,5 $м^3$ и выше.

В реальной практике расчетные значения параметров режима бурения и производительности станков являются базовыми для дальнейшей корректировки и совершенствования их в конкретных фактических условиях работы.

Общий порядок выполнения работ (прочитать обязательно!)

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен изучить рекомендуемую литературу и соответствующие лекции, а также изучить порядок и алгоритм выполнения работы.

3. Практически работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных, приведённых в приложении. Номера вариантов определяется преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта — технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учетом качества оформления.

7. Отчёты по практических работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, ***полные*** *фамилия, имя и отчество студента-исполнителя*, также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1
РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РЕЖИМА И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТАНКОВ ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

Цель работы

Освоить методику расчета параметров режима вращательного бурения.

Задачи работы

1. Изучить методику расчета и выбора параметров режима бурения, производительности и парка станков вращательного бурения режущим буровым инструментом.

2. Выполнить расчет параметров режима бурения, производительности и парка станков.

3. Исследовать зависимость производительности бурового станка от параметров режима бурения.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [2, с. 48, 49], [6, с. 62—65, 80—85], [4, с. 23—31], [3, с. 62—69], [9, с. 40—46, 53—58, 72—75] изучить технологию и параметры режима вращательного бурения скважин режущим буровым инструментом.

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (Приложение 1).

2. Определить прочностные характеристики пород обуриваемого массива: коэффициент крепости f и предел прочности на сдвиг $\sigma_{сд}$, МПа, по заданному значению пределов прочности на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа

$$f = \sigma_{сж}/10;\ \sigma_{сд} = \sigma_{сж}/k,$$

где k изменяется от 6 до 13.

3. Рассчитать показатель буримости

$$П_б = 0{,}07\left(\sigma_{сж} + \sigma_{сд}\right) + 0{,}7\gamma, \qquad (1.1)$$

где γ — плотность породы, т/м^3.

4. Исходя из свойств пород, с учетом рекомендаций «Общих положений и указаний», по Приложению 4 выбрать модель бурового станка. *Обосновать принятые решения.*

5. Исходя из свойств горных пород, глубины скважины (высоты уступа) и технических возможностей бурового станка (Приложение 4), выбрать способ очистки скважины от буровой мелочи и буровую коронку (Приложение 6).

6. Рассчитать минимальную величину осевого усилия, которое обеспечивает разрушение забоя скважины, кН:

$$P_{\text{н}} = 3{,}5 d_{\text{д}} f m_{\text{д}} m_{\text{р}} F_{\text{у}}, \qquad (1.2)$$

где $d_{\text{д}}$ — диаметр долота, м;

$m_{\text{д}}$ — число лезвий долота;

$m_{\text{р}}$ — отношение длины линии контакта режущей кромки лезвия с породой к радиусу долота ($m_{\text{р}}$ = 0,7÷0,9 при сплошном лезвии, $m_{\text{р}}$ = 0,5÷0,7 при прерывистом лезвии — щелевой забой скважины);

$F_{\text{у}}$ — минимальная площадь притупления резцов долота, приходящаяся на 1 см длины лезвия (обычно $F_{\text{у}}$ = 1,2 мм^2/см — для пород с f = 2÷5 и $F_{\text{у}}$ = 1,5 мм^2/см — для пород с f = 6÷8).

7. Рассчитать значение эффективного осевого усилия, которое обеспечивает минимальную энергоемкость бурения, кН:

$$P_{\text{эф}} = K f d_{\text{д}} m_{\text{д}} m_{\text{р}} F_{\text{у}}, \qquad (1.3)$$

где K — коэффициент: для пород III и ниже класса абразивности по Л. И. Барону и А. В. Кузнецову K = 32,8, для пород IV, V и VI класса абразивности K = 18,37.

8. Сравнить полученное значение $P_{\text{н}}$ и $P_{\text{эф}}$ (кН) с техническими возможностями выбранного бурового станка, т. е. с обеспечиваемым станком максимальным осевым усилием ($P_{\max}$). Если они обеспечивают эффективное осевое усилие $P_{\text{эф}}$, т. е. $P_{\text{э}} < P_{\max}$, то принять за расчетное осевое усилие $P_{\text{р}} = P_{\text{э}}$ и выполнять п. 9. Если нет, то возвратиться к пунктам 5—8 и либо подобрать другой тип буровой коронки, конструкция которой согласно формулы (1.2) требует меньшего осевого усилия, либо другой станок, обеспечивающий большее значение $P_{\max}$, и соответствующую ему буровую коронку так, чтобы выполнялось условие $P_{\text{э}} < P_{\max}$. Если добиться выполнения этого условия не удается, то принять станок с максимальным значением $P_{\max}$ и $P_{\text{р}} = P_{\max}$.

9. Определить расчетную скорость вращения бурового става.

Если принят шнековый или шнеко-воздушный способ очистки скважины, то:

9.1. Сначала определить минимальную скорость вращения бурового става ($n_{\min}$, с$^{-1}$), обеспечивающую возможность транспортировки буровой мелочи:

$$n_{\min} = \sqrt{\frac{q[\cos\beta(\sin\alpha + f_1 \cos\alpha) - P]}{2\pi^2 f_2 D_{\text{с}}}}, \qquad (1.4)$$

где q — ускорение свободного падения (9,8 м/с^2);

α — угол подъёма винтовой линии шнека (для существующих буровых станков α = 10÷12 град.);

f_1 и f_2 — коэффициенты трения пород соответственно о спираль (сталь) шнека и о стенку скважины (породу): f_1 = 0,6 и f_2 = 0,9;

β — угол наклона скважины к вертикали, град.;

$D_{\text{с}}$ — диаметр скважины, м: $D_{\text{с}} = D_{\text{д}} K_{\text{раз}}$; $K_{\text{раз}}$ = 1,02÷1,06 (Приложение 16);

P — параметр, учитывающий давление струи воздуха при шнеко-воздушной очистке:

$$P = \frac{0{,}4\gamma_{\text{в}} v_{\text{с}}^{2}}{\gamma_{\text{п}} q d_r},$$

где $\gamma_{\text{в}}$ — плотность воздуха (1,3 кг/м^3);

$\gamma_{\text{п}}$ — плотность породы, кг/м^3;

d_r — максимальный диаметр частиц бурового шлама, м (при бурении режущим инструментом d_r = 0,01÷0,02 м);

v_c — скорость струи воздуха, м/с:

$$v_c = \frac{Q_{\text{в}}}{0{,}8 D_{\text{с}} (D_{\text{с}} - d_{mp})},$$

где $Q_{\text{в}}$ — расход воздуха для очистки скважины, м^3/с (согласно [11], оптимальное значение $Q_{\text{в}}$ рекомендуется равным 0,083 м^3/с);

d_{mp} — диаметр вала шнека (м) принять для СБР-125 d_{mp} = 0,065, для СБР-160 d_{mp} = 0,07, для СБР-200, СБШК-200, СБШ-200 d_{mp} = 0,09.

9.2. Ориентируясь на Приложение 5, принять расчетную скорость вращения бурового става (n_p) такую, чтоб соблюдалось условие $n_p > n_{min}$. Затем перейти к п. 10.

Если принят воздушный способ очистки скважины, то:

9.3. Ориентируясь на Приложение 5, принять расчетную скорость вращения бурового става (n_p) и перейти к п. 10.

10. Рассчитать техническую (с учетом вспомогательных операций) скорость бурения и механическую скорость бурения, которая учитывает время, затрачиваемое на выполнение основных операций бурения — разрушения забоя скважины и извлечения буровой мелочи, т. е. на углубление скважины.

Для определения технической скорости $v_{\text{т}}$ вращательного бурения академиком В. В. Ржевским предложена ([2]) формула, м/ч:

$$v_{\text{т}} = \frac{7{,}5 \cdot 10^{-2} P_{\text{р}} n_{\text{р}}}{\Pi_{\text{б}}^{2} d_{\text{д}}^{2}}, \qquad (1.5)$$

где $n_{\text{р}}$ — скорость вращения бурового става, с$^{-1}$; $P_{\text{р}}$ — в кН; $d_{\text{д}}$ — в м.

Тогда механическая скорость бурения определится так, м/ч:

$$v_{\text{м}}^{\text{ч}} = K \cdot v_{\text{т}} \cdot k_{\text{о}}, \qquad (1.6)$$

или, м/с

$$v_{\text{м}} = v_{\text{м}}^{\text{ч}} / 3600, \qquad (1.6')$$

где K — коэффициент перехода от технической к механической скорости, учитывающий исключение при оценке механической скорости затрат времени на вспомогательные операции (Приложение 7);

k_o — коэффициент, учитывающий способ очистки скважины от буровой мелочи (по данным профессора Катанова Б. А. [11], значение этого коэффициента в зависимости от условий бурения составляет: при шнековой очистке скважины 1,0; при воздушной 1,1—1,2; при шнеко-воздушной 1,4—1,6).

11. Определить и проверить условия эффективной очистки скважин от буровой мелочи.

Система очистки скважины от буровой мелочи из скважины должна иметь производительность, обеспечивающую своевременное удаление буровой мелочи, образующейся при бурении.

11.1. Применительно к шнековой и шнеко-воздушной системам очистки должно выполняться условие:

$$Q_{\text{ш}} \geq Q_{\text{б.м.}}, \tag{1.7}$$

где $Q_{\text{ш}}$ — производительность бурового шнека, м^3/с;

$Q_{\text{б.м.}}$ — объём буровой мелочи, образующейся при бурении, м^3/с.

Производительность бурового шнека является функцией от следующих факторов:

$$Q_{\text{ш}} = f\,(D_{\text{с}}, d_{\text{тр}}, S, v_{\text{ср.в}}, \psi), \tag{1.7′}$$

где $D_{\text{с}}$ и $d_{тр}$ — соответственно диаметр скважины и диаметр вала шнека, м (п. 9.1);

$v_{\text{ср.в}}$ — средняя расчётная скорость транспортирования буровой мелочи из скважины в процессе бурения, м/с;

S — шаг спирали шнека, м ($S = 0{,}8D_{\text{с}}$);

ψ — коэффициент заполнения шнека (ψ = 0,25÷0,3).

Объём буровой мелочи, образующейся при бурении, является функцией от следующих факторов:

$$Q_{\text{б.м.}} = f(D_{\text{С}}, k_{\text{р}}, v_{\text{м}}), \tag{1.7″}$$

где $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы ($k_{\text{р}}$ = 1,05÷1,15).

При подстановке в условие (1.7) конкретных выражений функций (1.7′) и (1.7″) получена формула для расчета максимальной механической скорости бурения ($v_{\text{м. max}}$, м/с), при которой будет соблюдаться условие (1.7):

$$v_{\text{м..max}} = \frac{(D_{\text{С}}^2 - d_{\text{тр}}^2)\Psi \sin\alpha}{2D_{\text{С}}k_{\text{р}}} \cdot \left[\pi n_{\text{р}}(2-\sin\alpha) - \sqrt{\frac{2q}{D_{\text{С}}f_2}((\sin\alpha + f_1)\cos\beta - P) + (\pi n_p f_1 \sin\alpha)^2}\right]. \tag{1.8}$$

Если $v_{\text{м}} > v_{\text{м.max}}$, надо, учитывая техническую характеристику выбранного бурового станка и формул (1.5) и (1.6), подобрать такие значения параметров $P_{\text{р}}$

и $n_р$, при которых рассчитанное по формуле (1.8) значение $v_{м.max}$ будет больше или равно $v_м$.

Полученные при этом новые значения $v_т$, $v_м$, $P_р$ и $n_р$ и будут принятыми параметрами режима бурения. Затем переходим к п. 12.

11.2. Применительно к воздушному способу очистки скважины эффективность очистки от буровой мелочи определяется расходом воздуха для выноса частиц шлама по кольцевому зазору затрубного пространства.

Требуемый расход воздуха рассчитывают, исходя из скорости витания наиболее крупной частицы, по формуле, м^3/с:

$$Q_в = v_в \frac{\pi}{4}(D_с^2 - d_{тр}^2), \tag{1.9}$$

где $v_в$ — полная скорость восходящего потока в затрубном пространстве, м/с:

$$v_в = 8 + v_{кр}, \tag{1.10}$$

где $v_{кр}$ — критическая скорость восходящего потока, обеспечивающая невесомость расчётной частицы буровой мелочи, м/с:

$$v_{кр} = 3\sqrt{d_r \frac{\gamma_п}{\gamma_в}}. \tag{1.11}$$

Требуемый расход воздуха (требуемая производительность компрессора) с учетом утечек по трещинам в обуриваемом массиве составит, м^3/с:

$$Q_{в.тр} = Q_в K_{п.в}, \tag{1.12}$$

где $K_{п.в}$ — коэффициент, учитывающий потери воздуха в обуриваемом массиве.

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
$K_{п.в}$	3,0	2,5	2,0	1,5	1,2

Полученное значение $Q_{в.тр}$ сравнить с производительностью штатных компрессоров 6ВКМ-25В (Q = 25 м^3/мин) и 7ВВ32/7 (Q = 32 м^3/мин), выбрать один из них и рассчитать обеспеченность станка воздухом для очистки скважины: $K_Q = Q / Q_{к.тр}$.

12. Рассчитать производительность бурового станка:

а) сменную, м/смену

$$A_{см} = v_т T_{см} k_н k_\beta k_т k_{ис} k_{ос}, \tag{1.13}$$

где $k_н$ — коэффициент, учитывающий глубину скважин $l_с = h_y + l_{пер}$ (Приложение 8);

$l_{пер}$ — длина перебура скважины; $l_{пер} = K_{пер} D_с$; где $K_{пер}$ — коэффициент (Приложение 20);

k_β — коэффициент, учитывающий угол наклона скважин к горизонту ($\beta_г$); $k_\beta = 0{,}95$, если $\beta_г \neq 90°$ и $k_\beta = 1$, если $\beta_г = 90°$;

$k_т$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость пород; для пород I категории трещиноватости $k_т = 0{,}90 \div 0{,}95$, в остальных случаях $k_т = 1$;

$T_{см}$ — продолжительность рабочей смены бурового станка, ч;

$k_{ис}$ — коэффициент использования рабочего времени бурового станка $k_{ис} = 0{,}85 \div 0{,}90$);

$k_{ос}$ — коэффициент, учитывающий способ очистки скважин (при шнековой очистке $k_{ос} = 1$; при шнеко-воздушной $k_{ос} = 1{,}2 \div 1{,}3$; при воздушной $k_{ос} = 1{,}15 \div 1{,}25$).

б) суточную, м/сутки

$$A_{сут} = A_{см} n_{см}, \tag{1.14}$$

где $n_{см}$ — количество рабочих смен станка в сутки;

в) годовую, м/год

$$A_{год} = k_t A_{см} n_г, \tag{1.15}$$

где k_t — коэффициент, учитывающий срок службы станка (Приложение 9); срок службы принять равным номеру варианта, деленному на три, но не более 5 лет;

$n_г$ — количество рабочих смен станка в году (Приложение 10); режим работы карьера принять самостоятельно.

13. Определить парк буровых станков.

а) списочный парк, шт.

$$N_{сп} = \frac{v_{год}}{v_{г.м} A_{год}}, \tag{1.16}$$

где $v_{год}$ — годовой объем обуриваемой (взрываемой) горной массы, м^3;

$v_{г.м}$ — выход горной массы с 1 м скважины, м^3/м (Приложение 12).

б) рабочий парк, шт.

$$N_{раб} = \frac{N_{сп}}{K_р}, \tag{1.17}$$

где $K_р$ — коэффициент резерва буровых станков:

$$K_р = \frac{n_{г.к}}{n_б},$$

где $n_{г.к}$ — календарное количество рабочих смен карьера:

$$n_{г.к} = (N_{к.д} - N_{в.д}) n_{см},$$

где $N_{к.д}$ — календарное число дней в году;

$N_{в.д}$ — количество выходных и праздничных дней в году (рассчитать в соответствии с принятым режимом работы карьера).

14. Исследовать зависимость сменной производительности бурового станка от режимных параметров ($P_р$ или $n_р$ согласно заданию). Для этого вычислить производительность для пяти значений аргумента ($P_р$ или $n_в$), используя формулы (1.7), (1.13). По результатам вычислений построить график.

15. Дать письменный ответ на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Какими параметрами определяется режим вращательного бурения?
2. Какими условиями определяется минимально допустимая и максимальная величина скорости вращения бурового става?
3. От каких факторов зависит величина эффективного осевого усилия?
4. Какими условиями определяется минимально допустимая и максимальная величина осевого усилия?
5. От каких факторов зависит сменная производительность бурового станка?
6. Перечислить вспомогательные операции при бурении. От чего зависит продолжительность этих операций?
7. В каких пределах изменяется рекомендуемая скорость вращения шнека?
8. В каких пределах изменяется техническая скорость вращательного бурения?
9. В каких пределах изменяется производительность вращательного бурения?
10. Перечислить модели станков вращательного бурения.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2
РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТАНКОВ ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

Цель работы

Освоить методику расчёта параметров режима шарошечного бурения.

Задачи работы

1. Изучить методику расчёта и выбора режимов шарошечного бурения.
2. Выполнить расчёт параметров режима бурения, производительности и парка станков.
3. Исследовать зависимости производительности бурового станка от параметров режима бурения.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо изучить соответствующий материал лекций и литературу: [2, с. 55—57], [3, с. 69—71, 76—79], [4, с. 31—52], [6, с. 94—110], [8, с. 62—106], [9, с. 46—53].

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (Приложение 2).
2. Определить прочностные характеристики пород обуриваемого массива: f, $\sigma_{сд}$, МПа (см. п.п. 2 и 3 практической работы № 1).
3. Рассчитать показатель буримости.
4. На основе исходных данных к работе выбрать модель бурового станка, долота и способ очистки скважины (Приложения 11, 13, 14). *Обосновать принятое решение.* Дать характеристику долота.
5. Рассчитать величину осевого усилия.

а) рациональную, кН

$$P_0 = 10^{-2} K П_б d_д, \qquad (2.1)$$

где $d_д$ — диаметр долота в мм;

K — коэффициент, учитывающий диаметр долота; K = 6÷8, большему значению диаметра долота соответствует больше значение K;

б) максимально допустимую по прочности долота, кН

$$P_{max} = 10^{-4} \cdot 55 \cdot d_д^2. \qquad (2.2)$$

С учетом технической характеристики бурового станка и рекомендации в Приложении 15 принять расчетное значение осевого усилия ($P_р$). При этом необходимо соблюдать условие:

$$P_р < P_{max} \text{ и } P_р \le P_{ном}, \qquad (2.3)$$

где $P_{ном}$ — осевое усилие, развиваемое станком согласно технической характеристике.

6. С учетом прочности пород и величины расчётного осевого усилия по Приложениям 13 и 15 принять расчётную скорость вращения долота ($n_р$).

7. Рассчитать механическую скорость бурения, м/с:

$$V_p = 5 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{P_p n_p}{П_б d_Д^2}, \tag{2.4}$$

или, м/ч

$$V_{р.ч.} = 1{,}8 \cdot 10^{-2} \cdot \frac{P_p n_p}{П_б d_Д^2}, \tag{2.4′}$$

где $P_р$ — в кН; $n_р$ — в $с^{-1}$; $d_д$ — в м.

8. Определить расход воздуха для очистки скважины:

а) исходя из требуемой кинетической энергии для подъема частиц буровой мелочи с максимально возможными размерами, $м^3/с$

$$Q_в = v_в \cdot \frac{\pi}{4}\left(D_с^{\,2} - d_{тр}^{\,2}\right), \tag{2.5}$$

где $v_в$ — полная скорость восходящего потока в затрубном пространстве, м/с;

$D_с$ и $d_{тр}$ — диаметр соответственно скважины и буровой трубы, м;

$$D_с = d_д \cdot K_{раз},$$

где $K_{раз}$ — коэффициент разбуривания (Приложение 16); величину $d_{тр}$ принять из Приложения 17;

$$v_в = 8 + v_{кр} \text{ м/с}, \tag{2.6}$$

где $v_{кр}$ — критическая скорость восходящего потока, обеспечивающая невесомость расчётной частицы буровой мелочи, м/с:

$$v_{кр} = 3 \cdot \sqrt{d_r \frac{\gamma_r}{\gamma_в}}, \tag{2.7}$$

где d_r — максимальный диаметр частиц бурового шлама, м (принять равным 0,005—0,01 м);

$\gamma_г$ — плотность частиц породы буровой мелочи, $кг/м^3$;

$\gamma_в$ — плотность воздуха в нормальных условиях, $кг/м^3$ ($\gamma_в = 1{,}3$ $кг/м^3$).

б) исходя из эффективной весовой пропорции смеси буровой мелочи в воздушном потоке, которая согласно экспериментальным исследованиям составляет не более 3[1].

[1] Для современных отечественных буровых станков фактическое значение этой величины достигает 6.

Величина весовой пропорции определяется так:

$$\mu = \frac{Q_{\text{п}}\gamma_r}{Q_{\text{в}}\gamma_{\text{в}}},$$

где $Q_{\text{п}}$ — интенсивность образования буровой мелочи, м^3/с.

Тогда требуемый расход воздуха по данному условию определится так:

$$Q_{\text{в}} = \frac{0{,}75 D_{\text{с}}^2 V_{\text{р}} \gamma_r}{3\gamma_{\text{в}}}. \qquad (2.8)$$

Из двух полученных значений $Q_{\text{В}}$ в пунктах а) и б) принимается большее и определяется требуемый расход воздуха (требуемая производительность компрессора) с учетом утечек по трещинам в обуриваемом массиве:

$$Q_{\text{в.тр}} = Q_{\text{в}} K_{\text{п.в}} \text{ м}^3/\text{с}, \qquad (2.9)$$

где $K_{\text{п.в}}$ — коэффициент, учитывающий потери воздуха в обуриваемом массиве.

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
$K_{\text{п.в}}$	3,0	2,5	2,0	1,5	1,2

Полученное значение $Q_{\text{в.тр}}$ сравнить с производительностью штатных компрессоров 6ВКМ-25В (Q = 25 м^3/мин.) и 7ВВ32/7 (Q = 32 м^3/мин.), выбрать один из них и рассчитать обеспеченность станка воздухом для очистки скважины:

$$K_Q = Q/Q_{\text{к.тр}}.$$

9. Определить расход воды, если предусмотрена воздушно-водяная очистка скважин

$$Q_{\text{вод}} = 0{,}785\, D_{\text{с}}^2 \gamma_r \frac{W_{\text{м}} - W_{\text{е}}}{100} \text{ л/м}, \qquad (2.10)$$

где $D_{\text{с}}$ — диаметр скважины, м;

$W_{\text{е}}$ — естественная влажность пород, % (0,1—2,4);

$W_{\text{м}}$ — необходимая влажность бурового шлама, % (45—60);

$\gamma_{\text{г}}$ — в кг/м^3.

10. Рассчитать производительность бурового станка:

а) сменную, м/смену

$$A_{\text{см}} = \frac{3600 T_{\text{см}}}{\frac{1}{v_p} + t_{\text{вс}}} k_\beta k_{\text{Т}} k_{\text{в}} k_{\text{н}} k_{\text{ис}}, \qquad (2.11)$$

где $t_{вс}$ — продолжительность вспомогательных операций бурения в расчете на 1 м скважины, с (при f = 8÷16 $t_{вс}$ = 75÷100 с; при f = 17÷20 $t_{вс}$ = 90÷120 с);

$T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

$k_{ис}$ — коэффициент использования времени смены (0,8—0,9);

$k_{в}$ — коэффициент, учитывающий обеспеченность станка воздухом. При $K_Q \geq 1$ $k_{в}$ =1; при $K_Q < 1$ $k_{в}$ = 0,97;

k_{β} и $k_{т}$ — коэффициенты, учитывающие соответственно угол наклона скважины и трещиноватость пород (см. с. 9, п.12);

$k_{н}$ — коэффициент, учитывающий глубину скважин $l_{с} = h_{у} + l_{пер}$,

где $l_{пер}$ — длина перебура скважины; $l_{пер} = K_{пер} D_{с}$;

$K_{пер}$ — коэффициент (Приложение 20).

Коэффициент $k_{н}$ учитывает ухудшение условий очистки скважин, износ долота и повышение прочностных свойств пород и энергоемкости бурения. Его следует определять для конкретного карьера индивидуально с учетом конструкции станков и их технического состояния. Для учебных целей значение этого коэффициента можно принять следующим образом:

$l_{с}$, м	< 5	5—10	11—15	16—20
$k_{н}$	1,0	0,85	0,80	0,75

б) суточную, м/сутки

$$A_{сут} = A_{см} n_{см}; \qquad (2.12)$$

в) годовую, м/год

$$A_{год} = A_{см} n_{г} k_{t}, \qquad (2.13)$$

где $n_{г}$ — количество рабочих смен в году (Приложение 10);

k_{t} — коэффициент, учитывающий срок службы станка (Приложение 9); срок службы принять равным номеру варианта, деленному на три, но не более 5 лет.

11. Определить парк буровых станков согласно алгоритму, приведенному в пункте 13 практической работы № 1.

12. Исследовать зависимость сменной производительности бурового станка от режимных параметров ($P_{р}$ или $n_{р}$ согласно заданию), используя формулы (2.1), (2.2), (2.3), (2.4) и (2.10), и построить график зависимости.

13. Дать письменный ответ на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Какими параметрами определяется режим шарошечного бурения?
2. Чем определяется максимально допустимая величина осевого усилия при шарошечном бурении?
3. Объясните процесс поверхностного разрушения забоя скважины.
4. Объясните процесс объёмного разрушения забоя скважины.
5. Какими факторами определяется скорость шарошечного бурения?
6. Какими факторами определяется требуемая скорость потока воздуха для очистки скважины?
7. От каких факторов зависит требуемый расход воздуха для очистки скважины?
8. В каких пределах изменяется расход воздуха для очистки скважины?
9. В каких пределах изменяется величина осевого усилия при шарошечном бурении?
10. В каких пределах изменяется частота вращения бурового става при шарошечном бурении?
11. Какие шарошечные станки рассчитаны на применение водно-воздушной очистки скважин?
12. Перечислите модели станков шарошечного бурения.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3
РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТАНКОВ УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНОГО БУРЕНИЯ

(2 часа аудиторных занятий и 2 часа самостоятельных занятий)

Цель работы

Освоить методику расчёта параметров режима ударно-вращательного бурения.

Задачи работы

1. Изучить методику расчёта и выбора параметров режима ударно-вращательного бурения.
2. Выполнить расчёт параметров режима бурения, производительности и парка станков.
3. Исследовать зависимости производительности бурового станка от параметров режима бурения.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо изучить соответствующий материал лекций и литературу: [2, с. 62—65], [3, с. 71—72], [4, с. 52—60], [6, с. 85—94].

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с исходными данными к работе (Приложение 3).
2. Определить прочностные характеристики пород обуриваемого массива (см. п.п. 2 и 3 лаб. работы № 1).
3. Рассчитать показатель буримости.
4. На основе исходных данных к работе выбрать модель бурового станка, пневмоударника и долота (Приложения 18, 19). *Обосновать принятое решение.*
5. Рассчитать глубину погружения лезвия долота при единичном ударе (h), м:

$$h = \sqrt{\frac{2w}{z d_д \sigma_{мб} (\mathrm{tg}\frac{\alpha}{2} + \mu_1) k_3}}, \qquad (3.1)$$

где w — энергия удара пневмоударника, Дж;

z — коэффициент, учитывающий форму коронки долота, $z = 2$ — для долотчатой (зубильного типа) коронки, $z = 4$ — для крестовой и штыревой коронки, $z = 3$ — для трёхперой коронки);

$d_д$ — диаметр долота, м;

$\sigma_{мб}$ — приведённый предел прочности породы, Па:

$$\sigma_{мб} = 0{,}5(\sigma_{сж} + \sigma_{ск}),$$

где $\sigma_{ск}$ — предел прочности пород на скалывание ($\sigma_{ск} = \sigma_{сд}$), Па;

α — угол заострения лезвия долота (при $f < 10$ $\alpha = 90 \div 100°$, при f от 10 до 15 $\alpha = 101 \div 110°$ и при $f > 15$ $\alpha = 111 \div 120°$);

μ_1 — коэффициент трения стали коронки долота о породу (μ_1 от 0,5 при воздушно-водяной продувке до 1 при сухой продувке);

k_3 — коэффициент, учитывающий затупление лезвия коронки (k_3 = 1,2÷1,3).

6. Рассчитать минимально необходимое для разрушения забоя скважины число ударов за один оборот долота ($n_о$), уд./об.:

$$n_о = \frac{\pi d_д \sigma_{ск}}{2zh\sigma_{мб}}, \quad (3.2)$$

где $d_д$ — в м.

7. Рассчитать максимально допустимую частоту вращения долота ($n_в$), мин$^{-1}$:

$$n_в = \frac{60 n_у}{n_o}, \quad (3.3)$$

где $n_у$ — частота ударов пневмоударника, с$^{-1}$.

8. С учетом технической характеристики станка принять за расчётную ($n_р$) такую частоту вращения, которая бы отвечала условию

$$n_р \le n_в . \quad (3.4)$$

9. Определить теоретическую (механическую) скорость бурения ($v_б$), м/мин:

$$v_м = n_р \cdot h \quad (3.5)$$

10. Определить скорость бурения с учетом глубины скважины ($v_р$), м/мин:

$$v_р = v_м (1 - k \cdot l_с), \quad (3.6)$$

где k = 0,0034;

$$l_с = h_у + l_{пер},$$

где $l_{пер}$ — длина перебура скважины; $l_{пер} = K_{пер} D_с$; $K_{пер}$ — коэффициент (Приложение 20); $h_у$ — высота уступа.

11. Определить расход воздуха для очистки скважины по алгоритму, приведённому в пункте 8 практической работы № 2. Средний диаметр частиц бурового шлама ($d_ч$) принять равным 0,01 м, диаметр буровой штанги — по Приложению 18.

12. Определить расход воды на 1 м скважины (q), если предусмотрена воздушно-водяная очистка скважин, л/м

$$q = \frac{1000}{v_p} q_0 , \qquad (3.7)$$

где q_o — удельный расход воды, л/мин, (q_o изменяется от 0,1 л/мин при диаметре скважины 100 мм до 0,25 л/мин при диаметре скважины 200 мм);

v_p — в мм/мин.

13. Рассчитать производительность бурового станка:

а) сменную, м/смену

$$A_{см} = 60 T_{см} v_p k_\beta k_т k^б_{ис} , \qquad (3.8)$$

где $k^б_{ис}$ — коэффициент использования времени смены станка на чистом бурении ($k^б_{ис}$ = 0,5÷0,7; нижний предел для пород с f = 12÷14, верхний предел — с f = 18÷20);

$T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

k_β $k_т$ — коэффициенты см. с. 9, п.12,

б) суточную, м/сутки

$$A_{сут} = A_{см} n_{см} ; \qquad (3.9)$$

в) годовую, м/год

$$A_{год} = A_{см} n_г k_t , \qquad (3.10)$$

где $n_г$ — количество рабочих смен станка в году (прил. 10; режим работы карьера принять самостоятельно);

k_t — коэффициент, учитывающий срок службы станка (Приложение 9); срок службы принять равным номеру варианта, деленному на три.

14. Определить парк буровых станков согласно алгоритму, приведённому в п. 13 практической работы № 1.

15. Исследовать зависимость сменной производительности бурового станка от определяющих режимных параметров (w и $n_р$ согласно заданию), используя формулы (3.1), (3.5), (3.8), и построить график зависимости.

16. Дать письменный ответ на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Какими параметрами определяется режим ударно-вращательного бурения?

2. Какими факторами определяется скорость ударно-вращательного бурения?

3. В каких пределах изменяется скорость ударно-вращательного бурения?

4. В каких пределах изменяется величина осевого усилия при ударно-вращательном бурении?

5. В каких пределах изменяется энергия удара у пневмоударников?

6. В каких пределах изменяется частота ударов пневмоударника?

7. В каких пределах изменяется производительность ударно-вращательного бурения?

8. Перечислите модели станков ударно-вращательного бурения?

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4
КОМПЬЮТЕРНЫЙ РАСЧЕТ РЕЖИМОВ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУРОВЫХ СТАНКОВ

(2 часа аудиторных)

Цель работы

Сформировать системное представление об определении режимов и производительности буровых станков; закрепить навыки работы с компьютерами.

Задачи работы

1. На базе раннее выполненных работ изучить общий алгоритм расчета и выбора параметров режима бурения, производительности и парка карьерных буровых станков.

2. Изучить компьютерную программу автоматизированного расчета параметров режима бурения и производительности буровых станков.

3. Выполнить автоматизированный расчет параметров режима бурения производительности и парка буровых станков вращательного, шарошечного и ударно-вращательного бурения по исходным данных в практических работах № 1, 2, 3.

4. Выполнить сравнительный анализ результатов ручного и автоматизированного расчетов. Дать объяснение выявленным расхождениям.

Примечание: для подготовки к выполнению работы необходимо повторить материал по ранее выполненным практическим работам № 1, 2, 3 и ответы на контрольные вопросы в этих работах.

Порядок выполнения работы

1. Используя ниже приведенную инструкцию, и с помощью преподавателя познакомиться с работой программы автоматизированного расчета параметров буровых работ.

2. Используя исходные данные по предыдущим работам, выполнить автоматизированный расчет для станков вращательного, шарошечного и ударно-вращательного бурения.

3. Результаты расчетов распечатать.

4. Составить сравнительную таблицу результатов ручного и автоматизированного расчетов.

Примечание: если обнаружатся расхождения в результатах автоматизированного и ручного расчетов, то найти причину расхождений и объяснить ее.

Инструкция по использованию программы автоматизированного расчета технологических параметров бурения на карьерах

Для выполнения данной работы необходимо загрузить Windows 95/98, перейти в каталог, который вам укажет преподаватель, и запустить программу *Lab1.exe, Lab2.exe* или *Lab3.exe* для выполнения первой, второй или третьей практической работы, соответственно.

На экране дисплея появится окно ввода данных. В нем указываются характеристики пород, характеристики бурового станка, различные коэффициенты, способ очистки скважины и другие параметры (например, выход горной массы с 1 м скважины, продолжительность смены и т. д.).

Все данные вводятся с клавиатуры в соответствующие им поля или выбираются из списка. Используя клавишу *Tab*, вы можете перемещаться по полям. Каждое поле имеет всплывающую подсказку, где написано, что нужно в нем указать. Наведите указатель мыши на поле и немного подождите. Вы увидите, что рядом с указателем появилась подсказка. Если вы не успели прочитать эту подсказку, то можете увидеть ее снизу в строке состояния.

В окне ввода данных есть особые типы полей.

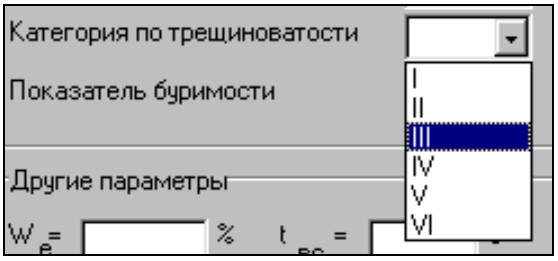


Рис. 4.1. Выпадающий список

1. Поля, имеющие выпадающий список (рис. 4.1). Чтобы посмотреть список или выбрать из него какое-либо значение, щелкните мышкой на кнопке со стрелкой, направленной вниз (она находится справа от поля).

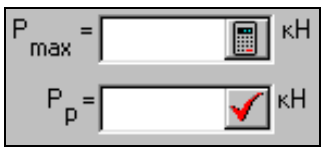


Рис. 4.2. Поля с функциональными кнопками

2. Поля, имеющие справа кнопку с изображением калькулятора (рис. 4.2). В такое поле программа записывает вычисленное значение параметра. Нажмите эту кнопку, и программа рассчитает соответствующее значение.
3. Поля, имеющие справа кнопку с изображением красной галочки (рис. 4.2). Нажмите эту кнопку, и программа вычислит оптимальное значение соответствующего параметра. После чего будет выведено окно, где вы можете отказаться от значения, полученного программой, нажав на кнопку «нет» в этом окне и введя свое значение в данное поле.

После того как вы ввели все необходимые данные, нажмите кнопку *«Вычислить»*. В появившемся окне вы увидите отчет с результатами, который можно распечатать нажатием кнопки с изображением принтера.

Если ваши расчеты на бумаге не совпадают с расчетами программы, то можно проверить применяемые формулы, нажав на кнопку *«Формулы»* или *«Проверка»*.

При выполнении работы обратите внимание, чтобы вводимые данные соответствовали указанной размерности и типу. При появлении ошибок обратитесь к преподавателю или попробуйте выйти из программы и запустить ее снова, но при этом будут утеряны все введенные вами данные.

Чтобы закрыть программу, нажмите комбинацию клавиш *Alt+F4* или кнопку с изображением крестика в правом верхнем углу окна ввода данных.

Контрольные вопросы

1. Изложите алгоритм расчета параметров вращательного бурения.
2. Изложите алгоритм расчета параметров шарошечного бурения.
3. Изложите алгоритм расчета параметров ударно-вращательного бурения.
4. Перечислите преимущества и недостатки вращательного бурения.
5. Перечислите преимущества и недостатки шарошечного бурения.
6. Перечислите преимущества и недостатки ударно-вращательного бурения.
7. Какая кнопка в окне ввода данных позволяет просмотреть рассчитанные параметры?
8. С помощью какой кнопки можно распечатать исходные данные и рассчитанные параметры?
9. Назовите условия эффективного применения станков вращательного, шарошечного и ударно-вращательного бурения.
10. Как посмотреть формулы, по которым программа производит расчет?
11. Как закрыть программу?
12. Что означает кнопка с изображением калькулятора?
13. Что означает кнопка с изображением красной галочки?

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. *Хохряков В. С.* Проектирование карьеров: учебник для вузов. М.: Недра, 1992. 383 с.

2. *Ржевский В. В.* Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы: учебник для вузов. М.: Недра, 1985. 509 с.

3. *Томаков П. И., Наумов И. К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ: учебник для вузов. М.: Изд-во МГИ, 1992. 516 с.

4. *Друкованый М. Ф., Кукиб Б. Н., Куц В. С.* Буровзрывные работы на карьерах. М.: Недра, 1990. 367 с.

5. *Корнилков С. В., Стенин Ю. В., Стариков А. Д.* Расчет параметров буровзрывных работ при скважинной отбойке на карьерах: учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1997. 112 с.

6. *Кутузов Б. Н.* Разрушение горных пород взрывом. М.: Изд-во МГИ, 1992. 516 с.

7. *Кутузов Б. Н.* Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологи и в промышленности): учебник для вузов. Ч. 2. М.: Недра, 1987. 254 с.

8. *Симкин Б. А., Кутузов Б. Н., Буткин В. Д.* Справочник по бурению на карьерах. М.: Недра, 1990. 224 с.

9. *Буровзрывные работы на угольных разрезах* / Репин Н. Я., Богатырев В. П., Буткин В. Д. и др. / Под ред. Н. Я. Репина. М.: Недра, 1987. 254 с.

10. *Репин Н. Я.* Подготовка и эксплуатация вскрышных пород угольных разрезов. М.: Недра, 1978. 256 с.

11. *Катанов Б. А., Сафохин М. С.* Инструмент для бурения взрывных скважин на карьерах. М.: Недра, 1989. 173 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1. Исходные данные к работе № 1

Расчет режимов и производительности станков вращательного бурения

Вариант	Характеристика горных пород				Высота уступа ($h_у$), м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объем обриваемой горной массы ($V_{год}$), млн м^3	Угол наклона скважины к вертикали, град.	Исследуемая зависимость
	предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	плотность ($\gamma_п$), т/м^3	класс абразивности	категория трещиноватости					
1	15	1,3	II	III	7	1×8	0,5	0	$A_{см}= f(P_р)$
2	60	2,1	II	IV	12	2×8	5,0	15	$A_{см}= f(n_р)$
3	60	2,5	III	IV	15	2×12	15,0	0	$A_{см}= f(n_р)$
4	20	2,0	II	II	15	3×8	15,0	15	$A_{см}= f(n_р)$
5	70	2,6	IV	IV	15	2×8	7,0	10	$A_{см}= f(n_р)$
6	70	2,5	V	III	10	2×8	10,0	10	$A_{см}= f(P_р)$
7	30	2,3	II	III	10	1×8	1,0	20	$A_{см}= f(P_р)$
8	80	2,6	V	IV	12	2×8	3,0	10	$A_{см}= f(P_р)$
9	20	1,8	II	III	15	2×8	10,0	20	$A_{см}= f(n_р)$
10	40	2,2	III	II	10	2×12	15,0	15	$A_{см}= f(n_р)$
11	15	1,4	II	III	10	2×8	3,0	0	$A_{см}= f(n_р)$
12	40	2,0	II	II	7	1×8	0,8	0	$A_{см}= f(n_р)$
13	40	1,9	IV	III	12	2×8	4,0	15	$A_{см}= f(n_р)$
14	80	2,5	IV	III	15	2×8	5,0	15	$A_{см}= f(P_р)$
15	50	2,5	III	III	15	2×8	10,0	0	$A_{см}= f(n_р)$
16	50	2,7	IV	IV	7	1×8	2,0	0	$A_{см}= f(P_р)$
17	30	2,0	II	III	10	2×8	15,0	25	$A_{см}= f(P_р)$
18	20	2,0	II	II	12	1×8	0,8	0	$A_{см}= f(P_р)$
19	70	2,5	IV	II	15	3×8	15,0	10	$A_{см}= f(n_р)$
20	20	1,8	II	III	10	1×8	3,0	0	$A_{см}= f(n_р)$
21	15	1,3	II	III	12	2×8	4,0	0	$A_{см}= f(n_р)$
22	40	2,0	III	II	12	2×8	8,0	15	$A_{см}= f(n_р)$
23	60	2,5	IV	III	15	2×8	10,0	10	$A_{см}= f(n_р)$
24	80	2,7	III	IV	12	3×8	15,0	20	$A_{см}= f(P_р)$
25	40	2,0	III	III	7	1×8	2,0	0	$A_{см}= f(P_р)$
26	30	2,1	II	II	12	3×8	8,0	0	$A_{см}= f(P_р)$
27	70	2,3	IV	III	10	2×8	5,0	0	$A_{см}= f(P_р)$
28	50	2,3	II	II	15	1×8	5,0	0	$A_{см}= f(n_р)$
29	30	2,0	III	III	7	1×8	0,5	15	$A_{см}= f(n_р)$
30	80	2,5	IV	III	15	2×12	12,0	10	$A_{см}= f(n_р)$
31	80	2,4	III	III	12	2×8	10,0	15	$A_{см}= f(n_р)$
32	15	1,4	II	II	30	2×8	3,0	0	$A_{см}= f(P_р)$
34	20	1,9	II	IV	15	2×12	15,0	20	$A_{см}= f(P_р)$
35	50	2,4	IV	IV	12	2×8	6,0	10	$A_{см}= f(P_р)$

Приложение 2. Исходные данные к работе № 2

Расчет режимов и производительности станков шарошечного бурения

Вариант	Характеристика горных пород				Высота уступа ($h_у$), м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объём обуриваемой горной массы ($V_{год}$), млн м^3	Исследуемая зависимость
	предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	плотность ($\gamma_п$), т/м^3	класс абразивности	категория по трещиноватости				
1	80	2,5	II	III	12	2×8	4,0	$A_{см} = f(n_р)$
2	160	2,7	III	III	15	3×8	10,,	$A_{см} = f(n_р)$
3	100	2,7	III	II	10	1×8	2,5	$A_{см} = f(n_р)$
4	150	2,8	III	II	20	3×8	50,0	$A_{см} = f(n_р)$
5	120	2,6	III	III	10	2×8	6,0	$A_{см} = f(P_р)$
6	180	3,0	IV	IV	15	2×12	20,0	$A_{см} = f(P_р)$
7	120	3,2	VII	V	15	2×12	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
8	130	2,4	II	IV	15	3×8	30,0	$A_{см} = f(P_р)$
9	90	2,4	II	III	12	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$
10	110	2,5	II	II	12	3×8	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
11	140	2,5	III	III	20	2×12	35,0	$A_{см} = f(n_р)$
12	100	2,5	II	III	10	1×8	3,0	$A_{см} = f(n_р)$
13	80	2,4	II	II	20	3×8	40,0	$A_{см} = f(n_р)$
14	80	2,3	III	III	10	1×8	7,0	$A_{см} = f(P_р)$
15	130	2,6	II	III	12	2×8	15,0	$A_{см} = f(P_р)$
16	90	2,4	II	II	15	2×12	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
17	150	2,7	IV	IV	12	2×8	25,0	$A_{см} = f(P_р)$
18	170	2,7	VI	IV	12	2×8	30,0	$A_{см} = f(P_р)$
19	140	2,6	V	IV	10	1×8	8,0	$A_{см} = f(n_р)$
20	160	2,9	IV	V	10	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$
21	100	2,5	II	IV	15	3×8	20,0	$A_{см} = f(n_р)$
22	120	2,4	III	IV	20	2×8	35,0	$A_{см} = f(n_р)$
23	120	2,6	III	III	15	1×8	10,0	$A_{см} = f(P_р)$
24	160	2,6	IV	V	20	3×8	50,0	$A_{см} = f(P_р)$
25	150	2,5	III	III	20	1×8	20,0	$A_{см} = f(P_р)$
26	170	2,6	V	IV	12	2×8	20,0	$A_{см} = f(n_р)$
27	130	2,4	III	II	12	2×8	16,0	$A_{см} = f(P_р)$
28	100	2,4	II	III	15	3×8	30,0	$A_{см} = f(P_р)$
29	110	2,5	II	II	20	3×8	55,0	$A_{см} = f(P_р)$
30	90	2,3	II	III	10	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$
31	140	2,7	III	IV	12	2×8	17,0	$A_{см} = f(n_р)$
32	90	2,4	III	III	15	2×8	15,0	$A_{см} = f(P_р)$
33	120	2,6	IV	IV	15	2×8	12,0	$A_{см} = f(P_р)$
34	150	2,5	IV	V	12	3×8	24,0	$A_{см} = f(P_р)$
35	100	2,5	III	II	10	2×8	15,0	$A_{см} = f(n_р)$

Приложение 3. Исходные данные к работе № 3

Расчёт режимов и производительности станков ударно-вращательного бурения

Вариант	Характеристика горных пород				Высота уступа ($h_у$) , м	Суточный режим работы бурового станка	Годовой объём обуриваемой горной массы ($V_{год}$), млн м^3	Исследуемая зависимость
	предел прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), МПа	плотность ($\gamma_п$), т/м^3	класс абразивности	категория по трещиноватости				
1	150	2,7	III	II	10	2×8	0,8	$A_{см} = f(w)$
2	200	3,2	V	III	10	2×8	1,5	$A_{см} = f(w)$
3	170	2,5	III	IV	12	2×8	2,0	$A_{см} = f(n_р)$
4	160	2,6	IV	III	15	2×8	1,8	$A_{см} = f(n_р)$
5	150	2,6	IV	III	10	1×8	0,6	$A_{см} = f(n_р)$
6	180	2,8	VI	IV	12	2×8	2,5	$A_{см} = f(n_р)$
7	200	2,9	VII	V	12	3×8	3,0	$A_{см} = f(n_р)$
8	140	2,4	III	III	12	2×8	2,7	$A_{см} = f(w)$
9	180	3,0	III	IV	15	3×8	2,7	$A_{см} = f(w)$
10	170	2,8	III	III	10	1×8	1,0	$A_{см} = f(n_р)$
11	160	2,8	IV	IV	15	3×8	3,2	$A_{см} = f(w)$
12	200	3,4	VI	IV	12	2×8	3,5	$A_{см} = f(w)$
13	150	2,7	IV	IV	10	2×8	2,6	$A_{см} = f(w)$
14	170	2,6	III	III	10	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
15	160	2,5	III	III	10	3×8	2,5	$A_{см} = f(w)$
16	160	2,8	III	II	15	2×8	2,5	$A_{см} = f(n_р)$
17	140	2,4	II	III	15	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
18	180	2,6	III	IV	12	1×8	1,2	$A_{см} = f(n_р)$
19	180	2,6	IV	III	10	1×8	1,5	$A_{см} = f(n_р)$
20	150	2,5	IV	II	12	2×8	1,8	$A_{см} = f(n_р)$
21	170	2,7	III	IV	15	2×8	1,8	$A_{см} = f(n_р)$
22	190	2,7	IV	IV	10	2×8	1,9	$A_{см} = f(w)$
23	150	2,6	IV	III	10	1×8	0,7	$A_{см} = f(w)$
24	170	2,4	III	III	12	1×8	0,9	$A_{см} = f(w)$
25	140	2,4	III	II	12	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
26	200	2,8	VII	V	15	3×8	2,5	$A_{см} = f(w)$
27	200	2,9	VIII	V	10	3×8	3,0	$A_{см} = f(n_р)$
28	140	2,5	III	III	10	1×8	0,8	$A_{см} = f(n_р)$
29	200	3,0	V	IV	12	2×8	1,8	$A_{см} = f(w)$
30	130	2,6	II	III	15	2×8	2,4	$A_{см} = f(n_р)$
31	150	2,5	IV	II	10	2×8	2,6	$A_{см} = f(n_р)$
32	170	2,5	III	III	10	2×8	2,0	$A_{см} = f(w)$
33	160	2,7	III	IV	10	2×8	1,8	$A_{см} = f(w)$
34	180	2,6	IV	III	10	2×8	2,5	$A_{см} = f(w)$
35	180	2,6	IV	IV	10	1×8	0,6	$A_{см} = f(w)$

Приложение 4. Станки вращательного бурения

Показатель	Модель станка									
	СВБ-2М	1СБР-125	СБР-160А-124	СБР-160Б-32	2СБР-160-24	2СБР-125	СБР-200-24	СБШК-200	БТС-150	УРБ-2А-2
Номинальный диаметр скважины, мм	160	125	160; 200	160; 200	160	125	160 (шарош. долото); 200 (резцов. корон.)	190 (шарош. долото); 4 (резцов. корон.)	150	93
Глубина скважины, м	25	25	24	32	24	29	48	50	32	30
Угол наклона скважины к вертикали, град.	до 30	до 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	до 30	
Максимальное осевое усилие, кН	50	10	80	80	70	50	120	200	150	
Частота вращения бурового става, $мин^{-1}$	120; 220	220	102; 132; 198	102; 132; 198	42; 144; 126; 180	0—240	168	3—180	195	140; 225; 325
Способ очистки скважины	Шнековый			Шнековый, шнеко-воздушный			Шнековый, шнеко-воздушный, воздушный			

Примечания: 1. Станки СБР-125 предпочтительно применять в породах с коэффициентом крепости $f \le 4$ и при мощности карьера по горной массе меньше 3—5 млн $м^3$ в год, остальные модели станков применяются в более крепких породах.

2. При бурении скважин в уступах высотой 15 м и выше предпочтительно применение шнеко-воздушного или воздушного способа очистки скважин.

3. У станков БТС-150 в качестве шасси использован трактор Т-170, а у станков УРБ-2А-2 — трактор трелевочный ТТ-4-02

Приложение 5. Рекомендуемые значения частоты вращения инструмента при вращательном бурении

Характеристика пород	Частота вращения инструмента, $с^{-1}$
Неабразивные слабые породы с f = 2÷4 (уголь, суглинки, сланцы)	3,0—3,5
Крепкие малоабразивные с f = 5÷6 (известняки)	2,25—3,25
Крепкие абразивные монолитные с f = 5÷6 (песчаники)	2,0—2,5

Приложение 6. Условия применения режущих долот

Характеристика пород	1СБР-125	2СБР-125	СВБ-2М	СБР-160А-24; СБР-200; СБШК-200; СБШ-200	
	Способ удаления буровой мелочи				
	шнековый	шнековый, шнеко-воздушный	шнековый	шнековый, шнеко-воздушный	воздушный
Уголь и мягкие породы $f \le 4$	РП-120 ($d_д$ = 120 мм; 2-лучевое)		НПИ-2 ($d_д$ = 160 мм; 2-лучевое); РК-4М ($d_д$ = 160 мм; 2-лучевое)		
Породы $f \le 5$			2ЛШ-158,7МС ($d_д$ = 158,7 мм; 2-лучевое); ДЛ-160Ш ($d_д$ = 161 мм; 2-лучевые; съемные лопасти)		
Породы повышенной крепости $f \le 6$ с прослойками пород $f \le 8$			КБЛ-160Е; КБС-160У ($d_д$ = 160 мм; 2-лучевые; съемные резцы);НПИ-6 ($d_д$ = 150; 160 мм; 3-лучевые; съемные резцы); 7РД-160Ш; 8РД-160Ш; 10РД-160Ш; ДР-160Ш ($d_д$ = 160 мм; 2-лучевое; съемные резцы)	ДРВ-160Ш ($d_д$ = 161 мм; вращающиеся лезвия)	1РД-215,9*; 1РД-190; 1РД-244,5 ($d_д$=215,9; 190; 244,5 мм; 4-лучевые) КБК-1 ($d_д$=190 мм; 3-лучевое) КБТ-1У ($d_д$=200 мм; 3-лучевое)
Конгломератные залежи слабоцементированные галечники и гравийно-галечные отложения		ДРВ-125ШВ ($d_д$ = 125 мм; вращающиеся резцы)			

* Все коронки со съемными резцами.

Приложение 7. Продолжительность основного и вспомогательного времени вращательного бурения, мин

Коэффициент крепости пород f (категория по ЦБНТ)	1—2 (III—IV)	3—4 (V—VI)	5—6 (VII—X)	7 (XI)	8 (XII—XIII)
Вспомогательное время бурения на 1 м скважин ($t_в$)	1,32	1,37	1,43	1,48	1,59
Основное время бурения на 1 м скважины ($t_о$)	0,50	0,75	1,75	3,40	4,50
$K= (t_в + t_о)/t_о$	3,64	2,83	1,82	1,48	1,35

Примечание: вспомогательное время бурения 1 м скважины в конкретных условиях зависит, в том числе, и от глубины скважины

Приложение 8. Коэффициенты снижения производительности шнековых буровых станков вращательного бурения в зависимости от высоты уступа (глубины скважины)

Крепость пород	Значения коэффициента при высоте уступа, м		
	< 5	5—10	> 10
до 2	1	0,91	0,75
2—6	1	0,94	0,80

Приложение 9. Коэффициент снижения производительности буровых станков в зависимости от срока службы

Срок службы, лет	0—3	4	5 и больше
Коэффициент снижения производительности, k_t	1,0	0,95	0,85

Приложение 10. Нормативное годовое количество рабочих смен буровых станков

Диаметр бурения, мм	Непрерывная рабочая неделя при работе (смен)		Прерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе (смен)		Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе (смен)	
	2	3	2	3	2	3
Шнековое бурение						
125	555	815	470	700	390	575
160	690	770	455	655	370	545
Шарошечное бурение						
160, 200	505	705	430	600	350	495
250	500	695	425	595	350	490
320, 400	495	680	420	580	—	—
Ударно-вращательное бурение						
100, 125	545	795	465	680	385	560
160	540	790	465	675	—	555
200	500	700	425	600	—	495

Приложение 11. Технические характеристики станков шарошечного бурения

Таблица П.11.1

Отечественные буровые станки

Показатель	УСБШ-30/165/200-32	СБШС-250Н	СБШС-250/270-32	6СБШ-200-32	3СБШ-200-60
Изготовитель	НКМЗ			Бузулукский з-д	
Диаметр долота, мм	130; 165; 200	200; 250; 270	250; 270	200; 250	200; 250
Глубина скважины, м, не более	32	50	32	40	60
Направление бурения к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 22,5; 30	0…30	0…30
Длина штанг / ход непрерывной подачи, м	н. д.	10,45	н. д.	8,06 / 1	12 / 1
Осевое усилие, кН, не более	200	350	400	300	300
Скорость подачи / подъема бурового снаряда, м/с	— / 0,31	— / 0,3	— / 0,25	0,033 / 0,5	0,033 / 0,5
Частота вращения долота, $с^{-1}$	до 2,67	до 2,5	2,5	до 2,5	до 2,5
Способ очистки скважин	воздушный			воздушный	
Подача компрессора, $м^3/с$	0,417	0,53	0,67	0,417	0,53
Установленная мощность электродвигателей, кВт	н. д.	506	н. д.	377	400
Напряжение питания, В	н. д.	6000; 380	н. д.	380	380; 6000
Скорость передвижения, км/ч	0,12; 0,95	1,7	1,04	0,75	1,0
Габариты, м	8,7×4,4×14,3	10,9×5,1× ×17,9	н.д.	12,1×4,9× ×13,8	12,1×5,4×17,32
Масса станка, т	43	68; 64	88	62	65

Окончание табл. П.11.1

Показатель	СБШ-160-48	СБШ-190/250-60	СБШ-250МНА-32	СБШ-250/270-60 (РД-10)	СБШ-2 70ИЗ
Изготовитель	ОАО «Рудгормаш»				Ижорский з-д
Диаметр долота, мм	160	190; 250	160; 215; 250; 270	244,5; 269,9	250; 270
Глубина скважины, м, не более	48	61,5	32	60	32
Направление бурения к вертикали, град.	0; 15; 30	0; 10; 15; 20; 25; 30; 35; 40; 45	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Длина штанг/ход непрерывной подачи, м	н. д.	н. д.	8/8	8;12;17,5/8;12;17,5	11/11
Осевое усилие, кН, не более	н. д.	н. д.	300	350	450
Скорость подачи/подъема бурового снаряда, м/с	н. д.	н. д.	0,017/0,12	н. д.	0,1/0,2
Частота вращения долота, $с^{-1}$	н. д.	н. д.	0,2-2,5	0,2-2,0	0-1,68
Способ очистки скважин	Воздушно-водяной		Воздушный, воздушно-водяной		Воздушный
Подача компрессора, $м^3/с$	н. д.	н. д.	0,417-0,53	0,53-0,67	0,67
Установленная мощность электродвигателей, кВт	н. д.	н. д.	400	н. д.	650
Напряжение питания, В	380	380	380; 6000	380; 6000	380
Скорость передвижения, км/ч	н. д.	н. д.	0,737	н. д.	1,6
Габариты, м	н. д.	н. д.	9,2×5,45×15,35	н. д.	19,0×6,4×19,3
Масса станка, т	45	75	71,5	90	136

Примечание: станки типа СБШ-200 предпочтительно применять в породах с коэффициентом крепости f = 6÷12 и при мощности карьера по горной массе меньше 3—5 млн $м^3$ в год. При мощности карьера более 5 млн $м^3$ в год предпочтительно применять станки типа СБШ-250, если f = 10÷14 и РД-10 и СБШ-220ИЗ, если f = =12÷16.

Таблица П.11.2

Станки фирмы Ingersoll – Rrand (США)

Модель станка	DM-45E	DM-50E	DM-L	DM-M2	DM-H
Диаметр скважины, мм	130—200	200—251	200—251	229—270	229—381
Глубина бурения, м	45,7	50,0	54,9	53,4	76,0
Угол наклона скважины, град.	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30	0, 5, 10, 15, 20, 30	0, 5, 10, 15, 20, 25, 30
Осевое давление на забой, кН	204	227	272	340	497
Частота вращения, $мин^{-1}$	0—200	0—130	0—120	0—150	0—150
Крутящий момент, кНм	9,7	9,7	10,17	11,7	17,6
Производительность, млн т/год	2	2,5	3	4	5,5
Установленная мощность, кВт	118	118	118	130	373
Скорость передвижения, км/ч	3,1	3,1	3,1	2,2	1,12
Угол подъема с опущенной мачтой, град.	17	17	17	17	17
Давление на грунт, МПа	0,1	0,1	0,1	0,1	0,11
Масса, т	31,8	34,7	38,6	56,7	111,1
Длина буровых штанг, м	7,62; 9,14	7,62; 9,14	9,14	10,7	9,14; 13,7; 16,8; 19,8
Количество штанг в кассете	5	3, 4	5	2, 4	1, 2, 3, 4
Ширина станка, м	3,96	3,96	4,6 / 3,8	5,0 / 4,6	7,1
Длина с опущенной мачтой, м	12,5	12,5	12,7	15,5	21,0
Высота с поднятой мачтой, м	13,3	13,3	13,0	17,1	21,5

Таблица П.11.3

Станки фирмы Bucyrus-Erie (США)

Модель станка	34R	35R11	36R	37R	45R	47R	49R11	59R	60R
Диаметр скважины, мм	155—229	155—229	200—279	299—311	279	311	311	273—444	381
Глубина бурения, м	7,62	7,62	9,14	10,67	16,76	16,76	18,29	18,29	15,54
Рабочая масса, т	36,29	38,56	47,63	68,04	108,0	113,0	140,5	183,67	148,5
Мощность привода вращения, кВт	н. д.	н. д.	190	190	37,3	82,0	102,0	153	91,0
Скорость вращения долота, $мин^{-1}$	134	134	135	135	123	123	130	120	121
Нагрузка на долото, кН	184	204,1	272,2	340,2	362	409	453,6	589,7	544
Скорость подачи, м/мин	38,1	38,1	32,0	25,91	4,7	4,7	7	62	8,07
Скорость подъема / опускания, м/мин	68,6	68,6	68,6	54,86	38,1	38,1	27,43	30,48	33,0
Производительность воздушного компрессора, $м^3$/мин	21,2	25,5	25,5	34,0	46,34	46,34	46,7	97,6	73,6
Максимальное давление, кПа	690	690	690	690	448	448	448	448	448
Скорость передвижения, км/ч	3,2	2,41	2,0	2,09	н. д.	н. д.	1,8	1,5	н. д.
Длина штанги, м	10,36	10,36	9,14	10,67	16,76	16,76	18,29	18,29	15,24
Угол наклона бурения, град.	90	90	90	90	60—90	60—90	60—90	60—90	60—90
Мощность двигателя, кВт	250*	298*	336*	455*	н. д.	н. д.	298	520	224
Высота станка, м	4,16	4,17	4,32	4,69	6,5	6,5	6,86	6,5	6,35
Ширина станка, м	3,81	3,81	4,27	4,27	6,25	6,25	7,12	6,0	6,2
Длина станка, м	11,43	11,43	14,53	16,36	24,31	24,31	31,4	34,2	25,83

* Дизельный привод

Таблица П.11.4

Техническая характеристика буровых станков вращательного бурения фирмы Driltech концерна Tamrock

Параметры	Модель							
	D25KS	D40KS	D45KS	D50KS	D400SP	D60KS*	D75KS	D90KS
Диаметр бурения, мм	130—203	152—203	152—229	152—229	152—254	229—279	229—279	229—311
Глубина бурения, м: – одной штангой – максимальная	8,67; 9,38 64	8,67; 9,4; 11,2 53,4	8,67; 9,4; 11,2 53,4	7,6; 8,7 64	12,2; 15,2; 18,3 19,8	10,2; 11,2 53,3	10,2; 11,2 53,3	11,8; 12,7; 19,8 85
Осевое усилие, кН	126	182	204	227	182	272	343	499
Мощность вращателя, кВт	82	82	134,3	134,3	109	142	142	171,6
Крутящий момент на долоте, кН·м	8,2	6,8	9,8	9,8	6,8	14,1	14,1	16,9
Скорость подъема бурового става, м/с	1,1	0,7	0,83	0,83	0,61	0,63	0,63	0,6
Мощность главного привода, кВт	320	320,8	320,8	320,8	320,8	410	477	477
Подача компрессора, $м^3$/мин	19,8	21—28,3	26—37	26—45	26—45	37—45	37—57	45—73,6
Скорость хода, км/ч	2,9	2,9	3,2	3,5	2	2,4	2,4	1,27
Масса станка, т	28,2	47	47,8	43,6	52	59	63,6	120,3

Таблица П.11.5

Техническая характеристика буровых станков вращательного бурения фирмы «P&P» (США)

Параметры	Модель		
	P&P 250XP	P&P 100XP	P&P 120A
Диаметр бурения, мм	273—349	до 349	251—559
Глубина бурения, м – одной штангой – максимальная	 12 73	 19,8 59,4	 15,2; 16,8; 19,8 39,6
Наклонное бурение, град.	0—20 (30)	0—20	–
Осевое усилие максимальное, кН	476	495	680
Мощность вращателя, кВт	200	208	120 / 200
Скорость вращения, мин$^{-1}$	0—200	0—125	119 (138)
Крутящий момент, кН·м	до 16,2	до 16,2	до 17,2
Скорость подъема, м/с	0—38	0—38	0—24,4
Тип главного привода	Д	Э	Э
Мощность главного привода, кВт	735	522	1000
Подача компрессора, м^3/мин	71—83	до 85	85—102
Давление, МПа	0,448	0,551	0,387
Скорость хода, км/ч	3,05	1,3	1,6
Габаритные размеры, м: – общая ширина – длина, мачта опущена / поднята – высота, мачта опущена / поднята	 7 20,5 / 14,3 20,1 / 7,8	 7 25,7 / 13,5 30,3 / 9,9	 6,7 28,8 / 13,4 28,3 / 6,1
Рабочая масса станка, т	113,6	129,2	165,5

Таблица П.11.6

Техническая характеристика буровых станков для вращательного бурения скважин фирмы Bucyrus International

Параметры	Модель				
	35R*	39R	49RIII	59R	60/61R
Диапазон диаметров бурения, мм	до 270	до 311	до 406	до 444	до 381
Глубина бурения, м – одной штангой – максимальная	 7,6 36,4	 16,8 82,2	 21,3 85,2	 18,3 79,2	 19,8 45,7
Осевое усилие, кН	340	55	640	748	до 590
Мощность вращателя, кВт	59	73,2—82	153	153	91—182
Частота вращения, $мин^{-1}$	0—130	0—160	0—125	0—120	0—125
Крутящий момент на долоте, кН·м	9,5	16,8	16,8	20,7	15,6
Скорость подъема става, м/с	1,14	0,64	0,46	0,51	0,55
Главный привод	Д	Э	Э	Э	Э
Мощность главного привода, кВт	298	350	600	до 750	до 840
Компрессор: – подача, $м^3$/мин – давление, МПа	 38,2 0,223	 85,4 0,48	 85,4 0,48	 103,2 0,48	 85,4 0,4
Скорость хода, км/ч	3,2	3,2	1,1—1,8	0,9—1,5	1,7
Масса станка, т	54,4	122,5	154,2	183,7	155

*Модель имеет исполнение для работы с погружным пневмоударником.

Таблица П.11.7

Техническая характеристика станков вращательного бурения скважин фирмы Atlas Copco

Параметры	Модель						
	DM-30*	DM-45/50	DML*	DM-M2	DM-M3	PV271	PV351
Диаметры бурения, мм	130—171	127—171	152—270	251—270	251—311	200—270	270—410
Глубина бурения, м: – одной штангой – максимальная	 9,1 15,2	 9,1 55/45	 9,1; 10,7 55	 10,7 53, 3	 12,2 48,8	 6,8; 12,21 60	 19,8 55
Наклонное бурение, град.	0—20	0—30	0—30	0—30	0—30	–	–
Осевое усилие, кН	136	227	272	340	409	340	522
Мощность вращателя, кВт	113	108	120	130	160	145	160
Частота вращения, мин$^{-1}$	0—100	0—160	0—160	0—150	0—200	0—170	0—170
Крутящий момент на долоте, кН·м	7,3	7,3; 12,2	7,35; 12,2	11,8	13,8	6,44; 12	25,7; 14,2
Скорость подачи / подъема, м/мин	0—30 / 0—85	0—44 / 0—62	0—44 / 0—62	0—25 / 0—30	0—44 / 0—30	0—39 / 0—48	0—21 / 0—47
Тип привода	Д	Д	Д	Д/Э	Д/Э	Д	Д/Э
Мощность дизеля, л.с.	425; 525	425; 600	525; 760	760	850; 950	760	1000—1500
Компрессор: – подача, м^3/мин – давление, МПа	 25,5 0,76	 25,5; 34 0,76	 34; 53,8 0,76	 54; 73 0,76	 54 0,76	 54 0,76	 85—108 0,76
То же с ударником	25,5 2,4	30 2,4	34 2,4	–	–	–	–
Скорость хода, км/ч	0—4,0	0—3,2	0—2,7	0—1,9	0—1,8	0—1,8	0—1,8
Ходовая часть	CAT-D4	CAT 320L	CAT 320S	CAT 320E	CAT 350	CAT 345L	CAT 375L

* Модели могут оснащаться оборудованием для бурения погружным пневмоударником.

Приложение 12. Выход горной массы с 1 м скважины (ориентировочные показатели)

Диаметр скважины (DC), мм	110	160	200	250	320
Выход горной массы с 1 м скважины ($V_{г.м}$), м^3/м	12—35	18—35	25—40	35—50	50—80

Примечание: большей крепости пород соответствует меньшее значение показателя.

Приложение 13. Типы и условия применения шарошечных долот

Таблица П.13.1

Типы долот третьего поколения и область их применения

Тип	Породы	Вооружение долота
М	Мягкие	Фрезерованные зубья
МЗ	Мягкие абразивные	Вставные зубья
С	Средней твёрдости	Фрезерованные зубья
Т	Твёрдые	То же
ТЗ	Твёрдые абразивные	Вставные зубья
ТК	Твёрдые с пропластками крепких	Комбинация фрезерованных и вставных зубьев
К	Крепкие	Вставные зубья

Таблица П.13.2

Рациональные области применения долот второго поколения (по данным ВНИИБТ)

Долото	Горные породы	Коэффициент крепости пород, f	Диаметр долот, мм
С и СТ	Неабразивные породы ниже средней и средней твёрдости: плотные глины, гипс, алевролиты, соли, мергели, углистые и глинистые сланцы, рыхлые известняки и т. п.	6	190, 214
Т	Неабразивные и малоабразивные горные породы: амфиболовые сланцы, аргиллиты, песчанистые сланцы, твёрдые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды, опоки и т. п.	6—8	145, 190, 214, 243
ТК	Малоабразивные твёрдые породы с пропластками крепких пород и руд: известняки с пропластками угля, малокристаллические известняки с пропластками доломитов и т. п.	8—10	190, 214, 243
ТЗ	Вязкие абразивные твёрдые горные породы: апатит-нефелиновые руды, доломитизированные известняки и плотные доломиты, разрушенные граниты, габбро и диориты, магнезиты	8—14	190, 214, 243
ТКЗ	Перемежающиеся абразивные твёрдые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослойками рыхлого кварцита, кварцевые сланцы и т. п.	8—14	190, 214
ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы и руды: гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты, крепкие песчаники и т. п.	12	76, 97, 112, 145, 190, 214, 269, 320

Примечание: предпочтительно выбирать долота третьего поколения; стандартное значение их диаметра в Приложении 15

Приложение 14. Номенклатура выпускаемых шарошечных долот для горнорудной промышленности СССР

Марка долота	Схема опор	Изготовитель	Масса долота, кг
III76Т III760К	С-Ш-С С-Ш-С	Уралбурмаш	2
III98.40К III112КЦВ	Ш-Ш-Ш Ш-Ш-С	Уралбурмаш, Востокмашзавод	4
III146ТПВ III146КПВ III146ОКПВ	Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш	Уралбурмаш, Востокмашзавод	12
III161ТПВ III161КПВ	Р-Ш-Ш Р-Ш-Ш	Уралбурмаш, Востокмашзавод	15,5
III215.9ТПВ2 III215.9ТЗПВ III215.9ТКЗПВ III215.9КПВ1 III215.90КПВ	Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р	Куйбышевбурмаш	32
III244.5ТПВ2 III244.5 КПВ III244.5ОКПВ1 III244.5ОКПВ2 III244.5ОКПВ3	Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р Р-Ш-Р	Уралбурмаш, Дрогобычский долотный завод, Поваровский опытный завод	45
III269.9ТПГВ III269.9ТЗПГВ III269.9ОКПВ2	Р-Ш-УПС-Р Р-Ш-УПС-Р Р-Ш-Р	Дрогобычский долотный завод	60
III320ТПГВ1 III320 ТЗПГВ1 III320ОКПВ1	Р-Ш-Р-УПС Р-Ш-Р-УПС Р-Ш-Р-УПС	Дрогобычский долотый завод, Востокмашзавод, Уралбурмаш	90

Примечания: С — подшипник скольжения; Ш — подшипник шариковый; Р — подшипник роликовый; УПС — упорная пята скольжения. Цифра (римская) III — число шарошек. Арабские цифры — диаметр долота, мм. Первая буква (буквы) — тип вооружения долота. П — с центральной продувкой с помощью продувочных каналов в лапах и их цапфах, предназначенных для охлаждения подшипников опор шарошек и предотвращения их зашламовывания. ПГ — периферийная схема очистки забоя. В — опоры шарошек на подшипниках качения.

Приложение 15. Коэффициенты разбуривания скважин ($К_{раз}$)

F	4	6	8—10	12—14	>16
$К_{раз}$	1,05	1,04	1,037—1,031	1,03—1,024	1,02

Приложение 16. Рекомендуемые параметры режима бурения шарошечными долотами третьего поколения

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр бурильных труб, мм	Осевое усилие на долото, кН		Частота вращения, $с^{-1}$		Расход продувочного агента*	
		М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	М, С, Т, ТК	МЗ, ТЗ, К, ОК	сжатого воздуха, $м^3/с$	технической воды, $дм^3/с$
Долота на подшипниках качения							
146	89—114	60—80	80—100	2,5-2,0	2-1	0,16—0,2	-
161	127	100—130	130—150	2,5-2,0	2-1	0,25	-
215,9	180	140—180	160—200	2,5-1,3	2-0,83	0,42	<0,02
244,5	203	180—220	180—250	2,5-1,3	2-0,83	0,42—0,53	<0,03
269,9	219	200—270	250—300	2,5-1,3	2-0,83	0,6—0,7	<0,05
320	273	<350	<500	2,5-1,3	2-0,83	0,83—1,0	<0,06
Долота на подшипниках скольжения							
76	63,5	<30	<40	<2,5	<2	0,15	<0,01
98,4	73	<40	<60	<2,5	<2	0,15	<0,02
112	89	<50	<80	2,5-1,7	2,5-1,0	0,15	<0,02
146	89—114	<80	<120	2,5-1,0	2,5-1,0	0,15	<0,03
161	127	120—140	130—150	2-1,0	1,7-1,0	0,25	<0,03
215,2	180	160—200	180—220	2-1,0	1,7-0,83	0,42	<0,05
244,5	203	200—250	220—270	2-1,0	1,7-0,83	0,42—0,53	<0,05
269,9	219	220—270	250—320	2-1,0	1,7-0,83	0,6—0,7	<0,06
320	273	<400	<500	2-1,0	1,7-0,83	0,8—1,0	<0,07

Примечания: * расход технической воды имеет место при воздушно-водяной очистке скважин.

1. Верхние пределы осевых усилий на долото соответствуют нижним пределам частот вращения долот.

2. С увеличением абразивности и трещиноватости пород частоту вращения рекомендуется уменьшать. В высшей степени крепких абразивных (VIII класс абразивности) или сильнотрещиноватых породах частоту вращения рекомендуется уменьшать до 1 $с^{-1}$.

3. По мере изнашивания вооружения шарошек долот М, С, Т, ТК необходимо постепенно увеличивать осевое усилие на долото до верхнего предела.

Приложение 17. Размеры наружного диаметра буровых штанг ($d_{тр}$) для шарошечного бурения

$d_д$, мм	161	190	214 (215,9)	243 (244,5)	269 (269,9)	320 (320)
$D_{тр}$, мм	130	152	180	203	219	275

Приложение 18. Техническая характеристика станков ударно-вращательного бурения

Таблица П.18.1

Отечественные буровые станки

Показатели	2СБУ-100-32М (СБУ-100Н-35)	3СБУ-100-32	СБУ-100-35; СБУ-100ГА-50	СБУ-125-24; СБУ-125А-32	СБУ-125У-52	СБУ-160
Диаметр скважины, мм	110 (125)	85;110; 125	110; 130	125	125—160	110 (125)
Глубина скважины, м, не менее	32 (35)	32	35; 50	24; 32	52	32
Диаметр штанги, мм	83	83	83	89	108	114
Длина штанги, мм	950	950	950	2930	4250	-
Масса штанги, кг	10	10	10	32,5	42,5	-
Число штанг в комплекте или кассете	30	30	30	8	14	-
Угол наклона скважины к вертикали, град.	0—90	манипулятор	0; 15; 30	0; 15; 30	0—30	
Пневмоударник	П-110К; П-125К	П-110К	П-125К	П-125К	П-125К	П-160А
Установленная мощность, кВт	Н..Д.	59 (дизель)	24	42	80	-
Мощность вращателя, кВт	4	4	4	3,8/6,2	35	
Частота вращения бурового става, $мин^{-1}$	0,77	0,65—1,33	0,77	0,37; 0,75	0,77	0 — 60
Крутящий момент на долоте, кН·м	0,83	2	0,83	1,67; 1,37	2,4	–
Усилие подачи на забой, кН	1,0—6,0	До 25	1,0—6,0	4,5—20	До 50	– / 30
Ход подачи, мм	1050	1800	1050	3700	4400	
Скорость подачи, м/с	0,25	0,33	0,25	0,17	0,4	
Тип долота	К-110	К-110К	К-125К	К-125К	К-125К	
Способ очистки скважины	Воздушный		Воздушно-водяной	Воздушный		
Скорость передвижения, км/ч	-	0,8—1,6	0,83	1	0,9	
Габариты станка в транспортном положении, мм	1135×430××2375	-×-×-	4000×2210×2210	4250××3000××3000	5600××3200××3200	4800××2800××6700
Масса станка, т	0,27	8,50	5,0	8,5	13,5	20

Примечание: станки СБУ-100 и СБУ-125 предпочтительно применять в породах крепких, очень крепких абразивных (f = 10÷16); станки СБУ-160 — в породах очень крепких, в высшей степени крепких абразивных (f = 14÷20).

Таблица П.18.2

Буровые станки серии ECM 570/670 фирмы Ingersoll-Rand с гидроударником

Модель станка	ECM-570	ECM-670
Фирма- изготовитель	Ingersoll-Rand США	Ingersoll-Rand США
Тип гидроударника	HC-80	HC-120
Производитель	IR/Montabert	IR/Montabert
Диаметр скважины, мм	64—102	76—115
Скорость вращения, $мин^{-1}$	0—140	0—140
Крутящий момент, Нм	800	881
Частота удара, $мин^{-1}$ ($с^{-1}$)	2800 (47)	2400 (40)
Диаметр штанги, мм	38—45	45—51
Двигатель		
Тип	Cummins 6 CT 8.3	Cummins 6 CT 8.3
Мощность, кВт	142	160
Скорость вращения, $мин^{-1}$	2200	2350
Буровые штанги и направляющие		
Ход штанги, м	5,0	5,0
Усилие подачи, Н	22240	22240
Общая длина направляющих, м	8,49	8,49
Компрессор		
Производительность, $м^3$/мин.	6,5	7,7
Давление, бар	9	9,7
Общие данные		
Преодолеваемый уклон, град.	35	35
Клиренс, см	46	46
Скорость движения, км/ч	3	3,14

Приложение 19. Техническая характеристика бурового инструмента для ударно-вращательного бурения

Таблица П.19.1

Техническая характеристика пневмоударников

Показатели	П-105К	П-125	П-160А
Номинальный диаметр, мм	105	125	165
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Работа единичного удара, Дж	96	140	280
Частота ударов, $с^{-1}$	27	21	21
Удельный расход сжатого воздуха, $м^3 \cdot с^{-1} \cdot кВт^{-1}$	0,037	0,045	0,0253
Ударная мощность, кВт	2,6	2,8	7,9
Наружный диаметр пневмоударника, мм	94	116	142
Масса без коронки, кг	20	31	40

Таблица П.19.2

Техническая характеристика долот к пневмоударникам

Типоразмер долота	К-105КА	К-130К	КНШ-105У	КНШ-125У	БК-155	К-105	К-125	К-160	БК-105
Диаметр долота, мм	105	130	108	125	150	105	125	160	105
Число штырей (лезвий) на долоте	(4)	(4)	14	15	(4 и 1 опереж.)	(4)	(4)	(4)	(3 и 1 опереж.)
Общая длина лезвий, мм	128	144	–	–	168	148	208	280	130
Масса долота, кг	4	5,8	5,0	6,0	9,2	3,0	5,6	12,5	3,5

Примечание: штыревые долота рационально применять в крепких малотрещиноватых породах.

Приложение 20. Значение коэффициента перебура ($К_{пер}$)

Категория трещиноватости пород	I	II	III	IV	V
Коэффициент перебура	6 ÷ 8	8 ÷ 10	10 ÷ 12	12 ÷ 14	14 ÷ 16

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Проектирование карьеров»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Екатеринбург

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО
Методической комиссией
горно-технологического
факультета
«___» _____ 2019 г.
Председатель комиссии
_____ст. преп. Колчина Н. В.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Проектирование карьеров»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Екатеринбург

Учебно-методические пособие рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений открытым способом « 11 » сентября 2019 г. (протокол № 332) и рекомендовано для издания в УГГУ.

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Проектирование карьеров» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Проектирование карьеров» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Проектирование карьеров» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии отвалообразования и организации производственных процессов, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров карьеров;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональной организации горных работ в конкретных условиях.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ, наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1
ТОЧНОСТЬ РАСЧЕТОВ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ

Цель работы: освоение методов определения погрешности расчетов при проектировании.

При проектировании часто возникает потребность в оценке результатов. Наиболее характерными случаями являются: определение погрешности расчета по известной погрешности исходных данных и определение погрешности исходных данных по заданной погрешности расчета (обратная задача).

Различают зарождающуюся погрешность, которая появляется при вычислениях вследствие округления результатов, и остаточную погрешность метода вычисления.

Абсолютная погрешность вычисляется по следующим соотношениям:

$$\Delta = \left| X_n - \overline{X} \right|, \qquad \Delta = \sum \left| \frac{\partial f}{\partial x_i} \right| \Delta X_i$$

где X_n – приближенное число;
X – истинное значение числа;
ΔX_i – погрешность переменной X_i, входящей в функцию f;
$\frac{\partial f}{\partial X_i}$ – частная производная функции f по переменной X_i.
Относительная погрешность определяется по формуле:

$$\delta = \frac{\Delta}{\overline{X}} \cdot 100, \%$$

1.1. Инструменты: микрокалькуляторы, справочник по высшей математике (раздел «Дифференциальное исчисление»)

1.2. Исходные данные включают следующие параметры:

- линейные размеры элементов карьера (принимаются по исходным данным;
- угол откоса рабочего уступа $\beta = 60°$ (1,047 рад.);
- угол погашения борта карьера $\gamma_{ср} = 40°$ (0,698 рад.).

Погрешность определения:

- ширины траншеи по низу $\Delta_b = \pm 2$ м, (при b = 30 м),
- высоты уступа $\Delta_{Hy} = \pm 1$ м,
- длины траншеи $\Delta_L = \pm 15$ м,
- угла откоса бортов траншеи $\Delta_\beta = (0{,}0870 \text{ рад}) = \pm 5°$,
- площади дна карьера $\Delta_{Sq} = \pm 2000$ м^2,
- глубины карьера $\Delta_{Hk} = \pm H_y$ м, (при $H_к = 160$ м),
- среднего угла погашения бортов карьера $\Delta\gamma_{ср} = \pm 2°$, (0,0348 рад.)
- периметра дна карьера $\Delta_P = \pm 50$ м, (при $b_{дна} = 35$ м)

Требуемая точность расчета (обратная задача):

- объема разрезной траншеи $\delta_{VT} = 5\ \%$,
- объема карьера $\delta_{VK} = 10\ \%$.

1.3. Порядок выполнения работы.

Задача 1: Определение абсолютной и относительной погрешности расчета объема разрезной траншеи и карьера по известной погрешности исходных данных.

Задача 2: Определение допустимой погрешности исходных данных по заданной погрешности расчета объема разрезной траншеи и карьера.

ЗАДАЧА 1

1.3.1. Определяем истинный объем разрезной траншеи и карьера по формулам:

$$V_T = \left(b + H_y \cdot \mathrm{ctg}\beta\right) H_y \cdot L,$$

$$V_K = S_q \cdot H_K + 0{,}5 \cdot P \cdot H_k^2 \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} \cdot H_K^3 \cdot \mathrm{ctg}^2\gamma_{\text{ср}},\ \text{м}^3.$$

1.3.2. Определяем численные значения частных производных, входящих в расчетные формулы. Варианты заданий даны в прил. I.

Таблица 1.1

ЧАСТНЫЕ ПРОИЗВОДНЫЕ	
ОБЪЕМА ТРАНШЕИ	ОБЪЕМА КАРЬЕРА
$\frac{\partial V_T}{\partial b} = H_{\text{у}} \cdot L$	$\frac{\partial V_K}{\partial S_q} = H_{\text{К}}$
$\frac{\partial V_T}{\partial H_{\text{у}}} = b \cdot L + 2H_{\text{у}} \cdot L \cdot \mathrm{ctg}\beta$	$\frac{\partial V_K}{\partial H_{\text{К}}} = S_{\text{q}} + P \cdot H_{\text{К}} \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{\text{ср}} + \pi \cdot H_{\text{К}}^2 \cdot ctg^2\gamma_{\text{ср}}$
$\frac{\partial V_T}{\partial L} = H_{\text{у}}\left(b + H_{\text{у}} \cdot \mathrm{ctg}\beta\right)$	$\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial P} = 0{,}5 \cdot H_{\text{К}}^2 \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{\text{ср}}$
$\frac{\partial V_T}{\partial \beta} = -\frac{H_{\text{у}}^2 \cdot L}{sin^2\beta}$	$\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial \gamma_{\text{ср}}} = -\frac{P \cdot H_{\text{К}}^2}{2 \cdot \sin^2\gamma_{\text{ср}}} - \frac{2 \cdot \pi \cdot H_{\text{К}}^3 \cdot \mathrm{ctg}\gamma_{\text{ср}}}{3 \cdot \sin^2\gamma_{\text{ср}}}$

1.3.3. Определяется абсолютная погрешность расчета разрезной траншеи и карьера по выражениям

$$\Delta V_T = \left|\frac{\partial V_T}{\partial b}\right|\Delta b + \left|\frac{\partial V_T}{\partial H_{\text{у}}}\right|\Delta H_{\text{у}} + \left|\frac{\partial V_T}{\partial L}\right|\Delta L + \left|\frac{\partial V_T}{\partial \beta}\right|\Delta\beta,\ \text{м}^3$$

$$\Delta V_K = \left|\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial S_q}\right|\Delta S_g + \left|\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial H_{\text{К}}}\right|\Delta H_{\text{К}} + \left|\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial P}\right|\Delta P + \left|\frac{\partial V_{\text{К}}}{\partial \gamma_{\text{ср}}}\right|\Delta\gamma_{\text{ср}},\ \text{м}^3$$

1.3.4. Определяется относительная ошибка вычисления V_T и V_K по формулам:

$$\delta_{V_T} = \frac{\Delta V_T}{V_T} \cdot 100, \%$$

$$\delta_{V_К} = \frac{\Delta V_К}{V_К} \cdot 100, \%.$$

ЗАДАЧА 2: (обратная)

1.3.5. По известной относительной погрешности расчета Определяем абсолютную погрешность расчета объема разрезной траншеи и карьера по формулам:

$$\Delta V_T = \frac{V_T \cdot \delta V_T}{100}, \qquad \Delta V_K = \frac{V_K \cdot \delta V_K}{100}.$$

1.3.6. Определяем абсолютную погрешность исходных данных по формуле

$$\Delta x_i = \frac{\Delta V_T \left(\Delta V_K\right)}{n \cdot \left|\frac{\partial V}{\partial X_i}\right|}$$

где n – число переменных, входящих в функциональную зависимость (в нашем случае n = 4);

$\left|\frac{\partial f}{\partial X_i}\right|$ – частные производные функции по переменной X_i (например, для разрезной траншеи X_i – соответствует b, $H_У$, L, β).

1.4. Форма отчетности. По результатам практического занятия представляется отчет, содержащий краткую теорию существа вопроса, таблицу частных производных функций V_T и V_K, а также результаты расчетов по предложенной методике.

Практическая работа № 2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА СРАВНЕНИЕМ КОНТУРНОГО И ГРАНИЧНОГО КОЭФФИЦИЕНТОВ ВСКРЫШИ

Цель работы: Определение глубины карьера на поперечном разрезе сравнением контурного (K_K) и граничного ($K_{ГР}$) коэффициентов вскрыши по условию:

$$K_{ГР} \geq K_K$$

при $K_K = \Delta V/\Delta P$, м^3/м^3

где ΔV ΔP – соответственно приращение объема полезного ископаемого и вскрышных пород при увеличении глубины карьера на ΔH_K, тыс.м^3.

2.1. ***Исходные данные*** оформлены в виде задания на бланке (рис. 2.1), которое включает:

- поперечный разрез месторождения;
- линии погашения бортов карьера;
- дополнительные данные – масштаб чертежа, высота уступа, граничный коэффициент вскрыши принимаются каждым студентом в зависимости от варианта индивидуального задания.

2.2. ***Порядок выполнения работы***

2.2.1. На поперечный разрез наносятся тонкие горизонтальные линии. Расстояние между ними равно высоте уступа ($H_У$) в масштабе чертежа. Проставляются отметки горизонтов от поверхности до нижней границы поперечного разреза (например: гор.-10; гор. -20; гор. -30; и т. д.).

2.2.2. Назначается исходная глубина горных работ (в пределах 160÷180 м). На поперечном разрезе отстраиваются контуры карьера, соответствующие этой глубине. Углы погашения бортов вычерчиваются параллельно показанным в бланке задания. Ширина дна карьера принимается в пределах 30÷40 м.

2.2.3. Задается величина приращения ($\Delta H_К$) глубины карьера. Рекомендуется принимать:

$$\Delta H_К = \pm H_У$$

2.2.4. По выбранной $\Delta H_К$ отыскиваются последующие контуры карьера. Рекомендуется назначать не менее 3-4 вариантов конечной глубины открытой разработки.

2.2.5. Между соседними границами конечных контуров карьера подсчитываются объемы дополнительно вынимаемой руды (ΔP) и вскрыши (ΔV). Для упрощения вычислений криволинейные контакты полезного ископаемого и вмещающих пород следует заменить отрезками прямых. Объемы ΔP и ΔV вычислять по формулам геометрии, как сумму площадей правильных фигур (параллелограммов, трапеций, треугольников).

2.2.6. Результаты вычислений заносятся в табл. 2.1.

Например:

Таблица 2.1

НАТУРНЫЕ КОЭФФИЦИЕНТЫ ВСКРЫШИ

НАЧАЛЬНАЯ ГЛУБИНА КАРЬЕРА, М	$H_К$, М	ΔV, ТЫС.М^3	ΔP, ТЫС.М^3	$K_К$, М^3/М^3
156	180	2466	834	2,96
	204	900	620	1,45

	228	2107	180	11,71

2.2.7. По данным табл. 2.1. строится график $K_K = f(H_K)$ изменения контурного коэффициента вскрыши с глубиной карьера. Точка пересечения функции $K_K = f(H_K)$ и $K_{ГР}$ = const дает значение экономически целесообразной глубины открытой разработки (рис. 2.1).

2.2.8. Рассчитанные контуры карьера вычерчиваются контрастным цветом (красным, синим, зеленым) на поперечном разрезе.

2.3. Форма отчетности. Отчет о проделанной работе должен содержать порядок определения глубины карьера, таблицу контурных коэффициентов вскрыши (табл. 2.1), график $K_K = f(H_K)$**.** Бланк задания с выделенными контурами карьера прилагается к отчету.

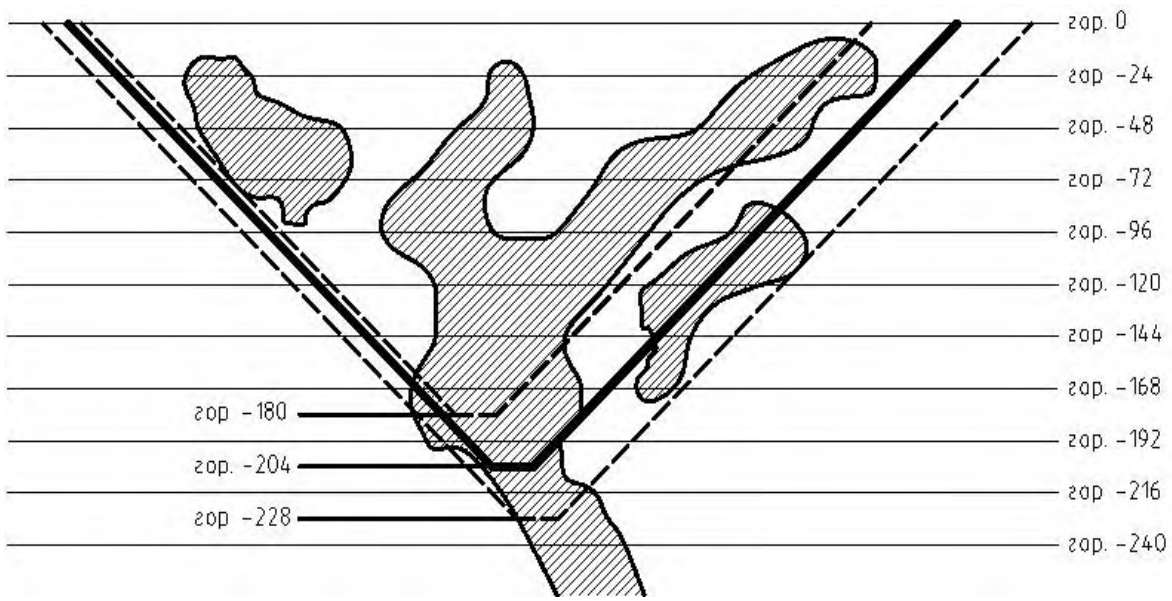


Рис. 2.1. Исходные данные и схема для расчета

контурных коэффициентов вскрыши

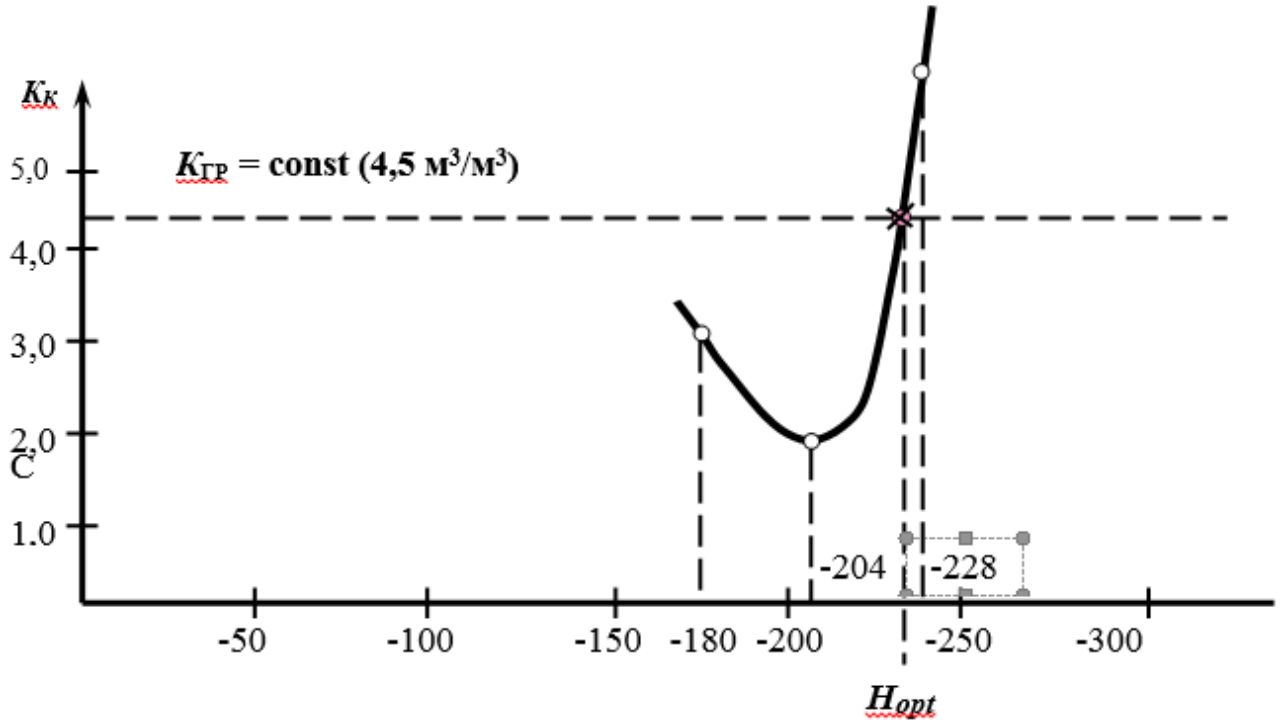


Рис. 2.2. График вида $К_К = f (Н_К)$

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА № 3
ЛИНЕЙНЫЙ ГРАФИЧЕСКИЙ МЕТОД ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА

Цель работы: Изучение сущности упрощенного линейного графического метода горно-геометрического анализа на поперечных разрезах, разработанного В. С. Хохряковым; исследование режима вскрышных и добычных работ в карьере.

Горно-геометрический анализ предназначен для обоснования элементов системы разработки, очередности и порядка отработки карьерного поля календарного плана разработки месторождения, исследования схемы вскрытия. Горно-геометрический анализ – это метод обоснования режима горных работ карьера.

График горно-геометрического анализа представляет собой зависимость объемов вскрыши (V) и полезного ископаемого (P), извлекаемых из карьера при ведении горных работ с заданными параметрами (высота уступа H_y, угол откоса рабочей зоны φ, направление развития горных работ β и т. д.), от глубины карьера ($H_к$) при крутом и наклонном залеганиях полезного ископаемого или размеров карьера (L, B) в плане при горизонтальном и пологом их залегании.

Режим горных работ представляется зависимостями вида:

$$\Sigma P,\ \Sigma V = f(H) \text{ или } \Sigma V = f(\Sigma P).$$

3.1. Исходные данные оформлены в видс бланка задания на отдельном листе (рис. 3.1), которое включает:

- поперечный разрез месторождения с нанесенными конечными контурами карьера и направлением понижения горных работ. Стрелками *A, B, C* показаны варианты направления понижения горных работ;
- данные для отстройки линии откосов рабочих бортов карьера: масштаб чертежа, высота уступа, угол откоса рабочего борта, длина карьера по простиранию.

3.2. Порядок выполнения работы

3.2.1. Ознакомившись с заданием, необходимо вычертить на поперечном разрезе карьера заданное направление углубки горных работ. На рис. 3.1. выделено направление "*B*" означающее вскрытие карьерного поля по центру залежи временными съездами.

3.2.2. Отметки горизонтов заносятся в табл. 3.1 объемов горной массы.

3.2.3. На поперечный разрез наносятся положения откосов рабочих бортов карьера для заданного направления развития горных работ при их понижении. Для этого из точек пересечения средней линий каждого уступа с линией понижения горных работ проводятся отрезки прямых до пересечения их с рассчитанным на предыдущем занятии контуром карьера или дневной поверхностью. Наклон отрезков прямых соответствует углу откоса рабочей зоны (φ). На рис. 3.1 отметка дна рабочей зоны на гор. -96 м соответствует точке 1. Отрезки 1-2 и 1-3 характеризуют среднюю линию наклонного слоя вынимаемой горной массы при понижении рабочей зоны карьера с гор. -48 м на гор. -72 м.

3.2.4. Масштабной линейкой производится замер общей длины отрезков, соответствующих ординатам руды и вскрыши в каждом выделенном наклонном слое. На рис. 3.1 ордината руды соответствует сумме длин отрезков 4-5, 1-6, 7-8, а ординаты вскрыши – отрезков 3-5, 4-1, 6-7 и 8-2.

Данные замеров и вычислений заносятся в табл. 3.1.

Примечание: Площади руды и вскрыши в каждом наклонном слое (этапе горных работ) определяются отдельно со стороны левого и правого бортов как площади трапеций.

Например, площадь руды (S_P) и площадь вскрыши (S_B) на гор. -96 м можно выразить:

$$S_{Р} = S_{Р.Л} + S_{Р.П} = (4\text{-}5)h_{Л} + (1\text{-}6;\ 7\text{-}8)h_{П}$$
$$S_{В} = S_{В.Л} + S_{В.П} = (3\text{-}5;\ 4\text{-}1)h_{Л} + (6\text{-}7;\ 8\text{-}2)h_{П}$$

$h_{Л}$, $h_{П}$ – толщина наклонного слоя по левому и правому рабочим бортам; при углубке на один горизонт;

$S_{Р.Л}$, $S_{Р.П}$ – площадь руды, соответственно по левому и правому рабочим бортам в наклонном слое;

$S_{Р.Л}$, $S_{Р.П}$ – то же по вскрыше.

$$h_{Л} = H_{У}\cdot\Delta_{Л}; \qquad h_{П} = H_{У}\cdot\Delta_{П}$$

Значение $\Delta_{Л}$ и $\Delta_{п}$ даны в табл. 3.2.

3.2.5. Результаты измерений заносятся в табл. 3.1 объемов горной массы в строку 1 и 5. Для примера: в табл. 3.1 внесены ординаты руды и вскрыши, соответствующие наклонному слою гор. -72 м. Переход к абсолютным величинам (строки 2 и 7) осуществляются умножением ординат (мм) на заданный масштаб чертежа.

3.2.6. Площади наклонных слоев (строки 3 и 8) получают умножением ординат в строках 2 и 7 на величину дискретного понижения рабочей зоны (в нашем примере – 24 м).

3.2.7. Объемы вскрыши и руды по слоям вычисляются умножением соответствующих слоевых площадей на длину месторождения по простиранию, т. е. числа в сроках 3 и 8 умножаются на заданную длину залежи (L). *Объемы вскрыши в торцах не учитываются, поскольку залежь вытянутая и указанными объемами можно пренебречь*.

3.2.8. Нарастающие объемы руды и вскрыши определяются последовательным суммированием текущих объёмов в каждом наклонном слое. Они характеризуют объемы горных работ, произведенные с начала разработки месторождения до рассматриваемого их положения.

3.2.9. Текущий коэффициент вскрыши вычисляется делением показателей строки 4 на показатели строки 9. Средний с начала разработки коэффициент вскрыши определяется делением в каждой колонке показателей в строке 5 на строку 10.

3.3. Форма отчетности.

По результатам практического занятия представляется заполненная таблица объемов горной массы, коэффициентов вскрыши и бланк исходной информации со всеми необходимыми построениями: (табл. 3.1).

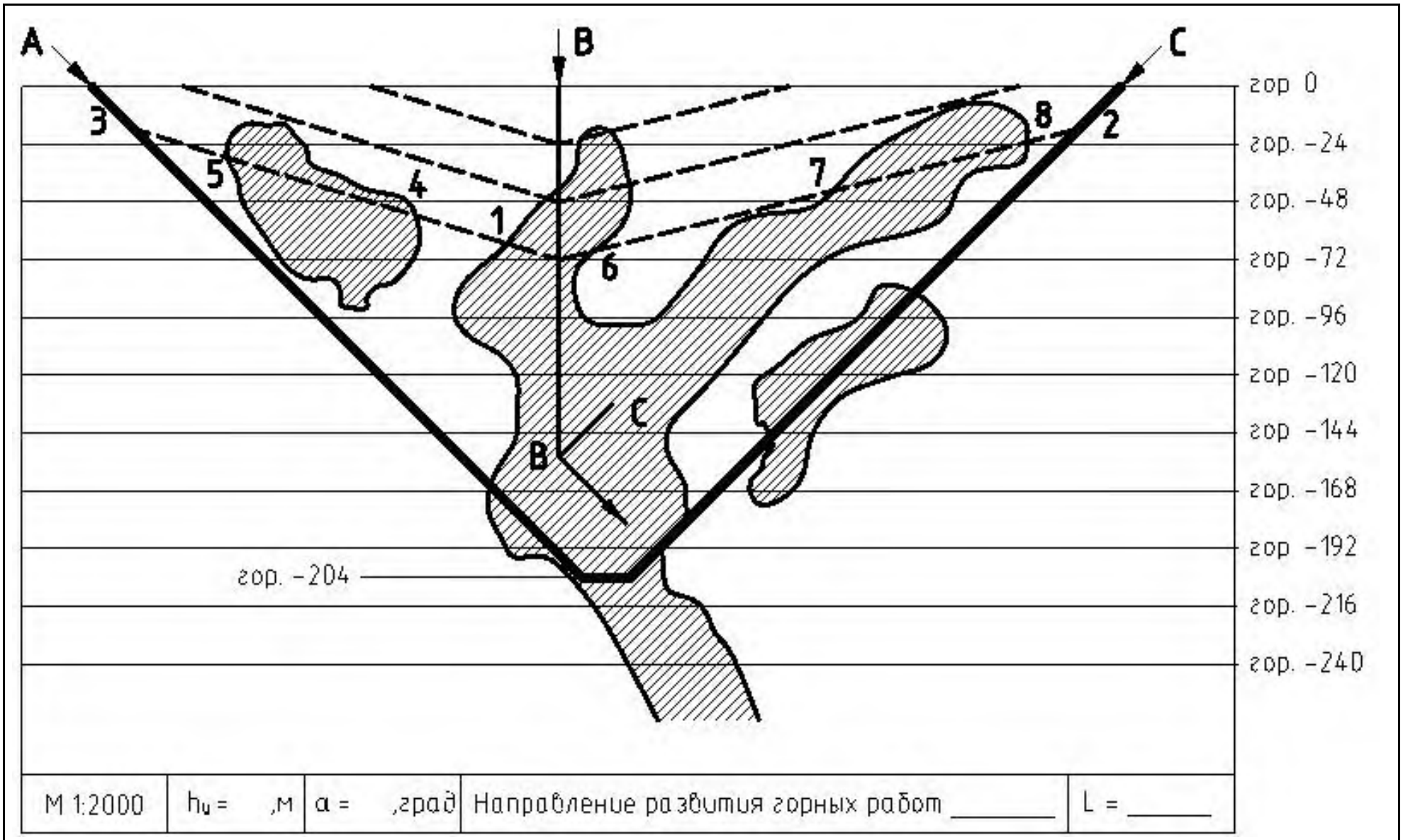


Рис. 3.1. Исходные данные и схема для расчета таблицы режима горных работ

Таблица 3.1

ОБЪЕМЫ ВСКРЫШИ И РУДЫ ПО ЭТАПАМ ПОНИЖЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

№ п/п	Показатель	Ед. изм.	Глубина (отметка горизонта)													
Вскрыша																
1	Ордината	мм														
2	Ордината	м														
3	Площадь	$м^2$														
4	Объем	тыс.·$м^3$														
Руда																
5	Ордината	мм														
6	Ордината	м														
7	Площадь	$м^2$														
8	Объем	тыс.·$м^3$														
9	Нарастающий объем вскрыши	тыс.·$м^3$														
10	Нарастающий объем ПИ	тыс.·$м^3$														
11	Текущий коэффициент вскрыши	$м^3/м^3$														
12	Средний коэффициент вскрыши	$м^3/м^3$														

Таблица 3.2

ПОПРАВОЧНЫЕ КОЭФФИЦИЕНТЫ

Угол наклона линии направления развития горных работ, град.	Значение $\Delta_Л$					Значение $\Delta_П$				
	При угле наклона рабочего борта, град.									
	5	10	15	20	25	5	10	15	20	25
90	0,996	0,985	0,966	0,939	0,906	0,996	0,985	0,966	0,940	0,906
80	0,981	0,953	0,921	0,879	0,830	1,011	1,016	1,013	1,001	0,981
70	0,964	0,921	0,872	0,817	0,752	1,025	1,048	1,059	1,064	1,052
60	0,946	0,883	0,816	0,742	0,662	1,047	1,086	1,114	1,137	1,151
50	0,891	0,835	0,745	0,654	0,551	1,069	1,131	1,181	1,203	1,261

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4
РАСЧЕТ СКОРОСТИ УГЛУБКИ В КАРЬЕРЕ

Цель работы: Определить скорость углубки в карьере на основе графика $L = = f(T)$ А. И. Арсентьева.

Скорость углубки $У_{Г.}$ (м/год) определяется по формуле:

$$У_{Г.} = \frac{12H_{у}}{T},$$

где $H_У$ – высота уступа, м,

T – время подготовки одного горизонта, мес.

Теоретические положения

Основой методики расчета являются следующие положения:

- подготовка нового горизонта к эксплуатации длится от начала проходки разрезной траншеи на вышележащем горизонте до начала проходки разрезной траншеи на нижележащем;
- к началу расширения разрезной траншеи необходимо, чтобы на смежном с подготавливаемым вышележащем горизонте была образована рабочая площадка не меньше минимальной ширины, принятой проектом на разработку;
- минимальная длина разрезной траншеи должна быть равной сумме длин экскаваторного блока и участка опережения, обеспечивающего возможность одновременной разноски и дальнейшей проходки разрезной траншеи;
- расчетное время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется с учетом времени совмещения работы экскаваторов, проходящим вскрывающую выработку и ее расширяющим.

4.1. Условные обозначения к работе:

$H_{у}$ – высота уступа, м;

$L_{б}$ – длина экскаваторного блока, м;

$L_{о}$ – допустимое минимальное расстояние между экскаватором, проходящим траншею, и экскаватором, расширяющим ее, м (50-100);

$L_{п}$, $L_{т}$ – длина тупикового (петлевого) разворота: для ж.д. путей, м (130-150); для автодорог, м (30-50);

$L_{тр}$ – длина разрезной траншеи, м;

$L_{В}$ – длина въездной траншеи на горизонт подготовки, м;

φ – угол откоса рабочего борта, град.;

$B_{рп}$ – ширина рабочей площадки, м;

β – угол направления углубки, град.;

α – угол откоса уступа, град.;

$B_{тр}$ – ширина дна разрезной траншеи, м;

$Q_{тр}$ – производительность экскаватора при проходке разрезной траншеи, м^3/мес.;

$Q_э$ – производительность экскаватора при расширении разрезной траншеи, м^3/мес.;

$V_т$ – скорость проходки разрезной траншеи, м/мес.;

$V_о$ – скорость расширения разрезной траншеи, м/мес.;

i – уклон въездной траншеи, в тысячных;

M – число экскаваторов, работающих на расширении разрезной траншеи (не считая траншейных экскаваторов), единиц;

k – количество экскаваторных блоков на горизонте, необходимых для расширения вскрывающей выработки, единиц.

4.2. Порядок выполнения работы

Все графические построения выполняются на миллиметровой бумаге.

В варианты расчетов положены два определяющих признака:

1)способ вскрытия;

2)схема вскрытия.

Примечание: Расчетные схемы приведены в таблице. 4.1 (см.рис. 4.1).Параметры схем приведены в приложении 5.

Таблица 4.1 - Расчетные схемы

Способ вскрытия – вскрывающая выработка	Схема вскрытия (форма трассы):	
	поступательная	тупиковая (петлевая)
Разрезная траншея	Схема А	Схема В

Для построения схем А и В (рис. 4.1 и 4.2) рассчитываются скорости:

- проходки въездной траншеи;
- проходки разрезной траншеи;
- расширения разрезной траншеи.

Объем$V_{тр}$, м^3, время проходки$t_с$, мес. и длина въездной траншеи$L_в$, м, на горизонте определяются:

$$V_{тр} = \frac{H_y^2}{i}\left(\frac{B_{тр}}{2} + \frac{H_y}{3\mathrm{tg}\,\alpha}\right), \quad (4.1)$$

$$t_с = \frac{V_{тр}}{Q_{тр}}, \quad (4.2)$$

$$L_в = \frac{H_у}{i}. \quad (4.3)$$

Скорости проходки разрезной траншеи ($V_т$) и ее расширения ($V_о$), м/мес., определяются по формулам:

$$V_т = \frac{Q_{тр}}{H_у\left(B_{тр} + H_у \cdot \operatorname{ctg}\alpha\right)}, \tag{4.4}$$

$$V_о = \frac{M \cdot Q_э}{H_у^2 \cdot \left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}. \tag{4.5}$$

Округляется до целого в меньшую сторону $\left\lfloor M = \frac{Q_{ТР} \cdot H_у \cdot \left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}{Q_Э \cdot \left(B_{ТР} + H_у \cdot \operatorname{ctg}\alpha\right)} \right\rfloor$ (4.6)

Угол откоса рабочего борта(φ) определяется по формуле:

$$\operatorname{arctg}\varphi = H_у / \left(B_{РП} + H_у \operatorname{ctg}\alpha\right). \tag{4.7}$$

Примечание. Максимально возможное число экскаваторов *(M)*на расширении траншеи определяется из условия, что скорость проходки траншеи ($V_т$) должна быть более или равна скорости ее расширения *($V_о$):*

$$V_т \geq V_о.$$

4.2.1. Расчеты по схеме А

Обобщенный график*L = f(T)* организации работ по вскрытию и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншеей и поступательными съездами (рис. 5.1)рассчитывается по временным интервалам.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется суммой временных отрезков, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \tag{4.8}$$

где t_1 – время ввода первого экскаватора на расширении вскрывающей выработки (разрезной траншеи), мес.:

$$t_1 = \frac{L_б + L_о}{V_т}, \tag{4.9}$$

t_2– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину экскаваторного блока, мес.:

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_б\left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}{Q_э}, \tag{4.10}$$

t_3– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину, необходимую для проходки въездной траншеи на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_3 = \frac{L_в + L_п}{V_о}, \tag{4.11}$$

где t_4 – время проходки вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_4 = \frac{(k-1)L_б + (L_в - L_п)}{V_о} - \frac{(k-1)L_б + (L_в - L_п)}{V_t}. \quad (4.12)$$

Количество экскаваторных блоков (k) на горизонте определяется по выражению

Округляется до целого в большую сторону

$$k = \left\lceil \frac{L_{гр} + L_в + L_п}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \quad (4.13)$$

Примечание. При железнодорожном транспорте вследствие обменно-транспортных операций на одном уступе допускается не более двух экскаваторов, при автомобильном – не более четырех-пяти.

4.2.2. Расчеты по схеме В

На рис. 5.2 показан обобщенный график $L = f(T)$ организации работ при вскрытии и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншей и внутренними тупиковыми съездами, расположенными на нерабочем борту карьера.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4. \quad (4.14)$$

Из схемы (рис. 5.2) можно найти, что

$$t_1 = \frac{L_б + L_T + L_о}{V_T}, \quad (4.15)$$

где L_T – длина тупикового разъезда при железнодорожном транспорте или же петлевого заезда при автомобильном транспорте, м;

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_Б(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э}; \quad (4.16)$$

$$t_3 = \frac{L_в}{V_о}; \quad (4.17)$$

$$t_4 = \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_О} - \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_т}; \quad (4.18)$$

Округляется до целого в большую сторону

$$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \quad (4.19)$$

4.3. Форма отчетности

По результатам занятия представляется отчет, содержащий цель работы,

краткую теорию рассматриваемого вопроса, расчеты, необходимые для построения графика $L = f(T)$, и собственно график подготовки нового горизонта для рассмотренных схем.

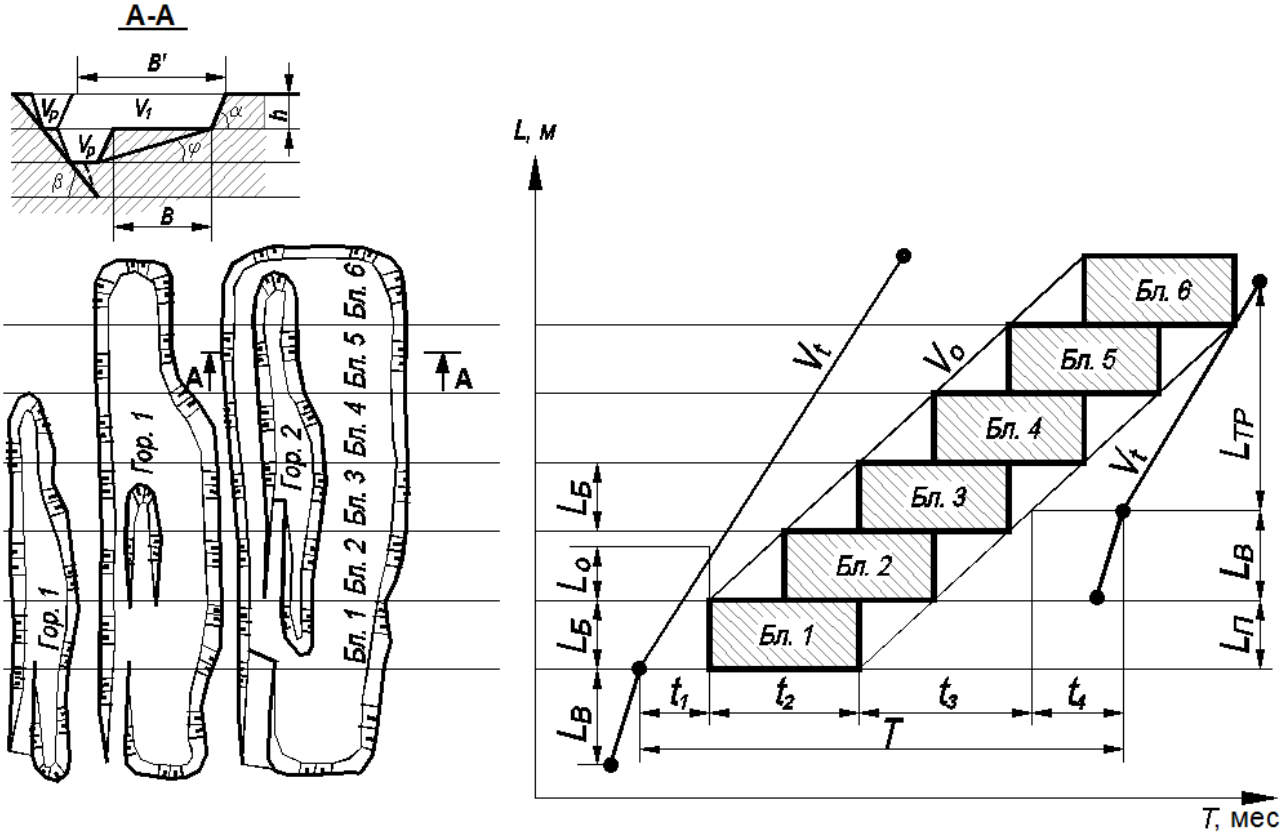


Рис. 4.1. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами поступательной формы трассы

(схема А)

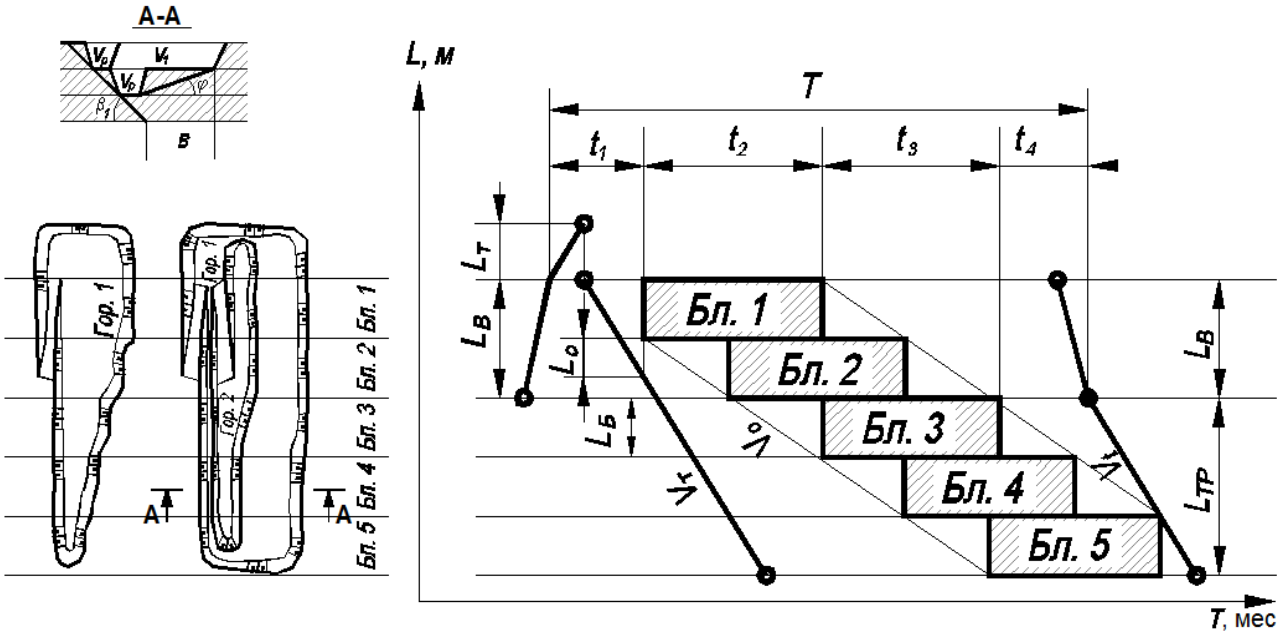


Рис. 4.2. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами тупиковой (петлевой) формы трассы

(схема В)

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5
ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ КАРЬЕРА

Цель работы: Определить производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше;

сроки строительства карьера, ввода его в эксплуатацию.

5.1. Исходные данные – таблицы режима горных работ, рассчитанные на занятиях № 3, 4.

Примечание. Исходные данные и результаты расчетов представляются в виде графиков-номограмм режима горных работ (рис. 5.1).

5.2 Порядок выполнения работы

5.2.1. По данным таблицы режима горных работ строятся графики-номограммы. В левой части графиков-номограмм приводятся результаты горно-геометрического анализа карьера (извлекаемые в процессе разработки карьера объемы полезного ископаемого и вскрышных пород нарастающим итогом по горизонтам отработки с углом откоса рабочей зоны $\gamma = \quad = \gamma_р$), в правой части – разработанные календарные графики добычи полезного ископаемого и выемки пород вскрыши.

5.2.2. На первом этапе осуществляется трансформация верхней части графика $\sum P = f(H)$ – изменения объемов выемки полезного ископаемого *(P)* с глубиной карьера *(H)* в график $\sum P = f(T)$ нарастающих объемов полезного ископаемого *(P)* во времени разработки карьера *(T)*.

Главным регулирующим трансформацию параметром является скорость углубки карьера ($У_Г$), измеряемая в метрах в год.

Для этого в левой части графиков-номограмм (рис. 5.1) по оси абсцисс *H* последовательно откладываются и отмечаются отрезки, соответствующие скорости углубки карьера ($У_Г$), т. е. ежегодному углублению рабочей зоны.

Примечание. Перпендикуляр, проведенный к любой точке графика $\sum P = f(H)$ от оси абсцисс *H* – любой точки, характеризующей текущую глубину разработки, соответствует объему полезного ископаемого, извлекаемому из карьера к этому моменту.

Скорость углубки (УГ) принимается по данным работы №4.

5.2.3. По полученным ординатам добычи полезного ископаемого ($\sum P$), установленным на основании годового понижения горных работ, в правой части графиков (рис. 5.1) строится кривая вида $\sum P = f(T)$. При этом каждая точка графика устанавливает соответствие достигнутой глубины и разработки по оси *H* с годом выемки по оси *T*.

Примечание. Ординаты графика $\sum P = f(T)$ характеризуют накопленные с начала разработки объемы полезного ископаемого и вскрыши к моменту окончания t-го года ведения горных работ. Кривая $\sum P = f(T)$ состоит из отрезков прямых, разница ординат точек которых характеризует объем полезного ископаемого, извлекаемый из карьера за год разработки *t*.

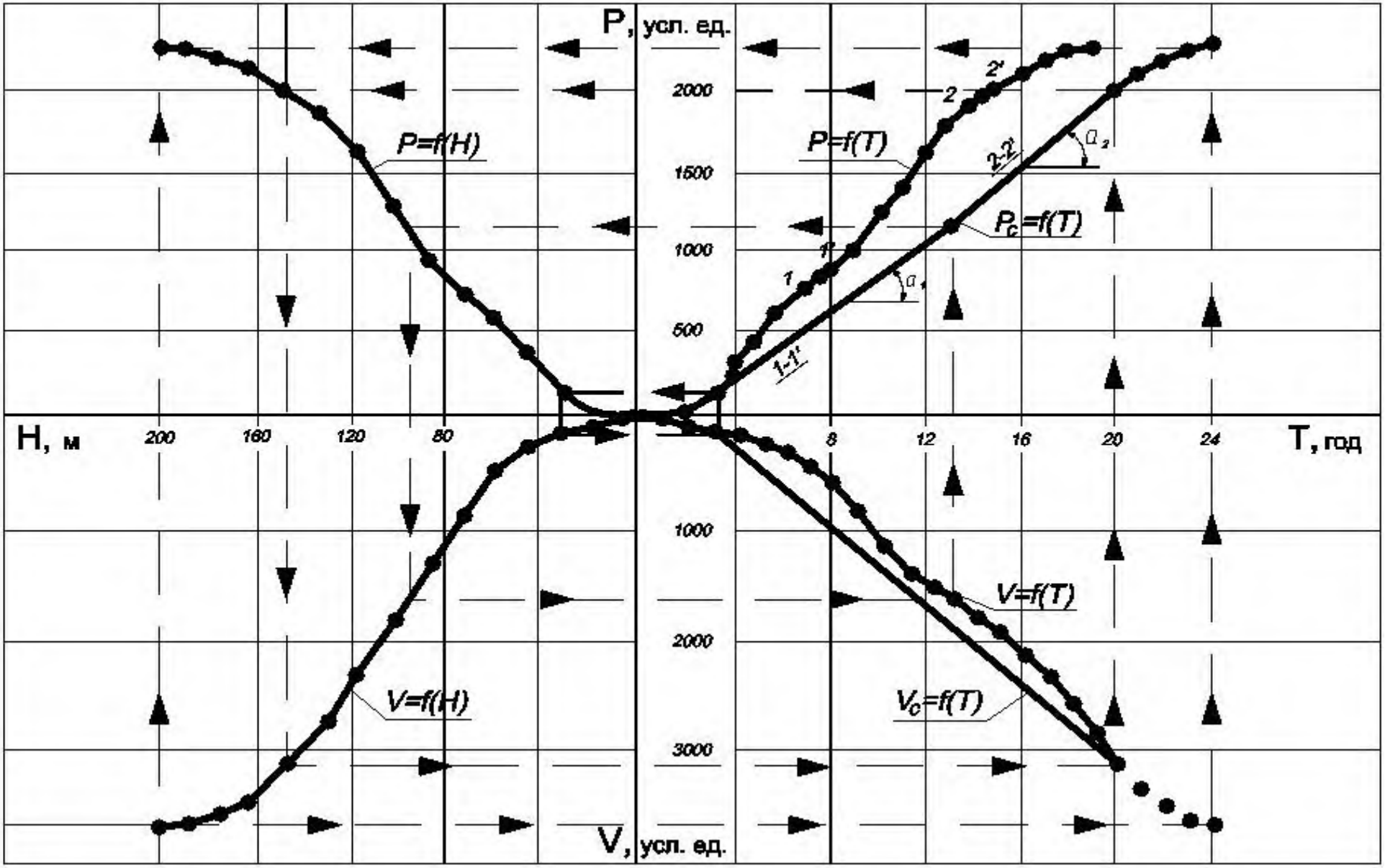


Рис. 5.1. Графики номограммы определения производительности карьера по руде и вскрыше

В результате построений получается неусредненный график, состоящий из отрезков прямых, годовые приращения которых характеризуют производительность карьера в каждый данный год разработки. Участок кривой с наибольшим углом наклона к оси абсцисс *T* обеспечит производительность карьера по полезному ископаемому не только большую по сравнению с другими, но и максимально достижимую на данном этапе по горнотехническим возможностям.

5.2.4. На втором этапе полученный построениями график – $\sum P = f(T)$ стабилизируется по периодам разработки. Для этого на графике $\sum P = f(T)$ выделяется начальный период разработки (период горно-капитальных работ и развития производительности по руде), характеризующийся отсутствием добычи руды или минимальными значениями добычи по сравнению с последующими годами разработки. Этот период будет характеризовать длительность строительства карьера и выхода его на полную производственную мощность.

5.2.5. В дальнейшем стабилизация производительности по полезному ископаемому на графике-номограмме – осуществляется по отдельным периодам (I_1, T_2, ... T_n), продолжительных которых находится в пределах 7-10 лет, исключая периоды развития мощности и затухания горных работ в карьере.
Стабильная производительность в каждом периоде эксплуатации карьера принимается по **минимальному** ее значению, достигнутому в один из отрезков времени разработки, карьера (один год). Во всех остальных годах разработки производительность снижается до принятого в периоде значения. Соответствующие участки кривой $\sum P_c = f(T)$ в рассматриваемом периоде выполаживаются, скорость углубки карьера уменьшается по сравнению с начально-принятым максимальным значением (рис. 5.1). Делается проверка на длительность каждого выделенного периода разработки карьера со стабильной производительностью по полезному ископаемому в течение не менее чем 7-10 лет.

5.2.6. На основании выделенных расчетных периодов разработки со стабильной производительностью по полезному ископаемому определяется производительность карьера по вскрыше (*V*), для чего строится график вида $\sum V = f(T)$. При определении производительности карьера по вскрыше, в первую очередь, устанавливается минимальный, нестабилизированный объем выемки вскрышных пород, обеспечивающий выполнение принятых годовых объемов добычи полезного ископаемого (графи $\sum V_{c\,(1.2)} = f(T)$).
Для этого по каждому году разработки по графику $\sum P_c = f(T)$ берется ордината объема полезного ископаемого, извлекаемого из карьера при работе со стабильной производительностью по руде, и через график $\sum P = f(H)$ определяется абсцисса глубины карьера на данный год разработки. Разница между соседними отметками глубины карьера на оси абсцисс дает скорость понижения работ в карьере. По ординатам понижения работ в карьере по графику $\sum V = f(H)$ определяются объемы выемки вскрыши.

Примечание. В период горно-капитальных работ, когда из карьера извлекаются практически только объемы вскрышных пород, т. е. до начала первого периода эксплуатации, скорость понижения горных работ принимается максимальной, равной принятой скорости углубки, и трансформация графика по вскрыше проводится так же, как по руде.

График $\sum V=f(T)$ выемки пород вскрыши строится на основе графика $\sum V = f(H)$ режима вскрышных работ так, производительность карьера по породам вскрыши определяется тангенсом угла наклона участков кривой $\sum V = f(T)$ к оси абсцисс T, как и производительность карьера по руде производительность по вскрыше постоянна по периодам, как это показано на рис. 5.1. Продолжительность периодов усреднения по вскрыше принимается 7-10 (до 12 лет).

Примечание. Календарный график работы карьера по вскрыше выравнивается за счет переноса части объемов на более ранние периоды работы.

Усреднительные прямые проводятся по касательной к точкам графика $\sum V = f(T)$ или как можно ближе к ним, таким образом, чтобы прямые не пересекали кривую $\sum V = f(T)$. В этом случае в карьере гарантируется сохранение рабочих площадок шириной не менее расчетной.

Примечание. Иногда в процессе усреднения необходимо уменьшение производительности по вскрыше в первый эксплуатационный период в связи с требованиями рационального графика режима горных работ. В этом случае усреднительные прямые могут пересекать кривую $\sum V = f(T)$, координаты точек этих пересечений показывают сроки и объемы консервации (расконсервация) объемов вскрыши и периоды работы карьера с новыми параметрами системы разработки.

5.2.7. Определяются сроки строительства, развития и ввода в эксплуатацию производственных мощностей с указанием объемов работ по добыче полезного ископаемого и выемке вскрыши. По нормам технологического проектирования устанавливается пусковая производительность и динамика наращивания мощности карьера (табл. 5.1). На графике $\sum P_C = f(T)$ определяется объем добычи полезного ископаемого по годам освоения мощности, длительность периода освоения мощности и развития ее до проектной величины. Затем на графике $\sum V_C = f(T)$ выделяется срок строительства карьера и определяется объем горно-строительных работ.

Примечание. Пусковая производительность карьера принимается не менее 30 % расчетной производительности по полезному ископаемому при годовом объеме добычи более 20 млн. т и не менее 50 % при годовой производительности 4-20 млн. т. На карьерах с годовым объемом добычи до 4 млн т при вводе карьера в эксплуатацию должна быть освоена его расчетная (100 %) производительность.

При достижении пусковой производительности по полезному ископаемому карьер считается сданным в эксплуатацию.

На графике $\sum P_C = f(T)$ этому моменту соответствует абсцисса точки с приращением ординат равным или большим производительности пускового комплекса по полезному ископаемому.

Примечание. Сроки освоения расчетной производительности карьера после пуска его в эксплуатацию должны быть не более приведенных в табл. 5.1. В случае несоблюдения этого условия требуется предусмотреть меры по увеличению скорости понижения горных работ в период строительства карьера и освоения его производственной мощности.

Таблица 5.1

СРОКИ ОСВОЕНИЯ РАСЧЕТНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА

ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ПУСКОВЫХ КОМПЛЕКСОВ ПО ПОЛЕЗНОМУ ИСКОПАЕМОМУ, МЛН Т	ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ОСВОЕНИЯ ПРОЕКТНОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ, МЕС.	ОБЪЕМ ДОБЫЧИ В ПРОЦЕНТАХ ОТ ГОДОВОЙ ПРОЕКТ НОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ		
		1-Й ГОД	2-Й ГОД	3-Й ГОД
До 5	9	85	100	-
5-15	15	70	99	100
15-30	18	65*	98	100
Более 30	24	60	90	100

5.2.8. Устанавливается срок службы карьера (с учетом времени наращивания и затухания добычи полезного ископаемого, но без учета периода строительства). Если карьер является единственным в составе горно-обогатительного комбината, срок его разработки принимается после, приведенных выше расчетов, но не меньше нормативного (табл. 5.2).

Таблица 5.2

СРОКИ СЛУЖБЫ КАРЬЕРОВ ПО ОТРАСЛЯМ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

СРОК СЛУЖБЫ КАРЬЕРА, ГОДЫ	ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ, МЛН Т		
	УГОЛЬНЫЕ КАРЬЕРЫ	КАРЬЕРЫ ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ	КАРЬЕРЫ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ
5-10	1-2	–	2-5
15-20	–	5-10	5-10
25-30	3-5	10-20	10
35-40	10-12	20	–

5.3. Форма отчетности. По результатам занятия представляется отчёт, содержащий краткую теорию рассматриваемого вопроса, графики-номограммы режима горных работ с указанием периодов разработки. Результаты расчетов сводятся в табл. 5.3. Вычерчивается календарный график отработки карьера вида *V,Q = F (T).*

Таблица 5.3

ПЕРИОДЫ РАЗРАБОТКИ КАРЬЕРА

ПЕРИОДЫ РАЗРАБОТКИ	ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА		ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТЬ ПЕРИОДА, ЛЕТ
	ПО РУДЕ, ТЫС. $М^3$	ПО ВСКРЫШЕ, ТЫС. $М^3$	
Строительство карьера (на один из годов)			
Освоение производственной мощности (по годам)			
Работа с проектной мощностью: – 1-й период – 2-й период – …			
Затухание горных работ			

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

ВАРИАНТЫ ИНДИВИДУАЛЬНЫХ ЗАДАНИЙ

НОМЕР ВАРИАНТА	МАСШТАБ, М	ВЫСОТА УСТУПА $H_у$, М	УГОЛ ОТКОСА РАБОЧЕЙ ЗОНЫ φ, ГРАД	НАПРАВЛЕНИЕ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ	ДЛИНА ЗАЛЕЖИ, L, М	ГРАНИЧНЫЙ КОЭФФИЦИЕНТ ВСКРЫШИ, $К_{гр}$ $м^3/м^3$
1	1:2000	12	10	В	1100	4,5
2	1:2000	12	10	В	1100	4,5
3	1:2000	12	10	С	1100	4,5
4	1:2000	12	10	А	1200	4,5
5	1:2000	12	10	В	1200	4,5
6	1:2000	12	10	С	1200	5,0
7	1:2000	12	10	А	1300	5,0
8	1:2000	12	10	В	1300	5,0
9	1:2000	12	10	С	1300	6,0
10	1:2000	15	15	С	1100	5,0
11	1:2000	15	15	А	1100	5,0
12	1:2000	15	15	В	1100	5,5
13	1:2000	15	15	С	1200	5,5
14	1:2000	15	15	А	1200	5,5
15	1:2000	15	15	В	1200	5,5
16	1:2000	15	15	С	1300	5,5
17	1:2000	15	15	А	1300	5,5
18	1:2000	15	15	В	1300	5,5
19	1:2000	15	15	В	1100	6,0
20	1:2000	15	10	В	1100	6,0
21	1:2000	15	10	С	1100	6,0
22	1:2000	15	10	А	1200	6,0
23	1:2000	15	10	В	1200	6,0
24	1:2000	15	10	С	1000	6,0
25	1:2000	15	10	А	1300	6,0

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ К РАБОТЕ № 4

№ ВАРИАНТА	$H_у$, М	AA, ГРАД	B, ГРАД	$B_{р.п.}$, М	$L_{тр}$, М	$L_б$, М	$Q_{тр}$, ТЫС. $м^3$/ГОД	$Q_э$, ТЫС. $м^3$/ГОД	i, ДОЛИ ЕД	$B_{тр}$, М	РАСЧЕТНАЯ СХЕМА
1	10	70		45	600	300	500	600	0,080	22	
2	12	75		50	800	400	600	800	0,080	24	
3	15	60	40	60	1000	450	800	1000	0,080	24	А
4	16	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
5	12	70		50	900	400	800	1000	0,080	24	
6	15	75		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
7	10	60		45	700	300	500	600	0,080	22	
8	12	65	45	50	800	350	600	800	0,080	24	В
9	15	70		60	900	450	800	1000	0,080	24	
10	10	75		45	700	350	600	800	0,080	22	
11	12	60		50	800	400	800	1000	0,080	24	
12	15	65		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
13	10	70	50	45	700	300	500	600	0,080	22	А
14	12	75		50	900	400	600	800	0,080	24	
15	15	60		60	1000	450	900	1000	0,080	24	
16	10	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
17	12	70		50	1000	450	800	1000	0,080	24	
18	15	75	40	60	800	400	1000	1200	0,080	24	В
19	10	60		45	600	300	500	600	0,080	22	
20	12	65		50	700	350	600	800	0,080	24	
21	15	70		60	1000	400	800	1000	0,080	24	
22	10	75	45	45	700	300	600	800	0,080	22	А
23	12	65		50	800	350	800	1000	0,080	24	

Рекомендуемая литература

1. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В., Коваленко В.С. Проектирование карьеров: учебник. – 3-е изд., перераб. – М.: Высшая школа, 2009. – 694 с., илл.
2. Анистратов Ю.И., Анистратов К.Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. – М.: ООО «НТЦ Горное дело», 2010. - 700 с.
3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров: учеб. для вузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1992. – 383 с.: илл.
4. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Технология и комплексная механизация: учебник. Изд. 8-е. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2014. – 552 с. (Классика инженерной мысли: горное дело)
5. Корнилков С.В., Беляев В.Л. Проектирование карьеров: учеб-метод пособ. по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Проектирование карьеров» для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы» (ОГР) направления 130400 – «Горное дело». – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. – 31 с.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	4
Практическая работа № 1 «Точность расчетов при проектировании»	5
Практическая работа № 2 «Расчет параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте «Определение глубины карьера сравнением контурного и граничного коэффициентов вскрыши»	7
Практическая работа № 3 «Линейный графический метод горно-геометрического анализа»	10
Практическая работа № 4 «Расчет скорости углубки в карьере»	15
Практическая работа № 5 «Проектирование производственной мощности карьера»	20
Приложение 1	25
Приложение 2	26
Рекомендуемая литература	27

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-методическому комплексу _____С.А.Упоров

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ

К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ И ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ ПО ДИСЦИПЛИНЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность – ***21.05.04 Горное дело***

Специализация № 3 – ***Открытые горные работы***

Форма обучения: очная, заочная

Квалификация выпускника: **горный инженер (специалист)**

Автор: Лель Ю. И., профессор, д. т. н.

Одобрен на заседании кафедры	Рассмотрен методической комиссией факультета
Разработка месторождений открытым способом	Горно-технологического
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав.кафедрой _____ *(подпись)*	Председатель _____ *(подпись)*
Лель Ю. И.	Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 337 от 19.04.2019	Протокол № 7 от 19.04.2019
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение ……. 2

1. Методические указания по организации самостоятельной работы студентов 2

2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения …….. 3

3. Контрольные работы …… 6

3.1. Контрольная работа № 1 «Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»…… 7

3.2. Контрольная работа № 2 «Расчет плановых объемов горных работ по процессам» …… 8

Рекомендуемая литература ……. 10

Введение

Самостоятельная работа студентов является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки специалистов по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Открытые горные работы».

В соответствии с рабочей программой дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ» объем учебной нагрузки студента составляет 108 часов или 3 зачетных единицы. Из них отводится на самостоятельную работу студентов: очной формы обучения – 44 часа, заочной – 88 часов.

По курсу «Взаимодействие процессов открытых горных работ» обязательная самостоятельная работа студентов осуществляется в следующих направлениях: освоение материалов по отдельным темам, входящим в рабочую программу дисциплины; подготовка и решение тестовых заданий; выполнение и защита контрольных работ. Данное учебное пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоение отдельных тем дисциплины и выполнение контрольных работ. Контрольные вопросы и задания предназначены для подготовки студентов очной и заочной форм обучения.

Методические указания по организации самостоятельной работы студента

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ». Она содержит названия 8 основных тем с указанием основных вопросов и разделов каждой темы. Каждая тема является основой вопросов в экзаменационном билете. При чтении лекций по курсу преподаватель указывает те темы дисциплины, которые выносятся на самостоятельную проработку студентами. Причем в экзаменационный билет может включаться один из вопросов по такой теме. Основной объем информации по каждой теме содержится в учебниках по курсу [1,2]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература. Для самоконтроля и приобретения навыков решения задач по отдельным разделам дисциплины на кафедре разработки месторождений открытым способом имеется тестовая обучающая программа и мультимедийные средства обучения. Эта программа заложена в каждый компьютер дисплейного класса и может быть скопирована студентом для использования на домашнем компьютере.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебникам [1, 2] освойте каждый структурный элемент темы. Во всех темах указаны разделы и страницы учебника, содержащие данный материал.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы и выполните рекомендованные упражнения. При затруднениях в ответах на вопросы вернитесь к изучению рекомендованной литературы.
5. Законспектируйте материал. При этом конспект может быть написан в виде ответов на контрольные вопросы и упражнения.
6. Решите указанные задачи. Условия задач приведены в последнем разделе данного учебного пособия. При затруднении обратитесь за консультацией к преподавателю.
7. Для самоконтроля используйте тестовую обучающую программу

При самостоятельной работе над указанными темами рекомендуется вести записи в конспектах, формируемых на лекционных занятиях по курсу, и в том порядке, в котором данные темы следуют по учебной программе.

2. Содержание курса. Контрольные вопросы и упражнения

Темы 1-2. Технологические основы отвальных работ. Технология отвалообразования при автомобильном, железнодорожном и конвейерном транспорте.

Основные параметры отвалов, выбор месторасположения отвалов. Расчет приемной способности отвальных тупиков, параметров отвальных работ и производительности отвального оборудования.

Основные понятия термины и значение отвалообразования в общем комплексе открытых горных работ. Параметры отвалов и процесса отвалообразования. Способы отвалообразования и их оценка. Приемная способность отвального тупика. Выбор места под отвалы и сооружение первоначальных отвальных насыпей.

Технология и организация работ при автомобильном транспорте и бульдозерном отвалообразовании. Методика расчета бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте. Технология отвалообразования при железнодорожном транспорте. Характеристика оборудования и организация работ при плужном отвалообразовании. Оборудование, применяемое при экскаваторном отвалообразовании, и требования, предъявляемые к нему. Расчет параметров экскаваторных отвалов. Отвалообразование с помощью драглайнов. Технологические схемы отвалообразования драглайнами и расчет их параметров. Технология отвалообразования при конвейерном транспорте. Расчет параметров отвалов при использовании полноповоротных, неполноповоротных и неповоротных отвалообразователей. Технико-экономические показатели и область применения различных способов отвалообразования. Рекультивация отвалов. Основные правила безопасности при производстве отвальных работ. Направления совершенствования отвальных работ [1-4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Какие факторы оказывают влияние на выбор способа отвалообразования?
2. Назовите достоинства, недостатки и область применения отвалообразования мехлопатами при железнодорожном транспорте.
3. Какими рабочими параметрами экскаватора определяется ширина отвальной заходки при отвалообразовании мехлопатами?
4. Назовите основные правила конструирования многоярусных отвалов.
5. Как увеличить приемную способность отвальной заходки?
6. Назовите основные факторы, определяющие устойчивость отвалов.
7. Суть, достоинства и недостатки плужного отвалообразования.
8. Достоинства и недостатки бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.
9. Порядок развития бульдозерных отвалов по высоте и в плане (дать схемы).
10. Факторы, определяющие выбор бульдозера на отвале.
11. Виды и назначение участков на бульдозерном автомобильном отвале (показать на схеме).
12. Параметры безопасной установки автосамосвала на бульдозерном отвале при разгрузке.
13. Принцип расчета высот подъярусов при отвалообразовании мехлопатой.
14. Суть коэффициента «заваленности» при бульдозерном отвалообразовании. Его значения. На что он влияет?
15. Выведите формулу приемной способности экскаваторного отвального тупика по транспортным условиям при железнодорожном транспорте.
16. Развитие в плане плужных отвалов? Абзетцерных? (Дать схемы).
17. Направления совершенствования отвальных работ.
18. Параметры забоя мехлопаты при отвалообразовании (дать схему в разрезе, взаимосвязь параметров).

19. Нарисовать схему отвалообразования драглайнов с нижней отсыпкой отвального уступа.
20. Область применения отвалообразования драглайнами с верхней отсыпкой отвального уступа.
21. Выберите параметры отвального тупика (экскаваторное отвалообразование) и рассчитайте приемную способность отвальной заходки: ЭКГ-5А, породы скальные, $R_ч$ = 9,0 м, $R_р$ = 9,5 м.
22. Факторы, определяющие выбор месторасположения отвалов.

Тема 3-4. Структуры механизации. Параметрическая взаимосвязь процессов. экономическая взаимосвязь процессов. Общие принципы организации производственных процессов.

Общие понятия о структурах комплексной механизации открытых разработок. Структура механизации и принципы её комплексности. Классификации структур механизации. Порядок проектирования структуры комплексной механизации. Параметрическая взаимосвязь процессов открытых горных работ. Долгосрочные и текущие параметры технологических процессов.

Принципы экономической организации параметров процессов. Оптимальные текущие и долгосрочные параметры процессов. Общие принципы организации процессов (ритмичность, максимальное использование мощностей оборудования, независимость протекания процессов, экономичность). Определение коэффициентов неравномерности работы карьерного оборудования. Рациональные комплекты оборудования структур механизации [1-4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Что такое структура механизации (СМ)?
2. Назовите важнейшие принципы комплексности СМ.
3. В чем принципиальное отличие СМ первого класса от второго? Третьего от четвертого?
4. Приведите примеры СМ разных классов.
5. Назовите главные факторы, определяющие выбор: моделей выемочной машины, бурового станка, вида транспорта.
6. Докажите наличие параметрической взаимосвязи между процессами: БВР и экскавации, экскавации и транспорта.
7. Сформулируйте суть экономической взаимосвязи процессов. Покажите ее на примере.
8. Назовите тенденции изменения экономических показателей процессов при увеличении: диаметра скважин, вместимости ковша экскаватора, грузоподъемности автомашин.
9. Объясните, почему рационально увеличение оптимального среднего куска в трудновзрываемых породах? Для крупных экскаваторов?
10. Как изменяется удельный расход ВВ от $d_{ср}$? Взрываемости пород?
11. Почему рационально увеличивать диаметр скважин в крепких породах? При увеличении емкости ковша экскаватора?
12. Назовите оптимальную СМ 1В класса при объеме работ 10 млн. м^3 в год, мощности вскрыши 18 м и залежи 12 м.
13. Выберите оптимальную СМ 2А класса при объеме работ 15 млн. м^3 в год, мощности вскрыши 25 м и залежи 10 м.
14. Выберите оптимальные модели экскаватора и бурстанка в СМ 4В класса в породах IV класса, объеме работ 12 млн. м^3 в год.
15. Выберите оптимальную грузоподъемность автомашины при грузообороте 15 млн. т, расстоянии откатки 5 км.

Тема 5-7. Организация основных производственных процессов. Производительность комплексов карьерного оборудования.

Общие принципы организации процессов. Организация буровых работ. организационные особенности выемочно-транспортных работ при железнодорожном и автомобильном транспорте. Производительность комплексов.

Порядок обуривания экскаваторных блоков. Схемы передвижения станков в блоке. Определение оптимального объема взрывного блока. Варианты взрывных работ по периодичности и объему взрывного блока. Особенности ведения взрывных работ на узких и нормальных рабочих площадках. Организация совместной работы экскаваторов и буровых станков. Технико-экономические показатели взрывных работ.

Организация выемочно-погрузочных работ при железнодорожном транспорте. Зависимость производительности экскаватора от схемы путевого развития на уступах. Выбор рациональной схемы путевого развития. Порядок отработки смежных заходок при железнодорожном транспорте. Схемы переукладки железнодорожных путей при экскавации развалов. Зависимость производительности экскаваторов и поездов от их количества в карьере.

Организация выемочно-транспортных работ при автомобильном транспорте. Методические основы формирования экскаваторно-автомобильных комплексов. Вероятностные методы расчета необходимого числа автосамосвалов в комплексе. Эксплуатация экскаваторно-автомобильных комплексов по закрытому и открытому циклам. Общая организация работы автотранспорта в карьере. Производительность и технико-экономические показатели работы экскаваторно-автомобильных и экскаваторно-железнодорожных комплексов.

Влияние на производительность карьерного оборудования срока эксплуатации машин и глубины разработки. Производительность элементарного грузопотока. Интегральная производительность грузопотоков в карьере. Зависимость производительности комплекса от числа элементарных грузопотоков. Коэффициенты согласованности работы системы [1, 2, 4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Нарисуйте схемы передвижения бурстанков при разных сетках скважин.
2. Когда рационально закреплять бурстанки за экскаваторами?
3. Отметьте плюсы и минусы взрывания больших по объему блоков.
4. От каких факторов зависит объем взрывблока?
5. Назовите рациональную периодичность массовых взрывов.
6. Назовите размер оптимальных переходящих резервов обуренной массы. Взорванной массы.
7. Когда применяют каскадное взрывание?
8. Выделите основные факторы управления производительностью экскаватора при ж.-д. транспорте. При автотранспорте.
9. Почему с увеличением дальности откатки число загружаемых в автомашину ковшей увеличивается?
10. Как изменяется коэффициент использования экскаваторов с увеличением числа автомашин в потоке? Дальности откатки?
11. Что такое мощность грузопотока? Комплекса?
12. Почему и как изменяется мощность комплекса с увеличением числа элементарных грузопотоков?
13. Как влияет глубина карьера и срок эксплуатации машин (экскаваторов, станков и т.д.) на их производительность?

Тема 8. Планирование объемов работ по процессам.

Общие положения планирования объемов. Принципы и порядок планирования объемов работ по процессам. Общие положения планирования объемов. Этапы, расчетные зависимости. Выделение рабочих зон в выемочной панели. Планирование ремонтов оборудования. Технологический график работ и признаки его рациональности [1-4].

Дополнительная литература [7,8].

Контрольные вопросы и упражнения:

1. Как определяются месячные объемы работ: экскавации? Взрывания? Бурения?
2. Постройте зоны работ на уступе: при V = 100 тыс. м^3; $\vec{В}_{i-1}$= 50 тыс. м^3; $\vec{Б}_{i-1}$ = 20 тыс. м^3; B_1 = 120 тыс. м^3; $Б_1$ = 100 тыс. м^3.
3. Определите наработку на текущий ремонт эксмкаватораЭКГ-15 в породах группы В, группы Г.
4. Для случая задачи 3 определите вид ремонта экскаватора, имеющего общую наработку к расчетному месяцу 9.0 млн. м^3.
5. Назовите принципы рациональности технологического графика работ.
6. Когда рационально проводить ремонты оборудования? Переукладку путей?
7. Рассчитать объем буровых работ на уступе при V_i = 120 тыс. м^3; V_{i+1} = 120 тыс. м^3; $\vec{Б}_{i-1}$ = 60 тыс. м^3; $\vec{В}_{i-1}$ = 40 тыс. м^3; $В_1$ = 150 тыс. м^3. Показать зоны на уступе.
8. Выделите на уступе расчетные зоны работ при: $\vec{Б}_{i-1}$ = 0; $\vec{В}_{i-1}$ = 100 тыс. м^3; V_i = 120 тыс. м^3; $В_i$ = 1×80 тыс. м^3; $Б_I$ = 120 тыс. м^3. Транспорт железнодорожный, развал убирается в две заходки.
9. Постройте зоны работ, если объемы (тыс. м^3): V_i = 120; $В_i$ = 100 ; $Б_i$ = 130 ; $\vec{В}_{i-1}$ = 60; $\vec{Б}_{i-1}$ = 60; V_{i+1} = 100.
10. При условиях $В_i$ = 120 тыс. м^3; V_{i+1} = 150 тыс. м^3; $\vec{Б}_{i-1}$ = 60 тыс. м^3 – принят на месяц объем буровых работ $Б_i$ = 100 тыс. м^3. Правильно ли?

3. Контрольные работы

Общий порядок выполнения и оформления контрольных работ.

1. Контрольные работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса и изучения дополнительной литературы.

2. Перед выполнением контрольной работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Контрольные работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения контрольной работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты контрольной работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за контрольную работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по контрольным работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика контрольных работ, наименование студенческой группы,

полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

3.1. Контрольная работа № 1 «Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»

Цель работы: освоить методику расчета параметров экскаваторного отвалообразования с помощью шагающих экскаваторов с нижней отсыпкой отвальной заходки и с последовательной отсыпкой нижнего и верхнего ярусов.

Задачи работы:

- определение высоты верхнего яруса (при работе с верхней и нижней отсыпкой);
- определение ширины отвальной заходки;
- определение приемуой способности отвала;
- расчет числа отвальных тупиков и протяженности фронта отвалообразования.

Исходные условия:

В соответствии с вариантом задаются (табл. 1):

Таблица 1

Исходные данные к контрольной работе № 1 «Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»

№ задания	γ, т/м^3	$H_о$, м	Модель экскаватора	$V_{см}$, м^3/смену	Модель думпкара	$n_в$	$L_т$, км	$L_{оп}$, км
1	1,7	20	ЭШ-11.75	10	6ВС-60	6	2,0	2,5
2	2,1	25	ЭШ-20.90	12	ВС-85	7	1,5	0,6
3	2,0	30	ЭШ-15.100	14	ВС-85	8	1,8	0,8
4	2,1	35	ЭШ-25-90	16	2ВС-105	9	2,0	1,0
5	1,6	40	ЭШ-20.100	18	2ВС-105	9	1,0	0,6
6	1,9	32	ЭШ-15.110	20	ВС-145	10	1,2	0,8
7	1,7	30	ЭШ-40.100	21	ВС-145	10	1,5	0,9
8	2,0	38	ЭШ-30.110	28	ВС-170	6	2,0	1,0
9	1,65	25	ЭШ-25.120	16	ВС-170	7	1,6	0,5
10	2,1	35	ЭШ-65.100	20	ВС-145	8	1,0	0,6
11	1,7	45	ЭШ-40.130	19	ВС-145	6	1,0	1,0
12	1,8	41	ЭШ-100.100	25	2ВС-105	7	2,1	1,2
13	1,8	43	ЭШ-100.125	23	2ВС-105	6	1,5	0,6
14	1,9	22	ЭШ-11.75	8	6ВС-60	7	1,6	0,8
15	2,0	25	ЭШ-20.90	10	6ВС-60	7	1,7	0,9
16	2,1	30	ЭШ-15.100	12	ВС-85	7	1,2	1,0
17	1,6	31	ЭШ-25.90	14	ВС-85	8	1,5	1,2
18	1,8	37	ЭШ-20.100	16	2ВС-105	8	2,0	1,0
19	1,7	40	ЭШ-15.110	12	2ВС-105	9	2,5	0,9
20	1,9	41	ЭШ-40.100	14	ВС-145	9	2,4	0,8
21	1,8	43	ЭШ-30.110	16	ВС-145	6	1,2	0,7
22	2,0	44	ЭШ-25.120	18	ВС-170	6	1,3	0,8
23	2,0	42	ЭШ-65.100	20	ВС-170	6	1,4	0,9
24	2,1	43	ЭШ-40.130	28	ВС-170	7	1,5	1,0
25	1,6	45	ЭШ-100.100	24	ВС-170	7	1,6	1,2

- модель экскаватора;
- высота нижнего яруса $H_о$, м;
- схема отвалообразования; тип складируемых пород и плотность пород в целике γ, т/м^3;
- сменный объем отвальных работ $V_{см}$, тыс. м^3/ смену;
- модель думпкара;
- число вагонов в поезде $n_в$;

– длина отвального тупика $L_т$, км;
– расстояние от отвала до обменного пункта $L_{оп}$, км.

Дополнительные условия:

– четные варианты – схема с последовательной отсыпкой нижнего и верхнего ярусов, нечетные – схема с нижней отсыпкой отвального уступа;
– четные варианты – мягкие связные (глинистые) породы, нечетные – мягкие несвязные (песчаные) породы.

Порядок выполнения работы

1. При схеме с верхней и нижней отсыпкой (четные варианты) рассчитывается высота верхнего яруса по методике, изложенной в [3, с. 96]. Рабочие параметры экскаваторов принимаются по [3, с. 132, табл. 20].

2. Определяется ширина отвальной заходки (как при нижней, так и при одновременно нижней и верхней отсыпке) по методике, изложенной в [3, с. 97].

3. Определяется приемная способность отвального тупика (W, млн. м^3) по формуле (1.14) [6].

4. Определяется сменная производительность отвального тупика по производительности отвального экскаватора и по транспортным условиям [6, формулы (1.15) – (1.24)]. Сменная производительность драглайна определяется по методике, изложенной в [5, формулы (3.10) – (3.15)].

5. Рассчитывается число отвальных тупиков и протяженность фронта отвалообразования [6, формулы (1.24) – (1.29)].

6. Составляется паспорт отвалообразования. Пример паспорта отвалообразования представлен в [3, рис. 2, с. 97]. Паспорт составляется в стандартном масштабе с указанием числовых значений определяющих параметров. Недостающие данные для составления паспорта (угол откоса яруса для различных пород, коэффициенты разрыхления и т.п.) взять из [6, табл. 1.3].

7. Форма отчетности.

По результатам контрольной работы представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом А4 или А3.

3.2. Контрольная работа № 2 «Расчет плановых объемов горных работ по процессам».

Цель работы: освоить методику планирования горных работ по процессам.

Задачи работы:

– рассчитать переходящие объемы горной массы на следующий месяц за планируемым;
– определить номинальные объемы работ;
– определить число взрывов в панели за месяц;
– определить расчетные объемы работ по процессам;
– установить фактические переходящие резервы;
– выделить расчетные зоны на уступе.

Исходные условия:

В соответствии с вариантом задаются (табл. 2):

– объем выемочных работ (примерный) на планируемый месяц V_i, тыс. м^3;

– объем выемочных работ (примерный) на месяц, следующий за планируемым V_{i+1}, тыс. м^3;
– перешедшие объемы резервов обуренной горной массы $\vec{Б}_{i-1}$, тыс. м^3;
– перешедшие объемы резервов взорванной горной массы $\vec{В}_{i-1}$, тыс. м^3;
– оптимальный объем взрывного блока $V_{в}^{опт}$, тыс. м^3.

Порядок выполнения работы

1. Определяются переходящие объемы обуренной и взорванной горной массы на следующий месяц за планируемым [4, формулы (3.5), (3.6)].

2. Определяется номинальные объемы погрузочных, взрывных и буровых работ [4, формулы (3.1) – (3.4)].

3. Определяется число взрывов в панели за месяц [4, с. 86].

4. Определяются расчетные объемы погрузочных, взрывных и буровых работ [4, с. 84].

5. Устанавливаются фактические переходящие резервы обуренной и взорванной горной массы [4, с. 87].

6. Выделяются расчетные зоны на уступе [4, с. 87, рис. 3.2].

Таблица 1

Исходные данные к контрольной работе № 2
«Расчет отвальных работ при использовании на отвале шагающих экскаваторов (драглайнов)»

№ задания	Месячный объем выемочных работ, тыс. м^3		Переходящие резервы, тыс. м^3		Оптимальный объем взрывного блока $V_{в}^{опт}$, тыс. м^3
	V_i	V_{i+1}	$\vec{Б}_{i-1}$	$\vec{В}_{i-1}$	
1	500	400	100	200	100-150
2	100	120	120	0	60-80
3	120	130	0	100	80-110
4	300	310	150	120	120-160
5	80	100	40	60	80-120
6	60	80	50	30	60-80
7	75	90	0	40	40-60
8	175	180	120	80	100-120
9	65	70	70	0	70-95
10	75	60	30	40	30-50
11	120	110	60	50	70-90
12	135	140	70	80	60-80
13	145	130	55	0	50-70
14	160	150	85	90	100-140
15	250	210	80	110	150-170
16	210	190	120	140	1250-1690
17	190	185	0	100	90-120
18	225	210	90	0	100-140
19	425	400	150	140	100-140
20	325	300	210	180	150-190
21	165	150	85	95	95-115
22	175	160	0	100	85-110
23	185	195	0	120	115-135
24	220	210	110	0	120-160
25	235	250	150	140	140-180

7. Форма отчетности.

По результатам контрольной работы представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется схемой расчетных зон горных работ на уступе с указанием вида и объема работ в каждой зоне.

Рекомендуемая литература

1. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Производственные процессы : учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности "Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых" / В. В. Ржевский. - Изд. 8-е. - Москва: ЛЕНАНД, 2016. - 512 с.
2. Репин, Н. Я. Перемещение и складировании е горных пород: учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горные работы" направления подготовки "Горное дело" / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - Изд. 2-е, стер. - Москва: Горная книга, 2016. - 221 с.: рис., табл., фот. - (Процессы открытых горных работ; № 9).
3. Репин, Н. Я. Практикум по дисциплине "Процессы открытых горных работ": учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горны работы" направления подготовки "Горное дело" / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - [2-е изд., стер.]. - Москва: Горная книга, 2018. - 156 с.: рис., табл. - (Процессы открытых горных работ; № 7).
4. Сорокин Л.А. Взаимодействие процессов на карьерах. Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 96 с.
5. Процессы открытых горных работ. Выемочно-погрузочные работы: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, Д. А. Шлохин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 53 с.
6. Взаимодействие процессов открытых горных работ: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 42 с.
7. Томаков П. И. Структуры комплексной механизации карьеров с техникой цикличного действия. – М.: Недра, 1976. – 232 с.
8. Русский И. И. Отвальное хозяйство карьеров. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1971. – 240 с.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Екатеринбург

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО
Методической комиссией
горно-технологического
факультета
«19» _____04____ 2019 г.
Председатель комиссии
_____ст. преп. Колчина Н. В.

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие
по выполнению практических работ
по дисциплине «Процессы открытых горных работ»
для студентов специализации
«Открытые горные работы» (ОГР)
специальности 21.05.04 – «Горное дело»

Под редакцией доктора технических наук,
профессора Ю. И. Леля

Издание УГГУ Екатеринбург, 2019

УДК 622.221
П84

Р е ц е н з е н т: *Н. В. Мартынов*, канд. техн. наук, доцент кафедры разработки месторождений открытым способом УГГУ

Учебно-методические пособие рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений открытым способом « 11 » сентября 2019 г. (протокол № 332) и рекомендовано для издания в УГГУ.

Печатается по решению Учебно-методического совета Уральского государственного горного университета.

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

П84 Взаимодействие процессов открытых горных работ: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 27 с.

В учебно-методическом пособии даны рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень источников.

Учебно-методическое пособие составлено в соответствии с рабочей программой дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ» и требованиями Государственного образовательного стандарта высшего образования к обязательному минимуму содержания и уровня подготовки специалистов по специализации «Открытые горные работы» специальности 21.05.04 – «Горное дело».

Учебно-методическое пособие предназначено для студентов очного и заочного обучения, изучающих данную дисциплину, а также может быть использовано при выполнении курсового проекта, бакалаврской и дипломной работ.

УДК 622.221

© Уральский государственный горный университет, 2019
© Лель Ю. И., Стенин Ю. В., Глебов И. А., 2019

Введение

Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ «Выемочно-погрузочные работы» разработано на основе рабочей учебной программы дисциплины «Взаимодействие процессов открытых горных работ» для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 21.05.04 – «Горное дело». Оно содержит рекомендации по выполнению практических работ, исходные данные для расчетов, алгоритмы решения, расчетные формулы, информационно-справочный материал, рекомендации по оформлению работ и перечень литературных источников.

Основная цель практических работ – приобретение базовых знаний, умений и навыков по технологии отвалообразования и организации производственных процессов, необходимых для осуществления учебной и профессиональной деятельности.

Задачами практических работ являются:

– приобретение практических навыков по обоснованию технологических параметров отвалообразования в карьерах;

– овладение методами расчета, необходимыми для выбора рациональной организации технологических процессов в конкретных горнотехнических условиях эксплуатации.

Каждая практическая работа рассчитана на два-четыре академических часа при соответствующей подготовке студента.

Общий порядок выполнения работ:

1. Практические работы проводятся после прослушивания студентами лекций по соответствующим разделам курса.

2. Перед выполнением практической работы студент должен проработать рекомендуемую литературу и соответствующие темы лекций, а также изучить порядок и алгоритм её выполнения.

3. Практические работы выполняются на основе индивидуальных исходных данных. Номера вариантов определяются преподавателем.

4. Для выполнения практической работы необходимо иметь при себе конспект лекций, рабочую тетрадь, чертёжные инструменты и калькулятор.

5. Результаты практической работы представляются в виде отчёта – технического документа, оформленного в соответствии с требованиями ГОСТа 2.105-95. Отчёт должен содержать следующие разделы: наименование и цель работы; исходные данные; краткое описание теоретических положений, лежащих в основе данной работы; основные формулы и расчёты, таблицы с результатами расчётов, графики; анализ полученных результатов и выводы.

6. Оценка за практическую работу выставляется на основе защиты отчёта и ответов на контрольные вопросы с учётом качества оформления.

7. Отчёты по практическим работам выполняются в виде отдельной работы со сквозной нумерацией страниц, с титульным листом стандартной формы и содержанием. На титульном листе указывается общая тематика практических работ,

наименование студенческой группы, полные фамилия, имя и отчество студента-исполнителя, а также фамилия, имя, отчество и должность преподавателя.

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНЫХ ОТВАЛОВ

Цель работы: освоить методику расчета параметров экскаваторного отвалообразования при железнодорожном транспорте.

Задачи работы:

1. Выбор модели отвального экскаватора.
2. Расчет параметров отвального яруса.
3. Определение приемной способности отвала.
4. Расчет числа отвальных тупиков и протяженности фронтов отвалообразования.
5. Составление паспорта экскаваторного отвалообразования.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 270-285; 2, с. 192-210] изучить основные технологические параметры экскаваторных отвалов, схемы отвалообразования и методику расчета производительности отвального оборудования.

Исходные условия

В соответствии с вариантом (табл. 1.1) задаются:

- тип складируемых пород (скальные, песчаные, глинистые);
- плотность пород в целике γ, т/м^3;
- сменный объем отвальных работ $V_{см}$, тыс. м^3/смену;
- модель думпкара;
- число вагонов в поезде $n_в$;
- длина отвального тупика $L_т$, км;
- расстояние от отвала до обменного пункта $L_{оп}$, км.

Порядок выполнения работы

1. Выбирается модель отвального экскаватора (табл. 1.2).

Выбор модели экскаватора производится на основе принципов комплексности механизации согласно рекомендациям по рациональным сочетаниям и количественным соотношениям погрузочного, транспортного и отвального оборудования в комплексах [4, 6, 7].

1. В соответствии с типом складируемых пород принимаются (табл. 1.3):
   - высота отвального яруса $H_о$, м;
   - угол откоса отвального яруса $\alpha_о$, град.;
   - коэффициент разрыхления свежеотсыпанных пород в отвале $k_р$;
   - остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале $k_{р.о}$;
   - угол откоса борта приямка $\beta_п$, град.

2. В соответствии с расчетной схемой (рис. 1.1) определяется:

2.1. Коэффициент уплотнения (усадки) пород в отвале ($k_у$)

$$k_у = \frac{k_р - k_{р.о}}{k_{р.о}} \qquad (1.1)$$

где $k_р$ – коэффициент разрыхления свежеотсыпанных пород;

$k_{р.о}$ – остаточный коэффициент разрыхления.

Таблица 1.1

Исходные данные к практической работе № 1

«РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНЫХ ОТВАЛОВ»

№ задания	Складируемые породы		$V_{см}$, тыс. м^3/смену	Модель думпкара	Число вагонов в поезде $n_в$	$L_т$, км	$L_{оп}$, км
	тип	γ, т/м^3					
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Скальные	2,5	4,0	6ВС-60	6	2,0	0,5
2	То же	2,6	6,0	ВС-85	7	1,5	0,6
3	«	2,7	8,0	ВС-85	8	1,8	0,8
4	«	2,8	10,0	2ВС-105	9	2,0	1,0
5	«	2,9	12,0	ВС-145	9	1,0	0,6
6	«	2,5	14,0	ВС-145	10	1,2	0,8
7	«	2,6	16,0	ВС-170	10	1,5	0,9
8	«	2,7	4,0	6ВС-60	6	2,0	1,0
9	«	2,8	6,0	ВС-85	7	1,6	0,5
10	«	2,9	8,0	2ВС-105	8	1,0	0,6
11	Мягкие несвязные (песчаные)	1,6	4,0	2ВС-105	6	1,0	1,0
12	То же	1,7	4,5	6ВС-60	7	2,1	1,2
13	«	1,8	5,0	ВС-85	6	1,5	0,6
14	«	1,6	6,0	ВС-85	7	1,6	0,8
15	«	1,7	7,0	2ВС-105	7	1,7	0,9
16	«	1,8	8,0	2ВС-105	7	1,2	1,0
17	«	1,6	8,5	ВС-145	8	1,5	1,2
18	«	1,7	9,0	ВС-145	8	2,0	1,0
19	«	1,8	10,0	ВС-145	9	2,5	0,9
20	«	1,8	12,0	ВС-145	9	2,4	0,8
21	Мягкие связные (глинистые)	2,0	4,0	2ВС-105	6	1,2	0,6
22	То же	2,1	5,0	2ВС-105	6	1,3	0,7
23	«	1,9	6,0	2ВС-105	6	1,4	0,8
24	«	2,0	7,0	2ВС-105	7	1,5	0,9
25	«	2,1	8,0	2ВС-105	7	1,6	1,0
26	«	1,9	9,0	2ВС-105	7	1,7	1,1
27	«	2,0	10,0	ВС-145	8	1,8	1,2

Продолжение табл. 1.1

1	2	3	4	5	6	7	8
28	Мягкие связные (глинистые)	2,1	11,0	ВС-145	8	1,9	1,3
29	То же	1,9	12,0	ВС-145	8	2,0	1,4
30	«	2,0	12,5	ВС-170	8	2,1	1,5

3.1. Высота слоя уплотнения (Δh, м)

$$\Delta h = k_{\text{у}} H_{\text{о}}, \qquad (1.2)$$

где $H_{\text{о}}$ – высота отвального яруса, м.

Таблица 1.2

Параметры карьерных экскаваторов

Параметр	Модель экскаватора			
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-12,5
Вместимость ковша E, м^3	5,2	8,0	10,0	12,5
Максимальный радиус черпания $R_{\text{ч max}}$, м	14,5	18,4	18,4	22,5
Максимальный радиус разгрузки $R_{\text{р max}}$, м	12,3	16,3	16,3	19,9
Максимальная высота разгрузки $H_{\text{р max}}$, м	6,7	9,2	8,6	10,0
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки $H_{\text{р}}$, м ……..	4,26	5,7	5,7	7,6
Ширина хода $B_{\text{х}}$, м……	5,2	6,98	6,98	9,4
Длина хода $L_{\text{х}}$, м……	6,1	8,2	8,2	13,0

Таблица 1.3

Рекомендуемые параметры экскаваторного отвалообразования [2]

Тип складируемых пород	Высота яруса $H_{\text{о}}$, м	Угол откоса яруса α, град.	Угол откоса приямка β, град.	Коэффициент разрыхления	
				свежеотсыпанных пород $k_{\text{р}}$	остаточный $k_{\text{р.о}}$
Скальные …….	30-40	40-45	55-60	1,35-1,40	1,08-1,15
Песчаные……..	25-30	30-35	40-45	1,10-1,15	1,01-1,015
Глинистые ……..	15-20	35-40	45-50	1,30-1,35	1,06-1,07

3.2. Высота верхнего подъяруса ($H_{\text{в}}$, м)

Высота верхнего подъяруса должна удовлетворять условиям

$$\begin{cases} H_{\text{в}} \le H_{\text{р}} - \Delta h; \\ H_{\text{в}} \le \dfrac{R_{\text{р.max}} - 0{,}5L_{\text{х}} - \Delta h \operatorname{ctg}\alpha_{\text{о}} - 0{,}6}{\operatorname{ctg}\alpha_{\text{о}}} \end{cases}, \qquad (1.3)$$

где $H_р$ – высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки, м; $R_{р.\,max}$ – максимальный радиус разгрузки, м; $L_х$ – длина хода экскаватора, м; $\alpha_о$ – угол откоса отвального яруса, град.

Выбирается наименьшее значение $H_в$, полученное из формул (1.3). Если $H_в$ принимает отрицательные значения, уменьшается высота отвального яруса $H_о$ и пересчитывается высота слоя уплотнения Δh.

3.4. Высота нижнего подъяруса ($H_н$, м)

$$H_н = H_о - H_в\,. \tag{1.4}$$

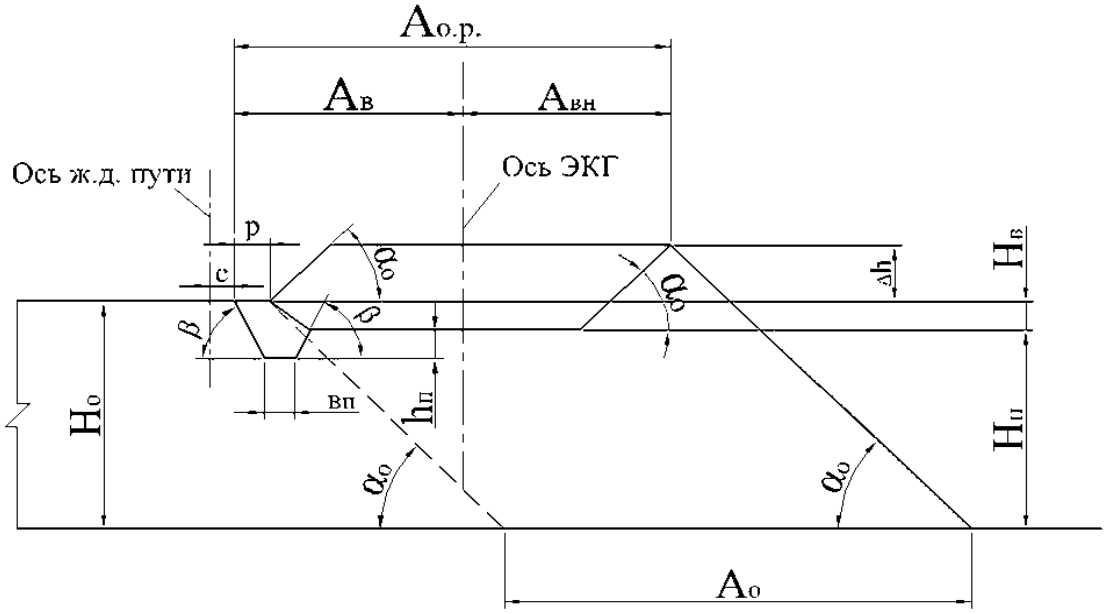


Рис. 1.1. Схема к расчету параметров отвального яруса

$H_о$ – высота отвального яруса; $H_н$ – высота нижнего подъяруса; $H_в$ – высота верхнего подъяруса; Δh – высота слоя уплотнения; $\alpha_о$ – угол откоса отвального яруса; $h_п$ – глубина приямка; $b_п$ – ширина приямка по дну; β – угол откоса борта приямка; $A_{о.р}$ – расчетная ширина отвальной заходки; $A_в$ – ширина внутренней части отвальной заходки; $A_{в.н}$ – ширина внешней части отвальной заходки; $A_о$ – фактическая ширина отвальной заходки; C – расстояние от оси железнодорожного пути до верхней бровки приямка; P – дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути

4. Определяется ширина отвальной заходки.

4.1. Расчетная ширина отвальной заходки ($A_{о.р}$)

$$A_{о.р} = A_в + A_{в.н}, \tag{1.5}$$

где $A_в$ – ширина внутренней части отвальной заходки, м; $A_{в.н}$ – ширина внешней части отвальной заходки, м.

$$A_в = \sqrt{R_ч^2 - \left(\frac{l_п}{2}\right)^2}\,, \tag{1.6}$$

$$A_{в.н} = R_р\,, \tag{1.7}$$

где $R_р$ – радиус разгрузки, м; принимается $R_р \approx (0{,}85 \div 0{,}90)\, R_{р\,max}$; $R_{р\,max}$ – максимальный радиус разгрузки экскаватора, м; $R_ч$ – радиус черпания, м; принимается

$R_ч \approx (0{,}85 \div 0{,}90)\, R_{ч\,max}$; $R_{ч\,max}$ – максимальный радиус черпания экскаватора, м; $l_п$ – длина приямка, м.

Таким образом

$$A_{о.р} = \sqrt{R_ч^2 - \left(\frac{l_п}{2}\right)^2} + R_р . \qquad (1.8)$$

Размеры приямка принимаются из условия, что одновременно в приямок разгружается один вагон [3].

$$l_п = (1{,}5...2{,}0)\, l_в, \qquad (1.9)$$

где $l_в$ – длина вагона, м (табл. 1.4).

Глубина приямка ($h_п$, м)

$$h_п \le h_{к\,max}, \qquad (1.10)$$

где $h_{к\,max}$ – максимальная глубина копания экскаватора, м.

Принимается $h_п$ = 1,5 м для ЭКГ-5А, $h_к$ = 1,8÷2,0 м для ЭКГ-8И, ЭКГ-10 и ЭКГ-12,5.

Ширина приямка по дну $b_п$ = 3÷4 м.

Расстояние от оси железнодорожного пути до верхней бровки приямка C = 1,6÷2,0 м.

Дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути P = 1,5÷2,0 м.

Ширина внутренней части отвальной заходки должна удовлетворять условию

$$A_в \ge H_в \operatorname{ctg} \beta + 2h_п \operatorname{ctg} \beta + b_п + B_х/2 + 0{,}6. \qquad (1.11)$$

Если условие не выполняется, то применяется более мощный экскаватор или сокращается длина приямка. Минимальная длина приямка должна удовлетворять условию

$$l_п \ge 1{,}2\, l_в. \qquad (1.12)$$

Фактическая ширина отвальной заходки ($A_о$, м)

$$A_о = A_{о.р} + \Delta h \operatorname{ctg} \alpha_о - P. \qquad (1.13)$$

Таблица 1.4

Параметры думпкаров

Параметр	Модель думпкара				
	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-145	ВС-170
Грузоподъемность $Q_в$, т ……	60	85	105	145	170
Вместимость кузова $V_в$, м^3…	26,2	38	50	68	75
Длина вагона $l_в$, м……	11,8	12,2	14,9	17,63	16,95

5. Определяется приемная способность отвального тупика ($W_т$, млн. м^3)

$$W_т = \frac{10^{-6} L_т A_о H_о}{k_{р.о}}, \qquad (1.14)$$

где $L_т$ – длина отвального тупика, м; $A_о$ – фактическая ширина отвальной заходки, м; $H_о$ – высота отвального яруса, м.

6. Рассчитывается сменная производительность отвального тупика.

Сменная производительность отвального тупика определяется:

6.1. производительностью отвального экскаватора ($П_э$, м^3/смену)

$$П_э = Q_т\, T_{см}\, k_и\,, \qquad (1.15)$$

где $Q_т$ – техническая производительность экскаватора на отвале, м^3/ч (табл. 1.5); $T_{см}$ – продолжительность смены, ч ($T_{см}$ = 8 ч); $k_и$ – коэффициент использования сменного времени экскаватора ($k_и \approx 0{,}80$).

Таблица 1.5

Техническая производительность экскаваторов при работе на отвале ($Q_т$, м^3/ч)

Категория пород по трудности экскавации	Модель экскаватора			
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-10	ЭКГ-12,5
IV (скальные)……	365	495	600	715
II (песчаные и глинистые)…	530	720	875	1035

6.2. Приемной способностью отвального тупика по транспортным условиям ($П_т$, м^3/смену)

$$П_т = N_п\, Q_п\,, \qquad (1.16)$$

где $N_п$ – количество поездов, которые могут разгрузиться в тупике в течение смены, шт.; $Q_п$ – объем породы в поезде, м^3.

$$Q_п = \frac{n_в Q_в}{\gamma}\,, \qquad (1.17)$$

где $n_в$ – число думпкаров в поезде, шт.; $Q_в$ – грузоподъемность думпкара, т; γ – плотность пород в целике, м^3.

$$N_п = \frac{T_{см} k_и}{T_о}\,, \qquad (1.18)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; ($T_{см}$ = 8 ч); $k_и$ – коэффициент использования сменного времени ($k_и \approx 0{,}8$); $T_о$ – время обмена составов, ч.

Время обмена составов (рис. 1.2) рассчитывает по формуле

$$T_о = T_д^г + T_р + T_д^п + \tau, \qquad (1.19)$$

где $T_д^г$ – время движения груженого состава от забоя экскаватора до обменного пункта, ч; $T_д^п$ – время движения порожнего состава от обменного пункта до забоя отвального экскаватора, ч; $T_р$ – продолжительность разгрузки состава, ч; τ – время на связь при обмене составов, ч ($\tau \approx 0{,}2$ ч) при телефонной или радиосвязи).

$$T_д^г = T_д^п = \frac{L}{v_{ср}} = \frac{L_{о.п} + 0{,}5L_т}{v_{ср}}\,, \qquad (1.20)$$

где L – среднее расстояние транспортирования от отвального экскаватора до обменного пункта, км; $v_{ср} \approx v_г \approx v_п$ – средняя скорость движения состава на отвале, км/ч ($v_{ср} \approx 15$ км/ч); $v_г$, $v_п$ – соответственно скорость движения груженого и порожнего состава на отвале, км/ч.

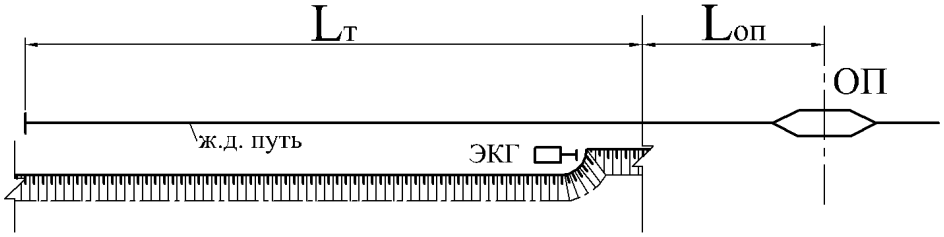


Рис. 1.2. Схема к расчету времени обмена составов на отвале:
$L_т$ – длина отвального тупика; $L_{о.п}$ – расстояние от отвала до обменного пункта;
ОП – обменный пункт

Продолжительность разгрузки состава ($T_р$, ч)

$$T_р = \frac{t_р n_в}{60}, \quad (1.21)$$

где $t_р$ – продолжительность разгрузки одного думпкара, мин ($t_р \approx 1{,}5$ мин).

7. Определяется длительность экскавации породы, перевозимой одним составом ($T_э$, ч)

$$T_э = \frac{Q_п}{Q_т}, \quad (1.22)$$

где $Q_п$ – объем породы в составе, м^3; $Q_т$ – техническая производительность экскаватора на отвале, м^3/ч.

8. Устанавливаем условие, по которому определяется сменная

Если $T_э \geq T_о$, то сменная производительность отвального тупика ($П_о$) определяется производительностью экскаватора

$$П_о = П_э. \quad (1.23)$$

Если $T_э \leq T_о$, то сменная производительность отвального тупика определяется приемной способностью тупика по транспортным условиям ($П_т$)

$$П_о = П_т. \quad (1.24)$$

9. Рассчитывается число отвальных тупиков и протяженность фронта отвалообразования.

9.1. Число рабочих тупиков ($N_р$)

$$N_р = \frac{V_{см}}{П_о}, \quad (1.25)$$

где $V_{см}$ – сменный объем отвальных работ, тыс. м^3/смену; $П_о$ – сменная производительность отвального тупика, тыс. м^3/смену. $N_р$ округляется до целого в большую сторону.

9.2. Число резервных тупиков ($N_{рез}$)

$$N_{рез} \approx (0{,}2 \div 0{,}4)\, N_р. \quad (1.26)$$

9.3. Полное число отвальных тупиков ($N_т$)

$$N_т = N_р + N_{рез}. \quad (1.27)$$

9.4. Протяженность активного фронта отвальных работ ($L_{ф.а}$, км)

$$L_{ф.а} = L_т N_р. \quad (1.28)$$

9.5. Общая протяженность фронта отвальных работ ($L_{ф.о}$, км)

$$L_{ф.о} = L_т N_т. \quad (1.29)$$

10. Составляется паспорт экскаваторного отвалообразования.

Пример паспорта экскаваторного отвалообразования представлен на рис. 1.3. Паспорт составляется в стандартном масштабе с указанием числовых значений определяющих параметров.

11. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты, а также расчетные схемы (см. рис. 1.1, 1.2).

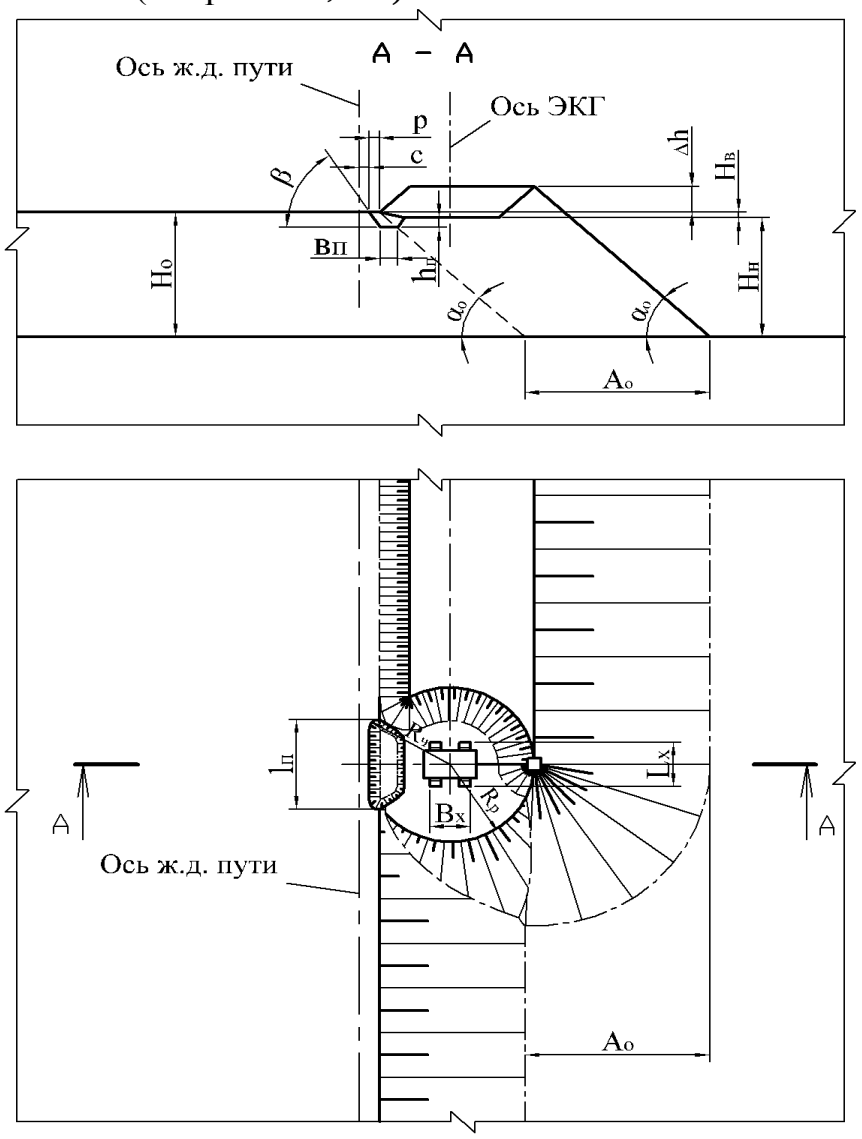


Рис. 1.3. Паспорт экскаваторного отвалообразования

Графическая часть представляется одним листом формата А4 или А3 и включает:

1. Паспорт экскаваторного отвалообразования (план и разрез). В паспорте указываются числовые значения определяющих параметров (см. рис. 1.3).

Таблицу, включающую технологические параметры отвалообразования (табл. 1.6).

Таблица 1.6

Технологические параметры экскаваторного отвалообразования

Параметр	Значение
Модель экскаватора	
Максимальный радиус разгрузки $R_{р\ max}$, м	
Максимальный радиус черпания $R_{ч\ max}$, м	
Высота разгрузки при максимальном радиусе разгрузки $H_р$, м	
Тип складируемых пород	
Плотность пород в массиве γ, т/м^3	
Коэффициент разрыхления свежеотсыпанных пород $k_р$	
Остаточный коэффициент разрыхления $k_{р.о}$	
Коэффициент уплотнения пород в отвале $k_у$	
Расчетная ширина отвальной заходки $A_{о.р}$, м	
Фактическая ширина отвальной заходки $A_о$, м	
Высота отвального яруса $H_о$, м	
Высота слоя уплотнения Δh, м	
Высота верхнего подъяруса $H_в$, м	
Высота нижнего подъяруса $H_н$, м	
Длина приямка $l_п$, м	
Угол откоса отвального яруса $\alpha_о$, град.	
Угол откоса борта приямка β, град.	
Модель думпкара	
Длина отвального тупика $L_т$, км	
Расстояние от отвала до обменного пункта $L_{о.п}$, км	
Объем породы в поезде $Q_п$, м^3	
Приемная способность отвального тупика $W_т$, млн. м^3	
Производительность отвального тупика $П_о$, м^3/смену	
Полное число отвальных тупиков $N_т$	
Протяженность активного фронта отвальных работ $L_{ф.а}$, км	
Общая протяженность фронта отвальных работ $L_{ф.о}$, км	

Практическая работа № 2

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУЛЬДОЗЕРНОГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ ПРИ АВТОМОБИЛЬНОМ ТРАНСПОРТЕ

Цель работы: освоить методику расчета параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте.

Задачи работы:

1. Выбор высоты отвального яруса и отвала.
2. Расчет площади отвала.
3. Расчет параметров отвальных забоев и фронтов отвалообразования.
4. Определение объема бульдозерных работ.
5. Выбор модели бульдозера, расчет производительности и парка бульдозеров.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [1, с. 323-326; 2, с. 183-192] изучить основные технологические параметры экскаваторных отвалов, схемы отвалообразования и методику расчета производительности отвального оборудования.

Исходные условия

В соответствии с вариантом (табл. 2.1) задаются:

- тип складируемых пород (скальные, песчаные, глинистые);
- объем пород, подлежащих размещению в отвале за срок его существования $V_о$, млн. м^3
- годовая производительность карьера по вскрыше $П_в$, млн. м^3/год;
- модель автосамосвала;
- рабочий угол откоса отвального яруса α, град.;
- устойчивый угол откоса отвального яруса $\alpha_у$, град.;
- плотность пород в целике γ, т/м^3 (табл. 2.2);
- коэффициент разрыхления свежеотсыпанных пород в отвале $k_р$, (см. табл. 2.2);
- остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале $k_{р.о}$, (см. табл. 2.2).

Порядок выполнения работы

1. Выбирается высота отвального яруса, количество ярусов и рассчитывается высота отвала.

Выбор высоты отвального яруса ($H_о$, м) производится исходя из типа складируемых пород (см. табл. 2.2). Количество отвальных ярусов ($n_я$) назначается самостоятельно исходя из условия, что общая высота отвала должна быть, как правило, не более 120-150 м.

Общая высота отвала ($H'_о$)

$$H'_о = H_о n_я , \qquad (2.1)$$

где $H_о$ – высота отвального яруса, м; $n_я$ – число ярусов.

Таблица 2.1

Исходные данные к практической работе № 2
«Расчет параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте»

№ задания	Тип складируемых пород	Объем пород в отвале $V_о$, млн. м^3	Производительность карьера по вскрыше $П_в$, млн. м^3/год	Модель автосамосвала	Угол откоса отвального яруса	
					рабочий $\alpha_р$ град.	устойчивый $\alpha_у$, град.
1	Скальные	160	8,0	БелАЗ-7548	40	38
2	То же	180	9,0	БелАЗ-7548	45	42
3	«	200	10,0	БелАЗ-7549	44	42
4	«	220	11,0	БелАЗ-7549	43	41
5	«	120	5,0	БелАЗ-7540	41	38
6	«	140	6,0	БелАЗ-7548	39	37
7	«	185	7,5	БелАЗ-7548	40	37
8	«	260	12,5	БелАЗ-7549	41	38
9	«	170	8,5	БелАЗ-7549	42	39
10	«	210	9,5	БелАЗ-7549	43	39
11	Глинистые	250	13,0	БелАЗ-7512	36	32
12	То же	280	13,5	БелАЗ-7512	36	31
13	«	300	14,0	БелАЗ-7512	38	35
14	«	320	14,5	БелАЗ-7512	38	34
15	«	195	9,0	БелАЗ-7549	34	30
16	«	100	5,0	БелАЗ-7540	35	31
17	«	150	7,5	БелАЗ-7548	40	36
18	«	200	9,4	БелАЗ-7549	40	35
19	«	210	8,3	БелАЗ-7549	36	32
20	«	240	12,7	БелАЗ-7512	38	34
21	Песчаные	120	4,5	БелАЗ-7540	35	30
22	То же	150	6,0	БелАЗ-7540	34	32
23	«	225	7,5	БелАЗ-7548	33	30
24	«	325	14,0	БелАЗ-7512	32	29
25	«	315	12,0	БелАЗ-7512	35	32
26	«	160	5,5	БелАЗ-7540	34	31
27	«	155	6,5	БелАЗ-7540	35	29
28	«	250	9,0	БелАЗ-7548	36	30
29	«	320	10,0	БелАЗ-7549	35	31
30	«	345	11,0	БелАЗ-7549	32	29

2. Рассчитывается площадь отвала ($S_о$, га):

$$S_{\text{о}} = \frac{V_{\text{о}} k_{\text{р.о}} 10^{-4}}{H_{\text{о}}\, n_{\text{я}}\, \eta_{\text{о}}}, \qquad (2.2)$$

где $V_{\text{о}}$ – объем пород в отвале, м^3; $k_{\text{р.о}}$ – остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале; $H_{\text{о}}$ – высота отвального яруса, м; $n_{\text{я}}$ – количество ярусов; $\eta_{\text{о}}$ – коэффициент использования площади отвала (ярусности). $\eta_{\text{о}}$ принимается для одноярусных отвалов – 0,8÷0,9; для двухъярусных – 0,6÷0,7; для трехъярусных и более – 0,5.

Таблица 2.2

Рекомендуемые параметры бульдозерного отвалообразования [1]

Тип складируемых пород	Плотность пород γ, т/м^3	Высота отвального яруса $H_{\text{о}}$, м	Коэффициент разрыхления	
			свежеотсыпанных пород $k_{\text{р}}$	остаточный $k_{\text{р.о}}$
Скальные ……..	2,5-3,0	30-35	1,35-1,40	1,08-1,15
Песчаные……..	1,6-1,8	15-20	1,10-1,15	1,01-1,015
Глинистые …….	1,9-2,0	10-15	1,30-1,35	1,06-1,07

3. Рассчитывается количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа ($N_{\text{а}}$, шт.)

$$N_{\text{а}} = \frac{\Pi_{\text{в}}^{\text{ч}} k_{\text{н}}}{Q_{\text{п}}}, \qquad (2.3)$$

где $\Pi_{\text{в}}^{\text{ч}}$ – часовая производительность карьера по вскрыше, м^3/ч; $k_{\text{н}}$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($k_{\text{н}}$ =1,1÷1,2); $Q_{\text{п}}$ – объем вскрыши в целике в кузове автосамосвала, м^3.

Часовая производительность карьера по вскрыше ($\Pi_{\text{в}}^{\text{ч}}$, м^3/ч)

$$\Pi_{\text{в}}^{\text{ч}} = \frac{\Pi_{\text{в}}}{T_{\text{г}} n_{\text{см}} T_{\text{см}} k_{\text{и}}}, \qquad (2.4)$$

где $\Pi_{\text{в}}$ – годовая производительность карьера по вскрыше, м^3/год; $T_{\text{г}}$ – число рабочих дней карьера в году ($T_{\text{г}}$ = 350 дней); $n_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутках ($n_{\text{см}}$ = 3); $k_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени ($k_{\text{и}}$ = 0,75÷0,80).

Объем вскрыши в целике в кузове автосамосвала ($Q_{\text{п}}$, м^3)

$$Q_{\text{п}} = \frac{q_{\text{а}}}{\gamma}, \qquad (2.5)$$

где $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосамосвала, т (табл. 2.3); $\boldsymbol{\gamma}$ – плотность пород в целике, т/м^3.

Должно выполняется условие

$$Q_{\text{п}} \le \frac{V_{\text{а}}}{k_{\text{р}}}, \qquad (2.6)$$

где V_a – вместимость кузова автосамосвала «с шапкой», м^3 (см. табл. 2.3); $k_р$ – коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала. Принимается равным коэффициенту разрыхления свежеотсыпанных пород в отвале (см. табл. 2.2).

Таблица 2.3

Параметры карьерных автосамосвалов

Параметры	Модель автосамосвала			
	БелАЗ-7540	БелАЗ-7548	БелАЗ-7549	БелАЗ-7512
Грузоподъемность $q_а$, т ……	30	42	80	120
Вместимость кузова «с шапкой» $V_а$, м^3……	18,0	26,0	46,0	59,0
Минимальный радиус поворота R_{min}, м……	8,7	10,2	11,0	13,0
Диаметр колеса $D_к$, м……	1,55	1,90	2,61	2,97
Длина базы автосамосвала B, м	3,55	4,20	4,55	5,30
Минимальное расстояние между бровкой отвала и осью заднего колеса, при котором $k_{зав}$ = 0, $a_о$, м ……	1,6	1,8	2,2	2,5
Средняя продолжительность разгрузки $t_р$, мин. ……	0,67	0,78	1,00	1,17
Ширина транспортных берм при двухполосном движении $B_т$, м….	16,0-19,0	17,8-20,0	24,0-26,7	26,3-29,5

Если условие (2.6) не выполняется, то принимается

$$Q_п = \frac{V_а}{k_р}. \qquad (2.7)$$

4. Определяется количество одновременно разгружающихся автосамосвалов на отвале ($N_о$, шт.)

$$N_о = N_а \frac{t_р + t_{м.р}}{60}, \qquad (2.8)$$

где $N_а$ – количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа, шт.; $t_р$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин. (см. табл. 2.3); $t_{м.р}$ – продолжительность маневровых операций при установке на разгрузку, мин.;

$$t_{м.р} \approx 0{,}063\, R_{min}, \qquad (2.9)$$

где R_{min} – минимальный конструктивный радиус поворота автосамосвала, м (см. табл. 2.3).

Количество одновременно разгружающихся автосамосвалов ($N_о$) округляется до целого в большую сторону.

5. Определяется длина участка разгрузки ($L_р$, м)

$$L_р = N_о\, l_п, \qquad (2.10)$$

где $N_о$ – количество одновременно разгружающихся автосамосвалов на отвале, шт.; $l_п$ – ширина полосы по рабочему фронту отвала, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании, м. Для автосамосвалов грузоподъемностью 30–55 т $l_п$ =30÷40 м, 80–130 т $l_п$ = 50÷60 м, 180–240 т $l_п$ = 60÷70 м.

6. Определяется общая длина отвального фронта ($L_о$, м).

Отвальный фронт состоит из трех участков: разгрузки ($L_р$), планировки ($L_п$) и резервного ($L_{рез}$).

По мере заполнения участка разгрузки и выравнивания участка планировки последний начинается выполнять функцию первого, а участок разгрузки становится участком планировки. Если участок планировки не подготовлен, то разгрузка производится на резервном участке. Таким образом, все три участка должны иметь одинаковую длину

$$L_р = L_п = L_{рез}, \tag{2.11}$$

где $L_п$ – длина участка планировки, м;

$L_{рез}$ – длина резервного участка, м.

Общая длина отвального фронта

$$L_о = 3\,L_р. \tag{2.12}$$

7. Определяется сменный объем бульдозерных работ ($Q_б$, м^3/смену)

$$Q_б = П_в^{см} k_н k_{зав}, \tag{2.13}$$

где $П_в^{см}$ – сменная производительность карьера по вскрыше, м^3/смену; $k_н$ – коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($k_н$ =1,1÷1,2); $k_{зав}$ – средний коэффициент «заваленности» отвала.

Сменная производительность карьера по вскрыше ($П_в^{см}$,м^3/смену)

$$П_в^{см} = П_в^{ч} T_{см} k_и, \tag{2.14}$$

где $П_в^{и}$ – часовая производительность карьера по вскрыше, м^3/ч (см. п. 3); $T_{см}$ – продолжительность смены, ч ($T_{см}$ = 8 ч); $k_и$ – коэффициент использования сменного времени ($k_и$ = 0,75÷0,80).

Средний коэффициент «заваленности» определяется по эмпирической формуле

$$k_{зав} \approx (A - a_о)^n\, 0{,}1\ , \tag{2.15}$$

где A – фактическое расстояние между бровкой отвала и осью заднего колеса автосамосвала при разгрузке, м; $a_о$ – минимальное расстояние между бровкой отвала и осью заднего колеса автосамосвала, при котором $k_{зав}$ = 0, м; n – коэффициент, характеризующий скорость роста $k_{зав}$ в зависимости от модели автосамосвала. Для автосамосвалов БелАЗ грузоподъемностью 30-80 т n = 2, для автосамосвалов 120-240 т n = 1,5.

$$A \approx Б + {}^3\!/_4\, D_к, \tag{2.16}$$

где $Б$ – ширина бермы безопасности (призмы возможного обрушении), м; $D_к$ – диаметр колеса автосамосвала, м.

$$Б = H_о\,(\mathrm{ctg}\,\alpha_у - \mathrm{ctg}\,\alpha), \tag{2.17}$$

где $H_о$ – высота отвального яруса, м; α – рабочий угол откоса отвального яруса, град.; $\alpha_у$ – устойчивый угол откоса отвального яруса, град.

Если расчетное значение по формуле (2.15) $k_{зав} > 1$, то принимается $k_{зав} = 1{,}0$.

Согласно «Единым правилам безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» площадки бульдозерных отвалов должны иметь по всему фронту разгрузки поперечный уклон не менее 3°, направленный от бровки откоса в глубину отвала на длину базы автосамосвала. По всему фронту в зоне разгрузки должен быть сформирован предохранительный вал высотой не менее 0,5 диаметра колеса автосамосвала. Вертикальная ось, проведенная через вершину предохранительного вала, должна располагаться вне призмы обрушения (рис. 2.1).

8. Выбирается модель бульдозера исходя из грузоподъемности автосамосвала и сменного объема бульдозерных работ (табл. 2.4).

Таблица 2.4

Параметры бульдозеров, применяемых на открытых горных работах

Параметры	Модель бульдозера			
	ДЗ-171.1	ДЗ-25	ДЗ-118	ДЗ-60ХЛ
Базовый трактор ……..	Т-170	Т-180Г	ДЭТ-250	Т-330
Мощность двигателя $N_д$, кВт…….	125	132	243	250
Длина отвала $l_о$, м…….	3,22	4,43	4,31	5,48
Высота отвала $h_о$, м…….	1,15	1,20	1,55	1,42
Максимальное заглубление $h_{загл}$, м ……..	0,465	0,30	0,55	0,79
Объем грунта в призме волочения $V_{пв}$, ^{3} …..	≤ 4,0	≤ 4,5	≤ 7,5	≤ 8,0
Скорость перемещения породы $v_п$, м/сек …	0,88	0,70	0,82	0,92
Скорость холостого хода $v_х$, м/сек ……	1,33	1,20	1,95	1,60

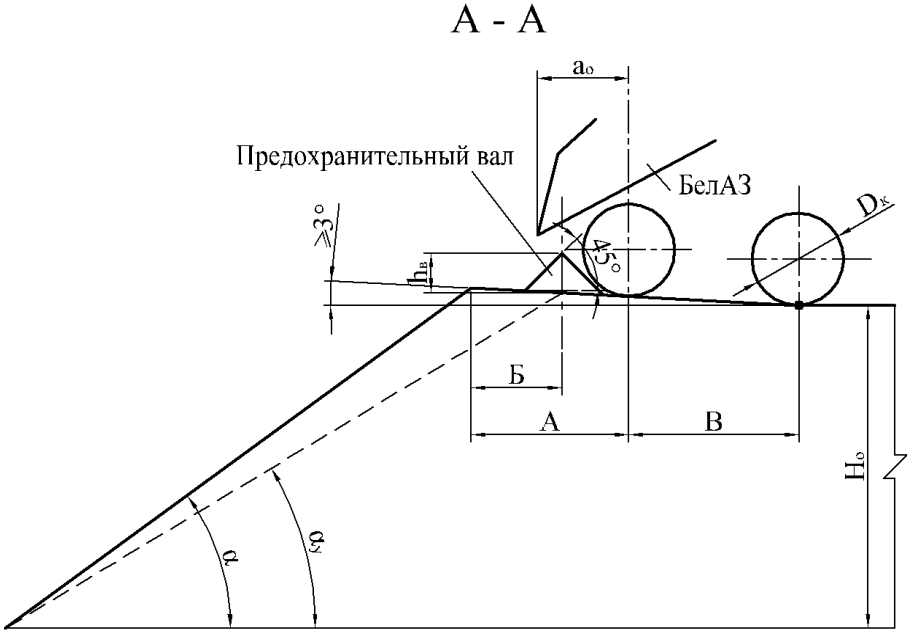


Рис. 1. Паспорт разгрузки автосамосвалов на отвале:

$H_о$ – высота отвального яруса; α – рабочий угол откоса отвального яруса; $\alpha_у$ – устойчивый угол откоса отвального яруса; $h_в$ – высота предохранительного вала ($h_в \geq ½ D_к$); $D_к$ – диаметр колеса автосамосвала; B – длина базы автосамосвала; $Б$ – ширина бермы безопасности (призмы возможного обрушения); $a_о$ – минимальное расстояние между верхней бровкой от-

вального яруса и осью заднего колеса автосамосвала, при котором коэффициент «заваленности» равен нулю ($k_{зав} = 0$); A – фактическое расстояние между верхней бровкой отвального яруса и осью заднего колеса автосамосвала при разгрузке

9. Рассчитывается сменная производительность бульдозера ($П_б$, м^3/смену) [5]

$$П_б = 60\frac{T_{см}V_{п.в}k_п k_у k_и}{T_ц k_р}, \quad (2.18)$$

где $V_{п.в}$ – объем призмы волочения, м^3; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч ($T_{см}$ = 8 ч); $T_ц$ – продолжительность рабочего цикла бульдозера, мин; $k_п$ – коэффициент, учитывающий потери грунта при транспортировании; $k_у$ – коэффициент, учитывающий влияние уклона на производительность бульдозера; $k_и$ – коэффициент использования сменного времени бульдозера ($k_и$ = 0,75÷0,80); $k_р$ – коэффициент разрыхления породы (см. табл. 2.2).

Объем призмы волочения ($V_{пв}$, м^3) рассчитывается по формуле

$$V_{п.в} = 0{,}5h_о^2 l_о \operatorname{ctg}\beta, \quad (2.19)$$

где $l_о$ – длина отвала бульдозера, м (табл. 2.4); $h_о$ – высота отвала бульдозера, м; β – угол развала породы в призме волочения, град. Принимается:

- для скальных пород β = 42÷45°;
- для глинистых пород β = 37÷40°;
- для песчаных пород β = 35÷37°.

Продолжительность рабочего цикла бульдозера ($T_ц$, мин) рассчитывается по формуле

$$T_ц = \left(\frac{L_п}{v_п} + \frac{L_п}{v_х} + t_п\right)\frac{1}{60}, \quad (2.20)$$

где $L_п$ – расстояние перемещения породы бульдозером, м; $v_п$ – скорость перемещения породы бульдозером, м/с; $v_х$ – скорость холостого хода бульдозера, м/с (скорости $v_п$ и $v_х$ для различных моделей бульдозеров приведены в табл. 4); $t_п$ – время на переключение скоростей и опускание лемеха бульдозера, с (для всех моделей бульдозеров $t_п \approx 9$ с).

Среднее расстояние перемещения породы бульдозером ($L_п$, м) определяется по формуле

$$L_п \approx Б + 0{,}5D_к, \quad (2.21)$$

где $Б$ – ширина бермы безопасности, м; $D_к$ – диаметр колеса автосамосвала, м.

Коэффициент, учитывающий потери породы при транспортировании бульдозером ($k_п$), рассчитывается по формуле

$$k_п \approx 1 - 0{,}005L_п, \quad (2.22)$$

где $L_п$ – расстояние перемещения породы бульдозером, м.

Коэффициент, учитывающий влияние уклона на производительность бульдозера ($k_у$), для уклона $i = 3°$ принимается $k_у \approx 0{,}8$.

10. Определяется рабочий парк бульдозеров ($N_б$, шт.)

$$N_б = \frac{Q_б}{П_б}k_{пл}, \quad (2.23)$$

где $Q_б$ – сменный объем бульдозерных работ, м^3/смену; $П_б$ – сменная производительность бульдозера, м^3/смену; $k_{пл}$ – коэффициент, учитывающий работу бульдозеров по разравниванию поверхности отвала и формированию предохранительного вала ($k_п \approx 1{,}2$).

11. Рассчитывается инвентарный парк бульдозеров ($N_{б.и}$, шт.)

$$N_{б.и} \approx 1{,}4\ N_б. \qquad (2.24)$$

12. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты.

Графическая часть представляется одним листом формата А3 и включает:

1. Паспорт разгрузки автосамосвалов на отвале. В паспорте указываются числовые значения определяющих параметров (см. рис. 2.1). Паспорт выполняется в стандартном масштабе.

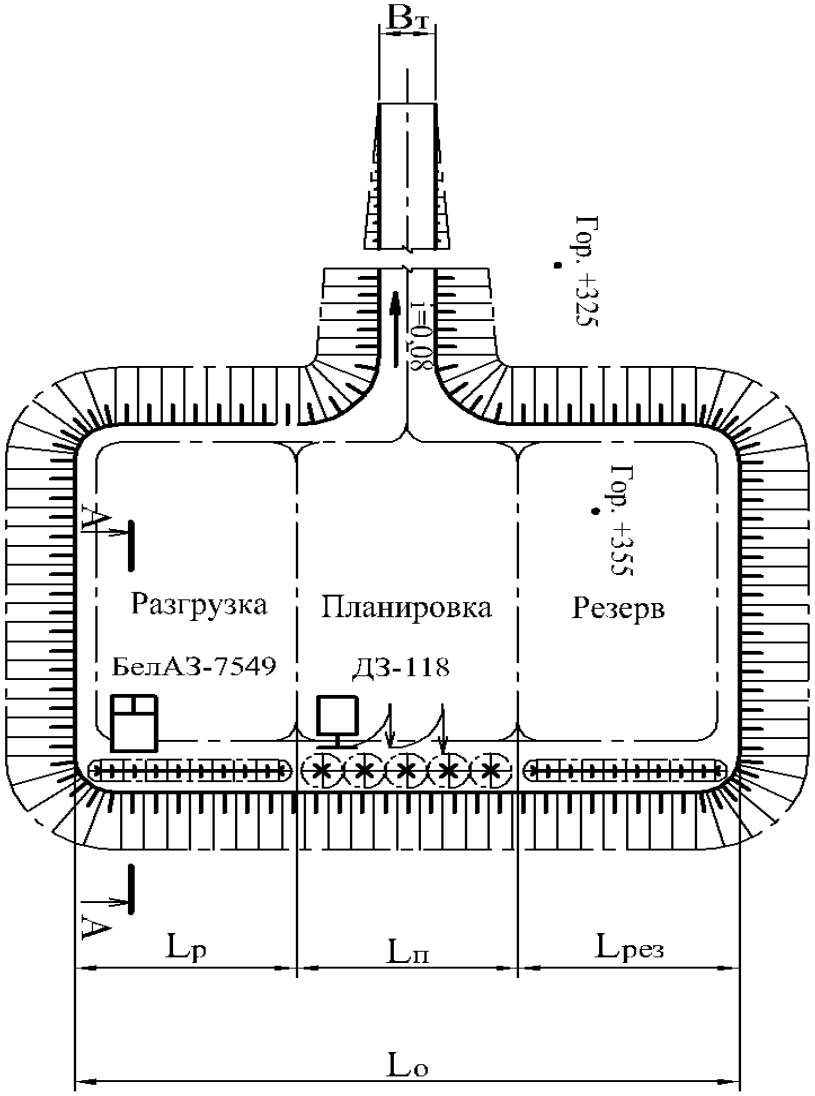
2. План бульдозерного отвала (рис. 2.2). План выполняется в стандартном масштабе при отсыпке одного яруса с указанием числовых значений определяющих параметров.

3. Таблицу, включающую технологические параметры отвалообразования (табл. 2.5).

Рис. 2.2. План бульдозерного отвала:
$L_р$ – длина участка разгрузки; $L_п$ – длина участка планировки; $L_{рез}$ – длина резервного участка; $L_о$ – общая длина отвального фронта; $B_т$ – ширина транспортной бермы; i – величина уклона автодороги

Таблица 2.5

Технологические параметры бульдозерного отвалообразования



Параметр	Значение
Тип складируемых пород	
Плотность пород в массиве γ, т/м^3	

Параметр	Значение
Объем пород в отвале $V_о$, млн. м^3	
Производительность карьера по вскрыше $П_в$, млн. м^3/год	
Угол откоса отвального яруса, град.: рабочий α	
устойчивый $α_у$	
Высота отвального яруса $H_о$, м	
Число ярусов $n_я$, м	
Общая высота отвала $H'_о$, м	
Площадь отвала $S_о$, га	
Модель автосамосвала	
Модель бульдозера	
Длина участка разгрузки $L_р$, м	
Общая длина отвального фронта $L_о$, м	
Высота предохранительного вала $h_в$, м	
База автосамосвала B, м	
Ширина бермы безопасности $Б$, м	
Фактическое расстояние между бровкой отвала и осью заднего колеса при разгрузке A,м	
Коэффициент заваленности $k_{зав}$	
Сменный объем бульдозерных работ $Q_б$, м^3/смену	
Производительность бульдозера $П_б$, м^3/смену	
Рабочий парк бульдозеров $N_б$, шт.	
Инвентарный парк бульдозеров $N_{б.и}$, шт.	

Практическая работа № 3
ПЛАНИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ НА УСТУПЕ

Цель работы: освоить методику планирования объемов горных работ по процессам в течение месяца.

Задачи работы:

1. Расчет переходящих объемов горной массы на месяц, следующий за планируемым.
2. Расчет номинальных объемов работ по процессам.
3. Определение оптимального объема взрывного блока и числа взрывов в панели за месяц.
4. Определение расчетных объемов работ по процессам.
5. Установление фактических переходящих резервов.
6. Выделение расчетных зон на уступе и оценка выполненности плана буровых и выемочных работ.

Для подготовки к выполнению работы необходимо по конспекту лекций и с помощью литературы [4, с. 84-94] изучить принципы и порядок планирования объемов работ по процессам, расчетные зависимости, этапы планирования, выделение рабочих зон в выемочной панели.

Исходные условия

Общие условия:

- Уральский регион;
- число смен в сутки $n_{см} = 3$;
- предусмотрен планово-технический ремонт в течение месяца:
  - экскаватора длительностью 9 смен;
  - бурстанка – 12 смен.

В соответствии с вариантом (табл. 3.1) задаются:

- модель экскаватора;
- вид карьерного транспорта;
- сменная производительность экскаватора $A_э$, м^3/смену;
- сменная производительность бурстанка $A_б$, м^3/смену;
- плановые объемы выемочных работ, тыс. м^3/мес:
  - на планируемый месяц V_i;
  - на последующий месяц V_{i+1};
- перешедшие объемы резервов обуренной горной массы $\vec{Б}_{i-1}$, тыс. м^3;
- перешедшие объемы резервов взорванной горной массы $\vec{В}_{i-1}$, тыс. м^3.

Порядок выполнения работы

1. Определяются переходящие объемы обуренной ($\vec{Б}_{i+1}$, тыс. м^3) и взорванной ($\vec{В}_{i+1}$, тыс. м^3) на следующий месяц

$$\vec{Б}_{i+1} \approx (0{,}3 \div 0{,}7)\, V_{i+1}\,, \qquad (3.1)$$

$$\vec{В}_{i+1} \approx (0{,}5 \div 0{,}7)\, V_{i+1}\,, \qquad (3.2)$$

где V_{i+1} – плановые объемы выемочных работ на месяц, следующий на планируемый месяц, тыс. м^3.

Таблица 3.1

Исходные данные к практической работе № 3
«Планирование процессов на уступе»

№ варианта	Вид транспорта	Экскаватор	Производительность, м³/смену		Объем месячный, тыс. м³		Переходящие резервы, тыс. м³	
			экскаватора, $A_э$	бурового станка, $A_б$	на i-й (V_i)	на (i+1)-й (V_{i+1})	обуренной $\vec{Б}_{i-1}$	взорванной $\vec{В}_{i-1}$
1	Автомобильный	ЭКГ-5А	1800	2500	90	100	0	50
2					100	100	60	0
3					180	140	40	120
4					70	120	30	30
5		ЭКГ-8И	2500	4000	120	150	50	40
6					200	120	10	80
7					60	160	60	20
8					170	120	100	20
9		ЭКГ-12,5	3500	4500	150	100	60	40
10					120	80	40	100
11					60	100	20	20
12					100	80	60	20
13	железнодорожный	ЭКГ-5А	1700	2600	120	80	60	60
14					140	60	40	50
15					160	120	50	20
16					80	100	30	30
17		ЭКГ-8И	2300	3600	200	160	80	40
18					160	200	30	100
19					150	150	120	0
20					240	200	100	120
21		ЭКГ-12,5	3200	4000	200	180	80	100
22					280	240	60	40
23					250	200	50	100
24					160	200	60	60
25		ЭКГ-15	4000	4000	300	320	100	120
26					320	300	150	100
27					360	300	80	140
28					380	350	120	60

2. Определяются номинальные объемы (тыс. м³) погрузочных, взрывных и буровых работ на планируемый месяц:

погрузочных $Э_i^{н} = V_i$; (3.3)

взрывных $B_i^{Н} = V_i - \vec{B}_{i-1} + \vec{B}_{i+1}$; (3.4)

буровых $Б_i^{Н} \approx B_i^{Н} - \vec{Б}_{i-1} + \vec{Б}_{i+1}$. (3.5)

3. Определяется оптимальный объем взрывного блока $V_в^{опт}$, тыс. м³:

$$V_в^{опт} \approx (5 \div 7) E\, A_э\, k_{тр}\, k_к\,, \quad (3.6)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м^3; $A_э$ – сменная производительность экскаватора, м^3/смену; $k_{тр}$ – коэффициент, учитывающий вид транспорта ($k_{тр}$ =1,0 для автотранспорта, $k_{тр}$ =1,2÷1,4 для железнодорожного транспорта); $k_к$ – коэффициент, учитывающий климатические условия ($k_к$ =1,0 для Урала).

4. Принимается расчетный объем взрывного блока ($V_в^р$, тыс. м^3), который должен находиться в диапазоне значений оптимального взрывного блока.

5. Принимается число взрывов в панели за месяц $n_в$ и определяется расчетный объем взрывных работ на планируемый месяц B_i, тыс. м^3

$$B_i = n_в V_в^р . \quad (3.7)$$

Число взрывов $n_в$ и расчетный объем B_i принимается с условием, чтобы он максимально близок к номинальному объему взрывных работ $B_i^н$.

6. Определяются расчетные объемы погрузочных ($Э_i$, тыс. м^3) и буровых ($Б_i$, тыс. м^3) работ

$$Э_i^н = V_i , \quad (3.8)$$

$$Б_i = B_i - \vec{Б}_{i-1} + \vec{Б}_{i+1} . \quad (3.9)$$

7. На схеме выделяются зоны и устанавливаются фактические переходящие объемы обуренной ($\vec{Б}_{i+1}$) и взорванной ($\vec{B}_i$) горной массы.

8. Определяется длительность погрузочных ($T_э$, смен) и буровых ($T_б$, смен) работ:

$$T_э = Э_i / A_э , \quad (3.10)$$

$$T_б = Б_i / A_б . \quad (3.11)$$

9. Определяется фактическое количество рабочих смен в месяце экскаватора ($N_э$, смен) и бурового станка ($N_б$, смен)

$$N_э = n_{дн} n_{см} - N_р^э , \quad (3.12)$$

$$N_б = n_{дн} n_{см} - N_р^б , \quad (3.13)$$

где $n_{см}$ – количество смен работы в сутки ($n_{см}$ = 3); $n_{дн}$ – количество рабочих дней в месяце ($n_{дн}$ = 28÷30); $N_р^э$ – продолжительность нахождения экскаватора в планово-техническом ремонте в течение месяца, смен ($N_р^э$ = 9 смен); $N_р^э$ – продолжительность нахождения бурового станка в планово-техническом ремонте в течение месяца ($N_р^э$ = 12 смен).

10. Определяется возможная производительность экскаватора ($V_э$, м^3/мес) и бурового станка ($V_б$, м^3/мес):

$$V_э = A_э N_э , \quad (3.14)$$

$$V_б = A_{ст} N_б . \quad (3.15)$$

11. Определяется возможность выполнения плана буровых и выемочных работ:

$V_э \geq Э_i$ – план выемочных работ выполним,

$V_э \geq Б_i$ – план буровых работ выполним.

12. Форма отчетности.

По результатам занятия представляется отчет, содержащий исходную информацию, расчетные зависимости, необходимые расчеты и их результаты. Расчетные показатели планирования сводятся в таблицу (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Расчетные результаты планирования

Показатель	Результат расчета
Переходящие объемы горной массы на следующий месяц, тыс. м: обуренной $\vec{Б}_{i+1}$ взорванной $\vec{В}_{i+1}$	
Номинальные объемы работ, тыс. м^3: погрузочных $Э_i^{н}$ взрывных $В_i^{н}$ буровых $Б_i^{н}$	
Объем взрывного блока, тыс. м^3: оптимальный $V_{в}^{опт}$ расчетный принятый $V_{в}^{р}$	
Число взрывов в панели за месяц $n_{в}$	
Расчетные объемы, тыс. м^3: погрузочных $Э_i$ взрывных $В_i$ буровых $Б_i$	
Фактические переходящие резервы, тыс. м^3: обуренной горной массы $\vec{Б}_{i+1}$ взорванной горной массы $\vec{В}_{i+1}$	
Объем работ по зонам, тыс. м^3: 1 $Э_1$ 2 $В_2$ $Э_2$ 3 $Б_3$ $В_3$ $Э_3$ 4 $Б_4$ $В_4$ 5 $Б_5$	
Длительность работ, машино-смен: погрузочных $T_э$ буровых $T_э$	
Возможная производительность, тыс. м^3/мес: экскаватора $V_э$ бурстанка $V_б$	

Графическая часть представляется схемой рабочих зон на уступе, где указываются номер зоны, объемы и виды работ [4, с. 87, рис. 3.2].

Рекомендуемая литература

1. Ржевский, В. В. Открытые горные работы. Производственные процессы : учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности "Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых" / В. В. Ржевский. - Изд. 8-е. - Москва: ЛЕНАНД, 2016. - 512 с.

2. Репин, Н. Я. Перемещение и складировании е горных пород: учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горные работы" направления подготовки "Горное дело" / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - Изд. 2-е, стер. - Москва: Горная книга, 2016. - 221 с.: рис., табл., фот. - (Процессы открытых горных работ; № 9).

3. Репин, Н. Я. Практикум по дисциплине "Процессы открытых горных работ": учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности "Открытые горны работы" направления подготовки "Горное дело" / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. - [2-е изд., стер.]. - Москва: Горная книга, 2018. - 156 с.: рис., табл. - (Процессы открытых горных работ; № 7).

4. Сорокин Л.А. Взаимодействие процессов на карьерах. Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 96 с.

5. Процессы открытых горных работ. Выемочно-погрузочные работы: учебно-методическое пособие / Ю. И. Лель, Ю. В. Стенин, Д. А. Шлохин, И. А. Глебов; под ред. Ю. И. Леля; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 53 с.

6. Томаков П. И. Структуры комплексной механизации карьеров с техникой цикличного действия. – М.: Недра, 1976. – 232 с.

7. Русский И. И. Отвальное хозяйство карьеров. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1971. – 240 с.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение …….. 3

Практическая работа № 1 «Расчет параметров экскаваторных отвалов» 4
…….

Практическая работа № 2 «Расчет параметров бульдозерного отвалообразования при автомобильном транс-
порте»……. 13

Практическая работа № 3 «Планирование процессов на уступе» …… 22

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-методическому комплексу

_____С.А.Упоров

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.
Кокунина Л.В., ст. преподаватель, к.т.н.
Беляев В.Л., ст. преподаватель
Ганиев Р.С., ст. преподаватель
Сорокин Л.А., доцент, к.т.н.

Одобрена на заседании кафедры	Рассмотрена методической горно-технологического факультета (ГТФ)
Разработки месторождений открытым способом	
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав. кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Лель Ю.И.	Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 337 от 19.04.2019	Протокол № 7 от 19.04.19
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ **3**
2. ОФОРМЛЕНИЕ ПРОЕКТА **4**
3. ПОРЯДОК РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ **6**
4. СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛОВ ПРОЕКТА **8**
4.1. Геолого-экологическая характеристика месторождения 9
4.2. Параметры карьерного поля 9
4.3. Режим и объемы работ 10
4.4. Механизация горных работ 10
4.5. Система разработки 10
4.6. Вскрытие карьерного поля 11
4.7. Подготовка новых горизонтов 12
4.8. Горно-строительные работы 12
4.9. Генплан карьера 13
4.10. Экономические показатели разработки 13
ЗАКЛЮЧЕНИЕ **14**
5. СОДЕРЖАНИЕ ОСНОВНОЙ ГРАФИКИ **14**
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ **16**
ПРИЛОЖЕНИЕ 1 ..... **17**
ПРИЛОЖЕНИЕ 2 ..... **По какой схеме осуществляет** **18**
ПРИЛОЖЕНИЕ 3 ..... **19**
ПРИЛОЖЕНИЕ 4 ..... **20**
ПРИЛОЖЕНИЕ 5 ..... **22**
ЗАКЛЮЧЕНИЕ **52**

1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Курсовое проектирование – завершающий этап в изучении дисциплины "Технология и комплексная механизация открытых горных работ " и его цель – приобретение навыков творческого решения принципиальных задач открытой разработки месторождений - вскрытия и системы их разработки.

Объектом проектирования, как правило, является месторождение (карьер) по месту прохождения студентом производственной практики.

Тема проекта – одна из трех альтернативных, определяемая руководителем проекта в зависимости от сложности объекта и состояния горных работ на нем:

1) вскрытие и система открытой разработки рудного (угольного, нерудного) типа ...;

2) дальнейшая разработка (поддержание мощности) рудного (угольного, нерудного) карьера ...;

3) реконструкция ... карьера (например, в связи с увеличением глубины карьера).

При теме 1 " Вскрытие и система ..." предполагается, что месторождение еще не разрабатывалось, и цель проекта – принять рациональные решения по освоению и разработке месторождения в выделенных границах карьера и при заданной его мощности. В задачи проекта входит: оптимизация параметров горных работ, их развития и вскрытия карьерного поля на три фиксированных момента (год сдачи карьера в эксплуатацию, полное развитие горных работ и, наконец, – их завершение), расчет и обоснование размеров и объема карьерного поля, ожидаемого уровня потерь и разубоживания сырья, запасов полезного ископаемого, включаемых в карьер, среднегодовых объемов горных работ, структуры механизации и технопарка основных горных машин, состава и объема горно-строительных работ, длительности строительства карьера, состава и параметров размещения промышленных объектов карьера на поверхности, технологии проходки и параметров подготовительных выработок, уровня технико-экономических показателей разработки.

При теме 2 "Дальнейшая разработка ..." ("Поддержание мощности ...") за исходное принимается состояние горных работ на момент проектирования, и цель проекта – выбрать рациональные пути вскрытия, развития горных работ и их параметров на последующие периоды разработки месторождения. Необходимо проанализировать сложившееся положение горных работ, особо отметив соответствие механизации уровню развития техники, а вскрытия и системы разработки – производственной мощности, уровню извлечения полезного ископаемого и задачам будущего развития горных работ на карьере; обосновать схему и параметры вскрытия, систему разработки на последующий период (в том числе на конец разработки); рассмотреть целесообразность модернизации структуры механизации, рассчитать потребность в оборудовании и в случае перехода на новое оборудование рассчитать новые па-

раметры технологических процессов; определить оставшиеся запасы полезного ископаемого и предложить вариант их использования во времени (сократить, увеличить мощность и объемы работ или сохранить их на прежнем уровне); рассмотреть технологию подготовки новых горизонтов и изменения в инфраструктуре предприятия.

В теме 3 "Реконструкция ..." целевая направленность проекта формулируется заданием на проектирование. Непременными должны быть задачи реконструкции и вскрытия, системы разработки, контуров карьера, а также сохраняются некоторые другие задачи темы 2.

Содержание разделов при любой теме уточняется руководителем в задании на проектирование (прил. 1).

Состав проекта: пояснительная записка с расчетами и обоснованиями объемом до 25 – 35 страниц текста и графики на двух-трех листах формата А1.

2. ОФОРМЛЕНИЕ ПРОЕКТА

Расчетно-пояснительная и графическая части проекта оформляются строго по действующим в РФ стандартам. Проекты, оформленные с существенными отклонениями от принятых норм, подлежат переоформлению.

Пояснительная записка должна содержать достаточно исчерпывающую аргументацию в форме умозаключений, расчетов, анализа принимаемых решений и т. д. Ни одно из принимаемых положений не может быть принято априорно, и важнейшее требование к текстовой части проекта - доказательность решений.

Структура записки – по типу прил. 2 или устанавливается руководителем проекта с соответствующей записью в особых условиях задания на проектирование (прил. 1).

Текст излагается кратко, логично, пишется от руки или представляется в печатном виде. Формат бумаги 297×210 мм. Текст размещается на одной или двух сторонах листа. По краям страниц оставляются поля шириной слева 30 мм, справа 15 мм, сверху 20 мм снизу 30 мм. Страницы нумеруются по нижнему полю.

Разделы выделяются шрифтом. Между текстом и наименованием разделов и подраздел оставляется двойной или тройной пробел (примеры см. в настоящем издании).

Предложения строятся в безлично-именной форме. Запрещаются зачеркивания текста, помарки, сокращения слов, кроме общепринятых (КПД – коэффициент полезного действия, проч. – прочие, т. е. – то есть и т. д. – так далее). Допускается введение аббревиатур, часто используемых словосочетаний. Например, вместо слов "карьерное поле" (КП) можно после введения аббревиатуры (см. выше) далее писать КП.

Таблицы и рисунки, помещаемые в записку, нумеруются и им даются краткие названия по сущности содержания. Нумерация их последовательная по разделам: так, рисунок (таблица), размещенный в разделе 1 вторым, имеет номер 1.2, а размещенный в разделе 3 первым – номер 3.1 и т. д. Слово "таблица" и ее номер – в правой части над таблицей, название таблицы – второй строкой, по центру таблицы. Название рисунка – над ним, а номер – под ним в записи, например, "Рис. 1.2". Все графические материалы, помещаемые в записку, именуются как рисунки.

В тексте должны быть (хотя бы раз) ссылки на таблицы и рисунки.

При аналитических расчетах сначала записывается в символах зависимость, ставится знак равенства, в последовательности размещения символов подставляются их цифровые значения и после второго знака равенства записывается результат вычислений. Размерность последнего указывается в конце предложения, предшествующего расчетной формуле. Ниже формулы дается расшифровка входящих в нее параметров. Значения параметров обосновываются ранее, либо приводятся со ссылками на источник при расшифровке символов. Расчеты проводятся с точностью, принятой для данного показателя или параметра.

Записка брошюруется и должна иметь обложку. Лицевая обложка оформляется как титульный лист (прил. 3). Он считается первой страницей записки (но не нумеруется!). К записке прилагается оригинал задания на проектирование (с. 2). Текстовая часть предваряется отдельной страницей (с. 3) с содержанием (оглавлением) записки по типу прил. 2 и таблицей на одной (с. 5) или двух (с. 5 и 6) страницах основных технико-экономических показателей проекта (прил. 4). Нумерации подлежат все страницы записки, включая страницы с рисунками и другими возможными приложениями (кроме страниц с титульным листом и заданием на проектирование).

Титульный лист печатается на принтере.

Графическая часть представляется основными чертежами (с. 19) и схемами, графиками и другими рисунками, прилагаемыми к тексту (в случае необходимости).

Основные чертежи размещаются на листах формата А1. При необходимости для размещения крупномасштабного изображения (например, плана горных работ) допускается приложение к основному половины листа.

Изображения выполнять только в стандартных масштабах (1:5, 1:0, 1:20, 1:50, 1:100, 1:200, 1:500, 1:1000, 1:2000, 1:5000, 1:10 000, 1:25 000).

Их построение – согласно стандартам и принятым нормам изображения элементов горных работ.

Графика вычерчивается в карандаше или в программной среде AutoCAD (по согласованию с руководителем проекта). Некоторые элементы выделяются другим цветом: оси железнодорожных путей – красным, проезжая часть автодорог – желтым, изолинии рельефа местности – коричневым, залежи – цветом согласно виду ископаемого и проч.

На всех чертежах обязательна размерная разметка. Размеры наносить с точностью, принятой для измерения данного параметра.

Основная надпись чертежа помещается в нижнем правом углу листа (а если чертеж размещается на 1½ или двух листах – в правом углу второго листа), оформляется в соответствии с ГОСТ 21.103-78 (прил. 5). Если на листе один главный чертеж, то его название и масштаб указываются только в "штампе". Если на листе равноценные изображения разного содержания, то названия указываются над чертежами, а масштабы – под названиями, и в этом случае в поле 8 штампа дается обобщающее название изображений и там же перечисляются все использованные на листе масштабы.

3. ПОРЯДОК РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ

Большинство задач вскрытия карьера и развития горных работ взаимосвязано, что обусловливает их решение по "челночной" схеме: с опережением принимаются ориентировочные решения некоторых задач, на базе их решаются логически ближние задачи и после этого уточняются параметры решения задач "второго эшелона". В этой связи рекомендуется оформление расчетной и графической частей производить только после полностью выполненной вчерне всей работы.

Графические изображения и, в частности, планы горных работ строятся параллельно с расчетами.

Алгоритм действий при теме проекта "Вскрытие и система..." может быть следующим:

1. Обоснование приближенных значений устойчивых углов погашения бортов карьера.

2. Ориентировочные (в записке не фиксируются) решения по размерам дна карьера, длине и ширине карьерного поля на уровне поверхности, объемам карьера, вскрыши и полезного ископаемого в приближенных контурах, по сроку и годовым объемам горных работ.

При поэтапной разработке месторождения выделяются показатели первой очереди.

3. Компоновочные решения по размещению отвалов пород и некондиционного сырья, складов или перерабатывающих (дробильных, обогатительных) комплексов (окончательное решение).

4. Выбор структур механизации для добычных и вскрышных работ (окончательное решение).

При длительной (более 20 – 25 лет) или поэтапной разработке обязателен прогноз вида и параметров карьерного транспорта на период за пределами первых 12 – 15 лет работ или первой очереди разработки (разд. 4.6).

5. Обоснование высоты уступов: рабочих вскрышных и добычных, погашенных.

6. Обоснование (в том числе расчетным путем) ширины берм очистки, углов погашения уступов. Принятие окончательных значений устойчивых углов погашения бортов, ширины берм очистки, профиля бортов.

7. Обоснование вскрытия карьерного поля в конечных контурах (в границах I очереди):

– способ вскрытия и тип вскрывающих выработок;

– место размещения вскрывающих выработок в карьерном пространстве;

– расчеты параметров вскрывающих выработок (уклонов, ширины оснований и т. д.);

– принятие ориентировочных конструктивных углов погашения бортов;

– конструирование масштабной (1:5000) абрис-схемы вскрытия карьерного поля;

– конструирование плана карьера на конец разработки (1:2000, 1:1000).

8. Уточняющие расчеты конструктивных углов погашения бортов карьера; размеров карьерного поля; объемов карьера, вскрыши и эксплуатационных запасов полезного ископаемого; годовых расчетных объемов работ.

9. Обоснование системы разработки и ее параметров (кроме высоты уступов).

10. Технология подготовки новых горизонтов и параметры подготовительных выработок.

11. Решения по строительству карьера и конструирование карьера на год сдачи его в эксплуатацию. Определение объемов горно-строительных работ и других показателей карьера на это момент.

12. Выбор года, соответствующего моменту полного развития горных работ. Расчеты и обоснования на этот год:

– числа погашенных уступов;

– схемы вскрытия;

– потребного основного оборудования (экскаваторов, буровых станков;

– показателей системы разработки (рабочих забоев, минимальных фронтов работ и проч.);

– конструирование плана горных работ;

– определение по плану работ основных исполнительных показателей карьера (фактические фронты вскрышных и добычных работ, резервы готовой к разработке горной массы и т. д.).

13. Конструирование генплана карьера.

14. Экономические показатели проекта.

15. Сводные технико-экономические показатели.

16. Оформление графической и текстовой частей проекта.

При теме проекта "Дальнейшая разработка..." ("Поддержание мощности...") рекомендуется изложение проекта построить по следующей схеме:

1. Анализ существующего положения горных работ: глубина карьера, величина отработанных запасов, оставшиеся запасы полезного ископаемого, выполненные объемы вскрыши, оставшиеся объемы вскрыши в контурах карьера; сколько и какие именно уступы погашены или временно законсервированы, сколько и какие уступы находятся в работе; описание общей схемы вскрытия карьерного поля и вскрытия отдельных горизонтов, параметры вскрывающих выработок; направление и порядок развития горных работ, параметры и показатели системы разработки (высота рабочих уступов, ширина рабочих площадок, фронты работ и проч.); структура механизации (СМ); применяемое оборудование, сроки службы машин, их производительность и другие показатели СМ; параметры и организация буровых, взрывных, выемочных, транспортных, отвальных работ и других процессов; частные особенности разработки, выявленные при эксплуатации (например, в устойчивости бортов карьера, в мерах по снижению потерь и разубоживания, в работе оборудования и т. д.); общие технико-экономические показатели работы карьера за последние год – два.

Вычерчивание (воспроизводство) плана карьера на один из последних годов.

2. Доказательства целесообразности технического перевооружения горных работ и внедрения нового (какого?) оборудования.

3. Дальнейший порядок расчетов и обоснований аналогичен теме "Вскрытие и система ..." с существенной особенностью: должна быть обеспечена преемственность новых решений любой задачи с существующим положением горных работ. Например, дальнейшее вскрытие карьерного поля должно учитывать существующую схему вскрытия, контуры бортов отстраиваются с учетом конструкции уже погашенных участков, объемы работ устанавливаются на базе оставшихся запасов и объемов горной массы и т. д.

При теме проекта "Реконструкция ..." обязательными являются задача 1-й темы 2-й «Анализ существующего положения горных работ и обоснование преимуществ, направления (вида) реконструкции карьера и ее мотивов» (например, реконструкция вскрытия карьерного поля в связи с поэтапной разработкой карьера или реконструкция системы разработки с целью сокращения потерь и разубоживания угля и проч.)

Перечень других решаемых задач, как отмечалось ранее, устанавливается руководителем проекта и фиксируется в задании на его выполнение.

4. СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛОВ ПРОЕКТА

Ниже излагается содержание разделов темы проекта по основной теме 1 "Вскрытие и система..." и общих (кроме раздела 1) для двух других тем. В последнем случае производится некоторая корректировка содержания (по указанию руководителя).

4.1. Геолого-экологическая характеристика месторождения

Раздел базируется на данных реального объекта по месту прохождения студентом производственной практики и задания на курсовое проектирование. Включает только следующие сведения, необходимые и достаточные для решения технологических задач проекта.

Типы сырья и месторождения. Число и форма залежей. Их структура. Мощность, углы падения, длина залежей по простиранию, относительные размер и объем включений. Глубины залегания от поверхности и выклинивания залежей.

Геологические нарушения в массиве и место их расположения.

Содержание полезного компонента (ПК) в сырье и его разделение в недрах по простиранию залежей и глубине. Промышленное и бортовое содержание ПК.

Кондиции на полезное ископаемое (ПИ) по мощности залежей, по содержанию ПК или по другим признакам (обогатимости, зольности и проч.).

Разведанность месторождения (степень, распределение запасов по категориям, границы подсчета запасов).

Физико-механические и технологические свойства пород: их геологические разновидности, крепость, плотность, буримость, взрываемость, разрабатываемость, устойчивость. Трещиноватость массива.

Гидрогеологические условия разработки: степень обводненности, водопритоки, уровень подземных вод, влияние на устойчивость откосов и на разработку в целом и т. д.

Агрохимические свойства пород и почв. Их сельскохозяйственная и промышленная ценность.

Резюме по разделу: относительная оценка сложности разработки месторождения, возможные осложнения и особенности в горных работах, вызванные природными характеристиками объекта, возможность проектирования и разработки по степени разведанности запасов и по геолого-экологическим условиям.

4.2. Параметры карьерного поля

Глубина карьера. Этапы разработки месторождения по глубине или в плане (для горизонтальных и пологопадающих).

Углы устойчивости откосов уступов и бортов в покрывающих и вмещающих породах. Целесообразный устойчивый профиль бортов карьера.

Конструкция бортов карьера на конец разработки: высота и углы уступов, ширина берм очистки, ширина транспортных берм (из раздела 4.6), конструктивные углы откосов бортов.

Исполнительные углы погашения бортов карьера.

Конструкция временно нерабочих бортов (ВНБ) при поэтапной разработке месторождения: высота и углы откосов уступов, ширина берм погашения и шаг их размещения по глубине, угол откоса ВНБ.

Размеры карьерного поля (КП) в плане: ширина по дну и по поверхности, длина по простиранию на уровнях дна и поверхности. Размеры очередей разработки.

Объемы горной массы в границах КП и его частей. Геологические, балансовые и промышленные запасы. Ожидаемый уровень потерь ПИ в недрах и при добыче, уровень разубоживания (засорения), эксплуатационные запасы ПИ в КП, в том числе в границах I очереди разработки. Коэффициент извлечения руды (угля) из недр. Объем вскрыши, в том числе рыхлой. Средний коэффициент вскрыши в границах КП. Объемы некондиционного ПИ, биоагрессивных пород, подлежащих отдельному складированию.

4.3. Режим и объемы работ

Годовые объемы добычи ПИ и вскрышных работ (по разновидности пород). Ориентировочный срок работ в границах КП, в том числе I очереди разработки.

Календарный режим работы карьера, вскрышных и добычных работ в течение года, недели, суток, смены. Режим работы в течение суток и смены выемочного, бурового и другого оборудования.

Расчетные сменные объемы работ: вскрышных (с подразделением) и добычных, выемочно-погрузочных и буровзрывных.

4.4. Механизация горных работ

Структура механизации вскрышных и добычных работ: класс, подкласс, тип оборудования процессов, модели машин основных производственных процессов. Механизация вспомогательных процессов.

Сменная производительность оборудования основных процессов на добыче и вскрышных работах.

Рабочий и инвентарный парки оборудования на два расчетных момента: на год после сдачи карьера в эксплуатацию и на год, принятый как момент полного развития горных работ.

4.5. Система разработки

Обоснование системы разработки на периоды строительства и эксплуатации карьера. Ориентировка фронтов уступов, подвигания фронта и углубки карьера. Способ подготовки новых горизонтов, место размещения подготовительных выработок и порядок развития работ при подготовке горизонтов.

Общая организация вскрышных и добычных работ на уступах и в рабочей зоне в целом. Конструкция рабочей зоны.

Способ выемки ПИ и вскрыши.

Мероприятия по снижению уровня потерь и разубоживания (засорения) ПИ.

Обоснования главных параметров системы разработки: высоты рабочих уступов, углов их откоса, типа забоев и технологических параметров их разработки (высоты забоев, порядка выемки пород в забое по высоте и ширине забоя и т. д.), минимальная ширина рабочих площадок, резервов готовой к разработке горной массы, нормальной ширины рабочих площадок, параметров взрывных блоков (если ведутся буровзрывные работы), удельных фронтов горных работ, общих минимальных фронтов добычных и вскрышных работ.

Технологически максимальные подвигания фронта работ и углубки карьера. Проверка пропорциональности показателей развития, принятие скорости подвигания и углубки.

Описание системы работ на год полного развития (по одноименному плану горных работ): число погашенных уступов; рабочие горизонты с выделением добычных; горизонт, находящийся в подготовке; фактическая ширина рабочих площадок; число забоев; фронты работ; угол откоса рабочего борта; резервы вскрытых и готовых к разработке (выемке) запасов горной массы.

4.6. Вскрытие карьерного поля

Задачи вскрытия решаются на три момента: год сдачи карьера в эксплуатацию, полное развитие горных работ, погашение карьера в конечных границах.

Обоснованию и расчетам в первую очередь подлежит вскрытие на конец разработки, решения по вскрытию на два других вышеуказанных момента лишь описываются.

В обязательном порядке прогнозируются система транспорта за срок эксплуатации месторождения (сохраняется один вид транспорта или последовательно происходит замещение видов транспорта), примерные зоны и этапы использования видов по глубине карьера и в связи с этим – трансформация (если будут несколько видов транспорта) схем вскрытия. В глубоких карьерах можно ожидать, что строится карьер с одним видом транспорта, а отсюда соответствующая схема вскрытия, в период разработки средней по глубине зоны применяется другой вид, а на этапе разработки глубинной части карьера – третий (а может, четвертый) вид транспорта. Все изменения фиксируются в текстовой части проекта и учитываются при отстройке карьера в разные периоды.

Этапы разработки и вскрытия с прогнозом применяемых видов транспорта.

Выбор способа вскрытия КП на конец разработки. Места и направления ввода трасс в карьере, пространственное размещение вскрывающих вырабо-

ток в КП. Форма трасс вскрывающих выработок. Число траншей основных и вспомогательных с учетом пропускной и провозной способностей траншей.

Параметры вскрывающих выработок и элементов трасс: руководящий и принятый уклоны траншей, радиусы кривых, длина съездов, длина тупиковых площадок и площадок примыканий, ширина съездов и промежуточных площадок, глубина погружения внешних траншей и другие параметры последних и т. д.

Абрис-схема вскрытия КП. План карьера на конец разработки, его описание и расчет показателей вскрытия: места размещения площадок, петлевых разворотов и т. д.; глубина ввода трасс; коэффициент развития трасс; конструктивные углы погашения бортов карьера; необходимость в разносе отдельных участков бортов и объем разноса.

Описание вскрытия на момент полного развития работ (по одноименному чертежу): вскрытие нерабочей зоны, вскрытие рабочей зоны и отдельных горизонтов, размещение вскрывающих выработок, особенности организации движения и транспортного обслуживания забоев горизонтов, размещение перегрузочных пунктов и зона обслуживания ими, наиболее нагруженный элемент трассы и проверка пропускной и провозной способности элемента.

Описание вскрытия на год сдачи карьера в эксплуатацию (по приведенной выше схеме).

4.7. Подготовка новых горизонтов

Тип подготовительных выработок. Предпочтительное место их размещения. Параметры подготовительной выработки (котлована, разрезной траншеи) в расчете на параметры карьера в год полного развития работ или сдачи его в эксплуатации: ширина по дну, длина, объем. Объем работ по подготовке горизонта. Способ, механизация и организация подготовительно-проходческих работ. Длительность подготовки горизонта, максимальная скорость углубки карьера.

4.8. Горно-строительные работы

Пусковая мощность карьера по ПИ. Динамика ее наращивания во времени и срок развития. Объем добычи и вскрышных работ в году, следующем после года ввода в эксплуатацию.

Объекты, включаемые в состав горно-строительных работ, и их объемы. Состав и объем работ по подготовке территории, развитию инфраструктуры рудника.

Механизация горно-строительных работ, в том числе проходки траншей, и ожидаемый парк основного оборудования в первый год эксплуатации.

Принятые при строительстве параметры работ: ширина рабочих площадок на вскрышных и добычных уступах, длина выемочных блоков, резерв готовой к разработке (выемке) горной массы; размеры подготовительных вы-

работок, производительность основного оборудования, необходимые минимальные фронты вскрышных и добычных работ в конце года строительства.

Конструирование карьера на год сдачи его в эксплуатацию. Расчет параметров карьера, объема горно-строительных работ и его составляющих. Описание состояния горных работ на этот момент: место расположения пионерного карьера относительно залежей и проектных контуров карьера, нерабочие и рабочие уступы, фактически принятые фронты работ, расстановка оборудования в рабочей зоне, особенности развития работ в этот период и пр.

Длительность строительства карьера, в том числе производства горно-строительных работ.

4.9. Генплан карьера

Состав основных объектов, размещаемых в промзоне карьера (карьер, отвалы пород и некондиционного ПИ, промплощадка, подъездные коммуникации, обогатительная и дробильная фабрики и пр.).

Укрупненный расчет площадей основных промобъектов.

Природные и технические объекты в районе разработки (водоемы, лес, пашня, линии ЛЭП, магистральные автодороги, линии МПС и т. д.). Перечень объектов, подлежащих охране, и выделение охраняемых зон по сейсмическим, экологическим и другим обстоятельствам.

Энергоснабжение и теплоснабжение промобъектов (чем, как, откуда?).

Система транспортной связи с внешними сетями. Способ вывоза продукции.

Защита рудничных объектов от возможных форс-мажорных обстоятельств. Меры по защите территории от загрязнений горного производства.

Компоновка объектов рудника и краткое описание принятых решений.

Горный и земельный отводы: границы, площади.

4.10. Экономические показатели разработки

Прогнозные экономические показатели рассчитываются укрупненно, по методике, согласованной с руководителем проекта. Расчеты – в ценах базового года (например, 1984 г.) с пересчетом на год проектирования.

Определяются: себестоимость франко-карьер 1 т руды (угля), 1 $м^3$ вскрыши, 1 $м^3$ горной массы; себестоимость обогащения (если оно есть) 1 т ПИ; полная себестоимость 1 т продукции; удельные и общие инвестиции на горные работы и технологический комплекс; цена реализации товарной продукции; доходы при выходе карьера на номинальную мощность; прибыль и рентабельность предприятия.

Сводные технико-экономические показатели проекта (прил. 4) рекомендуется поместить в начале пояснительной записки (после титульного листа, задания на проектирование и содержания записки).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Очень кратко (3 – 4 предложения) делается заключение об относительной экономичности производства работ, соответствии полученных показателей уровню лучших предприятий и мировой практике, дается заключение о целесообразности открытой разработки (реконструкции) карьера.

5. СОДЕРЖАНИЕ ОСНОВНОЙ ГРАФИКИ

(Тема 1 "Вскрытие и система...")

5.1. План карьера на конец разработки (при поэтапной разработке месторождения допускается по согласованию с руководителем проекта вычерчивание карьера на момент начала реконструкции карьера или условно погашенного карьера в границах I очереди).

Масштабы чертежа 1:2000, 1:1000. В исключительных случаях (горизонтальное, пологопадающее месторождение) 1:5000.

На чертеже показать: все погашенные уступы; внешние траншеи, внутренние съезды (основные и вспомогательные), тоннели и стволы (если есть); залежи ископаемого в границах выхода на горизонты; оси железнодорожных путей, автодороги, конвейеры, перегрузочные узлы; рельеф поверхности; отметки горизонтов; путевые знаки (только для железнодорожных съездов); углы откосов бортов в 1 – 2 сечениях; координатную сетку, соответствующую масштабу чертежа; линии природных разломов, сдвигов, сбросов массива в границах карьерного поля.

5.2. Сечения по бортам карьера (два – три). Масштаб 1:2000, 1:1000. Обязательны размеры всех элементов борта: высоты уступов, углов их откосов, ширины берм, устойчивых и конструктивных углов погашения борта. Показать отметки базовых горизонтов.

5.3. План горных работ на момент полного развития (момент задается руководителем проекта). Масштабы 1:2000, 1:1000 и как исключение, по согласованию с руководителем – 1:5000.

Отображается то же, что в 5.1, и дополнительно – границы карьерного поля по поверхности, выемочные забои (включая резервные), развалы пород после взрывов и буровые блоки (если есть БВР), все определенные расчетом выемочные машины и буровые станки, находящиеся в работе перегрузочные пункты, разрезные траншеи (котлованы), находящиеся в проходке временные съезды, в том числе по развалам пород.

Чертеж должен отображать систему развития работ и вскрытия рабочей и нерабочей зон, технологию выемочно-погрузочных и проходческих работ, организацию транспортного обслуживания забоев, конструкцию рабочей зоны и принятые принципы развития горных работ.

5.4. План горных работ на год сдачи карьера в эксплуатацию. Масштабы 1:2000, 1:1000.

Состав чертежа аналогичен чертежу 5.3.

5.5. Геологический разрез месторождения. Масштабы 1:5000, 1:2000, 1:1000.

Показать: породно-минеральные разновидности горной массы и границы их контактов; геологические нарушения в поле разреза; границы карьера на моменты погашения, полного развития горных работ и сдачи в эксплуатацию, а также контуры этапов при поочередной разработке месторождения; высотные отметки дна карьера.

5.6. Генеральный план карьера. Масштабы 1:10 000, 1:5000.

Показываются: планы залежей; границы карьерного поля и очередей разработки; зоны – санитарная, взрывоопасная, горного отвода; отвалы; поверхностные склады; промплощадка и технологический комплекс обогащения (дробления), если он вне промплощадки; внешние транспортные примыкания и поверхностные транспортные коммуникации; природоохранные зоны; рельеф поверхности и природные объекты (лес, луга, водоемы и пр.); роза ветров; границы земельного отвода под промзону; координатная сетка в условных координатах с шагом 100 мм в масштабе чертежа.

5.7. Конструкция добычных площадок минимальной и нормальной ширины (в разрезе). Масштабы 1:500, 1:250.

Указать размеры всех элементов рабочих площадок. Сделать привязку чертежа к плану горных работ (рис. 5.3).

5.8. Реконструкция внешних траншей или внутренних съездов (план и разрез). Масштабы 1:1000, 1:500.

Указать размеры всех элементов траншей, включая пункты примыкания к горизонтам, высотные отметки примыканий, углы откосов уступов и бортов.

5.9. По указанию руководителя на чертежах могут изображаться (дополнительно или взамен некоторых чертежей):

– схемы структур механизации вскрышных и добычных работ;

– масштабная схема, характеризующая систему вскрышных и добычных работ (как правило, при бестранспортной и транспортно-отвальной схемах);

– схема развития фронта работ на каком-либо горизонте;

– паспорта буровзрывных работ и порядок уборки развалов (например, при бестранспортно-взрывной со сбросом горной массы в выработанное пространство схеме вскрышных работ);

– график строительства карьера (линейно-кусочный или сетевой);

– график подготовки нового горизонта.

В темах проекта 2 и 3 вместо чертежа 5.4 выполняется чертеж "План карьера на текущий момент (фактическое положение горных работ на один из последних моментов)". Кроме того, могут представляться:

– схема расконсервации временно погашенного борта (ВПБ) карьера;

– график расконсервации ВПБ;

– график реконструкции карьера и пр.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Анистратов Ю. И. Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов: Учебник для вузов. М.: Недра, 1988. 430 с.

Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М.: Недра, 1981.

Виницкий К. Е. Управление параметрами технологических процессов на открытых разработках. М.: Недра, 1984.

Временные методические указания по управлению устойчивости бортов карьеров цветной металлургии. М.: Унипромедь, 1989. 128 с.

Галустьян Э. Л. Геомеханика открытых горных работ. М.: Недра, 1992.

Гопаков П. И., Наумов И. Н. Технология, механизация и организация открытых горных работ. – М., МГИ, 1992. 464 с.

Единые правила безопасности при взрывных работах/Редкол. М.П.Васильчук и др. М.: НПО ОБТ, 1992. 238 с.

Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. 3-е изд., доп. и перераб. М.: НПО ОБТ, 1992. 109 с.

Научные основы проектирования карьеров/Под общ. ред. В. В. Ржевского, М. Г. Новожилова, Б. П. Юматова. М.: Недра, 1971. 598 с.

Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. ВНТП 13-1-86. Л., 1986. 264 с.

Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. ВНТП 35-86. Свердловск, 1986. 100 с.

Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых разрезов. М.: Минуглепром СССР, 1986. 56 с.

Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. СПб., ВНИМИ, 1998. 208 с.

Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2. М.: Недра, 1985. 520 с.

Сорокин Л. А. Взаимодействие процессов: Учеб. пособие. Екатеринбург, УГГГА, 1996. 96 с.

Сорокин Л. А. и др. Вскрытие и система разработки месторождений открытым способом//Методические указания по курсовому проектированию. – Екатеринбург, УГГГА, 1997. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. М.: Недра, 1982. 406 с.

Сорокин Л. А. Технологические и методические основы проектирования вскрытия и системы разработки карьеров: Учеб.-метод. пособие. Екатеринбург, УГГГА, 2000.

Хохряков В. С. Проектирование карьеров. М.: Недра, 1992. 383 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Бланк задания

Уральский государственный горный университет
Кафедра РМОС

ЗАДАНИЕ
на курсовое проектирование по дисциплине
"Технология и комплексная механизация открытых горных работ"

Исполнитель проекта: студент группа
Руководитель проекта
Тема проекта:

Базовые условия

1. Параметры и характеристики месторождения:

число залежей ; угол падения залежей ; мощность залежи (продуктивной толщи) м; длина залежей по простиранию м; доля включений пород %; мощность покрывающих пород м; глубина выклинивания залежей м; степень разведанности запасов – принять по данным реального объекта; геологические и балансовые запасы – подлежат расчету; типы и геотехнологические свойства пород и массива – принять по данным реального объекта; гидрогеологические условия – принять по данным реального объекта.

2. Параметры карьерного поля: глубина м; размеры в плане – определить расчетом.

3. Очередность разработки –

4. Производственная мощность по

5. Способ выемки ископаемого –

6. Состав и размещение объектов рудника – подлежат обоснованию.

7. Характеристика поверхности карьера – принять по данным реального карьера.

8. Особые условия:

Задание выдано Руководитель проекта

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Содержание проекта (пример)

1. Технико-экономические показатели проекта…….. 4
2. Геолого-экологическая характеристика месторождения…….. 6
3. Параметры карьерного поля……. 9
4. Режим и объемы работ……. 12
5. Механизация горных работ…….. 14
6. Система разработки…….. 16
7. Вскрытие карьерного поля……... 18
8. Подготовка новых горизонтов……. 20
9. Горно-строительные работы……..... 22
10. Генплан карьера……..… 25
11. Экономические показатели разработки……..……...…… 27
Список использованных источников…….. 30

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Пример титульного листа

Федеральное агентство по образованию
ГОУ ВПО
Уральский государственный горный университет
Кафедра РМОС

ВСКРЫТИЕ И СИСТЕМА ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
ГРАНИТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТИПА
КУРМАНСКОГО НА ЩЕБЕНЬ

КУРСОВОЙ ПРОЕКТ
по дисциплине "Технология открытых горных работ"
специальности 130403 – "Открытые горные работы"
направления подготовки 130400 – "Горное дело"

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

Исполнитель:
студент гр. ОРМ-96-2 С. В. Старицын

Руководитель:
профессор, канд. техн. наук Л. А. Сорокин

Зав. кафедрой:
проф., доктор техн. наук Ю. И. Лель

Екатеринбург, 2005

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Технико-экономические показатели проекта

Общие по карьеру

1. Параметры карьерного поля на конец разработки/I очереди:
   - глубина, м
   - длина по простиранию, м
   - ширина, м
   - конструктивные углы погашения бортов, град.
2. Объемы (запасы) в контурах КП/I очереди:
   - эксплуатационные запасы руды (угля), тыс. т
   - вскрышных пород, тыс. $м^3$
3. Средний коэффициент вскрыши, $м^3$/т (т/т)
4. Производительность карьера годовая:
   - по добыче, тыс. т
   - по вскрыше, тыс. $м^3$
5. Срок существования карьера, лет
6. Механизация горных работ:
   - класс структуры механизации (СМ)
   - подкласс СМ
   - выемочные машины на добыче (модель и число)
   - на вскрыше (модель и число)
   - вид транспорта и модели транспортных машин
   - подготовка горной массы (способ, модели и число машин)
7. Площади, га:
   - земельного отвода
   - горного отвода
8. Себестоимость, руб.:
   - 1 т добытого ПИ
   - 1 $м^3$ вскрыши
   - 1 т продукции
9. Удельные инвестиции, руб./т:
   - горной массы франко-карьер
   - руды (угля) франко-карьер
   - товарной продукции
10. Рентабельность производства, %

Показатели на период строительства

11. Пусковая мощность карьера, тыс. т
12. Объем горно-строительных работ, тыс. $м^3$
13. Срок строительства карьера, лет

Показатели системы разработки и развития

14. Принятая система разработки (по классификации...)
15. Направления:
    - углубки карьера

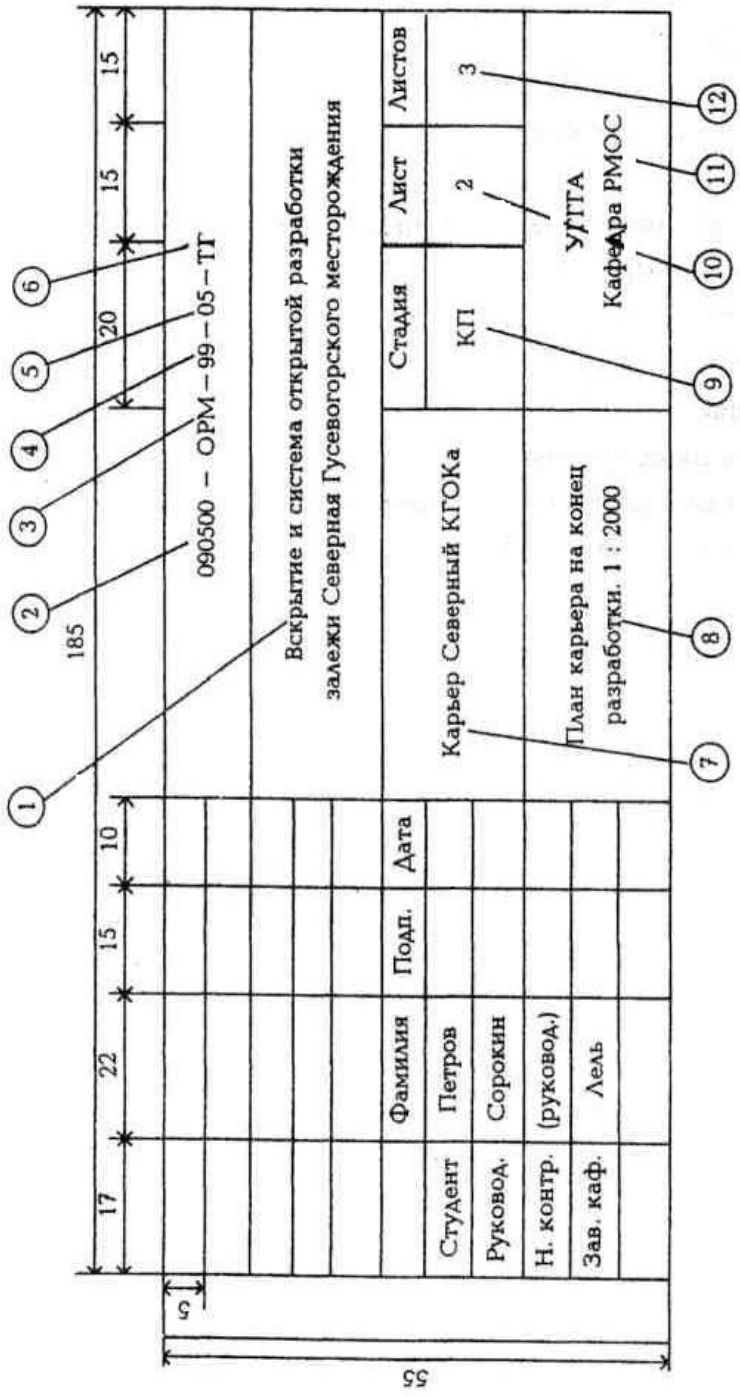
подвигания фронта работ
16. Высота рабочих уступов, м:
добычных
вскрышных
17. Ширина рабочих площадок, м:
технологически минимальных
нормальных (принятых)
18. Фронта горных работ, м:
удельные расчетные на 1 забой
общие в год сдачи карьера в эксплуатацию
общие в расчетный год эксплуатации,
в том числе активные
19. Показатели потерь:
общие при разработке, %
эксплуатационные, %
коэффициент извлечения
20. Показатель разубоживания ПИ, %
21. Скорости развития, м/год:
углубки карьера
подвигания фронта работ

Показатели КП и подготовки горизонтов

22. Способ вскрытия КП
23. Уклон вскрывающих выработок:
капитальных
скользящих
24. Число капитальных траншей
25. Объем работ по подготовке горизонтов, тыс. $м^3$
26. Длительность подготовки горизонта, мес.

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Содержание углового штампа



ПРИЛОЖЕНИЕ 6

Пример расчетов по проекту на тему "Вскрытие и система разработки меднорудного месторождения типа С"

Ниже излагается пример расчетов и обоснований проекта разработки указанного выше объекта. Задание на проектирование и содержание разделов не приводится, а все необходимые сведения даны в соответствующих разделах.

Читая текст примера, контролируйте ход рассуждений и действий с рекомендациями разделов программы проекта!

П.6.1. Технико-экономические показатели проекта

Общие показатели

1. Параметры карьерного поля по поверхности:	
глубина, м…….	240
длина по простиранию, м……...	1240
ширина вкрест простирания, м……..	810
конструктивные углы погашения бортов, град……	34-37
2. Эксплуатационные запасы руды, тыс. т…….	30 347
3. Объем вскрыши в контурах карьера, млн $м^3$……	72 584,7
4. Средний коэффициент вскрыши, $м^3$/т ($м^3$/$м^3$)….....	2,39(10)
5. Мощность карьера годовая:	
по сырой руде, тыс. т…….	1000,0
по вскрыше, тыс. $м^3$……	3333,4
по горной массе, тыс. $м^3$ (тыс. т)…….....	2580 (9356)
6. Срок работ, лет……	31
7. Механизация горных работ:	
класс СМ для руды (вскрыши)……..	3В(4В)
выемочные машины…….....	ЭКГ-5А (4 ед.)
буровые станки…….....	5СБШ-200-36 (3 ед.)
транспорт внутрикарьерный…….	Авто (БелАЗ-7523)
8. Площади, га:	
земельного отвода……..	320
горного отвода……..……..	96
9. Себестоимость, руб.:	
1 т добытой руды……	162,81
1 $м^3$ вскрыши……...……	43,5
1 т товарной продукции……..	3124,4
10. Удельные инвестиции, руб./т:	
горной массы, франко-карьер……	43,65
руды, франко-карьер……..	407,55
концентрата (товарной продукции)……..	10 160,6
11. Рентабельность производства, %……..	27,6

Показатели на период строительства

12. Пусковая мощность, тыс. т……..	1000,0
13. Объем горно-строительных работ, тыс. м^3….....	15 122
14. Срок строительства карьера, лет……..…….	3

Показатели системы разработки

15. Принятая система разработки (по классификации В. В. Ржевского):	
углубочная,	
кольцевая,	
центральная	
16. Направление углубки карьера……..……..	По центру залежи
17. Высота рабочих уступов, м:	
добычных…….…….....	7,5
вскрышных……..	10 и 15
18. Ширина рабочих площадок, м:	
технологически минимальных…….	56,3
нормальных……	Более 69,1
19. Фронта горных работ, м:	
удельные расчетные на 1 забой……	400-500
общие в расчетный год,…….	2600
в том числе активные…….....…….	2600
20. Показатели потерь (разубоживания) руды, %:	
общие при разработке……..……..	6,5(7,5)
эксплуатационные …….....	3(7,5)
извлечение руды из недр……	93,5
21. Скорости развития, м/год:	
углубки принятая……	7,3
углубки допускаемая (по фактору подготовки горизонта…….....	13,6
подвигания фронта работ…….….....	64,0

Показатели вскрытия КП и подготовки горизонтов

22. Способ вскрытия на конец разработки:	
комбинированное	
внешней и внутренней	
спиральной формы	
траншеями	
23. Уклоны вскрывающих выработок, ‰ :	
капитальных……....	80
скользящих……	80
24. Число капитальных траншей……..	1
25. Объем подготовительных работ, тыс. м^3……..	800,7
26. Длительность подготовки горизонта, мес. ……..	8,0

П.6.2. Геолого-экологическая характеристика месторождения

Меднорудное месторождение типа С представлено залежью сложной линзообразной формы, крутого падения и простирающейся с юго-запада на северо-восток (рис. П.6.2.1)*.

Оно приурочено к субвулканическому телу, сложенному липаритовыми и липарит-дацитовыми породами, шириной до 1,5 км и длиной до 2 км. По-

этому рудная зона представлена комплексом гидротермально измененных субвулканических пород: порфирами, ультрабазитами, а также медными, медно-цинковыми и цинковыми рудами (в верхней части массивными, в нижней – прожилково-вкрапленными).

Мощность рудного тела – наименьшая в южной части и возрастает к северу, колеблясь от 22 до 180 м. Углы падения залежи от вертикальных до 35 – 40°. Длина залежи по простиранию – 650 м в верхней части и 530 м в нижней (отм. –140 м).

Она выклинивается на глубине 450 – 500 м.

Залежь прикрыта наносами из глинистых и суглинистых пород (0,5 – 1,0 м) и дезинтегрированными выщелоченными сильно разрушенными породами (29 – 31 м). Средняя мощность слоя покрывающих пород 30 м.

Покрывающие породы относятся к классу мягких, вмещающие и руды – скальных, крепких, подлежащих рыхлению перед выемкой. Крепость их по шкале проф. М. М. Протодьяконова f = 10÷14, показатели буримости $П_б$ = 14÷16 и взрываемости $П_в$ = 15÷17 (по классификации В. В. Ржевского). Плотность наносов ($\gamma_н$ = 1,8 т/м^3, вмещающих пород ($\gamma_в$ = 2,75 т/м^3, руд $\gamma_р$ = 4,2 т/м^3). Сцепление в образцах пород наносов С = 1,2 МПа, вмещающих $C_о$ = 28÷30 МПа. Углы внутреннего трения, соответственно, ($\rho_о$ = 26° и $\rho_о$ = 38°).

Массив слабо нарушен тектоническими явлениями. Опасных, осложняющих разработку, нарушений нет. Трещиноватость массива в среднем IV класса. Выделяются субтрещины простирания с юго-запада на северо-восток с падением на запад под углом 65 – 70°. Обводненность его слабая, предварительного осушения месторождения перед разработкой не требуется, влияние на устойчивость откосов обводненность существенно не оказывает.

Общая устойчивость пород наносов удовлетворительная, а вмещающих - хорошая.

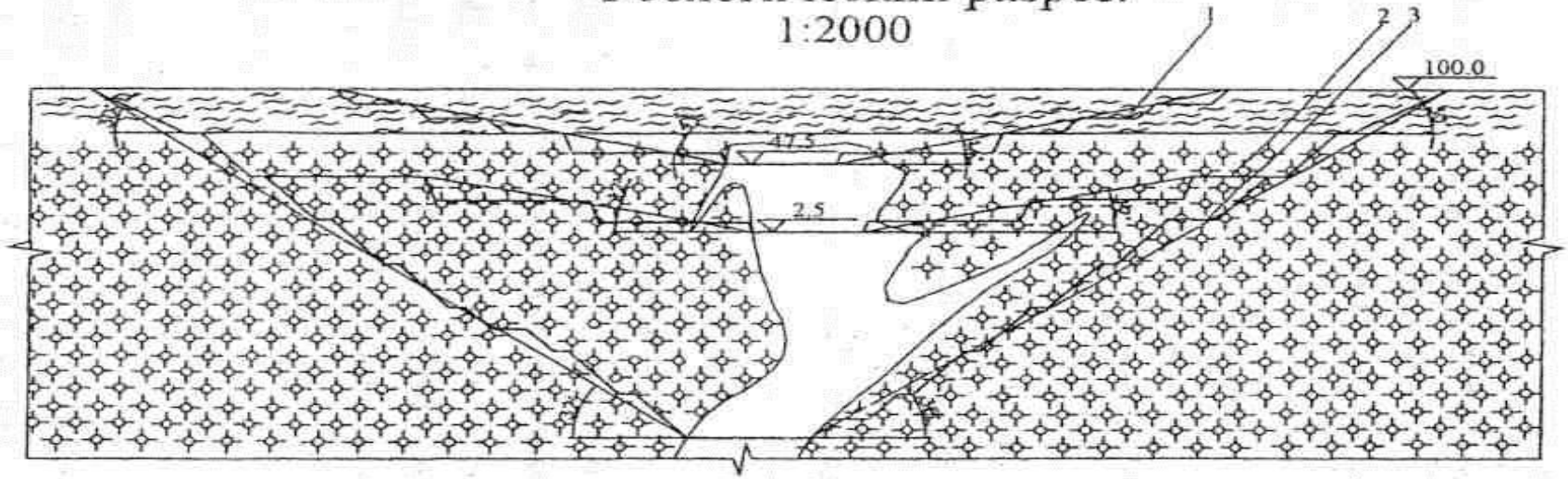
Залежь разведана до глубины 320 м. Запасы по категориям: А – 12 %, В – 34 %, $С_1$ – 50%, $С_2$ – 4 %.

Месторождение разрабатывается на медь и цинк. Содержание меди в руде до 5,2 % (в среднем 2,7 %), содержание цинка до 4,7 % (в среднем 1,5 %). Распределение Cu и Zn в блоках неравномерное, и разработка требует селективной выемки и усреднения добытого сырья.

---

* Рис. П. 6.2.1, П. 6.6.1, П. 6.7.1, П. 6.9.1 выполнены бакалавром М. Н. Чернецовым

Геологический разрез.
1:2000



Суглинки и песчанные глины.

Порфиры.

Руда.

1 Контур карьера на момент здачи в эксплуатацию.
2 Контур карьера на момент полного развития работ.
3 Контур карьера на конец отработки.

Рис. 6.2.1. Геологический разрез



Рис. 6.3.1. Сечения по бортам карьера

Все разновидности руд биологически агрессивны, поэтому отвалы некондиционных руд должны оборудоваться на площадках, оборудованных защитой от проникновения водостоков с поверхностей отвалов и складов в почву.

Растительный слой (0,4 – 0,6 м) пригоден для использования в сельскохозяйственных целях, а кварцевые порфиры – для получения щебня марок 800 – 1000.

Рельеф поверхности относительно спокоен, в границах промзоны перепад высотных отметок в пределах 8 – 10 м.

По строению месторождение относится ко второй группе сложности, и условия для разработки весьма благоприятны.

Разработка месторождения открытым способом возможна: степень его разведанности достаточна (допускаемый объем запасов по категории В > 20 %); залежь относительно крупная для месторождений руд цветных металлов; мощность наносов сравнительно невелика; гидрологические условия благоприятны; содержание полезных компонентов в рудах весьма высокое; спрос на продукцию неограничен.

П.6.3. Параметры карьерного поля

Согласно заданию на проектирование, перспективная глубина карьера 240 м (отм. дна –140 м). Карьер, учитывая незначительную глубину, разрабатывается без выделения очередей.

Погашенные борта будут иметь выпуклую форму: в пределах разрушенных пород углы откоса его ниже, чем по коренным породам.

В соответствии с типом пород устойчивые углы откосов погашаемых уступов прогнозно приняты [10]: в разрушенных породах 35 – 40°, в коренных для одиночных уступов 70 – 75° и сдвоенных 65 – 70° (с восточного борта обязательно не выше 70°).

Рабочие уступы верхней части страиваются и, таким образом, борт в ее пределах представлен единым откосом с устойчивым углом, как отмечено выше, не более 35 – 40°.

Устойчивый угол борта в нижней части рассчитан методом предельного равновесия. Массив квазиоднороден, IV категории трещиноватости (размер отдельности l т (1,5 м), высота участка борта $H_б$ = 210 м и тогда:

сцепление в массиве

$$C_м = \frac{C_о - C'}{1 + a' \ln \frac{H_б}{l_т}} + C' = \frac{29 - 1}{1 + 7 \ln \frac{210}{1{,}5}} = 1{,}8 \text{ МПа}; \qquad (П.6.3.1)$$

расчетное сцепление в массиве

$$C_р = \frac{C_м}{n} = \frac{1{,}8}{1{,}5} = 1200 \text{ кПа}; \qquad (П.6.3.2)$$

расчетный угол внутреннего трения

$$\varphi_{\text{р}} = \text{arctg}\frac{\text{tg}\varphi}{n} = \text{arctg}\frac{\text{tg}38^{\circ}}{1{,}5} = 27^{\text{o}}; \qquad \text{(П.6.3.3)}$$

глубина трещины отрыва

$$H_{90} = \frac{2C_{\text{р}}}{\gamma_{\text{д}}} = \text{ctg}\left(45^{\circ} - \frac{\varphi_{\text{р}}}{2}\right) = \left(\frac{2 \cdot 1{,}2 \cdot 10^{3}}{2{,}75 \cdot 9{,}81}\right)\text{ctg}\left(45^{\circ} - \frac{27^{\circ}}{2}\right) = 53{,}5 \text{ м}; \quad \text{(П.6.3.4)}$$

коэффициент высоты

$$H' = \frac{H_{\text{б}}}{H_{90}} = \frac{210}{53{,}5} = 3{,}9. \qquad \text{(П.6.3.5)}$$

В формулах: C’ – сцепление по контактам микроблоков пород. В малотрещиноватых породах C’= 0,5÷1,0 МПа, принимаем C’ = 1,0 МПа [12]; a’ – коэффициент, для прочных пород a’ = 7÷10, принято a’ = 7; n – коэффициент запаса, на стадии проектирования рекомендуется n = 1,5.

Для H’ = 3,9 при $\varphi_{\text{р}}$ = 27° устойчивый угол откоса борта по графику Г. Л. Фисенко [12] $\beta_{\text{у}}$ = 55°.

На конец разработки в верхней части уступы страиваются, в коренных породах – сдваиваются и, таким образом, высота погашенных уступов $h_{\text{п}}$ = 30 м. Принимаем к расчету углы их откосов, учитывая факторы устойчивости и технологию консервации, соответственно, $\alpha_{\text{п}}$ = 35° и $\alpha_{\text{п}}$ = 60°.

Минимальная ширина берм очистки по условиям сработки их осыпью (расчетный срок службы Т > 30 лет) и задержания падающих кусков составляет в верхней части 7,9–9,0 в нижней – 2,5–3,0 м; по условию сработки берм при обрушении нижележащего уступа –10–12,5 м [15], а по условию механизированной очистки берм (например, бульдозерами) – не менее 7–8 м. Принимаем окончательно ширину берм очистки $b_{\text{о}}$ = 12,5 м.

Ширина транспортных берм согласно расчетам (раздел п. 6.7) $b_{\text{тр}}$ = 25,4 м.

Конструктивные углы погашения бортов, вычисленные после отстройки карьера на конец разработки по зависимости

$$\beta_{\text{к}} = \text{arctg}\, H_{\text{к}} / (\Sigma b_{\text{о}} + \Sigma b_{\text{тр}} + \Sigma h_{\text{п}}\, \text{ctg}\, \alpha_{\text{п}} \qquad \text{(П.6.3.6)}$$

составляют: по западному борту – 35°, восточному – 37°, южному – 37°, северному – 34° (рис. П.6.3.1). Указанные значения углов ниже устойчивых $\beta_{\text{у}}$ = 55°) и приняты как исполнительные.

Размеры карьерного поля (КП) по дну приняты по контурам залежи на гор. –140 м и составляют: ширина от 32 до 180 м, длина – 520 м.

Размеры КП поверху вычислены по зависимости:

$$B_в\ (L_в) = \beta_д(L_д) + H_к \operatorname{ctg} \beta_к, \qquad (П.6.3.7)$$

где $B_в\ (L_в)$ – ширина (длина) КП поверху; $B_у\ (L_у)$ – ширина (длина) КП "по дну"; $\beta_к$ – угол погашения борта в сечении "к".

Согласно расчетам КП имеет ширину до 810 м и длину 1240 м.

Объемы горной массы, вскрыши и геологические запасы руды определены способом горизонтальных сечений: вычерчены погоризонтные планы на уровне отметок 100 (поверхность), 70, 10, –50, –110 и –140 м, где показаны залежь и контуры уступа в погашенном состоянии (рис. П.6.3.2); определены для каждого плана площади S зон руды и горной массы; объемы (раздельно по руде и горной массе) определены по зависимости:

$$V = 0{,}5\ (S_{100} + S_{70}) \overset{100}{\underset{70}{h}} + 0{,}5\ (S_{70} + S_{10}) \overset{100}{\underset{10}{h}} + \ldots + 0{,}5\ (S_{-110} + S_{-140}) \overset{-110}{\underset{-140}{h}}, \qquad (П.\ 6.3.8)$$

где S_{100}, S_{70} ... – площади зон руды (горной массы) по горизонтам 100 м, 70 м и т. д.;

100 м, 70 м и т. д. – высота слоя между горизонтами, м.

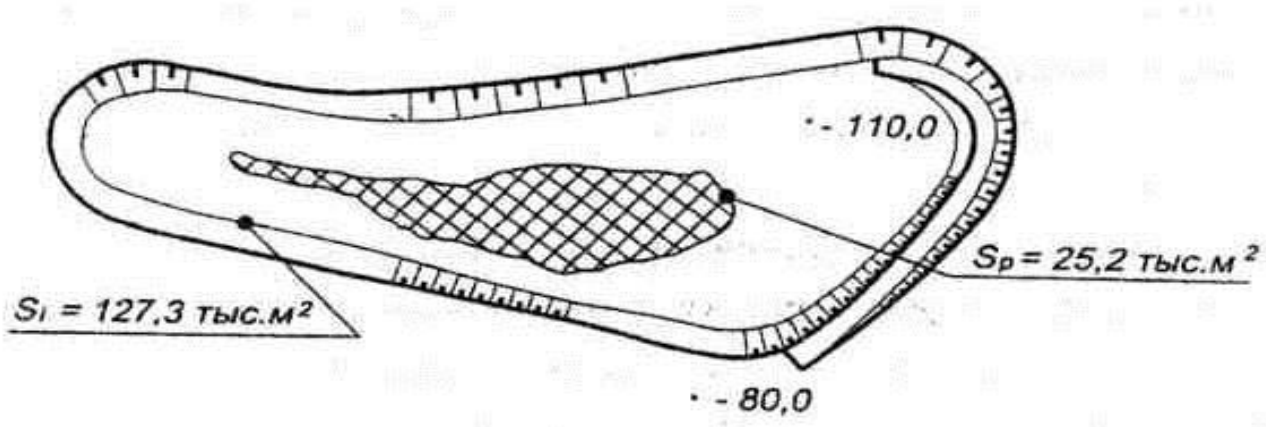


Рис. 6.3.2. План горизонта –110 м

Результаты расчетов приведены в табл. П.6.3.1.

Таблица П.6.3.1

Данные к расчету объема карьера

Горизонт, м	Высота слоя	Площади зон, тыс. м^2		Объемы в слое, тыс. м^3	
		руды	итого	руды	итого
100	30	0	724,2		
70		38,1	543,8	0	1920*
10	60	34,6	387,5	2334	27942
-50	60	25,2	248,6	2226	19083
-110	60	30,3	127,3	1794	11250
-140	30		32,4	834	2396
Всего:	240	167,9	2063,8	7188	79691

* 1. Объем дан без объема внешней траншеи.

2. Объем карьера в случае компьютерной отстройки плана карьера в системе AutoCAD может быть определен автоматически без разделения на слои

Вместе с внешней траншеей, объем которой 378 тыс. м^3 (раздел 6), объем карьера 79691 + 378 = 80 069 тыс. м^3, в том числе геологические запасы руды в контурах карьера $Z_г$ = 7188 тыс. м^3 (7188×4,2 = 30 189,6 тыс. т).

К забалансовым отнесены руды с содержанием Cu менее 0,5 % и Zn менее 0,4 %, а также участки с мощностью рудного тела менее 1,0 м. Ориентировочно (по данным геологоразведки) запасы этой категории составляют по месторождению около 3,6 %, и, таким образом, забалансовые запасы $Z_{зб} \approx \approx 0{,}036 Z_г \approx 0{,}036 \cdot 30189{,}6 = 1086{,}8$ тыс. т. Балансовые запасы $Z_{бал} = 30189{,}6 - 1086{,}8 = 29102{,}8$ тыс. т. Поскольку они находятся в контуре разработки, промышленные запасы $Z_п = Z_{бал} = 29102{,}8$ тыс. т.

Для линзообразных невыдержанных, сложноструктурных тел с мощностью 20–150 м при высоте уступа 10 м уровень эксплуатационных потерь (и разубоживания (при их соотношении 1:1 в среднем составляет 6,2–5,0 % [15, 16]. Полагая, что высота добычного уступа в рудной зоне 7,5 м, ожидаемые $\eta(\rho) \approx 0{,}9(6{,}2–5{,}0) = 5{,}6–4{,}5$ %. Для медно-цинковых месторождений обычно оптимальное соотношение $\eta:\rho = 1:(2 \ldots 3)$. Тогда, приняв в среднем нормативное $\eta(\rho) = 5{,}2$ % и оптимальное $\eta:\rho = 1:2{,}5$, для расчетов принимаем $\eta \approx 3$ % и $\rho \approx 7{,}5$ %.

Эксплуатационные запасы руды

$$Z_э = Z_п(1 – \eta)(1 + \rho) = 29102{,}8(1 – 0{,}03)(1 + 0{,}075) = 30347 \text{ тыс. т}$$

или $$\frac{30347}{4{,}2} = 7225{,}5 \text{ тыс. м}^3.$$

Всего будет потеряно, таким образом, $1086{,}8 + 29\,102{,}8 \cdot 0{,}03 = 1959{,}9$ тыс.т. Коэффициент общих потерь руды $\eta_о = \frac{1959{,}9}{30189{,}6} = 0{,}065$, а извлечения 1–0,065 = = 0,935. Это значение следует признать достаточно высоким.

Таким образом, объем карьера 80069 тыс. м^3, забалансовые запасы $\frac{1086,8}{4,2}$ = = 258,8 тыс. м^3 (подлежат отдельной выемке и хранению), эксплуатационные запасы $Z_э$ = 7225,5 тыс. м^3, всего забалансовых и эксплуатационных запасов руды 258,8 + 7225,5 = 7484,3 тыс. м^3, вскрыши $\underline{V}_в$ = 80069 – 7484,3 = 72 584,7 тыс. м^3. Из них мягкой вскрыши 378 + 19 020 = 19398 тыс. м^3 (объем внешней траншеи и слой между поверхностью и гор. 70 м), скальной 72584,7 – – 19398 = 53186,7 тыс. м^3.

Средний коэффициент вскрыши

$$K_{ср} = \frac{V_в}{Z_э} = \frac{72584,7}{7225,5} = 10,0 \text{ м}^3/\text{м}^3, \left(\frac{72584,7}{7225,5} = 2,39 \text{ м}^3/\text{т}\right).$$

П.6.4. Режим и объемы работ

Товарной продукцией для карьера является кондиционная руда, а всего рудника – концентрат. Руда складируется на специальном складе и в дальнейшем отгружается для дробления, измельчения и обогащения на ДОФ, размещенную в 12,5 км от карьера.

Переработка скальной массы на щебень к моменту проектирования не планируется.

Согласно заданию, годовой объем добычи кондиционной руды $Д$ = 1000 тыс. т (238,1 тыс. м^3), некондиционной массы $\frac{258,8}{7225,5} \cdot 1000$ = = 35,8 тыс. т (8,5 тыс. м^3), итого рудной массы $V_{рм}$ = 1000 + 35,8 = 1035,8 тыс. т (246,6 тыс. м^3). Среднегодовой расчетный объем вскрышных работ $V_в = K_{ср} Д\, K_{нер}$ = 10·238,1·1,4 = 3333,4 тыс. м^3 (где $K_{нер}$ – коэффициент неравномерности годовых объемов, принят 1,4). Из указанного объема скальной вскрыши ориентировочно $\frac{53186,7}{72584,7} \cdot$ 100 % = 73,3 % или 2442,3 тыс. м^3, мягкой 3333,4 – –2442,3= 891,1 тыс. м^3. Общий годовой объем горной массы $V_{г.м}$ = 3333,4 + + 246,6 = 3580 тыс. м^3 или 891,1·1,8 + 2442,3·2,75 + 1035,8 = 9356 тыс. т.

Срок работы $T_р$ предприятия

$$T_р = T_{стр} + T_э + T_{зат}, \qquad (П.6.4.1)$$

где $T_{стр}$, $T_э$, $T_{зат}$ – соответственно, длительность горно-строительных работ, работы с номинальной производительностью и затухания горных работ.

Согласно разделу 9 срок развития мощности в период строительства $T_{стр}$ = 1,5 года. Принимаем $T_{зат} \approx T_{стр}$ = 3 года. За эти 2 периода будет добыто руды ориентировочно $P_{стр} + P_{зат} \approx 1100 + 1100 = 2200$ тыс. т, а за

период эксплуатации 30347 – 2200 = 28127 тыс. т. Длительность $T_э$ = $\frac{28127}{1000}$ = 28 лет. Отсюда расчетный срок работ $T_р$ = 3,0 + 28 + 1,5 ≈ 33 года.

Учитывая средние по масштабу объемы работ (до 4 млн м^3 в год), принимается режим работы карьера (вкрышных и добычных работ) 6 дней в неделю, 300 дней в году (за вычетом 52 воскресных дней, 8–10 общегосударственных выходных, 3–5 дней простоев по погодным условиям). Выемка – транспортирование в 3 смены по 8 часов в сутки, буровые работы – в 2 смены по 8 часов, взрывание – в дневную смену. Таким образом, число рабочих смен в году экскаваторного участка 300×3 = 900, бурового – 300×2 = 600.

Расчетный сменный объем работ при коэффициенте неравномерности сменных объемов 1,2:

выемочных $V_{р.в} = \frac{3333,4 + 246,6}{900} \cdot 1,2 = 4,77$ тыс. м^3,

в том числе по скальной массе $\frac{244,3 + 246,6}{900} \cdot 1,2 = 3,59$ тыс. м^3,

мягкой 1,18 тыс. м^3;

буровзрывных $\frac{2442,3 + 246,6}{600} \cdot 1,2 = 5,37$ тыс. м^3.

П.6.5. Механизация горных работ

Поскольку месторождение крутопадающее, и в соответствии с физико-механическими свойствами горной массы принимаем для разработки: руды – структуру механизации (СМ) III класса с буровзрывной подготовкой, скальной вскрыши – СМ IV класса с той же подготовкой, рыхлой вскрыши – СМ IV класса без подготовки горной массы перед выемкой (по классификации Л. А. Сорокина [14]).

В соответствии с принципами комплексности, масштабами работ, свойствами горной массы на выемке ее принимаем однотипное для всех вскрышных и добычных работ оборудование: экскаваторы ЭКГ-5А с емкостью ковша 5 м^3, буровые станки 5СБШ-200-36. В соответствии с параметрами карьерного поля, условиями залегания месторождения и другими факторами, на вывозке горной массы принят автотранспорт автосамосвалами БелАЗ-7523 грузоподъемностью 42 т.

Зарядка скважин ВВ (взрывание – порэмитом) зарядными машинами МЗВ-8, забойка – агрегатами ЗС-2М, для вспомогательных, дорожных, планировочных и прочих работ предусматриваются бульдозеры Д-572.

Сменные производительности экскаваторов и станков принимаем [11]: нормативная сменная производительность ЭКГ-5А по мягким породам 2400 м^3, по скальной массе 1500 м^3. В рудной зоне, учитывая селективность выемки, производительность экскаватора снижается на 10-15 %. Но, учитывая, что

объем работ в зоне равен примерно 10 % от объема по скальной массе, данный фактор при расчете экскаваторов не учитываем.

Производительность бурового станка в породах крепостью f = 10÷14 – 70 м/смену. Предполагая, что в породах месторождения рационально многорядное (4−6-рядное) взрывание с сеткой скважин (6×6)...(7×7), можно ожидать, что выход горной массы с 1 м длины скважин составит $q_{г.м}$ =35÷42 м^3. Приняв q = 40 м^3/м, получим сменную производительность станка по взорванной массе 70·40 = 2800 м^3.

Для условий Среднего Урала число рабочих машино-смен списочной единицы парка составит [11]: экскаваторов 675–680 (принимаем 675), буровых станков 420–430 (принимаем 425).

Годовая производительность:

экскаватора по мягким породам 2400·675 = 1620 тыс. м^3;

экскаваторов по скальной массе 1500·675 = 1012 тыс. м^3;

буровых станков 70·425 = 29,75 тыс. м или 2800 (425 = 190 тыс. м^3).

На период эксплуатации парк экскаваторов для выполнения программы выемки мягких пород $\frac{891{,}1}{1620}$ = 0,55 ед., для выемки скальной массы $\frac{2442{,}3+246{,}6}{1012}$ = 2,65 ед., итого 3,2 ед., принимаем 4 экскаватора.

Списочный парк буровых станков $\frac{2442{,}3+246{,}6}{1190}$ = 2,26 ед., принимаем 3 единицы.

Таким образом, средняя фактическая производительность списочного экскаватора составит $\frac{3333{,}4+246{,}6}{4}$ = 895 тыс. м^3 в год, а бурового станка $\frac{2442{,}3+246{,}6}{3}$ = 896,3 тыс. м^3 в год. Указанные цифры свидетельствуют о гармоничном соответствии мощностей бурового и выемочного оборудования и достаточном резерве мощностей.

Поскольку карьер сдается в эксплуатацию на 100 % мощности, рассчитанный парк принят и на год окончания горно-строительных работ.

П.6.6. Система разработки

В соответствии с типом месторождения для всех периодов его разработки принимается углубочная продольно-поперечная (кольцевая) центральная система разработки (по классификации В. В. Ржевского).

Фронты уступов ориентированы в основном по простиранию залежи с юго-запада на северо-восток. Углубка – по залежи. Горизонты готовятся укороченными разрезными траншеями, закладываемыми по лежачему или висячему бокам залежи. Фронты горных работ подвигаются вкрест простирания

залежи в обе стороны, а также к южному и северному торцам карьера (рис. П.6.6.1).

В работе, согласно наличию 4 экскаваторов, поддерживается 3–4 уступа, на каждом из них – по одному забою. Рабочая зона сплошная.

Вскрыша вынимается валовым способом, выемка в добычной зоне селективная.

С целью снижения потерь и разубоживания руды высота уступов в рудной зоне принята 7,5 м. Высота уступов по вмещающим породам, предварительно взрываемым, при разборке развалов экскаваторами ЭКГ-5А и многорядном взрывании может достигать 12–15 [14, 15]. При верхнем пределе, учитывая, что породы трудновзрываемые, массивы крупноблочные (IV категории трещиноватости), предпочтительна послойная разборка развалов. С учетом высоты уступов на добыче принимаем во внешней зоне 15-метровые уступы и, таким образом, выходя из рудной зоны, уступы сдваиваются. Высота уступов по покрывающим породам, экскавируемым без взрывной подготовки, согласно п. 31 ЕПБ [7] не должна превышать высоту черпания $H_{ч\ max}$ экскаватора (у ЭКГ-5 $H_{ч\ max}$ = 10,4 м).

Углы откосов рабочих уступов в мягких породах 45-50°, в скальном массиве 70–75° [10].

Экскаваторные заходки – продольные, забои – торцовые.

Технически минимальная ширина рабочих площадок согласно рекомендациям Гипроруды [11]: при высоте уступов $h_у$ = 10 м и мягких породах $B_{min} = 2h_у = 2 \cdot 10 = 20$ м, при $h_у$ = 15 м и скальных породах $B_{min} = 2h_у = 2 \cdot 15 = 30$ м. Расчетное значение B_{min} принято при следующих предположениях.

Для 10-метровых уступов – заходки шириной $1{,}2R_{чер} = 1{,}2 \cdot 9{,}04 = 10{,}9$ м (где $R_{ч.у}$ – радиус черпания ЭКГ-5А на уровне стояния); движение автомашин по уступу – сквозное. Согласно рис. п. 6.6.2, B_{min} = 10,8 + 1,0 + 6,5 + 2 + 1,7 = = 22 м.

Для 15-метровых уступов в скальных породах – короткозамедленное β = 25 мс) взрывание, 4-рядное ($n_р$ = 4), сетка вертикальных скважин 6,5×6,5 м, удельный расход ВВ $q_{ВВ}$ = 0,7 кг/м^3 [14], и тогда прогнозная ширина развала пород (м)

$$B_р \approx k_в k_\tau k_\beta h_у \sqrt{q_{ВВ}} + (n_р - 1) b_с \approx 2{,}2 \cdot 0{,}9 \cdot 1{,}0 \cdot 15 + \sqrt{0{,}7} + (4-1)\ 6{,}5 = 44{,}3, \quad (П.6.6.1)$$

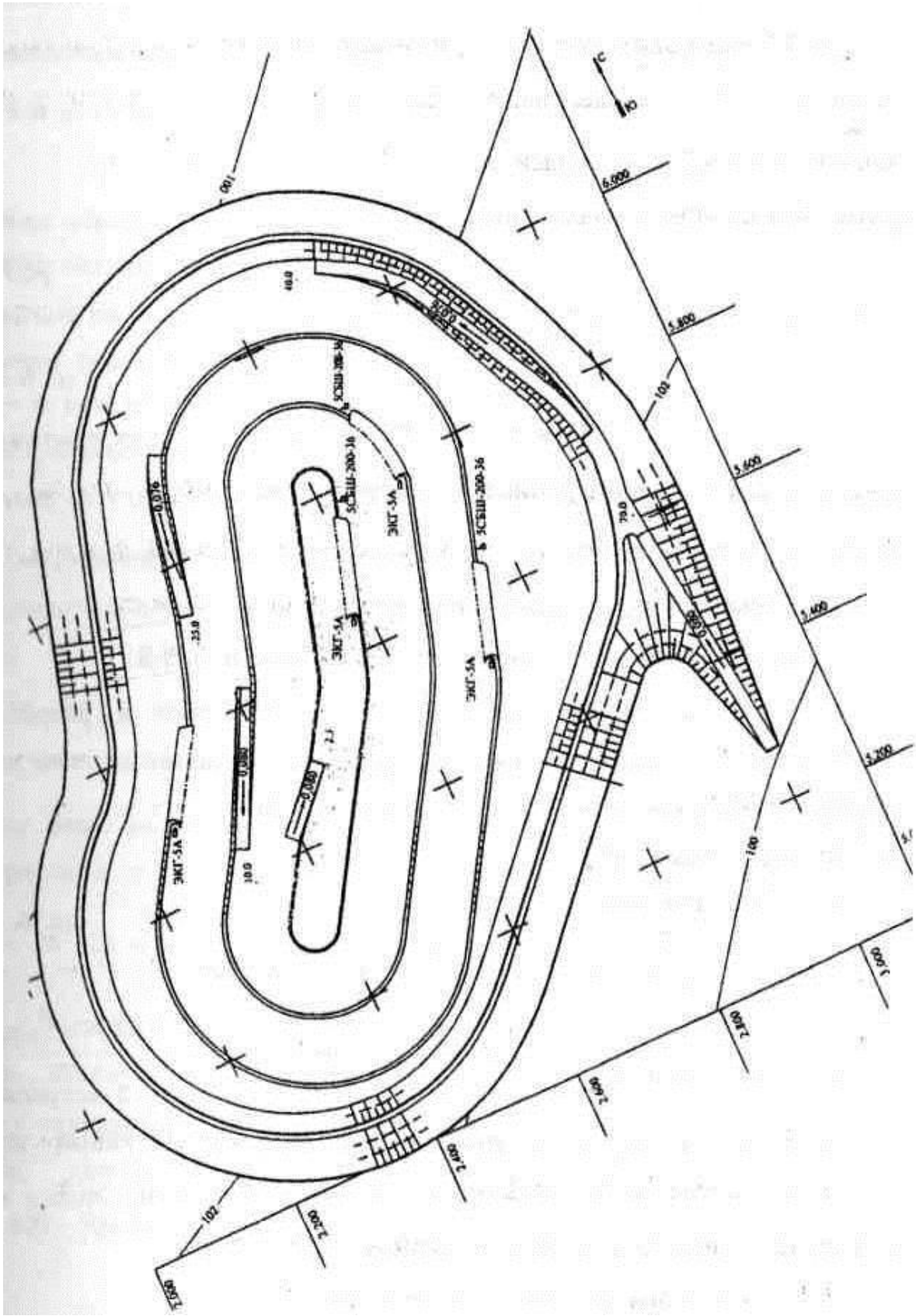


Рис. П.6.6.1. План горных работ. 13-й год работы

где $k_в\, k_\tau\, k_\beta$ – коэффициенты, соответственно, отброса породы при взрывании, учитывающие степень замедления (τ = 25 мс), угол наклона (τ = 90°) скважин; $b_с$ – расстояние между рядами скважин, 6,5 м.

Минимальная ширина рабочей площадки (рис. П.6.6.2)

$$B_{min} = 44{,}3 + 1{,}0 + 6{,}5 + 2{,}0 + 2{,}5 = 56{,}3 \text{ м}.$$

При минимально-нормативных резервах готовой к разработке (выемке) горной массы на 2,5 месяца работы карьера они должны поддерживаться в пределах:

во вскрышной зоне

$$P_в = \frac{V_в}{12} \cdot 2{,}5 \; \frac{3333{,}4}{12} \cdot 2{,}5 = 695 \text{ тыс. м}^3; \qquad (П.6.6.2)$$

в добычной зоне

$$P_д = \frac{V_{р.м}}{12} \cdot 2{,}5 = \frac{246{,}6}{12} \cdot 2{,}5 = 51 \text{ тыс. м}^3.$$

На 14 год эксплуатации (см. рис. П.6.6.1) в работе 2 вскрышных по 15 м уступа и 1 добычный 7,5-метровый. Активный фронт вскрышных работ $\Phi_в$ = 1800 м, добычных $\Phi_д$ = 800 м. Отсюда минимально целесообразная полоса резерва запасов:

на вскрышных горизонтах

$$p_в = \frac{p_в}{2h_у\Phi_в} = \frac{695000}{2 \cdot 15 \cdot 1800} = 12{,}8 \text{ м}; \qquad (П.6.6.3)$$

в добычной зоне

$$p_д = \frac{p_д}{2h_у\Phi_д} = \frac{51000}{7{,}5 \cdot 800} = 8{,}5 \text{ м}. \qquad (П.6.6.4)$$

Таким образом, нормальные по ширине площадки должны быть не менее 69,1 м (см. рис. П.6.6.2). На расчетный год они составляют 75 м, а угол разгона рабочего борта φ = 12° (см. рис. П.6.2.1); резервы, готовые к разработке (выемке) вскрыши, – 720 тыс. м^3 (на 2,7 месяца работы), руды – 48 тыс. м^3, что почти соответствует норме.

Экономически оптимальный объем взрывного блока [14]

$$V_{в.б} = (0{,}007 \div 0{,}008) EQ_э I\, K_{тр} K_к = (0{,}007 \div 0{,}008) 5 \cdot 895 \cdot 0{,}8 \cdot 1{,}0 \cdot 1{,}1 =$$

$$= 28 \div 31 \text{ тыс. м}^3. \qquad (П.6.6.5)$$

В расчетах принято по рекомендации [14]: индекс экономических условий I = 0,8, коэффициенты, учитывающие вид транспорта, $K_{тр}$ = 1,0 и экономико-географические условия региона (Урал) $K_к$ = 1,1.

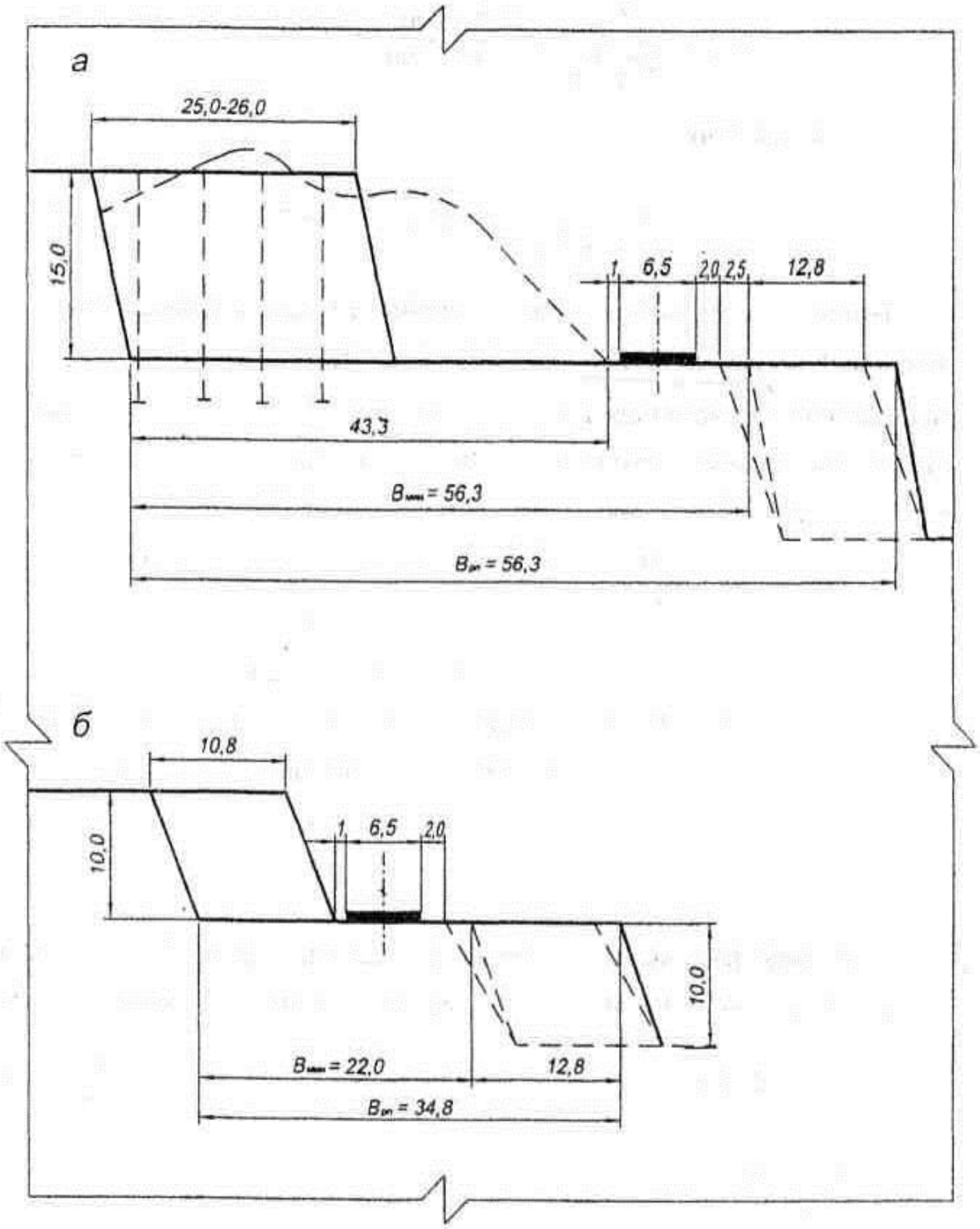


Рис.П.6.6.2. Конструкция рабочих площадок:
а - в скальных породах; б - в мягких породах

При сетке размещения скважин во взрывном блоке 6,5×6,5 м и числе рядов $n = 4$ (с. 48) ориентировочная ширина буровой заходки $B_{б.з} \approx 25 \div 26$ м и тогда длина взрывного блока

$$l_{в.б} = \frac{V_{в.б}}{B_{б.з} h_у} = \frac{28000...31000}{(25...26)} = 75 \div 80 \text{ м}.$$

Для экскаватора ЭКГ-5А, работающего в комплекте с автотранспортом, оптимальная удельная протяженность фронта работ $Ф_1 \approx 400 \div 500$ м. На вскрышных работах она рекомендуется в пределах

$$Ф_в = Ф_1 N_э = (400 \ldots 500)\ 3 = 1200 \div 1500 \text{ м},$$

в добычной зоне

$$Ф_д = Ф_1 N_э = (400 \ldots 500)\ 1 = 400 \div 500 \text{ м}.$$

Как отмечено выше, по состоянию на 14 год фронты в пределах оптимальных ($Ф_в = 1800$ м и $Ф_д = 800$ м).

Среднегодовая скорость углубки при сроке эксплуатации карьера $T_р = 33$ года и его глубине

$$H_к = 240 \text{ м}, \qquad v_{ср} = \frac{H_к}{T_р} = \frac{240}{33} = 7{,}3 \text{ м}.$$

На расчетный 14 год средняя протяженность фронта уступа

$$Ф_{ср} = \frac{Ф_в + Ф_д}{3} = \frac{1800 + 800}{3} = 870 \text{ м}.$$

Скорость подвигания фронта при средней высоте уступа

$$h_{ср} = \frac{2h_в + h_д}{3} = \frac{2 \cdot 15 + 7{,}5}{3} = 12{,}5 \text{ м}:$$

$$v_ф = \frac{Q_э}{Ф_{ср} h_{ср}} = 64 \text{ м в год}. \qquad (П.6.6.6)$$

Пропорциональность в развитии горных работ имеет место, если $v_{ср} \le \frac{v_ф}{\operatorname{ctg}\varphi \pm \operatorname{ctg}\gamma}$ (γ – угол направления углубки, в нашем случае ($\gamma \approx 90°$). Предельная скорость углубки может быть

$$\frac{v_ф}{\operatorname{ctg}\varphi \pm \operatorname{ctg}\gamma} = \frac{64}{\operatorname{ctg}12^\circ + \operatorname{ctg}90^\circ} =$$ = 13,6 м, что выше фактической (7,7 м) и пропорции в развитии работ не нарушены.

П.6.7. Вскрытие карьерного поля

Глубина карьера относительно невелика, поверхностные объекты карьера стационарны, объемы работ стабильны, поэтому весь карьер отрабатывается с одним (автомобильным) видом транспорта. Нет объективных предпосылок и к ротации моделей автосамосвалов: БелАЗ-7523 удовлетворителен для всего диапазона глубин карьера.

На конец разработки карьер вскрывается по комбинированной схеме: до отм. 70 м – траншеей внешнего заложения глубиной 30 м, а все остальные горизонты, учитывая размеры залежи, угол ее падения, параметры карьерного поля, вид транспорта – системой внутренних съездов со спиральной формой трассы (рис. П.6.7.1). Ввод вскрывающих выработок в карьер (юго-восток) обусловлен местом размещения (на восточном борту) отвалов, склада и промплощадки (рис. П.6.10.1). Спиральная трасса с двухполосной автодорогой вписывается в карьер против хода часовой стрелки, размещаясь между горизонтами 70 м – (–140 м). Угол ее охвата примерно 2,8 π.

При сменном грузообороте 4,77 тыс. м^3 (с. 43) или 2442,3·2,75 +246,6·4,2 + +1,2·1,8 = 7754,2 тыс. т, средней массе груза в автосамосвале 42 т (условно, без расчетов), длительности рабочего времени смены 7·0,9 = 6,3 ч интенсивность движения составит $\frac{7754,2}{42 \cdot 6,3}$ = 29,3 автомашины в час, что значительно меньше предельно допускаемой (120–150 автомашин в час). Следовательно, пропускная способность принятой двухполосной дороги достаточна.

Руководящий и исполнительный уклоны внешней траншеи $i_ф = i_р = 80$ ‰, руководящий уклон спиральной внутренней траншеи $i_р = 85$ ‰, а расчетный $i_ф = 0,95 i_р = 0,95 \cdot 0,85 \approx 80$ ‰.

В погашенном состоянии верхние три уступа страиваются, а остальные рабочие уступы сдваиваются и, таким образом, высота погашенных уступов $h_п = 30$ м. При радиусе вертикальных переходных кривых автодорог $R_в = 120$ м длина съездов (и внешней траншеи)

$$l_с = \frac{h_п}{i_с} + i_с R_в = \frac{30}{0,080} + 0,080 \cdot 120 = 385 \text{ м}. \qquad (П.6.7.1)$$

На горизонтах 70, 40, 10, –20, –50, –80 и –110 м оставляются площадки примыкания длиной $l_{п.п} = 60$ м.

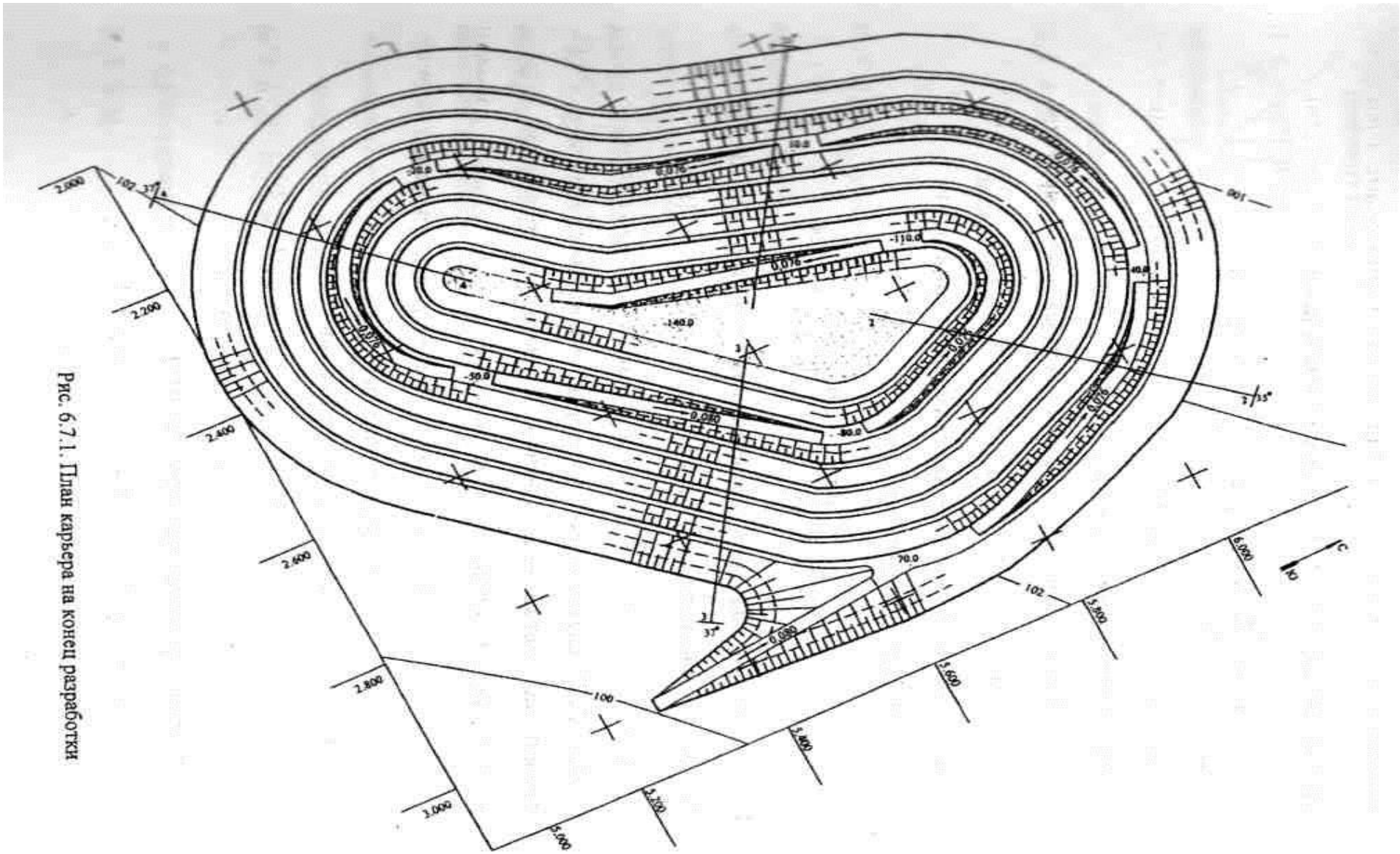


Рис. 6.7.1. План карьера на конец разработки

Фактическая длина трассы системы вскрывающих выработок

$$l_ф = n_с\, l_с + m l_{п.п} = 8 \cdot 385 + 7 \cdot 60 = 3500 \text{ м}, \qquad (П.6.7.2)$$

где $n_с$ – число съездов; m – число площадок примыканий.

Коэффициент развития трассы

$$K_{р.т} = \frac{L_п i_р}{H_к} = \frac{3500 \cdot 0{,}085}{240} = 1{,}24. \qquad (П.6.7.3)$$

Автодороги по грузонапряженности относятся ко II категории (объем грузоперевозок брутто $Г_{бр} = V_{г.м}\,(1 + K_т) = 9{,}356(1+ 0{,}41) = 13{,}2$ млн т, где $K_т$ – коэффициент тары БелАЗ-7523), двухполосные, с усовершенствованным покрытием, проезд гусеничной техники – по обочине. С внешней стороны съездов делаются предохранительные валы высотой $h_в = 1{,}2$ м и шириной $b_в \approx 2{,}5$ $h_в = 2{,}5 - 1{,}2 = 3{,}0$ м. Конструкции оснований внешней траншеи и съездов приведены на рис. П.6.7.2.

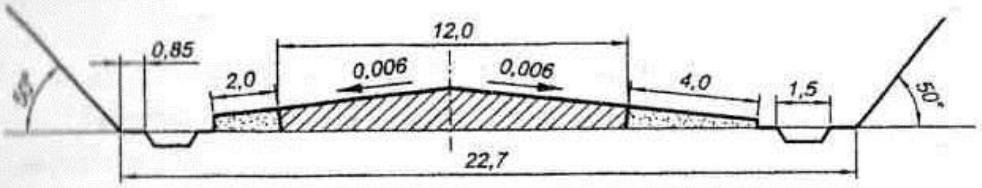


Рис.П.6.7.1. Конструкция дна внешней траншеи

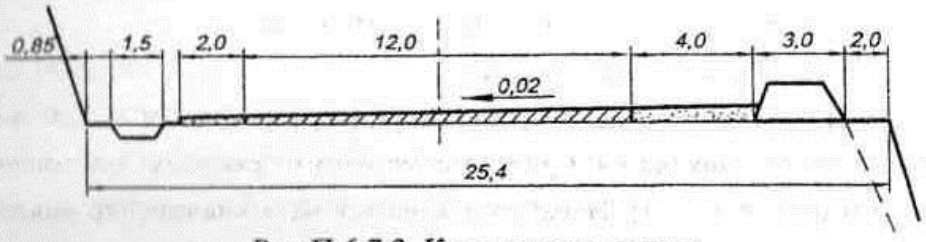


Рис.П.6.7.2. Конструкция съезда

Ширина основания (дна) внешней траншеи

$$b_{вн} = b_{пр}+O_1+O_2+2b_к+2b_1 = 12{,}0 + 2{,}0 + 4{,}0 + 2 \cdot 1{,}5 + 2 \cdot 0{,}85 = 22{,}7 \text{ м}. \qquad (П.6.7.4)$$

Ширина транспортных берм (съездов)

$$b_с+b_{кр}+O_1+O_2+b_к+b_1+b_в+Б = 12{,}0+2{,}0+4{,}0+1{,}5+0{,}85+3{,}0+2{,}0 = 25{,}4 \text{ м}, \qquad (П.6.7.5)$$

где $b_{пр}$ – ширина проезжей части, 12,0 м [11]; $b_к$ – ширина водоотводных канав, принято $b_к$ = 1,5 м; b_1 – ширина берм запаса, принято b_1 = 0,85; O_1 и O_2 – обочины, приняты, с одной стороны, 2,0 м, а, с другой, обеспечивая проезд гусеничной техники, - 4,0 м; $Б$ – ширина бермы безопасности, при высоте уступа $h_п$ = 30 м и возможном угле его обрушения 57° $Б \approx 30$ (ctg 57° – ctg 60°) ≈ 2,0 м.

Ширина скользящих съездов (условно Б’ = Б):

$$b_{с.с} \approx b_{пр} + 2O_1 + 2b_1 + Б' \approx 12{,}0 + 2\cdot 2{,}0 + 2\cdot 2{,}085 + 2{,}0 \approx 20 \text{ м}. \quad (П.6.7.6)$$

Скользящие съезды можно организовать по развалам породы.

Объем внешней траншеи при глубине заложения $h_{тр}$ = 30 м, тыс. м^3,

$$V_{вн} = 0{,}5(b_{вн} + h_{тр} \operatorname{ctg} \alpha_п)\, h_{тр}\, l_{тр} = 0{,}5(22{,}7 + 30 \operatorname{ctg} 35°)30\cdot 385 = 378. \quad (П.6.7.7)$$

Объем съезда, тыс. м^3

$$V_с = 0{,}5 b_с\, h_п\, l_с = 0{,}5 \cdot 25{,}4 \cdot 30 \cdot 385 = 146{,}7. \quad (П.6.7.8)$$

Объем внутренних съездов 7·146,7 = 1027 тыс. м^3 (он включен в общий объем вскрыши 72 584,7 тыс. м^3).

На 14 год работ погашены по всему периметру уступы 100 м/70 м и 70 м/40 м, в работе находятся 3 уступа с отметками рабочих горизонтов 25, 10 и 2,5 м (см. рис. П.6.6.1). Нерабочая зона вскрыта внешней траншеей и внутренним съездом, а рабочая – скользящими съездами. Их уклоны также $i_с$ = 80 ‰.

На год сдачи карьера в эксплуатацию (см. рис. П.6.9.1) рабочая зона вскрыта внешней траншеей и двумя системами скользящих съездов. Последние вскрывают временно нерабочие 10-метровые уступы по покрывающим породам с непосредственным выходом на поверхность, минуя внешнюю траншею.

П.6.8. Подготовка новых горизонтов

Горизонты готовятся разрезными траншеями (РТ), закладываемыми по залежи, на высоту добычного уступа, т. е. 7,5 м. Углы откосов бортов $\alpha_з = \alpha_р$ = = 70 – 75° (с. 46). Длина траншей – в пределах 500–650 м, в среднем 600 м.

Объем заезда на дно траншей

$$V_с' = 0{,}5 b_{с.с} \frac{h_р^2}{i_р} = 0{,}5\cdot 20 \frac{7{,}5^2}{0{,}080} = 7{,}0 \text{ тыс. м}^3. \quad (П.6.8.1)$$

Ширина разрезной траншеи по дну для тупиковой схемы маневров автомашин при проходке траншеи (рис. П. 6.8.1), м

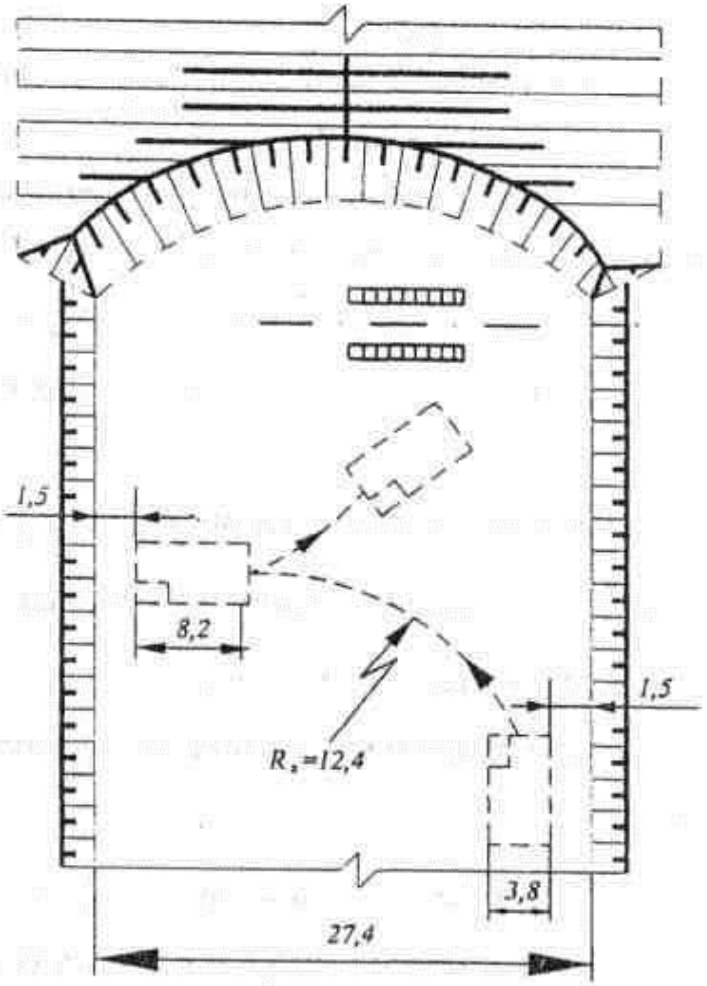


Рис.П.6.8.1. Схема к расчету ширины разрезной траншеи

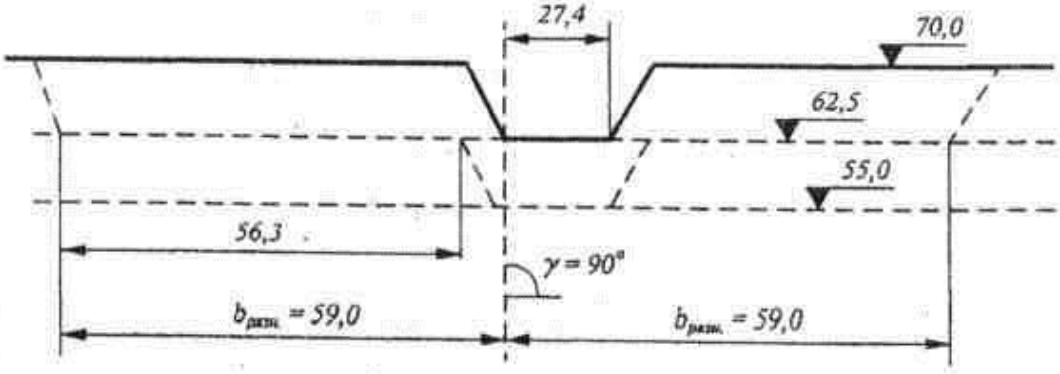


Рис.П.6.8.2. Схема подготовки горизонта 55 м

$$b_{р.т} = 2k + b_а + l_а + R_а = 2 \cdot 1,5 + 3,8 + 8,2 + 1,3 \cdot 9,5 = 27,4, \qquad (П.6.8.2)$$

где k – полосы резерва, принято 1,5 м; $b_а$ и $l_а$ – ширина и длина автосамосвалов; $R_а$ – радиус разворота машины. Принимаем на 30 % выше конструктивного минимального $R_к = 9,5$ м.

Объем разрезной траншеи в расчете на среднюю ее протяженность $l_{р.т} = 600$ м, тыс. м^3.

$$V_{р.т} = (b_{р.т} + h_р \operatorname{ctg} \alpha_б) h_р \, l_{р.т} = (27,4 + 7,5 \operatorname{ctg} 70°) 7,5 \cdot 600 = 135,5. \qquad (П.6.8.3)$$

При подготовке горизонта оба борта траншей разносятся с созданием на вышележащем горизонте минимальных по ширине B_{min} рабочих площадок (см. рис. П.6.8.1). Ширина разноса

$$b_{рн} = B_{min} + h_у \operatorname{ctg} \alpha_р = 56,3 + 7,5 \operatorname{ctg} 70^o – 59 \text{ м}. \qquad (П.\ 6.8.4)$$

Объем работ по разносу бортов РТ вышележащего уступа при протяженности фронта последнего в среднем

$$l_{разн} = l_{р.т} + 2B_{min} \approx 600 + 2 \cdot 56,3 \cdot 710 \text{ м}; \qquad (П.6.8.5)$$

$$V_{разн} = 2b_{рн} \, h_р \, l_{разн} = 2 \cdot 61,8 \cdot 7,5 \cdot 710 = 658,2 \text{ тыс. м}^3. \qquad (П.6.8.6)$$

Таким образом, средний объем работ по подготовке горизонта

$$V_{подг} = V'_с + V_{р.т} + V_{разн} = 7,0 + 135,5 + 658,2 = 800,7 \text{ тыс. м}^3. \qquad (П.6.8.7)$$

Подготовка горизонтов – двумя экскаваторами: оба производят разнос и один – проходит РТ. Их среднемесячная производительность (применительно к скальным породам) $Q_{мес} = \dfrac{1012}{12} = 84,3$ тыс. м^3 при разносе бортов и $Q'_{мес} \approx$ $\approx 0,8 Q_{мес} \approx 0,8 \cdot 84,3 = 67,4$ тыс. м^3 при проходке съездов и разрезных траншей.

Длительность подготовки горизонта ориентировочно

$$T_{подг} \approx \frac{V_{разн}}{K_{совм} 2Q_{мес}} + \frac{V'_с + V_{р.т}}{Q'_{мес}} = \frac{800,7}{0,8 \cdot 2 \cdot 84,3} + \frac{142,5}{67,4} = 8,0 \text{ мес.}, \qquad (П.6.8.8)$$

где $K_{совм}$ – коэффициент совмещения работы двух экскаваторов при разносе бортов РТ, принят 0,8.

Скорость углубки карьера

$$У = \frac{12 h_р}{T_{подг}} = \frac{12 \cdot 7,5}{8} = 11,3 \text{ м/год}. \qquad (П.\ 6.8.9)$$

Данное значение скорости в 1,4 раза выше средней ($У_{ср}$ = 7,7 м/год) скорости, что свидетельствует о приемлемости принятых организаций и параметров подготовки новых горизонтов.

П.6.9. Горно-строительные работы

При номинальной мощности карьера по товарной руде $Д$ = 1000 тыс. т в год принимаем в качестве пусковой мощность $Д_{п} = Д$ = 1000 тыс. т в год. Длительность ее достижения от начала добычи 1,5 года, причем в первый принимаем объем добычи 0,6 $Д_{п}$ = 600 тыс. т, во второй – $Д$ = 1000 тыс. т (за 0,5 года добывается 500 тыс. т). Таким образом, объем попутной добычи в период строительства $Q_{п}$ = 600 + 500 = 1100 тыс. т (261,9 тыс. м^3), а объем добычи в первый год эксплуатации 1000 тыс. т.

В состав объектов горно-строительных работ (ГСР) включаем (рис. П.6.9.1): внешнюю траншею с отм. 100 м до отм. 70 м и объемом $V_{вн}$ = 378 тыс. м^3 (с. 56); попутную добычу объемом $Q_{п}$ = 1100 тыс. т (261,9 тыс. м^3); вскрышные работы по покрывающим породам в зоне от поверхности до кровли скальных пород с созданием на горизонтах 90, 80 и 70 м минимальных по ширине рабочих площадок (с. 48). Объем работ в этой зоне $V_{п.п} \approx$12 010 тыс. м^3, в том числе по горизонту 90 м – 5180 тыс. м^3, гор. 80 м – 4320 тыс. м^3 и гор. 70 м – 2510 тыс. м^3; вскрышные работы по вмещающим породам при подготовке и выемке горной массы на гор. 55 м объемом $V_{в.п}$ = = 2380 тыс. м^3; съезды скользящие внутренние с поверхности до гор. 70 м (итого 5 съездов), с гор. 70 м до 55 м (один съезд) и с гор. 55 м до гор. 47,5 м (один съезд). Суммарный объем съездов $V_{с.с}$ = 92,1 тыс. м^3. Таким образом, общий объем ГСР

$$V_{г.с.р} = 378 + 261,9 + 12\,010 + 2380 + 92,1 = 15\,122 \text{ тыс. м}^3,$$

в том числе объем рыхлой вскрыши около 12,5 тыс. м^3 и скальной массы 2,6 млн м^3.

Территория района работ не подготовлена. Необходима вырубка леса и кустарника на площади 0,6 га, планировка поверхности в районе стройкарьера (0,2 га), промплощадки (2,5 га) и рудных отвалов (1,0 га).

Осушения месторождения в подготовительном периоде не требуется.

В период ГСР к моменту сдачи карьера в эксплуатацию на поверхности его строятся и готовятся объекты промплощадки (ремонтно-механические блоки, АБК, складское хозяйство и пр.), склад руды, первая очередь отвала некондиционных руд (площадью 1 га), объекты энергоснабжения карьера, внешние автодороги протяженностью 4,5 км, склад взрывчатых материалов.

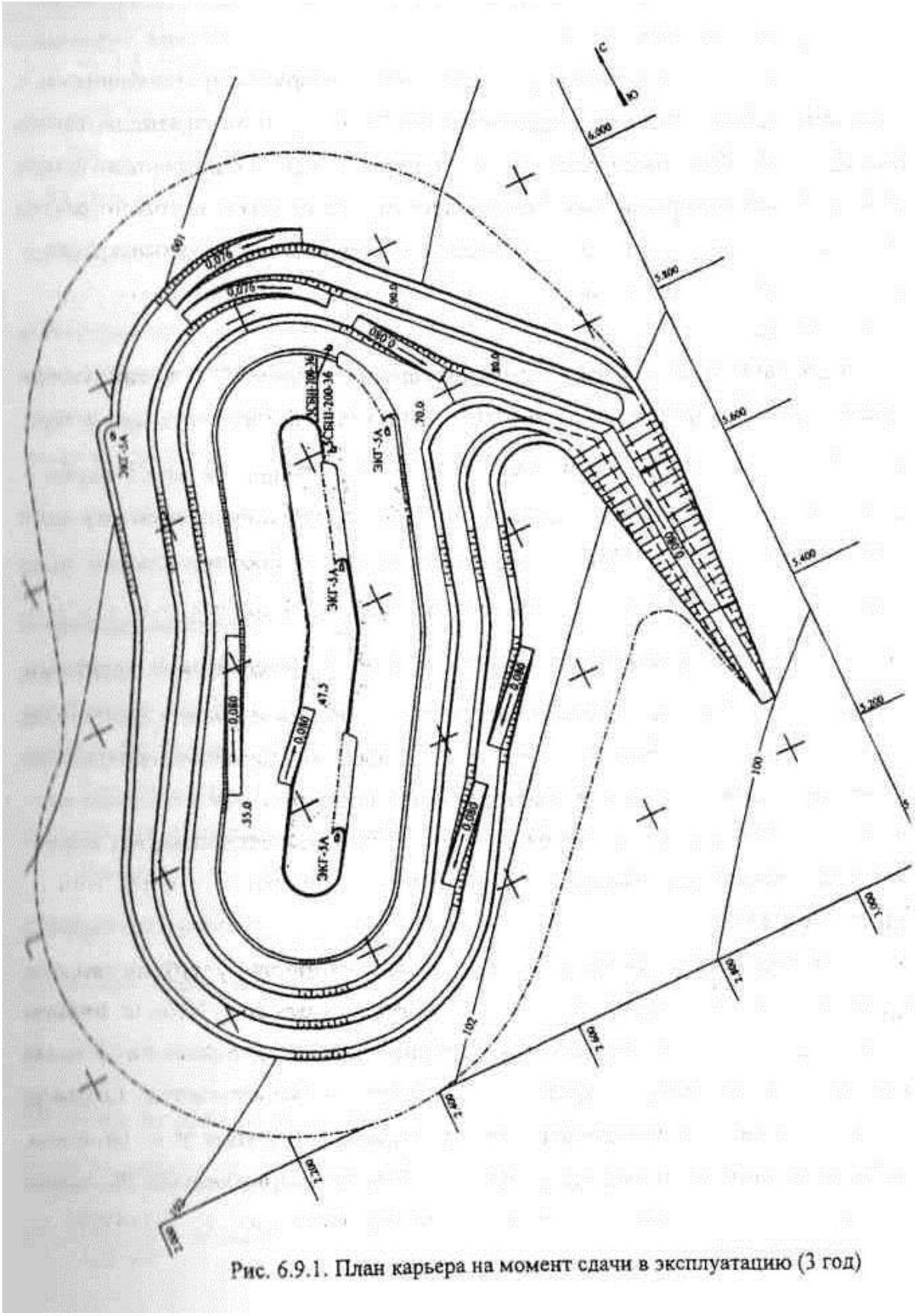


Рис. 6.9.1. План карьера на момент сдачи в эксплуатацию (3 год)

ГСР выполняются штатным (проектным) оборудованием: буровыми станками 5СБШ-200-36, экскаваторами ЭКГ-5А и автотранспортом с БелАЗ-7523. Как отмечалось выше, в первый год эксплуатации объем добычи равен номинальному. Предполагаем, что и объем вскрыши равен расчетному, следовательно, к концу строительства горные работы комплектуются оборудованием расчетного парка (4 экскаватора, 3 буровых станка и т. д.).

В соответствии с этим и для уменьшения объема ГСР планируются фронты работ и другие их параметры. Ширина рабочих площадок в зоне 100–70 м $B_{\min}$ = 25÷30 м, ниже гор. 70 м – $B_{\min}$ = 56÷60 м. Резервы, готовые к выемке (разработке), поддерживаются ниже нормативных (около 1 мес.). При оптимальном удельном фронте работ на один забой Φ_1 = 400÷500 м (с. 49) общий активный фронт должен быть $\Phi = N_э\Phi_1$ = 4(400÷500) = 1600÷2000 м. Фактический активный фронт на первый год эксплуатации 2000 м, а общий с учетом пассивных фронтов на двух средних уступах – 4500 м. Верхние три уступа в момент сдачи карьера в эксплуатацию временно законсервированы и, как отмечалось ранее, горизонты 90, 80 и 70 м вскрыты двумя системами скользящих съездов. В работе в этот момент находятся горизонты 55 и 47,5 м. Как указано в разделе 7, возможная скорость углубки карьера в период эксплуатации $У$ = 11,3 м/год. Учитывая, что в период строительства высота первых трех уступов не 7,5 м, а 10 м, а породы рыхлые, что повышает производительность экскаваторов в 1,6 раза (с. 44), можно предположить, что в период строительства скорость углубки вполне реальна в пределах 18–20 м/год. Приняв $У$ = = 20 м/год, получим, что длительность ГСР в период опускания до кровли скальных пород $t_1 \approx \frac{30}{20} \approx 1{,}5$ года. Срок наращивания мощности карьера t_2 = = 1,5 года (с. 59), отсюда срок ГСР $T_{стр}$ = 3 года. При объеме рыхлой строительной вскрыши 12,5 млн м^3, скальной массы 2,6 млн м^3 (с. 60), годовой производительности экскаватора по рыхлой вскрыше 1,62 млн м^3 и скальной 1,01 млн м^3 (с. 44) и числе экскаваторов 4 ориентировочный срок ГСР по объему работ $T_{стр} = \frac{12{,}5}{1{,}62 \cdot 4} + \frac{2{,}6}{1{,}04 \cdot 4} \approx 2{,}56$ года, и, таким образом, срок в ГСР в 3 года реален.

Всего с учетом монтажа оборудования, общестроительных работ на поверхность и других подготовительных работ освоение месторождения длится 4,5–5 лет.

П.6.10. Генплан карьера

В промзоне карьера размещаются: собственно карьер, отвалы пород (2 отвала) и некондиционной руды, склад товарной продукции, промплощадка с блоками хозскладов, ремонта, АБК и пр., склад ВМ, автодороги, соединяющие все объекты (рис. П. 6.10.1).

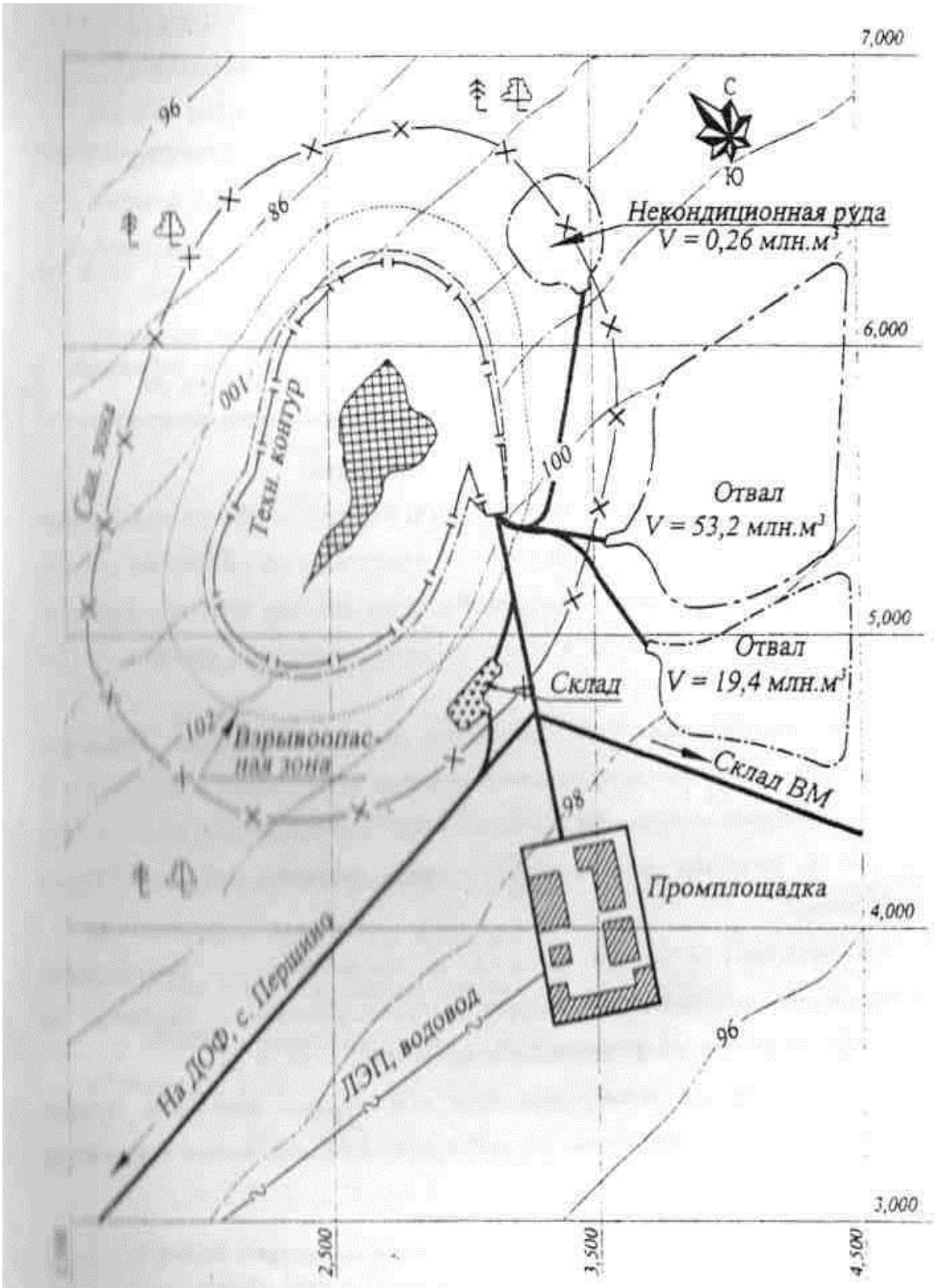


Рис.П.6.10.1. Ситуационная схема карьера
1:5000

Площадь карьера определена графически по плану карьера на конец разработки и составляет 960 тыс. м^2 (96 га).

Полагая, что высота породного двухъярусного отвала скальной вскрыши 2×45 м = 90 м, коэффициенты ярусности $\eta_я = 0{,}8$, а разрыхления пород $K_р$ = 1,2 и он должен принять 53 186,7 тыс. м^3 грунта (с. 41), площадь его $S_{с.о} = \dfrac{53186{,}7 \cdot 1{,}2}{0{,}8 \cdot 90} = 886{,}4$ тыс. м^2 (88,6 га). Площадь по отвалы рыхлых пород (объем 19 398 тыс. м^3, 2 яруса по 30 м, коэффициенты $\eta_я = 0{,}8$ и разрыхления $K_р = 1{,}1$) $S_{р.о} = 444{,}5$ тыс. м^2 (44,4 га). Площадь под отвал некондиционных руд (объем 258,8 тыс. м^3, 1 ярус по 30 м, $\eta_я = 1{,}0$, $K_р = 1{,}2$) $S_{н.о} = \dfrac{258{,}8 \cdot 1{,}1}{1{,}0 \cdot 30} =$ = 9,5 тыс. м^3 (0,95 га).

Площадь под объекты промплощадки ориентировочно 25 тыс. м^2 (2,5 га).

С северной стороны карьерного поля – лесной массив, юго-западнее – жилой массив с. Першино, вокруг – отдельные "пятна" пашни. Энергопитание – от ЛЭП, подведенной к с. Першино.

Охраняемых объектов непосредственно в зоне горных работ нет.

Вокруг карьера выделены зоны:

1) взрывоопасная по разлету кусков. Согласно ЕПБ [6, п. 70], безопасные расстояния для людей при взрывных работах методом скважинных зарядов в карьерах должны быть не менее 200 м;

2) сейсмически безопасная. В зоне карьера располагаются лишь промсооружения высотой не более 2–3 этажей (коэффициент $K_с$ = 1,5), основание для них – необводненные песчано-глинистые грунты глубиной более 10 м (коэффициент $K_г$ = 12), взрывы – на рыхление (коэффициент α = 1,0). Масса ВВ на 1 взрыв $Q_{ВВ} = \dfrac{V_{в.б}}{q_{ВВ}} = \dfrac{31000}{0{,}7} = 44\,285$ кг. Число зарядов в блоке при 4 рядах скважин (n = 4) по сетке $a \times b$ = 6,5×6,5 м, высоте уступа $h_у$ = 15 м и ширине буровой заходки $B_{б.з} \approx 26$ м (с. 49).

$$N = \frac{V_{в.б} n}{h_у B_{б.з} a} \approx \frac{31000 \cdot 4}{15 \cdot 26 \cdot 6{,}5} \approx 49. \qquad (П.6.10.1)$$

Радиус зоны

$$r_с = \frac{K_г K_с \alpha \sqrt[3]{Q}}{\sqrt[4]{N}} = \frac{12 \cdot 1{,}5 \cdot 1{,}0 \sqrt[3]{44285}}{\sqrt[4]{49}} = 232 \text{ м}. \qquad (П.6.10.2)$$

Принимаем $r_с$ = 235 м;

3) санитарная в радиусе $R_{сан}$ от карьера согласно СНиП $R_{сан}$ = 500 м;

4) зона возможного сдвижения массива в радиусе $0{,}2H_к = 0{,}2 \cdot 240 \approx 50$ м от бортов карьера.

Разведочными скважинами выклинивания залежи не зафиксировано, запасы по категории C_2 ниже дна не установлены, поэтому технологическая граница горных работ не определена.

В зону земельного отвода включены и участки земли, примыкающие к отвалам и складу кондиционных руд в радиусе от их расчетных границ 30–40 м. Общая площадь земельного отвода под все объекты карьера, включая автодороги и зону в радиусе 10–15 км от них, составит около 320 га.

Энергоснабжение, теплоснабжение и водоснабжение объектов путем "врезок" в отводы от соответствующих магистралей с. Першино.

Кондиционная руда вывозится на ДОФ автомашинами БелАЗ-7523 (с. 44). С внешним миром карьер связан системой автодорог через с. Першино.

Компоновка объектов принята в соответствии с принципами уменьшения грузоработ транспорта и предохранения с. Першино от загрязнений со стороны карьера и отвалов (см. рис. П.6.10.1).

Как отмечалось ранее, площадки под рудные отвалы и склады устраиваются по технологии, исключающей проникновение токсичных веществ в почву.

П.6.11. Экономические показатели разработки

Как отмечалось, рудник производит и реализует концентрат, обогащая сырую руду.

Инвестиции и эксплуатационные затраты включают издержки на горные работы, обогатительный комплекс и магистральный автотранспорт для доставки руды со склада до ДОФ, размещенной в 12,5 км от карьера на площадке отработанного гранитного карьера, прочие общерудничные виды работ и объекты.

Затраты определяем по зависимостям Гипроруды. В ценах 1984 г. удельные инвестиции составляют, руб/т:

на горные работы

$$K_{гр} = 2{,}72 - 0{,}92V_{г.м} + 0{,}087\ V_{г.м}^2 = 2{,}72 - 0{,}92 \cdot 0{,}936 + 0{,}087 \cdot 0{,}936^2 = 1{,}94; \quad (П.6.11.1)$$

на ДОФ

$$k_{об} = 11{,}41 \cdot 0{,}98^{Д} = 11{,}41 \cdot 0{,}98^{1} = 11{,}18; \quad (П.6.11.2)$$

на магистральный автотранспорт (по Л. А. Сорокину)

$$k_{тр} = \frac{0{,}9}{_{Д}0{,}2} + 0{,}12(l_0 - 1) = \frac{0{,}9}{_{1}0{,}2} + 0{,}12\ (12{,}5 - 1) = 2{,}28, \quad (П.6.11.3)$$

где $V_{г.м}$ – годовой объем горной массы, десятки млн т. Для карьера объем 9356 тыс. т, в расчете $V_{г.м} = 0{,}936$; $Д$ – объем перерабатываемой сырой руды,

млн т. Согласно заданию, $Д$ = 1000 тыс. т или ρ = 1 млн т; $l_о$ – дальность откатки автотранспортом, км.

Общие инвестиции с учетом капитальных вложений на неучтенные объекты (25 % от суммы основных) в ценах 1984 г., млн руб.:

$И_{84}$=1,25($К_{гр}V_{г.м}$+$К_{об}Д$+$К_{тр}Д$)=1,25(1,94·9,356+11,8·1,0+2,28·1,0) =39,51. П.6.11.4)

Приняв коэффициент удорожания работ $К_{уд}$ ≈18, получим в ценах 2000 г. $И$ = 18 ·$у_б$ 39,51 = 711,24 млн руб.

Удельные инвестиции в ценах 2000 г. на 1 т горной массы, франко-карьер

$$К_{г.м} = К_{кр}\ 1{,}25К_{уд} = 1{,}94 \cdot 1{,}25 \cdot 18 = 43{,}65 \text{ руб.} \qquad (П.6.11.5)$$

То же на 1 т сырой руды

$$К_{руд} = \frac{К_{г.м}V_{г.м}}{Д} = \frac{43{,}65 \cdot 9356}{1000} = 40\ 755 \text{ руб.} \qquad (П.6.11.6)$$

То же на 1 т концентрата

$$\frac{И}{V_к} = \frac{711240}{70} = 10\ 160{,}6 \text{ руб.} \qquad (П.6.11.7)$$

Себестоимость составляющих, руб/т:
горной массы, франко-карьер,

$$С_{г.м} = 0{,}96 - 0{,}27 \lg V_{г.м} = 0{,}96 - 0{,}27\lg 0{,}936 = 0{,}97; \qquad (П.6.11.8)$$

обогащения

$$С_{об} = 2{,}1e^{-0{,}014Д} = 2{,}1e^{-0{,}014 \cdot 1{,}0} = 2{,}07; \qquad (П.6.11.9)$$

магистрального автотранспорта (по Л. А. Сорокину)

$$С_{тр} = \frac{0{,}25}{{}_д 0{,}25} + 0{,}01(l_о - 1)(5 + 0{,}06q_а) = \frac{0{,}25}{{}_1 0{,}25} +$$

$$+ 0{,}01(12{,}5 - 1)(5 + 0{,}06 \cdot 42) = 0{,}85, \qquad (П.6.11.10)$$

где $q_а$ – грузоподъемность автомашин, т.

Общие годовые эксплуатационные издержки в ценах 1984 г. с учетом прочих (15 % от суммы основных), млн руб.

$$Э_{84} = 1{,}15(С_{г.м}\ V_{г.м} + С_{об}Д + С_{тр}Д) = 1{,}15(0{,}97 \cdot 9{,}356 +$$

$$+ 2{,}07 \cdot 1{,}0 + 1{,}085 \cdot 1{,}0) = 14{,}06. \qquad (П.6.11.11)$$

При коэффициенте удорожания этого вида затрат $К_{уд}$ = 15,6 в ценах 2000 г. эксплуатационные затраты $Э$ = 15,6·14,06 = 219,41 млн руб.

Себестоимость 1 т руды, франко-карьер (без затрат на обогащение и внешний транспорт)

$$C_{\text{р}} = \frac{C_{\text{г.м}} V_{\text{г.м}}}{Д} \cdot 1{,}15 K_{\text{уд}} = \frac{0{,}97 \cdot 9356}{1000} \cdot 1{,}15 \cdot 15{,}6 = 162{,}81 \text{ руб.} \quad \text{(П.6.11.12).}$$

Себестоимость 1 м^3 вскрыши

$$C_{\text{в}} = C_{\text{г.м}}\, \gamma_{\text{в}}\, 1{,}15 K_{\text{уд}} \approx 0{,}97 \cdot 2{,}5 \cdot 1{,}15 \cdot 15{,}6 = 43{,}6 \text{ руб.,} \quad \text{(П.6.11.13)}$$

где $\gamma_{\text{в}}$ – средневзвешенная объемная масса вскрыши, $\gamma_{\text{в}} = \frac{8320}{3333{,}4} = 2{,}5$ т/м^3.

Для аналогичных производств выход концентрата из 1 т руды $\gamma_{\text{к}} \approx 0{,}04 \div 0{,}08$, а отпускная цена 1 т товарной продукции $C_{\text{о}} \approx 3 \div 5$ тыс. руб. Отсюда, приняв $\gamma_{\text{к}} = 0{,}07$ и $C_{\text{о}} = 4000$ руб., получим:

объем продукции (концентрат)

$$V_{\text{кц}} = \gamma_{\text{к}} Д \approx 0{,}07 \cdot 1000 = 70 \text{ тыс. т;} \quad \text{(П.6.11.14)}$$

себестоимость 1 т концентрата

$$C_{\text{к}} = \frac{Э}{V_{\text{к.ц}}} = \frac{218710}{70} = 3124{,}4 \text{ руб.;} \quad \text{(П.6.11.15)}$$

выручка от реализации продукции

$$B = V_{\text{кц}}\, C_{\text{о}} = 70 \cdot 4{,}0 = 280 \text{ млн руб.;} \quad \text{(П.6.11.16)}$$

доход предприятия

$$Д_{\text{х}} = B - Э = 280 - 219{,}41 = 60{,}59 \text{ млн руб.;} \quad \text{(П.6.11.17)}$$

уровень рентабельности

$$R = \frac{Д_{\text{х}}}{Э} = \frac{60{,}59}{219{,}41} = 0{,}276 \text{ руб./руб.} \quad \text{(П.6.11.18)}$$

Показатель рентабельности свидетельствует об эффективности производства.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Разработка открытым способом месторождения "С" рентабельна.

2. Принятое оборудование, параметры карьера и горных работ в целом находятся на уровне регламентных (нормативных) и лучших предприятий цветной металлургии России (Сорского, Учалинского, Гайского и других).

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-
методическому комплексу
_____ С.А. Упоров

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ КОНТРОЛЬНОЙ РАБОТЫ

Б1.Б.2.02 ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть 3

ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 21.05.04 «ГОРНОЕ ДЕЛО»

Специализация № 3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Ганиев Р.С., ст. преподаватель

Одобрена на заседании кафедры Разработки месторождений открытым способом
(название кафедры)
Зав.кафедрой _____
(подпись)
Лель Ю.И.
(Фамилия И.О.)
Протокол № 337 от 17.04.2019
(Дата)

Рассмотрена методической комиссиией горно-технологического факультета
(название факультета)
Председатель _____
(подпись)
Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)
Протокол № 7 от 19.04.2019
(Дата)

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ГИДРОМОНИТОРА.....3
1. Общие сведения 3
2. Расчет расхода и напора воды 5
3. Технологический расчет гидромонитора 17
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....25
БИБЛИАГРОФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....26
ПРИЛОЖЕНИЯ.....27

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ГИДРОМОНИТОРА

Цель работы. Определение необходимого расхода воды на отбойку и выгонку пород из забоя, напора, выбор типа и количества гидромониторов, определение параметров забоя.

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Сущность гидромониторной разработки заключается в разрушении и смыве пород струей воды, вылетающей под большим давлением из насадки гидромонитора. Разрушение породы происходит за счет энергии удара струи, фильтрации воды через поры породы, ослабления сцепления между ее частицами, увлажнения ее и размокания, растворения солей, содержащихся в породе.

Технология гидромониторного размыва состоит из подрезки забоя струей воды и смыва обрушенной и насыщенной водой породы в зумпф землесосной станции или в самотечную пульпоотводящую канаву.

При разработке рыхлых, несвязных или предварительно разрыхленных пород процесс разработки состоит из одной операции. В этом случае нет необходимости в подрезке уступа. Рыхлая порода одновременно насыщается и смывается водой.

При разработке связных пород, к которым относятся суглинки и глины разной плотности, а также слежавшиеся песчано-гравийные породы, процесс разработки состоит из двух операций: подрезки и смыва.

Наиболее трудоемкой операцией при гидромониторной разработке является подрезка уступа. В этот период насыщение потока воды породой крайне низко. При тяжелых суглинистых и особенно глинистых грунтах на подрезку затрачивается 60...70 % всего рабочего времени. При менее плотных породах время на подрезку составляет 30...50 %. В зависимости от типа пород, слагающих уступ, и их физико-механических свойств выбирают схему устройства вруба и последующего его расширения.

Различают следующие способы размыва пород при использовании гидромонитора: с нижней площадки уступа; с поверхности уступа (рис. 1.1); с недомывом (рис. 1.2). Отдельные способы подготовки пород по С.М. Шорохову включают размыв с увлажнением, механическим рыхлением (рис. 1.3) и рыхлением взрывными работами.

Удельный расход воды является одним из основных параметров, входящих в расчеты по проектированию средств гидромеханизации.

Исследованиями и опытом отработки месторождений с использованием средств гидромеханизации установлено, что величина удельного расхода воды зависит от:

а) физико-механических свойств грунта;

б) напора воды;

в) системы разработки и характеристики применяемого оборудования;

г) характера пород основания рыхлых отложений (плотика россыпи) и его уклона;

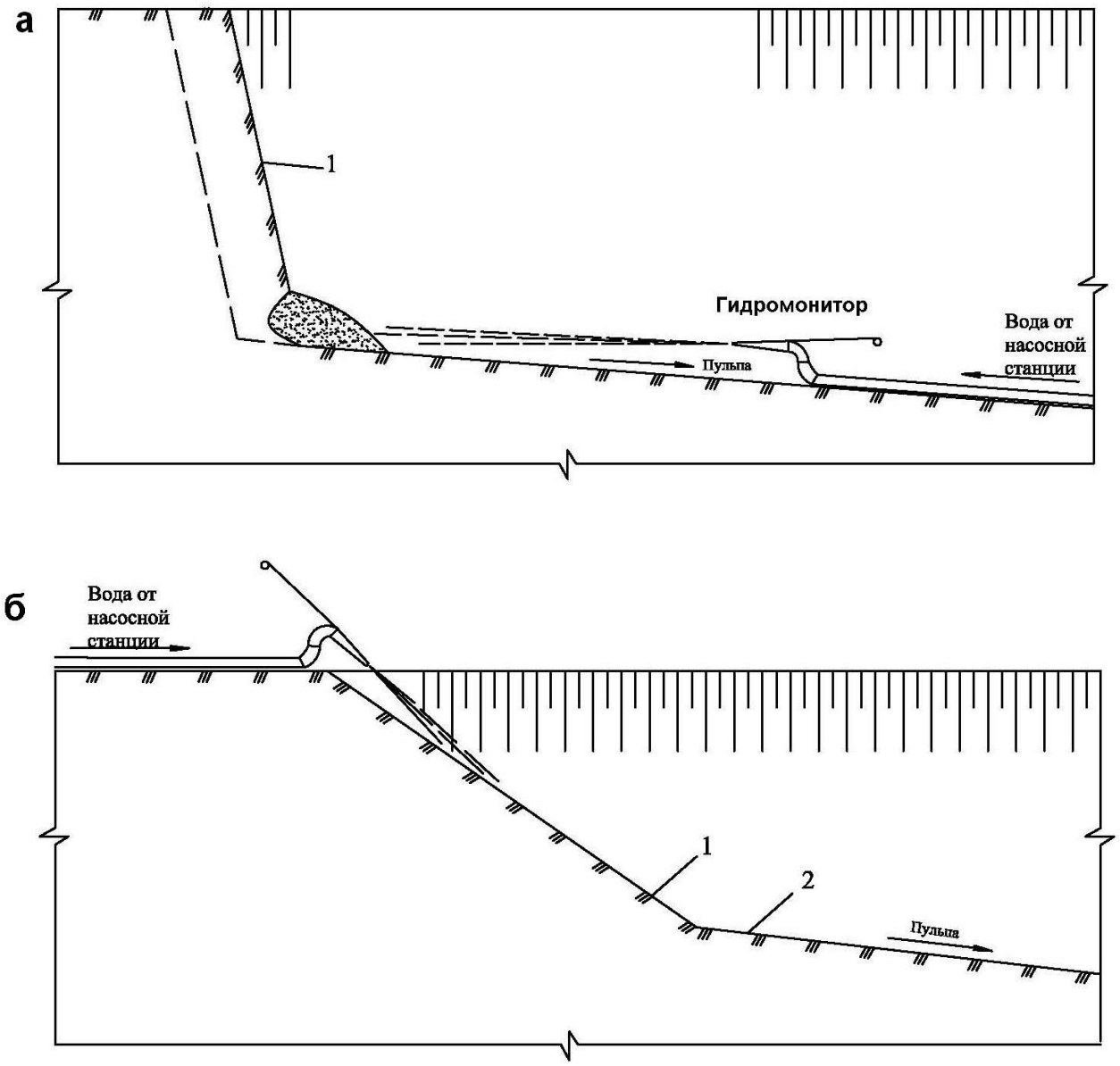


Рис. 1.1. Способы размыва пород при использовании гидромонитора: а - с нижней площадки уступа; б - с поверхности уступа (1 – забой, 2 – подошва забоя, 3 – гидромонитор)

д) диаметра насадки;

е) организации вскрышных и добычных работ, длины отрабатываемой заходки, высоты и ширины забоя.

Физико-механические свойства грунта во всех случаях оказывают значительное влияние на величину удельного расхода воды и на эффективность отработки месторождения. Практические данные показывают, что при переходе от легкоразмываемых грунтов к трудноразмываемым удельный расход увеличивается примерно в 8 раз.

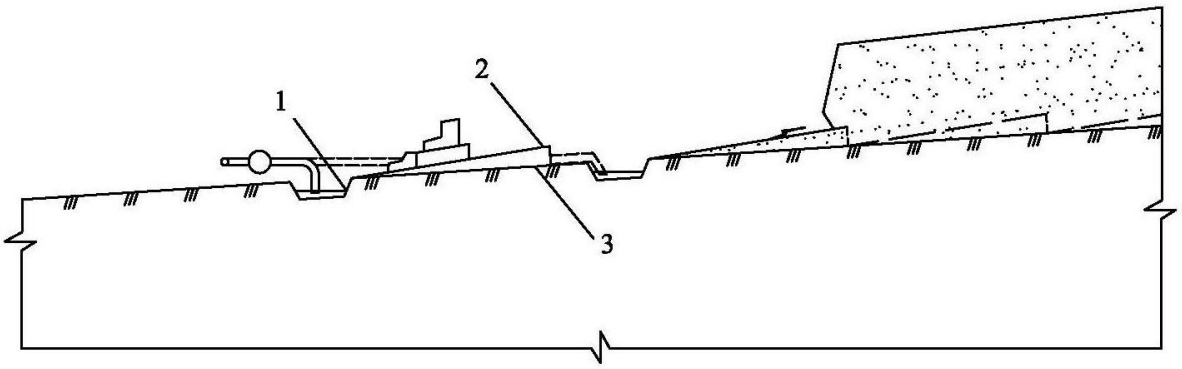


Рис. 1.2. Способ размыва пород с недомывом: 1 - зумпф; 2 – недомыв; 3 - подошва забоя

При гидромониторных работах на удельный расход и необходимое давление воды значительно влияет высота уступа. С увеличением высоты забоя повышается интенсивность размыва, снижается удельный расход воды, уменьшается протяженность карьерных трубопроводов, увеличивается объем породы, смываемая с одной стоянки гидромонитора и землесоса, уменьшается недомыв.

На практике всю толщу мягких вскрышных пород стараются разрабатывать одним уступом.

При разработке нескольких вскрышных уступов и при наличии в породном массиве различных по плотности и связности пород, разбивка на уступы должна производиться таким образом, чтобы подошва уступа, по которой производится подрезка, содержала менее связные породы, чем обрушаемый массив, что позволяет снизить необходимое давление воды.

2. РАСЧЕТ РАСХОДА И НАПОРА ВОДЫ

Данные по вариантам работ приведены в приложении 1.1 и 1.2.

Удельный расход воды на отбойку породы ($м^3/м^3$) вычисляют по формуле

$$a_1 = P_1 / H^{0,5} \cdot V_з , \qquad (1.1)$$

где P_1 - коэффициент работы по отбойке $(м^3 \cdot м)^{0,5}$; H - необходимый напор воды, м (табл. 1.1); $V_з$ - коэффициент трудоемкости размыва забоя.

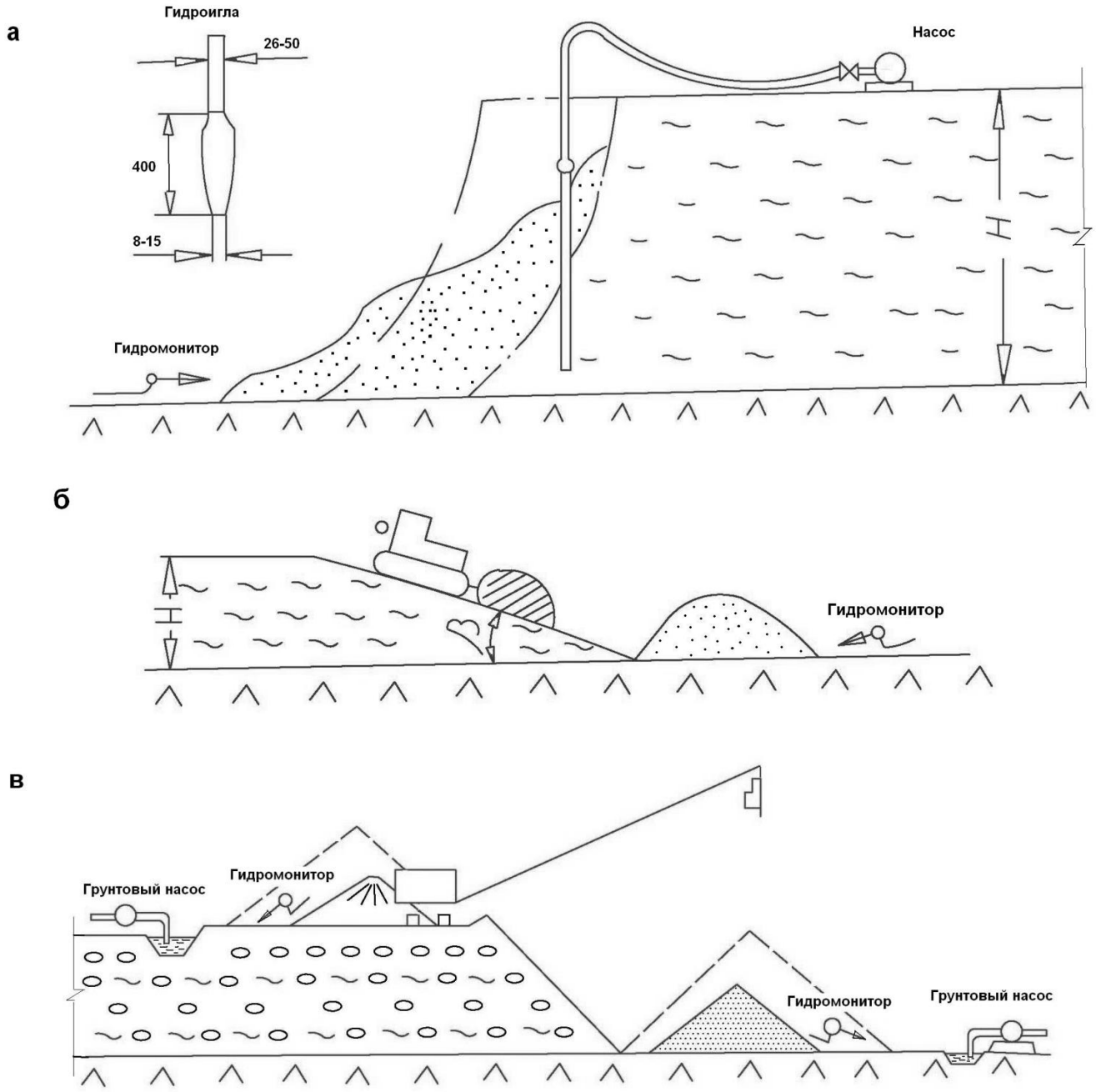


Рис. 1.3. Способы размыва пород: а – с увлажнением (применение гидроигл); б, в – с механическим рыхлением

Высота уступа соответствует мощности пород вскрыши и принимается с учетом следующих рекомендаций: при применении размыва с поверхности - не более 5 м; с нижней площадки уступа – не более 25...30 м. При большей мощности пород вскрыши из условий безопасности ведения работ принимают 2-3 уступа.

Удельный расход воды на выгонку ($м^3/м^3$) рассчитывают по формуле

$$a_2 = P_2 / H^{0,25} \cdot V_в, \quad (1.2)$$

где P_2 - коэффициент работы по выгонке $(м^3 \cdot м)^{0,25}$; $V_в$ - коэффициент трудоемкости перемещения пород.

Коэффициенты работы по отбойке $(м^3 \cdot м)^{0,5}$ и выгонке $(м^3 \cdot м)^{0,25}$:

$$P_1 = 6 \cdot 10^{-4} \cdot H^{2,6274}; \quad (1.3)$$

$$P_2 = (3,93 \cdot B_г^2 - 5,37 \cdot B_г + 237,98) \cdot 10^{-2}, \quad (1.4)$$

где $B_г$ – выход мелкой гальки (-20+10 мм) в размываемых рыхлых отложениях, %.

Таблица 1.1

Необходимый напор воды для размыва пород гидромонитором

Категория пород	Породы	Необходимый напор при высоте уступа, м:		
		≤ 5	от 5 до 15	≥ 15
1	Предварительно разрыхленные не слежавшиеся	30-40	40-50	50-60
2	Пески мелкозернистые	30-40	40-50	50-60
	Супесь легкая	30-40	40-50	50-60
	Лесс рыхлый	40-50	50-60	60-70
	Торф разложившийся	40-50	50-60	60-70
3	Пески среднезернистые	30-40	40-50	50-60
	Супесь средняя	40-50	50-60	60-70
	Суглинок легкий	50-60	60-80	70-90
	Лесс плотный	60-70	70-80	80-100
4	Пески крупнозернистые	30-50	40-60	50-70
	Супесь тяжелая	50-70	60-80	70-90
	Суглинок средний, тяжелый и глины песчаные	70-100	80-110	90-120
5	Песчано-гравийная смесь с содержанием гравия до 25 %	40-80	50-90	60-100
	Глины полужирные с содержанием глинистых фракций 40...50 %	80-120	100-140	120-160
6	Песчано-гравийная смесь с содержанием гравия до 40 %	50-90	60-100	70-110
	Глины полужирные с содержанием глинистых фракций до 50...60 %	100-140	120-160	140-180

Расчетные данные коэффициентов по отбойке и выгонке необходимо проверить по таблицам 1.2 и 1.3.

Коэффициент трудоемкости размыва пород в забое определяют по формуле

$$V_з = \xi_р \cdot \xi_в, \quad (1.5)$$

где $\xi_р$ - коэффициент способа размыва (табл. 1.4); $\xi_в$ - коэффициент высоты уступа.

Таблица 1.2

Необходимый расход воды на отбойку

Категория крепости пород	Коэффициент работы по отбойке, $(м^3 \cdot м)^{0,5}$	Удельные расходы воды на отбойку, $(м^3/м^3)$	
		Предельное значение	Наиболее распространенное
1	14...16	1,8...3,0	2...2,6
2	23...27	2,5...4,6	3,0...3,8
3	42...48	4,2...7,5	4,5...6
4	65...75	6...11	7...9
5	110...130	9...17	10...13
6	180...240	14...25	16...20

Таблица 1.3

Необходимый расход воды на выгонку

Крупнозернистый состав пород	Коэффициент работы по выгонке пород, $(м^3 \cdot м)^{0,25}$	Удельные расходы воды на выгонку, $(м^3/м^3)$	
		Предельное значение	Наиболее распространенное
Мелкая и крупная галька отсутствует	1...1,2	0,3...0,6	0,4...0,5
Галька мелкая до1 %	2,0...2,5	0,5...0,1	0,6...0,8
Галька мелкая до 5 %, крупная до 1 %	3,0...4,0	0,8...2,0	0,9...1,2
Галька мелкая до 10 %, крупная до 2 %	5...6,5	1,5...4,0	1,6...2,6
Галька мелкая до 15 %, крупная до 3 %	7...9	2,0...5,5	1,8...4,0
Галька мелкая до 20 %, крупная до 5 %	10...14	3...7,5	3,5...6
Галька мелкая до 25 %, крупная до 7 %	18...23	5...12	6...10
Галька мелкая до 30 %, булыжник до 10 %	28...35	7...17	8...12

Коэффициент высоты уступа зависит от способа размыва. Отличительными признаками способов размыва являются расположение гидромонитора относительно разрабатываемого уступа и приемы, используемые для отделения пород от целика, определяющие порядок размыва пород в забое.

$$\xi_в = a \cdot H_у^{-в}. \qquad (1.6)$$

где а, в – эмпирические коэффициенты; $H_у$ – высота уступа, м.

Таблица 1.4

Коэффициенты способа размыва

Способ размыва пород	Категория пород	Коэффициент способа размыва
Размыв с верхней площадки уступа	-	1,3
Размыв с нижней площадки уступа	-	1
Размыв с предварительным увлажнением пород	от 3 до 4 от 5 до 6	0,1...0,3 1
Размыв с механическим рыхлением	4 5	0,3...0,4 0,2
Размыв с предварительным рыхлением взрывными работами	от 4 до 6	0,4...0,5

При размыве с верхней площадки уступа а=0,813, в=0,288. При размыве с нижней площадки уступа а=1,467, в=0,141.

Для размыва с предварительным увлажнением коэффициент высоты уступа находиться в пределах 0,6...0,8.

При размыве с механическим рыхлением, породы отделяют от целика бульдозером или экскаватором, образуя отвалы рыхлых пород. Напорной струей осуществляют только выгонку пород из отвала, вследствие чего удельный расход воды сокращается. Коэффициент высоты уступа для этих условий равен 0,8...0,9.

Для размыва с предварительным рыхлением взрывными работами (способ подготовки на практике имеет небольшое применение) коэффициент высоты уступа равен 0,9.

Коэффициент трудоемкости перемещения пород

$$V_в = \xi_с \cdot \xi_у \cdot \xi_{вг} \ , \qquad (1.7)$$

где $\xi_с$ - коэффициент системы разработки; $\xi_у$ - коэффициент уклона; $\xi_{вг}$ - коэффициент способа выгонки пород.

Главным отличительным признаком гидравлических систем разработки является порядок перемещения очистных выработок (забоев), который оказывает влияние на использование ударной силы струи и эффективность перемещения пород от забоя к основным транспортирующим устройствам. По этому признаку различают: системы с попутным, встречным, боковым, веерным и комбинированным забоем (рис. 1.4, 1.5). Подчиненным отличительным признаком системы является направление перемещения забоя относительно восстания долины - продольная или поперечная, или относительно главного подъемного устройства - веерная или полувеерная.

Таким образом, различают следующие системы гидравлических разработок: *с попутным забоем* (попутно-продольная; попутно-поперечная; попутная с отступающим забоем); *со встречным забоем* (встречно-продольная; встречно-поперечная); *с боковым забоем* (боковая продольная; боковая поперечная); *веерная* (с полным веером; с полувеером); *комбинированная*.

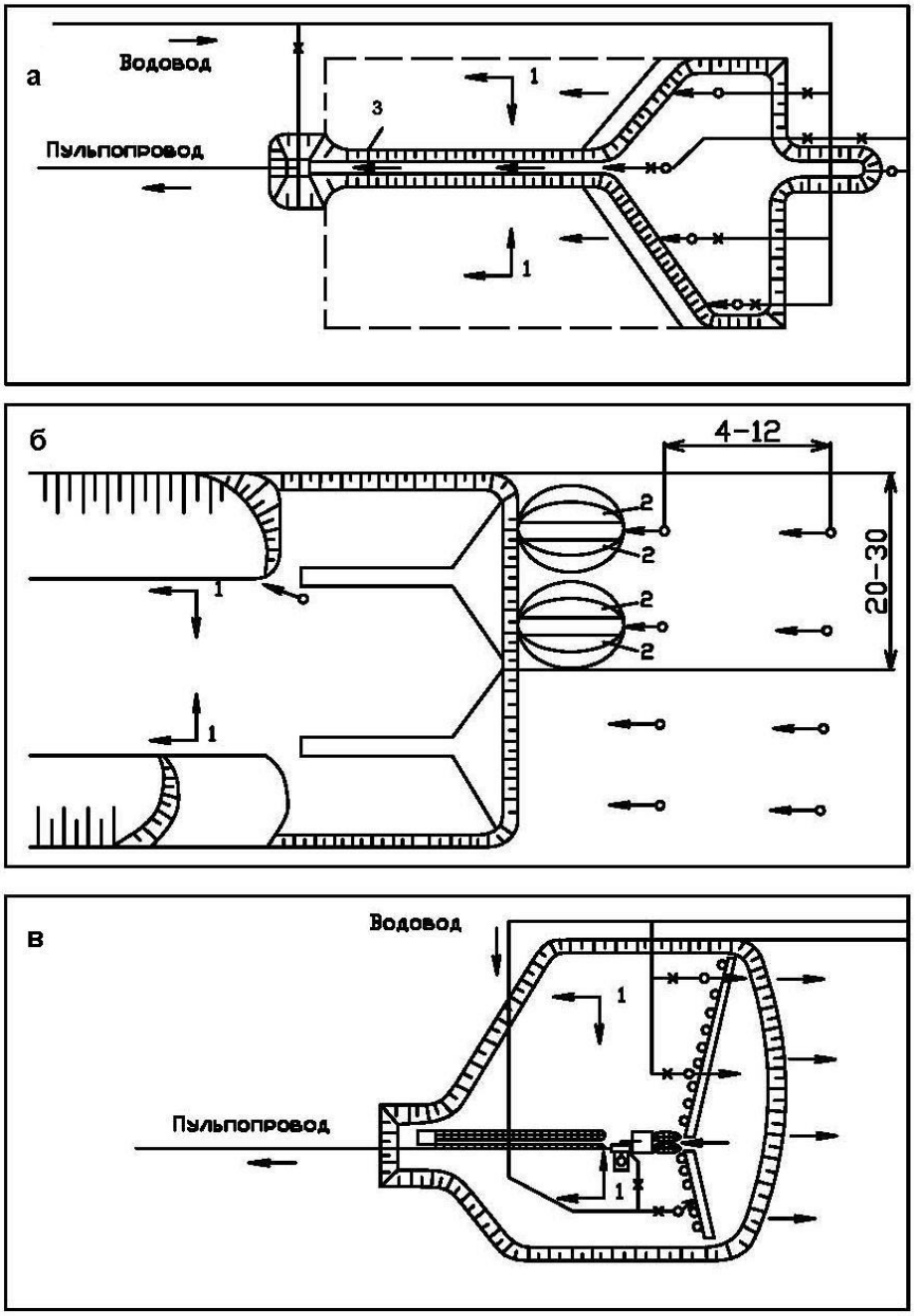


Рис. 1.4. Системы гидравлической разработки месторождений:
а – попутным забоем; б – попутно-отступающим забоем; в – встречным забоем:
1 – уклон основания рыхлых отложений; 2 – границы забоев; 3 – нарезная канава

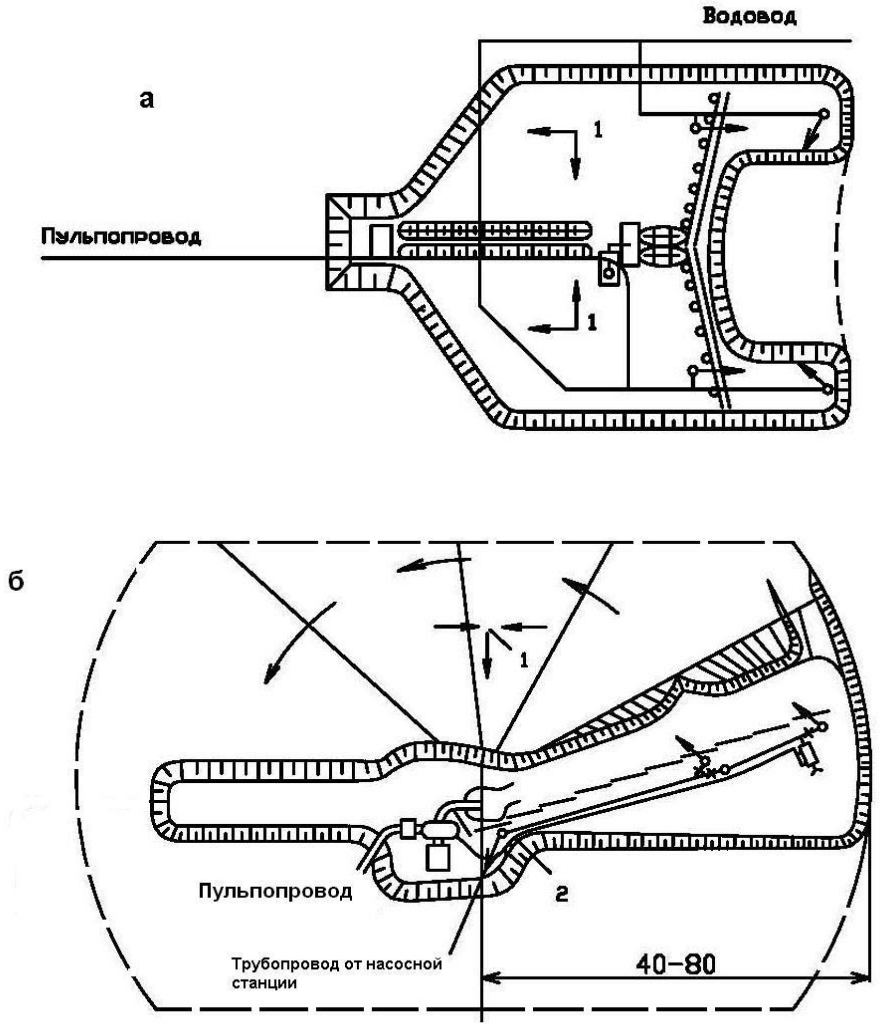


Рис. 1.5. Системы гидравлической разработки месторождений:
а – с боковым забоем; б – веерная: 1 – уклон основания рыхлых отложений; 2 – шарнир

Система разработки должна при наименьших объемах работ по проходке нарезных канав обеспечивать: наименьшие удельные расходы воды на размыв; наименьшие объемы работ по уборке валунов и перестановке оборудования; небольшие потери полезного ископаемого. Производительность оборудования разреза по промываемым грунтам при выбранной системе разработки должна быть максимальной, а себестоимость очистной выемки - минимальной.

Система гидравлической разработки месторождений с попутным забоем сокращают расход напорной воды на выгонку, целесообразно применять при мощности отложений до 10…15 м (в приведенных вариантах расчета гидромониторы устанавливают с одной стороны нарезной канавы). Система гидравлической разработки с попутно-отступающим забоем применяется при мощности отложений до 5 м. Система гидравлической разработки с встречным забоем увеличивает

расход напорной воды на выгонку, целесообразно применять при мощности отложений более 15 м. Система гидравлической разработки месторождений с боковым забоем сочетает преимущества встречного и попутного забоев, а веерная - позволяет отрабатывать отложения со сложным направлением уклонов основания, но сложна в организации работ.

Одинаковые направления напорной струи гидромонитора и потока транспортируемой от забоя пульпы в системах с попутным забоем обеспечивают минимальную трудоемкость перемещения пород (табл. 1.5), а противоположное направление в системах со встречным забоем – максимальную.

Таблица 1.5

Значения коэффициентов системы разработки

Система разработки	Коэффициент системы разработки
С попутным забоем	1
Со встречным забоем	1,9
С боковым забоем и веерным забоем	1,3

Коэффициент уклона определяют по формуле

$$\xi_y = c / (100 \cdot i) + e, \qquad (1.8)$$

где c, e – эмпирические коэффициенты; i - уклон поверхности смыва (i = 0,015...0,060 в зависимости от состава размываемых грунтов, см. табл. 1.6). Направление ведения горных работ (продольное или поперечное) выбирают по значению максимального уклона и в случае если он больше или равен значениям, приведенным в табл. 1.6, его принимают в дальнейших расчетах. При меньших значениях, с целью обеспечения эффективной выгонки гидросмеси из забоя, организуют недомыв.

Таблица 1.6

Минимальные уклоны при самотечном гидротранспортировании пород

Характеристика транспортируемых пород	Уклон лотков	Уклон канав, поверхности смыва
Глинистые, лёсс, супесь, суглинки, торф	0,015...0,025	0,020...0,030
Песок:		
- мелкий	0,025...0,030	0,030...0,040
- средний	0,030...0,035	0,040...0,050
- крупный	0,035...0,050	0,050...0,060
Песчано-гравийная смесь	0,050...0,060	0,050...0,060

Для системы разработки попутным забоем и размещением гидромониторов на нижней площадке уступа, а также для системы разработки со встречным забоем, для систем разработки с боковым и веерным забоем - c=0,404, e=0,566.

Для системы с попутно-отступающим забоем и размывом с поверхности c=0,186, e=0,758.

Коэффициент способа выгонки пород при использовании только напорной струи гидромонитора $\xi_{вг} = 1$, а при применении бульдозера и напорной струи гидромонитора $\xi_{вг} = 0{,}2...0{,}4$.

Коэффициент способа перемещения при использовании напорной струи $\xi_{вг} = 1$, а при применении бульдозера и напорной струи $\xi_{вг} = 0{,}2...0{,}4$.

Расчетные значения удельного расхода воды необходимо проверить с нормативными данными (табл. 1.7 и 1.8). Выбирается большее значение.

Таблица 1.7

Нормированные показатели удельного расхода воды и напора по ЕНВиВ

Категория	Наименование горных пород	Удельный расход воды* ($м^3/м^3$) при уклоне:		Рекомендуемый напор воды, м	
		≤0,03	>0,03	Минимально необходимый	Оптимальный
1	Глина сухая, рыхлая в отвалах. Лесс рыхлый, влажный песок разной зернистости. Супесь рыхлая (легкая). Торф. Торф и растительный слой без корней.	8,0	6,4	20	30-45
2	Гравий. Суглинок легкий лессовидный. Торф и растительный слой с корнями или с небольшой примесью мелкой гальки и щебня. Супесь средняя.	11,8	9,4	25	40-65
3	Галька размером 10-40 мм. Глина мягкая, жирная. Песчано-глинистые породы. Дресва. Суглинок тяжелый. Супесь тяжелая. Щебень различных размеров. Лед.	14,7	11.8	40	50-80
4	Галька размером 41-100 мм. Глина сланцевая, моренная. Галечно-щебенистые породы, связанные глиной. Песчано-глинистые породы с включением гальки, щебня и валунов. Суглинки тяжелые с примесью щебня.	18,7	15,0	50	70-100

Продолжение таблицы 1.7

5	Мерзлые породы I-II категории. Песчаные породы, слабо сцементированные песчано-глинистым цементом. Конгломераты осадочных пород. Мергели.	22,5	18,0	60	90-120
6	Мерзлые породы III-V категории.	Размывать не рекомендуется			

*Примечание. Нормы удельного расхода воды установлены для размыва боковым и встречным забоем с установкой гидромонитора на плотике, для других случаев размыва удельный расход воды умножать на поправку: 0,9 - для попутного забоя с гидромонитором на плотике; 1,15 - для попутного забоя с гидромонитором на верхней площадке уступа; 1,11 - при наличии валунов (+200 мм) более 10 % от общего объема горной массы; 1,18 - при наличии старых горных выработок с забутовкой деревянной крепью; для зачистки плотика - в зависимости от степени его закарстованности в процентах:

Степень закарстованности, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90	100
Поправка	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8	1,9	2,0

Таблица 1.8

Нормирование удельного расхода воды на размыв пород россыпных месторождений по методу НТП-76

Категория пород по:		Удельный расход воды, м³/м³							
шкале ЕКГП	трудности размыва гидромонитором	Способ транспортирования породы							
		Безнапорный						Напорный	
		Уклон плотика ≥0,03			Уклон плотика <0,03				
		Высота уступа, м:							
		До 5	5-15	Свыше 15	До 5	5-15	Свыше 15	Гидроэлеваторами	Землесосами
I	1	5,0	4,5	3,5	9,0	8,1	6,3	10,8	8,0
	2	6,0	5,4	4,0	10,8	9,7	7,2	13,0	10,0
II	3	7,0	6,3	5,0	12,6	11,4	9,0	15,1	11,0
III	4	9,0	8,1	7,0	16,6	14,4	12,6	19,2	13,0
IV	5	12,0	10,8	9,0	21,6	19,5	16,2	26,0	14,0
V	6	14,0	12,6	10,0	25,2	22,7	18,0	30,2	16,0

Примечания.

1. Увеличение расхода воды на зачистку плотика принимать умножением на повышающий коэффициент аналогично табл. 1.5.

2. При наличии валунов размером +200 мм удельный расход увеличивать делением на следующие коэффициенты: 0,9 при выходе до 2 %; 0,8-0,85 - при выходе валунов от 2 до 5 %; 0,75-0,8 - при выходе более 5 %

3. Мерзлые породы I и II категории нормировать по III категории, III по IV и т.д.; для мерзлых пород V категории принимать удельный расход выше указанного в таблице на 20 %.

Гидравлический расчет гидромониторов предусматривает расчет расхода воды у насадки гидромонитора, скорости вылета струи из насадки и ее диаметра, а также рабочего напора у насадки гидромонитора.

Секундный расход воды у насадки гидромонитора ($м^3/с$):

а) при отбойке пород

$$Q^{о}_{с} = W_{г} \cdot a_1 / (3600 \cdot T) ; \quad (1.9)$$

б) при выгонке пород

$$Q^{в}_{с} = W_{г} \cdot a_2 / (3600 \cdot T) , \quad (1.10)$$

где $W_г$ - суточная производительность предприятия по породе, $м^3$; Т - чистое время работы гидромонитора в течение суток, ч.

Величина $W_г$ определяется по данным приложения 1.1 с учетом фактического времени использования гидроустановок во времени (табл. 1.9). Для гидроустановок, эксплуатируемых при разработке россыпных месторождений, коэффициент использования во времени рекомендуется принимать в пределах 0,7-0,85.

Чистое время работы гидромонитора в течение суток

$$T = n \cdot t_{см} \cdot k_{и},$$

где n – число рабочих смен в сутках; $t_{см}$ - продолжительность смены, ч; $k_и$ - коэффициент использования гидромонитора во времени.

Таблица 1.9

Коэффициент использования гидроустановки во времени

Вид работы	Коэффициент
Сброс пульпы в водоем или отвал без устройства обвалования	0,95
Укладка грунта в отвал с устройством обвалования или в подводную часть сооружения (штабелей) или намыв свободным откосом	0,9
Намыв широкопрофильных частей сооружений (штабелей) или площадей	0,85
Намыв узкопрофильных частей сооружений (штабелей)	0,75

В работе учитывать сброс пульпы в водоем или отвал без устройства обвалования.

Скорость вылета струи из насадки (м/с) рассчитываем по формуле

$$V_с = \varphi \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot H} , \quad (1.11)$$

где φ - коэффициент скорости, g - ускорение свободного падения, м/с^2.

Коэффициент скорости находится в пределах 0,92...0,96 и зависит от плавности перехода и качества обработки внутренней поверхности насадки. В расчетах принимаем в первом приближении значение коэффициента скорости 0,94.

Расчетный диаметр насадки (м):

а) на отбойку породы

$$D = 0{,}55 \cdot \sqrt{Q_c^o / \sqrt{H}}\ ; \qquad (1.12)$$

б) на выгонку породы

$$D = 0{,}55 \cdot \sqrt{Q_c^в / \sqrt{H}}\ . \qquad (1.13)$$

При выборе марки гидромонитора (прил. 1.3) необходимо руководствоваться следующими положениями:

- поскольку в решаемой задаче не требуется использование экономических критериев, выбор гидромонитора производится по величине его производительности по воде. При этом не нужно стремиться к обеспечению заданного расхода воды одним гидромонитором. Надо иметь в виду, что в прил. 1.3 указано ориентировочное значение максимально возможной производительности, которая очень существенно меняется в зависимости от диаметра насадки и рабочего напора воды;
- если расчетный диаметр насадки не соответствует стандартным диаметрам выбранного гидромонитора, выбирают два и более других марок по параметрам суммарного водопотребления и площади поперечного сечения насадок.

Используя стандартные диаметры насадок (прил. 1.4) выбранного гидромонитора, определяем действительный рабочий напор у насадки гидромонитора (м):

а) на отбойку пород

$$H^o_д = 0{,}55^4 \cdot {Q^o_c}^2 / D^4 ; \qquad (1.14)$$

б) на выгонку пород

$$H^в_д = 0{,}55^4 \cdot {Q^в_c}^2 / D^4\ . \qquad (1.15)$$

Расчетные значения напора воды $H^o_д$ необходимо проверить с нормативными данными (табл. 1.7 и 1.8). Если нормативное значение больше меняют насадку или тип гидромонитора.

Действительная скорость вылета струи из насадки (м/с) определяется по формуле

$$V_д = \varphi \cdot \sqrt{2 \cdot g \cdot H_д^o} \ . \qquad (1.16)$$

3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ГИДРОМОНИТОРА

Теоретическую дальность полета струи при максимальном подъеме ствола, если не учитывать аэрацию струи, сопротивление воздуха и высоту расположения ствола гидромонитора относительно условного горизонта можно определить по формуле

$$L_т = V_д^2 \cdot \sin 2\alpha / g, \qquad (1.17)$$

где α - максимальный угол подъема ствола гидромонитора, град.

Вследствие сопротивления воздуха действительная дальность полета струи меньше теоретической, а наибольшая длина полета достигается при наклоне ствола 30^0. В зависимости от направления и силы ветра, а также диаметра насадки эта длина не превышает 85...95 % от теоретической.

Фактическая дальность полета струи

$$L_д = 0{,}9 \cdot L_т \, . \qquad (1.18)$$

После вылета из насадки в результате сопротивления окружающей среды происходит постепенный распад струи, уменьшение средней скорости полета и увеличение поперечного сечения. В результате этого с увеличением расстояния от насадки до забоя величина контактного динамического давления струи и производительность гидромонитора при размыве пород уменьшаются.

Для наилучшего использования более плотной части струи и интенсивного размыва гидромонитор должен быть расположен как можно ближе к забою.

Минимальное расстояние от гидромонитора до забоя (коэффициент приближения гидромонитора к забою) ограничивается правилами безопасности, согласно которым оно должно быть не менее 0,8 высоты уступа, а для глинистых пород, способных к обрушению большими глыбами, не менее 1,2 высоты уступа. При дистанционном управлении гидромониторами допускается уменьшение этого расстояния до 0,5…0,7 высоты уступа, а при самоходных гидромониторах, которые можно быстро отодвинуть в период обрушения - до 0,3 высоты уступа (в данных случаях необходимо разрешение органов Ростехнадзора).

Передвижения гидромонитора для поддержания минимального расстояния должны быть по возможности более частыми. Наблюдениями установлено, что

при разработке суглинков средней плотности происходит снижение производительности в среднем на 5 % при увеличении расстояния на каждый 1 м между забоем и гидромонитором, а при очень тяжелых суглинках и глинах достигает еще больших значений.

Рекомендуемая величина шага передвижки гидромонитора приведены в табл. 1.10.

Таблица 1.10

Рекомендуемая величина шага передвижки гидромонитора

Категория крепости пород	Шаг передвижки гидромонитора, м
1	12
2	10
3	8
4	6
5	4
6	2

Наименьшее расстояние установки гидромонитора от забоя (м)

$$L_{min} = H_y \cdot a_к, \qquad (1.22)$$

где H_y - высота уступа, м; $a_к$ - коэффициент приближения гидромонитора к забою.

Наибольшее расстояние установки гидромонитора от забоя (м)

$$L_{max} = H_y + S, \qquad (1.23)$$

где S - шаг передвижки гидромонитора, определяемой длиной принятого забойного трубопровода, м.

Практикой установлено, что размыв в целике целесообразно осуществлять при расстоянии от забоя до насадки гидромонитора, не превышающем 0,25...0,3 величины напора, т.к. на хвостовом участке струи осевое давление мало.

Поэтому предельное рациональное удаление гидромонитора от забоя при размыве пород в целике должно устанавливаться в пределах (м)

$$l_{max} = \varepsilon \cdot H^{o}_{д}, \qquad (1.24)$$

где ε = 0,25...0,3 коэффициент использования струи при подрезке.

Расчетный шаг передвижки гидромонитора (м)

$$S = \sqrt{(8 \cdot l^2_{max} + H^2_y) - 3 \cdot H_y} \ /4 . \qquad (1.25)$$

Окончательно шаг передвижки выбирают исходя из стандартных длин трубных вставок согласно табл. 1.10 и не более величины l_{max}.

Ширина заходки гидромонитора (м)

$$B=2 \cdot \sqrt{l_{max}^2 - (l_{max} - S)^2} \ . \qquad (1.26)$$

Расстояние установки землесосной станции от забоя и шаг ее передвижки (м) в первом приближении можно принять из табл. 1.11 или по формуле (при применении недомыва)

$$a = h / i \ , \qquad (1.27)$$

где h - высота недомыва, м (h = 1,5...2 м); i - уклон недомыва в сторону зумпфа. При отсутствии недомыва используют данные табл. 1.11.

Объем породы ($м^3$), разрабатываемой с одной стоянки гидромонитора

$$W_{гм} = H_у \cdot B \cdot S \ . \qquad (1.28)$$

Объем породы ($м^3$), разрабатываемой с одной стоянки землесосной станции

$$W_з = H_у \cdot B \cdot a \cdot n_г \ , \qquad (1.29)$$

где $n_г$ - число работающих на землесосную станцию гидромониторов.

Продолжительность цикла разработки (ч) с одной стоянки гидромонитора

$$t_ц = (W_{гм} / Q_ч \ ) + t_д + t_м + t_{пер} \ , \qquad (1.30)$$

где $Q_ч$ - часовая производительность гидромонитора по твердому, $м^3$/ч (определяется в зависимости от удельного расхода воды и секундного расхода по приведенным ранее формулам); $t_д$ и $t_м$ - время, соответственно, на демонтаж и монтаж гидромонитора, принимается равным по 1 ч; $t_{пер}$ - время на передвижение гидромонитора на новую стоянку (принимается в зависимости от массы гидромонитора – $Р_{гм}$, т), ч.

$$t_{пер} = 8{,}8 \cdot Р_{гм} \ , \text{ ч.} \qquad (1.31)$$

Среднесменная производительность гидромонитора по твердому ($м^3$/смена)

$$Q_{см} = Q_ч \cdot t_{см} \cdot k_и \ . \qquad (1.32)$$

Таблица 1.11

Параметры размещения оборудования

Показатели	Напор воды на выходе из насадки гидромонитора, м							
	30	40	50	60	70	80	100	120
Предельная дальность полета струи, м	52	69	86	104	121	138	170	220
Максимальная ширина забоя на один гидромонитор, м	15	20	25	30	35	40	50	60
Расстояние от забоя до землесоса (гидроэлеватора), м	30	40	50	60	70	80	100	120
Площадь, отрабатываемая одним гидромонитором за одну передвижку, $м^2$	450	800	1250	1800	2450	3200	4200	5300

Для определения необходимого внутреннего диаметра напорного трубопровода ($D_{тр}$) достаточно иметь значения расхода воды и скорости её движения. Расход воды устанавливается по выбранному ранее типу гидромонитора. Скорость воды в трубопроводе можно принимать в пределах 0,5-3,0 м/с, но по экономическим факторам рекомендуется ограничиваться более узким диапазоном 1,5-2,0 м/с. В итоге по расчетному значению внутреннего диаметра принимают стандартный диаметр трубы (прил. 1.5).

Выбор необходимого типа насоса (прил. 1.6) и их количества для обеспечения гидромониторов напорной водой осуществляется по напору ($H_в$) и значению необходимого расхода воды.

Ориентировочно

$$H_в = H^o_д + H_п + H_{пут} + H_{мест}\ ,\ м, \qquad (1.33)$$

где $H_п$ – необходимый напор, определяемый по разнице отметок установки гидромонитора и насосной станции, м (рис. 1.6); $H_{пут}$ – путевые потери при напорной подаче воды к гидромонитору, м; $H_{мест}$ – местные потери, м.

$$H_{пут} = \lambda \cdot L_{тр} \cdot V^2 / (2 \cdot g \cdot D_{тр}), \qquad (1.34)$$

$$H_{мест} = (0{,}05 \ldots 0{,}1) \cdot H_{пут}, \qquad (1.35)$$

$$Q = V \cdot S_{тр}\ , \qquad (1.36)$$

где λ – коэффициент трения (рис. 1.7); $L_{тр}$ – длина трубопровода (ориентировочно определять на 20-30 % больше длины контура карьера), м; V – скорость воды в трубопроводе, м/с; Q – необходимый расход воды, $м^3/с$; $S_{тр}$ – площадь внутреннего сечения трубы, $м^2$.

При графическом отображении паспорт забоя включает следующее: гидромонитор, магистральные и забойные водоводы, пульпопровод, задвижки, необходимые канавы и пульпоприемный зумпф, грунтовый насос, ЛЭП. В обязательном порядке отмечается тип оборудования и параметры: уклоны поверхности, ее отметки и размеры отрабатываемого блока с направлением перемещения фронта добычных работ; высота уступа; ширина заходки и рабочей площадки; сектор работы гидромонитора и расстояние его установки до уступа; шаг передвижки гидромонитора; угол откоса уступа и параметры призмы возможного обрушения; шаг передвижки землесосной станции и, при наличии, параметры недомыва; отметки горизонтов, изолинии поверхности не нарушенного горными работами рельефа; диаметр трубопровода напорной воды и тип насоса; отвал валунов и его параметры; место вскрытия участка.

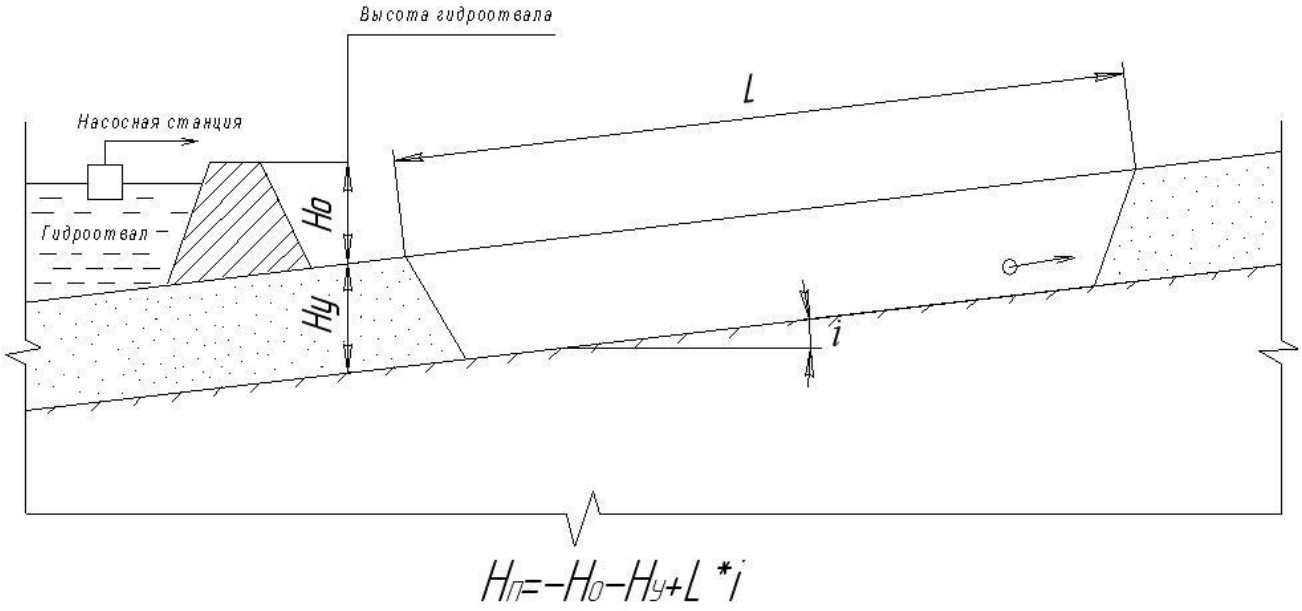


Рис. 1.6. Пример определения величины $H_п$

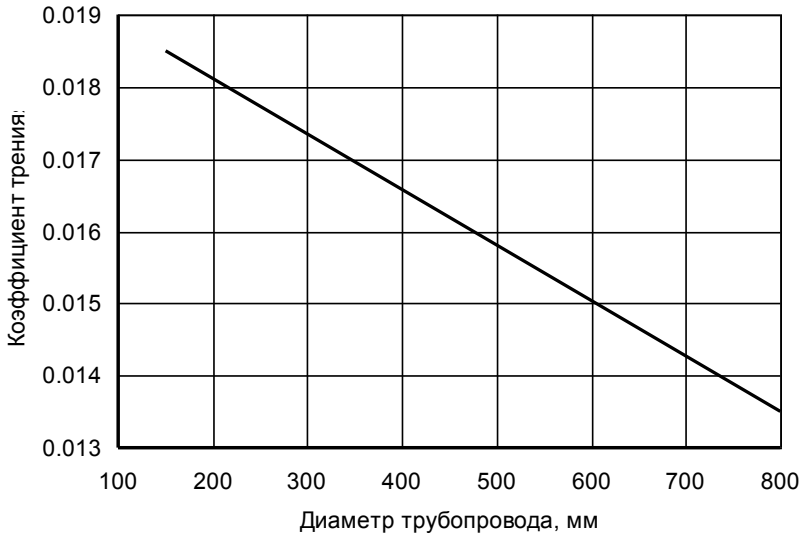


Рис. 1.7. График для определение коэффициента трения

Порядок построения паспорта забоя гидромонитора. В масштабе наносят контуры карьерного поля и заданные уклоны. Отмечают выработанное пространство (из учета вскрытия месторождения в месте самой низкой отметки) и забой в зависимости от выбранной системы разработки. Наносят место установки гидромонитора, приемного зумпфа, направляющих щитов. Обозначают коммуникации, отвал валунов и проставляют все определенные параметры.

Пример графического отображения результатов расчёта (паспорт забоя гидромонитора) приведен на рис. 1.8.

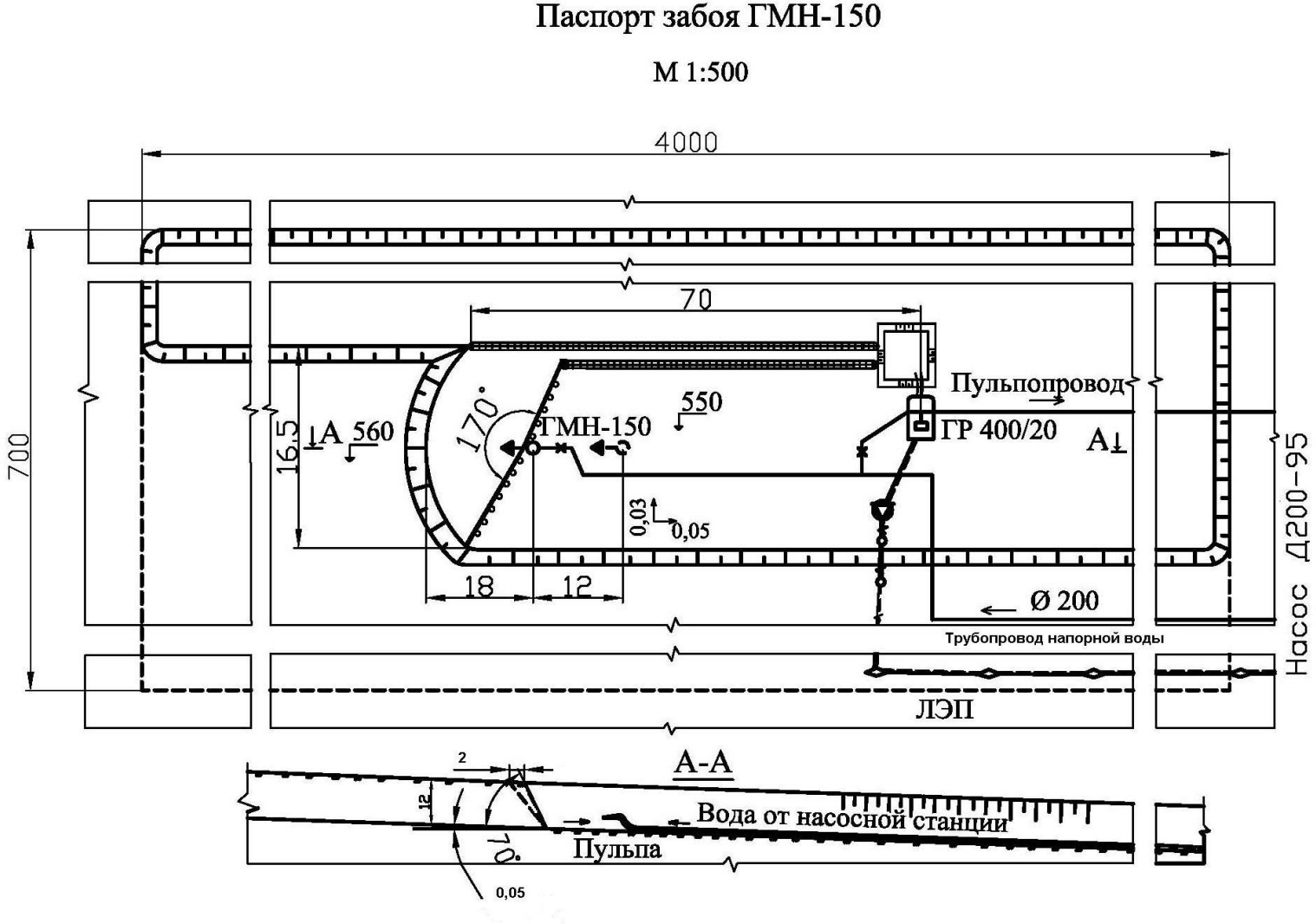


Рис. 1.8. Пример оформления паспорта забоя

Контрольные вопросы и задания.

1. Особенности гидромеханизированных работ при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.
2. Преимущества средств гидромеханизации на открытых горных работах.
3. Недостатки средств гидромеханизации на открытых горных работах.
4. Какие факторы влияют на определение удельного расхода воды на отбойку пород гидромониторами?
5. Какие факторы влияют на определение необходимого напора воды для размыва пород гидромонитором?
6. Что такое отбойка и выгонка пород?
7. Что такое гранулометрический состав рыхлых отложений?
8. Как определяется пористость и коэффициент пористости пород?
9. Какая крупность глинистых фракций?
10. Способы размыва горных пород гидромонитором.
11. Способы разупрочнения пород при использовании средств гидромеханизации.
12. Что такое уклон? Единицы измерения уклона.
13. Системы гидравлических разработок.
14. Выбор системы гидравлических разработок.
15. Элементы гидромонитора.
16. Параметры гидромонитора.
17. Какие факторы влияют на дальность полета струи гидромонитора?
18. Какое должно быть минимальное расстояние от гидромонитора до забоя?
19. Что такое шаг передвижки гидромонитора?
20. Дать определение производительности гидромониторной установки.
21. Способы увеличения производительности гидромонитора.
22. Что такое недомыв? В каких случаях он применяется?
23. Как определяется часовая производительность гидромонитора?
24. Что должен отображать паспорт забоя гидромониторной установки?
25. Основные правила безопасности при работе гидромонитора.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной контрольная работа освещены методы расчета основных параметров технологических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых с использованием средств гидромеханизации - от подготовки грунтов к выемке до гидроотвалообразования. Структура материала включает не только порядок расчета параметров соответствующих технологических процессов, но и теорию, а также информационную базу данных основного оборудования.

При технологической оценке месторождений использования средств гидромеханизации следует обратить особое внимание на высокую степень экологической безопасности этого способа. Надежная организация систем оборотного водоснабжения обеспечивает его высокий рейтинг относительно других способов, даже при сезонном ведении горных работ. Следует отметить, что применение средств гидромеханизации можно обеспечить не только в целом при освоении месторождения, но и отдельно на любом технологическом процессе при ведении открытых горных работ.

Развитие дисциплины планируется в направлении геотехнологических методов разработки месторождений, использования специальных методов разупрочнения пород и интенсификации их размыва, применения мобильных устройств пульпоприготовления и организации систем оборотного водоснабжения.

БИБЛИАГРОФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Аренс В.Ж. Скважинная добыча полезных ископаемых. - М.: Недра, 1986. - 279 с.
2. Бессмертный К.С., Британев В.А. Гидромониторщик на карьере. - М.: Недра, 1982. - 207 с.
3. Григевич В.В., Дробаденко В.П., Хныкин В.Ф. Гидромеханизация производственных процессов разработки россыпных месторождений Северо-Востока. - Магадан: Магаданское книжное издательство, 1981. - 143 с.
4. Дробаденко В.П., Потапова Т.С., Кисляков В.Е. Гидротехнические сооружения при разработке россыпных месторождений: Учебник для вузов. - М.: Недра, 1992. - 285 с.
5. Кисляков В.Е. Разработка месторождений полезных ископаемых средствами гидромеханизации: Учеб. Пособие/ГАЦМиЗ. – Красноярск, 2000. - 156 с.
6. Кисляков В.Е. Расчет отстойников оборотного водоснабжения. - Красноярск: Изд-во Краснояр. гос. ун-та, 1988. - 176 с.
7. Кустов А.С. Методическое руководство по выполнению практических занятий по дисциплине «Гидромеханизация открытых горных рразработок». - Красноярск: КИЦМ, 1985. - 38 с.
8. Лезгинцев Г.М. Гидромеханизация разработки россыпей и методы расчета. - М.: Наука, 1968. - 220 с.
9. Лобачев П.В. Насосы и насосные станции. - М.: Стройиздат, 1990. - 320 с.
10. Нурок Г.А. Гидромеханизация горных работ. - М.: ГНТИ, 1959. - 391 с.
11. Шорохов С.М. Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений. - М.: Недра, 1973. - 768 с.
12. Ялтанец И.М., Щадов М.И. Практикум по открытым горным работам. - М.: Изд-во Моск. гос. ун-та, 1996. - 407 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1.1

Исходные данные по вариантам работ

Вариант	Производительность объекта по твердому, тыс.м^3/год (сезон)	Продолжительность сезона для ведения гидромеханизированных работ, сут.	Число рабочих смен в сутках и их продолжительность, ч	Мощность пород вскрыши, м	Выход (%) по фракциям крупности, мм (плотность фракций, т/м^3)					Наименование пород	Расстояние от границы карьера до гидроотвала, м	Высота гидроотвала, м
					-40+20	-20+10	-10+2	-2+0,1	-0,1			
1	800	250	2 (10)	3	5 (1,7)	20 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески среднезернистые	1000	10
2	1000	260	1 (10)	5	3 (1,7)	25 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески среднезернистые	1200	12
3	1100	270	2 (8)	7	3 (1,7)	10 (1,5)	45 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески крупнозернистые	1400	14
4	1200	280	3 (8)	10	3 (1,7)	10 (1,5)	30 (1,4)	45 (1,3)	10 (1,3)	Пески мелкозернистые	1600	16
5	1300	290	2 (10)	15	3 (1,7)	5 (1,5)	40 (1,4)	40 (1,3)	10 (1,3)	Пески мелкозернистые	1800	18
6	1400	300	1 (10)	18	3 (1,7)	5 (1,5)	30 (1,4)	50 (1,3)	10 (1,3)	Супесь легкая	2000	20
7	1500	310	2 (8)	20	0	10 (1,5)	20 (1,4)	50 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 20 %	2200	22
8	1600	320	3 (8)	40	0	20 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 30 %	2400	24
9	1700	330	2 (10)	35	0	20 (1,5)	40 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 40 %	2600	26
10	1800	340	1 (10)	30	0	5 (1,5)	10 (1,4)	45 (1,3)	40 (1,3)	Глина (-10 мм) - 40 %	2800	28
11	1900	350	2 (8)	25	0	5 (1,5)	10 (1,4)	50 (1,3)	35 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 20 %	3000	30
12	2000	240	3 (8)	20	0	5 (1,5)	20 (1,4)	40 (1,3)	35 (1,3)	Суглинок средний	3200	32
13	2100	250	2 (10)	15	0	0	30 (1,4)	40 (1,3)	30 (1,3)	Суглинок тяжелый	3400	34
14	2200	260	1 (10)	12	0	0	20 (1,4)	30 (1,3)	50 (1,3)	Глины песчаные	3600	36
15	2300	270	2 (8)	10	0	0	10 (1,4)	40 (1,3)	50 (1,3)	Глина 40 %	3800	38
16	2400	280	3 (8)	5	5 (1,7)	20 (1,5)	20 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Глина 50 %	4000	40
17	2500	290	2 (10)	4	13 (1,7)	20 (1,5)	10 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Супесь средняя	400	42
18	2600	300	1 (10)	3	13 (1,7)	30 (1,5)	30 (1,4)	10 (1,3)	10 (1,3)	Супесь средняя	600	44
19	2700	310	2 (8)	10	13 (1,7)	30 (1,5)	40 (1,4)	10 (1,3)	0	Суглинок легкий	800	46

20	2800	320	3 (8)	15	20 (1,7)	30 (1,5)	35 (1,4)	5 (1,3)	0	Гравий (-10 мм) - 40 %	1000	48
21	2900	330	2 (10)	20	20 (1,7)	30 (1,5)	40 (1,4)	0	0	Гравий (-10 мм) - 35 %	1200	50
22	3000	340	1 (10)	60	20 (1,7)	40 (1,5)	20 (1,4)	10 (1,3)	0	Гравий (-10 мм) - 40 %	1400	52
23	3100	350	2 (8)	35	5 (1,7)	15 (1,5)	35 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 20 %	1600	54
24	3200	250	3 (8)	30	4 (1,7)	20 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	15(1,3)	Пески среднезернистые	1800	56
25	3300	260	2 (10)	25	4 (1,7)	20 (1,5)	30 (1,4)	35 (1,3)	10 (1,3)	Пески крупнозернистые	2000	58
26	3400	270	1 (10)	20	4 (1,7)	20 (1,5)	35 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески крупнозернистые	2200	60
27	3500	280	2 (8)	15	4 (1,7)	25 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески крупнозернистые	2400	62
28	3600	290	3 (8)	12	4 (1,7)	10 (1,5)	35 (1,4)	35 (1,3)	15 (1,3)	Пески среднезернистые	2600	64
29	3700	300	2 (10)	10	4 (1,7)	10 (1,5)	35 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 35 %	2800	66
30	800	250	2 (10)	3	5 (1,7)	20 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески среднезернистые	100	10
31	1000	260	1 (10)	5	3 (1,7)	25 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески среднезернистые	120	12
32	1100	270	2 (8)	7	3 (1,7)	10 (1,5)	45 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Пески крупнозернистые	140	14
33	1200	280	3 (8)	10	3 (1,7)	10 (1,5)	30 (1,4)	45 (1,3)	10 (1,3)	Пески мелкозернистые	160	16
34	1300	290	2 (10)	15	3 (1,7)	5 (1,5)	40 (1,4)	40 (1,3)	10 (1,3)	Пески мелкозернистые	180	18
35	1400	300	1 (10)	18	3 (1,7)	5 (1,5)	30 (1,4)	50 (1,3)	10 (1,3)	Супесь легкая	200	20
36	1500	310	2 (8)	20	0	10 (1,5)	20 (1,4)	50 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 20 %	220	22
37	1600	320	3 (8)	40	0	20 (1,5)	30 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 30 %	240	24
38	1700	330	2 (10)	35	0	20 (1,5)	40 (1,4)	30 (1,3)	10 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 40 %	260	26
39	1800	340	1 (10)	30	0	5 (1,5)	10 (1,4)	45 (1,3)	40 (1,3)	Глина (-10 мм) - 40 %	280	28
40	1900	350	2 (8)	25	0	5 (1,5)	10 (1,4)	50 (1,3)	35 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 20 %	300	30
41	2000	240	3 (8)	20	0	5 (1,5)	20 (1,4)	40 (1,3)	35 (1,3)	Суглинок средний	320	32
42	2100	250	2 (10)	15	0	0	30 (1,4)	40 (1,3)	30 (1,3)	Суглинок тяжелый	340	34
43	2200	260	1 (10)	12	0	0	20 (1,4)	30 (1,3)	50 (1,3)	Глины песчаные	360	36
44	2300	270	2 (8)	10	0	0	10 (1,4)	40 (1,3)	50 (1,3)	Глина 40 %	380	38
45	2400	280	3 (8)	5	5 (1,7)	20 (1,5)	20 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Глина 50 %	400	40
46	2500	290	2 (10)	4	13 (1,7)	20 (1,5)	10 (1,4)	30 (1,3)	20 (1,3)	Супесь средняя	400	42
47	2600	300	1 (10)	3	13 (1,7)	30 (1,5)	30 (1,4)	10 (1,3)	10 (1,3)	Супесь средняя	600	44
48	2700	310	2 (8)	10	13 (1,7)	30 (1,5)	40 (1,4)	10 (1,3)	0	Суглинок легкий	800	46
49	2800	320	3 (8)	15	20 (1,7)	30 (1,5)	35 (1,4)	5 (1,3)	0	Гравий (-10 мм) - 40 %	1000	48
50	3800	310	2 (10)	5	4 (1,7)	5 (1,5)	30 (1,4)	40 (1,3)	20 (1,3)	Гравий (-10 мм) - 30 %	3000	68

Приложение 1.2

Вариант	Количество транспортных полос по гребню плотины	Размеры контура карьера, м ×м	Коэффициент разрыхления пород в массиве	Уклоны по месторождению:			Минимальная отметка поверхности отрабатываемого месторождения, м	Уклон долины реки	Содержание глинистых частиц в грунтах, %	Класс ответственности плотины	Максимальная скорость ветра за 10 лет, м/с	Содержания глинистых частиц в технологической воде на конец эксплуатации пруда-отстойника, г/л	Наличие валунов размером +200 мм, %
				по пе-ре	по пе-ре	по пр-од							
1	2	5000×200	1,15	0,002	-	0,02	650	0,003	2	I	20	20	5
2	1	5000×300	1,07	0,001	-	0,01	600	0,009	3	II	25	30	2
3	0	4000×700	1,14	0,05	0,02	0,01	550	0,008	4	III		40	2
4	2	4000×800	1,05	0,045	0,04	0,03	500	0,004	5	I	25	40	2
5	1	3000×100	1,06	0,02	0,01	0,02	450	0,007	6	II	30	50	2
6	0	3000×300	1,07	0,03	0,02	0,02	400	0,004	7	III		50	2
7	2	2500×400	1,15	0,04	0,03	0,04	380	0,006	8	I	27	50	0
8	1	2500×300	1,03	0,001	-	0,01	360	0,005	9	II	32	50	0
9	0	2000×100	1,09	0,002	-	0,04	340	0,004	2	III		20	0
10	1	2500×600	1,18	0,015	0,01	0,01	320	0,007	10	I	33	60	0
11	1	3000×500	1,08	0,04	0,045	0,01	300	0,009	11	II	35	60	0
12	0	2000×200	1,08	0,03	0,02	0,02	280	0,008	12	III		60	0
13	1	2000×500	1,15	0,02	0,01	0,04	260	0,02	13	I	20	60	0
14	1	1500×100	1,16	0,01	0,03	0,05	240	0,01	15	II	20	60	0
15	0	2000×450	1,17	0,02	0,01	0,03	220	0,02	20	III		70	0
16	1	2500×300	1,15	0,01	-	0,02	200	0,01	8	I	15	50	5
17	1	2000×100	1,08	0,01	-	0,03	180	0,02	9	III		50	7
18	0	2500×200	1,07	0,02	0,01	0,01	160	0,007	2	I	18	20	7
19	1	2000×300	1,16	0,03	0,04	0,01	140	0,006	1	II	20	10	7
20	0	2000×400	1,17	0,04	0,05	0,01	120	0,004	1	III		10	10

21	1	2500×400	1,09	0,02	0,03	0,01	620	0,01	1	I	22	10	10
22	0	1000×800	1,11	0,03	0,02	0,014	640	0,02	1	II	23	10	10
23	0	3000×300	1,12	0,009	-	0,04	660	0,008	5	III		40	5
24	1	4000×800	1,15	0,001	-	0,03	680	0,007	10	I	24	50	1
25	0	3000×100	1,07	0,05	0,04	0,02	700	0,009	4	II	25	30	1
26	0	3000×300	1,14	0,045	0,04	0,02	720	0,008	5	III		40	1
27	1	2500×400	1,05	0,02	0,03	0,04	740	0,02	6	I	26	50	1
28	0	2500×300	1,06	0,03	0,02	0,01	760	0,01	8	II	27	50	1
29	0	2000×100	1,07	0,04	0,02	0,04	780	0,02	10	III		60	1
30	0	1000×800	1,15	0,001	-	0,01	800	0,01	12	III		60	1
31	2	5000×200	1,15	0,002	-	0,015	650	0,003	2	I	20	20	5
32	1	5000×300	1,07	0,001	-	0,015	600	0,009	3	II	25	30	2
33	0	4000×700	1,14	0,05	0,02	0,015	550	0,008	4	III		40	2
34	2	4000×800	1,05	0,045	0,04	0,025	500	0,004	5	I	25	40	2
35	1	3000×100	1,06	0,02	0,01	0,025	450	0,007	6	II	30	50	2
36	0	3000×300	1,07	0,03	0,02	0,025	400	0,004	7	III		50	2
37	2	2500×400	1,15	0,04	0,03	0,035	380	0,006	8	I	27	50	0
38	1	2500×300	1,03	0,001	-	0,015	360	0,005	9	II	32	50	0
39	0	2000×100	1,09	0,002	-	0,035	340	0,004	2	III		20	0
40	1	2500×600	1,18	0,015	0,01	0,015	320	0,007	10	I	33	60	0
41	1	3000×500	1,08	0,04	0,045	0,015	300	0,009	11	II	35	60	0
42	0	2000×200	1,08	0,03	0,02	0,025	280	0,008	12	III		60	0
43	1	2000×500	1,15	0,02	0,01	0,035	260	0,02	13	I	20	60	0
44	1	1500×100	1,16	0,01	0,03	0,045	240	0,01	15	II	20	60	0
45	0	2000×450	1,17	0,02	0,01	0,035	220	0,02	20	III		70	0
46	1	2500×300	1,15	0,01	-	0,025	200	0,01	8	I	15	50	5
47	1	2000×100	1,08	0,01	-	0,035	180	0,02	9	III		50	7
48	0	2500×200	1,07	0,02	0,01	0,015	160	0,007	2	I	18	20	7
49	1	2000×300	1,16	0,03	0,04	0,015	140	0,006	1	II	20	10	7
50	0	2000×400	1,17	0,04	0,05	0,015	120	0,004	1	III		10	10

Закарстованности основания пород вскрыши нет.

Приложение 1.3

Технические характеристики гидромониторов

Тип гидромонитора	Рабочее давление воды, МПа	Диаметр входного отверстия, мм	Расход воды, $м^3/ч$	Угол поворота ствола (град.):			Количество насадок	Длина, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Масса, кг	Коэффициент приближения гидромонитора к забою	Код управления гидромонитором
				в горизонтальной плоскости	в вертикальной плоскости вверх	в вертикальной плоскости вниз							
ГМН-150	1,5	150	1300	360	30	30	3	3000	50	1000	75	1,0	ручное
ГМН-200	1,2	200	1500	360	30	30	4	3000	55	1200	125	1,0	ручное
ГМН-250	1,5	250	1550	360	32	28	5	3765	57	1460	175	1,0	ручное
ГМН-250с	1,5	250	1550	360	27	27	5	3200	57	1460	195	1,0	ручное
ГМП-250	2,0	250	1850	360	27	27	4	3585	67	1625	400	1,0	ручное
ГМД-250	2,5	250	2750	360	30	30	4	4420	219	1640	1035	0,5	дистанционное
ГМЦ-250	1,2	250	1850	360	30	31	4	2800	57	1350	660	0,5	дистанционное
ГМДУ-250	2,0	250	2340	360	35	35	5	4480	125	1600	1030	0,5	дистанционное
ГМДУ-300	3,0	300	3800	360	27	27	4	5625	246	2680	3000	0,5	дистанционное
ГМД-300	3,0	300	4000	330	40	70	5	8200	143	2300	4000	0,5	дистанционное
ГМН-300	1,2	300	4000	360	30	30	5	3200	57	1400	180	1,0	ручное
ГМСШД-300	3,0	300	4000	330	35	6	4	6690	394	3110	400	0,3	дистанционное
ГМН-350	2,0	350	4500	270	26	10	5	6870	224	2950	7000	0,5	дистанционное
КУГУ-350	2,0	350	4000	360	27	44	5	7650	150	3000	3800	0,5	дистанционное
ГМ-350	2,0	350	4500	270	26	10	5	7650	150	3000	3000	0,5	дистанционное
КУГУ-500	2,0	500	5000	360	18	18	3	7650	150	3000	3800	0,5	дистанционное
МСШД-500	3,0	500	7000	300	35	8	5	2000	394	4350	2000	0,3	дистанционное

Приложение 1.4

Насадки гидромониторов

Тип гидромонитора	Количество насадок	Диаметр выходной части насадки, мм				
ГМН-150	3	32	35	40	-	-
ГМН-200	4	50	70	90	100	-
ГМН-250	5	62	65	75	90	105
ГМН-250с	5	62	65	75	90	105
ГМП-250	4	80	100	110	125	-
ГМД-250	4	80	100	110	125	-
ГМЦ-250	4	50	70	90	100	-
ГМДУ-250	5	50	62	65	75	90
ГМДУ-300	4	50	70	90	100	-
ГМД-300	5	100	110	125	127	135
ГМН-300	5	100	110	125	127	135
ГМСШД-300	4	100	110	125	127	-
ГМН-350	5	150	155	160	165	175
КУГУ-350	5	125	135	150	165	175
ГМ-350	5	125	150	165	175	190
КУГУ-500	3	155	175	200	-	-
МСШД-500	5	155	175	200	210	215

Приложение 1.5

Основные параметры стальных труб (мм)

Трубы стальные бесшовные горячедеформированные (ГОСТ 8732-78)		Трубы стальные электросварные с прямым швом (ГОСТ 10704-76)		Трубы стальные электросварные со спиральным швом (ГОСТ 8696-74)	
Диаметр наружный	Толщина стенки	Диаметр наружный	Толщина стенки	Диаметр наружный	Толщина стенки
159	6-9*	159	5; 5,5; 6; 7; 8	159	3; 3,5; 4; 5
168	6-9*	168	5; 5,5; 6; 7; 8	219	4; 5
180	6-9*	180	5; 5,5; 6; 7; 8	273	4; 5
194	6-9*	194	5; 5,5; 6; 7; 8	325	4-6*
203	6-9*	203	5; 5,5; 6; 7; 8	377	4-6*
219	6-9*	219	5; 5,5; 6; 7; 8; 9	426	4-8*
245	7-12*	245	5; 5,5; 6; 7; 8; 9	478	4-8*
273	7-12*	273	5; 5,5; 6; 7; 8; 9	480	4-8*
299	8-12*	299	5; 5,5; 6; 7; 8; 9	530	4-9*
325	8-12*	325	5; 5,5; 6; 7; 8; 9	630	5-10*
351	8-12*	351	6-10*	720	5-12*
377	9-12*	377	6-10*	810	5-12*
402	9-12*	402	6-10*	820	5-12*
426	9-12*	426	6-10*	920	5-12*
450	9-12*	478	6-12*	1020	6-12*
478	9-12*	480	6-12*	1220	7-12*
480	9-12*	530	6-12*	1320	8-20*
500	9-12*	630	7-12*	1420	8-21*
530	9-12*	720	7-12*	-	-
560	9-12*	810	7-12*	-	-
600	9-12*	820	7-12*	-	-
630	9-12*	920	8-12*	-	-
720	9-12*	1020	8-12*	-	-
810	9-12*	1120	8-12*	-	-
820	9-12*	1220	9-12*	-	-

Примечание: звездочкой отмечены значения толщины стенки труб с интервалом 1 мм.

Основные параметры труб НПВХ ГОСТ Р 51613-2000 (мм)

Класс давления 0,63 МПа		Класс давления 0,8 МПа		Класс давления 1 МПа	
Диаметр наружный	Толщина стенки	Диаметр наружный	Толщина стенки	Диаметр наружный	Толщина стенки
110	2,7	110	3,4	110	5,3
160	4,0	160	4,9	110	4,2
225	5,5	225	6,9	160	6,2
315	7,7			225	8,6
315	9,7			315	12,1
				315	15,0

Длина труб 5500 мм

Приложение 1.6

Характеристика некоторых отечественных насосов

Марка насоса	Характеристики насоса			Характеристика электродвигателя		Масса насоса, кг
	Подача, $м^3/ч$	Напор, м	Диаметр рабочего колеса, мм	Частота вращения, об/мин	Мощность, кВт	
Д200-95	200	95	280	2950	75	-
Д200-95	100	23	280	1450	13	210
Д200-36	200	36	350	1450	40	270
Д320-70	320	70	242	2950	100	260
Д500-65	500	65	465	1450	160	616
Д630-90	630	90	525	1450	250	1640
Д630-90	500	36	525	985	110	925
Д800-57	800	57	432	1450	200	813
Д1250-65	1250	65	460	1450	250	1153
Д1250-65	800	28	460	980	110	1153
Д1250-125	1250	125	625	1450	630	1770
Д1600-90	1600	90	540	1450	-	1432
Д1600-90	1100	40	540	980	-	1432
Д2000-21	2000	21	460	985	160	-
Д2000-21	1800	16	410	985	110	1630
Д2000-21	1500	13	410	735	110	-
Д2000-21	1250	14	410	735	90	-
Д2000-100	2000	100	855	985	800	-
Д2000-100	2300	89	855	1000	800	-
Д2000-100	1450	107	-	985	630	2480
Д2000-100	1350	93	-	1000	630	-
Д2500-62	2500	62	-	985	500	-
Д2500-62	2700	58	-	985	630	2200
Д2500-62	2000	34	-	-	250	-
Д3200-33	3200	33	550	985	320	-
Д3200-33	3000	23	490	985	250	2934
Д3200-33	2500	17	550	735	160	-
Д3200-33	2000	13,5	490	735	132	-
Д3200-75	3200	75	755	985	800	-
Д3200-75	3420	71	755	1000	800	4150
Д3200-75	2500	45	750	750	400	-
Д4000-95	4000	95	825	1000	1250	-
Д4000-95	4700	90	825	1000	1600	4960
Д4000-95	3200	55	825	750	630	-
Д4000-95	3600	52	825	735	630	-
Д5000-32	5000	32	700	740	630	-
Д5000-32	5000	26	665	740	500	-
Д5000-32	4700	20	615	740	320	5000
Д5000-32	3200	20	615	590	250	-
Д5000-32	4000	16,5	665	590	250	-
Д5000-32	3800	13	615	590	200	-
Д6300-27	6300	27	740	750	630	-
Д6300-27	4000	22	740	590	320	5000

Д6300-27	4800	10,5	650	590	320	-
Д6300-80	6300	80	900	750	2000	8766
Д6300-80	5000	50	90	600	1000	-
ЦН400-105	400	105	-	1480	200	-
ЦН400-210	400	210	-	1480	400	2368
ЦН900-310	900	310	-	1485	1250	11000
ЦН1000-180	1000	180	-	1500	630	2341
ЦН3000-197	3000	197	-	1000	2500	15200
ЦНС(г)13-70						

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-методическому комплексу

_____С.А.Упоров

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ И КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть 1

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Исаков С.В., доцент, к.т.н.
Беляев В.Л., ст. преподаватель
Ганиев Р.С., ст. преподаватель

Одобрена на заседании кафедры	Рассмотрена методической горно-технологического факультета (ГТФ)
Разработки месторождений открытым способом	
(название кафедры)	*(название факультета)*
Зав. кафедрой _____	Председатель _____
(подпись)	*(подпись)*
Лель Ю.И.	Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)	*(Фамилия И.О.)*
Протокол № 337 от 19.04.2019	Протокол № 7 от 19.04.19
(Дата)	*(Дата)*

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ **3**

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1 ..... **4**
Определение объема внешней капитальной траншеи 4

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2 ..... **10**
Вскрытие тупиковыми съездами 10

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3 ..... **17**
Конструкция транспортных берм при автомобильном транспорте 17

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4 ..... **20**
Вскрытие карьерапетлевыми (спиральными) съездами 20

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5 ..... **23**
Подготовка рабочих горизонтов. Расчет скорости углубки в карьере 23

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА № 1 ..... **29**
Расчет вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых 29

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ **32**

ПРИЛОЖЕНИЯ **33**
Приложение 1 34
Приложение 2 35
Приложение 3 36
Приложение 4 37
Приложение 5 38
Приложение 6 39

ВВЕДЕНИЕ

Месторождение полезных ископаемых (или его часть) с массивом покрывающих и вмещающих горных пород, отведенное дляразработки открытым способом, называется карьерным полем.

В результате производства горных работ осуществляется выемка горных пород из недр земли, образуются горные выработки и их совокупность – карьер.

Горные работы по формированию карьера можно разделить на две группы:

- проведение горных выработок и устройство сооружений для обеспечения транспортных связей в карьере – это работы, связанные со вскрытием месторождения;
- производство вскрышных и добычных работ – это работы, связанные с системами разработки.

Вскрытие карьерного поля – это создание комплекса горных выработок, обеспечивающих грузо-транспортную связь между рабочими горизонтами и технологическим комплексом карьера на поверхности.

Вскрытие осуществляется не только в период строительства карьера, но также в процессе его эксплуатации, особенно при разработке наклонных и крутопадающих месторождений.

Решенное и осуществляемое на практике вскрытие месторождения надолго, а иногда и навсегда предопределяет порядок отработки карьера и эффективность его работы. При рассмотрении этой проблемы основное значение имеют: тип и взаимное расположение вскрывающих выработок (способ вскрытия); создание и развитие трасс вскрывающих выработок всех горизонтов за период существования карьера (схема вскрытия).

Правильно выбранные способ и схема вскрытия должны способствоватьуменьшению затрат и повышению эффективности разработки месторождений полезных ископаемых, уменьшению дальности транспортирования горной массы, срока строительства карьера и объема горно-капитальных работ, они во многом определяют интенсивность ведения горных работ в карьере и пропускную способность транспортных коммуникаций.

На выбор способа вскрытия влияют многие факторы: условия залегания месторождения, рельеф поверхности, месторасположение поверхностных сооружений, виды горнотранспортного оборудования, производительность карьера.

Необходимо отметить, что при оценке вариантов вскрытия месторождения следует учитывать не только увеличение расстояния транспортирования и объем горно-строительных работ, связанных с устройством съездов, а также особенности подготовки рабочих горизонтов, вскрытые, подготовленные и готовые запасы полезных ископаемых,характеристики применяемого горнотранспортного оборудования.

Предлагаемое учебно-методическое пособие призвано помочь студенту правильно принимать решения по вопросам вскрытия карьерных полей.

В пособии изучаются методики расчетов и иерархичность принятия решений по вскрытию, используемые в современной практике проектирования и эксплуатации карьеров.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 1

Определение объема внешней капитальной траншеи

Цель работы

Ознакомиться с конструкциями внешних капитальных траншей, получить навыки определения объема открытых горных выработок.

Теоретические положения

В настоящее время вскрытие внешними траншеями является одним из основных технических направлений в проектировании глубоких и мощных равнинных карьеров, использующих для перевозки горной массы железнодорожный и автомобильный транспорт.

Внешние траншеи имеют сложную конструкцию, их глубина достигает 50-150 м. На глубоких карьерах они создают условия для эффективной отработки верхней зоны карьера, позволяют улучшить систему транспортных коммуникаций, сократить дальность транспортирования горной массы, уменьшить текущий коэффициент вскрыши в первый период разработки и благодаря этому получить экономический эффект.

Перспективно применение внешних траншей на действующих карьерах при увеличении их глубины и реконструкции. В связи с этим ставится задача определения оптимальных параметров траншеи (глубины ее погружения, конструкции, способа примыкания к рабочей зоне и других), при которых капитальные затраты окупаются в допустимый срок и достигается наибольшее значение чистого дисконтированного дохода.

Наклонная часть внешней траншеи может иметь одну из двух известных конструкций – с общим либо раздельным выходом на поверхность (рис.1.1, 1.2).

Основные параметры траншеи можно условно разделить на две группы. В первую группу входят параметры, общие для всех уступов траншеи: руководящий уклон (i), ширина дна траншеи (B), угол откоса борта траншеи (β), число вскрываемых траншеей уступов (n), минимальный радиус примыкания (R).

Ко второй группе относятся параметры, значения которых могут быть разными на различных уступах: ширина транспортной бермы ($b_т$), ширина бермы очистки ($b_о$), высота уступа (h), угол откоса уступа (α).

Для определения объема наклонной траншеи с раздельными выходами используется формула:

$$V_{\text{накл}}^{\text{разд}} = \sum_{t=1}^{n}\left[\frac{B_t h^2}{2i} + \frac{h^3}{3i \cdot \operatorname{tg}\alpha} + \frac{B_t h_t^2 (t-1)}{i} + \frac{h_t^3 (t-1)}{3i \cdot \operatorname{tg}\alpha}\right], \qquad (1.1)$$

где B_t – ширина понизу t-го, считая сверху, слоя:

t – порядковый номер уступа ($t = 1, 2, \ldots, n$).

$$B_t = B + \left(\frac{2h}{\operatorname{tg}\alpha} + b_{\text{о}} + b_{\text{т}} \right)(n - t). \qquad (1.2)$$

Для определения объема наклонной траншеи с общим выходом используется формула:

$$V_{\text{накл}}^{\text{общ}} = \frac{h^2}{i}\left(\frac{B}{2} + \frac{h}{3\operatorname{tg}\alpha} \right) +$$

$$+ \sum_{t=1}^{n-1} \frac{h^2}{i}\left(\frac{B_t(n-t) + B(n-t+1)}{2} + \frac{(b_{\text{т}} + b_{\text{о}})(3n - 3t + 2)}{6} + \frac{h(3n - 3t + 2)}{3\operatorname{tg}\alpha} \right). \qquad (1.3)$$

Порядок выполнения работы

1.1 Получить исходные данные (приложение 1).

1.2. Выполнить расчет объема капитальной траншеи, представив ее как одиночную траншею той же глубины, что и заданная.

Объем одиночной траншеи с вертикальным торцом может быть определен по формуле, м^3:

$$V_{\text{внутр}} = \frac{H^2}{i}\left(\frac{B}{2} + \frac{h}{3\operatorname{tg}\alpha_{\text{ср}}} \right), \qquad (1.4)$$

где H – общая глубина траншеи, м ($H = h \cdot n$);

h – высота уступа траншеи, м;

n – число уступов, шт.;

i – уклон траншеи;

B – ширина дна траншеи, м;

$\alpha_{\text{ср}}$ – средний угол откоса бортов траншеи, определяется графически или по формуле:

$$\operatorname{tg}\alpha_{\text{ср}} = \frac{2H}{(n-1)(b_{\text{т}} + b_{\text{о}}) + 2H \cdot \operatorname{ctg}\beta}, \qquad (1.5)$$

где $b_{\text{т}}$ – ширина транспортной бермы, м;

$b_{\text{о}}$ – ширина бермы очистки, м;

β – угол откоса уступа траншеи, градусы.

1.3. Построить в масштабе планы внешних траншей различных конструкций (с общим выходом, с раздельными выходами), рис.1.1, 1.2.

Примечание: горизонтальный и вертикальный масштабы на чертеже могут не совпадать.

1.4. Построить вертикальные поперечные сечения (рис. 1.1, 1.2).

1.5. Определить площадь поперечных сечений.

Примечание:площадь поперечных сечений удобно определять, мысленно разбив каждое сечение на трапеции.

1.6. Определить объем траншеи каждой из конструкций, используя метод вертикальных параллельных сечений. При этом методе объем траншеи определяется по формуле:

$$V = \frac{1}{2}\left[\left(S_1 + S_2\right)\cdot l_{1-2} + \left(S_2 + S_3\right)\cdot l_{2-3} + \ldots + \left(S_{n-1} + S_n\right)\cdot l_{(n-1)-n}\right], \qquad (1.2)$$

где V – объем траншеи, м^3;

S_i – площадь i-го сечения, м^2;

$l_{i-(i+1)}$ – расстояние между сечениямиi и (i+1),м.

1.7. Определить объем траншеи каждой из конструкций, используя программу **chif4**. (рис. 1.3).

Примечание:Для работы с программой необходимо запустить файл d:\STUD_PRO\VTRANSH\tr_2001\chif4.exe.

1.8. Произвести исследования объема траншеи от заданного параметра (приложение 1) для каждой из конструкций. Для расчетов использовать программу **chif4.**

1.9. Построить график зависимости объема траншеи от заданного параметра (рис.1.3).

Форма отчетности.

Сделать и записать вывод:

- отразить приобретенные в ходе выполнения практической работы знания и умения;
- сравнить значения объемов траншей, определенных по трем различным методам, указать погрешность каждого метода;
- сравнить значения объемов траншей различных конструкций;
- оценить вид и степень зависимости объема траншеи от заданного параметра.

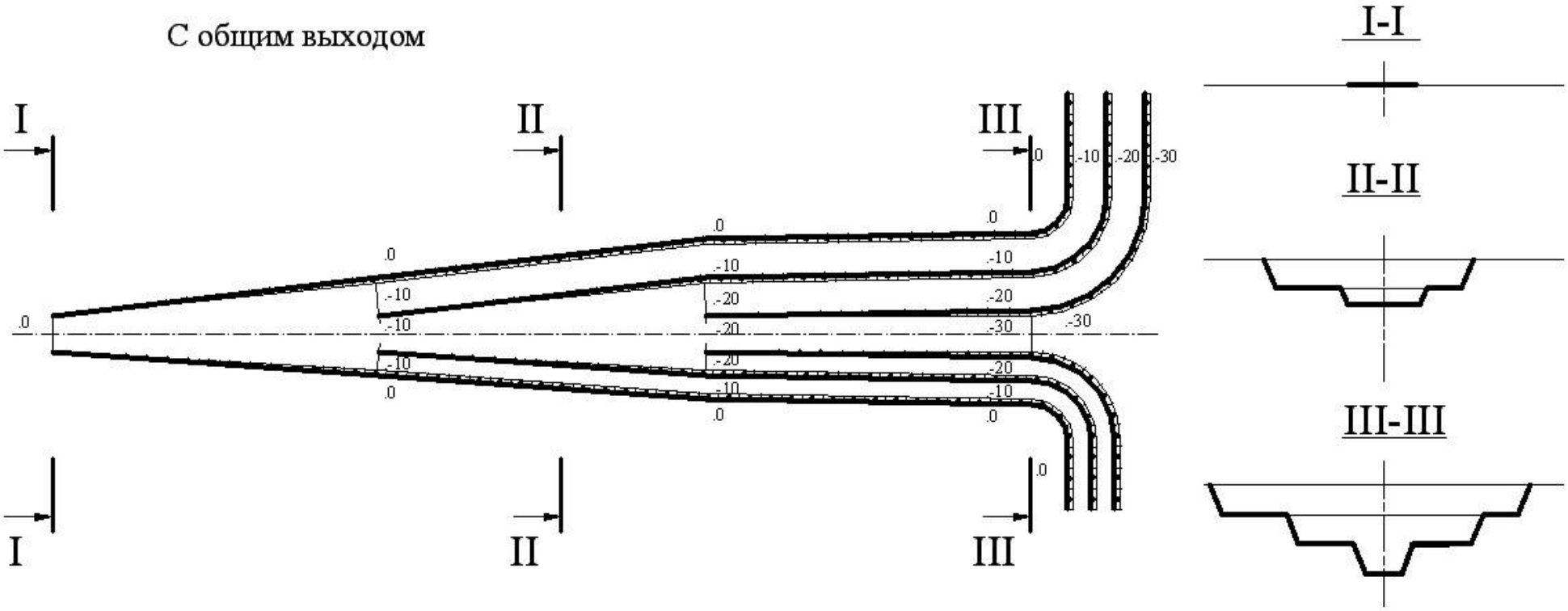


Рис.1.1. Конструкция транши с общим выходом

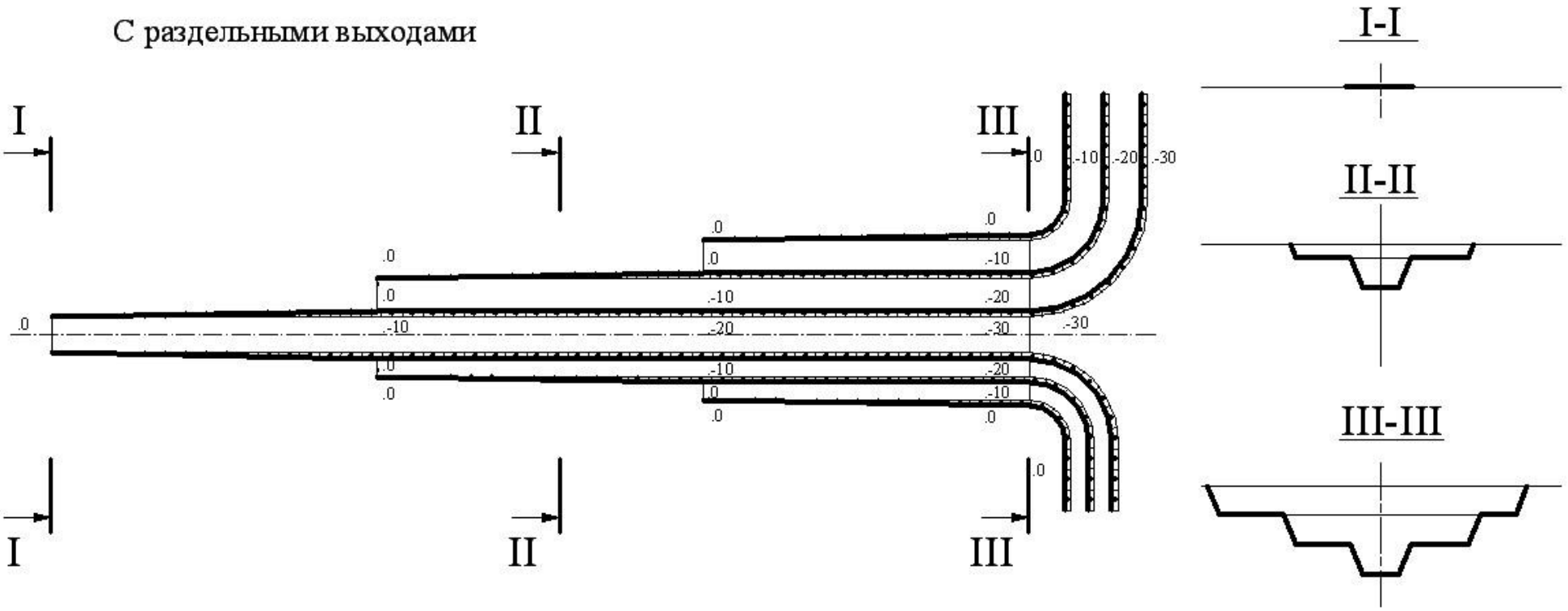


Рис.1.2. Конструкция траншеи с раздельными выходами

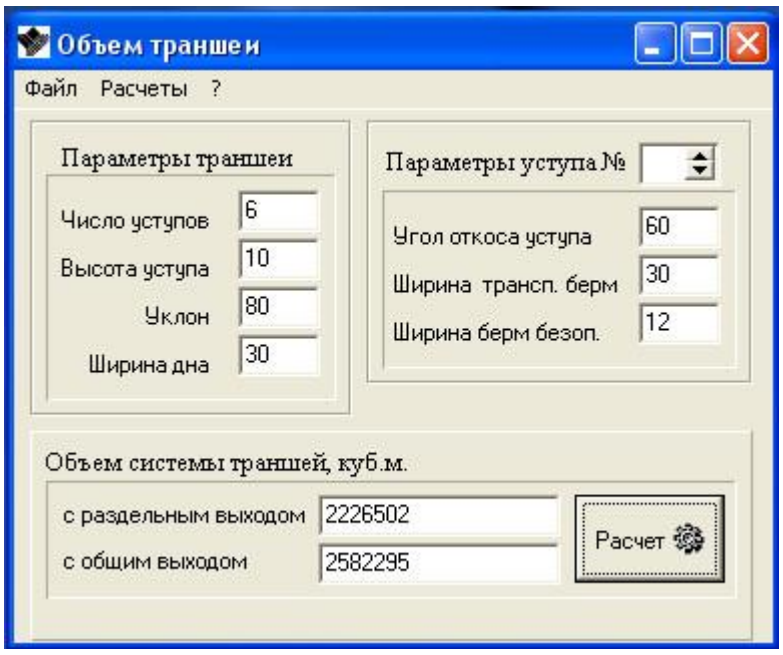


Рис.1.3. Рабочее окно программы расчета объемов траншей



Рис.1.4. Пример оформления графика зависимости объема траншеи от заданного параметра

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 2

Вскрытие тупиковыми съездами

Цель работы

Рассчитать основные параметры вскрытия тупиковыми съездами.

Теоретические положения

Тупиковые формы трассы состоят из наклонных участков(съездов с уступа на уступ)и тупиковых горизонтальных площадок(участков примыканий к рабочим горизонтам).

Тупиковые площадки размещают на каждом горизонте или через 2-3 уступа, при этом стремятся к сокращению числа тупиковых площадок и чем их меньше, тем эффективнее схема вскрытия.Трассы – одно- или двухпутевые согласно грузообороту карьера.

Конструирование схем ведется на основе следующих положений и принципов:

- трасса должна размещаться, как правило, на прямолинейных участках бортов карьера;
- допускается устройство съездов на криволинейных участках с радиусом кривизны более 250 м, в особо трудных условиях – до 200 м;
- тупики можно размещать в торцах карьера, но радиус кривых должен быть более 300 м, в особых случаях – не менее 200 м;
- стрелочные переводы марки 1/9.

Исходные данные

См.приложение 2.

Порядок выполнения работы

Проектирование вскрытия ведется в следующей последовательности.

Пусть имеется карьер с конечной глубиной $H_к$, высотой уступа $H_у$, длиной карьера по дну $L_д$, углами откоса торцов $\beta_т$. Число вскрываемых уступов:

$$n_в = \frac{H_к}{H_у}.$$

По продольному разрезу (рис.2.1) радиус закругления торцов на глубине H_xс учетом устройства съездов на криволинейных участках с радиусом кривизны более 250 м, в особо трудных условиях – до 200 мсоставит:

$$R_X = (H_к - H_x)\mathrm{ctg}\beta_т.$$

2.1.Приняв допускаемый радиус R_X=200 м, получим, что тупики можно укладывать в торцах до глубины:

$$H_X \le H_к - 200\mathrm{tg}\beta_т. \qquad (2.1)$$

Ниже глубины H_x тупики можно укладывать только в средней части ка-

рьера на протяжении длины рудного тела ($L_д$).

2.2. Выбирают число и схему путей, пользуясь таблицей 2.1. Необходимо, чтобы трасса обеспечивала заданную интенсивность движения ($И_{дв}$ пар поездов в смену):

$$И_{дв} = Г_р / Q_п, \quad (2.2)$$

где $Г_р$ – расчетный грузооборот карьера, т/смену;

$Q_п$–масса груза в поезде, т.

Таблица 2.1. Пропускная способность схем вскрытия и конструкция тупиков (рис. 2.2)

Трасса		Примыкание к гор.	Интенсивность движения пар поездов ($И_{дв}$) п.п. /см.	Схемы путей
Тупиковая	1 путь	Попутное	до 8-12	схема 1
	2 пути		до 24-30	схема 2 схема 3

2.3. Выбирают схему путевого развития на тупиковых площадках (варианты 1,2 на рис.2.1). Рассчитывают длины элементов трассы:

– длина трассы в карьере теоретическая

$$L_{теор} = \frac{H_к}{i}, \quad (2.3)$$

– теоретическая длина съезда с уступа на уступ

$$L_с^l = \frac{h_у}{i}. \quad (2.4)$$

Длина тупиковых площадок($L_{т.п.}$) и площадок примыкания ($L_{п.п.}$) вычисляется согласно выбранной схеме вскрытия.

Например: $L_{т.п.} = l_п + 2l_с + d_l$,м,

$L_{п.п.} = l_п + 15$, м.

Здесь:

$l_п$ – длина поезда плюс 15 м на резерв торможения (180 м);

$l_о$ – расстояние от начала стрелочного перевода до предельного столбика. Для перевода $1/9 l_о = 55$ м;

$l_с$– длина стрелочного перевода. Для перевода $1/9 l_с = 79$ м;

d – смещение между стрелками при попутной укладке (62 м);

d_l–смещение между стрелками при встречной укладке (6,5 м).

2.4. Проектируют продольный профиль трассы. Обычно просматривают несколько вариантов трасс. Проектирование ведут на вычерченном в масштабе продольном разрезе карьера.

От выбранной точки ввода трассы в карьер откладывают значения длин съездов,тупиковых площадок($L_{т.п.}$) и площадок примыкания($L_{п.п.}$), определяя таким образом продольный профиль трассы.

Длина трассы в карьере

$$L_{тр} = \frac{H_к}{i} + \sum_{1}^{n} L_{п.п.} + \sum_{1}^{m} L_{т.п.}. \quad (2.5)$$

Значения n,m определяют по схеме вскрытия.

2.5.Устанавливают коэффициент развития трассы

$$K_{тр} = L_{тр}/L_{теор}. \quad (2.6)$$

2.6.Выбираютконструкцию и параметры транспортной бермы (см.рис.2.3).

2.7. Строят поперечный разрез карьера (см.рис. 2.3), где $b_о$– ширина бермы очистки, $b_{тп}$ – ширина тупиковой площадки.

Примечание: практическая работа составлена по материалам

проф. Сорокина Л. А.

Форма отчетности

По результатам занятия представляется кратка теория рассматриваемого вопроса, схема трассы, расчеты, необходимые для выбора конструкции транспортной бермы, сечение борта карьера.

Схема 1

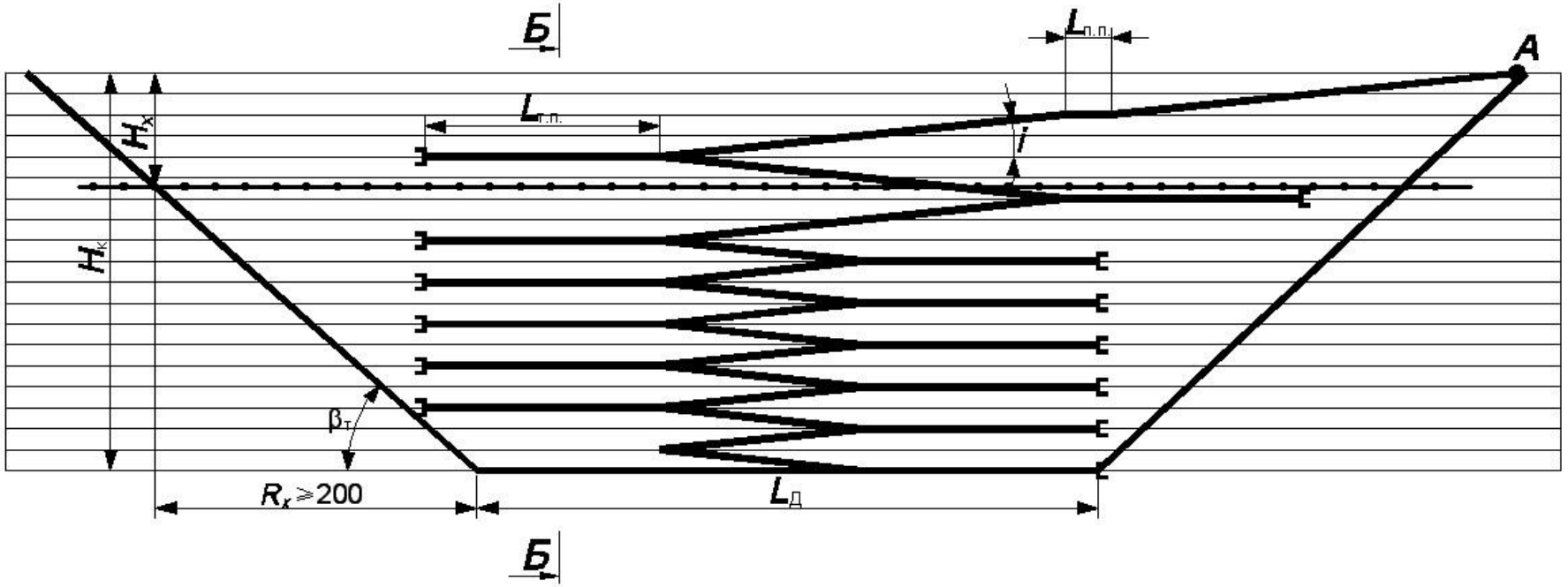


Схема 2

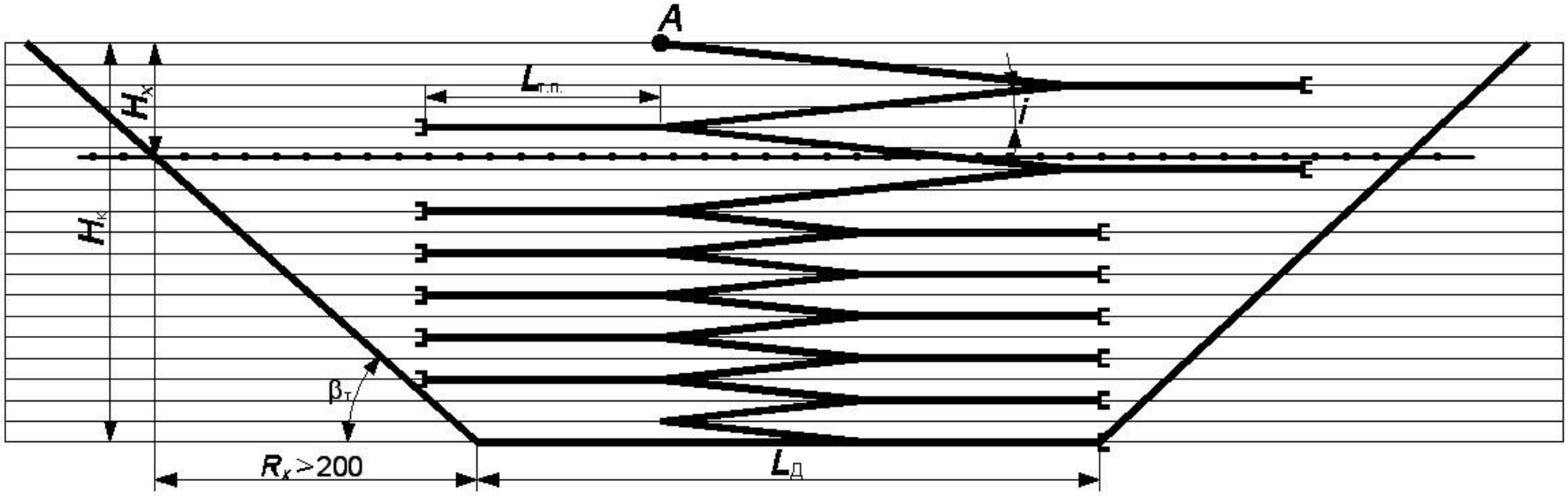
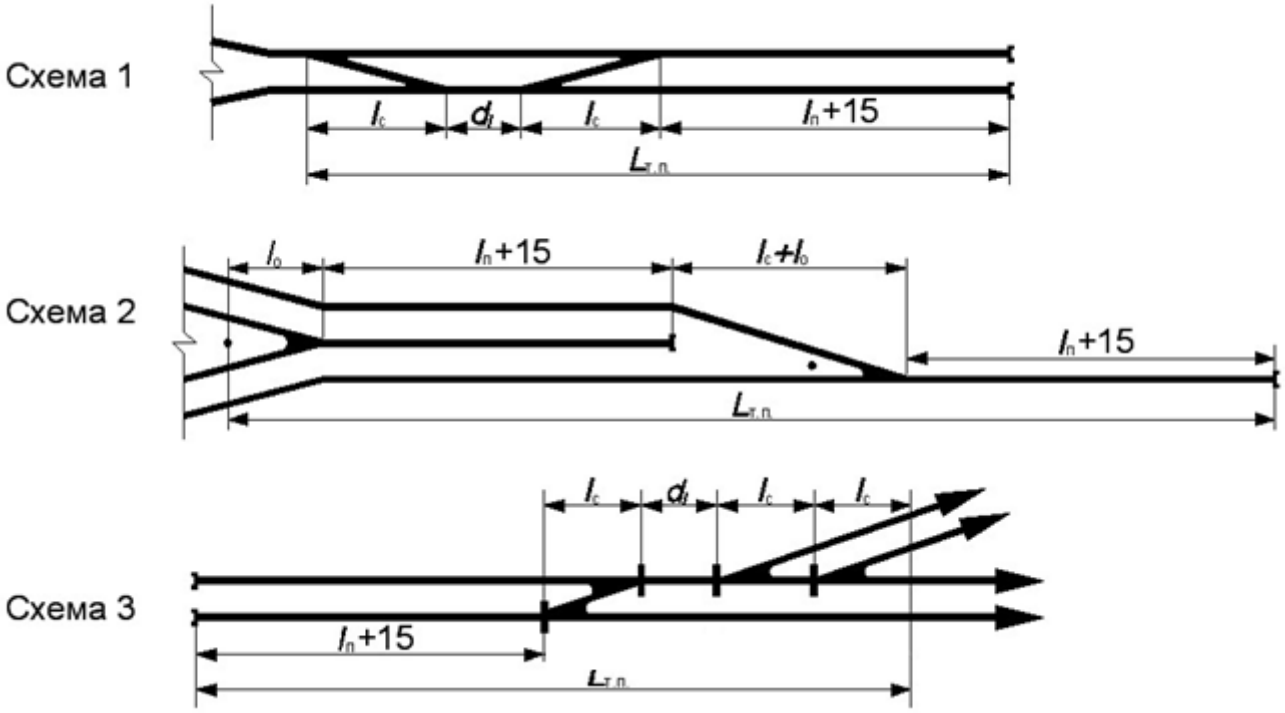


Рис. 2.1. Схема трассы



L_z – длина стрелочной зоны (L_z = 420 м)

Рис. 2.2. Схемы путей на тупиковой площадке

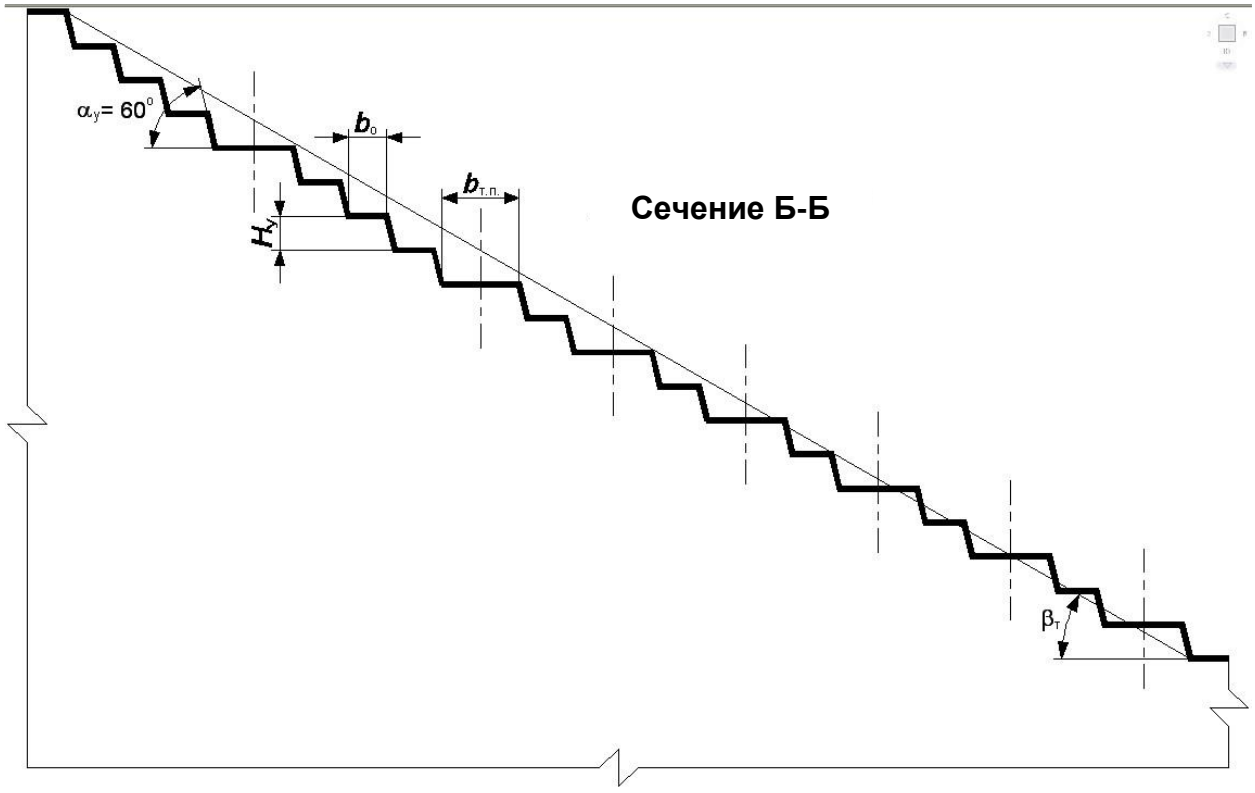


Рис. 2.3. Сечение борта карьера

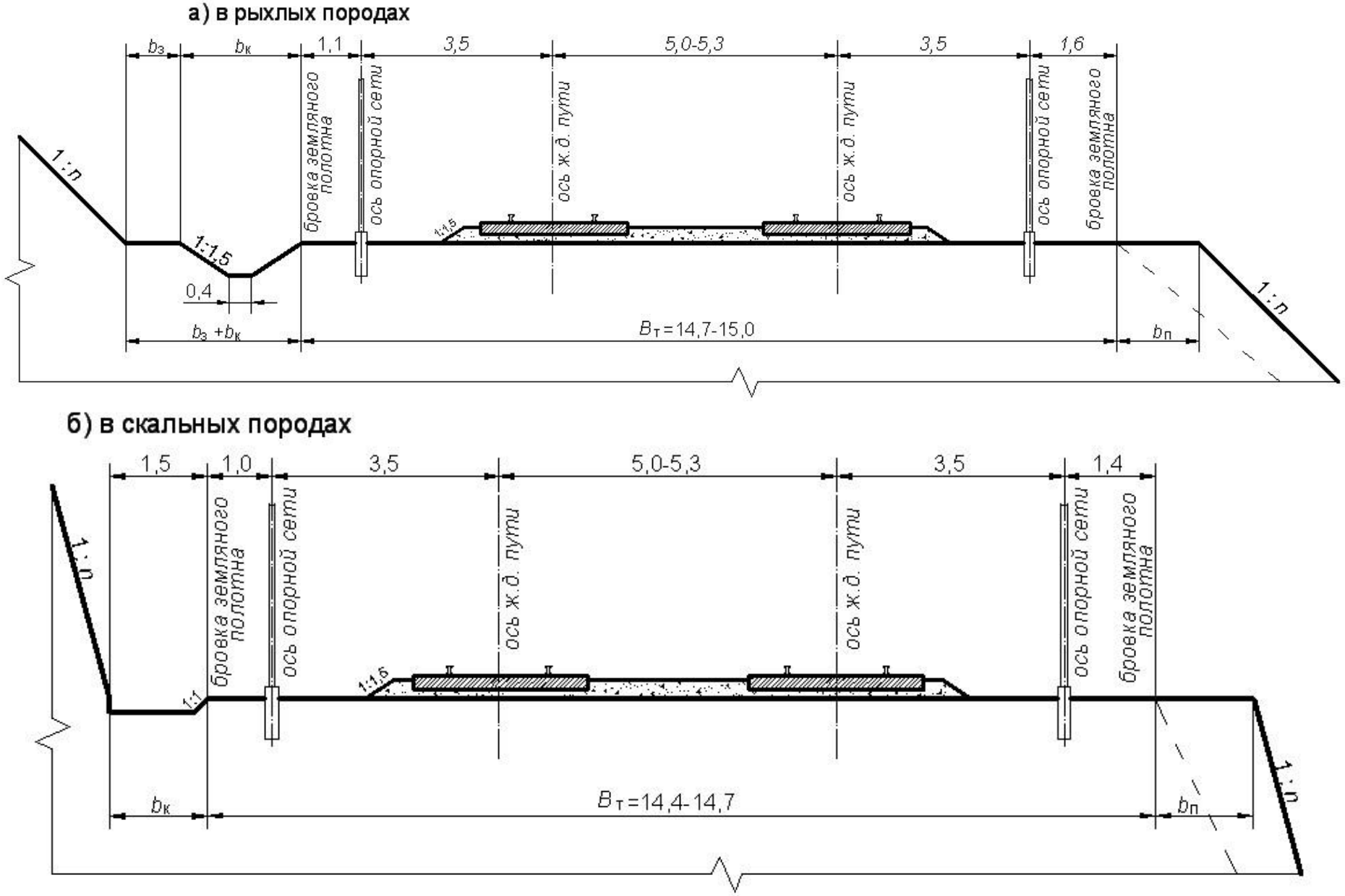


Рис. 2.4. Конструкция транспортной бермы при ж.д. транспорте

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 3

Конструкция транспортных берм при автомобильном транспорте

Цель работы

Освоить методику расчета параметров транспортных берм при автомобильном транспорте.

Исходные данные

См.приложение 3:

- категория пород (рыхлые/скальные);
- марка автосамосвала;
- ширина автосамосвала;
- диаметр колеса автосамосвала;
- грузонапряженность;
- глубина расположения транспортной бермы;
- число полос движения – 2.

Порядок выполнения работы

3.1. Определить значения параметров транспортной бермы:

Категория автодороги

Категорию автодороги принять в зависимости от грузонапряженности:

Грузонапряженность, млн. т брутто/год	Категория автодороги
Более 15	I
5-15	II
Менее 5	III

Ширина закюветной полки

Закюветная полка устраивается при строительстве транспортной бермы в мягких породах. Ширину закюветной полки принять большей 0,5 м.

Ширина кювета по верху (К)

Размеры кювета должны соответствовать условиям водоотвода. Ширина кювета по верху складывается из ширины по дну и проложения бортов кювета. В данной работе принять:

- в рыхлых породах: К=1,2 м;
- в скальных породах: К = 1,0 м.

Глубину кювета ($h_к$) принять равной 0,5 м.

Ширина обочины ($B_{об}$)

Ширину обочины принять следующей (СНиП 2.05.07-91*):

Категория автодороги	Ширина обочины, м
I	2,0
II	1,5
III	1,0

Ширину каждой обочины на однополосных дорогах, по которым предусматривается двухстороннее движение автотранспортных средств, следует принимать равной не менее половины проезжей части.

Ширина автодороги (А)

Ширину автодороги следует принимать в зависимости от ширины автомашины, категории и глубины размещения дороги по табл.3.1. (СНиП 2.05.07-91*)

Таблица 3.1

Ширина автомашин, м	Значения параметров для дорог категории										
	I				II				III		
	при расположении дороги по глубине карьера, м										
	до 50	св. 50 до 100	св. 100 до 200	св. 200	до 50	св.50 до 100	св. 100 до 200	св. 200	до 50	св.50 до 100	св. 100
Ширина проезжей части, м											
до 2,75	–	–	–	–	8,5	8,5	8,0	8,00	8	8,0	7,50
3,5	14,0	13,0	11,5	11,0	13,5	12,5	11,0	10,50	13	11.5	10,50
3,8	15,5	14,0	13,0	12,5	15,0	14,0	12,5	12,00	14	12,5	11,56
5,4.	22,0	20,0	17,5	17,0	21,0	19,5	17,0	16,50	20	18,0	16,00
6,4	25,0	22,5	20,0	19,0	24,0	22,0	19,5	18,50	23	20,0	18,00
7,8	31,0	29,0	25,0	24,0	30,0	23,0	24,5	23,55	29	26,0	23,00

Примечание: для промежуточных значений габаритов расчетных автомобилей ширину проезжей части дорог надлежит определять интерполяцией с округлением в большую сторону до 0,5 м.

Высота породного вала ($h_в$) принимается не менее половины диаметра колеса автомобиля (ЕПБ).

Ширина породного вала ($b_в$) зависит от конструкции, высоты породного вала и свойств слагающих его пород. В данной работе ширину принять равной удвоенной высоте породного вала (угол естественного откоса равен 45°):

$$b_в = 2h_в.$$

При расположении породного вала на транспортной берме следует руководствоваться следующими правилами (ЕПБ):

- вертикальная ось, проведенная через вершину породного вала,должна располагаться вне призмы обрушения;
- расстояние от внутренней бровки породного вала до проезжей части

должно быть не менее 0,5 диаметра колеса автомобиля.

Ширина бермы обрушения (Z) зависит от высоты уступа и физико-механических свойств слагающих его пород. В данной работе принять:

- в рыхлых породах Z= 1,5 м,
- в скальных породах Z= 1,0 м.

3.2. Выполнить чертеж конструкции транспортной бермыв масштабе 1:100 или 1:200 (рис. 3.1). Ширина транспортной бермы ($B_{тр}$) определяется построением.

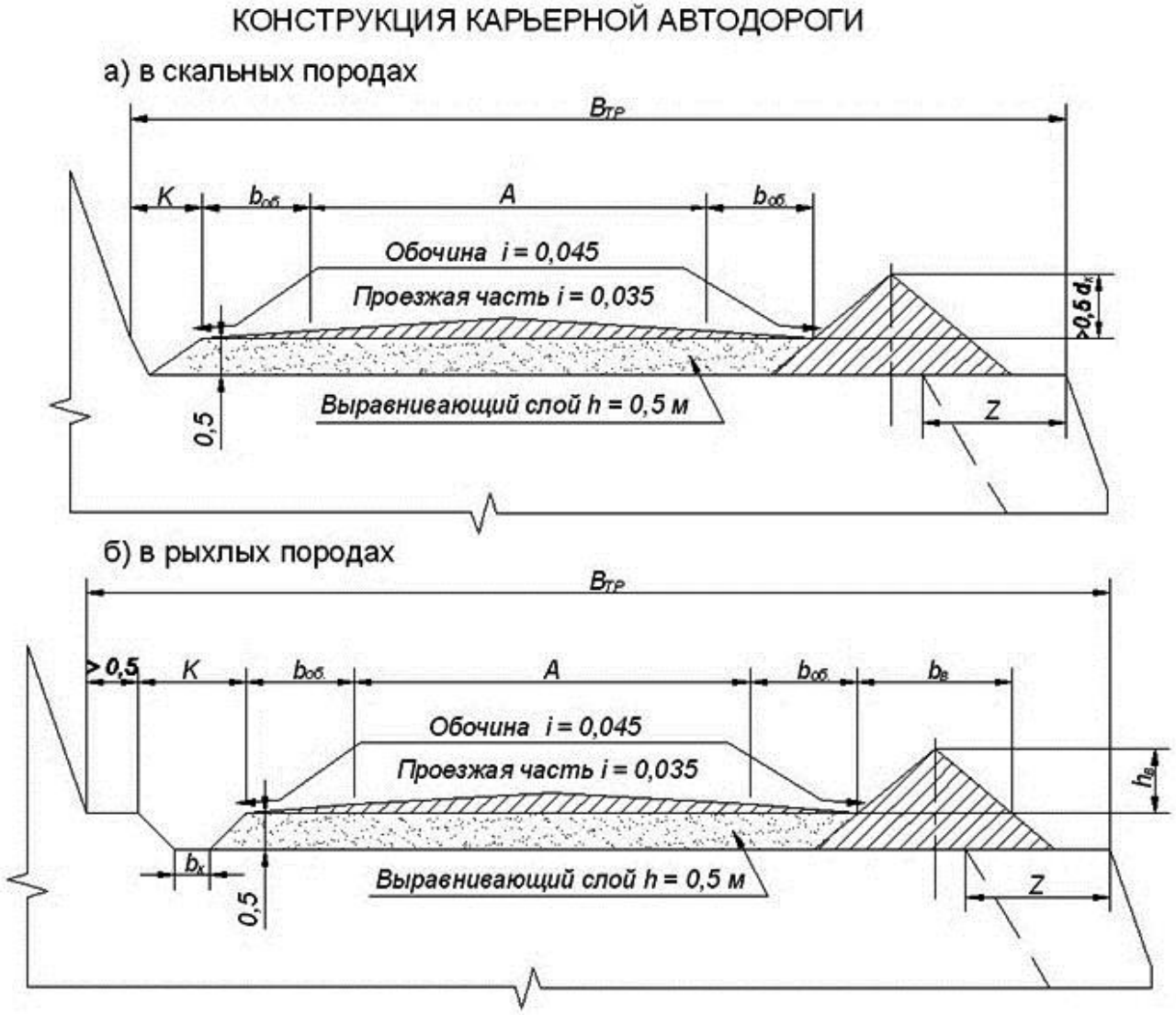


Рис.3.1. Конструкция карьерной автодороги

Форма отчетности

По результатам занятия представляются расчеты параметров транспортной бермы, конструкция карьерной автодороги (рис.3.1).

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 4

Вскрытие карьерапетлевыми (спиральными) съездами

Цель работы

1. Построить трассу вскрытия карьера.
2. Построить план карьера на конец разработки месторождения.

Исходные данные

См. приложение 4.

Порядок выполнения работы

1. Построить погашенный борт карьера с бермами механизированной очистки. Принять берму ($B_о$) шириной 8-10 м. Для заданной глубины карьера ($H_к$), высоты уступа ($H_у$) и устойчивого угла погашения уступа ($\alpha_{уст}$) построить конструктивный борт карьера. Провести проверку:

$$\gamma_{конст} \leq \gamma_{уст}.$$

2. Построить модель плана карьера на конец разработки с углами погашениявсех бортов карьера, равными $\gamma_{конст}$ (рис.4.1).
3. На модель карьера по заданию преподавателя нанести рельеф поверхности и выбрать место ввода трассы в карьер.
4. Выбрать форму трассы в карьере и построить трассу в плане (рис. 4.2):
   - принять при соотношении ширины карьера по поверхности и его длины:

   А – 1:(2,0-2,5) – спиральную форму трассы;

   В – 1:(3,0 и более) – петлевую форму трассы.
   - ширину транспортной бермы ($B_{ТР}$) принять по работе № 3;
   - рассчитать длину съезда ($L_с$), длину площадок примыкания ($l_{п.п.}$) и петлевого разворота ($l_т$) принять 30-50 м.
5. В соответствии с принятыми решениями по схеме вскрытия начертить в масштабе 1:5000 планкарьера на конец разработки месторождения (рис.4.3).

Форма отчетности

По результатам занятия представляется кратка теория рассматриваемого вопроса, план карьера на конец разработки.

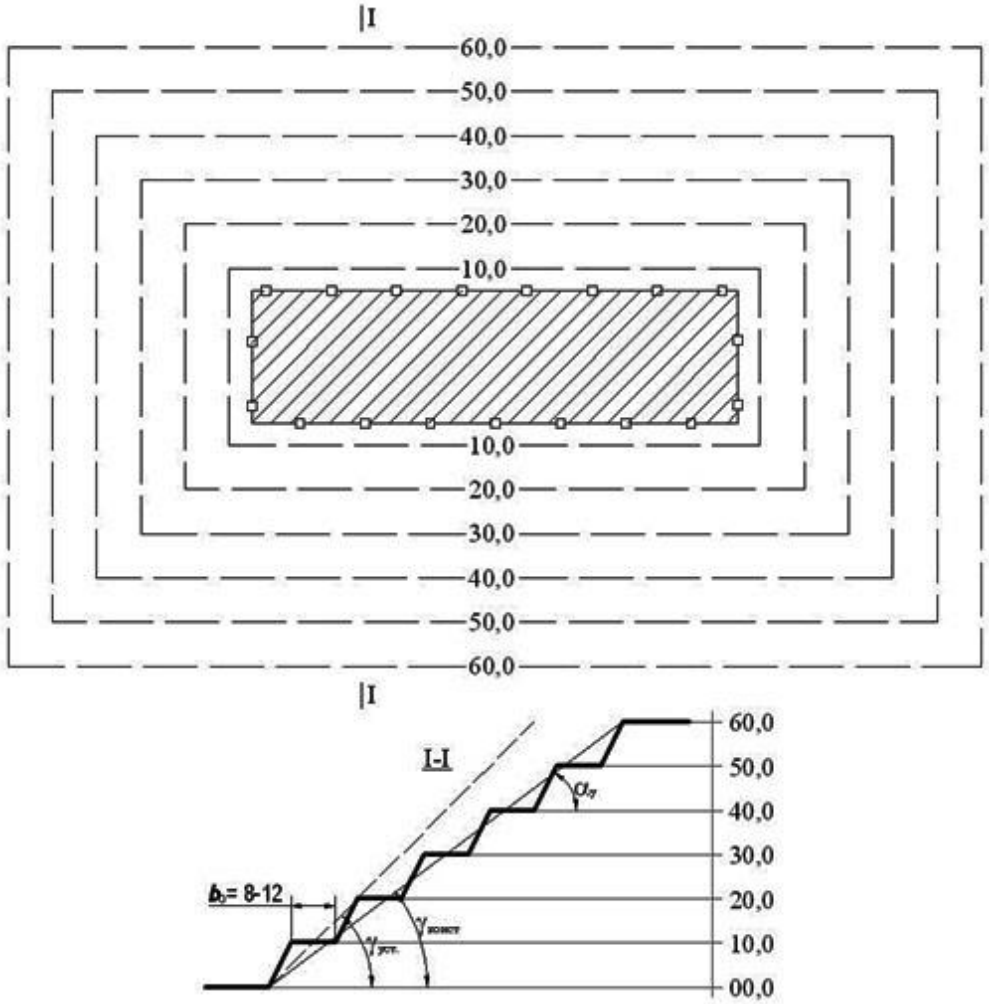


Рис.4.1.Схема расположения в плане верхних бровок уступов

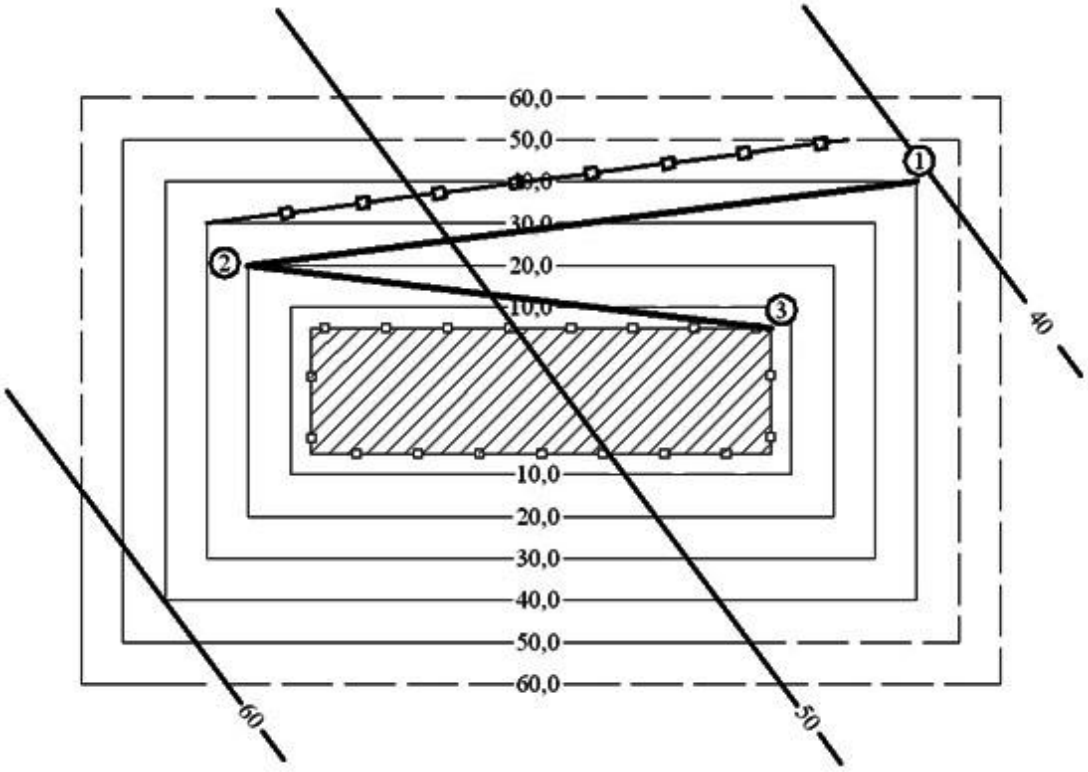


Рис.4.2. Схема расположение трассы в плане

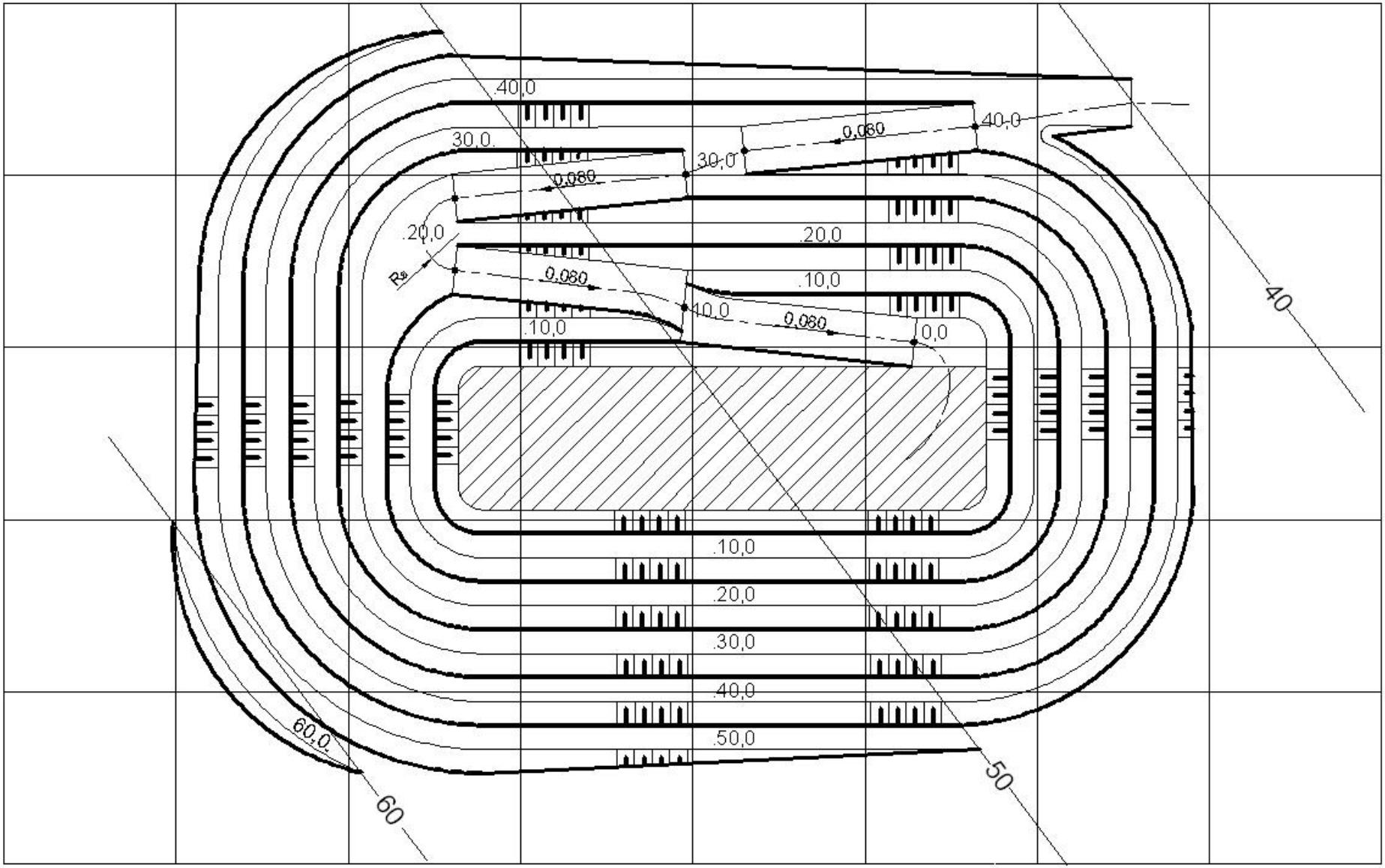


Рис.4.3. План карьера на конец разработки со схемами вскрытия

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА № 5

Подготовка рабочих горизонтов. Расчет скорости углубки в карьере

Цель работы

Определить скорость углубкив карьере на основе графика $L = f(T)$ А.И.Арсентьева.

Скорость углубки $У_{Г.}$ (м/год) определяется по формуле:

$$У_{Г.} = \frac{12H_{у}}{T},$$

где $H_У$ – высота уступа, м,

T – время подготовки одного горизонта, мес.

Теоретические положения

Основой методики расчета являются следующие положения:

- подготовка нового горизонта к эксплуатации длится от начала проходки разрезной траншеи на вышележащем горизонте до начала проходки разрезной траншеи на нижележащем;
- к началу расширения разрезной траншеи необходимо, чтобы на смежном с подготавливаемым вышележащем горизонте была образована рабочая площадка не меньше минимальной ширины, принятой проектом на разработку;
- минимальная длина разрезной траншеи должна быть равной сумме длин экскаваторного блока и участка опережения, обеспечивающего возможность одновременной разноски и дальнейшей проходки разрезной траншеи;
- расчетное время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется с учетом времени совмещения работы экскаваторов, проходящим вскрывающую выработку и ее расширяющим.

5.1. Условные обозначения к работе:

$H_У$ – высота уступа, м;

$L_б$ – длина экскаваторного блока, м;

$L_о$ – допустимое минимальное расстояние между экскаватором, проходящим траншею, и экскаватором, расширяющим ее, м (50-100);

$L_п$, $L_т$ – длина тупикового (петлевого) разворота: для ж.д. путей, м (130-150); для автодорог, м (30-50);

$L_{тр}$ – длина разрезной траншеи, м;

$L_В$ – длина въездной траншеи на горизонт подготовки, м;

φ – угол откоса рабочего борта, град.;

$B_{рп}$ – ширина рабочей площадки, м;
β – угол направления углубки, град.;
α – угол откоса уступа, град.;
$B_{тр}$ – ширина дна разрезной траншеи, м;
$Q_{тр}$ – производительность экскаватора при проходке разрезной траншеи, м^3/мес.;
$Q_{э}$ – производительность экскаватора при расширении разрезной траншеи, м^3/мес.;
$V_{т}$ – скорость проходки разрезной траншеи, м/мес.;
$V_{о}$ – скорость расширения разрезной траншеи, м/мес.;
i – уклон въездной траншеи, в тысячных;
M – число экскаваторов, работающих на расширении разрезной траншеи (не считая траншейных экскаваторов), единиц;
k – количество экскаваторных блоков на горизонте, необходимых для расширения вскрывающей выработки, единиц.

5.2. Порядок выполнения работы

Все графические построения выполняются на миллиметровой бумаге.

В варианты расчетов положены два определяющих признака:

1)способ вскрытия;

2)схема вскрытия.

Примечание: Расчетные схемы приведены в таблице. 5.1 (см.рис. 5.1).Параметры схем приведены в приложении 5.

Таблица 5.1Расчетные схемы

Способ вскрытия – вскрывающая выработка	Схема вскрытия (форма трассы):	
	поступательная	тупиковая (петлевая)
Разрезная траншея	Схема А	Схема В

Для построения схем А и В (рис. 5.1 и 5.2) рассчитываются скорости:
- проходки въездной траншеи;
- проходки разрезной траншеи;
- расширения разрезной траншеи.

Объем$V_{тр}$, м^3, время проходки$t_{с}$, мес. и длина въездной траншеи$L_{в}$, м, на горизонте определяются:

$$V_{тр} = \frac{H_y^2}{i}\left(\frac{B_{тр}}{2} + \frac{H_y}{3\operatorname{tg}\alpha}\right), \tag{5.1}$$

$$t_{с} = \frac{V_{тр}}{Q_{тр}}, \tag{5.2}$$

$$L_{В} = \frac{H_y}{i}. \tag{5.3}$$

Скорости проходки разрезной траншеи ($V_т$) и ее расширения ($V_о$), м/мес., определяются по формулам:

$$V_т = \frac{Q_{тр}}{H_у\left(B_{тр} + H_у \cdot \operatorname{ctg}\alpha\right)}, \tag{5.4}$$

$$V_о = \frac{M \cdot Q_э}{H_у^2 \cdot \left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}. \tag{5.5}$$

Округляется до целого в меньшую сторону $\left\lfloor M = \frac{Q_{ТР} \cdot H_у \cdot \left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}{Q_э \cdot \left(B_{ТР} + H_у \cdot \operatorname{ctg}\alpha\right)} \right\rfloor$ (5.6)

Угол откоса рабочего борта(φ) определяется по формуле:

$$\operatorname{arctg}\varphi = H_у / \left(B_{РП} + H_у \operatorname{ctg}\alpha\right). \tag{5.7}$$

Примечание. Максимально возможное число экскаваторов *(M)*на расширении траншеи определяется из условия, что скорость проходки траншеи ($V_т$) должна быть более или равна скорости ее расширения *($V_о$):*

$$V_т \geq V_о.$$

5.2.1. РАСЧЕТЫ ПО СХЕМЕ А

Обобщенный график*L = f(T)* организации работ по вскрытию и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншеей и поступательными съездами (рис. 5.1)рассчитывается по временным интервалам.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации определяется суммой временных отрезков, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4, \tag{5.8}$$

где t_1 – время ввода первого экскаватора на расширении вскрывающей выработки (разрезной траншеи), мес.:

$$t_1 = \frac{L_б + L_о}{V_т}, \tag{5.9}$$

t_2– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину экскаваторного блока, мес.:

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_б\left(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta\right)}{Q_э}, \tag{5.10}$$

t_3– время расширения вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на длину, необходимую для проходки въездной траншеи на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_3 = \frac{L_в + L_п}{V_о}, \tag{5.11}$$

гдеt_4– время проходки вскрывающей выработки (разрезной траншеи) на нижележащем (подготавливаемом) горизонте, мес.:

$$t_4 = \frac{(k-1)L_б - (L_в + L_п)}{V_о} - \frac{(k-1)L_б - (L_в + L_п)}{V_t}. \tag{5.12}$$

Количество экскаваторных блоков (k) на горизонте определяется по выражению

Округляется до целого в большую сторону

$$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в + L_п}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \tag{5.13}$$

Примечание. При железнодорожном транспорте вследствие обменно-транспортных операций на одном уступе допускается не более двух экскаваторов, при автомобильном – не более четырех-пяти.

5.2.2. РАСЧЕТЫ ПО СХЕМЕ **В**

На рис. 5.2 показан обобщенный график $L = f(T)$ организации работ при вскрытии и подготовке нового горизонта к эксплуатации разрезной траншей и внутренними тупиковыми съездами, расположенными на нерабочем борту карьера.

Время подготовки нового горизонта к эксплуатации, мес.:

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4. \tag{5.14}$$

Из схемы (рис. 5.2) можно найти, что

$$t_1 = \frac{L_б + L_T + L_о}{V_T}, \tag{5.15}$$

где $L_Т$ – длина тупикового разъезда при железнодорожном транспорте или же петлевого заезда при автомобильном транспорте, м;

$$t_2 = H_у^2 \cdot \frac{L_Б(\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta)}{Q_э}; \tag{5.16}$$

$$t_з = \frac{L_в}{V_о}; \tag{5.17}$$

$$t_4 = \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_О} - \frac{(k-1)L_б - L_в}{V_т}; \tag{5.18}$$

Округляется до целого в большую сторону

$$k = \left\lceil \frac{L_{тр} + L_в}{L_б} \right\rceil, \text{ ед.} \tag{5.19}$$

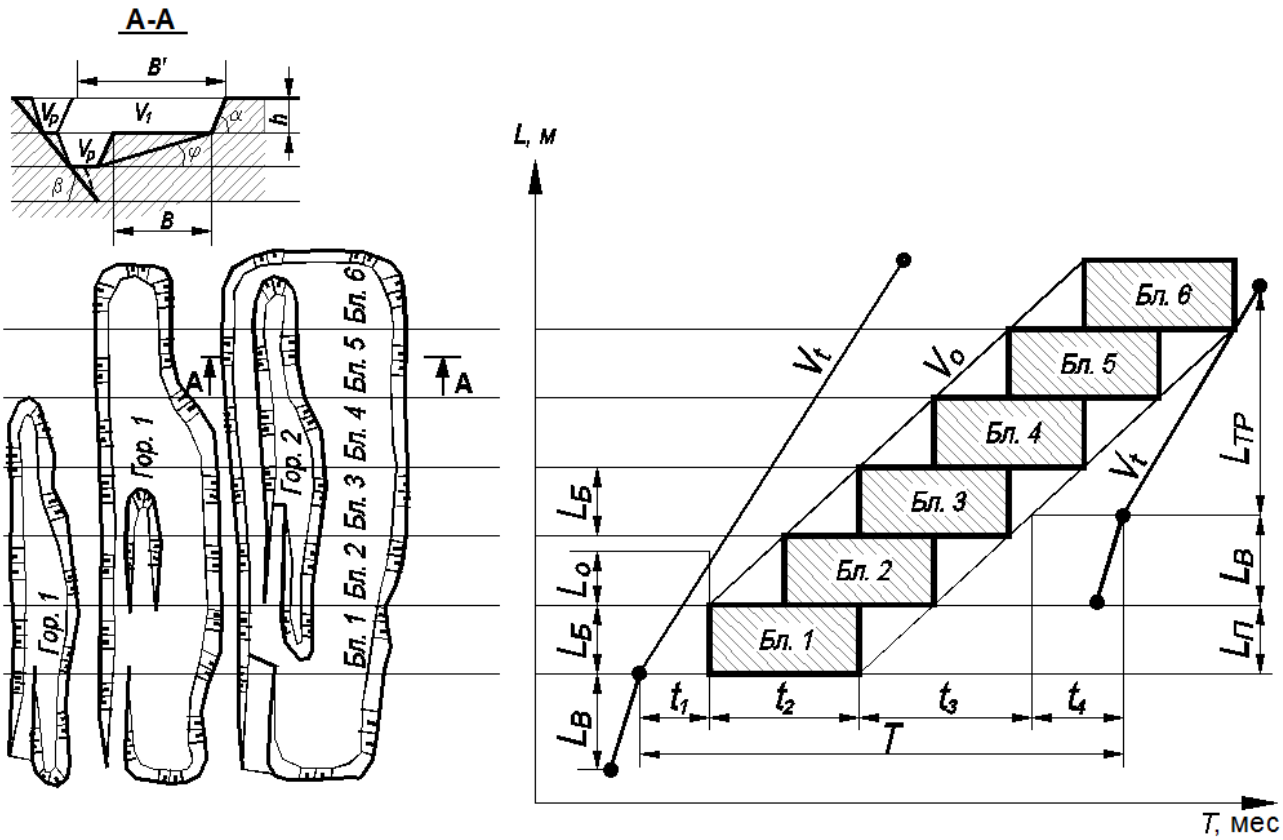


Рис. 5.1. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами поступательной формы трассы (схема А)

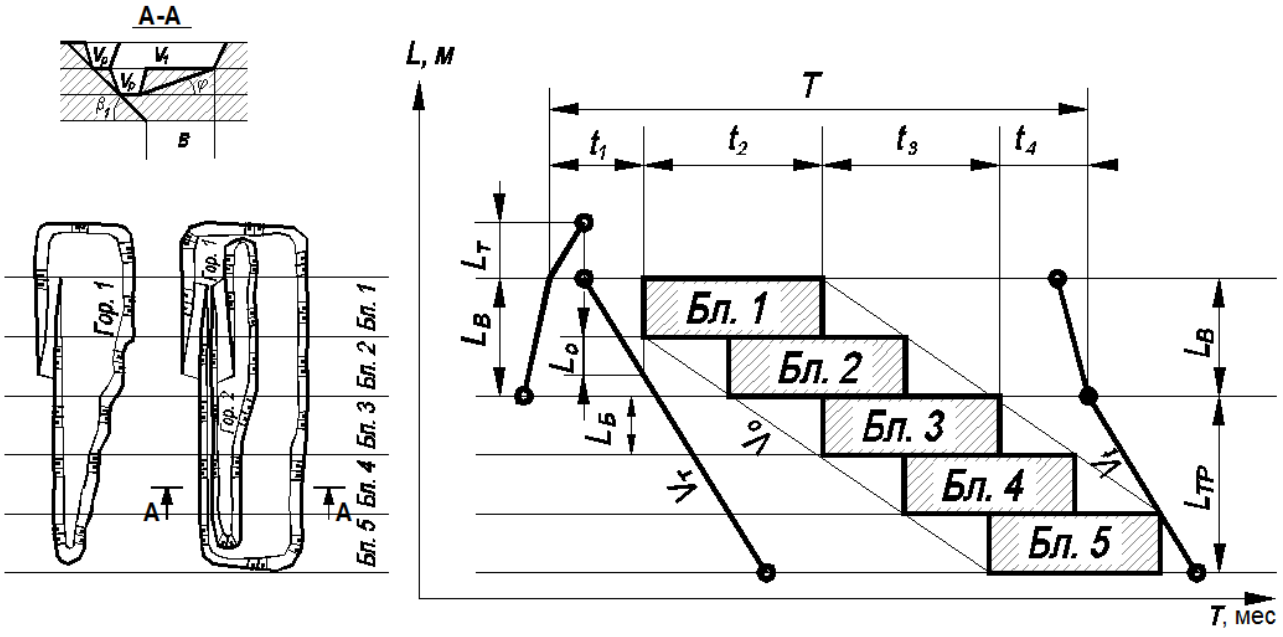


Рис. 5.2. Расчет скорости углубки при вскрытии съездами тупиковой (петлевой) формы трассы (схема В)

Форма отчетности

По результатам занятия представляется отчет, содержащий цель работы, краткую теорию рассматриваемого вопроса, расчеты, необходимые для построения графика $L = f(T)$, и собственно график подготовки нового горизонта для рассмотренных схем.

КОНТРОЛЬНАЯ РАБОТА № 1

Расчет вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезных ископаемых

Цель работы

Определить величину запасов полезных ископаемых и установить их соответствие нормативным.

Теоретические положения

Карьер – предприятие по добыче полезного ископаемого открытым способом. Вскрытые подготовленные и готовые запасы обеспечивают надежную и стабильную работу предприятия.

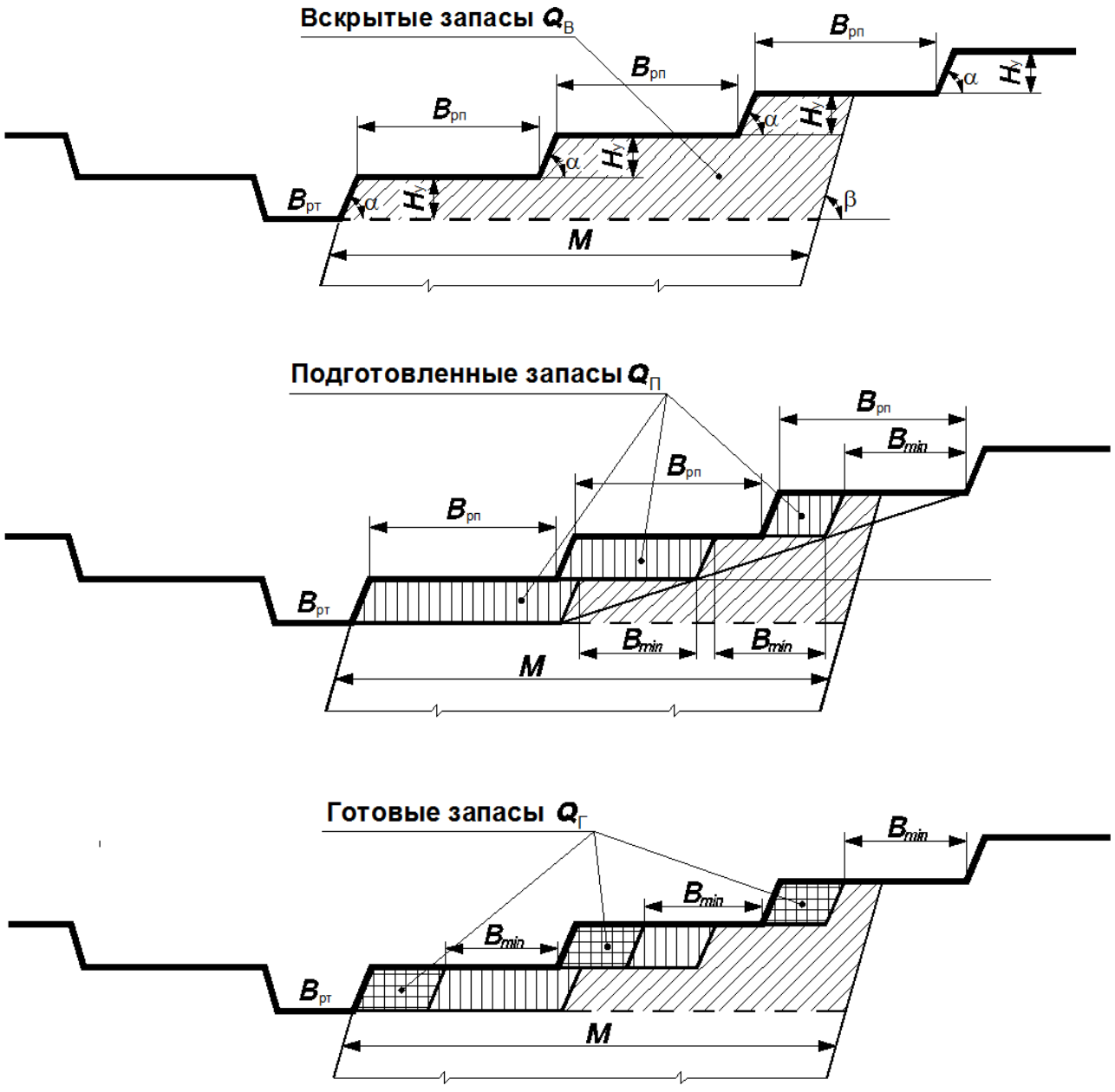


Рис. 6.1. Вскрытые запасы, подготовленные запасы, готовые запасы

Вскрытые запасы– запасы, к которым обеспечен доступ транспорта. Величина их достигается опережающим ведением вскрышных работ. В работе карьера обеспечивают независимость ведения вскрышных и добычных работ.

Подготовленные запасы– запасы, которые могутбыть взяты без нарушения технологии открытых горных работ при оставлении на рабочем борту рабочих площадок минимальной ширины (B_{min}). Величина этих запасов достигается опережающим подвиганием вышележащих уступов. В работе карьера эти запасы обеспечивают независимость подвигания смежных уступов.

Готовые к выемке запасы– высшая категория запасов, это оперативные запасы, которые размещаются на каждом уступе в полосе за пределами минимальной рабочей площадки. Обеспечивают независимость ведения отдельных процессов. Величина их достигается опережающим ведением производственных процессов.

В период эксплуатации в карьере должно быть: вскрытых запасов на 6-8 месяцев его работы; подготовленных как минимум на 3-4 месяца; готовых не менее 2,5 месяцев для рудных месторождений; не менее 2 месяцев на угольных; 1,0-1,5 месяца на месторождениях цветных металлов и стройматериалов.

Исходные данные

См. приложение 6.

Порядок выполнения работы

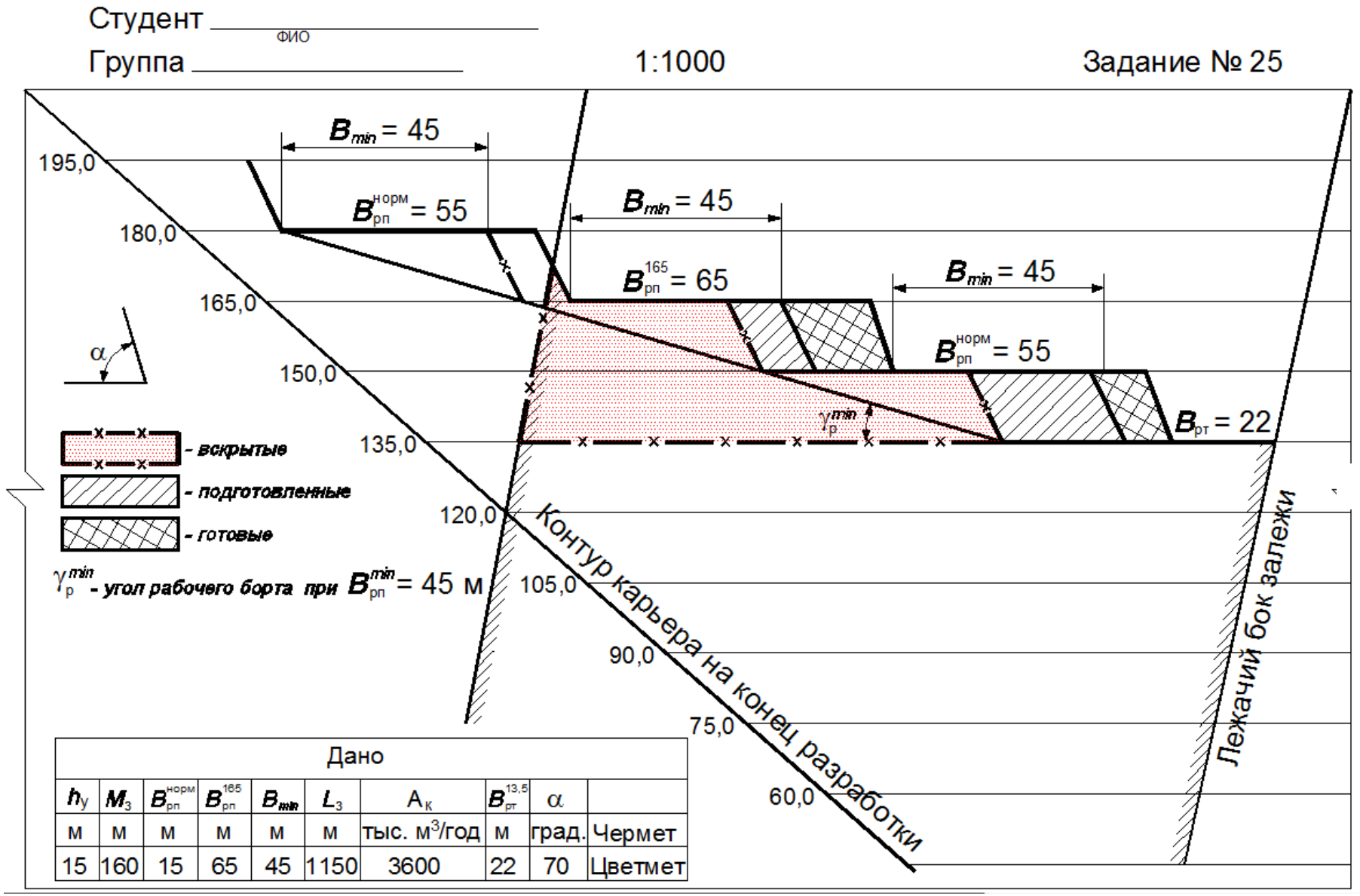
1. Заполнить бланк задания по варианту расчета.
2. Построить контур рудного тела на геологический разрез.
3. Построить рабочий борт карьера по заданным параметрам рабочих площадей.
4. Определить величину запасов по категориям – вскрытые, подготовленные и готовые – (ВПГ)

$$\text{ВПГ} = \frac{Q_{\text{расч}} \cdot 12}{A_{\text{к}}}, \text{ мес.}$$

5. Провести сравнение их с нормативными величинами (табл. 6.1)
6. Вывод: соответствуют или не соответствуют нормативным (по каждой категории запасов).

Таблица 6.1 Таблицанормативныхзапасовполезногоископаемого

Категориязапасов	Норматив, мес.
Вскрытые	≥ 6,0
Подготовленные	≥ 3,5
Готовые – по чермету – по цветмету	 ≥ 2,5 ≥ 1,5



Дано									
$h_у$	$M_з$	$B_{рп}^{норм}$	$B_{рп}^{165}$	B_{min}	$L_з$	$A_к$	$B_{рт}^{13,5}$	α	
м	м	м	м	м	м	тыс. м^3/год	м	град.	Чермет
15	160	15	65	45	1150	3600	22	70	Цветмет

Рис. 6.2. Пример Вскрытые запасы, подготовленные запасы, готовые запасы

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арсентьев А. И. Вскрытие и система разработки карьерных полей. М., 1981. 278 с.
2. Хохряков В. С. Проектирование карьеров:учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1992. 383 с.
3. Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Технология открытых горных работ. М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2008. 472 с., ил.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

Исходные данные к практической работе №1

Вариант	Кол-во уступов, шт.	Примыкание	Ширина транспортной бермы, м	Ширина бермы очистки, м	Высота уступа, м	Уклон, ‰.	Ширина дна, м	Угол откоса уступа, град.	Кол-во сечений	Исследуемый параметр
№	n		$b_{тр}$	$b_о$	h	i	B	β		
1	3	Однобортовое	15	10	15	40	20	50	5	$b_{тр}$
2	4		20		10	80	25		4	i
3	3		25		12	100	30		5	β
4	4		15		20	40	20		4	$b_{тр}$
5	3		20		5	130	25	70	5	β
6	4		25	8	12	40	30		4	i
7	3		15		10	100	20		5	$b_{тр}$
8	4		20		15	80	30		4	β
9	3		25		10	100	30		5	i
10	4		15		8	80	20		4	$b_{тр}$
11	3	Двухбортовое	20	Транспортные бермы по обоим бортам траншеи ($b_о = b_{тр}$)	15	80	25	60	5	i
12	4		25		10	80	30		4	β
13	3		15		12	40	20		5	$b_{тр}$
14	4		20		18	100	25		4	β
15	3		25		20	120	30		5	i
16	4		15		12	60	20	80	4	$b_{тр}$
17	3		20		15	80	25		5	i
18	4		25		20	90	25		4	β
19	3		15		10	40	20		5	$b_{тр}$
20	4		20		20	80	25		4	i

Приложение 2

Исходные данные к практической работе № 2

Номер задания	Параметры транспорта				Параметры карьера			
	Масса груза в поезде, $Q_п$	Длина поезда, $l_п$, м	Грузооборот, $Г_р$, т/см,	Уклон съездов, i	Длина карьера по дну, $L_д$, м	Глубина карьера, $H_к$,м	Угол откоса бортов, $\beta_т$	Высота уступа, $H_у$, м
1						216	32°	12
2			18 000	0,030	800	240		
3						192		
4						180		
5	600	110				255	35°	15
6			24000	0,035	1600	225		
7						195		
8						180		
9						240	30°	20
10			30 000	0,040	1200	200		
11						220		
12						160		
13						240	35°	15
14			20000	0,030	1 600	180		
15						255		
16						195		
17						200	32°	20
18	1000	180	40 000	0,040	1800	220		
19						260		
20						180		
21						216	30°	12
22			16 000	0,032	1400	168		
23						180		
24						168		

Приложение 3

Исходные данные к практической работе № 3

Вариант	Категория пород	Марка автосамосвала	Ширина автосамосвала, м	Диаметр колеса, м	Грузонапряженность, млн т/год	Глубина расположения дороги, м	Глубина кювета, м
1	Скальные	КамАЗ-5511	2,50	1,20	Менее 5	до 50	0,5
2	Рыхлые					50-100	
3	Скальные	МЗКТ-75165	3,07	1,40		св. 100	
4	Рыхлые					до 50	
5	Скальные	БелАЗ-7540	4,36	1,60	От 5 до 15	50-100	
6	Рыхлые					100-200	
7	Скальные	БелАЗ-75481	4,40			св. 200	
8	Рыхлые					до 50	
9	Скальные	БелАЗ-7555А	5,24	1,80		50-100	
10	Рыхлые					100-200	0,7
11	Скальные	БелАЗ-75492	5,42			св. 200	
12	Рыхлые					до 50	
13	Скальные	БелАЗ-7514	6,14	2,20		50-100	
14	Рыхлые					100-200	
15	Скальные	БелАЗ-75215	7,78		Более 15	св. 200	
16	Рыхлые					до 50	
17	Скальные	БелАЗ-75215	7,78			50-100	
18	Рыхлые					100-200	
19	Скальные	БелАЗ-75303	6,90			св. 200	
20	Рыхлые					до 50	

Приложение 4

Исходные данные к практической работе № 4

№ п/п	Угол откоса уступа, град. $\alpha_{уст}$	Высотауступа, м $H_у$	Устойчивый угол погашенияборта, $\gamma_{уст}$	Глубина карьера, м $H_к$	Длина залежи, м $L_з$	Мощность залежи, м $M_З$	Уклонсъезда, тысячные, i
1	60	10	35°	80	600	400	0,065
2	60	12	37°	100	700	200	0,080
3	60	15	39°	90	800	60	0,080
4	60	18	43°	136	1200	650	0.090
5	60	10	41°	100	800	400	0,065
6	60	12	39°	120	1100	350	0,070
7	60	15	37°	105	600	400	0,070
8	65	18	43°	144	1150	220	0,080
9	65	10	35°	120	1300	150	0,080
10	65	12	37°	96	1150	350	0,065
11	65	15	39°	120	500	240	0,070
12	65	18	41°	104	1400	450	0,090
13	65	10	43°	90	850	420	0,070
14	65	12	39°	84	1050	180	0.080
15	70	15	37°	90	300	300	0,080
16	70	18	43°	160	1250	400	0,090
17	70	10	37°	70	600	80	0,070
18	70	12	39°	74	450	250	0,065
19	70	15	43°	120	1000	500	0,070
20	70	18	41°	140	1250	250	0,090
21	70	10	39°	90	850	60	0,065
22	70	15	37°	135	950	180	0,080

Приложение 5

Исходные данные к практической работе № 5

№ варианта	$H_у$, м	α, град.	β, град.	$B_{рп}$, м	$L_{тр}$, м	$L_б$, м	$Q_{тр}$, тыс.м^3/год	$Q_э$, тыс.м^3/год	i,тыс.	$B_{тр.}$, м	Расчетная схема
1	10	70	40	45	600	300	500	600	0,080	22	А
2	12	75		50	800	400	600	800	0,080	24	
3	15	60		60	1000	450	800	1000	0,080	24	
4	16	65		45	800	350	600	800	0,080	22	
5	12	70		50	900	400	800	1000	0,080	24	
6	15	75	45	60	1000	450	1000	1200	0,080	24	В
7	10	60		45	700	300	500	600	0,080	22	
8	12	65		50	800	350	600	800	0,080	24	
9	15	70		60	900	450	800	1000	0,080	24	
10	10	75		45	700	350	600	800	0,080	22	
11	12	60	50	50	800	400	800	1000	0,080	24	А
12	15	65		60	1000	450	1000	1200	0,080	24	
13	10	70		45	700	300	500	600	0,080	22	
14	12	75		50	900	400	600	800	0,080	24	
15	15	60		60	1000	450	900	1000	0,080	24	
16	10	65	40	45	800	350	600	800	0,080	22	В
17	12	70		50	1000	450	800	1000	0,080	24	
18	15	75		60	800	400	1000	1200	0,080	24	
19	10	60		45	600	300	500	600	0,080	22	
20	12	65		50	700	350	600	800	0,080	24	
21	15	70	45	60	1000	400	800	1000	0,080	24	А
22	10	75		45	700	300	600	800	0,080	22	
23	12	65		50	800	350	800	1000	0,080	24	

Приложение 6

Исходные данные к контрольной работе №1

№ п/п	Мощность залежи, $M_З$, м	Нормальная ширина раб. площ. $B_{Р.П.}$, м	Ширина раб. площ. на гор. $B^N_{Р.П.}$отм/гор, м	Мин.ширина раб.площ. B_{min}, м	Длина залежи $L_З$, м	Производ.карьера по руде $A_к$, тыс. $м^3$/год	Ширина дна разр. транш.на гор. $B^N_{Р.Т}$отм/гор., м	Угол откоса уступа α,град	Вид добываемого п. и.
1	100	40	50/120	35	900	1800	20/105	60	цвет. металл.
2	ПО	40	55/135	35	950	2000	20/105	60	цвет. металл.
3	120	45	55/120	40	1000.	2200	20/105	60	цвет. металл.
4	130	45	50/135	40	1000	2400	20/120	60	цвет. металл.
5,	140.	50	55/135	40	1050	2600	20/120	60	цвет. металл.
6	150	50	60/150	45	1050	2800	22/120	65	цвет. металл.
7	160	55	60/150	45	950	3000	22/135	65	цвет. металл.
8	150	55	65/150	45	1000	3200	22/135	65	цвет. металл.
9	160	60	65/150	50	1100	3200	22/135	65	цвет. металл.
10	150	60	70/150	50	1000	3300	22/120	65	цвет. металл.
11	160	60	75/135	55	1150	3600	24/120	70	цвет. металл.
12	100	40	50/120	35	900	2400	20/105	70	черная металл.
13	ПО	40	55/120	35	950	2600	20/105	70	черная металл.
14	120	45	55/135	40	1000	2800	20/105	70	черная металл.
15	130	45	55/135	40	1000	3000	22/120	70	черная металл.
16	140	50	60/150	40	1100	3200	22/120	70	черная металл.
17	150	50	60/150	45	1150	3400	22/120	75	черная металл.
18	160	55	65/150	45	1000	3600	22/135	75	черная металл.
19	130	55	65/165	45	1050	3800	24/135	75	черная металл.
20	140	60	70/165	50	1100	4000	24/135	75	черная металл.

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-методическому комплексу
_____ С.А. Упоров

РУКОВОДСТВО ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Часть 2

ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 21.05.04 «ГОРНОЕ ДЕЛО»

Специализация № 3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Автор: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.

Одобрена на заседании кафедры Разработки месторождений открытым способом
(название кафедры)
Зав.кафедрой _____
(подпись)
Лель Ю.И.
(Фамилия И.О.)
Протокол № 337 от 17.04.2019
(Дата)

Рассмотрена методической комиссиией горно-технологического факультета
(название факультета)
Председатель _____
(подпись)
Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)
Протокол № 7 от 19.04.2019
(Дата)

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3

1. ОСОБЕННОСТИ БЕСТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ, КОНСТРУКЦИЯ ДРАГЛАЙНОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ИХ РАБОТЫ 4

1.1. Особенности бестранспортных систем разработки 4

1.2. Особенности конструкции экскаваторов-драглайнов 5

1.3. Технологические схемы работы при бестранспортной системе разработки 7

2. ЗАДАНИЕ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ 9

3. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ 9

4. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ К ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЕ 10

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ 10

Приложение 1 11

Приложение 2 13

ВВЕДЕНИЕ

Практическая работа «Расчет параметров бестранспортной системы разработки» выполняется студентами в процессе изучения дисциплины «Технология и комплексная механизация открытых горных работ».

В течение работы студенты изучают задачу, методику расчетов и исходные данные, выполняют расчеты и графические построения, производят анализ полученных результатов и оформляют отчет по работе.

Задачи преподавателя:

- ознакомить студентов с задачей, стоящей перед ними, а также с порядком и методикой ее решения;
- обеспечить всех студентов исходными данными для расчетов;
- организовать выполнение каждым студентом лабораторной работы в соответствии с индивидуальным заданием;
- контролировать ход выполнения студентами лабораторной работы;
- принять отчет о работе.

Цель работы: закрепление и углубление теоретических знаний студентов, необходимых для выполнения расчета параметров бестранспортной системы разработки.

Задачи работы:

- изучить алгоритм и содержание расчетов параметров бестранспортной системы разработки, используя данное пособие и литературу, приведенную в списке;
- освоить методику расчетов, связанных с определением параметров бестранспортной системы разработки;
- изучить влияние на параметры бестранспортной системы разработки основных определяющих факторов.

Методические указания предназначены для студентов специализации «Открытые горные работы» (ОГР) специальности 130400 – «Горное дело», изучающих дисциплину «Технология и комплексная механизация открытых горных работ».

1. ОСОБЕННОСТИ БЕСТРАНСПОРТНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ, КОНСТРУКЦИЯ ДРАГЛАЙНОВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ИХ РАБОТЫ

1.1. Особенности бестранспортных систем разработки

Бестранспортные системы разработки месторождений характеризуются тем, что вскрышные породы при их использовании перемещаются экскаваторами или отвалообразователями в выработанное пространство - во внутренние отвалы.

Перемещение пород вскрыши из забоя в отвалы при бестранспортных системах разработки производится поперек фронта работ, т.е по кратчайшему расстоянию. В связи с этим бестранспортные системы разработки являются наиболее простыми и экономичными.

Системы с перемещением пород вскрыши в выработанное пространство могут применяться только при разработке горизонтальных или пологих месторождений, представленных пластами или пластообразными залежами с углами падения не превышающими 10-15 градусов. Глубина залегания пластов, как правило, не превышает 40-60 метров, а их мощность обычно не более 5-20 метров. Разработка таких месторождений ведется сразу на всю мощность залежей с постоянной или слегка возрастающей рабочей зоной. Именно при перечисленных условиях появляется возможность размещения пород вскрыши во внутренние отвалы.

Карьерные поля при разработке горизонтальных и пологих месторождений имеют, как правило, большие размеры. Их длина может достигать 5 километров, а ширина от 0,5 до 2 километров. Карьерные поля имеют вытянутую форму.

Кроме того, при этих системах разработки существует жесткая связь между вскрышными и добычными работами, так как вскрываемые запасы ограничиваются рабочими параметрами и мощностью вскрышных и отвальных машин.

Применение бестранспортных систем разработки возможно лишь тогда, когда имеется оборудование с рабочими параметрами, достаточными для перевалки породы через добычные уступы в выработанное пространство.

При бестранспортных системах разработки для перемещения породы из забоя до отвала могут применяться экскаваторы-драглайны, вскрышные экскаваторы-механические лопаты или консольные отвалообразователи.

В последние десятилетия наибольшее распространение при бестранспортных системах разработки получили драглайны. В связи с этим в данных методических указаниях рассмотрены технологические схемы, предусматривающие использование экскаваторов-драглайнов.

1.2. Особенности конструкции экскаваторов-драглайнов

Важной особенностью экскаваторов-драглайнов является то, что их ковш подвешен к стреле на стальных канатах (рис.1.1). Вместимость ковша крупных драглайнов достигает 100-168 кубометров, а длина стрелы 100-120 метров.

Драглайны обычно имеют шагающий ход, однако относительно небольшие модели могут иметь гусеничный ход.

Наклон стрелы драглайна обычно составляет 25-35 градусов.



Рис.1.1. Шагающий экскаватор-драглайн ЭШ-20.90

Ковш драглайна перемещается по забою с помощью тягового и подъемного канатов. При этом он отделяет (срезает) стружку породы и заполняется. Затем ковш поднимают вверх. Угол между горизонталью и днищем ковша при его подъеме регулируется изменением длины разгрузочного каната. Разгрузка ковша происходит при свободном опускании тягового каната.

Длительность черпания зависит в основном от крепости породы и толщины стружки, срезаемой драглайном. При увеличении толщины стружки сокращается путь, проходимый ковшом при черпании, но вследствие повышенного сопротивления резанию уменьшается скорость перемещения ковша.

Минимальная толщина стружки должна быть такой, чтобы ковш заполнялся за одно черпание. В мягких грунтах толщина стружки может быть больше, а в крепких меньше.

Продолжительность поворота драглайна зависит, главным образом, от места выгрузки породы. В некоторых случаях разгрузка ковша может совмещаться с поворотом и происходить без остановки экскаватора, поворачивающегося в этом случае на 360 градусов без остановки.

Многолетний опыт эксплуатации крупных шагающих экскаваторов-драглайнов на горных предприятиях мира свидетельствует о высокой эффективности этих машин.

Важнейшим их преимуществом является то, что, имея большую длину стрелы, они могут осуществлять не только выемку, но и транспортирование вскрышных пород непосредственно во внутренние отвалы.

Благодаря возможности экскавации как нижним, так и верхним черпанием обеспечивается разработка месторождений с большой мощностью вскрыши. Низкое удельное давление на грунт при работе и передвижении позволяет осуществлять эксплуатацию экскаватора при низкой несущей способности грунтов.

Эти особенности крупных драглайнов, наряду с их высокой производительностью и надежностью, обеспечили значительное распространение таких машин на карьерах и разрезах мира.

Только на угледобывающих предприятиях Российской Федерации, где драглайны эксплуатируются более пятидесяти лет, ими без использования транспорта перемещается около 20 процентов от общего объема всей горной массы. Крупные экскаваторы-драглайны используются на горных предприятиях США, Австралии, Канады, Китая и ряда других стран.

Основной тенденцией в развитии драглайнов длительное время являлось увеличение вместимости ковша и длины стрелы. Однако в последние годы основные технологические параметры крупных драглайнов, по-видимому, достигли своего предела, определяемого экономической целесообразностью.

Основные направления развития экскаваторов-драглайнов в настоящее время связаны с совершенствованием их конструкции для более полного использования возможностей этой техники.

Это, в первую очередь, объясняется тем, что увеличенные затраты на особо крупные экскаваторы не компенсируются пропорциональным увеличением их производительности за границами некоторого предельного значения мощности машины.

Накопленный опыт использования крупных шагающих экскаваторов показал, что при бестранспортных системах разработки их применение позволяет в 2-3 раза снизить затраты на производство 1 $м^3$ вскрыши и в 3-4 раза уменьшить трудоемкость вскрышных работ.

1.3. Технологические схемы работы при бестранспортной системе разработки

Различают:

- простую бестранспортную систему разработки с однократной непосредственной перевалкой породы из вскрышного уступа во внутренние отвалы;

- усложненные бестранспортные системы разработки с многократной перевалкой вскрыши, которые используются в том случае, когда рабочие размеры вскрышного экскаватора оказываются недостаточными для непосредственного размещения вскрыши в выработанном пространстве.

В зависимости от структуры механизации, моделей вскрышного и отвального экскаваторов и места их расположения в рабочей зоне, числа подуступов, отрабатываемых с перевалкой вскрыши, размеров и формы отвальной рабочей зоны и степени подвалки добычного уступа бестранспортные системы разработки подразделяют на технологические схемы.

Так, простая бестранспортная система разработки включает целый ряд схем экскавации, наиболее распространенными из которых сегодня являются следующие:

- схема экскавации драглайном при разработке вскрышных пород одним уступом и размещении драглайна на верхней площадке вскрышного уступа;

- схема экскавации драглайном при разработке вскрышных пород двумя подуступами и размещении драглайна на подуступе.

Схема экскавации драглайном при разработке вскрышных пород одним уступом предусматривает размещение драглайна на верхней площадке вскрышного уступа. Он смещен от бровки добычного уступа на значительное расстояние. Зависимости между рабочими параметрами драглайна и высотой отвала при этой схеме устанавливаются только по радиусу разгрузки. Высота разгрузки драглайна с учетом расположения его на кровле вскрышного уступа позволяет иметь отвал большой высоты.

При расчете бестранспортных систем разработки обычно решаются задачи двух видов.

В первом случае по заданным параметрам экскаватора находят наибольшую допустимую в данных условиях высоту вскрышного уступа *H.*

Во втором случае для заданных параметров системы разработки подбирают модель экскаватора (т.е. величину радиуса разгрузки экскаватора R_p).

Расстояние от оси драглайна до верхней бровки добычного уступа l_1 определяется по формуле:

$$l_1 = b + c + Б + H\ ctg\ \alpha_в + l_2\ , \qquad (1.1)$$

где b - половина диаметра опорной базы экскаватора, м;

c - безопасное расстояние, принимаемое в зависимости от мощности пласта и модели экскаватора, м (обычно с=1-3 метра);

$Б$ - ширина бермы безопасности, м;

H - высота вскрышного уступа, м;

$\alpha_в$ - угол откоса вскрышного уступа, градус;

l_2 - ширина площадки между нижней бровкой вскрышного уступа и верхней бровкой добычного уступа, м.

Если требуется по заданным параметрам экскаватора найти наибольшую допустимую в данных условиях высоту вскрышного уступа H, используют зависимость ее от радиуса разгрузки экскаватора $R_р$:

$$H = (R_р - b - c - Б - l_2 - h\,ctg\,\alpha - a - A/4) / (ctg\,\alpha_в + к\,ctg\,\beta), \qquad (1.2)$$

где $R_р$ - радиус разгрузки экскаватора, м;

h - высота добычного уступа, м;

α - угол откоса добычного уступа, градус;

A - ширина экскаваторной заходки, м;

$к$ - остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале;

β - угол откоса отвала, градус

Если требуется для заданных параметров системы разработки подобрать модель экскаватора-драглайна, определяют необходимую величину его радиуса разгрузки по формуле:

$$R_р = H(ctg\,\alpha_в + к\,ctg\,\beta) + b + c + Б + l_2 + h\,ctg\,\alpha + a + A/4. \qquad (1.3)$$

Схема экскавации драглайном при разработке вскрыши двумя подуступами позволяет при тех же рабочих параметрах драглайна разрабатывать вскрышу большей мощности. Эта схема может быть применена только при использовании мощных драглайнов, которые могут разрабатывать уступы выше уровня стояния. Однако высота верхнего подуступа не должна быть более 0,3-0,4 высоты разгрузки драглайна.

Усложненные бестранспортные системы разработки с многократной перевалкой вскрыши используются в том случае, когда рабочие размеры вскрышного экскаватора оказываются недостаточными для непосредственного размещения вскрыши в выработанном пространстве. При этих системах разработки порода во внутренние отвалы перемещается в несколько приемов, т.е. необходима переэкскавация породы.

Различают много вариантов схем усложненных бестранспортных систем разработки. При некоторых вариантах вскрышные породы перемещается во временный предотвал и переэкскавируется одним драглайном. Часто при таких схемах драглайн устанавливается на предотвале.

Одним из вариантов таких схем является схема, получившая название «Райчихинская» .

При других вариантах схем порода перемещается во временный предотвал одним драглайном, а переэкскавируется далее другим драглайном. Одним из вариантов таких схем является «Украинская» схема.

2. ЗАДАНИЕ ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ

1. Ознакомиться с особенностями работы драглайнов при бестранспортных системах разработки.

2. Ознакомиться с техническими характеристиками экскаваторов-драглайнов.

3. Изучить технологические схемы работы драглайнов при бестранспортных системах разработки.

4. Выполнить расчет параметров бестранспортной системы разработки.

5. Исследовать зависимость параметров бестранспортной системы разработки от определяющих их факторов.

6. Начертить схему работы драглайна.

3. ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЫ

1. По учебнику и методическим указаниям ознакомиться с особенностями конструкции, техническими характеристиками и технологическими схемами работы драглайнов.

2. Ознакомиться с исходными данными, приведенными в прил. 1 (в соответствии с заданным преподавателем вариантом).

3. С использованием методики, приведенной в разделе 1.2, выполнить расчет параметров бестранспортной системы разработки:

- по заданным параметрам экскаватора найти наибольшую допустимую в данных условиях высоту вскрышного уступа (с использованием формулы 1.2);

- для заданных параметров системы разработки подобрать модель экскаватора-драглайна (с использованием формулы 1.3 и приложения 2);

4. Исследовать зависимость параметров бестранспортной системы разработки от определяющих их факторов (изменяя высоту добычного уступа h в формуле 1.2 и высоту вскрышного уступа H в формуле 1.3 в соответствии с заданием, приведенным в приложении 1).

5. Сделать вывод о степени влияния на параметры бестранспортной системы разработки определяющих факторов и построить графики $H=f(h)$ и $R_p=f(H)$.

6. Начертить на листе формата А4 схему работы драглайна, при бестранспортной системе разработки с размерами, заданными в приложении 1 и полученными расчетом.

4. КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ К ЛАБОРАТОРНОЙ РАБОТЕ

1. Какие Вы знаете основные конструктивные особенности экскаваторов-драглайнов?

2. Какие схемы работы драглайнов при бестранспортой системе разработки Вы знаете?

3. Когда и почему необходимо применять усложненные бестранспортные системы разработки?

4. Назовите основные особенности «Райчихинской» технологической схемы разработки.

5. Назовите основные особенности «Украинской» технологической схемы разработки.

6. От каких факторов зависят параметры бестранспортной системы разработки?

7. Как определяется по заданным параметрам экскаватора-драглайна наибольшая допустимая в данных условиях высота вскрышного уступа при простой бестранспортной системе разработки?

8. Как подбирают экскаватор-драглайн для конкретных условий разработки месторождения при простой бестранспортной системе разработки?

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ И РЕКОМЕНДУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю. Технология открытых горных работ. М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2008. 472 с.

Анистратов Ю. И., Анистратов К.Ю. Технологические процессы открытых горных работ.- М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2008. 448 с.

Анистратов Ю. И., Анистратов К. Ю., Щадов М. И. Справочник по открытым горным работам. М.: ООО «НТЦ «Горное дело», 2010. 700 с.

Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей: учебник для вузов. М.: Недра, 1981. 278 с.

Проектирование карьеров: учебник /К. Н. Трубецкой, Г. Л. Краснянский, В. В. Хронин, В. С. Коваленко. 3-е изд., перераб. М.: Высшая школа, 2009. 694 с.

Ржевский В. В. Открытые горные работы: учебник для вузов. 1 и 2 ч. М.: Недра, 1985. 549 с.

Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: учебник для техникумов. 5-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1991. 336 с.

Хохряков В. С. Проектирование карьеров: учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1992. 383 с.

Приложение 1

Исходные данные для расчетов

Показатель	Обозначение	Вариант											
		1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**	**11**	**12**
Модель драглайна	–	ЭШ-11.75						ЭШ-15.100					
Высота добычного уступа, м	h	5	10	10	9	7	8	7	8	5	8	7	9
Половина диаметра опорной базы экскаватора, м	b	5,4	5,4	5,4	5,4	5,4	5,4	7,25	7,25	7,25	7,25	7,25	7,25
Безопасное расстояние, м	c	1	2	1	2	2	1	3	3	2	2	3	3
Ширина бермы безопасности, м	$Б$	4	5	3	4	3	4	5	7	8	4	5	6
Угол откоса вскрышного уступа, град.	$\alpha_и$	50	55	53	56	54	57	57	56	55	53	53	58
Ширина площадки между нижней бровкой вскрышного уступа и верхней бровкой добычного уступа, м	l_2	5	4	5	5	4	3	5	6	7	3	5	6
Угол откоса добычного уступа, град.	α	60	65	60	55	60	65	65	60	55	65	60	55
Ширина экскаваторной заходки, м	A	18	18	16	17	16	18	19	18	17	18	17	18
Остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале	$к$	1,3	1,4	1,5	1,4	1,3	1,5	1,4	1,3	1,2	1,3	1,4	1,5
Угол откоса отвала, град	β	30	35	32	30	35	34	34	35	32	34	35	33
Высота вскрышного уступа, м	H	10	15	12	12	11	10	15	12	10	14	12	15
Варианты высоты вскрышного уступа, м	H_1	8	7	6	7	6	7	7	8	6	9	7	8
	H_2	9	8	7	8	7	9	8	9	7	10	9	9
	H_3	11	9	8	9	8	10	10	11	8	12	10	11
	H_4	12	11	10	11	10	11	11	12	10	13	11	12
Варианты высоты добычного уступа, м	h_1	6	8	9	7	8	7	5	6	7	5	4	5
	h_2	7	9	10	8	9	8	6	7	8	6	5	6
	h_3	8	10	11	9	10	9	7	8	9	7	6	7
	h_4	9	11	12	10	11	10	8	9	10	8	7	8

Исходные данные для расчетов

Показатель	Обозначение	Вариант											
		13	**14**	**15**	**16**	**17**	**18**	**19**	**20**	**21**	**22**	**23**	**24**
Модель драглайна	–	ЭШ-20.90						ЭШ-20.100					
Высота добычного уступа, м	h	6	9	8	9	7	5	7	8	6	8	6	9
Половина диаметра опорной базы экскаватора, м	b	7,25	7,25	7,25	7,25	7,25	7,25	7,6	7,6	7,6	7,6	7,6	7,6
Безопасное расстояние, м	c	1	2	1	2	2	1	3	3	2	2	3	3
Ширина бермы безопасности, м	$Б$	4	5	3	4	3	4	5	7	8	4	5	6
Угол откоса вскрышного уступа, град.	$\alpha_и$	52	50	53	55	54	56	57	55	56	53	53	58
Ширина площадки между нижней бровкой вскрышного уступа и верхней бровкой добычного уступа, м	l_2	4	5	4	3	5	4	4	5	6	3	5	6
Угол откоса добычного уступа, град.	α	62	60	61	56	55	62	60	62	57	60	61	55
Ширина экскаваторной заходки, м	A	18	18	16	17	16	18	19	18	17	18	17	18
Остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале	$к$	1,4	1,3	1,5	1,3	1,2	1,5	1,4	1,5	1,3	1,2	1,4	1,5
Угол откоса отвала, град	β	32	35	30	32	35	30	34	30	32	33	35	33
Высота вскрышного уступа, м	H	10	15	12	12	11	10	15	12	10	14	12	15
Варианты высоты вскрышного уступа, м	H_1	8	7	6	7	6	7	7	8	6	9	7	8
	H_2	9	8	7	8	7	9	8	9	7	10	9	9
	H_3	11	9	8	9	8	10	10	11	8	12	10	11
	H_4	12	11	10	11	10	11	11	12	10	13	11	12
Варианты высоты добычного уступа, м	h_1	6	8	9	7	8	7	5	6	7	5	4	5
	h_2	7	9	10	8	9	8	6	7	8	6	5	6
	h_3	8	10	11	9	10	9	7	8	9	7	6	7
	h_4	9	11	12	10	11	10	8	9	10	8	7	8

Приложение 2

Техническая характеристика шагающих экскаваторов-драглайнов, выпускаемых ОАО «Уралмаш»

Параметры	ЭШ-11.75	ЭШ-20.90	ЭШ-15.100	ЭШ-25.90	ЭШ-20.100	ЭШ-40.100	ЭШ-30.110	ЭШ-65.100	ЭШ-40.130	ЭШ-100.100	ЭШ-100.125
Вместимость ковша, $м^3$…	11	20	15	25	20	40	30	65	40	100	100
Длина стрелы, м……	75	90	100	90	100	100	110	100	130	100	125
Максимальный радиус, м:											
черпания ……	71,4	83,0	91,5	85,4	91,0	94,8	103,3	97,6	123	97,0	118
выгрузки …….	71,4	83,0	91,5	85,4	91,0	94,8	103,3	97,6	123	97,0	118
Максимальная высота разгрузки, м……	30,6	38,5	45,0	37,5	45,0	40,0	46,2	38,5	56,0	43,0	56,0
Максимальная глубина черпания, м……	38,0	42,5	46,0	47,0	46,0	47,0	53,0	46,0	60,0	47,0	52,0
Мощность сетевого двигателя, кВт……..	1250	2500	2500	2500	2500	2×2250	2×2250	4×2250	4×2250	4×3600	4×3600
Масса рабочая, т……	840	1690	1710	1900	1900	3310	3420	5460	5460	10300	10000
Продолжительность рабочего цикла (грунт первой категории), с……	56	60	60	60	62	60	64	60	60	60	60

ЭШ – экскаватор шагающий

МИНОБРНАУКИ РОССИИ

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебно-
методическому комплексу
_____ С.А. Упоров

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ ПО ДИСЦИПЛИНЕ

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Специальность

21.05.04 Горное дело
Специализация №3 ***«Открытые горные работы»***

форма обучения: очная, заочная

квалификация выпускника: **Горный инженер (специалист)**

Авторы: Сандригайло И.Н., доцент, к.т.н.
Кокунина Л.В., ст. преподаватель, к.т.н.
Беляев В.Л., ст. преподаватель
Ганиев Р.С., ст. преподаватель

Одобрена на заседании кафедры

Разработки месторождений открытым способом
(название кафедры)

Зав.кафедрой _____
(подпись)

Лель Ю.И.
(Фамилия И.О.)

Протокол № 337 от 17.04.2019
(Дата)

Рассмотрена методической комиссией

горно-технологического факультета
(название факультета)

Председатель _____
(подпись)

Колчина Н.В.
(Фамилия И.О.)

Протокол № 7 от 19.04.2019
(Дата)

Екатеринбург
2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....3
1. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА 4
2. ПОВТОРЕНИЕ И САМОСТОЯТЕЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ТЕМ КУРСА. ОТВЕТЫ НА ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ......5
3. ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ И КОНТРОЛЬНЫМ РАБОТАМ 5
4. ПОДГОТОВКА И НАПИСАНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА 6
5. ПОДГОТОВКА К ЗАЧЕТУ (ЭКЗАМЕНУ).....7
6. ПЕРЕЧЕНЬ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....8
ПРИЛОЖЕНИЕ 1. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ 9
ПРИЛОЖЕНИЕ 2. ПЕРЕЧЕНЬ ЭКЗАМЕНАЦИОННЫХ ВОПРОСОВ.....13

ВВЕДЕНИЕ

Настоящие учебно-методическое пособие содержит информацию, необходимую для выполнения самостоятельной работы по дисциплине Б1.Б.2.02 «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» для студентов специальности 21.05.04 Горное дело специализации №3 «Открытые горные работы», очной и заочной формы обучения.

Согласно рабочей программе дисциплины Б1.Б.2.02 «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» предусмотрены следующие виды самостоятельной работы:

- Повторение материала лекций
- Самостоятельное изучение тем курса (для заочной формы обучения)
- Ответы на вопросы для самоконтроля
- Подготовка к практическим занятиям
- Подготовка к контрольной работе
- Подготовка и написание курсового проекта
- Подготовка к зачетам
- Подготовка к экзамену

Обоснование затрат времени на самостоятельную работу и принятая трудоемкость по отдельным её видам представлена в разделе 7 рабочей программы дисциплины.

1. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА

Тема 1: Технология и комплексная механизация разработки крутопадающих месторождений

Технологические типы месторождений и особенности их разработки. Запасы полезного ископаемого и кондиции на минеральное сырье. Критерии оценки горных работ. Рабочая зона карьера. Режим горных работ. Вскрытие карьерных полей. Системы открытой разработки. Организация и управление горными работами.

Тема 2: Технология и комплексная механизация разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений

Особенности разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений. Схемы разработки при простой бестранспортной системе разработки вскрыши. Схемы разработки при усложненной бестранспортной системе разработки вскрыши: суть, типичные схемы, расчет. Модификации схем бестранспортной разработки. Система разработки со сбросом горной массы взрывом. Организация вскрышных и добычных работ при бестранспортных системах разработки. Системы разработки с применением консольных отвалообразователей и транспортно-отвальных мостов. Вскрытие горизонтальных и пологопадающих месторождений

Тема 3: Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений

Особенности разработки россыпных месторождений. Разработка россыпных месторождений бульдозерно-экскаваторным способом. Разработка россыпных месторождений экскаваторным способом. Разработка россыпных месторождений гидравлическим способом. Разработка россыпных месторождений дражным способом.

Тема 4: Технология и комплексная механизация разработки месторождений блочного камня

История развития, краткое описание направлений развития камнедобывающей отрасли. Виды горных пород. Генезис. Горнотехнические условия. Оценка и разведка месторождений облицовочного камня. Виды вскрытия с применением транспортных и бестраншейных схем вскрытия месторождений облицовочного камня. Безвзрывные способы подготовки вскрышных пород к выемке. Методы предохранительного взрывания на выветрелых горных породах. Способы, основанные на механическом резании горных пород. Резание горных пород специальными методами: струей воды высокого давления, термогазоструйными и плазменными горелками, лазерными установками. Способы подготовки блоков к выемке методом сплошного бурения. Способы подготовки камня к выемке бурением по

контуру с последующим механическим и взрывным откалыванием. Управление действием взрыва на массив. Принципы комбинации способов подготовки камня к выемке. Процессы подготовки к выемке облицовочного камня: подготовка к выемке, пассировка, погрузка, транспортирование, складирование кондиционного сырья. Погрузка, транспортирование и складирование некондиции.

2. ПОВТОРЕНИЕ И САМОСТОЯТЕЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ТЕМ КУРСА. ОТВЕТЫ НА ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ.

Основной объем информации по дисциплине излагается: для очной формы обучения - преподавателем на аудиторных (лекционных) занятиях в устной форме; для заочной формы обучения – в учебной литературе, перечень которой представлен в разделе 8 настоящего методического пособия. Использование основной литературы считается обязательным для повторения и самостоятельного изучения тем курса, использование дополнительной литературы предусматривается с целью углублённого изучения отдельных разделов дисциплины.

Рекомендуется следующий порядок повторения или самостоятельного изучения тем дисциплины:

1. Ознакомьтесь с содержанием темы;
2. Ознакомьтесь с конспектом лекций по теме;
3. Ознакомьтесь с изложением данной темы в литературных источниках;
4. Ответьте на контрольные вопросы по данной теме (приложение 1 настоящего методического пособия), используя при необходимости конспект лекций и литературные источники;
5. Составьте конспект по изученному (повторенному) материалу;
6. При возникновении затруднений при усвоении материала обратитесь за консультацией к преподавателю.

3. ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ ЗАНЯТИЯМ И КОНТРОЛЬНЫМ РАБОТАМ

С Выполнение практических и контрольных работ осуществляется студентами на аудиторных занятиях в соответствии с методическими указаниями.

Методические указания по выполнению практических и контрольных работ представлены в методических пособиях:

1. Исаков С.В., Беляев В.Л., Ганиев Р.С. Руководство по выполнению практических и контрольных работ по дисциплине Б1.Б.2.02

Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Часть 1. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019

2. Сандригайло И.Н. Руководство по выполнению практических работ по дисциплине Б1.Б.2.02 Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Часть 2. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019
3. Кокунина Л.В., Ганиев Р.С., Бычков Г.В. Руководство по выполнению практических работ по дисциплине Б1.Б.2.02 Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Часть 3. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019
4. Ганиев Р.С. Руководство по выполнению контрольной работы по дисциплине Б1.Б.2.02 Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Часть 3. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019

Рекомендуется следующий порядок подготовки к практическим и контрольным работам:

1. Используя соответствующее методическое пособие, ознакомьтесь с темой, содержанием и исходными данными к работе;
2. При возникновении непонимания цели, задач и общей сути работы, повторите соответствующий раздел теоретической части дисциплины, используя конспект лекций или учебную литературу;
3. Подготовьте титульную страницу работы с указанием названия работы, цели и задач работы, а также выпишите исходные данные согласно варианту, назначенному преподавателем;
4. При возникновении непонимания порядка выполнения работы обратитесь за консультацией к преподавателю.

4. ПОДГОТОВКА И НАПИСАНИЕ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Выполнение курсового проекта осуществляется студентами в соответствии с методическими указаниями.

Методические указания по выполнению курсового проекта представлены в методическом пособии:

Сандиргайло И.Н., Беляев В.Л., Кокунина Л.В., Ганиев Р.С., Сорокин Л.А. Руководство по выполнению курсового проекта по дисциплине Б1.Б.2.02

Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Екатеринбург: ФГБОУ ВО «УГГУ», 2019

Рекомендуется следующий порядок подготовки и написания курсового проекта:

1. Используя методическое пособие, ознакомьтесь с темой, содержанием и исходными данными для выполнения курсового проекта;
2. При возникновении непонимания цели, задач и общей сути работы, повторите соответствующий раздел теоретической части дисциплины, используя конспект лекций или учебную литературу;
3. Подготовьте титульную страницу работы с указанием названия работы, цели и задач работы, а также выпишите исходные данные согласно варианту, назначенному преподавателем;
4. Выполнение разделов курсового проекта осуществлять в порядке, изложенном в методическом пособии. Графическая часть, как правило, оформляется прежде пояснительной записки. Требования к оформлению также изложены в методическом пособии.
5. При возникновении непонимания порядка выполнения работы обратитесь за консультацией к преподавателю.

5. ПОДГОТОВКА К ЗАЧЕТУ (ЭКЗАМЕНУ)

Сдача зачета (экзамена) осуществляется студентами по результату изучения каждой из трёх тематических частей дисциплины:

- **часть 1**: Технология и комплексная механизация разработки крутопадающих месторождений (тема 1);

- **часть 2**: Технология и комплексная механизация разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений (тема 2)

- **часть 3**: Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений, Технология и комплексная механизация разработки месторождений блочного камня (темы 3-4)

Зачет (экзамен) по дисциплине проводится по билетам. Билет на зачет (экзамен) включает в себя два теоретических вопроса из перечня, представленного в приложении 2 настоящего методического пособия. На зачете/экзамене преподаватель может задать обучающемуся дополнительные и уточняющие вопросы. Дополнительные вопросы задаются помимо вопросов билета и связаны, как правило, с плохим ответом. Уточняющие

вопросы задаются в рамках билета и направлены на выявление степени понимания студентом изучаемого предмета.

Рекомендуется следующий порядок подготовки к зачету (экзамену):

1. Ознакомьтесь с перечнем экзаменационных вопросов;
2. Повторите соответствующие разделы теоретической части дисциплины, используя конспект лекций и учебную литературу;
3. С целью закрепления усвоенного материала письменно составьте ответы на представленные вопросы;
4. При возникновении затруднений при усвоении материала обратитесь за консультацией к преподавателю.

6. ПЕРЕЧЕНЬ УЧЕБНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Основная литература

№ п/п	Наименование
1	Технология открытых горных работ : учебник / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов. - 3-е изд., перераб. и доп. - Москва : НТЦ "Горное дело", 2008. - 472 с.
2	Справочник. Открытые горные работы : справочное издание / Трубецкой К. Н. [и др.]. - Москва : Горное бюро, 1994. - 590 с. : ил. - Библиогр.: с. 583
3	Практикум по открытым горным работам : учеб. пособие / Иван Михайлович Ялтанец И. М., Михаил Иванович Щадов М. И. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва : Изд-во МГУ, 2003. - 429 с

Дополнительная литература

№ п/п	Наименование
1	Открытая разработка месторождений полезных ископаемых : учебник / В. С. Хохряков. - 5-е изд., перераб. и доп. - Москва : Недра, 1991. - 336 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1. ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

Тема 1: Технология и комплексная механизация разработки крутопадающих месторождений

1. Какие существуют технологические типы месторождений и особенности их разработки?
2. Какие выделяются виды запасов полезного ископаемого?
3. Каким образом составляются кондиции на минеральное сырье?
4. Каковы критерии оценки горных работ?
5. Какие выделяются параметры рабочей зоны карьера?
6. От чего зависят параметры рабочей зоны карьера?
7. От чего зависит режим горных работ?
8. Какие существуют схемы вскрытия карьерных полей для крутопадающих месторождений?
9. Какие выделяются виды систем открытой разработки?
10. По каким критериям производится выбор системы разработки?

Тема 2: Технология и комплексная механизация разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений

1. Какие выделяются особенности залегания горизонтальных и пологопадающих месторождений?
2. Какие схемы разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений применяются на практике?
3. В чем заключаются особенности, достоинства и недостатки простой бестранспортной системы разработки?
4. Что подразумевается под термином «готовые к выемке резервы»?
5. В чем заключаются особенности, достоинства и недостатки усложненной бестранспортной системы разработки?
6. Что отражает коэффициент переэкскавации?
7. В чем заключаются суть, достоинства и недостатки Черемховской схемы?
8. В чем заключаются суть, достоинства и недостатки Райчихинской схемы?
9. В чем заключаются суть, достоинства и недостатки Украинской схемы?
10. В чем заключаются суть, достоинства и недостатки Назаровской схемы?
11. Каковы особенности бестранспортной схемы разработки с взрыванием вскрышных пород?

12. Каковы особенности организации вскрышных и добычных работ при бестранспортной схеме?

13. Какие существуют варианты типов забоев в добычной панели?

14. Какие существуют схемы работ при бестранспортной системе разработки?

15. В чём заключаются особенности систем разработки с применением консольных отвалообразователей?

16. В чём заключаются особенности систем разработки с применением транспортно-отвальных мостов?

17. Как осуществляется вскрытие горизонтальных и пологопадающих месторождений?

18. Какой порядок ведения горных работ предусматривается при бестранспортных системах разработки?

Тема 3: Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений

1. Какие выделяются способы разработки россыпных месторождений?

2. По какой схеме осуществляется вскрытие россыпных месторождений при бульдозерном способе их отработки?

3. В чем заключаются особенности схемы ведения работ при бульдозерном способе разработки россыпей?

4. Какие факторы определяют производительность бульдозерной техники?

5. По какой схеме осуществляется вскрытие россыпных месторождений при бульдозерно-экскаваторном способе их отработки?

6. В чем заключаются особенности схемы ведения работ при экскаваторно-бульдозерном способ разработки россыпного месторождения?

7. По какому принципу проектируются комплексы оборудования при экскаваторно-бульдозерном способ разработки россыпного месторождения?

8. Какие существуют типы гидромониторных забоев?

9. По какой схеме осуществляется вскрытие россыпных месторождений при гидромониторном способе их отработки?

10. По какой схеме осуществляется отработка уступа и перемещение работ при отработке россыпей гидромониторным способом?

11. Что является основными техническими характеристиками гидромонитора?

12. Какие факторы определяют ширину рабочей площадки при гидромониторной отработке россыпей?

13. От каких фактров зависит производительность гидромонитора?

14. Как классифицируются драги в зависимости по критерию возможной глубины отработки?

15. Какие существуют схемы водоснабжения дражного разрезы?

16. Какие существуют технологические схемы ведения работ при дражном способе отработки россыпей?

17. От каких факторов зависит производительность многочерпаковых драг?

Тема 4: Технология и комплексная механизация разработки месторождений блочного камня

1. Какие схемы вскрытия применяются при разработке месторождений облицовочного камня?

2. Чем принципиально отличаются технология траншейного и бестраншейного вскрытия месторождений облицовочного камня?

3. Какие существуют способы подготовки вскрышных пород к выемке при отработке месторождений облицовочного камня?

4. В чём заключаются особенности технологии безвзрывных способов подготовки вскрышных пород к выемке?

5. В чём заключаются особенности технологии взрывных способов подготовки вскрышных пород к выемке?

6. Способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на механическом резании и области их применения.

7. Какие существуют способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на бурении горных пород? Какова область их применения?

8. Какие существуют способы подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня, основанные на альтернативных методах разрушения горных пород? Какова область их применения?

9. В чём заключается суть комбинированных способов подготовки к выемке блоков природного облицовочного камня? Какова область их применения?

10. Какие существуют виды технологических процессов на добыче блочного камня? В чём заключаются их особенности?

11. Какие механизмы, оборудование и техника применяются в процессах подготовки к выемке облицовочного камня?

12. В чём заключается суть пассировки блочного камня? Какие к ней предъявляются требования?

13. Как осуществляются погрузка, складирование и учет некондиционной горной массы?

ПРИЛОЖЕНИЕ 2. ПЕРЕЧЕНЬ ЭКЗАМЕНАЦИОННЫХ ВОПРОСОВ
Часть 1.

Тема 1: Технология и комплексная механизация разработки крутопадающих месторождений

1 Общие сведения о технологии открытой добычи полезных ископаемых Принципы комплексной механизации.
2 Вскрытые, подготовленные и готовые к выемке запасы полезных ископаемых.
3 Формирование качества руд. Структура запасов полезных ископаемых.
4 Промышленные требования к качеству полезных ископаемых. Ценность полезных ископаемых.
5 Оценка качества горных работ. Учет потерь и разубоживания.
6 Коэффициенты вскрыши и горной массы. Критерии оценки горных работ
7 Показатели развития горных работ Расчет скорости понижения горных работ.
8 Рабочая зона карьера. Понятия и определения.
9 Законы формирования рабочей зоны карьера.
10 Рабочая зона глубоких карьеров. Особенности развития рабочей зоны глубоких карьеров.
11 Режим и этапы горных работ.
12 Вскрытие карьерных полей. Способ, схема и система вскрытия.
13 Назначение и подразделение горных выработок. Классификация способов вскрытия
14 Трасса капитальных траншей. Выбор формы трассы
15 Транспортные способы проходки траншей.
16 Выбор способа вскрытия карьерного поля.
17 Вскрытие крутопадающих и наклонных месторождений Основные рекомендации по планированию схем вскрытия.
18 Вскрытие тупиковыми, петлевыми и спиральными съездами.
19 Вскрытие нагорных месторождений. Вскрытие подземными горными выработками.
20 Системная разработка карьерных полей.
21 Классификация систем разработки по Н.В Мельникову.
22 Классификация систем разработки по В В Ржевскому.
23 Элементы, параметры и показатели систем разработки.
24 Особенности открытой разработки наклонных и крутопадающих месторождений.

25 Системная разработка с применением железнодорожного транспорта
26 Системная разработка с применением автомобильного транспорта.
27 Системная разработка с применением конвейерного транспорта

Часть 2.

Тема 2: Технология и комплексная механизация разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений

1 Особенности залегания горизонтальных и пологопадающих месторождений.
2 Схемы разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений
3 Простая бестранспортная система разработки. Ее особенности, достоинства и недостатки.
4 Формула для определения предельной мощности вскрыши, отрабатываемой экскаватором-драглайном, заданной модели.
5 Формула для выбора экскаватора – драглайна, имеющего радиус разгрузки, необходимый для отработки вскрыши на конкретном месторождении.
6 Схема совместной работы вскрышного и добычного экскаваторов. Готовые к выемке резервы.
7 Усложненная бестранспортная система разработки. Коэффициент переэкскавации.
8 Черемховская схема. Ее суть, достоинства и недостатки.
9 Райчихинская схема. Ее суть, достоинства и недостатки.
10 Украинская схема. Ее суть, достоинства и недостатки.
11 Назаровская схема. Ее суть, достоинства и недостатки.
12 Бестранспортная схема разработки с взрыванием вскрышных пород.
13 Организация вскрышных и добычных работ при бестранспортной схеме. Варианты типов забоев в добычной панели.
14 Схемы работ при бестранспортной системе разработки. Правила их конструирования.
15 Системы разработки с применением консольных отвалообразователей.
16 Системы разработки с применением транспортно-отвальных мостов.
17 Вскрытие горизонтальных и пологопадающих месторождений.

Часть 3.

Тема 3: Технология и комплексная механизация разработки россыпных месторождений

1 Способы разработки россыпных месторождений и условия их применения.
2 Схемы вскрытия россыпных месторождений при бульдозерном способе их отработки.
3 Схемы ведения работ при бульдозерном способе разработки россыпей.
4 Производительность бульдозерной техники.
5 Схемы вскрытия россыпных месторождений при бульдозерно-экскаваторном способе их отработки.
6 Схемы ведения работ при экскаваторно-бульдозерном способ разработки россыпного месторождения.
7 Принцип комплексности при выборе оборудования при экскаваторно-бульдозерном способ разработки россыпного месторождения.
8 Типы гидромониторных забоев.
9 Схемы вскрытия россыпных месторождений при гидромониторном способе их отработки.
10 Схема отработки уступа и перемещения работ при отработке россыпей гидромониторным способом.
11 Технические характеристики гидромониторов и принципы выбора гидромониторного оборудования.
12 Конструкция рабочей площадки при гидромониторной отработке россыпей.
13 Производительность гидромонитора.
14 Классификация драг в зависимости по критерию возможной глубины отработки.
15 Принципиальное устройство многочерпаковой драги.
16 Схемы водоснабжения дражного разрезы.
17 Технологические схемы ведения работ при дражном способе отработки россыпей.
18 Производительность многочерпаковых драг.

Тема 4. Технология и комплексная механизация разработки месторождений блочного камня

1 Камнедобывающая отрасль, основные направления ее развития.
2 Какие горные породы применяются, как материал для облицовочных и строительных материалов.
3 Основные горнотехнические условия, особенности оценки и разведки

месторождения облицовочного камня.

4 Основные требования к геологической документации, какие данные должна содержать геологическая документация при оценке, разведке месторождений облицовочного камня.

5 Способы производства вскрышных работ на месторождениях облицовочного камня.

6 Способы вскрытия технологии вскрытия месторождений облицовочного камня.

7 Принципы предохранительного взрывания на месторождениях облицовочного камня.

8 Способы подготовки к выемке облицовочного камня.

9 Основные принципы и технология подготовки к выемке блоков природного камня, основанная на механическом резании.

10 Основные принципы и технология подготовки к выемке блоков природного камня, основанная на сплошном бурении.

11 Основные принципы и технология подготовки к выемке блоков природного камня, основанная на механическом или взрывном откалывании.

12 Требования к качеству и параметрам блоков из природного камня.

13 Основные принципы и технология пассировки блоков.

14 Основные грузоподъемные механизмы и требования к ним при подготовке к выемке блочного камня.

15 Требования к транспортным средствам при перевозке блочного камня.