

Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»



Д. В. Прищепа

## **МЕХАНИКА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ**

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе,  
выполнению практических и контрольных работ по дисциплине  
«Механика подземных сооружений»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»  
специализации № 5 «Шахтное и подземное строительство»*

Екатеринбург – 2019

Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-  
технологического факультета

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2019 г.

Председатель комиссии

\_\_\_\_\_ ст.преп. Н. В. Колчина

Д. В. Прищепа

## **МЕХАНИКА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ**

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению  
практических и контрольных работ по дисциплине  
«Механика подземных сооружений»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»  
специализации № 5 «Шахтное и подземное строительство»*

*Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,  
д-р техн. наук.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета  
Уральского государственного горного университета

*Механика подземных сооружений: Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению практических и контрольных работ по дисциплине «Механика подземных сооружений» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации № 5 «Шахтное и подземное строительство» / Д. В. Прищепа; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 59 с.*

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины в соответствии с работой программой.

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы, выполнению практических и контрольных работ студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации № 5 «Шахтное и подземное строительство» по курсу «Механика подземных сооружений».

© Уральский государственный  
горный университет, 2019  
© Прищепа Д. В.

## Оглавление

Введение.....	5
1. Методические указания к организации самостоятельной работы студента.....	6
2. Содержание курса, контрольные вопросы .....	7
3. Практико-ориентированные задания .....	11
Практико-ориентированное задание №1 .....	11
Практико-ориентированное задание №2 .....	15
Практико-ориентированное задание №3 .....	24
Контрольная работа №1 .....	26
Контрольная работа №2:.....	51
Требования к оформлению и защите_практико-ориентированных заданий и контрольных работ .....	57
Рекомендуемая литература.....	58

## 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 108 часов или 3 зачетных единицы. Из них 44 часов отводится на самостоятельную работу студентов.

По курсу «Механика подземных сооружений» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – *освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита практико-ориентированных заданий; подготовка и защита контрольной работы.* Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС).

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины. И выполнению практико-ориентированных и контрольных заданий.

## 1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В следующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Механика подземных сооружений». Она содержит названия 5 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 учебнике по курсу [1].

При освоении указанных ниже тем *рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента:*

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебнику [1] освоите каждый структурный элемент темы.
3. При необходимости используйте указанную дополнительную литературу. Консультацию по использованию дополнительной литературы Вы можете получить у преподавателя.
4. Ответьте на контрольные вопросы. 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.

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

### **Тема 1. Массивы горных пород и условия их устойчивости.**

Классификация массивов горных пород; критерии устойчивости породных массивов в подземной выработке; структурное ослабление породных массивов; оценка характеристик трещинной структуры породных массивов; определение деформационных характеристик трещиноватых массивов; дилатансия при деформации трещиноватых породных массивов.

*Литература:* [1, 3, 5, 6]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Приведите классификацию массивов горных пород.
2. Что понимается под устойчивостью горных выработок?
3. Что понимается под устойчивостью горных пород в подземных выработках?
4. Назовите нормативные документы регламентирующие процедуру определения устойчивости.
5. Как в соответствии со СП «Подземные горные выработки» определяется категория устойчивости?
6. Как в соответствии со СП «Подземные горные выработки» определяется коэффициент структурного ослабления?
7. Приведите основные методы оценки трещинной структуры породных массивов.
8. Охарактеризуйте основные положения фрактальной геометрии.
9. Что понимается под термином «фрактал»?
10. Что такое фрактальная размерность?
11. Перечислите основные методы определения фрактальной размерности.
12. Поясните суть метода покрытия при определении фрактальной размерности.
13. Поясните суть метода циркуля при определении фрактальной размерности.
14. Согласно модели К.В. Руппенейта опишите процедуру определения деформационных характеристик горных пород.
15. Что такое дилатансия?
16. Опишите процедуру определения параметра дилатансии.

### **Тема 2. Определение напряженно-деформированного состояния (НДС) породного массива при строительстве горных выработок.**

Формирование горного давления; математическое моделирование НДС породного массива; реализация метода конечных элементов; модель массива с

параллельной системой трещин; модель массива с блочной структурой; модель массива с хаотично расположенными трещинами; модель конвергенции горных выработок; статистическое моделирование контура горной выработки в проходке; определение концентрации напряжений на контуре горной выработки.

**Литература:** [1, 4]

**Контрольные вопросы:**

1. Что понимается под НДС породного массива?
2. Дайте оценку гипотезе акк. Динника для определения НДС породного массива.
3. В чем преимущество математического моделирования НДС породного массива?
4. Опишите суть метода граничных элементов.
5. Опишите суть метода конечных элементов.
6. Опишите процедуру построения расчётной модели при реализации метода конечных элементов.
7. Как определяются деформационные свойства породного массива осложненного параллельными системами трещин.
8. Как определяются деформационные свойства породного массива осложненного блочным строением.
9. Как определяются деформационные свойства породного массива осложненного хаотичным расположением трещин.

### **Тема 3. Формирование нагрузки на крепь подземных выработок.**

Гипотезы и расчетные схемы формирования нагрузки на крепь горной выработки; использование нормативных документов; прогноз устойчивости с учетом реологии породного массива; оценка устойчивости горных пород с плоскостью ослабления (трещиной); прогноз вывалообразования в горной выработке.

**Литература:** [1, 9, 10]

**Контрольные вопросы:**

1. Укажите основные особенности методов расчета по заданным нагрузкам и заданным деформациям.
2. Опишите гипотезу сводообразования по схеме М. М. Протоdjяконова.
3. Опишите гипотезу сводообразования по схеме П. М. Цимбаревича.
4. Охарактеризуйте схему совместной работы крепи и породного массива.
5. Опишите гипотезу формирования нагрузки по методике Ю.М. Либермана.
6. Какие характеристики влияют на деформации массива и нагрузку на крепь?



7. Опишите методику оценки устойчивости горных пород с поверхностью ослабления.
8. Охарактеризуйте суть методики прогноза вывалообразования в горной выработке.
9. Дайте определение параметрам, входящим в выражение для определения вероятности образования вывала.
10. Укажите достоинства и недостатки методики прогноз вывалообразования в горной выработке.

#### **Тема 4. Конструкции и расчет крепей и обделок.**

Классификация и назначение крепей и обделок подземных сооружений; рамные крепи; монолитная бетонная крепь; блочная (тюбинговая) крепь; анкерная крепь; набрызг-бетонная и комбинированные крепи.

**Литература:** [1, 9, 10]

**Контрольные вопросы:**

1. Дайте определение понятию «крепь».
2. Дайте определение понятию «обделка».
3. Дайте определение понятию «постоянная крепь».
4. Дайте определение понятию «временная крепь».
5. Дайте определение понятию «затяжка».
6. Дайте определение понятию «паспорт крепления выработки».
7. По каким признакам классифицируются крепи и обделки подземных сооружений.
8. Приведите классификацию рамных крепей.
9. Приведите классификацию сплошных крепей.
10. Приведите классификацию анкерных крепей.
11. Дайте характеристику металлическим арочным податливым крепям.
12. Назовите основные конструкции анкерных крепей и условия их применения.
13. Назовите основные схемы анкеровки.
14. Назовите рациональную область применения сплошных крепей.
15. Укажите достоинства и недостатки набрызг-бетонной крепи.

#### **Тема 5. Прогноз устойчивости горнотехнических объектов.**

Общие положения; прогноз устойчивости выработок с вероятностных позиций; оценка надежности прогноза; мониторинг состояния подземных сооружений.

**Литература:** [1, 9]

**Контрольные вопросы:**

1. Охарактеризуйте основные принципы прогнозирования
2. Поясните требования, предъявляемые к разработке классификаций
3. Дайте понятие резерва прочности горной выработки.
4. Охарактеризуйте способ оценки характеристики безопасности выработки.
5. Опишите процедуру прогноза вероятности разрушения пород в подземной выработке.
6. Как оценивается мера информативности прогноза?
7. Поясните смысл коэффициента информативной эффективности.
8. Поясните смысл и область применения коэффициента надежности прогноза  $U$ .
9. Охарактеризуйте три основных принципа мониторинга состояния горных выработок .
10. Опишите существо метода разгрузки определения горного давления в шахтных условиях.
11. Опишите процедуру определения величины и направления действия главных напряжений в породном массиве.
12. Как используются скважинные методы для оценки деформирования породного массива.
13. Укажите существо метода компенсационной нагрузки для определения напряженного состояния массива.
14. Охарактеризуйте принципы оценки устойчивого состояния выработки с помощью использования критерий Байеса.

### 3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ

#### Практико-ориентированное задание №1

Определение нагрузки на крепь горизонтальной горной выработок

**Цель:** овладение методикой определения нагрузок на крепь горизонтальных горных выработок.

Характер проявления горного давления и соответственно его величина зависят от физико-механических свойств вмещающих выработку горных пород, глубины от поверхности, размеров поперечного сечения выработки, срока её службы, конструктивных особенностей применяемого типа крепи и ряда других факторов.

Универсальной расчетной методики, которую можно было бы применять во всем диапазоне горногеологических и горнотехнических условий в настоящее время нет, поскольку в единой гипотезе чрезвычайно сложно объяснить поведение массива горных пород вокруг выработок в породах различной крепости и степени нарушенности, в выработках, пройденных на разных глубинах и т.д. Поэтому в зависимости от горногеологических условий и ряда других факторов для расчета нагрузки на крепь горизонтальных горных выработок могут применяться различные расчётные схемы.

#### *Расчетные методики, основанные на гипотезе сил*

Расчётные методики определения горного давления, основанные на гипотезе сил, рекомендуется применять для выработок, пройденных на небольших глубинах. Отличительной особенностью расчетных формул является отсутствие зависимости нагрузки на крепь от глубины залегания выработки и конструктивных параметров крепи.

Расчёт нагрузки на крепь по гипотезе свода естественного равновесия

М.М. Протодьяконова.

Согласно гипотезе свода естественного равновесия проф. М. М. Протодьяконова нагрузка со стороны кровли выработки в горных породах, склонных к обрушению, может быть определена по следующей формуле:

$$P = \frac{4}{3} \cdot a \cdot b \cdot \gamma, \quad (3.1.1)$$

где  $a$  – половина ширины выработки в проходке, м;

$b$  – высота свода обрушения, м;

$$b = \frac{a}{f}, \quad (3.1.2)$$

$f$  – коэффициент крепости горных пород.

$\gamma$  – усредненный объемный вес породы кровли, Н/м<sup>3</sup>.

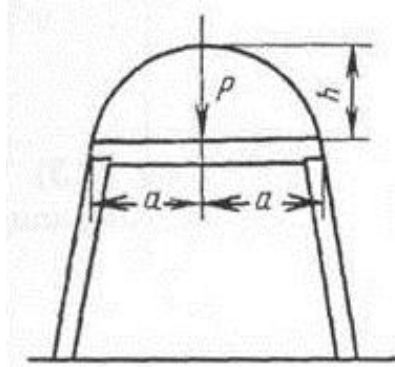


Рис. 3.1 Схема формирования нагрузки на крепь по гипотезе М.М. Протоджяконова

#### Расчёт нагрузки на крепь по гипотезе П.М. Цимбаревича

Согласно излагаемой методике, давление горных пород возникает не только со стороны кровли, но и со стороны боков горной выработки, пройденной в слабых неустойчивых горных породах (см. рис. 3.2).

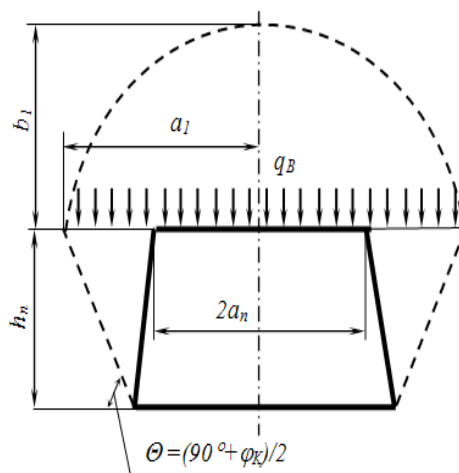


Рис. 3.2 Схема формирования нагрузки на крепь по гипотезе П.М. Цимбаревича

Высота свода естественного равновесия определяется по формуле:

$$b_1 = \frac{a + h \cdot \operatorname{ctg} \left( \frac{90 + \phi}{2} \right)}{f}, \quad (3.1.3)$$

где  $h$  – высота выработки, м;

$\phi$  – кажущийся угол внутреннего трения, град.

Нагрузка со стороны кровли определится следующим выражением:

$$P = 2a \cdot b_1 \cdot \gamma. \quad (3.1.4)$$

Нагрузка со стороны боков выработки, появляющаяся за счет образования призм сползания, равна:

$$P_B = \frac{\gamma h}{2} \cdot (2b_1 + h) \cdot \operatorname{tg}^2 \left( \frac{90 - \phi}{2} \right). \quad (3.1.5)$$

### ***Расчетные методики, основанные на гипотезе деформаций***

Данный подход основан на рассмотрении горного давления не как внешней нагрузки, а как результат взаимодействия крепи и вмещающих пород. Важно, что при такой схеме величиной горного давления можно управлять, регулируя податливость крепи.

#### **Расчёт нагрузки на крепь по гипотезе Ю.М. Либермана**

По схеме, предложенной Ю. М. Либерманом (рис. 3.3), в зоне  $A$ , имеющей радиус  $r_1$ , горные породы деформируются и разрушаются, а остальной массив (зона  $B$ ) остается в нетронутом состоянии.

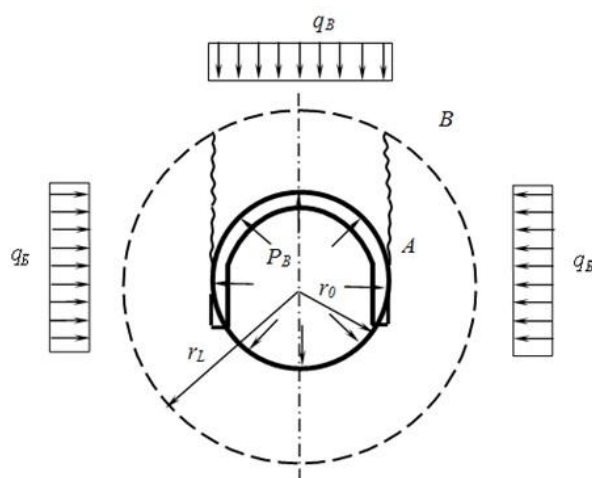


Рис. 3.3 Схема формирования нагрузки на крепь по гипотезе Ю.М. Либермана

Давление пород  $q_B$  на крепь может быть определено (при условии, что угол внутреннего трения  $\phi$  в зоне разрушения и в нетронутом массиве одинаков) из уравнения:

$$q_B = r_0 \cdot \left\{ \left[ (1 - \sin \phi) \cdot (\gamma H - \lambda \sigma_{сжс}) \cdot q_B^{-1} \right]^{\frac{1 - \sin \phi}{2 \sin \phi}} - 1 \right\}, \quad (3.1.6)$$

где  $\gamma$  – объемный вес горных пород, т/м<sup>3</sup>;  
 $r_0$  – радиус выработки, м;  
 $\phi$  – угол внутреннего трения, град;  
 $H$  – глубина заложения выработки, м;  
 $\lambda$  – коэффициент структурного ослабления;  
 $\sigma_{сжс}$  – предел прочности пород на сжатие, т/м<sup>2</sup>.

Уравнение (3.6) решается методом последовательных приближений. Выражение:

$$\left[ (1 - \sin \phi) \cdot (\gamma H - \lambda \sigma_{сжс}) \cdot q_B^{-1} \right]^{\frac{1 - \sin \phi}{2 \sin \phi}} \quad (3.1.7)$$

определяет относительный радиус  $R_1 = r_L / r_0$  зоны неупругих деформаций.

Уравнение (3.6) составлено из предположения, что возможное смещение пород в зоне неупругих деформаций будет происходить по поверхностям, близким к вертикальным (волнистые линии на рис. 3.3), создавая давление  $q_B$  на крепь.

Ю. М. Либерманом получено также уравнение максимального смещения контура выработки в результате взаимодействия системы "крепь-порода", которое может быть записано в виде:

$$U = \alpha_p \frac{1 + \nu}{E} \cdot r_0 \frac{\gamma H \cdot \sin \phi + 0.5(1 - \sin \phi) \sigma_{сжс}}{1 - \sin \phi} \left[ (1 - \sin \phi) (\gamma H - \lambda \sigma_{сжс}) q_B^{-1} \right]^{\frac{1 - \sin \phi}{2 \sin \phi}}, \quad (3.1.8)$$

где  $\alpha_p$  - реологический коэффициент, показывающий во сколько раз возрастает полная величина деформации (с учетом ползучести) по сравнению с начальной (упругой); в среднем можно принимать  $\alpha_p = 1,5$ ;

$\nu$  - коэффициент Пуассона;

$E$  - модуль упругости горных пород.

## Практико-ориентированное задание №2

### Расчет параметров крепи подземной горной выработки

**Цель:** овладение методиками расчета прочных размеров элементов крепи горизонтальных горных выработок.

### Расчет прочных размеров элементов рамных крепей горизонтальных горных выработок

Определение нагрузки на крепь является первым этапом при выборе вида крепи и расчёте параметров её установки в подземных горных выработках. Принципы расчета элементов крепи, несмотря на внешнее различие формул, остаются одинаковыми. Для определения поперечного сечения конструкций определяется максимальный изгибающий момент в раме крепи, затем требуемый момент сопротивления и минимально необходимые размеры поперечного сечения, исходя из допускаемых напряжений материала на изгиб.

#### Расчёт деревянной крепи

Верхняк рассчитывается как простая балка, испытывающая действие изгибающего момента  $M_{\max}$  от действия нагрузки  $q$ , Н/м:

$$M_{\max} = \frac{\gamma_f q l^2}{8} \quad (3.2.1)$$

где  $q$  – нагрузка на 1 м выработки Н/м;

$l = 2a$  - длина верхняка, м;

$\gamma_f$  - коэффициент надежности по нагрузке.

Коэффициент  $\gamma_f$  принимается: для камер и других выработок околоствольного двора, стволов и сопряжений ствола - не менее 1,5; для остальных выработок - не менее 1,2. При сложных горно-геологических значениях коэффициент  $\gamma_f$  принимается равным 2,0.

Диаметр верхняка определяется из выражения, м:

$$d = \sqrt[3]{\frac{M_{\max}}{R_u}} \quad (3.2.2)$$

где  $R_u$  – расчетное сопротивление дерева на изгиб ( $R_u = 10-12$  МПа, для сосны).

Расчетный диаметр верхняка увеличивают до ближайшего большего по стандарту: 12,16,20,24,28 см. Диаметр стоек принимают равным диаметру верхняка.

Затяжка рассматривается как балка, свободно лежащая на двух опорах с пролетом  $L$  (расстояние между рамами, м).

Толщина затяжек:

$$C = KL \sqrt{\frac{\gamma_f \cdot q}{R_u}} \quad (3.2.3)$$

где  $K$  - коэффициент для затяжек из досок – 0,87; для затяжек из обаполов – 1,0; для затяжек из круглого леса – 1,12;

$q$  – нагрузка на крепь, Н/м;

$\gamma_f$  - коэффициент надежности по нагрузке, принимаемый равным 1,2;

$R_u$  - расчетное сопротивление материала затяжки на изгиб ( $R_u = 10-12 \cdot 10^6$  Па).

### Расчет металлической арочной крепи

Арочные податливые крепи из специального взаимозаменяемого профиля СВП, получившие широкое распространение на угольных шахтах и рудниках, состоят из отдельных рам, устанавливаемых в выработках на расстоянии 0,3 – 1,2 м одна от другой, межрамных стяжек и железобетонных, деревянных или металлических решетчатых затяжек, укладываемых в пролетах между арками.

Арочная податливая крепь рекомендуется для выработок с  $f = 1-9$  и предназначена для крепления горизонтальных и наклонных (до  $30^\circ$ ) одно – и двухпутевых горных выработок. Величина расчетной податливости крепи должна соответствовать величине ожидаемых смещений (табл. 3.1)

Таблица 3.1

### Техническая характеристика податливых крепей

Тип крепи	Обозначение	Площадь поперечного сечения выработки в проходке, м <sup>2</sup>	Ширина выработки в проходке, м	Тип спецпрофиля	Сопротивление крепи в податливом режиме $N_s$ , кН	Максимальная податливость, мм	
						Вертикальная	Горизонтальная
Металлическая податливая арочная трехзвеневая	КМП-А3	до 10	3,2-3,8	СВП-17	140	300	-
		10-15	4,1-4,7	СВП-22	160	300	-
		15-20	5,3-5,9	СВП-27	175	300	-
Металлическая податливая арочная четырехзвеневая	КМП-А4	14-17	4,7-5,3	СВП-22	200	400	300
		17-20	5,3-5,9	СВП-27	215	400	300
Металлическая податливая арочная пятизвеневая	КМП-А5	10-11	3,8-4,0	СВП-19	145	600	-
		11-14	4,0-4,7	СВП-22	160	600	-
		14-16	4,7-5,0	СВП-27	180	600	-
		16-21	5,0-6,2	СВП-33	200	600	-
Металлическая податливая кольцевая четырехзвеневая	КМП-К4	6-10	2,8-3,8	СВП-17	140	300	300
		10-12	3,8-4,1	СВП-22	160	300	300
Металлическая податливая трапециевидная (прямоугольная)	КМП-Т(П)	до 8	не более 3	СВП-17	200	600	-
		8-10	3,0-3,8	СВП-22	200	700	-
		10-12	3,8-4,1	СВП-27	300	700	-
		12-15	4,1-4,7	СВП-27	400	700	-



Основным критерием для подбора металлической арочной и трапециевидной крепи является несущая способность рамы ( $N_s$ ), которая определяется из табл. 3.1.

По установленной нагрузке (нагрузка определяется по одной из гипотез горного давления) на раму из табл. 1.18 подбирается тип спецпрофиля СВП при условии, что нагрузка на раму  $P$  должна быть меньше ее несущей способности  $N_s$ .

Выбранный вид крепи из спецпрофиля СВП может быть проверен по ниже приведенной расчетной схеме.

Получившие широкое распространение арочные крепи из спецпрофиля, собираемые из трех элементов: двух стоек и криволинейного верхняка, рассчитываются как двухшарнирные арки. Основная схема при расчете крепи представлена на рис.3.4.

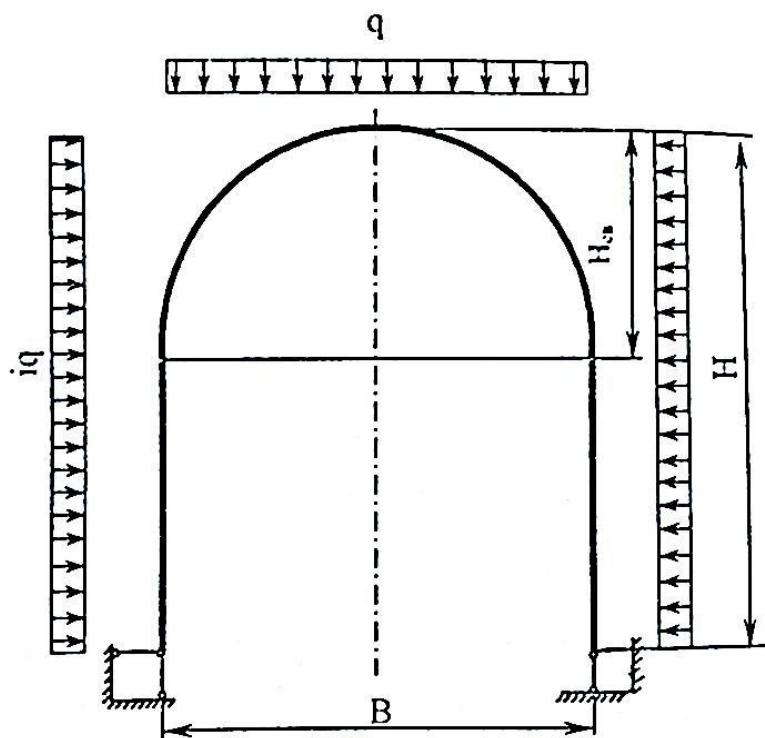


Рис. 3.4 Схема расчета двухшарнирной арочной крепи

Согласно схеме определяется коэффициент бокового распора крепи  $\chi$ , который может быть определен из следующего уравнения, полученного в результате обседа большого числа вариантов нагружения крепи:

$$\chi = -0,293\beta^2 + 0,955\beta - 0,099\alpha + 0,359i - 0,649, \quad (3.2.4)$$

где  $\beta$  - отношение высоты выработки к ее ширине,  $\beta = H/B$ ;

$\alpha$  - отношение высоты свода к ширине выработки,  $\alpha = H_{св}/B$ ;

$i$  - отношение боковой и вертикальной нагрузок,  $i = q_б/q_B$ ;

$H$  - высота выработки, м;

$B$  - ширина выработки в черне, м.

Наиболее характерная эпюра изгибающих моментов в арочной крепи показана на рис.3.5. В эпюре имеют место три экстремальных момента:  $M_1$ ,  $M_2$ ,  $M_3$ .

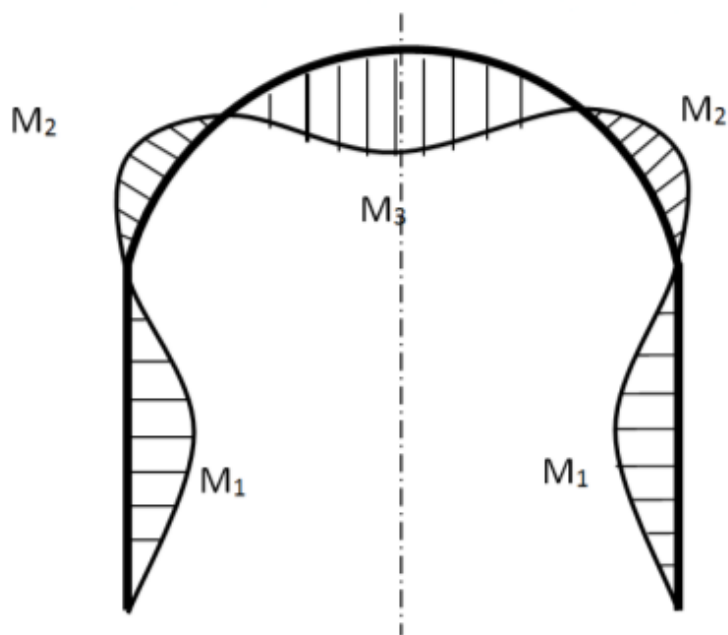


Рис. 3.5 Эпюра изгибающих моментов в двухшарнирной арочной крепи

Экстремальный момент в стойке, кН·м:

$$M_1 = \frac{\chi^2}{2i} \gamma_f q B^2 L \quad (3.2.5)$$

где  $L$  - расстояние между рамами, принимаемое предварительно = 1 м;

$\gamma_f$  - коэффициент надежности по нагрузке;

$q$  - нормативная нагрузка на крепежную раму, действующая на крепь в кровле выработки, кПа;

$\chi$  - коэффициент бокового распора.

Экстремальный изгибающий момент в ключе свода  $M_3$  определяется по формуле

$$M_3 = (0,125 + \chi\beta - 0,5i\beta) \cdot nqB^2 \cdot L, \quad (3.2.6)$$

Как правило, достаточно определить экстремальные моменты  $M_1$  и  $M_3$ , и требуемый профиль подобрать по большему значению момента из условия прочности:

$$WmR_{и} \geq M_{\max}, \quad (3.2.7)$$

где  $W$  - момент сопротивления; см<sup>3</sup>, табл.3.2;

$m$  - коэффициент условия работы;

$R_{и}$  - расчетное сопротивление стали Ст. 5 на изгиб, кПа,  $R_{и} = 270000$  кПа.

## Основные характеристики спецпрофилей СВП

Тип профилей	Площадь поперечного сечения, см <sup>2</sup> (м <sup>2</sup> · 10 <sup>-4</sup> )	Теоретическая масса, кг	Момент сопротивления W, см <sup>3</sup> (м <sup>3</sup> · 10 <sup>-6</sup> )		Высота Ширина, мм
			ось x - x	ось y - y	
СВП14	18,70	14,7	40,7	46,1	88/121
СВП17	21,73	17,1	50,3	57,9	94/131,5
СВП19	24,44	19,2	61,3	67,0	102/136
СВП22	27,91	21,9	74,8	77,8	110/145,4
СВП27	34,37	27,0	100,2	97,8	123/149,5
СВП33	42,53	33,4	133,5	148,0	137/166,3

Более точный расчет металлической арочной крепи, в том числе для асимметричных нагрузок на крепь, может быть выполнен по программе RAMKREP, разработанной на кафедре шахтного строительства УГГГА.

## Расчет металлической арочной крепи

Толщину покрытия из набрызгбетона приближенно определяют на основании теории изгиба прямоугольных пластин, нагруженных равномерно распределенной нагрузкой. При этом расчетная формула имеет вид:

$$\Delta_0 = \kappa' a \sqrt{\frac{\gamma_f q_B}{m \cdot R_p}} \quad (3.2.8)$$

где  $\Delta_0$  - среднее значение толщины покрытия из набрызгбетона по периметру выработки, м;

$\kappa'$  – коэффициент, принимаемый для выработок с покрытием только из набрызгбетона равным 0,35, для крепи из анкеров с набрызгбетоном – 0,25;

$a$  – шаг крепи, м, принимается  $a = B/3$ , но не менее 1 м;

$B$  - ширина выработки, м;

$R_p$  - расчетное сопротивление набрызгбетона растяжению, равное 1,2 – 1,6 МПа для армированных и 1,0 – 1,40 МПа - для неармированных покрытий;

$m$  - коэффициент условия работы покрытия, принимаемый равным 0,75 для неармированных и 1,0 для армированных покрытий;

$q_B$  - равномерно распределенная нагрузка, МПа.

Если в результате расчета по формуле (1.57) величина  $\Delta_0$  окажется менее 0,025 – 0,03 м, толщину покрытия следует принимать равной 2,5-3,0 см. Область применения набрызгбетонных и комбинированной крепей можно определить по рис.1.15.

### Расчет монолитной бетонной крепи

Геометрические размеры крепи выбираются следующим образом. Толщина свода в замке  $d_0$  определяется по данным табл. 3.3.

Толщина свода в пяте:

$$\Delta_0 = \kappa' a \sqrt{\frac{\gamma_f q_B}{m \cdot R_p}} \quad (3.2.9)$$

где  $f$  – коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова;

Таблица 3.3

Толщина свода в замке  $d_0$ , м

$f(l=2a)$	0,3	0,6	1	1,5	2	3	4	5	6	8
10	0,64	0,52	0,47	0,43	0,41	0,38	0,35	0,34	0,32	0,31
8	0,58	0,48	0,43	0,40	0,36	0,35	0,32	0,32	0,30	0,29
6	0,52	0,43	0,39	0,36	0,35	0,32	0,30	0,29	0,28	0,27
5	0,48	0,40	0,36	0,34	0,33	0,31	0,28	0,28	0,27	0,26
4	0,44	0,37	0,34	0,32	0,31	0,29	0,27	0,27	0,26	0,25
3	0,39	0,34	0,31	0,29	0,28	0,27	0,25	0,25	0,24	0,24
2,5	0,37	0,32	0,29	0,27	0,27	0,26	0,24	0,24	0,23	0,23
2	0,34	0,29	0,27	0,26	0,25	0,24	0,23	0,23	0,22	0,22
1,5	0,31	0,27	0,25	0,24	0,24	0,23	0,22	0,22	0,21	0,21

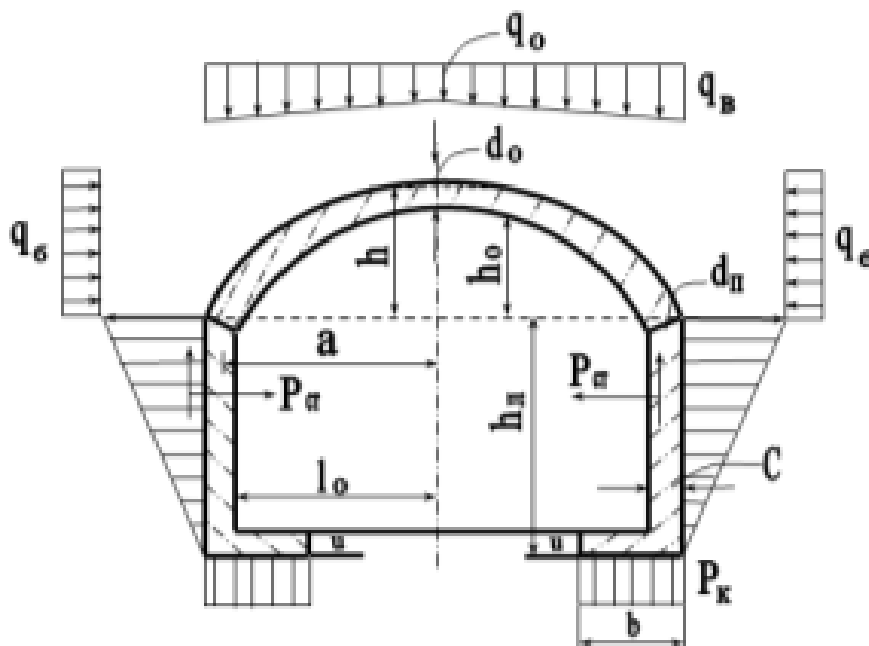


Рис. 3.6 Конструктивные размеры монолитной бетонной крепи

Ширина фундамента:

$$b = (1-1,5)C \quad (3.2.10)$$

Глубину фундамента стен можно принимать исходя из условия:

$$m = \frac{b - C}{0,6} \quad (3.2.11)$$

толщина стен:

$$C = (1-2)d_{\text{п}} \quad (3.2.12)$$

### Расчет анкерной крепи

Основными параметрами анкерной крепи принято считать: длину анкеров, расстояние между ними или плотность расстановки, расчетное сопротивление стержня на разрыв, несущую способность замка или замковой части анкера, а также величину начального натяжения для натяжных замковых анкеров. При учете характера работы крепи указанные параметры определяют применительно к двум основным расчетным схемам.

Расчетная схема I – анкера прикрепляют породу, расположенную в пределах зоны возможного обрушения, к устойчивой зоне породного массива и рассчитываются на восприятие нагрузок, вызванных весом пород в пределах зоны возможного обрушения в кровле и боках, а также зоны выпирания в подошве. Замковые части анкеров заглубляют в устойчивую зону массива на 0,3 – 0,5 м.

Расчетная схема II – анкера скрепляют различно деформируемые зоны, слои или структурные элементы породного массива вокруг выработки, формируя упрочненную зону в виде плиты, свода, арки или кольца, способную воспринять горное давление.

Расчетная схема I достаточно проста и наглядна. Эту схему обычно используют при сравнительно небольших размерах зоны возможного обрушения (до 2 м). В отдельных случаях, при строительстве подземных сооружений большого поперечного сечения в трещиноватом массиве, ее применяют и при размерах такой зоны до 15 м.

Расчетная схема II отражает действительный характер работы анкерной крепи, но требует более подробных и надежных данных о свойствах породного массива, и более сложна в расчетном отношении.

Расчет параметров штанговой крепи (железобетонной, сталеполимерной, шлакосиликатной, клинораспорной и т.д.) производится в следующей последовательности:

1. Определяется общая длина анкерного стержня:

$$l = l_n + l_0 + h_z, \quad (3.2.13)$$

где  $l_n$  – величина заглубления анкера в устойчивую зону массива пород, м (0,3-0,5 м);

$l_0$  – длина выступающей из шпура части анкера, зависящая от ее конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов, м (0,05-0,2 м);

$h_z$  – усредненный размер зоны возможного разрушения пород из кровли выработки, м.

Величина заглубления анкера в устойчивую зону массива пород варьируется и составляет 0,3-0,5 м.

Длина выступающей из шпура части анкера, зависит от ее конструкции анкера и толщины опорно-поддерживающих элементов. В зависимости от типов и конструкций  $l_0$  принимает значения 0,05-0,2 м.

Усредненный размер зоны возможного разрушения пород из кровли выработки можно определить следующими путями:

- Руководствуясь расчетной схемой М.М. Протоdjeяконова (Гипотеза сил);
- Руководствуясь расчетной схемой П.М. Цимбаревича (Гипотеза сил);
- Руководствуясь расчетными схемами научных институтов (например ИГД УрО РАН);
- Использовать расчетные схемы для проектирования крепи в условиях слоистых сред (угольные шахты).

Для условий скальных массивов осложненных блочным строением рекомендуется использовать расчетную схему ИГД УрО РАН для определения усредненного размера зоны возможного разрушения пород из кровли выработки:

$$h_3 = 0,1 + 0,22R + 0,06J \quad (3.2.14)$$

где  $R$  – полупролет выработки вчерне, м;

$J$  – линейный модуль трещиноватости, 1/м.

Определяется расстояние между штангами при шахматной сетке расположения

$$l_K = \sqrt{\frac{P_{III}}{h_3 \gamma_K k_3}} \quad (3.2.15)$$

где  $P_{III}$  – прочность закрепления анкера в приконтурном массиве;

$k_3$  – коэффициент запаса,  $k_3=1,5$ .

Величина  $P_{III}$  принимается по наименьшему значению из следующих критериев:

- Прочность арматурного стержня на разрыв;
- Прочность закрепления арматурного стержня в бетоне или полимере;
- Прочность закрепления бетонного или полимерного «столбика» в шпуре;
- Прочность закрепления замка в шпуре (для клино-распорного и фрикционного типа анкерной крепи).

Прочность арматурного стержня на разрыв:

$$[P_c] = [\sigma]_c \cdot 0,25 \cdot \pi \cdot d_{cm}^2 \quad (3.2.16)$$

Прочность закрепления арматурного стержня в бетоне или полимере:

$$[P_{бет}] = \tau_{сц} \cdot l_{ун} \cdot \pi \cdot d_{cm} \quad (3.2.17)$$

Прочность закрепления бетонного или полимерного «столбика» в шпуре

$$[P_{ун}] = \tau_{ун} \cdot l_{ун} \cdot \pi \cdot d_{ун} \quad (3.2.18)$$

где  $[\sigma]_c$  – предел текучести для арматурного стержня;

$d_{cm}$  – диаметр арматурного стержня, м;  
 $\tau_{cu}$  – удельное сцепление арматурного стержня с бетоном или полимером;  
 $l_{un}$  – длина шпура, м;  
 $\tau_{un}$  – удельное сцепление бетона или полимера со стенками шпура;  
 $d_{un}$  – диаметр шпура, м.

Прочность закрепления замка в шпуре (для клино-распорного и фрикционного типа анкерной крепи): ведется расчет с учетом конструкции замка и приложенных сил, либо принимается величина несущей способности замка полученная экспериментальным путем на заводе изготовителе (такая информация содержится в паспорте изделия). Несущая способность различных типов замков приведена в табл. 3.4.

Таблица 3.4

**Несущая способность различных типов замков анкерной крепи**

Тип замка	Несущая способность, кН
КРА-16	50
АК-8У	55
ШК-1М	55
АК-8Г	55

### Практико-ориентированное задание №3

Расчет вероятности устойчивости подземной горной выработки

**Цель:** овладение методикой прогноза устойчивости выработки с вероятностных позиций.

Методы расчета устойчивости выработок и параметров крепи базируются на характеристиках НДС массива, прочностных, деформационных и реологических свойств вмещающих пород. Каждая из этих характеристик являются случайными величинами, т. е. могут принимать различные значения по установленным законам распределения. Поэтому прогноз устойчивости и оценка его надежности должны производиться с вероятностных позиций.

Резерв прочности горной выработки (функцию устойчивости) можно представить следующим образом:

$$R = F_2(\sigma, \varepsilon) - F_1(T_\sigma), \quad (3.3.1)$$

где  $F_2(\sigma, \varepsilon)$  – функция прочности и деформируемости породного массива с учетом действующих напряжений;

$F_1(T_\sigma)$  – функция действующего тензора напряжений в окрестности выработки, определяемая методом конечных элементов.

В общем случае горную выработку следует считать устойчивой, если действующие напряжения на ее контуре не превышают прочность массива, т. е.  $R > 0$ . С учетом нормального распределения прочности горных пород и напряжений на контуре выработки, их разность, т. е. функция устойчивости  $R$ , также будет распределена нормально:

$$f(R) = \frac{1}{S_R \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(R_i - R_{cp})^2}{2S_R^2}}, \quad (3.3.2)$$

где  $S_R$  – среднее квадратическое отклонение функции устойчивости, отражающее естественную вариацию входящих в формулу (3.3.1) величин.

Отношение

$$\Delta = R_{cp}/S_R = 1/\nu_R \quad (3.3.3)$$

называется *характеристикой безопасности выработки*. Ее величина обратно пропорциональна коэффициенту вариации функции устойчивости  $\nu_R$ . Для определенности обозначим компоненты формулы (3.3.1) следующим образом:



$F_2(\sigma, \varepsilon) = \sigma_M$  – отражает прочностные характеристики массива;

$F_1(T_\sigma) = \sigma_B$  – напряжения на контуре выработки.

С учетом этого выражение (3.3.3) можно преобразовать к виду:

$$\Delta = \frac{\sigma_M - \sigma_B}{\sqrt{\sigma_M^2 v_M^2 + \sigma_B^2 v_B^2}}, \quad (3.3.4)$$

где  $v_M$  и  $v_B$  – соответствующие коэффициенты вариации прочности и напряжения.

Величину

$$n = \sigma_M / \sigma_B \quad (3.3.5)$$

обычно рассматривают как *коэффициент запаса прочности*. Подставив  $n$  в уравнение (3.3.4), получим:

$$\Delta = \frac{n - 1}{\sqrt{n^2 v_M^2 + v_B^2}}. \quad (3.3.6)$$

Произведя процедуру нормирования и проинтегрировав функцию распределения (3.3.2), определим вероятность разрушения пород на контуре выработки:

$$V = 1 - \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^\Delta e^{-\frac{z^2}{2}} dz. \quad (3.3.7)$$

Значения нормированной функции определяются соответствующими командами в системах электронных таблиц (например, в Microsoft Excel командой НОРМСТРАСП).

Расчет вероятности разрушения производится путем вычисления функции устойчивости  $R$ , характеристики безопасности  $\Delta$  и коэффициента запаса прочности  $n$ . В свою очередь, эти характеристики определяются действующими напряжениями  $\sigma_B$  и прочностью горных пород в массиве  $\sigma_M$ .

## Контрольная работа №1

Определение напряженно деформированного состояния и устойчивости горных пород в подземной горной выработке

Цель: овладеть методикой определения напряженно-деформированного состояния породного массива используя метод конечных элементов.

Определение напряжений и деформаций методом конечных элементов производится в компьютерной программе Plaxis 3D Tunnel, последующая обработка результатов производится в компьютерных средах AutoCad и Microsoft Excel. В этих программных продуктах могут работать специалисты, имеющие инженерное образование без специальной математической подготовки.

Сначала необходимо создать трехмерную модель горной выработки и вмещающих пород в Plaxis 3D Tunnel. Запустите соответствующую программу двойным щелчком по значку программы 3D Input (Ввод данных). Появится диалоговое окно Create/Open project (Создать/Открыть проект). Выберите опцию New project (Новый проект) и щелкните по кнопке <OK> (рис. 1).

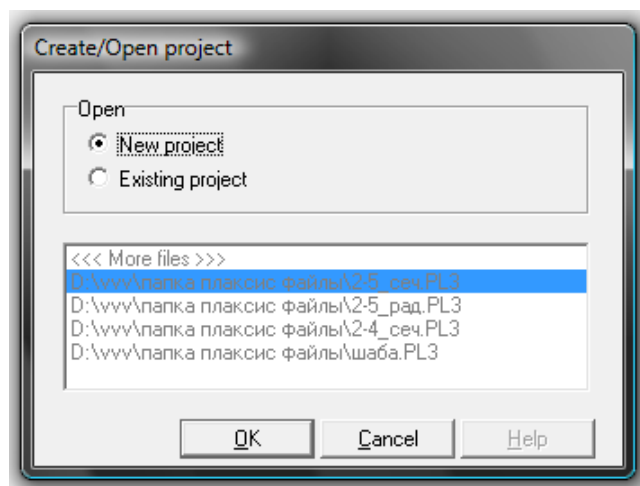


Рис. 3.7 Диалоговое окно Создать/Открыть проект

Первым шагом является задание основных параметров конечно-элементной модели. Это делается в окне General settings (Общие настройки). В поле Title (название) вкладки Project (Проект) введите название, а в поле Comments (комментарии) комментарии, если такие

имеются. В поле Model (Модель) группового блока General (Общие параметры) задается тип расчета, а в поле Elements (Элементы) – базовый тип элементов. В нашем случае в этих полях должно быть соответственно задано 3D Parallel planes (Трехмерные параллельные плоскости) и 15-node wedge (15-узловые клиновидные элементы). В групповом блоке Acceleration (Ускорение силы тяжести) задается фиксированный угол действия силы тяжести -90, которая направлена вертикально вниз. В поле Declination (Склонение) группового блока Model orientation (Ориентация модели) указывается значение по умолчанию 0.

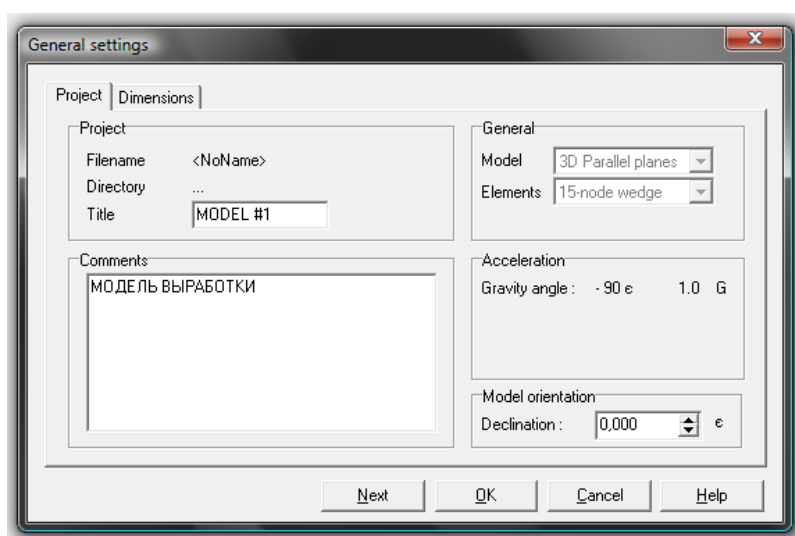


Рис. 3.8 Вкладка Проект окно Общие настройки

В поле Units (Единицы измерения) вкладки Dimensions (Размеры) оставьте заданные по умолчанию единицы измерения (длина измеряется в метрах, сила – в кН, а время – в сутках).

В групповом блоке Geometry dimensions (Геометрические размеры) задается необходимый размер области построения. Введите 0,0; 50,0; 0,0; 50,0 соответственно в поля Left (Левая), Right (Правая), Bottom (Нижняя), Top (Верхняя). В групповом блоке Grid (Сетка) задается шаг сетки. Введите в поле Spacing (Шаг) 1,0; а в поле Number of intervals (Количество интервалов) – число 1. Для подтверждения введенных параметров щелкните по кнопке <ОК>. На экране появится область рисования.

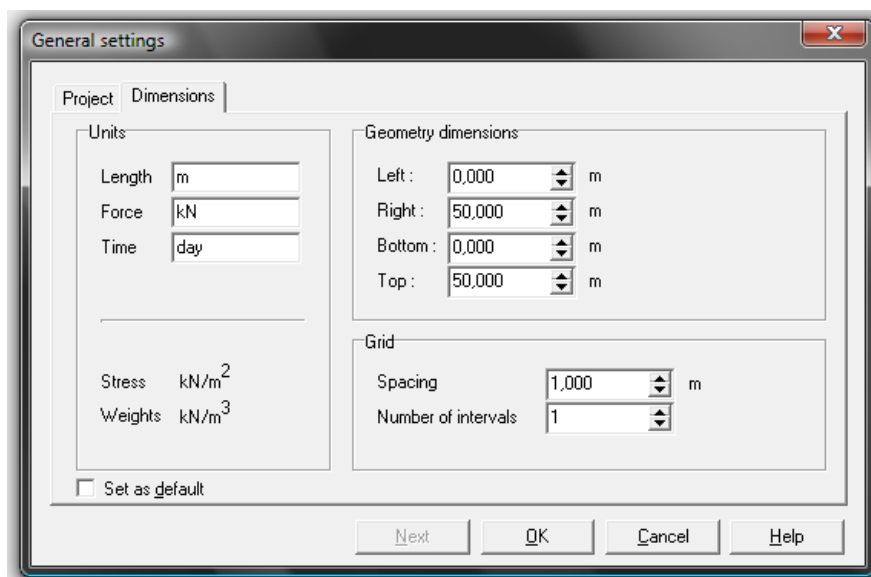


Рис.3.9 Вкладка Размеры окна Общие настройки

После ввода общих параметров настройки и нажатия кнопки <OK>, появляется главное окно, показанное на рис. 4, включающее:

- главное меню;
- панель инструментов General;
- панель инструментов Geometry;
- панель инструментов Loads;
- инструмент Materials;
- инструменты Mech;
- линейки;
- область рисования;
- начало координат;
- строку для ручного ввода координат;
- строку с указанием координат положения курсора.

Ниже показаны наиболее важные элементы главного окна и дается их краткое описание.

Главное меню содержит все опции, имеющиеся на панелях инструментов, и некоторые дополнительные, редко использующиеся опции.

Панель инструментов General (общие команды) содержит кнопки для выполнения общих операций, таких как операции с диском, вывод на печать, изменение масштаба изображения и выбор объектов. Она также содержит кнопки для запуска других программ (Calculations, Output и Curves) программного пакета 3D Tunnel.

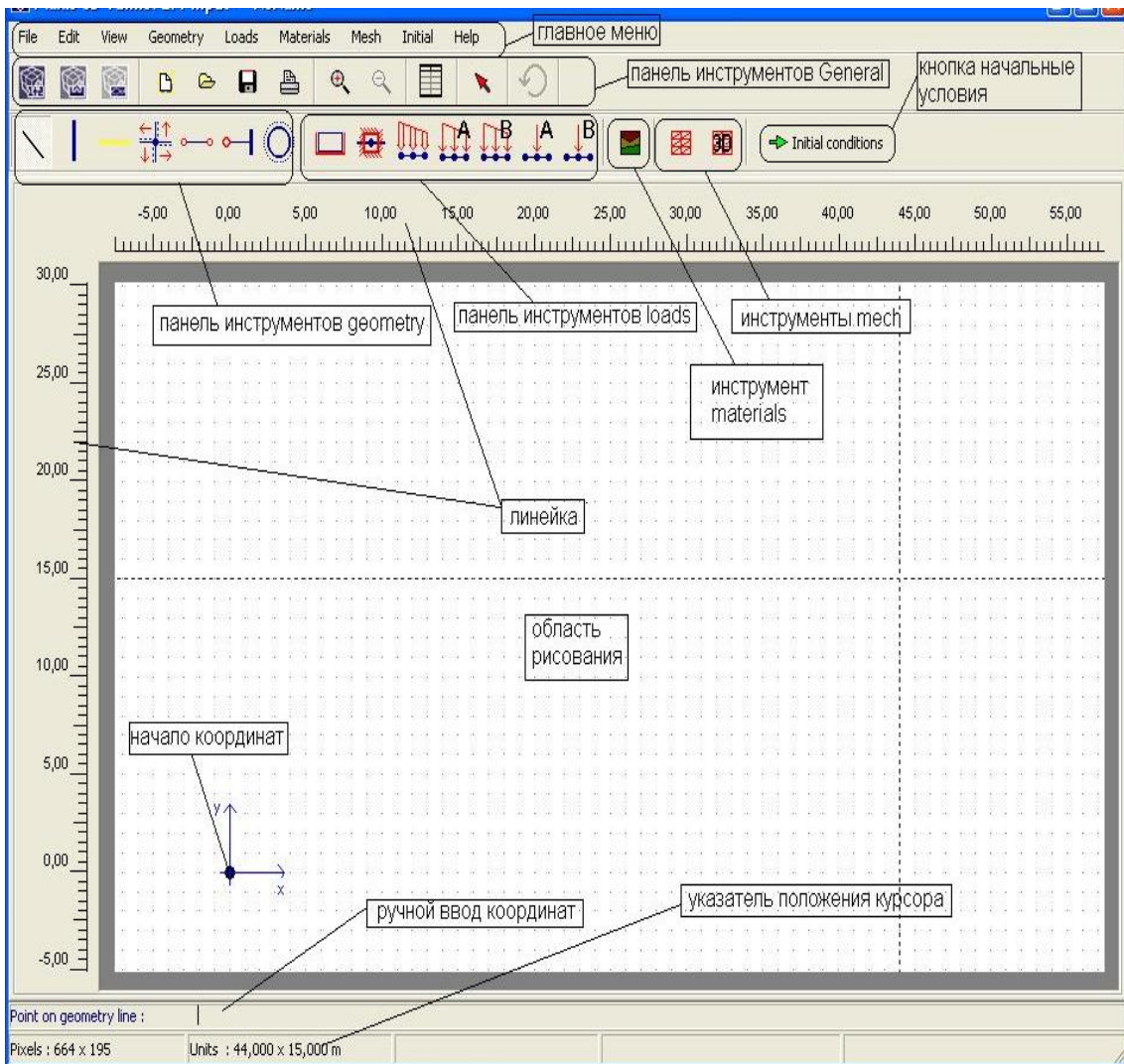


Рис. 3.10 Главное окно программы ввода данных (Input program)

Панель инструментов Geometry (геометрия) содержит кнопки для выполнения операций по созданию двухмерной вертикальной модели или полностью трехмерной конечно-элементной модели. Кнопки расположены в таком порядке, что проходя их слева направо пользователь, как правило, может полностью создать геометрическую модель.

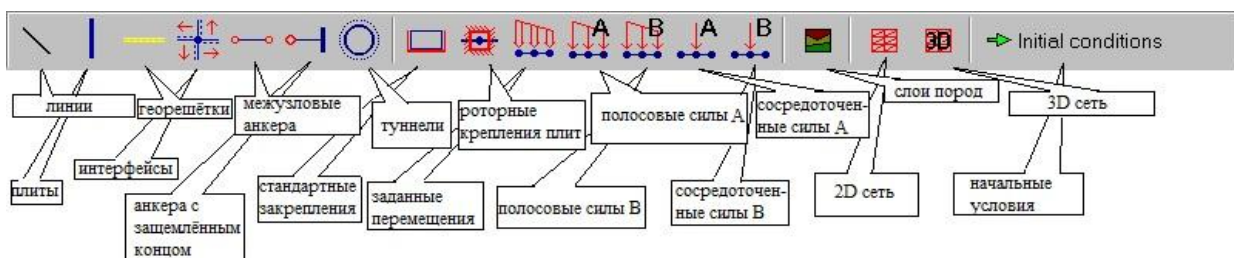


Рис. 3.11 Панель инструментов Geometry (геометрия)

Линейки, расположенные слева и сверху от области рисования, показывают физические координаты, что позволяет напрямую просмотреть геометрические размеры модели.

Область рисования – это чертежный лист, на котором создается двухмерная вертикальная модель. Область рисования может использоваться как обычная программа для обработки графических изображений. Имеющаяся в ней сетка из мелких точек позволяет производить привязку объектов к узлам сетки.

Если физическое начало координат находится в пределах заданных размеров, то оно изображается в виде небольшого кружка с указанием направления осей X и Y.

Если рисование с помощью мыши не дает требуемой точности, можно воспользоваться строкой ручного ввода данных. Здесь вы можете ввести значения X- и Y-координат напрямую с клавиатуры, разделив их пробелом. Ручным вводом также можно воспользоваться для присвоения выбранной точке новых координат.

Указатель положения курсора показывает текущее положение курсора мыши, как в физических единицах, так и в пикселях экрана. Некоторые из перечисленных выше элементов окна могут быть удалены путем отмены выбора соответствующей опции в меню View (вид).

### Создание геометрической модели

Поместите курсор (принявший форму карандаша) в начале системы координат. Убедитесь в том, что в строке текущего состояния появились числа  $0,0 \times 0,0$  и щелкните один раз левой кнопкой мыши. Создается первая геометрическая точка.

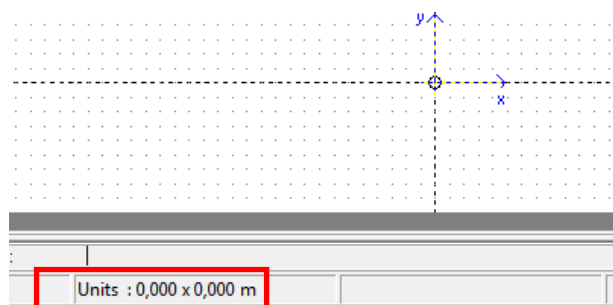


Рис. 3.12 Строка текущего состояния

Переместите курсор в направлении оси  $Y$  к точке с координатами  $(0,0; 50,0)$ . Щелкните левой кнопкой мыши для создания второй точки. Одновременно между точками создается первая линия. Переместите курсор вправо к точке с координатами  $(50,0; 50,0)$  и снова щелкните левой кнопкой мыши. Переместите курсор влево к точке с координатами  $(50,0; 0,0)$  и снова щелкните левой кнопкой мыши. В завершение, переместите курсор в начало системы координат и снова щелкните левой кнопкой мыши. Программа определит кластер (участок, полностью замкнутый геометрическими линиями) и окрасит его в светлый цвет. Щелкните правой кнопкой мыши для завершения процесса рисования.

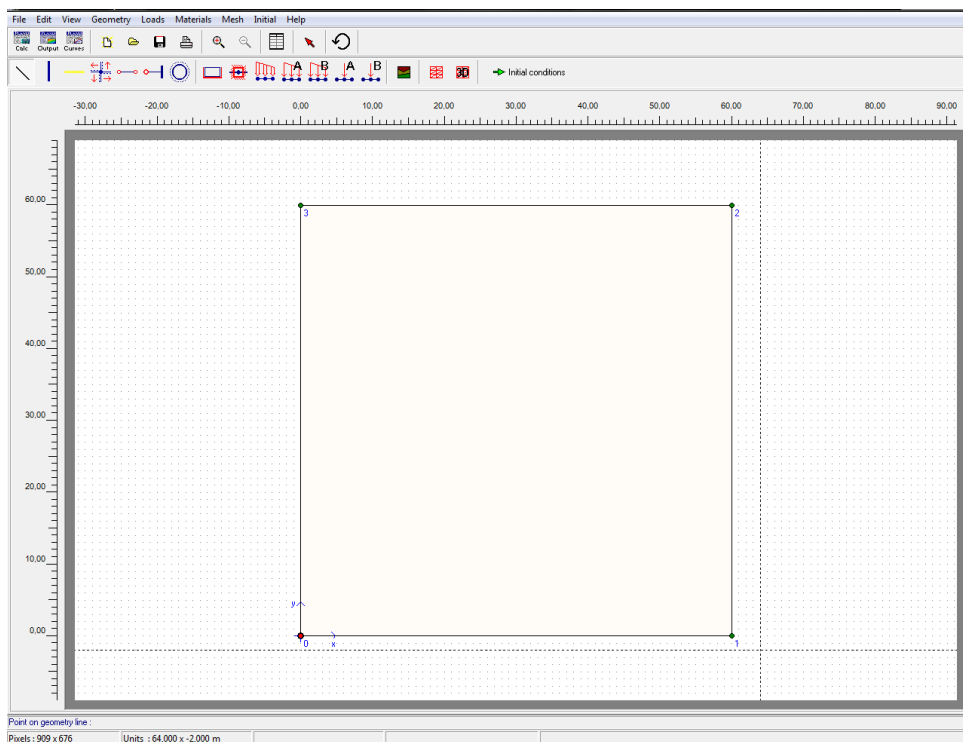


Рис. 3.13 Замкнутый кластер

Для моделирования поведения горных пород геометрической модели должны быть присвоены соответствующая модель массива и параметры материалов. Для создания набора данных по вмещающим горным породам нажмите на кнопку (Наборы данных по материалам) на панели инструментов.

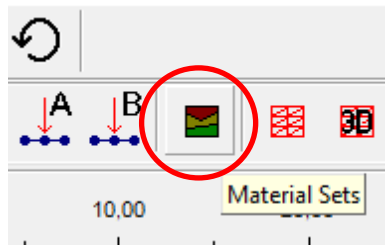


Рис. 3.14 Кнопка «Наборы материалов»

Нажмите на кнопку (Создать) окна (Наборы данных по материалам). Появится новое диалоговое окно с тремя вкладками: (Общие свойства), (Параметры), (Интерфейсы).

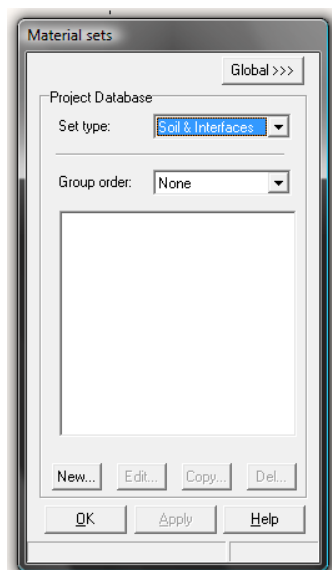


Рис. 3.15 Окно «Набора материалов»

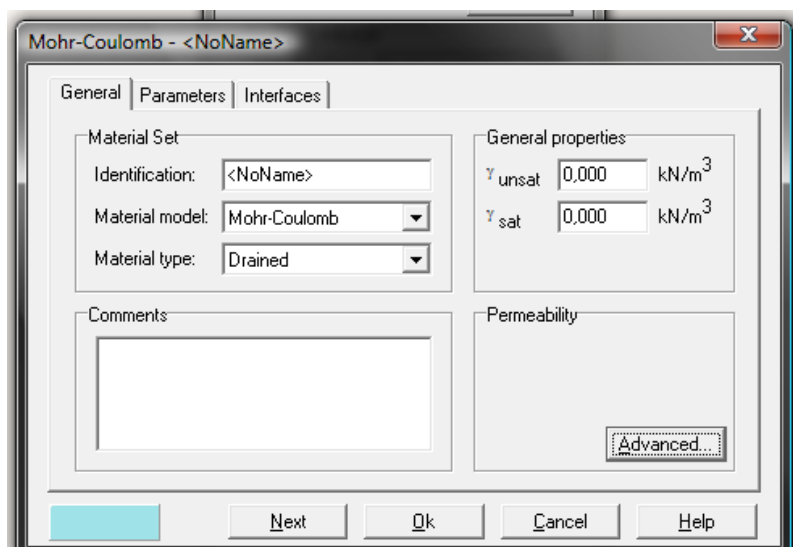


Рис. 3.16 Создание материала



В поле (Идентификатор) группового блока вкладки введите название горных пород. Выберите в комбинированном окне (Модель материала) модель Кулона-Мора, в качестве модели материала, а в комбинированном окне (Тип материала) тип горных пород (Дренарованный).

Введите в групповом блоке (Общие свойства) объемный вес горных пород. Щелкните по кнопке <Next> (Далее) для продолжения ввода параметров модели. Параметры, появившиеся на вкладке, зависят от выбранной модели материала. Модель Кулона-Мора содержит пять основных параметров:

- ✓ модуль упругости;
- ✓ коэффициент Пуассона;
- ✓ величина сцепления;
- ✓ угол внутреннего трения;
- ✓ угол дилатансии.

Введите параметры в соответствующие поля редактирования вкладки (Параметры). Нажмите кнопку <OK> для подтверждения ввода текущего набора данных по материалам. Созданный набор данных появится на древовидном списке наборов данных окна.

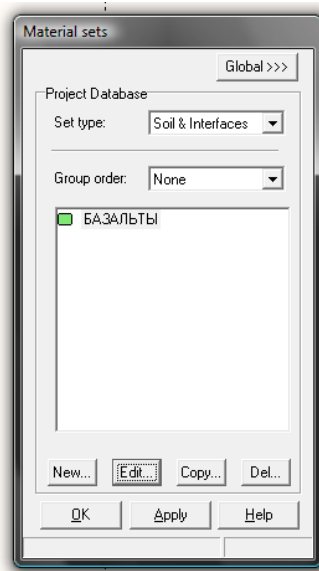


Рис. 3.17 Окно с созданным материалом

Перетащите набор данных «БАЗАЛЬТЫ» из окна на кластер в области рисования (выберите набор и перемещайте его, удерживая

нажатой левую кнопку мыши). При правильном задании набора данных кластер изменяет свой цвет на цвет набора данных. Щелкните по кнопке <ОК> в окне (Наборы данных по материалам) для закрытия базы данных.

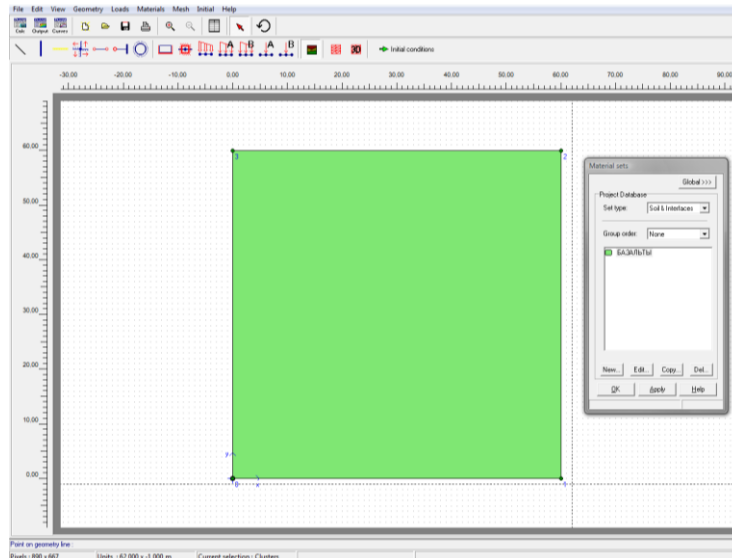


Рис. 3.18 Кластер с присвоенным материалам

Далее создадим контур сечения горной выработки. Форма поперечного сечения горной выработки может быть самой разной: трапециевидная, арочная, сводчатая, шатровая и др. Теория предусматривает замену реального поперечного сечения горной выработки эквивалентным круговым. Это заметно упрощает процесс расчета и построения. Для отображения вашего сечения эквивалентным круговым сделайте следующее:

В зависимости от формы и размеров сечения выработки вычислите ее площадь по соответствующим формулам:

Площадь арочного сечения

$$S = B \cdot (h_1 + 0,39 \cdot B), \quad (3.4.1)$$

где  $B$  – ширина выработки, м;

$h_1$  – высота стен, м.

Площадь сводчатого сечения

$$S = B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B) \quad (3.4.2)$$

Полученное значение площади поперечного сечения горной выработки выразим через площадь круга, и найдем эквивалентный радиус горной выработки:

$$R_{\text{ЭКВ}} = \sqrt{\frac{S}{\pi}} \quad (3.4.3)$$

Щелкните по кнопке для вызова окна конструктора туннелей.

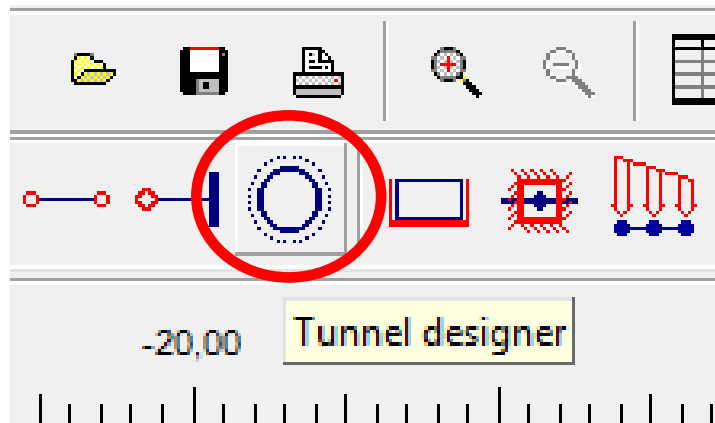


Рис. 3.19 Окно конструктора тоннелей

Примите тип туннеля «none» в групповом блоке (Тип туннеля)

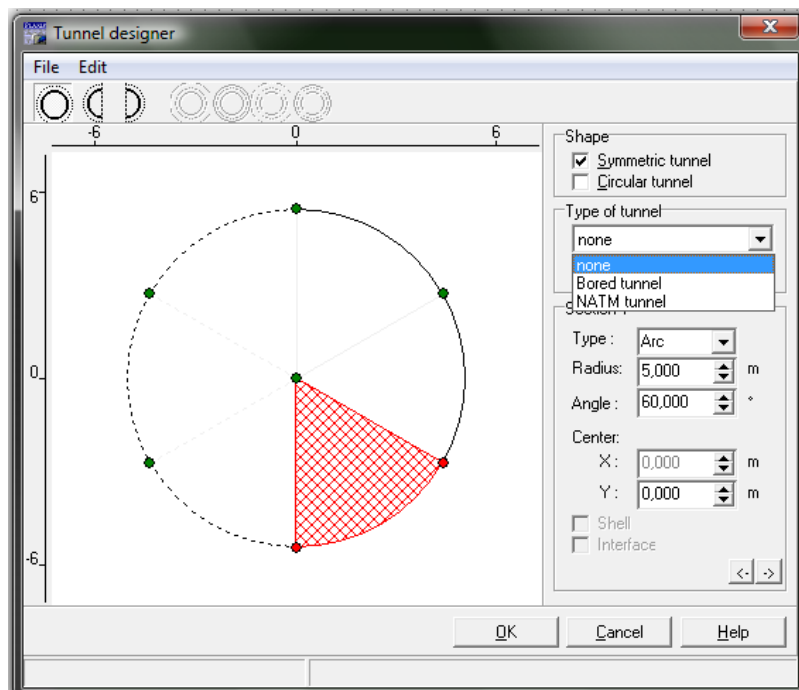


Рис. 3.20 Конструктор тоннелей

Введите в поле Radius (Радиус) значение радиуса эквивалентного сечения. Перейдите в групповой блок Section 2. Введите в поле Radius (Радиус) значение радиуса эквивалентного сечения. Перейдите в групповой блок Section 3. Введите в поле Radius (Радиус) значение радиуса эквивалентного сечения.

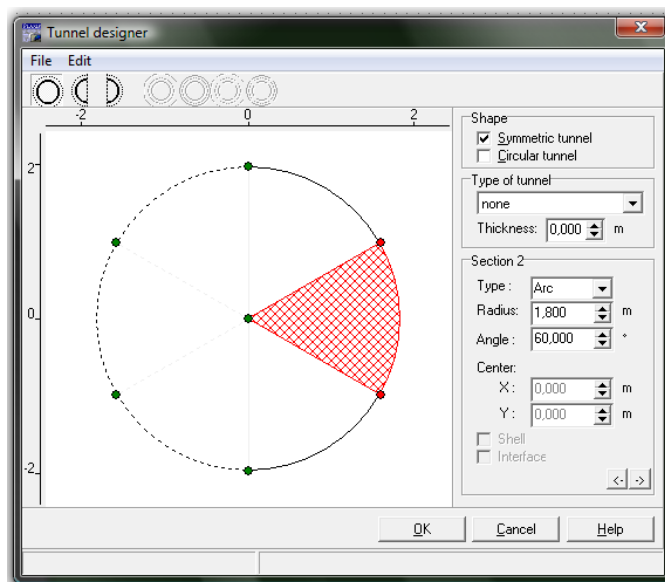


Рис. 3.21 Задание радиуса туннеля

Нажмите <ОК> для закрытия окна конструктора туннелей. Переместите курсор, который принял вид туннеля, к точке с координатами (25,0; 25,0) и щелкните один раз мышью для ввода туннеля в вертикальную двухмерную модель.

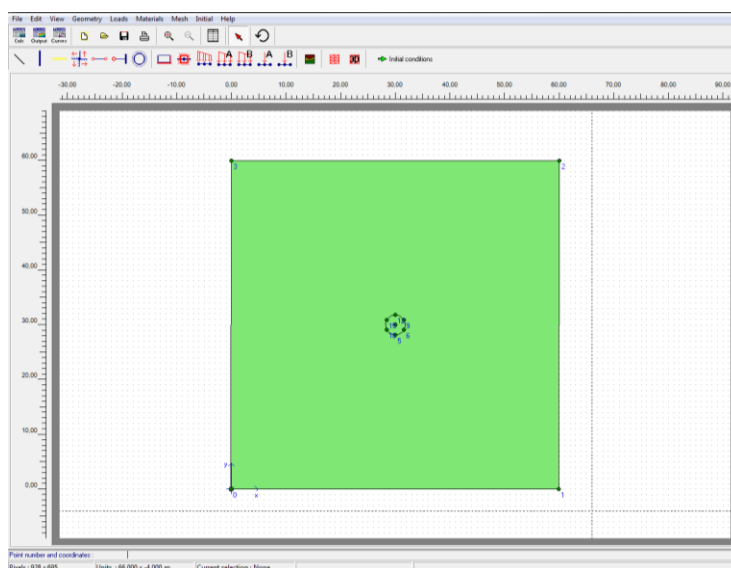


Рис. 3.22 Размещение туннеля на геометрической модели

Создание пригруза, моделирующего действующие напряжения на глубине.

Проектируемая горная выработка может находиться на значительном расстоянии от земной поверхности (глубина заложения выработки). В случае, когда глубина заложения не превышает 100 м для моделирования НДС массива горных пород можем создать соответствующую геометрическую модель. Когда глубина заложения превышает 100 м рекомендуется выделить часть массива, зону влияния горной выработки, а остальную часть массива заменить соответствующим пригрузом.

Далее возможны два пути решения этой задачи:

1. Воспользоваться гипотезой Динника;
2. Использовать данные натуральных измерений НДС.

Второй путь возможен только в том случае, когда у нас есть непосредственный доступ к горной выработке. В случае, когда речь идет о проектных работах, доступа в горную выработку нет, целесообразно воспользоваться гипотезой Динника.

Гипотеза А.Н. Динника: вертикальные напряжения являются наибольшими и соответствуют весу столба пород до поверхности. Величина горизонтальных напряжений определяется коэффициентом бокового давления, который находится с использованием упругой модели массива:

$$\lambda = \frac{\nu}{1-\nu} \quad (3.4.4)$$

В соответствии с выданным заданием необходимо рассчитать величину пригруза. Расчетная схема к определению приведена на рис. 3.23.

Для имитации глубины заложения расположим распределённые силы со всех сторон геометрической модели. Щёлкните по кнопке



Load A (распределённые силы A) и нарисуйте силовую линию от точки (0,0; 50,0) до точки (50,0; 50,0).

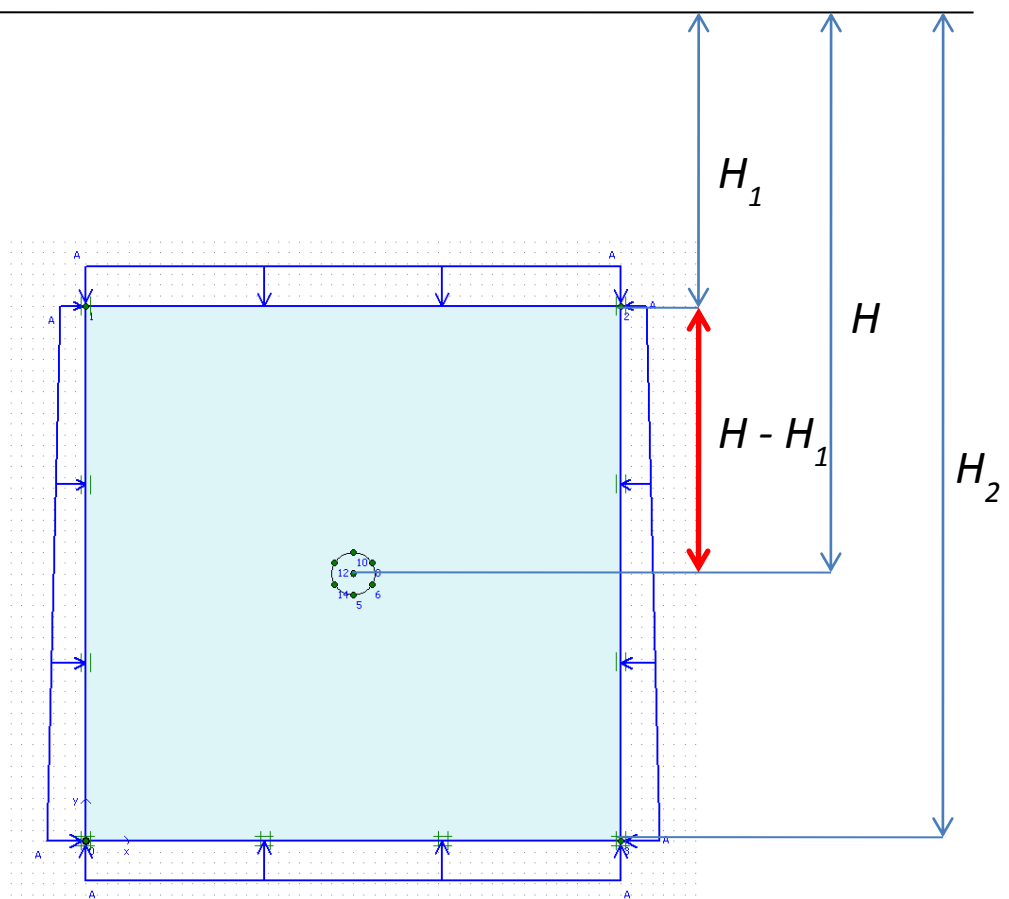


Рис. 3.23 Расчетная схема к определению пригруза модели

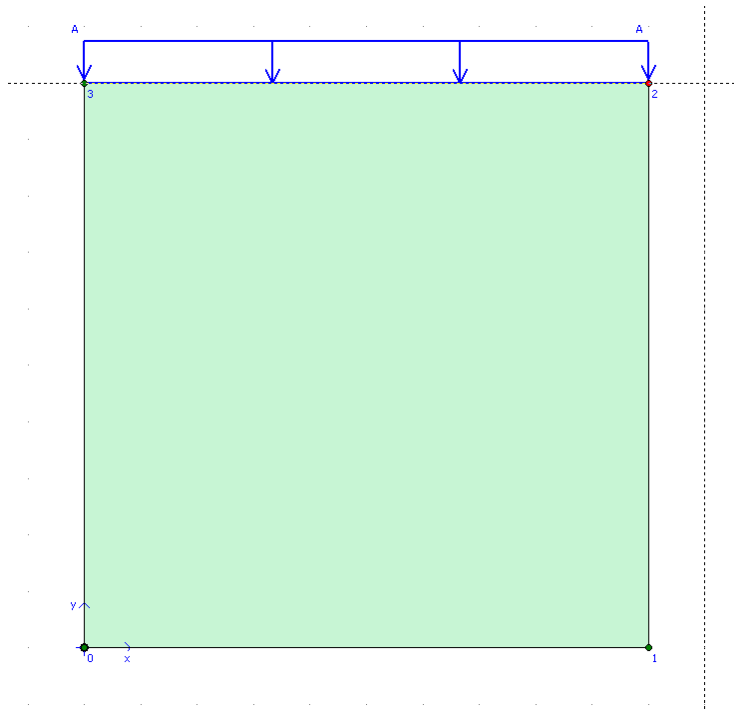


Рис. 3.24 Размещение распределённой нагрузки А

Для задания величины нагрузки необходимо два раза щёлкнуть левой кнопкой по данной силовой линии и в открывшемся окне Select (выбор) указать Distributed Load (system A) (распределённая нагрузка системы A) (рис. 3.25).

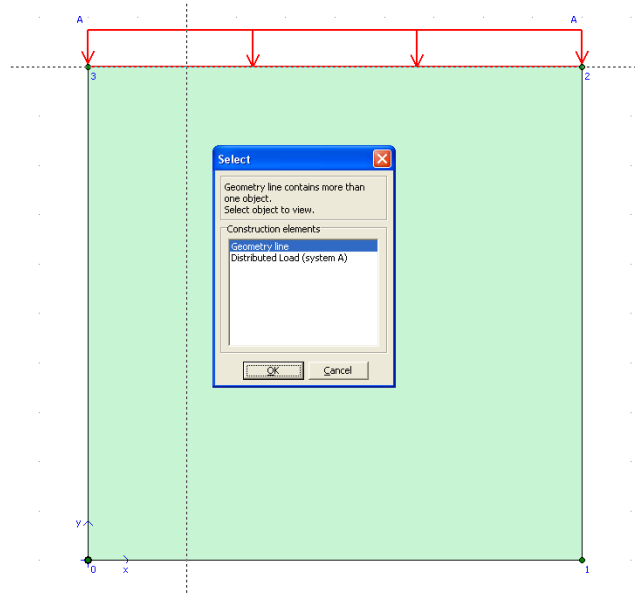


Рис. 3.25 Задание величины нагрузки в окне «Select»

В окне Distributed Loads (распределённые нагрузки) в графе оси Y введите величину нагрузки (знак «-» задаёт противоположное направление сил к оси Y) (рис. 3.26).

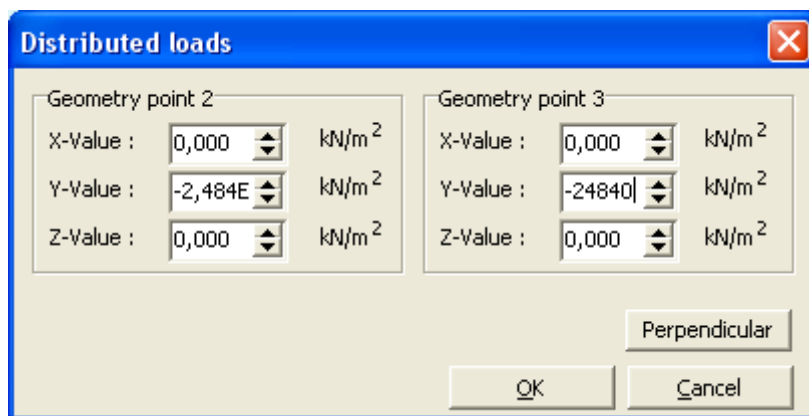


Рис. 3.26 Окно «Distributed loads»

Аналогично задайте значение нагрузки на нижнюю грань геометрической модели.

Нагрузка на боковые грани может быть определена по следующему соотношению

$$P_2 = H \cdot \gamma \cdot \lambda \quad (3.4.5)$$

Распределённая нагрузка на правой грани имеет те же значения что и на левой, но с отрицательным знаком.

Тем самым мы задали нагрузки на массив горной породы, создав имитацию давления горных пород (рис. 3.27).

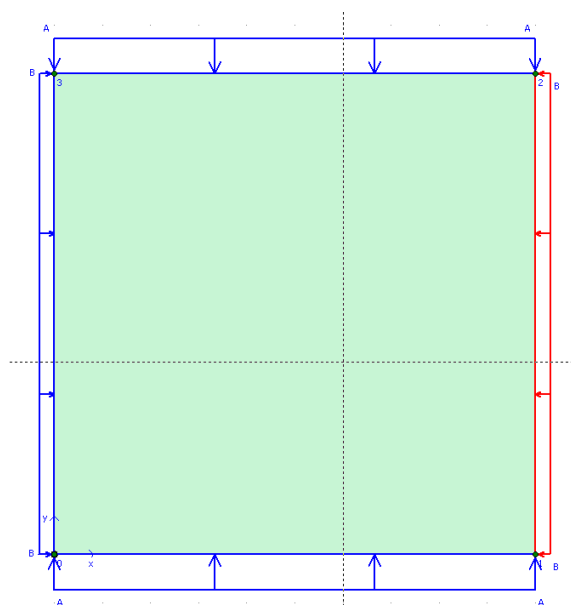



Рис. 3.27 Модель с пригрузом.

### Граничные условия

Для создания граничных условий щелкните по кнопке Standard Fixities (стандартные закрепления)  на панели инструментов. В результате программа сгенерирует полное закрепление в нижней части геометрической модели, вертикальные шарнирно-подвижные опоры по ее вертикальным сторонам и закрепление поворота по краям обделки туннеля в плоскости симметрии. Закрепление степени вращения предотвратит вращение центра обделки туннеля вокруг оси. Геометрическая модель показана на рис. 3.28.



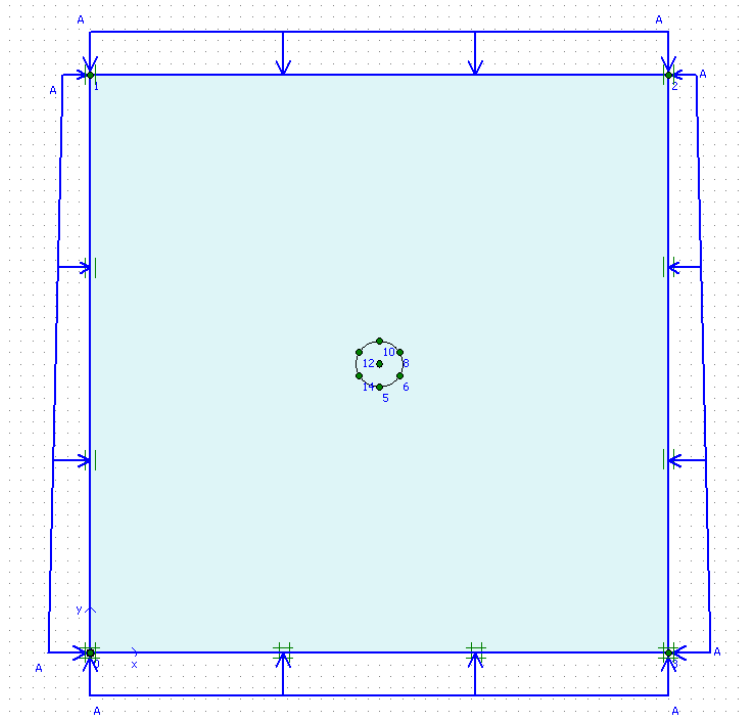




Рис. 3.28 Модель с закреплением

### Построение двумерной сетки

Щелкните по кнопке *Generate Mesh* (построить сетку)  на панели инструментов. Через несколько секунд в окне Output (вывод данных) появится очень крупная сетка. При включении туннеля в вертикальную двумерную модель, программа 3D Tunnel автоматически выполняет измельчение сетки по контуру туннеля. Но в нашем примере сетка всё равно слишком крупная (рис. 3.29). Нажмите на кнопку <Update> (обновить) для возвращения в режим ввода геометрических данных.

Выберите в меню Mesh (сетка) на панели главного меню опцию Refine global (измельчить глобально). Измельченная сетка будет выведена в окне Output (вывод данных) (рис. 23).

Вернувшись в программу Input выберите инструмент Selection  (выбор), удерживая кнопку <Shift>, выделите контур выработки (окрасится в красный цвет), а затем кликните в меню Mesh (сетка) опцию Refine Line (измельчение вокруг линии). В окне Output (вывод данных) показана измельченная сетка (рис. 3.31).

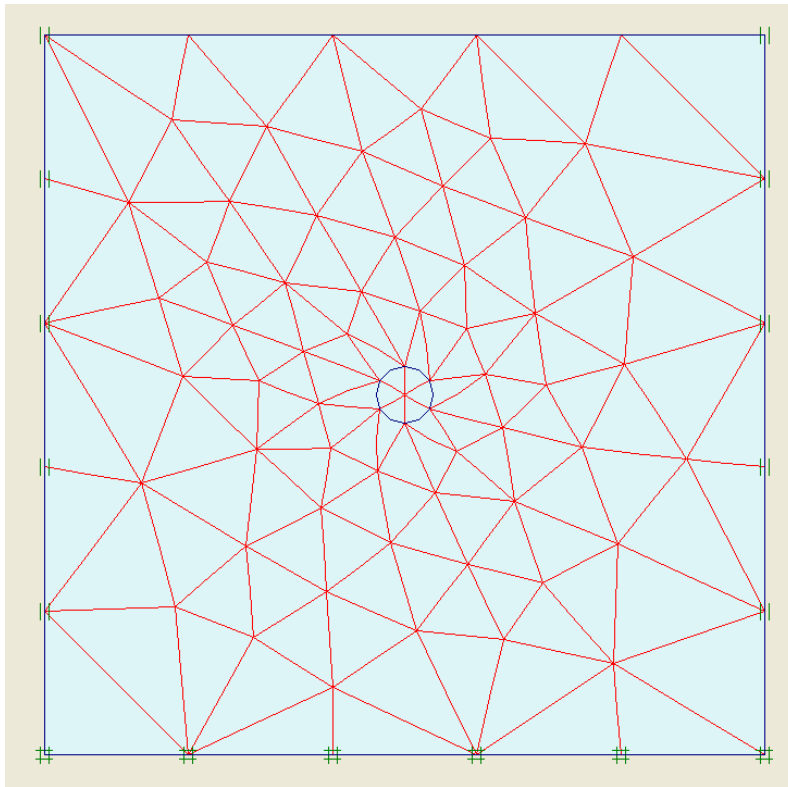


Рис. 3.29 2D сеть

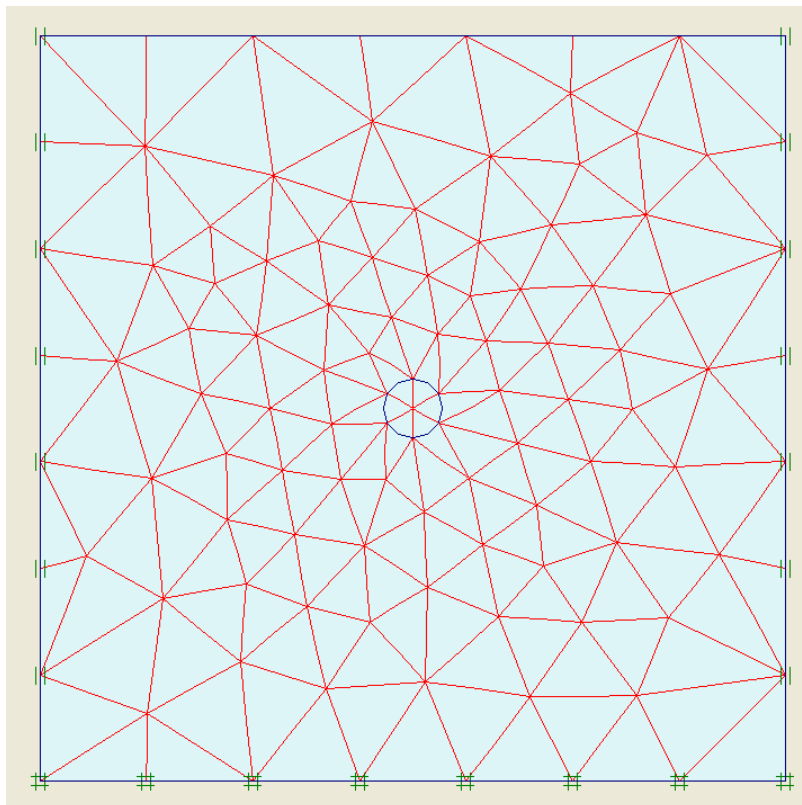


Рис. 3.30 2D сеть

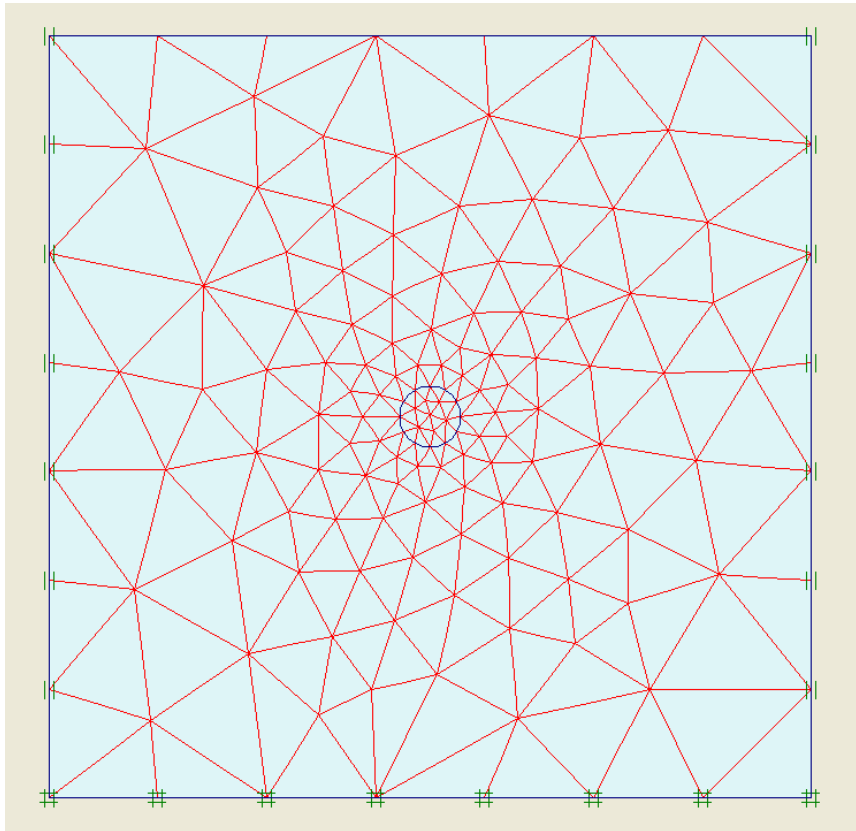



Рис. 3.31 Измельчённая 2D сеть

### Построение трехмерной сетки

Для построения трехмерной сетки, т.е. размещения Z-плоскостей, необходимо рассмотреть поэтапный процесс разработки грунта. В учебных целях необходимо создать еще два слоя позади нашей модели.

Щелкните по кнопке **Generate 3D mesh** (построить 3D сетку)  на панели инструментов.

Создайте кнопкой **<Insert>** необходимые плоскости и измените Z-координаты плоскостей.

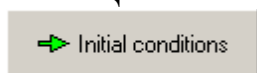
Щелкните по кнопке **<Generate>** (построить). Программа запустит процедуру расширения двухмерной сетки до трехмерной и выведет ее в окне **Output** (вывод данных).

Нажмите на кнопку **<Update>** (обновить) для возвращения в режим ввода геометрических данных.

## Начальные условия

Начальные условия текущего проекта не требуют генерирования давления воды. Нам потребуются только начальные напряжения.

Щелкните по кнопке Initial Conditions (начальные условия)



на панели инструментов.

Щелкните по кнопке <ОК> для принятия заданного по умолчанию значения объемного веса воды (Water Weight) 10 кН/м<sup>3</sup> (рис. 4.53). После этого режим гидравлических условий станет активным.

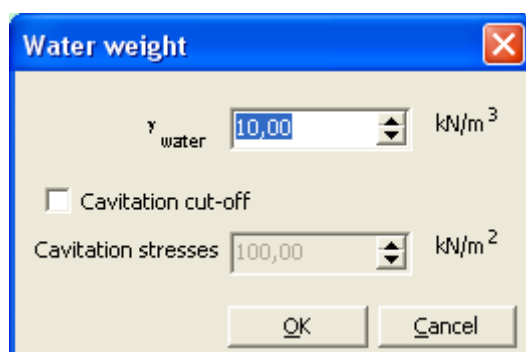




Рис. 3.32. Окно «Water weight»

Так как грунтовые воды отсутствуют щелкните по переключателю  на панели инструментов для перехода в режим геометрической конфигурации (при этом будет выведено окно 3D-сетки с нулевым поровым давлением (рис. 4.54); для его закрытия нажмите кнопку Update).

Щелкните по кнопке Generate Initial Stresses (генерировать начальные напряжения)  (красные крестики) на панели инструментов. Появится диалоговое окно *K<sub>o</sub> – procedure*.

Оставьте значение коэффициента для веса грунта, установленного по умолчанию. Нажмите <ОК>.

После создания начальных эффективных напряжений, они будут выведены в окне вывода данных

Нажмите на кнопку <Update> (обновить) для возвращения в режим геометрической конфигурации.

Щелкните по кнопке <Calculate> (расчет). Нажмите на кнопку <Yes> в ответ на вопрос о сохранении данных и введите подходящее имя файла.

После последовательного выполнения описанных выше операций перейдем в расчетный модуль программы, нажав на кнопку <Calculations>. Перед переходом в расчетный модуль необходимо сохранить проект.

## РАСЧЕТЫ

Выделите фаза 1 и щелкните по вкладке параметры. В этой вкладке оставляется все по умолчанию. Для задания специальных условий в фазе расчета выполните следующее: на вкладке параметры нажмите на кнопку Define. Откроется окно задания условий. Целью задания специальных условий является активация нагрузок моделирующих глубину заложения и деактивация кластера горной породы внутри контура (для моделирования НДС на контуре горной выработки).

Щелкните по вкладке Слой 1. Для активации нагрузок щелкните по граням геометрической модели, к которым приложена нагрузка. Цвет линий нагрузки говорит о ее активации: если цвет серый – нагрузка не активирована, если цвет – синий – нагрузка активирована. Активируйте все четыре нагрузки.

Для деактивации кластера горной породы внутри контура выработки щелкните по нему один раз левой кнопкой мыши.

Необходимо проделать подобные операции для слоя 2.

После активации нагрузок и деактивации кластеров горной породы необходимо вернуться в расчетный модуль нажатием на кнопку <Update>.

\После заданий всех условий можно приступить к расчету. Что бы запустить программу расчета нажмите на кнопку <Calculate>.

Перед запуском программы расчета всплывает окно предлагающее выбрать узлы для построения диаграмм. Для нашей задачи это не нужно нажимаем на NO.

Открывается окно расчетов в зависимости от типа расчета, крупности сетки конечных элементов, количества фаз расчета, производительности ПК время вычисления может варьироваться от нескольких секунд до десятков минут.

После завершения расчетов программа возвращает нас в расчетный модуль. Напротив фазы расчета будет стоять зеленая галочка это означает об успешном завершении расчетов. Для просмотра результата расчета нажмите на кнопку Output.

В появившемся окне вывода результатов выполните следующее:

Нажмите на вкладку Stresses в раскрывшемся списке выберите ...и в качестве плоскости для просмотра плоскость A.

Перед вами распределение напряжений в цветовой градуировке вокруг выработки.

Следующий шаг это «переход от цвета к цифрам», т.е. для дальнейших расчетов нам необходимо снять числовые значения напряжений вокруг выработки для этого сделайте следующее:

Нажмите на кнопку Cross section и проведите секущую плоскость через центр сечения горной выработки.

После проведения секущей плоскости откроется окно вывода данных с эпюрой напряжений. Этой эпюре соответствуют числовые значения. Для их просмотра нажмите на кнопку Table.

Для дальнейшей работы необходимо извлечь числовые данные. Для этого сделайте следующее: нажмите на кнопку Copy... откройте программу Microsoft Excel, щелкните по ячейку и вставьте скопированные таблицы.

Данные таблицы содержат данные по всем секущим плоскостям. Нас интересует лишь плоскость с координатой по оси Z «-25». Для сортировки данных по координатам оси Z сделайте следующее: выделите весь диапазон данных, щелкните по вкладке данные и в открывшейся вкладке Сортировка. Для сортировки по данным оси Z сделайте следующее:

После выполненной сортировки выделите и скопируйте все данные с координатами по оси Z «-25».

Постройте эпюру напряжений взяв за основу следующее: по оси X откладываются координаты X, по оси Y откладываются соответствующие значения напряжений для координат X. В результате построения получается следующее.

По результатам реализации метода конечных элементов необходимо получить: 3-х мерную модель распределения НДС породного массива в окрестности проектируемой выработки; эпюру вертикальных напряжений на контуре горной выработки; конвергенцию горной выработки.

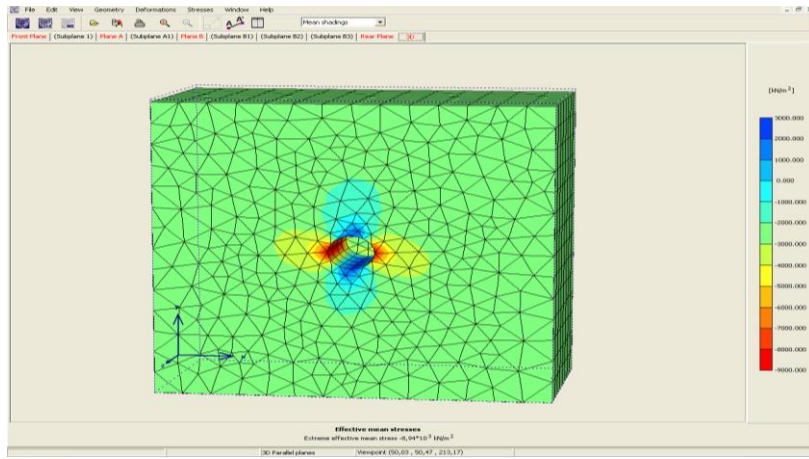


Рис. 3.33 Модель массива с проградуированной шкалой напряжений в цветовых оттенках

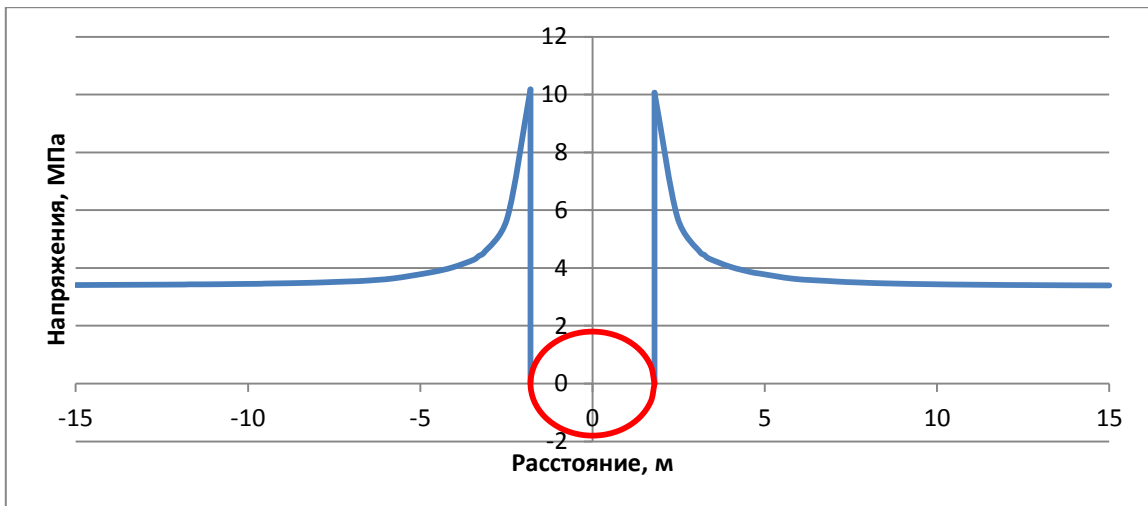


Рис. 3.34. Эпюра вертикальных напряжений на контуре выработки

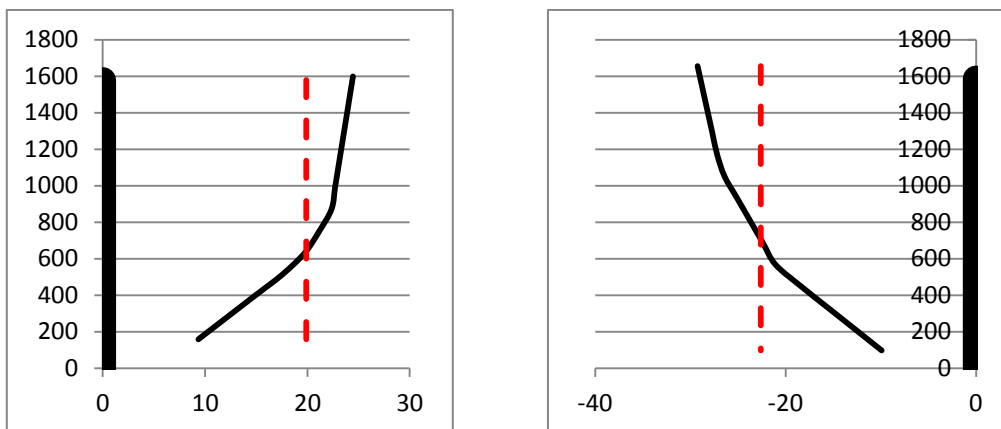


Рис. 3.35 Смещение стен выработки (пунктиром показана средняя величина смещения)

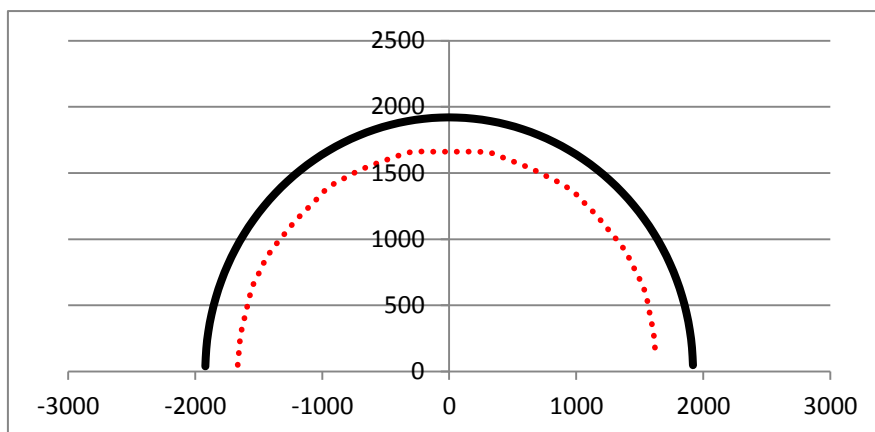


Рис. 3.36 Деформация свода квершлага  
(для наглядности смещения свода увеличены в 10 раз)

Выполните анализ диаграмм и выпишите значения нагрузки на крепь выработки и величину деформации (конвергенции) выработки.

Определите коэффициент концентрации напряжений  $K_0$  на контуре выработки круглого сечения.

#### Построение и анализ контура выработки в проходке

В соответствии с заданием ввести параметры исследуемой выработки на вход статистической (имитационной) модели.

Вводя номер ключа  $i = 1, 2, \dots, n$ , получить контур (рис. 3.37) выработки после каждого единичного взрыва.

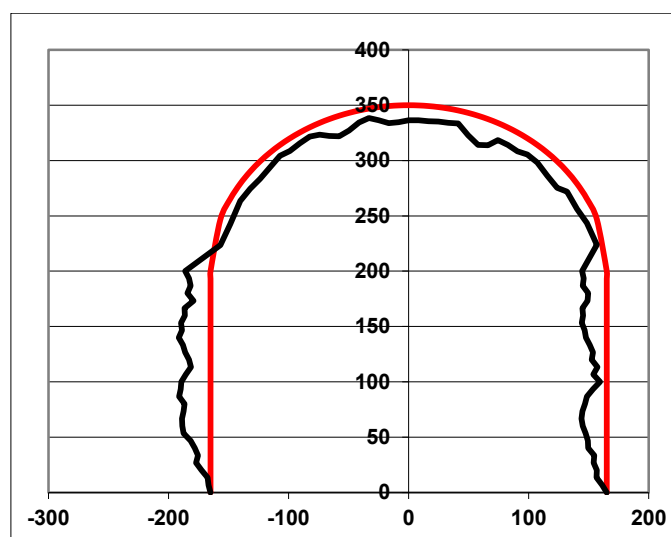


Рис. 3.37. Контур горной выработки и его эквивалентное сечение

Выполнить нужное число итераций и зафиксировать статистические характеристики выработки (табл. 3.5).



Таблица 3.5

## Компьютерная распечатка результатов имитационного моделирования

Показатели	Дисперсия	$D^{0,5}$	$m$	$df$	$K$	$K_f$	КИС
Среднее	148,38459	0,0049	7,3	1,512	2,263	0,381	1,14
Стандарт	79,098305	0,0026	3,51	0,090	0,017	0,056	0,102
Квар, %	53,30628	53,306	47,8	5,956	0,765	14,91	8,98
Доверит. интервал	89,506513	0,0029	3,9	0,101	0,019	0,064	0,05

Здесь:

**Дисперсия** – дисперсия отклонений сечения выработки в походке от эквивалентного, см<sup>2</sup>;

**$D^{0,5}$**  – стандартное отклонение, отнесенное к эквивалентному радиусу выработки;

**$m$**  - число пересечение реального контура выработки его эквивалентного контура;

**$df$**  - фрактальная размерность контура выработки;

**$K$**  - коэффициент концентрации напряжений (по И. В. Баклашову);

**$K_f$**  - фрактальный коэффициент формы выработки;

**КИС** - коэффициент излишка сечения.

По полученному фрактальному коэффициенту формы  $K_f$  рассчитать коэффициент концентрации напряжений на вероятностном контуре выработки в походке:

$$K = K_0 - 0,13 \ln(kf). \quad (3.4.4)$$

где  $K_0$  – коэффициент концентрации напряжений, определяемый в модели МКЭ для гладкого контура выработки.

Вычислить действующие напряжения  $\sigma_B$ , формирующие нагрузку на крепь выработки.

Расчет вероятности устойчивости горной выработки

Определить коэффициент запаса прочности выработки:

$$n = \sigma_M / \sigma_B, \quad (3.4.5)$$

где  $\sigma_M$  – прочность породного массива (дается в задании);

$\sigma_B$  – действующие напряжения, полученные в предыдущих исследованиях.

Принимая, что действующие напряжения определены однозначно (т. е. не являются случайной величиной), вычислить характеристику безопасности выработки:

$$\Delta = \frac{n-1}{\sigma_M \nu_M}, \quad (3.4.6)$$

где  $\nu_M$  – коэффициент вариации прочности массива (дается в задании).

Определить вероятность разрушения пород в выработке по формуле в виде:

$$P = 1 - \text{НОРМСТРАСП}(\Delta). \quad (3.4.7)$$

Сделать выводы об устойчивости горных пород в выработке и необходимости в креплении.

## Контрольная работа №2:

Выбор типа крепи и расчет её параметров для заданных условий строительства выработки

Практика проектирования крепи горных выработок опирается на рекомендации СП 91.13330.2012 «Подземные горные выработки». По максимальной величине абсолютных смещений устанавливается категория устойчивости пород и по соответствующей номограмме определяется расчетная нагрузка на крепь.

Ключевым моментом рекомендаций СП является номограмма для определения типового смещения пород (рис. 3.38).

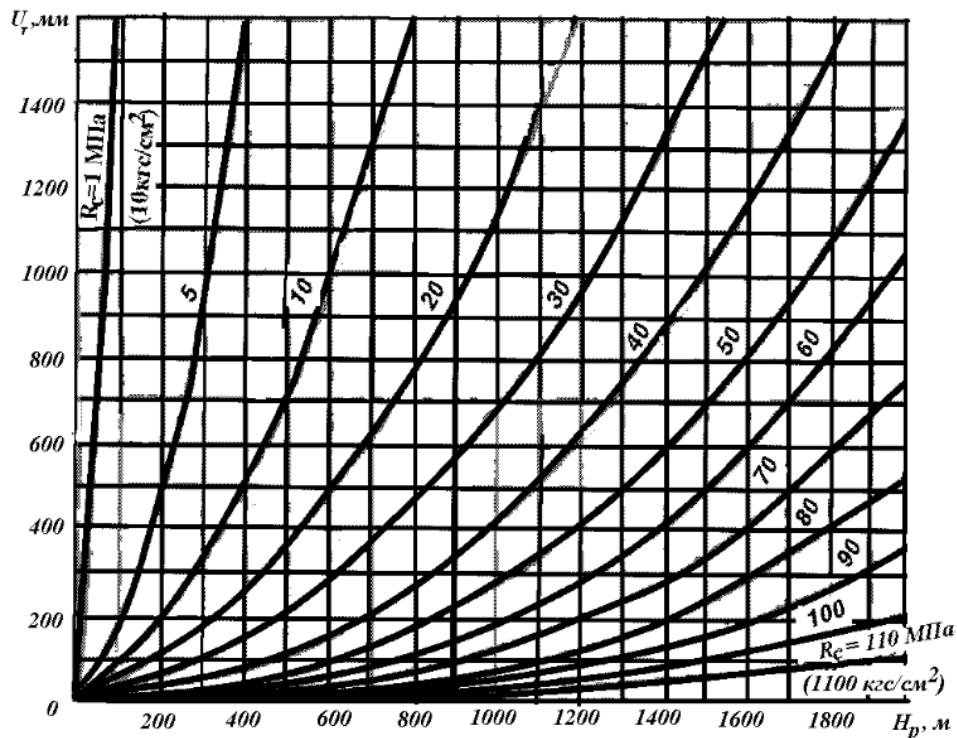


Рис. 3.38 Номограмма для определения типового смещения пород  $U_{тп}$

Из номограммы следует, что деформация породы однозначно связана с ее прочностью. Однако и опыт, и теория не подтверждают такую однозначную зависимость. Все значительно сложнее. Кроме того, область применения такой номограммы достаточно ограничена. Так, из нее следует, что породы прочнее 110 МПа ( $R_c > 110 \text{ МПа}$ , что эквивалентно коэффициенту крепости по шкале проф. М. М. Протоdjаконова  $f = 11$ ) при любом горном давлении деформироваться не будут!? Помимо этого, например, для пород с прочностью

$R_c < 20$  МПа, но залегающих на глубине более 1200 м номограмма не дает результатов. Следовательно, рекомендации номограммы следует уточнить на основе анализа ее расчетной базы.

Базой построения указанной номограммы (рис. 3.38) явились исследования И. Н. Кацаурова. Автором на основании результатов исследований Ю. З. Заславского и обобщения натуральных наблюдений получено уравнение зависимости смещения контура выработки от глубины ее заложения  $H$ , ее эквивалентного размера (радиуса)  $r_0$  и прочности пород  $\sigma_{сж}$  в виде:

$$U = Ar_0 \left[ \exp \left( \frac{2(\beta\gamma H - p)}{\alpha\sigma_{сж}} \right) - 1 \right], \quad (3.5.1)$$

По смыслу данного выражения показатель  $\alpha$  сопоставляется с коэффициентом структурного ослабления пород,  $\beta$  – с коэффициентом концентрации напряжений. Коэффициент пропорциональности  $A$  отражает особенности технологии проходки и горно-геологические условия. По мнению автора, величины этих коэффициентов следует определять по результатам натуральных наблюдений в конкретных горно-геологических условиях. Но такой подход лишает методику И. Н. Кацаурова смысла на стадии проектирования. В то же время, данное уравнение можно использовать для относительной оценки изменения предельных смещений с глубиной заложения выработки и прочностью пород. Это тем более ценно, что уравнение (3.5.1) отражает реальные шахтные наблюдения.

На основании натуральных наблюдений в условиях шахт Донбасса и численного определения указанных выше коэффициентов были получены формулы для определения перемещений кровли горизонтальной выработки:

$$U_{\kappa} = 0,1a \cdot \left\{ \exp \left[ \frac{\gamma H - 10 \left( \frac{\sigma_{сж}}{30} \right)^2 p_{\kappa}}{\sigma_{сж}} \right] - 1 \right\} \quad (3.5.2)$$

и сближения боковых стен:

$$U_{\sigma} = 0,07h \cdot \left\{ \exp \left[ \frac{0,85\gamma H - 15 \left( \frac{\sigma_{сж}}{30} \right)^2 p_{\sigma}}{\sigma_{сж}} \right] - 1 \right\}, \quad (3.5.3)$$

где  $a$  и  $h$  – ширина и высота выработки;  $p_{\kappa}$  и  $p_{\sigma}$  – реакция крепи в кровле и стенах выработки;

30 МПа – условная (эталонная) прочность пород.

Анализ результатов шахтных наблюдений в условиях шахт Донбасса, обсуждаемых в работе, позволил уточнить расчетную формулу (3.5.1). Если принять  $p = 0$ , т. е. не учитывать работу крепи, то уравнение смещений запишется в виде:

$$U = \mu r_0 \left[ \exp \left( \frac{K\gamma H}{k_c \sigma_{сж}} \right) - 1 \right], \quad (3.5.4)$$

где  $r_0$  – радиус эквивалентного сечения выработки;

$K$  – коэффициент концентрации напряжений;

$k_c$  – коэффициент структурного ослабления породного массива.

Адекватность предлагаемого выражения подтверждается тем, что при величине параметров:  $\mu = 26$ ;  $r_0 = 3$  м;  $K = 1$ ;  $k_c = 0,67$  рассчитанные по формуле значения полностью совпадают данными номограммы СП 91.13330.2012. Но если входом номограммы является лишь глубина разработки и прочность пород, то расчетная формула в явном виде учитывает, как напряжения на контуре выработки, так и прочность породного массива. Величина  $k_c$  определится результатами вышеизложенных исследований. Тогда для адаптации данной формулы к условиям реального трещиноватого массива необходимо определить величину коэффициента пропорциональности  $\mu$ . Это можно осуществить путем сопоставления результатов моделирования МКЭ с рассчитанными по формуле (3.5.4).

Произведение  $K\gamma H$  – дает величину действующих на контуре выработки напряжений в предположении однородного и изотропного массива ( $\gamma H$ ). Разработанные на кафедре шахтного строительства модели трещиноватых массивов в среде Plaxis 3D Tunnel позволяют непосредственно получать эпюру горного давления. Обоснованная методика оценки коэффициента концентрации напряжений  $K$  по фрактальному коэффициенту формы выработки  $k_f$  в совокупности с разработанными моделями трещиноватых массивов позволяют определять функцию действующих на контуре выработки напряжений ( $F(\sigma, k_f)$ ).

В знаменателе экспоненты  $k_c \sigma_{сж}$  представляет собой прочность породного массива  $\sigma_{(м)}$ , В итоге функция смещений (3.5.4) запишется в виде:

$$U = \mu r_0 \left[ \exp \left( \frac{F(\sigma, k_f)}{\sigma_{(м)}} \right) - 1 \right], \quad (3.5.5)$$

Анализ результатов моделирования, проведенных на кафедре шахтного строительства, позволяет определить величину коэффициента пропорциональности  $\mu$ . Сопоставление полученных методом конечных элементов деформации кровли и стен с содержанием формулы (3.5.5) показало совпадение измеренных и расчетных показателей при следующих значениях коэффициентов  $\mu$  (табл. 3.6).

Таблица 3.6

**Значения коэффициентов  $\mu$  для разных типов породного массива**

Тип массива	Кровля выработки	Стены выработки
Система параллельных трещин	0,0022	0,0017
Блочное строение	0,018	0,016
Система хаотичных трещин	0,0044	0,0050

Таким образом, для конкретной горной выработки и известной величине напряжений на ее контуре данная формула позволяет определить величину деформации (конвергенции) горной выработки.

По полученной величине деформации определяется категория устойчивости горной выработки (в соответствии с рекомендациями СП 91.13330.2012) (см. табл. 3.7)

Таблица 3.7

Категория устойчивости	Оценка состояния устойчивости пород	Смещение $U$ , мм		
		осадочные породы	изверженные породы	Соляные породы
I	Устойчивое	до 50	до 20	до 200
II	Среднеустойчивое	св. 50 до 200	св. 20 до 100	св. 200 до 300
III	Неустойчивое	св. 200 до 500	св. 100 до 200	св. 300 до 500
IV	Очень неустойчивое	св. 500	св. 200	св. 500

Руководствуясь рекомендациями СП 91.13330.2012 в соответствии с полученной категорией устойчивости горных пород определяется тип крепи и производится её расчет.

В горизонтальных и наклонных выработках, располагаемых в твердых осадочных (кроме соляных) и изверженных породах вне зоны воздействия очистных выработок следует применять:

- в породах категории устойчивости I при монолитных породах - набрызгбетонную крепь толщиной не менее 30 мм или анкерную крепь. В монолитных весьма мало трещиноватых породах допускается (при соответствующем обосновании), оставление выработок без крепи. В условиях возможной потери прочности пород по отдельным ослабленным контактам - анкерная крепь с металлическими подхватами или опорными элементами и решетчатой затяжкой с последующим нанесением набрызгбетона толщиной 40 - 50 мм;
- в породах категории устойчивости II - монолитную бетонную крепь, комбинированную из набрызгбетона толщиной не менее 80 мм с анкерами и металлической сеткой или без нее, рамную крепь из железобетонных стоек с металлическими верхняками, сборную, металлическую податливую крепь, анкер-металлическую, металлическую арочную крепь с набрызгбетонным покрытием пород;
- в породах категорий устойчивости III и IV - сборную тубинговую и блочную, а при соответствующем обосновании - металлобетонную, металлическую податливую и анкерную крепь в сочетании с подпорными податливыми крепями; при этом в породах почвы категорий устойчивости I и II в крепи указанных типов обратный свод не предусматривается.

При осадочных породах почвы категорий устойчивости III и IV и изверженных породах категории устойчивости IV крепи должны быть с обратным сводом. В породах категорий устойчивости III и IV допускаются крепи без обратного свода, но с обязательным проведением мероприятий по уменьшению смещений почвы путем упрочнения пород цементацией, их анкерованием или разгрузкой массивов. Необходимость возведения обратного свода и его параметры определяют на основе расчета смещения пород почвы, податливости забутовки и отпора крепи, а также с учетом времени установки крепи.

При выборе типа крепи выработок в соляных породах необходимо руководствоваться следующими требованиями:

- в породах категории устойчивости I при смещении кровли в однородных породах не более 200 мм и в слоистых породах не более 150 мм допускается поддержание выработок без крепи. При смещении кровли более указанных выше пределов необходимо устанавливать анкерную крепь;

- в однородных породах категории устойчивости II следует применять в кровле анкерную крепь, в слоистых породах необходимо устанавливать крепи поддерживающего типа (податливых, рамные);
- в породах категорий устойчивости III и IV следует применять податливые крепи или жесткие крепи с податливыми элементами (или слоем), способные компенсировать 70 % расчетных смещений.

В соответствии с выданным преподавателем заданием по аналитическим выражениям определите категорию устойчивости горных пород, выберите тип крепи и произведите её расчёт.



## **ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ И ЗАЩИТЕ ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫХ ЗАДАНИЙ И КОНТРОЛЬНЫХ РАБОТ**

Работы выполняются по индивидуальному заданию, выданному преподавателем. Результаты рекомендуется оформлять в виде единой записки, включающей текстовую и графическую части. Оформление текстовой части производится в соответствии с общими требованиями на листах формата А4 (210x297 мм) и соответствует выше приведенной структуре каждой части заданий. Графическая часть оформляется на листах того же формата и представляется компьютерными распечатками графиков или чертежами, выполненными от руки. В тексте записки обязательны ссылки на приведенные графики и таблицы. Текстовая часть может быть оформлена в рукописном или машинописном виде (компьютерный набор). Все расчеты представляются в виде формул в общем виде с расшифровкой входящих в формулу величин, подстановки в уравнения конкретных значений и окончательного результата с указанием размерности. Результаты расчетов обязательно сопровождаются анализом существа решаемой задачи.

Защита отчета производится публично. При защите студент должен показать степень владения теоретическим материалом, умение поставить и осуществить решение задач по прогнозированию НДС породных массивов и расчету прочных размеров крепи выработки.

## РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Механика подземных сооружений : учеб. для вузов / Булычев Н. С. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва : Недра, 1994. - 382 с. : ил. - Б. ц.
2. Певзнер М. Е. Геомеханика: Учебника для вузов [Электронный ресурс] / М. Е. Певзнер, М. А. Иофис, В. Н. Попов. – М.: МГГУ, 2008. – 437 с. Режим доступа: <http://biblioclub.ru/index.php&page=book&id=79186>.
3. Разрушение горных пород : учебник / О. Г. Латышев. - Москва : Теплотехник, 2007. - 672 с. : ил. - Библиогр.: с. 632-641.
4. Моделирование физических процессов в горном деле : учебное пособие / О. Г. Латышев, М. Н. Волков ; Министерство образования и науки Российской Федерации, Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2015. - 338 с. : ил., табл. - Библиогр.: с. 333.
5. Основы физики горных пород : учебник / В. В. Ржевский, Г. Я. Новик. - 4-е изд., испр. и доп. - Москва : Недра, 1984. - 359 с.
6. Физика горных пород : учебник / О. Г. Латышев , О. О. Казак ; Министерство образования и науки Российской Федерации, Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2013. - 277 с. : ил.
7. СП 91.13330.2012. Свод правил. Подземные горные выработки. Актуализированная редакция СНиП II-94-80. - М.: Минрегион России, 2012. -50 с. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки/ Госстрой СССР. – М.: Стройиздат, 1982. – 31 с.
8. Механика подземных сооружений и конструкций крепей : учебник / И. В. Баклашов, Б. А. Картозия. - 2-е изд., испр. и доп. - Москва : Недра, 1992. - 543 с.
9. Конструкции и расчет крепей и обделок : учебное пособие / И. В. Баклашов, О. В. Тимофеев. - Москва : Недра, 1979. - 263 с. - Б. ц.
10. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок : справочник / В. Н. Каретников, В. Б. Клейменов, А. Г. Нуждихин. - Москва : Недра, 1989. - 574 с. : ил. - Б. ц.

а

Учебное издание

Прищепа Дмитрий Вячеславович

## МЕХАНИКА ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению  
практических и контрольных работ по дисциплине  
«Механика подземных сооружений»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»  
специализации № 5 «Шахтное и подземное строительство»

Подписано в печать

Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.

Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.

Печ. л. 3,68. Уч.-изд. л. 3,28. Тираж 100. Заказ

Издательство УГГУ

620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30

Уральский государственный горный университет

Отпечатано с оригинал-макета

в лаборатории множительной техники УГГУ

Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»



Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа

## **РЕКОНСТРУКЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе,  
выполнению практических и контрольных работ по дисциплине  
«Реконструкция горных предприятий»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»  
специализации №5 «Шахтное и подземное строительство»*

Екатеринбург – 2019

Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-  
технологического факультета

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2019 г.

Председатель комиссии

\_\_\_\_\_ ст.преп. Н. В. Колчина

Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа

## **РЕКОНСТРУКЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению  
практических и контрольных работ по дисциплине  
«Реконструкция горных предприятий»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»  
специализации №5 «Шахтное и подземное строительство»*

*Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,  
д-р техн. наук.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета  
Уральского государственного горного университета

*Реконструкция горных предприятий: Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе выполнению практических и контрольных работ по дисциплине «Реконструкция горных предприятий» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации №5 «Шахтное и подземное строительство» / Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 35 с.*

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины в соответствии с рабочей программой дисциплины.

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов и выполнению контрольных работ со специализации №5 «Шахтное и подземное строительство» специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Реконструкция горных предприятий».

## Оглавление

Введение .....	5
1. Методические указания к организации самостоятельной работы студента .....	6
2. Содержание курса, контрольные вопросы .....	7
3. Контрольные работы.....	11
Контрольная работа №1 .....	11
Контрольная работа №2.....	29

## ВВЕДЕНИЕ

Самостоятельная работа студента является важнейшей составной частью образовательной программы подготовки дипломированного специалиста.

По курсу «Реконструкция горных предприятий» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – *освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита практико-ориентированных заданий; подготовка и защита контрольной работы.* Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС).

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.



## 1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В следующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Реконструкция горных предприятий». Она содержит названия 6 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. Основным объемом информации по каждой теме содержится в учебнике по курсу.

При освоении указанных ниже тем *рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента:*

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По рекомендуемой литературе освоите 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. 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.

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

### Тема 1. Введение. Общие сведения по реконструкции горных предприятий

Цели, причины и основные направления реконструкции; виды капитальных затрат – новое строительство, техническое перевооружение, поддержание мощности, реконструкция действующего предприятия. Вскрытие новых горизонтов.

*Литература:* [1]

*Контрольные вопросы:*

1. Какие работы относятся к новому строительству?
2. Какие работы относятся к расширению действующего предприятия?
3. Какие работы относятся к реконструкции действующего предприятия?
4. Какие работы относятся к техническому перевооружению?
5. Какие работы относятся к поддержанию действующих показателей?
6. При каких условиях проводится закрытие (ликвидация) горных предприятий?
7. Классификация горных предприятий по ТЭП.
8. Технология ликвидации вертикальных стволов.
9. Достоинства реконструкции шахт в сравнении с новым строительством.
10. Недостатки реконструкции шахт в сравнении с новым строительством.
11. Причины и цели реконструкции.

### Тема 2. Углубка вертикальных и наклонных стволов.

Способ углубки вертикальных стволов с разгрузкой породы на земной поверхности, с рабочего горизонта, с углубочного горизонта. Способ углубки стволов в направлении снизу-вверх. Комбинированный способ углубки стволов. Способ углубки наклонных стволов.

*Литература:* [1]

*Контрольные вопросы:*

1. Схема углубки «без остановки эксплуатационного подъема», ее достоинства и недостатки.
2. Схема углубки «с разгрузкой на рабочем горизонте», ее достоинства и недостатки.
3. Схема углубки «через углубочный горизонт», ее достоинства и недостатки.
4. Схема углубки «комбинированная», ее достоинства и недостатки.
5. Схемы углубки стволов снизу вверх, их достоинства и недостатки.
6. Область применения многоканатных подъемных установок при углубке стволов.

7. Какие факторы влияют на выбор схемы проветривания углубляемой части ствола?
8. Когда необходимо применять комбинированное проветривание?
9. Когда необходима установка калорифера и где его устанавливают?
10. В какие выработки должна направляться исходящая из углубляемой части ствола струя воздуха?
11. Способы откачки воды при углубке стволов, условия их применения.
12. Возможные места установки лебедок подвесных насосов.

### **Тема 3. Предохранительные устройства при углубке стволов.**

Горизонтальные предохранительные полки-водопрускающие, водособирающие, зумпф-полки. Ферменные, клиновые, из стальных канатов предохранительные полки. Арочные инвентарные полки и метод их расчета. Породные предохранительные целики с бадьевым проемом и глухие породные целики. Сооружение породных целиков, их расчет и технология ликвидации породных целиков.

**Литература:** [1, 5]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Назначение и типы предохранительных устройств.
2. Условия использования защитных целиков и способы их сооружения и ликвидации.
3. Определение нагрузок от падения сосудов на предохранительные устройства.
4. От каких факторов зависит допустимая глубина заложения защитных целиков?
5. Устройство горизонтальных предохранительных полков, их достоинства и недостатки.
6. Назначение амортизирующего костра и его устройство.
7. Назначение плиты утяжеления и ее конструкция.
8. Устройство водособирающего полка.
9. Устройство балочного предохранительного полка.
10. Устройство защитного полка и ограждающей стенки.
11. Устройство ферменных полков, их достоинства и недостатки.

### **Тема 4. Организация работ при углубке стволов.**

Общие сведения. Буровзрывные работы. Погрузка породы. Возведение постоянной крепи. Сооружение сопряжений ствола с околоствольным двором и строительство приствольных камер. Армирование.

**Литература:** [1, 5]

**Контрольные вопросы:**

1. Особенности буровзрывных работ при углубке стволов.
2. Средства бурения шпуров.
3. Достоинства и недостатки перфораторов.
4. Средства погрузки горной массы.
5. Конструкции опалубок и условия их применения.
6. Способы формирования углубляемой части ствола при расширении передовой выработки.
7. Достоинства и недостатки применения глубоких скважин.
8. Особенности строительства сопряжений и приствольных камер.
9. Схемы армирования углубляемой части скважины.

### **Тема 5. Откачка воды из затопленных забоев.**

Классификация способов ликвидации внезапных прорывов воды в горные выработки и условия их применения. Ликвидация прорывов воды с помощью открытого водоотлива, с помощью строительства водонепроницаемых перемычек, с помощью тампонирувания с поверхности земли, с помощью подводного бетонирования.

**Литература:** [1, 5]

**Контрольные вопросы:**

1. Какие существуют группы возможного прорыва воды?
2. Возможные схемы прорыва воды в горные выработки.
3. Меры предупреждения внезапных прорывов воды и плывунов.
4. Конструкции тампонажных подушек.
5. Когда устанавливаются перемычки с дверями?
6. Назначение и устройство фильтрующих перемычек.
7. Когда устанавливаются многоступенчатые тампонажные подушки?
8. Когда применяется способ устраивания тампонажных подушек методом ВПТ?

### **Тема 6. Строительные работы в период реконструкции шахт.**

Технические средства бурения. Совместное действие механизмов удара и резания. Зависимость энергоемкости бурения от усилий полдачи на инструмент.

**Литература:** [1, 5]

**Контрольные вопросы:**

1. От каких факторов зависит выбор подъемных установок и вместимость бадей при углубке вертикальных стволов?
2. Какие условия должны соблюдаться при проветривании углубляемой части ствола?
3. Способы расширения АБК?
4. Способы очистки шахтных вод и бытовых стоков.
5. Конструкция песколовки.
6. На каком принципе основана работа отстойников бытовых стоков.
7. Устройство и принцип работы двухъярусных отстойников.
8. Устройство и принцип работы биофильтров.
9. Устройство и принцип работы аэротенков.
10. Назначение и принцип работы метантенка.
11. Назначение и принцип работы иловых площадок.
12. Назначение контактного бассейна.

### **3. КОНТРОЛЬНЫЕ РАБОТЫ**

#### ***Контрольная работа №1***

#### **Проектирование и расчёт сборно-разборного предохранительного полка**

**Цель:** овладение методикой проектирования и расчета сборно-разборного предохранительного полка.

#### **Предохранительный полок**

Предохранительные полки (ПП) представляют собой специальные инженерные сооружения, предназначенные для восприятия мощных ударных нагрузок от аварийных падений подъемных сосудов и транспортируемых в них грузов.

Предохранительные полки делятся на сплошные, перекрывающие все сечение ствола, и на полки, перекрывающие часть ствола. На сооружение отдельных конструкций полков расходуется до 100-200 т металла и до 100 м<sup>3</sup> леса.

Из многочисленных конструкций ПП наиболее эффективным является сборно-разборный предохранительный полок конструкции кафедры шахтного строительства Уральской государственной горно-геологической академии. Он отличается следующими достоинствами, малая конструктивная высота, возможность многократного использования несущих конструкций полка; универсальность; незначительные затраты средств и времени на монтаж и демонтаж полка.

#### **Устройство и принцип работы сборно-разборных предохранительных полков**

Полок представляет собой конструкцию заводского изготовления и рассчитан на многократное использование при общем сроке эксплуатации не менее 20-25 лет. Полок может применяться при углубке стволов любых диаметров и глубин, оборудованных как одно-, так и многоканатными подъемами с любыми типами подъемных сосудов.

Основным параметром сборно-разборных ПП является их несущая способность, измеряемая максимальной величиной кинетической энергии ударных нагрузок, на восприятие которых они рассчитываются. Для эффективного использования полков в различных горно-технических условиях

предусмотрен параметрический ряд полков, включающий несколько типоразмеров, каждый из которых при определенных значениях его несущей способности и максимальной массы падающих тел может применяться в стволах любой формы и размеров поперечного сечения.

Полк состоит из несущей конструкции, распределительно-утяжеляющего блока, амортизирующего устройства, а также гидроизоляционного и монтажного перекрытий (рис. 1.1).

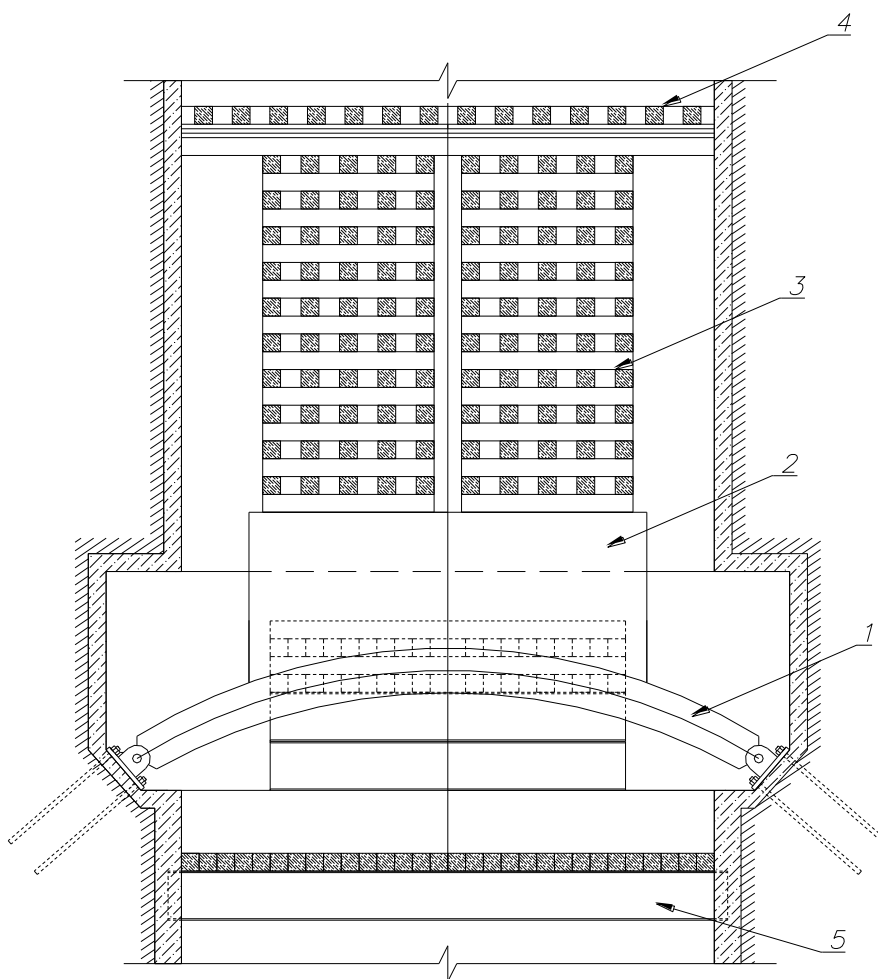


Рис.1.1 Схема сборно-разборного предохранительного полка

1 – несущая конструкция; 2 – распределительно-утяжеляющий блок; 3 – амортизирующее устройство; 4 – гидроизоляционное перекрытие; 5 – монтажное перекрытие.

Несущая конструкция полка представляет собой круговой свод (купол), выполненный из установленных параллельно друг другу двухшарнирных арок. Арки собираются из отдельных секций, изготовленных из литой стали. Каждая арка включает 1-4 (в зависимости от диаметра перекрываемого ствола) основные секции, а также две опорные секции и две опоры ящичного типа. Основные секции соединяются между собой и с опорными секциями при помощи соединительных элементов (накладок), стягиваемых болтами. Опорные

секции шарнирно соединены с опорами. Опоры соединены с бетонной крепью ниши анкерными болтами. Арки соединены между собой болтами-шпильками, что обеспечивает их совместную работу.

Поверх несущей конструкции полка в пределах отделений подъемных, сосудов и противовесов располагают распределительно-утяжеляющий блок. Изготавливаемый, как правило, в виде железобетонной плиты соответствующей формы.

На распределительно-утяжеляющем блоке устанавливаются амортизирующие устройства, отдельно для - каждого подъемного отделения ствола, рассчитанные на центральное нагружение. Устройства выполняются в виде клеток из сосновых брусьев, соединенных между собой скобами.

Над амортизирующим устройством располагают гидроизоляционное устройство, защищающее полку от обводнения и заиливания. Оно выполняется в виде перекрестного настила из двух рядов брусьев с трехслойным рулонным покрытием между рядами. Сверху брусья перекрываются стальными листами толщиной 2-3 мм. Перекрытие опирается на амортизирующее устройство.

При перекрытии предохранительным полком части сечения ствола полку имеет ограждающую стенку, как и у полков других конструкций, для защиты углубочного отделения от возможного падения в него фрагментов разрушавшегося подъемного сосуда и его содержимого, а также фрагментов разрушенного амортизирующего устройства.

Рассматриваемый ПП также защищает от падения тяжелых тел малого поперечного сечения (рельсы, балки, трубы), обладающих значительной пробивной силой. Сквозное пробивание полка исключается наличием мощного распределительно-утяжеляющего блока.

Монтаж полка начинается с установки монтажного перекрытия и сооружения ниши. Затем монтируются опоры и несущие арки, собирают распределительно-утяжеляющий блок, амортизирующее и гидроизоляционное устройства. Демонтаж полка производят в обратной последовательности. Монтажное перекрытие выполняется из заделываемых в крепь ствола двутавровых балок со сплошным настилом из брусьев.

Работа ПП на восприятие мощных ударных нагрузок протекает следующим образом. При падении в ствол тяжелого крупногабаритного тела оно пробивает гидроизоляционное перекрытие и входит в амортизирующее устройство. Двигаясь с замедлением до полной остановки, тело проходит путь, равный 0,7 – 0,9 начальной высоты амортизирующего устройства. Работа по его разрушению должна поглотить ту часть кинетической энергии удара, которая в соответствии с соотношением массы ударяющего тела и приведенной массы



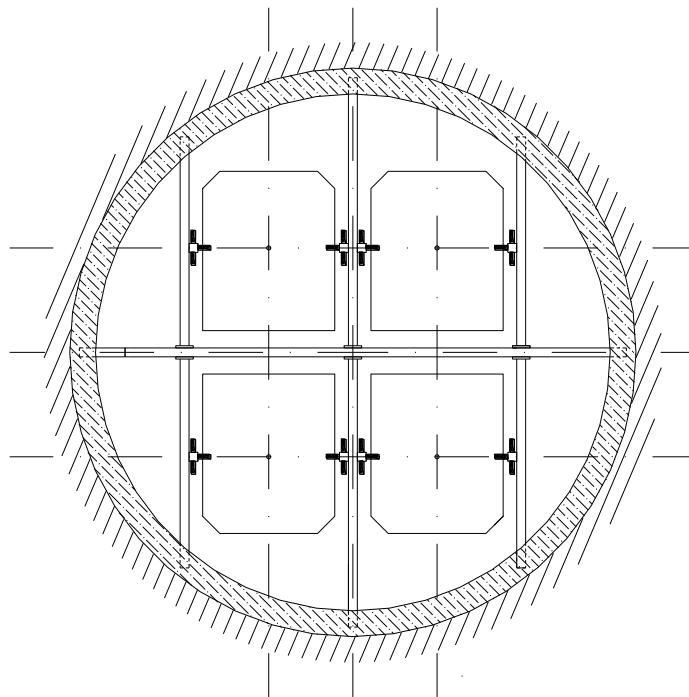
полка затрачивается на местные деформации в зоне соударения. Остальная часть кинетической энергии удара, идущая на общую деформацию полка, вызывает прогиб его арочной несущей конструкции. Динамические усилия через опоры и фундаменты полка передаются окружающему массиву горных пород (по наклонным направлениям вниз и в сторону от ствола). Благодаря значительной величине деформации амортизирующего устройства процесс ударного нагружения ПП растягивается во времени, что уменьшает действующую силу. После достижения этой силой максимального значения происходит процесс разгрузки полка с некоторым отскоком упавшего тела. Величина отскока в связи с близким к абсолютно неупругому (пластическому) характеру удара, обусловленному как значительной деформацией амортизирующего устройства, так и деформацией в ходе соударения самого падающего тела, не должна превышать 1,5 – 2,0 м. Таким образом, в процессе соударения амортизирующее устройство должно работать на разрушение и пластические деформации. распределительно-утяжеляющий блок – на упругопластические и несущая конструкция – на упругие деформации (при условии недостижения динамического предела текучести материала).

## Расчет сборно-разборного предохранительного полка

### Определение параметров подъемных сосудов и ствола

Рассмотрим порядок определения параметров предохранительного устройства на примере следующей ситуации:

- тип ствола – скиповой ствол;
- глубина ствола – 810 м;
- вместимости скипов –  $9,5 \text{ м}^3$ ;
- объемный вес породы целика –  $2,6 \text{ т/м}^3$ ;
- модуль упругости:
  - ❖  $\parallel$  слоистость –  $2,83 \cdot 10^4$ ;
  - ❖  $\perp$  слоистость –  $1,91 \cdot 10^4$ .
- коэффициент Пуассона – 0,24;
- предельное касательное напряжение – 13,2 МПа;
- Сечение углубляемого ствола:



На основании исходных данных определяем технические характеристики скипа 1УСН9, 1-1. Вместимость скипа  $9 \text{ м}^3$ , ширина 1540 мм, длина 1850 мм, высота 10000 мм; расстояние между проводниками 1650 мм, масса скипа 6,9 т. Определяем минимальное сечение ствола с учетом принятого оборудования и необходимых зазоров и допусков, принимаем ближайшее типовое. В результате построений принимаем следующее:  $D_{св} = 6 \text{ м}$ .

Исходя из расположения подъемных сосудов в стволе определяем места приложения к полку ударных нагрузок. Поскольку для скиповых подъемов ударное нагружение будет внецентренным, определим эксцентриситет:  $l_{\text{э}} = 0,981 \text{ м}$ .

### ***Выбор типоразмера сборно-разборного предохранительного полка и его параметров***

В качестве энергии удара принимается кинетическая энергия свободно падающего подъемного сосуда или другого тела:

$$T_0 = \frac{m_0 \cdot V_0^2}{2}, \quad (1.1)$$

где  $T_0$  – кинетическая энергия падающего сосуда, кДж;

$m_0$  – масса груженого подъемного сосуда, т;

$V_0$  – скорость падения сосуда перед ударом, м/с.

$$V_0 = \sqrt{2 \cdot g \cdot H_0}, \quad (1.2)$$

где  $g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;

$H_0$  – глубина падения подъемного сосуда (глубина ствола), м.

$$V_0 = \sqrt{2 \cdot 9,81 \cdot 810} = \sqrt{15892,2} = 126 \text{ м/с}.$$

Масса груженого скипа определяется следующим образом: для вместимости 9,5 м<sup>3</sup>, грузоподъемность составит 8т, масса скипа 6,9т. Масса груженого подъемного сосуда составит

$$m_0 = 8 + 6,9 = 14,9 \text{ т}.$$

При углубке ствола глубиной более 400 м необходимо учитывать аэродинамическое сопротивление свободному падению, поглощающее часть кинетической энергии подъемного сосуда. По графику зависимости величины скорости падения подъемных сосудов от высоты падения (рис.2) определяем истинную скорость падения скипа.

Кинетическая энергия падающего скипа составит

$$T_0 = \frac{14,9 \cdot 113^2}{2} = 95129,05 \text{ кДж} = 95,129 \text{ МДж}.$$

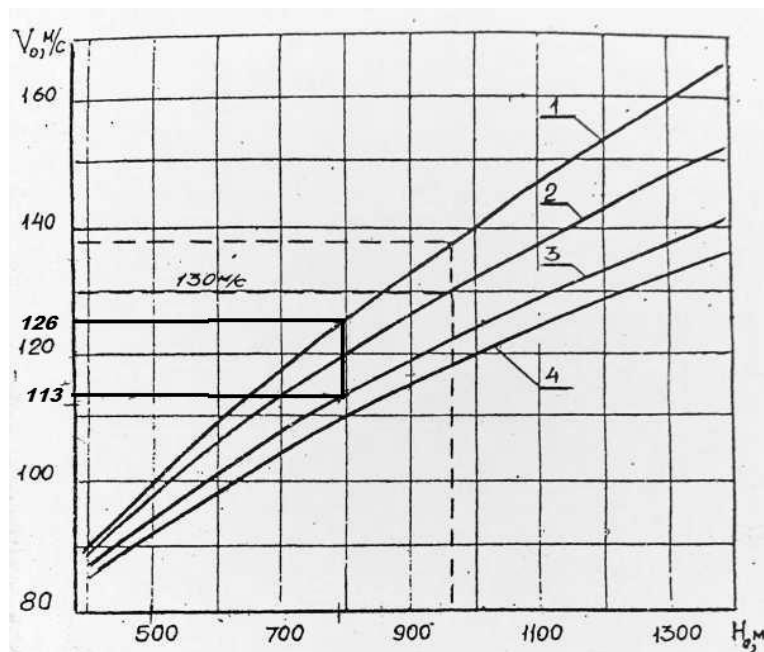


Рис.1.2 Влияние аэродинамического сопротивления воздуха на скорость падения подъемных сосудов

1 – теоретическая скорость; 2 – скип массой 25 т; 3 – скип массой 6 т; 4 – клеть массой 12 т.

Из табл. 1.1 устанавливаем, что для наших условий необходим I типоразмер полка с несущей способностью до 150 МДж.

Таблица 1.1

**Технические характеристики сборно-разборного полка**

Показатели	Типоразмер полка	
	I	II
Несущая способность полка, МДж	150	250
Диаметр ствола в свету, м	4,0 – 8,5	4,5 – 8,5
Максимальная масса падающих тел, т	12 – 20	20 – 25
Максимальная высота падения тел, м	1000 – 600	1300 – 900
Конструктивная высота полка, м	6 – 8	6,5 – 8,5
Масса металлического полка, т	60 – 90	70 – 100

Исходя из принятого диаметра ствола и типоразмера полка по табл. 1.1 определяем основные параметры несущей конструкции арки:

- диаметр в свету ( $D_{св}$ ) – 6 м;
- пролет арки ( $L_0$ ) – 7 м;
- радиус геометрической оси арки ( $R_0$ ) – 6,7 м;
- стрела подъема арки ( $f$ ) – 0,99 м;

- половина центрального угла арки ( $\alpha_0$ ) – 32 град;
- масса одной арки ( $P_A$ ) – 12,3 т;
- параметры арки ( $H_a \times B$ ) – 0,6×0,5 м.

Необходимым условием ведения углубочных работ является полное перекрытие арками подъемного отделения ствола. При ширине подъемного отделения ствола 2 м и ширине полки арки 0,5 м необходимо 4 арки. При массе одной арки 12,3 т масса несущей конструкции полка составит

$$m_3 = P_A \cdot n_a, \quad (1.3)$$

где  $m_3$  – масса несущей конструкции полка, т;

$P_A$  – масса одной арки, т;

$n_a$  – количество арок, шт.

$$m_3 = 12,3 \cdot 4 = 49,2 \text{ т.}$$

Оставшийся сегмент ствола за пределами подъемного отделения перекрывается двумя рядами двутавровых балок, а сверху балки перекроем деревянным настилом из 4-х рядов бруса 200×200 мм на случай падения в него фрагментов подъемного сосуда, его содержимого и фрагментов амортизирующего устройства.

#### ***Определение параметров распределительно-утяжеляющего блока***

Несущая конструкция полка сверху закрывается монолитным железобетонным распределительно-утяжеляющим блоком прямоугольной формы (бетон класса В-15). Размеры блока определяются следующим образом: ширина блока принимается равной ширине несущей конструкции полка, а длина участка блока для каждого подъемного отделения принимается симметричной относительно оси подвески скипа. Это условие выполняется при длине участка блока, равному удвоенному значению эксцентриситета ( $l_э = 0,981 \text{ м}$ ). Следовательно, общая длина блока для двух подъемных отделений составит

$$l_B = 4 \cdot l_э, \quad (1.4)$$

$$l_B = 4 \cdot 0,981 = 3,924 \text{ м.}$$

Масса блока ( $m_2$ ) составит

$$m_2 = (0,6 \div 0,8) \cdot m_3, \quad (1.5)$$

$$m_2 = 0,6 \cdot 49,2 = 29,52 \text{ т.}$$

При плотности обычного тяжелого бетона  $\rho = 2,5 \text{ т/м}^3$  объем блока составит

$$V_B = m_2 / \rho, \quad (1.6)$$

$$V_B = 29,52 / 2,5 = 11,808 \text{ м}^3.$$

Зная площадь основания блока ( $S_B = 3,924 \cdot 2,0 = 7,848 \text{ м}^2$ ) можно определить его высоту

$$H_B = V_B / S_B, \quad (1.7)$$

$$H_B = 11,808 / 7,848 = 1,504 \text{ м}.$$

Основание блока опирается на арочную несущую конструкцию и имеет форму сегмента с радиусом

$$R_C = R_0 + \frac{H^a}{2}, \quad (1.8)$$

$$R_C = 6,7 + \frac{0,6}{2} = 6,7 + 0,3 = 7 \text{ м}.$$

Поэтому высоту блока необходимо скорректировать в сторону ее увеличения в зависимости от объема сегмента в основании блока. Для определения объема сегмента необходимо определить его высоту и площадь.

Рассмотрим расчетную схему, представленную на рис. 3.

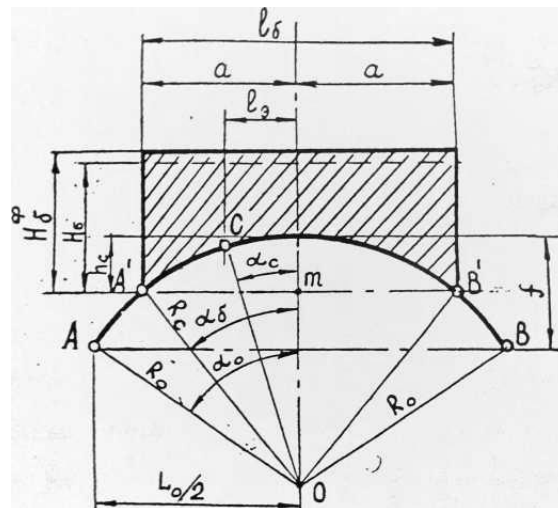


Рис. 1.3 Расчетная схема к определению параметров распределительно-утяжеляющего устройства

Определим угол между вертикальной осью арки и радиусом ее кривизны, проведенным через границу основания блока точку  $A'$

$$\sin \alpha_B = \frac{l_B / 2}{R_C}, \quad (1.9)$$

$$\sin \alpha_B = \frac{3,924 / 2}{7} = 0,2802$$

$$\alpha_B = 16,05919$$

Определим длину отрезка

$$Om = R_C \cdot \cos \alpha_B, \quad (1.10)$$

$$Om = 7 \cdot \cos(16,05919) = 6,57 \text{ м.}$$

Поскольку  $R_C = h_C + Om$ , найдем высоту сегмента основания блока

$$h_C = R_C - Om, \quad (1.11)$$

$$h_C = 7 - 6,57 = 0,43 \text{ м.}$$

Теперь можно определить площадь сегмента

$$S_C = 2/3 \cdot h_C \cdot l_B, \quad (1.12)$$

$$S_C = 2/3 \cdot 0,43 \cdot 3,924 = 1,117 \text{ м}^2.$$

Тогда объем основания блока в форме сегмента будет равен

$$V_C = S_C \cdot \rho, \quad (1.13)$$

$$V_C = 1,117 \cdot 2,5 = 2,794 \text{ м}^3.$$

Выразим этот объем через дополнительную высоту блока  $\Delta h_B$  с основанием  $S_B = 7,848 \text{ м}^2$

$$\Delta h_B = V_C / S_B, \quad (1.14)$$

$$\Delta h_B = 2,794 / 7,848 = 0,356 \text{ м.}$$

Таким образом, фактическая высота распределительно-утяжеляющего блока массой 29,52 т и объемом 11,08 м<sup>3</sup> составит

$$H_B^\Phi = H_B + \Delta h_B, \quad (1.15)$$

$$H_B^\Phi = 1,504 + 0,356 = 1,86 \text{ м.}$$

### **Определение параметров амортизирующего устройства**

Амортизирующие устройства для обеспечения устойчивости их равновесия при восприятии ударных нагрузок выполняются для каждого подъемного отделения ствола. Они рассчитываются на центральное ударное нагружение и должны иметь высоту, не превышающую их наименьший поперечный размер более чем в полтора-два раза. Амортизирующие устройства

сооружаются из укладываемых перекрестными рядами сосновых брусьев сечением  $200 \times 200$  мм, соединенных между собой строительными скобами. Массу амортизирующего устройства  $m_1$  определяем из соотношения

$$m_1 = (0,1 \div 0,15) \cdot m_3, \quad (1.16)$$

$$m_1 = 0,1 \cdot 49,2 = 4,92 \text{ т.}$$

Площадь основания амортизирующего устройства принимается на 25-35 % больше основания скипа. Принимаем параметры основания амортизирующего устройства

$$S_{ay} = 2,0 \cdot 1,7 = 3,4 \text{ м}^2. \quad (1.17)$$

При плотности установки брусьев  $\Delta = (0,6 \div 0,8) \cdot b$  и плотности древесины  $\rho_D = (0,6 \div 0,8) \text{ т/м}^3$  высоту амортизирующего устройства определим из следующего соотношения

$$h_{ay} = \frac{m_1}{S_{ay} \cdot \Delta \cdot \rho_D}, \quad (1.18)$$

$$h_{ay} = \frac{4,92}{3,4 \cdot 0,6 \cdot 0,7} = 3,44 \text{ м.}$$

Высота амортизирующего устройства принимается кратной высоте бруса, отсюда  $h_{ay} = 3,6 \text{ м.}$

При сечении бруса  $200 \times 200$  он должен укладываться с шагом 0,25-0,35 м. Шаг укладки бруса и высота клетки уточняются в последующих расчетах.

### ***Определение нагрузок на предохранительный полук***

Определяем массу полка, приведенную к линии удара – оси скипа, удаленную от оси арок на расстояние  $l_{\text{э}} = 0,981 \text{ м.}$

$$M_{\text{пп}} = k_{\text{np1}} \cdot m_1 + k_{\text{np2}} \cdot m_2 + k_{\text{np3}} \cdot m_3, \quad (1.19)$$

где  $k_{\text{np1}}$  – коэффициент приведения массы амортизирующего устройства,  $k_{\text{np1}} = 0,33$ ;

$k_{\text{np2}}$  – коэффициент приведения массы распределительно-утяжеляющего блока,  $k_{\text{np2}} = 0,6$ ;

$k_{\text{np3}}$  – коэффициент приведения массы несущей арочной конструкции,  $k_{\text{np3}} = 0,4$ .



$m_1, m_2, m_3$  – масса соответственно: амортизирующего устройства, распределительно-утяжеляющего блока, несущей конструкции полка, т.

$$M_{\text{ПР}} = 0,33 \cdot 4,29 + 0,6 \cdot 29,52 + 0,4 \cdot 49,2 = 39,015 \text{ т.}$$

Кинетическая энергия падающего скипа при ударе о полок распределяется на две части:

1. Энергия, идущая на местные деформации полка в зоне соударения и поглощаемая, в основном, амортизирующим устройством, будет равна

$$T' = \frac{M_{\text{ПР}}}{m_0 + M_{\text{ПР}}} \cdot T_0, \quad (1.20)$$

$$T' = \frac{39,015}{14,9 + 39,015} \cdot 95129 = 68839,39 \text{ кДж.}$$

2. Энергия, идущая на общие деформации полка и воспринимаемая его несущей конструкцией, составит

$$T'' = \frac{m_0}{m_0 + M_{\text{ПР}}} \cdot T_0, \quad (1.21)$$

$$T'' = \frac{14,9}{14,9 + 39,015} \cdot 95129 = 26289,66 \text{ кДж.}$$

Динамическая сила в зоне контакта скипа с амортизирующим устройством равна

$$P'_d = \frac{2 \cdot T'}{\alpha \cdot h_{ay}}, \quad (1.22)$$

где  $\alpha$  – относительная деформация амортизирующего устройства при его ударном смятии, зависящая от жесткости клетки,  $\alpha = 0,8$ .

$$P'_d = \frac{2 \cdot 68839,39}{0,8 \cdot 3,2} = 47805,13 \text{ кН.}$$

Динамическая сила, передаваемая на опоры несущей конструкции, равна

$$P'' = \frac{2 \cdot T''}{\alpha \cdot h_{ay}}, \quad (1.23)$$

$$P'' = \frac{2 \cdot 26289,66}{0,8 \cdot 3,2} = 18256,71 \text{ кН.}$$

Значительная разница между силой, действующей в зоне соударения скипа с амортизирующим устройством, и силой, на которую работает несущая конструкция полка, объясняется инерционным характером возникновения этих сил. Это отличие в действии динамических сил аналогично разнице между силами на наковальне и под наковальней при ударе по ней молотком.

Требуемая площадь сечения амортизирующего устройства, выражаемая через суммарную площадь контактов брусьев в верхних перекрестных рядах клетки, непосредственно находящихся под основанием скипа, равна

$$F_{ay} = \frac{P'_d \cdot B_{II}}{\alpha \cdot c_1 \cdot c_2}, \quad (1.24)$$

где  $B_{II}$  – коэффициент, характеризующий податливость материала амортизирующего устройства,  $B_{II} = 0,31 \cdot 10^{-4}$ , м<sup>2</sup>/кН;

$c_1$  – коэффициент, учитывающий увеличение площади контакта брусьев вследствие бокового расширения при ударном смятии,  $c_1 = 1,2$ ;

$c_2$  – коэффициент, учитывающий увеличение площади древесины, участвующей в деформации при ударном смятии в связи с вовлечением в работу участков брусьев, примыкающих к площадкам контактов и к контуру ударяющего по клетке тела,  $c_2 = 1,3$ .

$$F_{ay} = \frac{53780,77 \cdot 0,31 \cdot 10^{-4}}{0,8 \cdot 1,2 \cdot 1,3} = 1,187 \text{ м}^2.$$

Тогда необходимое число площадок контактов брусьев в верхних перекрестных рядах под основанием падающего скипа составит

$$n_n = \frac{F_{ay}}{b^2}, \quad (1.25)$$

$$n_n = \frac{1,187}{0,2 \cdot 0,2} = 29,68 \approx 30 \text{ шт.}$$

Теперь необходимо подобрать такой шаг укладки брусьев, чтобы число площадок контактов брусьев в перекрестных рядах, попадающих под основание падающего скипа, удовлетворяло условию  $n_n^{\phi} > n$ .

В результате подбора сетки расположения брусьев в перекрестных рядах клетки обеспечило необходимое число площадок контактов попадающих под основание скипа, и составило 36 шт. Принимаем по короткой стороне 6 брусьев с шагом 0,3 м и длиной 2,0 м, а в перекрестном ряду 6 брусьев с шагом 0,36 м и длиной 1,7 м. Средняя плотность укладки брусьев составит

$$\Delta_{cp} = \frac{b \cdot n_{кор}}{l_{кор}}, \quad (1.26)$$

где  $b$  – ширина бруса, м;

$n_{кор}$  – количество брусьев по короткой стороне стороны, шт.;

$l_{кор}$  – длина короткой стороны, м.

$$\Delta_{cp} = \frac{0,2 \cdot 6}{1,7} = 0,7.$$

При такой плотности установки брусьев высота амортизирующего устройства составит:

$$h_{ay} = \frac{4,92}{3,4 \cdot 0,7 \cdot 0,7} = 2,95 \text{ м.}$$

Окончательно принимаем следующее: высота клетки 3,6 м, число площадок контактов 36 шт.: по длинной стороне 6 брусьев с шагом 0,36 м и длиной 1,7 м, а в перекрестном ряду 6 брусьев с шагом 0,3 м и длиной 2,0 м. Схема расположения брусьев в перекрестных рядах амортизирующего устройства приведена на рис. 5.

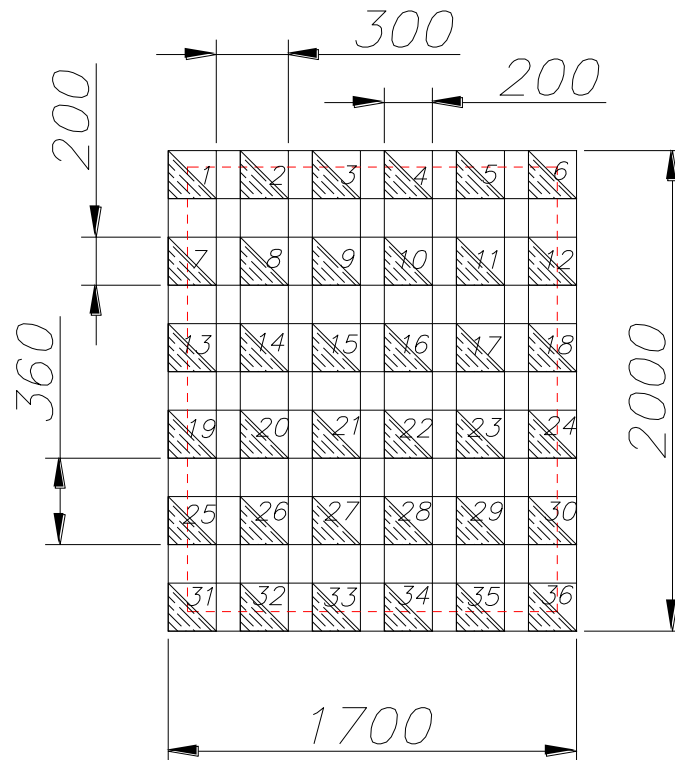


Рис. 1.4 Схема расположения брусьев в перекрестных рядах амортизирующего устройства

### **Определение усилий, действующих на арки несущей конструкции предохранительного полка**

Действие ударной нагрузки от падающего скипа на несущую конструкцию предохранительного полка в рассматриваемом примере является внецентренным относительно ее поперечной оси в плане. Действие ударной нагрузки относительно продольной оси – практически центральным. В соответствии с этим распределение общей нагрузки по аркам несущей конструкции, осуществляемое через распределительно-утяжеляющий блок, принимается равномерным. При этом расчетная нагрузка на одну арку будет равна

$$q_a'' = \frac{P''}{n_a}, \quad (1.27)$$
$$q_a'' = \frac{18256,71}{4} = 4564,177 \text{ кН}.$$

В целях упрощения расчетов принимаем допущение, что нагрузка действует на арку равномерно в пределах половины длины распределительно-утяжеляющего блока (принятое допущение идет в запас прочности полка). Величина нагрузки на единицу длины загруженного участка арки составит

$$q = \frac{q_a''}{l_B / 2}, \quad (1.28)$$
$$q = \frac{4564,177}{3,924 / 2} = 2326,288 \text{ кН/м}.$$

### **Определение опорных реакций арки**

Вертикальные составляющие реакций для внецентренной схемы нагружения равняются

$$V_a = \frac{q \cdot a \cdot (L_0 + a)}{2 \cdot L_0}, \quad (1.29)$$
$$V_a = \frac{2326,288 \cdot 1,962 \cdot (7 + 1,962)}{2 \cdot 7} = 2921,725 \text{ кН}.$$
$$V_b = \frac{q \cdot a \cdot (L_0 - a)}{2 \cdot L_0}, \quad (1.30)$$
$$V_b = \frac{2326,288 \cdot 1,962 \cdot (7 - 1,962)}{2 \cdot 7} = 1642,452 \text{ кН}.$$

Горизонтальные составляющие (распор) для рассматриваемой схемы нагружения составят

$$H_A = H_B = H = k_2 \cdot q \cdot L_0, \quad (1.31)$$

где  $k_2$  – коэффициент, принимаемый по табл. 2.3[1].

При  $f / L_0 = 0,1414$  и  $a / L_0 = 0,2802$   $k_2 = 0,3185$ .

$$H = 0,3185 \cdot 2326,288 \cdot 7 = 5187,111 \text{ кН.}$$

Тогда полная величина опорных реакций будет равна

$$R_A = \sqrt{V_A^2 + H^2}, \quad (1.32)$$

$$R_A = \sqrt{2921,725^2 + 5187,111^2} = 5953,369 \text{ кН.}$$

$$R_B = \sqrt{V_B^2 + H^2}, \quad (1.33)$$

$$R_B = \sqrt{1642,452^2 + 5187,111^2} = 5440,934 \text{ кН.}$$

**Определение максимального изгибающего момента и продольной силы, действующих в сечении “С”**

Для этого необходимо определить угол между вертикальной осью арки и радиусом её кривизны, проведенным через точку С, а также координаты этой точки. Расчетная схема к определению этих параметров приведена на рис. 6.

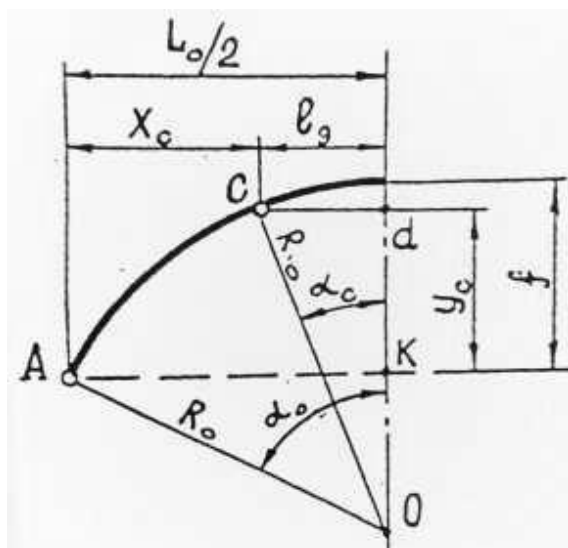


Рис.5 Расчетная схема к определению параметров точки пересечения линий действия удара “С” (оси подвески скипа) с геометрической осью арки

Из  $\triangle OCd$  определим  $\alpha_C$  и  $Od$ :

$$\sin \alpha_C = \frac{Cd}{OC} = \frac{l_{\text{э}}}{R_0}, \quad (1.34)$$

$$\sin \alpha_C = \frac{0,981}{6,7} = 0,146; \quad \alpha_C = 8,38^\circ$$

$$Od = R_0 \cdot \cos \alpha_C, \quad (1.35)$$

$$Od = 6,7 \cdot 0,9893 = 6,62 \text{ м.}$$

Из  $\triangle OAk$  определим координату точки  $C$  -  $y_C$

$$Ok = R_0 \cdot \cos \alpha_0, \quad (1.36)$$

$$Ok = 6,7 \cdot \cos 32^\circ = 5,58 \text{ м.}$$

Тогда

$$y_C = Od - Ok, \quad (1.37)$$

$$y_C = 6,62 - 5,58 = 1,039 \text{ м.}$$

$$x_C = Ak - Cd = L_0 / 2 - l_{\text{э}}, \quad (1.38)$$

$$x_C = 7/2 - 0,981 = 2,519 \text{ м.}$$

Максимальный изгибающий момент, действующий в сечении "С" будет равен

$$M_{\text{MAX}} = \frac{V_A \cdot (L_0 - a)}{2} - \left( H \cdot y_C + \frac{q \cdot a^2}{8} \right), \quad (1.39)$$

$$M_{\text{MAX}} = \frac{2921,725 \cdot (7 - 1,962)}{2} - \left( 5187,111 \cdot 1,039 + \frac{2326,288 \cdot 1,962^2}{8} \right) = 850,984 \text{ кН} \cdot \text{м.}$$

Продольная сила, действующая в этом же сечении арки, составит

$$N_C = \left( V_A - \frac{q \cdot a}{2} \right) \cdot \sin \alpha_C + H \cdot \cos \alpha_C, \quad (1.40)$$

$$N_C = \left( 2921,725 - \frac{2326,288 \cdot 1,962}{2} \right) \cdot 0,146 + 5187,111 \cdot 0,9893 = 5225,263 \text{ кН.}$$

### **Проверочный расчет несущей конструкции предохранительного полка**

Определим площадь поперечного сечения арки

$$F = 2 \cdot B_a \cdot t + h \cdot d, \quad (1.41)$$

$$F = 2 \cdot 500 \cdot 60 + 480 \cdot 70 = 93600 \text{ мм}^2.$$

Радиус кривизны нейтральной оси будет равен

$$r = \frac{F}{B_a \cdot \ln(R_2 / R_1) - (B_a - d) \cdot \ln(R_4 / R_3)}, \quad (1.42)$$

$$r = \frac{93600}{500 \cdot \ln(7000 / 6400) - (500 - 70) \cdot \ln(6940 / 6460)} = 6691,96 \text{ мм}.$$

Тогда расстояние от нейтральной оси до оси, проходящей через центр тяжести сечения, составит

$$z_0 = R_0 - r, \quad (1.43)$$

$$z_0 = 6700 - 6691,96 = 8,04 \text{ мм}.$$

Определяем статический момент площади поперечного сечения относительно нейтральной оси арки

$$S = F \cdot z_0, \quad (1.44)$$

$$S = 93600 \cdot 8,04 = 752068,4 \text{ мм}^3.$$

Максимальное значение нормального напряжения от действия изгибающего момента в сечении арки будет равно

$$\sigma_1 = \frac{M_{\max}}{S} \cdot \frac{(R_2 - r)}{R_2}, \quad (1.45)$$

$$\sigma_1 = \frac{850,984 \cdot 10^3 \cdot 10^3}{752068,4} \cdot \frac{(7000 - 6691,96)}{7000} = 49,79 \text{ МПа}.$$

Нормальное напряжение от продольной силы в том же сечении составит

$$\sigma_2 = \frac{N_c}{F}, \quad (1.46)$$

$$\sigma_2 = \frac{5225,263 \cdot 10^3}{93600} = 55,82 \text{ МПа}.$$

Тогда суммарное наибольшее напряжение в верхних (сжатых) волокнах сечения арки будет равно

$$\sigma_{\max} = \sigma_1 + \sigma_2, \quad (1.47)$$

$$\sigma_{\max} = 49,79 + 55,82 = 105,61 \text{ МПа}.$$

Найденное напряжение ниже расчетного сопротивления стали, равного  $\sigma_p^{yD} = 150 \text{ МПа}$ , то есть условие прочности соблюдается.

**Вывод:** принятая конструкция предохранительного полка обеспечит безопасные условия углубочных работ.

## **Контрольная работа №2**

Расчет несущей способности породного предохранительного целика

### **Породный предохранительный целик**

В практике углубки вертикальных стволов в качестве средств защиты забоев широко применяются породные целики. Предохранительные целики оставляются в стволах на 8-30 и более метров ниже отметки околоствольного двора последнего рабочего горизонта. Место расположения защитных целиков в углубляемых стволах является строго определенным и не может быть изменено.

Породные целики следует сооружать в породах крепостью не ниже  $f = 4$ , монолитных, несклонных к внезапным выбросам и размоканию.

Не рекомендуется располагать породные целики в трещиноватых, слоистых породах.

В зависимости от принятого способа и схемы углубки предохранительные целики бывают двух типов - перекрывающие все сечение ствола и с бадьевыми проемами, которые бывают небольшими, занимающими часть сечения целика на его периферии площадью 4-7 м<sup>2</sup>, и большими, достигающими половины сечения ствола. Верхняя грань целика обычно покрывается бетоном и служит водосборником. Нижний торец защитных целиков может иметь плоскую или параболическую форму. При плоской форме под целиком устраивают настил из двутавровых балок. Пространство между ними и защитным целиком заполняют накатником из бревен. Настил исключает падение в забой углубляемого ствола отслоившихся кусков породы и увеличивает несущую способность породного целика.

При параболической форме нижнего торца горизонтальные напряжения в целике снижаются до минимума, а прочность его повышается. Это позволяет применить облегченные виды крепи, например, анкерной с металлической сеткой и набрызгбетоном.

Породные целики, перекрывающие часть сечения ствола, применяют в случаях ведения углубочных работ непосредственно через углубляемый ствол. Бадьевого проем может иметь форму сегмента, прямоугольника или круга. Место расположения бадьевого проема зависит от расположения в сечении ствола отделения углубочного подъема. Бадьевое отделение делают минимальным, но не более половины диаметра ствола. При увеличении сечения бадьевого проема в защитном целике возрастают напряжения, которые могут привести к его разрушению.



Бадьевой проем крепят железобетоном, деревом, анкерами, в случаях, когда породный целик перекрывает половину или близкую к ней часть сечения ствола, по боковой обнаженной стороне целика устраивают вертикальную стену из двутавровых балок, уложенных горизонтально через 0,5-0,7 м. Со стороны стены балки обшиваются листовой сталью толщиной 8-10 мм.

Высоту породных целиков принимают не менее диаметра ствола в черне. На практике высота предохранительных целиков принимается обычно 8-10 м.

Основными достоинствами породных целиков по сравнению с предохранительными полками являются меньшие затраты времени, средств, труда и материалов как при строительстве, так и при ликвидации. Предохранительные породные целики рекомендуется применять везде, где позволяют горно-геологические условия.

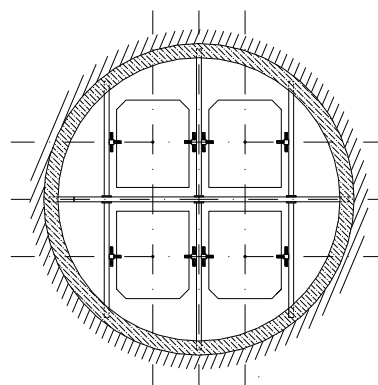
Способ сооружения породных целиков зависит от схемы углубки, организации подготовительных работ, наличия вблизи углубляемого ствола вертикальных или наклонных выработок, пройденных с подготавливаемого или последнего рабочего горизонта, и других факторов.

### Расчет несущей способности породного предохранительного целика

Рассмотрим порядок определения параметров породного предохранительного целика на примере следующей ситуации:

- тип ствола – скиповой ствол;
- глубина ствола – 810 м;
- вместимости скипов – 9,5 м<sup>3</sup>;
- объемный вес породы целика – 2,6 т/м<sup>3</sup>;
- модуль упругости:
  - ❖ || слоистость –  $2,83 \cdot 10^4$ ;
  - ❖ ⊥ слоистость –  $1,91 \cdot 10^4$ .
- коэффициент Пуассона – 0,24;
- предельное касательное напряжение – 13,2 МПа;
- Сечение углубляемого ствола:

Сечение углубляемого ствола:



В зависимости от заданного номера сечения ствола и массы груженого подъемного сосуда необходимо определить параметры подъёмных сосудов, а затем определить диаметр ствола. Принимаем диаметр ствола  $D_{св} = 6$  м,  $D_{вч} = 6,6$  м. Высоту породного целика определяем из условия  $h_{ц} \geq D_{вч}$  и

принимаем  $h_{ц} = 7$  м. Ширину целика определяем из условия  $L_{ц} \geq D_{вч} / 2$  и принимаем  $L_{ц} = 3,3$  м.

Периметр наиболее опасного сечения определяется по формуле

$$l_{п} = 2 \cdot a_c + b_c + 2 \cdot d, \quad (2.1)$$

где  $a_c$  и  $b_c$  – параметры основания подъемного сосуда, м;

$d$  – расстояние от границы породного целика до боковой поверхности основания подъемного сосуда, м.

$$l_{п} = 2 \cdot 1,85 + 1,54 + 2 \cdot 0,252 = 5,434 \text{ м.}$$

### ***Определение энергии удара***

В качестве энергии удара принимаем кинетическую энергию свободно падающего тела. Она определяется по формуле (1.1) и при прочих равных исходных данных будет равна

$$T_0 = \frac{14,9 \cdot 113^2}{2} = 95129,05 \text{ кДж} = 95,129 \text{ МДж.}$$

### ***Определение массы породного предохранительного целика***

Исходя из принятых параметров породного целика, вес его будет равен

$$P_1 = S_{ц} \cdot h_{ц} \cdot \gamma_{п} = \frac{\pi \cdot R_{вч}^2}{2} \cdot h_{ц} \cdot \gamma_{п}, \quad (2.2)$$

$$P_1 = \frac{3,14 \cdot 3,3^2}{2} \cdot 7 \cdot 2,6 = 311,17 \text{ т.}$$

### ***Определение КПД удара***

Исходя из соотношения веса породного целика и массы скипа, определим КПД удара

$$\eta_0 = \frac{P_1}{(P_1 + m_0)}, \quad (2.3)$$

$$\eta_0 = \frac{311,17}{(311,17 + 14,9)} = 0,954.$$

### ***Определение перемещения по наиболее опасному сечению***

Перемещение определяем с учетом анизотропных свойств горных пород, слагающих предохранительный целик

$$U = \sqrt{2,4 \cdot L_{\text{ПР}} \cdot T_0 \cdot (1 - \eta_0) \cdot \frac{E_2 + 2 \cdot \nu \cdot E_1 + E_1}{E_1 \cdot E_2 \cdot h_{\text{Ц}} \cdot l_{\text{П}}}}, \quad (2.4)$$

где  $L_{\text{ПР}}$  – приведенная высота сегмента целика,  $L_{\text{ПР}} = 0,67 \cdot L_{\text{Ц}}$ , м;

$E_1, E_2$  – модуль упругости соответственно параллельно и перпендикулярно слоистости, кПа;

$\nu$  – коэффициент Пуассона.

$$U = \sqrt{2,4 \cdot 0,67 \cdot 3,3 \cdot 95129,05 \cdot (1 - 0,954) \cdot \frac{1,91 \cdot 10^7 + 2 \cdot 0,24 \cdot 2,83 \cdot 10^7 + 2,83 \cdot 10^7}{2,83 \cdot 10^7 \cdot 1,91 \cdot 10^7 \cdot 7 \cdot 5,744}},$$

$$U = \sqrt{65,15 \cdot 10^{-6}} = 8,07 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

**Определение динамической силы, воздействующей на породный целик по наиболее опасному сечению ( $R_{\text{ДИН}}$ )**

$$R_{\text{ДИН}} = \frac{E_1 \cdot E_2 \cdot h_{\text{Ц}} \cdot l_{\text{П}} \cdot U}{[1,2 \cdot L_{\text{ПР}} \cdot (E_2 + 2 \cdot \nu \cdot E_1 + E_1)]}, \quad (2.5)$$

$$R_{\text{ДИН}} = \frac{2,83 \cdot 10^7 \cdot 1,91 \cdot 10^7 \cdot 7 \cdot 5,744 \cdot 8,07 \cdot 10^{-3}}{[1,2 \cdot 0,67 \cdot 3,3 \cdot (1,91 \cdot 10^7 + 2 \cdot 0,24 \cdot 2,83 \cdot 10^7 + 2,83 \cdot 10^7)]},$$

$$R_{\text{ДИН}} = \frac{17,539 \cdot 10^{11}}{16,18 \cdot 10^7} = 108,39 \cdot 10^4 \text{ кН.}$$

**Определение расчетного касательного напряжения (напряжения сдвига,  $\tau_p$ )**

Расчетное касательное напряжение сдвига по наиболее опасному сечению породного предохранительного целика, вызываемое ударом скипа, определяется из условия

$$\tau_p = \frac{0,167 \cdot R_{\text{ДИН}}}{h_{\text{Ц}} \cdot l_{\text{П}}}, \quad (2.6)$$

$$\tau_p = \frac{0,167 \cdot 108,39 \cdot 10^4}{7 \cdot 5,744} = 0,45 \cdot 10^4 \text{ кН/м}^2 = 4,5 \text{ МПа.}$$

Тогда условие прочности породного целика должно удовлетворять следующему условию  $\tau_p < [\tau]$ ,

$$[\tau] = 0,167 \cdot \tau_{\text{ПРЕД}}, \quad (2.7)$$

где  $\tau_{\text{ПРЕД}}$  – предельное касательное напряжение, МПа.

$$[\tau] = 0,167 \cdot 13,2 = 2,2 \text{ МПа.}$$

$$4,5 \text{ МПа} > 2,2 \text{ МПа.}$$

Таким образом, условие прочности при падении скипа на породный предохранительный целик не выполняется.

Увеличим высоту породного целика, ширину и повторим расчет.

Высоту породного целика принимаем равной 12 м, а ширину 3,8 м.

$$l_{II} = 2 \cdot 1,85 + 1,54 + 2 \cdot 0,752 = 6,744 \text{ м.}$$

$$T_0 = \frac{14,9 \cdot 113^2}{2} = 95129,05 \text{ кДж} = 95,129 \text{ МДж.}$$

$$P_1 = \left( \frac{\pi \cdot R_{ВЧ}^2}{2} + \frac{D_{ВЧ} + L_{ГР}}{2} \cdot d'' \right),$$

где  $D_{ВЧ}$  – диаметр ствола вчерне, м;

$L_{ГР}$  – длина грани целика, м;

$d''$  – рассояние от границы породного целика до боковой поверхности основания нования подъемного сосуда, м.

$$P_1 = \left( \frac{3,14 \cdot 3,3^2}{2} + \frac{6,6 + 6,516}{2} \cdot 0,5 \right) \cdot 12 \cdot 2,6 = 636,39 \text{ т.}$$

$$\eta_0 = \frac{636,39}{(636,39 + 14,9)} = 0,977.$$

$$U = \sqrt{2,4 \cdot 0,67 \cdot 3,8 \cdot 95129,05 \cdot (1 - 0,977) \cdot \frac{1,91 \cdot 10^7 + 2 \cdot 0,24 \cdot 2,83 \cdot 10^7 + 2,83 \cdot 10^7}{2,83 \cdot 10^7 \cdot 1,91 \cdot 10^7 \cdot 12 \cdot 6,734}},$$

$$U = \sqrt{18,53 \cdot 10^{-6}} = 4,3 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

$$R_{ДНН} = \left[ \frac{2,83 \cdot 10^7 \cdot 1,91 \cdot 10^7 \cdot 12 \cdot 6,744 \cdot 4,3 \cdot 10^{-3}}{1,2 \cdot 0,67 \cdot 3,8 \cdot (1,91 \cdot 10^7 + 2 \cdot 0,24 \cdot 2,83 \cdot 10^7 + 2,83 \cdot 10^7)} \right],$$

$$R_{ДНН} = \frac{1883,48 \cdot 10^{11}}{18,63 \cdot 10^7} = 101,08 \cdot 10^4 \text{ кН.}$$

$$\tau_p = \frac{0,167 \cdot 101,08 \cdot 10^4}{12 \cdot 6,744} = 0,208 \cdot 10^4 \text{ кН/м}^2 = 2,08 \text{ МПа.}$$

$$[\tau] = 0,167 \cdot 13,2 = 2,2 \text{ МПа.}$$

$$2,08 \text{ МПа} < 2,52 \text{ МПа.}$$

Таким образом, условие прочности при падении скипа на породный предохранительный целик можно считать обеспеченным.

## Рекомендуемая литература

1. Реконструкция горных предприятий : учебник / В. А. Федюкин, Б. И. Федунец. - Москва : Недра, 1988. - 304 с.
2. Основы горного дела. Общие сведения и понятия горного дела. Подземная, открытая и строительная геотехнологии : учебник / Б. Д. Половов, А. А. Химич, Н. Г. Валиев ; Министерство образования и науки Российской Федерации, Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург : УГГУ, 2012. - 780 с.
3. Реконструкция горных предприятий : учебное пособие / В. В. Першин, А. И. Копытов, В. И. Сарычев. - Новосибирск : Наука, 2014. - 204 с. : ил., табл. - (Высшее горное образование). - Библиогр.: с. 201.
4. Геомеханическое обеспечение шахтного и подземного строительства [Электронный ресурс] : электронный учебник для вузов / Б. Д. Половов, М. В. Корнилков ; Министерство образования и науки РФ, Уральский государственный горный университет. - Электрон. текстовые дан. - Екатеринбург : УГГУ, 2017.
5. Строительство и углубка вертикальных стволов шахт : учебное пособие / В. В. Першин, А. И. Копытов, В. И. Сарычев. - Новосибирск : Наука, 2014. - 351 с. : ил., табл. - (Высшее горное образование). - Библиогр.: с. 344-345..

Учебное издание

Лещуков Николай Николаевич  
Прищепа Дмитрий Вячеславович

## РЕКОНСТРУКЦИЯ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению  
практических и контрольных работ по дисциплине  
«Реконструкция горных предприятий»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»  
специализации №5 «Шахтное и подземное строительство»*

Редактор *Д. В. Прищепа*

Подписано в печать «\_\_»\_\_\_\_\_2019 г. Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.  
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.  
Печ. л. 3,68. Уч.-изд. л. 5,4. Тираж 100. Заказ №

Издательство УГГУ  
620144, 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»



Франц В. В.

## **Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений**

Учебно-методическое пособие к выполнению контрольных работ  
по дисциплине для студентов специальности  
21.05.04 «Горное дело»

Екатеринбург – 2022

Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений:  
Учебно-методическое пособие к выполнению контрольных работ по  
дисциплине для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / В. В.  
Франц; Уральский государственный горный университет, кафедра шахтного  
строительства. - Екатеринбург: 2021. – 6 с.

Материал пособия охватывает все разделы дисциплины в  
соответствии с учебником [1].

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы  
студентов всех специальностей направления подготовки «Горное дело» по  
курсу «Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений».

Учебно-методическое пособие рассмотрено и одобрено на заседании  
кафедры шахтного строительства «17» 04 2021 г., протокол №10 20/21

© Франц В. В.

© Уральский государственный  
горный университет, 2021



## *Контрольная работа №1*

### **ПРИБОРЫ И МЕТОДЫ НЕРАЗРУШАЮЩЕГО КОНТРОЛЯ**

Темы презентаций:

1. Молоток Шмидта
2. Приборы для измерения твердости металла
3. Влагомеры
4. Приборы поиска арматуры (измерители защитного слоя)
5. Тепловизоры
6. Прогибомеры
7. Тензометры
8. Динамические испытания мостов (порядок испытаний)
9. Толщиномеры ультразвуковые
10. Магнитные толщиномеры
11. Вихретоковые толщиномеры
12. Динамометры
13. Измеритель прочности бетона ОНИКС (метод отрыва со скалыванием)
14. Ультразвуковой дефектоскоп для металла
15. Ультразвуковой дефектоскоп для бетона
16. Магнитопорошковый дефектоскоп
17. Эндоскопы
18. Капиллярный метод неразрушающего контроля
19. Лазерные дальнометры и нивелиры
20. Анализаторы металлов и сплавов (спектрометры)
21. Прибор диагностики свай СПЕКТР
22. Измерители адгезии
23. Измеритель плотности асфальтобетона
24. Измеритель прочности бетона (скол ребра) ОНИКС-1.СР
25. Виброметры

## *Контрольная работа №2*

### **МЕТОДЫ РАЗРУШАЮЩЕГО КОНТРОЛЯ**

Темы презентаций:

1. Разрывные машины;
2. Маятниковые копры;
3. Испытательные прессы;
4. Испытательные машины;
5. Динамометры;
6. Машины для испытаний на трение, усталость, износ;
7. Машины для испытания пружин;
8. Камеры и системы для температурных испытаний;
9. Определение механических свойств – растяжение
10. Определение механических свойств – сжатие
11. Определение механических свойств – изгиб
12. Динамические испытания

## Порядок выполнения и оформления контрольной работы

**Задание:** Подготовьте и оформите электронную слайдовую презентацию

**Форма представления задания:** мультимедиапрезентация

**Контроль качества выполненной работы:** просмотр мультимедиапрезентации

**Критерии оценки выполненной работы:**

Параметры оценивания	Критерии оценивания
Критерии оценивания, анализирующие содержание презентации	Содержание презентации должно отражать цель изучаемой проблемы
Критерии оценивания, анализирующие корректность текста презентации	- отсутствие орфографических ошибок; - использование научной терминологии; - информация должна быть точной, полной, полезной и актуальной.
Критерии оценивания, анализирующие дизайн презентации	- общий дизайн оформление презентации логично, отвечает требованиям эстетики, дизайн не противоречит содержанию презентации; - диаграммы и рисунки в презентации привлекательны, интересны и соответствуют содержанию; - текст легко читается, фон сочетается с графическими элементами.

**Требования к выполнению:** На основе изученного материала по теме оформить презентацию работы

Создавая презентацию вам необходимо определить

- конкретное количество слайдов, назначение каждого из них;
- основные объекты, которые будут размещены на слайдах.

Также необходимо соблюдать требования к оформлению мультимедийных презентаций, слайдов:

### 1. Стиль

- соблюдайте единый стиль оформления
- избегайте стилей, которые будут отвлекать от самой информации
- вспомогательная информация не должна преобладать над основной

### 2. Фон

Для фона выбирайте холодные тона (синий, зеленый).

### 3. Цвет

На одном слайде рекомендуется использовать не более трех цветов: один для фона, один для заголовков, один для текста.

Для фона и текста используйте контрастные цвета.

### 4. Анимационные эффекты

Не стоит злоупотреблять различными анимационными эффектами, они не должны отвлекать внимание от содержания информации на слайде.

#### *Представление информации*

##### 1. Содержание информации

- используйте короткие предложения и слова
- заголовки должны привлекать внимание аудитории

##### 2. Расположение информации на странице

- предпочтительно горизонтальное расположение информации
- наиболее важная информация должна располагаться в центре экрана.

##### 3. Шрифты

- для заголовка – не менее 24
- для информации – 16-18
- нельзя смешивать разные типы шрифтов в одной презентации
- для выделения информации следует использовать жирный шрифт, курсив или подчеркивание.

##### 4. Объем информации

- не стоит заполнять один слайд слишком большим объемом информации
- наибольшая эффективность достигается тогда, когда ключевые пункты отображаются по одному на каждом отдельном слайде.

##### 5. Виды слайдов

Для обеспечения разнообразия следует использовать разные виды слайдов: с текстом, с таблицами, с диаграммами.

#### *Содержание презентации*

В презентации необходимо отразить следующую информацию по приборам (методам) неразрушающего и неразрушающего контроля:

- виды и классификацию;
- область применения;
- технические характеристики;
- принцип работы;
- порядок работы;
- достоинства и недостатки.

### ***Рекомендуемая литература***

1. Рыжков, И.Б. Основы строительства и эксплуатации зданий и сооружений [Электронный ресурс] : учебное пособие / И.Б. Рыжков, Р.А. Сакаев. – Электрон. дан. – Санкт-Петербург : Лань, 2018. – 240 с. – Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/102237>

2. Ремнев, В.В. Обследование технического состояния строительных конструкций зданий и сооружений [Электронный ресурс] : учебное пособие / В.В. Ремнев, А.С. Морозов, Г.П. Тонких. – Электрон. дан. – Москва : УМЦ ЖДТ, 2005. – 196 с. – Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/59959>

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»

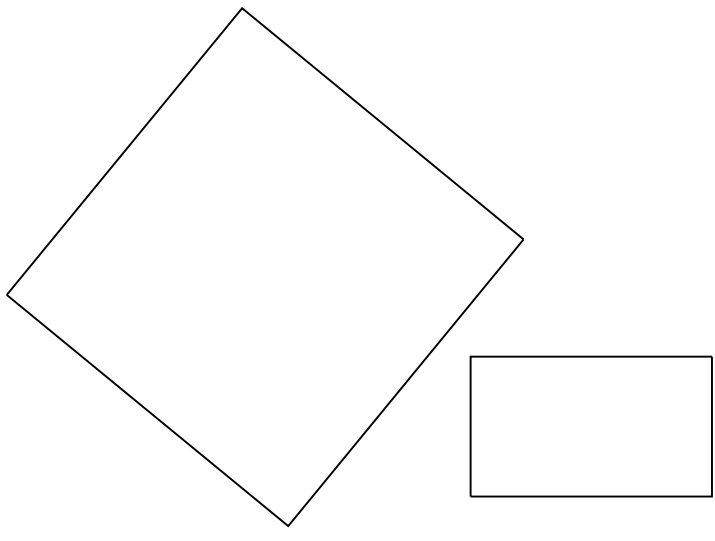


Франц В.В.

**Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных  
сооружений**

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе  
по дисциплине для студентов специальности  
21.05.04 «Горное дело»*

Екатеринбург – 2021



*Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений: Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе по дисциплине для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / В.В. Франц; Уральский государственный горный университет, кафедра шахтного строительства. - Екатеринбург: 2021. – 11 с.*

Материал пособия охватывает все разделы дисциплины в соответствии с учебником [1].

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов всех специальностей направления подготовки «Горное дело» по курсу «Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений».

Учебно-методическое пособие рассмотрено и одобрено на заседании кафедры шахтного строительства «17» 04 2021 г., протокол №10 20/21

© Франц В.В.  
© Уральский государственный  
горный университет, 2021

## ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение . . . . .	5
1. Методические указания к организации самостоятельной работы студента . . . . .	6
2. Содержание курса. Контрольные вопросы . . . . .	7
Рекомендуемая литература . . . . .	10



## 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 180 часов или 5 зачетных единиц. Из них 108 часов отводится на самостоятельную работу студентов.

По курсу «Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита плановых практических работ; подготовка и защита контрольных работ. Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС). Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации второй части самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины и выполнение контрольных работ. В последней части пособия сформулированы контрольные вопросы предназначенные для выполнения контрольной работы студентов заочной формы обучения.

## 1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В последующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений». Она содержит названия 9 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 учебнике по курсу [1]. Для углубленного освоения темы рекомендуется дополнительная литература.

При освоении указанных ниже тем рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента.

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебнику [1] освоите 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 .
6. Решите 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

### **Тема №1. Введение. Правовые и нормативные документы по эксплуатации сооружений**

Понятие технической эксплуатации здания. Нормативная документация по эксплуатации.

*Дополнительная литература:* [2, 7].

*Контрольные вопросы :*

1. Сформулируйте понятие «техническая эксплуатация зданий».
2. Перечислите задачи технической эксплуатации зданий.
3. Какие правовые и нормативные документы используют службы по эксплуатации сооружений

### **Тема №2. Организация работ по технической эксплуатации сооружений**

Виды ремонтов. Нормативный срок службы.

*Дополнительная литература:* [2].

*Контрольные вопросы :*

1. Назовите мероприятия, обеспечивающие нормативный срок службы зданий.
2. Каковы сроки проведения ремонтов зданий?
3. Какие работы необходимо проводить в весенне-летний период?
4. Какие работы необходимо проводить в осенне-зимний период?
5. Дайте определение текущего и капитального ремонтов здания?

### **Тема №3. Параметры, характеризующие техническое состояние сооружений**

Техническое состояние здания. Износ отдельных элементов здания.

*Дополнительная литература:* [2, 6].

*Контрольные вопросы :*

- Дайте определение технического состояния здания.  
Признаки износа конструктивных элементов здания.  
Определение физического износа здания.  
Определение морального износа здания. Определение срока службы здания.

### **Тема №4. Диагностика технического состояния элементов эксплуатируемых сооружений**

Аппаратура, приборы и методы контроля состояния материалов и конструкций. Методика оценки эксплуатационных характеристик элементов зданий.

*Дополнительная литература:* [2, 6].

*Контрольные вопросы :*

1. Пояснить метод проникающих сред.
2. Пояснить Механические методы испытаний.
3. Пояснить Акустические методы испытаний.

4. Пояснить Электрические методы испытаний.

#### **Тема №5. Особенности сезонной эксплуатации сооружений**

Влажность помещений. Теплозащита ограждений.

*Дополнительная литература:* [2, 6].

##### ***Контрольные вопросы :***

1. Определение параметров необходимой теплозащиты ограждений
2. Методика оценки технического состояния стен фундаментов, подвальных помещений.
3. Подготовка зданий к зимнему и весенне-летнему периодам эксплуатации.

#### **Тема №6. Ремонт и усиление конструктивных элементов зданий и сооружений**

Способы усиления оснований фундаментов, фундаментов. Устройство гидроизоляции. Ремонт и усиление стен. Ремонт и усиление перекрытий. Ремонт и усиление стропильных крыш. Ремонт лестниц.

##### ***Контрольные вопросы :***

1. На основании каких документов разрабатывается проект усиления?
2. Назовите методы усиления конструкций.
3. Основные способы усиления оснований фундаментов.
4. В чем преимущество усиления фундаментов обоймой?
5. Какими методами производится усиление материала фундамента?
6. Как осуществляется устройство горизонтальной гидроизоляции в эксплуатируемых зданиях?
7. Назовите состав железобетонной обоймы.
8. В чем преимущество усиления стен инъекцией?
9. Назовите основные способы усиления рядовых перемычек.
10. Как осуществляется ремонт панелей в крупнопанельных зданиях?
11. Основные элементы, подлежащие замене в зданиях с деревянными стенами.
12. Назовите способы усиления балконов.
13. Назовите способы усиления железобетонных перекрытий.
14. Как осуществляется ремонт деревянных перекрытий?
15. Какие способы усиления стропил связаны с изменением их расчетной схемы?
16. Какая площадь вентиляционных продухов должна быть в холодных чердаках?
17. Какие работы входят в состав по ремонту лестниц?

#### **Тема №7. Восстановление эксплуатационных качеств конструкций**

Коррозия материала конструкций. Разрушение и гниение деревянных конструкций. Методы их защиты

*Дополнительная литература:* [6].

##### ***Контрольные вопросы :***

1. Методы защиты металлических конструкций от коррозии.

2. Причины разрушения и гниения деревянных конструкций.
3. Методы защиты деревянных конструкций.

### **Тема №8. Восстановление и реконструкция инженерных сетей и оборудования сооружений**

Оценка технического состояния и эксплуатационных характеристик систем водоснабжения, водоотведения, систем отопления, систем вентиляции

*Дополнительная литература:* [2, 4].

*Контрольные вопросы :*

1. Мероприятия по защите системы водоснабжения.
2. Мероприятия по наладке санитарно-технической арматуры.
3. Основные неисправности в системах водопровода.
4. Влияние температуры воды на износ трубопроводов.

### **Тема №9. Оценка технического состояния сооружений**

Техническое состояние оснований, фундаментов, элементов здания, фасада.

*Дополнительная литература:* [4, 7].

*Контрольные вопросы :*

1. Назовите категории технического состояния строительных конструкций.
2. Назовите наиболее частые повреждения каменных стен.
3. Опишите методику оценки состояния конструкций перекрытия.
4. Опишите методику оценки состояния фундаментов.
5. Опишите методику оценки состояния крыш.

## Рекомендуемая литература

1. Рыжков, И.Б. Основы строительства и эксплуатации зданий и сооружений [Электронный ресурс] : учебное пособие / И.Б. Рыжков, Р.А. Сакаев. – Электрон. дан. – Санкт-Петербург : Лань, 2018. – 240 с. – Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/102237>
2. Волков А.А. Основы проектирования, строительства, эксплуатации зданий и сооружений [Электронный ресурс]: учебное пособие / А.А. Волков, В.И. Теличенко, М.Е. Лейбман. – Электрон. текстовые данные. – М.: Московский государственный строительный университет, ЭБС АСВ, 2015. – 492 с. – 978-5-7264-0995-5. – Режим доступа: <http://www.iprbookshop.ru/30437.html>
3. Конструирование промышленных зданий и сооружений: учебное пособие / И. А. Шерешевский. - 2-е изд., испр. и доп. - Л.: Стройиздат, 1975. - 152 с.
4. Ремнев, В.В. Обследование технического состояния строительных конструкций зданий и сооружений [Электронный ресурс]: учебное пособие / В.В. Ремнев, А.С. Морозов, Г.П. Тонких. – Электрон. дан. – Москва: УМЦ ЖДТ, 2005. – 196 с. – Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/59959>
5. Малахова, А.Н. Оценка несущей способности строительных конструкций при обследовании технического состояния зданий [Электронный ресурс]: учебное пособие / А.Н. Малахова, Д.Ю. Малахов. – Электрон. дан. – Москва: МИСИ – МГСУ, 2016. – 96 с. – Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/91926>
6. АО «ЦНИИПРОМЗДАНИЙ» Пособие по обследованию строительных конструкций зданий. Москва 2004.
7. СП 13-102-2003 «Правила обследования несущих строительных конструкций».

*Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений:*  
Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе по дисциплине для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / В.В. Франц; Уральский государственный горный университет. - Екатеринбург: 2021. – 11 с.

Авторы:

Франц Владимир Владимирович

Корректурa кафедры шахтного строительства

Подписано к печати

Формат бумаги 60x84 1/16

Печ. л.

Тираж 100 экз.      Заказ №

Цена С

---

Лаборатория множительной техники УГГУ

620144, Екатеринбург, Куйбышева, 30

Министерство науки и высшего образования РФ

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

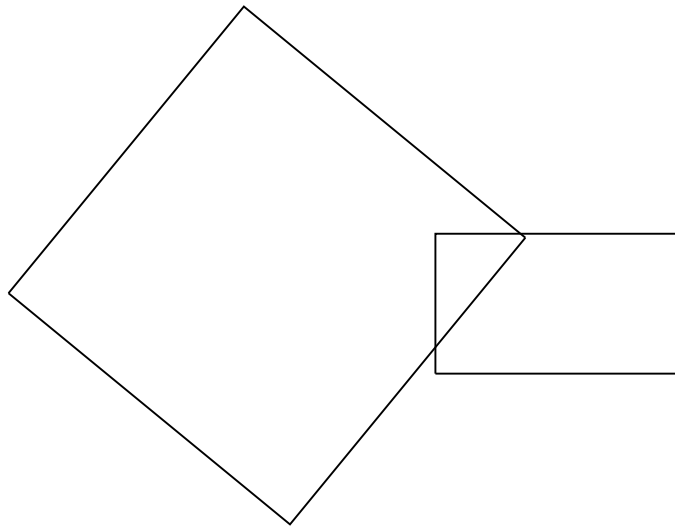


**Франц В.В.**

**Методические указания к практическим занятиям  
по дисциплине  
«Эксплуатация и ремонт поверхностных  
и подземных сооружений»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»  
специализации «Шахтное и подземное строительство»**

Екатеринбург – 2021





Методические указания к практическим занятиям по дисциплине «Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство» / В. В. Франц; Уральский государственный горный университет - Екатеринбург: 2021. – 59 с.

Учебно-методическое пособие предназначено для проведения практических занятий по дисциплине «Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений»

Учебно-методическое пособие рассмотрено на заседании кафедры шахтного строительства «17» 04 2021 г. (протокол № 10 20/21) и рекомендовано для издания в УГГУ.

Рецензент – к. т. н., доц. Петрушин А. Г.

© Франц В.В.

© Уральский государственный горный университет, 2021

## ОГЛАВЛЕНИЕ

	Введение . . . . .	5
1.	<b>Примеры расчета колонн и расчета фундаментов . . . . .</b>	<b>6</b>
2.	<b>Примеры расчета изгибаемых элементов . . . . .</b>	<b>31</b>
3.	Практико-ориентированные задания. . . . .	51
	Практико-ориентированное задание № 1: задача - «Расчет колонн, расчет фундаментов» . . . . .	51
	Практико-ориентированное задание № 2: задача - «Расчет изгибаемых элементов». . . . .	55

## **ВВЕДЕНИЕ**

Деятельность инженера заключается в принятии оптимальных технических и технологических решений в условиях неполной информации о состоянии производственной системы. Применительно к горному делу такая система чрезвычайно сложна и неопределенна, поскольку особенностью горных предприятий является зависимость их работы от природных факторов, однозначно определить которые, как правило, невозможно. Квалификация инженера определяется его умением управлять трудовым коллективом, осуществлять инженерное обеспечение технологического процесса, внедрять новую технику и технологию. Последнее требует глубоких знаний взаимосвязи и взаимообусловленности процессов подземного строительства, умения найти оптимальное технологическое решение и оценить его эффективность в конкретных производственных условиях.

Учебное пособие предназначено для выполнения практических работ по дисциплине «Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений».

## 1. Примеры расчета колонн и расчета фундаментов

### Примеры расчета колонн

**Пример 5.1.** Используя данные примера 3.7, рассчитать стальную колонну для здания магазина. Колонна выполнена из прокатного двутавра с параллельными гранями полок. Нагрузка  $N = 566,48$  кН (фактически нагрузки от веса стальных балок и стальной колонны меньше, чем нагрузки, взятые по примеру 3.7, в котором нагрузки определены от веса железобетонных балок и кирпичной колонны, но для сравнения результатов расчетов в примерах 5.1, 5.2, 5.3, 5.4 нагрузки приняты одинаковыми). Коэффициент надежности по ответственности принимаем  $\gamma_n = 0,95$ ; нагрузка с учетом коэффициента надежности по ответственности  $N = 566,48 \cdot 0,95 = 538,16$  кН. Колонна фактически выполняется высотой в два этажа, но расчетная длина принимается равной высоте одного этажа, так как учитывается ее закрепление в перекрытии  $l_{ef} = 3,6$  м. Расчетная схема колонны и ее сечение приведены на рис. 5.35.

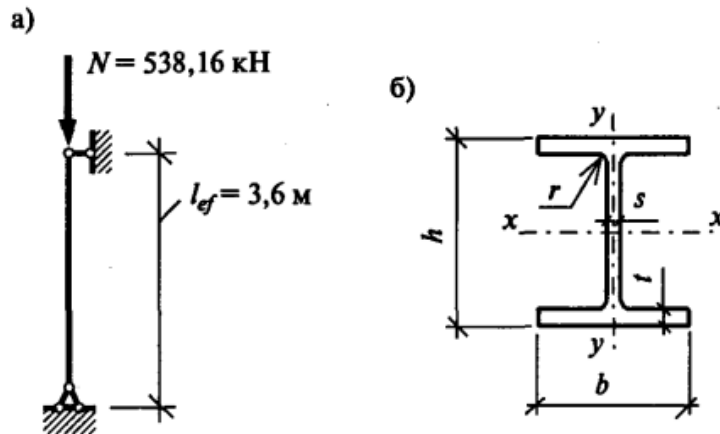


Рис. 5.35. К примерам 5.1, 5.2, 5.4:  
а) расчетная схема колонны; б) сечение колонны

**Решение.**

1. Определяем группу конструкций по табл. 50\* СНиП II-23-81\*; колонны относятся к группе конструкций 3. Принимаем сталь С245 по ГОСТ 27772-88 (принимая сталь, следует учитывать, выполняется из этой стали данный прокат или нет, так как зачастую определенный вид проката производится из ограниченных типов сталей (см. Приложение 1, табл. 2).

2. Определяем расчетное сопротивление стали по табл. 2.2, учитывая, что двутавр относится к фасонному прокату, и предварительно задавшись его толщиной  $t$  до 20 мм,  $R_y = 240 \text{ МПа} = 24 \text{ кН/см}^2$ .

3. При расчетах на устойчивость принимаем коэффициент условия работы  $\gamma_c = 1$  (табл. 2.3). Задаемся гибкостью колонны  $\lambda = 100$ , что соответствует коэффициенту продольного изгиба  $\varphi \approx 0,542$  (табл. 5.3). Определяем требуемую площадь:

$$A = \frac{N}{\varphi R_y \gamma_c} = \frac{538,16}{0,542 \cdot 24 \cdot 1} = 41,37 \text{ см}^2.$$

4. Определяем требуемый минимальный радиус инерции (по заданной гибкости  $\lambda = 100$ ):  $i = l_{ef}/\lambda = 360/100 = 3,6 \text{ см}$ .

5. По требуемым площади и радиусу инерции подбираем двутавр по сортаменту двутавров с параллельными гранями полок. Ближе всего подходит двутавр 23Ш1, который имеет следующие характеристики:  $A = 46,08 \text{ см}^2$ ;  $i_x = 9,62 \text{ см}$ ;  $i_y = 3,67 \text{ см}$ .

6. Проверяем подобранное сечение:

• определяем наибольшую фактическую гибкость (наибольшая гибкость будет относительно оси  $y$ - $y$ , так как радиус инерции от-

носителем оси  $y$ — $y$  меньше радиуса инерции относительно оси  $x$ — $x$ , а расчетные длины относительно этих осей одинаковы):

$$\lambda_y = l_{\text{eff}}/i_y = 360/3,67 = 98,09;$$

● по наибольшей гибкости, определяем фактическое значение коэффициента продольного изгиба, с интерполяцией  $\varphi = 0,556$  (см. табл. 5.3);

● проверяем условие, чтобы гибкость была не больше предельной гибкости, установленной СНиП II-23-81\*. Для основных колонн предельная гибкость определяется по формуле  $\lambda_{\text{пред.}} = 180 - 60\alpha$  (см. табл. 5.4), где  $\alpha = N/\varphi AR_y \gamma_c = 538,16/0,556 \cdot 46,08 \cdot 24 \cdot 1 = 0,875 > 0,5$ ;

$$\lambda_{\text{пред.}} = 180 - 60\alpha = 180 - 60 \cdot 0,875 = 127,5;$$

$$\lambda_y = 98,09 < \lambda_{\text{пред.}} = 127,5, \text{ гибкость в пределах нормы;}$$

● проверяем устойчивость:

$$\frac{N}{\varphi A} = \frac{538,16}{0,556 \cdot 46,08} = 21,00 \text{ кН/см}^2 \leq R_y \gamma_c = 24 \cdot 1 = 24 \text{ кН/см}^2.$$

**Вывод.** Несущая способность стержня колонны обеспечена. Принимаем в качестве стержня двутавр 23Ш1.

**Пример 5.2.** Используя данные примера 3.7, подобрать сечение центрально-сжатой колонны, выполненной из кирпича. Расчетное продольное сжимающее усилие  $N = 566,48$  кН. Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ ; с учетом коэффициента  $N = 566,48 \cdot 0,95 = 538,16$  кН. Принята расчетная схема с шарнирным опиранием концов стержня колонны (см. рис. 5.35, а). При такой расчетной схеме расчетная длина равна высоте этажа  $l_0 = H = 3,6$  м.

*Решение.*

1. Задаемся материалами. Принимаем: полнотелый глиняный кирпич пластического прессования марки М100; раствор цементно-известковый М75. По табл. 2.10 находим расчетное сопротивление сжатию кладки  $R = 1,7$  МПа = 0,17 кН/см<sup>2</sup>.

2. Определяем упругую характеристику,  $\alpha = 1000$  (табл. 5.7).

3. Задаемся коэффициентом продольного изгиба  $\varphi = 0,8$  и коэффициентом  $m_g = 1,0$ . Определяем требуемую площадь сечения колонны:

$$A = \frac{N}{m_g \varphi R} = \frac{538,16}{1 \cdot 0,8 \cdot 0,17} = 3957,03 \text{ см}^2.$$

4. Принимаем сечение колонны 640×640 мм. Фактическая площадь сечения  $A = bh = 64 \cdot 64 = 4096 \text{ см}^2 = 0,4096 \text{ м}^2$ , что больше 0,3 м<sup>2</sup>, следовательно, коэффициент условия работы  $\gamma_c = 1$ .

5. Определяем гибкость:

$$\lambda_h = l_0/h = 360/64 = 5,63.$$

6. По табл. 5.8 находим коэффициент продольного изгиба  $\varphi = 0,98$  (коэффициент определен с интерполяцией).

7. Так как меньшая сторона сечения  $h > 30$  см, коэффициент  $m_g = 1$ .

8. Проверяем принятое сечение:

$$N = 538,16 \text{ кН} < m_g \varphi R A = 1 \cdot 0,98 \cdot 0,17 \cdot 4096 = 682,39 \text{ кН}.$$

**Вывод.** Несущая способность колонны обеспечена, оставляем подобранное сечение.

**Пример 5.3.** По архитектурным соображениям требуется уменьшить сечение колонны, которая рассчитана в примере 5.2. Принято сечение  $510 \times 510$  мм, колонну выполняем из полнотелого глиняного кирпича пластического прессования марки М100 и цементно-известкового раствора М100 (так как размеры сечения уменьшили и есть такая возможность, увеличиваем марку раствора по сравнению с данными примера 5.2). Расчетное сопротивление сжатию кладки  $R = 1,8 \text{ МПа} = 0,18 \text{ кН/см}^2$  (табл. 2.10), упругая характеристика  $\alpha = 1000$  (табл. 5.7).

*Решение.*

1. Площадь колонны  $A = 51 \cdot 51 = 2601 \text{ см}^2 = 0,26 \text{ м}^2$ ; так как площадь сечения меньше  $0,3 \text{ м}^2$ , расчетное сопротивление необходимо умножать на коэффициент условия работы  $\gamma_c = 0,8$ .

2. Гибкость колонны изменилась по сравнению с гибкостью в примере 5.2, так как уменьшились размеры сечения колонны,  $\lambda_h = l_0/h = 360/51 = 7,0$ .

3. Определяем коэффициент продольного изгиба  $\varphi = 0,94$  (табл. 5.8).

4. Коэффициент  $m_g = 1$ , так как меньший размер сечения  $h > 30$  см.

5. Несущая способность кирпичного столба

$$\Phi = m_g \varphi R \gamma_c A = 1 \cdot 0,94 \cdot 0,18 \cdot 0,8 \cdot 2601 = 352 \text{ кН};$$

$$N = 538,16 \text{ кН} > \Phi = 352 \text{ кН}.$$

**Вывод.** Несущая способность не обеспечена.

6. Для обеспечения несущей способности применяем сетчатое армирование. Арматурные сетки выполняем из арматуры класса Вр-І диаметром 3 мм, устанавливаем сетки в каждом ряду кирпичей, шаг сеток  $S = 7,7$  см.

7. Выписываем нормативное и расчетное сопротивления арматуры (табл. 2.8):  $R_s = 410 \text{ МПа}$ ,  $R_{sr} = 490 \text{ МПа}$ ; площадь сечения стержня арматуры  $A_{sr} = 0,071 \text{ см}^2$ ; расчетное и нормативное сопротивления арматуры необходимо умножать на коэффициент условия работы  $\gamma_{cs} = 0,6$  (см. табл. 13 СНиП II-22-81):



$$R_s \gamma_{cs} = 410 \cdot 0,6 = 246 \text{ МПа} = 24,6 \text{ кН/см}^2;$$

$$R_{sn} \gamma_{cs} = 490 \cdot 0,6 = 294 \text{ МПа} = 29,4 \text{ кН/см}^2.$$

8. Находим отношение:

$$a = N/\Phi = 538,16/332,48 = 1,62,$$

которое показывает, во сколько раз следует увеличить расчетное сопротивление для обеспечения прочности.

9. Определяем требуемое расчетное сопротивление армированной кладки:

$$R_{sk} = Ra = 0,17 \cdot 1,62 = 0,27 \text{ кН/см}^2.$$

10. Приравниваем полученное значение к формуле расчетного сопротивления:

$$R_{sk} = 0,27 = R + \frac{2\mu R_s \gamma_{cs}}{100} = 0,18 \cdot 0,8 + \frac{2 \cdot \mu \cdot 24,6}{100};$$

из полученного соотношения определяем требуемый процент армирования  $\mu$ :

$$\mu = \frac{(R_{sk} - R \gamma_c) 100}{2 R_s \gamma_{cs}} = \frac{(0,27 - 0,18 \cdot 0,8) \cdot 100}{2 \cdot 24,6} = 0,266\%;$$

принимаем значение коэффициента  $\mu = 0,27\%$ .

11. Находим требуемый шаг стержней арматуры (размеры ячейки) в сетке из уравнения

$$\mu = 0,27\% = (2A_{st}/cS) 100,$$

$$c = \frac{2A_{st} \cdot 100}{\mu S} = \frac{2 \cdot 0,071 \cdot 100}{0,27 \cdot 7,7} = 6,83 \text{ см};$$

принимаем сетки с шагом стержней  $c = 65 \text{ мм}$  (кратно 5 мм).

12. Уточняем полученный процент армирования:

$$\mu = \frac{2A_{st}}{cS} 100 = \frac{2 \cdot 0,071}{6,5 \cdot 7,7} \cdot 100 = 0,284\%.$$

13. Уточняем полученное в результате армирования расчетное сопротивление кладки  $R_{sk}$ :

$$R_{sk} = R \gamma_c + \frac{2\mu R_s \gamma_{cs}}{100} = 0,18 \cdot 0,8 + \frac{2 \cdot 0,284 \cdot 24,6}{100} = 0,284 \text{ кН/см}^2.$$

14. Проверяем принятое значение коэффициента армирования:

$$\mu = 0,284\% > \mu_{min} = 0,1\%;$$

$$\mu_{max} = 50 R \gamma_c / R_s \gamma_{cs} = 50 \cdot 0,18 \cdot 0,8 / 24,6 = 0,293\%;$$

принятый коэффициент армирования  $\mu = 0,284\% < \mu_{max} = 0,293\%$ .

15. Определяем упругую характеристику армированной кладки  $\alpha_{sk}$ :

$$\alpha_{sk} = \alpha \frac{R_u}{R_{sku}} = 1000 \cdot \frac{0,288}{0,455} = 633,$$

где  $R_u = k R \gamma_c = 2 \cdot 0,18 \cdot 0,8 = 0,288 \text{ кН/см}^2$ ;

$$R_{skn} = kR\gamma_c + \frac{2R_{st}\gamma_{cs}\mu}{100} = 2 \cdot 0,18 \cdot 0,8 + \frac{2 \cdot 29,4 \cdot 0,284}{100} = 0,455 \text{ кН/см}^2.$$

16. По табл. 5.8 определяем коэффициент продольного изгиба, учитывая полученное значение упругой характеристики  $\alpha_{sk} = 633$  и гибкости  $\lambda_h = 7,0$ ; с интерполяцией  $\varphi = 0,904$ .

17. Проверяем несущую способность,

$$N = 538,16 \text{ кН} < m_g \varphi R_{sk} A = 1 \cdot 0,904 \cdot 0,284 \cdot 2601 = 646,6 \text{ кН}.$$

**Вывод.** Несущая способность обеспечена. Принимаем колонну сечением  $510 \times 510$  мм из кирпича глиняного пластического прессования М100 на цементно-известковом растворе М100, армированную сетками в каждом ряду кирпичной кладки. Сетки выполнены из арматуры класса Вр-I  $\varnothing 3$  мм с шагом постановки арматуры в сетке в обоих направлениях 65 мм (рис. 5.36).

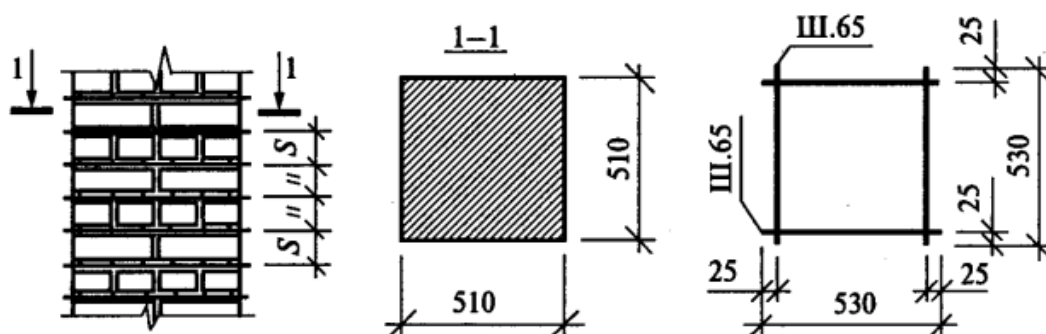


Рис. 5.36. К примеру 5.3

**Пример 5.4.** Используя данные примера 3.7, подобрать сечение центрально-сжатой стойки (колонны), выполненной из цельной древесины. Материал: сосна, сорт 1. Сечение колонны — брус (рис. 5.37).

*Примечание.* Деревянная стойка для предложенного в примере 3.7 типа здания, естественно, не имеет смысла и даже недопустима с точки зрения требований, предъявляемых к таким зданиям и их конструкциям (противопожарных, капитальности и т.д.). Нагрузки также меньше, чем при кирпичной колонне. Вариант стойки (колонны) из древесины приведен исключительно в учебных целях для сравнительной оценки прочностных свойств материалов, которая может быть положена в основу экономических сравнений колонн.

$N = 566,48$  кН, с учетом коэффициента надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$  нагрузка  $N = 566,48 \cdot 0,95 = 538,16$  кН. Расчетная схема принята с опиранием концов стержня колонны на шарнирные опоры (см. рис. 5.35, а). Расчетная длина стержня  $l_0 = 3,6$  м.

Температурно-влажностные условия эксплуатации А2 (элемент работает внутри отапливаемого помещения с относительной влажностью воздуха свыше 60 и до 75% (см. табл. 1 СНиП II-25-80).

*Решение.*

1. По табл. 2.4 определяем расчетное сопротивление древесины сжатию:  $R_c = 16 \text{ МПа} = 1,6 \text{ кН/см}^2$  (предварительно принимая ширину и высоту сечения больше 13 см).

2. Коэффициенты условия работы в соответствии с требованиями п. 3.2 СНиП II-25-80 принимаем равными единице.

3. Задаемся коэффициентом продольного изгиба  $\varphi = 0,8$  и определяем требуемую площадь сечения из формулы устойчивости

$$F_{\text{расч}} = \frac{N}{\varphi R_c} = \frac{538,16}{0,8 \cdot 1,6} = 420,4 \text{ см}^2.$$

4. Принимаем с учетом сортамента (Приложение 2) сечение бруса  $bh = 200 \times 250 \text{ см}$ , фактическая площадь сечения  $F = 500 \text{ см}^2$ ; колонна не имеет врезок в расчетном сечении, поэтому расчетная площадь сечения  $F_{\text{расч}}$  равна площади сечения брутто  $F_{\text{бр}} = 500 \text{ см}^2$ .

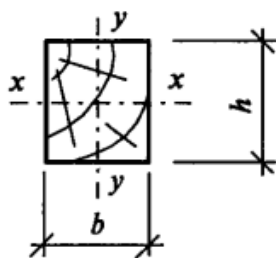


Рис. 5.37. Сечение деревянной колонны — к примеру 5.4

5. Определяем радиусы инерции относительно главных осей (табл. 5.2):

$$r_x = 0,289h = 0,289 \cdot 25 = 7,23 \text{ см};$$

$$r_y = 0,289b = 0,289 \cdot 20 = 5,78 \text{ см}.$$

6. Находим гибкость и коэффициент продольного изгиба, используя меньший по величине радиус инерции, получаем большее значение гибкости:  $\lambda = l_0/r_y = 360/5,78 = 62,3$ ; определяем предельную гибкость: для колонн  $\lambda_{\text{max}} = 120$  (табл. 14 СНиП II-25-80). Гибкость колонны в пределах нормы; так как фактическая гибкость колонны меньше  $\lambda = 70$ , коэффициент продольного изгиба определяем по формуле

$$\varphi = 1 - 0,8 \cdot (\lambda/100)^2 = 1 - 0,8 \cdot (62,3/100)^2 = 0,689.$$

7. Проверяем устойчивость:

$$\sigma = \frac{N}{\varphi A} = \frac{538,16}{0,689 \cdot 500} = 1,56 \text{ кН/см}^2 < R_c = 1,6 \text{ кН/см}^2.$$

**Вывод.** Напряжения при расчете на устойчивость меньше расчетного сопротивления древесины сжатию:

$$\sigma = 15,6 < R_c = 16,0 \text{ МПа,}$$

следовательно, несущая способность обеспечена.

Принимаем сечение колонны  $200 \times 250$  мм. Древесина — сосна, сорт 1.

**Пример 5.5.** По данным примера 3.7 рассчитать железобетонную колонну. (Нагрузку на железобетонную колонну собираем заново, так как в примере 3.7 не собиралась длительная часть нагрузки, значение которой необходимо знать для расчета железобетонной колонны.) Нагрузку на колонну собираем с учетом ее веса, который отличается от веса кирпичной колонны. Нагрузка приложена со случайным эксцентриситетом. Принимаем сечение колонны  $bh = 300 \cdot 300$  мм, армирование симметричное, т.е. площади сечений арматуры равны  $A_s = A'_s$ . Высота колонны  $H = 7,25$  м (см. рис. 3.1). Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ .

*Решение.*

1. Для расчета колонны собираем расчетную нагрузку (ее полное значение  $N$  и длительную часть нагрузки  $N_l$ ):

• нагрузка от собственного веса железобетонной колонны:

$$N_{\text{колонны}}^n = bhH\gamma_{\text{ж.б.}} = 0,3 \cdot 0,3 \cdot 7,25 \cdot 25 = 16,31 \text{ кН;}$$

$$N_{\text{колонны}} = N_{\text{колонны}}^n \gamma_f = 16,31 \cdot 1,1 = 17,94 \text{ кН;}$$

• нагрузка на низ колонны

$$N = q_{\text{покрытия}} A_{\text{гр}} + q_{\text{перекрытия}} A_{\text{гр}} + n_{\text{балок}} N_{\text{балки}} + N_{\text{колонны}} = \\ = 8,9 \cdot 27 + 10,58 \cdot 27 + 2 \cdot 9,9 + 17,94 = 563,7 \text{ кН;}$$

• находим длительную часть нагрузки на низ колонны  $N_l$ , для чего необходимо из всей нагрузки вычесть кратковременную часть нагрузки (в соответствии с п. 1.7 «к» СНиП 2.01.07. 85\* 50% снеговой нагрузки  $s$  считается кратковременной и 50% — длительной).

В соответствии с табл. 3.3 длительная нормативная нагрузка на перекрытие торговых залов составляет  $p_l^n = 1,4$  кПа, а полное значение нормативной нагрузки на перекрытие  $p^n = 4,0$  кПа и коэффициент надежности по нагрузке  $\gamma_f = 1,2$ , следовательно

$$N_l = N - 0,5sA_{\text{гр}} - p^n \gamma_f A_{\text{гр}} + p_l^n \gamma_f A_{\text{гр}} = 563,7 - 0,5 \cdot 2,1 \cdot 27 - 4 \cdot 1,2 \cdot 27 + \\ + 1,4 \cdot 1,2 \cdot 27 = 451,11 \text{ кН;}$$

• с учетом коэффициента  $\gamma_n = 0,95$  нагрузка равна:

$$N = 563,7 \cdot 0,95 = 535,52 \text{ кН;}$$

$$N_l = 451,11 \cdot 0,95 = 428,55 \text{ кН.}$$

2. Задаемся материалами колонны: бетон тяжелый класса В20;  $\gamma_{b2} = 0,9$ ; продольная арматура класса А-III; поперечная арматура класса Вр-I; расчетные сопротивления:  $R_b = 11,5$  МПа;  $R_{sc} = 365$  МПа (табл. 2.6; 2.8).

3. Определяем расчетную длину колонны; расчетная длина колонны принимается равной высоте этажа (рис. 3.1):  $l_0 = 3,6$  м (фактически колонна выполняется высотой в два этажа, но, учитывая ее закрепление в перекрытии, получаем расчетную схему, аналогичную изображенной на рис. 5.35, а);

4. Находим отношения:

$$l_0/h = 360/30 = 12 < 20;$$

$$N_l/N = 428,55/535,52 = 0,8.$$

5. По табл. 5.6 определяем значение коэффициентов  $\varphi_b$ ,  $\varphi_{sb}$ ; с учетом интерполяции  $\varphi_b = 0,868$ ;  $\varphi_{sb} = 0,888$ .

6. Задав коэффициентом армирования  $\mu$ , вычисляем значение коэффициента  $\alpha$ , принимаем  $\mu = 0,01$ :

$$\alpha = R_{sc}\mu/(R_b\gamma_{b2}) = 36,5 \cdot 0,01/(1,15 \cdot 0,9) = 0,353.$$

7. Вычисляем коэффициент продольного изгиба:

$$\varphi = \varphi_b + 2(\varphi_{sb} - \varphi_b)\alpha = 0,868 + 2(0,888 - 0,868)0,353 = 0,882 < \varphi_{sb} = 0,888.$$

8. Определяем требуемую площадь арматуры:

$$(A_s + A'_s) = \frac{\frac{N}{\varphi} - R_b\gamma_{b2}bh}{R_{sc}} = \frac{\frac{535,52}{0,882} - 1,15 \cdot 0,9 \cdot 30 \cdot 30}{36,5} < 0.$$

9. Так как требуемая площадь арматуры получилась отрицательной, это значит, что бетон один (без арматуры) справляется с нагрузкой и арматуру следует принимать по конструктивным требованиям; учитывая, что необходимо обеспечить минимальный процент армирования колонны (табл. 5.5) и что при меньшей стороне сечения  $> 250$  мм диаметр продольных стержней рекомендуется назначать не менее 16 мм, принимаем 4  $\varnothing 16$  А-III,  $A_s = 8,04$  см<sup>2</sup>.

10. Проверяем процент армирования:

$\mu = (A_s + A'_s)100/bh = 8,04 \cdot 100/30 \cdot 30 = 0,893$  %, что больше минимального значения  $\mu_{min} = 0,4$  % (табл. 5.5) и меньше максимального значения  $\mu_{max} = 3,0$  %;

принятая арматура обеспечивает необходимый процент армирования.

11. Назначаем диаметры и шаг постановки поперечных стержней:  $d_{sw} \geq 0,25d_s = 0,25 \cdot 16 = 4$  мм; принимаем поперечную арматуру  $\varnothing 4$  Вр-I; шаг поперечных стержней  $s: s \leq 20d_s = 20 \cdot 16 = 320$  мм, округляем и принимаем шаг  $s = 300$  мм.

12. Конструируем сечение колонны (рис. 5.38).

Сравнивая подобранные в примерах 5.1–5.5 сечения колонн из различных материалов (табл. 5.10), можно сделать следующий вывод: при практически одинаковой нагрузке на колонны (незначительно отличается нагрузка на железобетонную колонну) и при

одинаковых расчетных длинах сечения колонн получаются разными. Наименьшее сечение имеет стальная колонна, наибольшее сечение имеет колонна, выполненная из неармированной кирпичной кладки. Сечение деревянной колонны меньше, чем сечения колонн, выполненных из железобетона и кирпичной кладки.

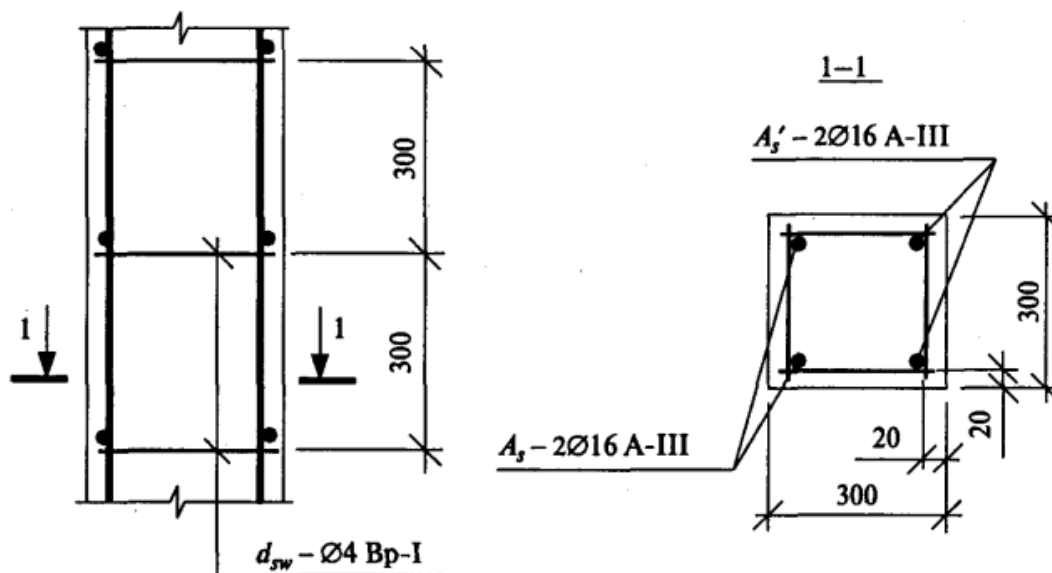


Рис. 5.38. К примеру 5.5

Таблица 5.10

Сравнительная таблица сечений колонн из разных материалов (примеры 5.1–5.5)

Материал	Сталь	Железобетон		Неармированная кладка		Армированная кладка		Древесина
		Бетон	Арматура	Кирпич	Раствор	Кирпич	Раствор	
Класс/марка	C 245	B20	A-III	M 100	M 75	M 100	M 100	Сосна, сорт 1-й
Сечение	23Ш1	30 × 30 см		64 × 64 см		51 × 51 см		20 × 25 см
Площадь	46,08 см <sup>2</sup>	900 см <sup>2</sup>		4096 см <sup>2</sup>		2601 см <sup>2</sup>		500 см <sup>2</sup>
Нагрузка	538,16 кН	535,52 кН		538,16 кН		538,16 кН		538,16 кН

*Примечание.* Процент армирования в железобетонной колонне определяется по отношению площади арматуры к площади бетона и составляет 0,89 %; в армированном кирпичном столбе процент армирования определяется как отношение объема арматуры к объему кирпичной кладки и составляет 0,284 %.

## Примеры расчета фундаментов

**Пример 12.1.** Определить размеры подошвы фундамента под сборную железобетонную колонну. Нагрузка на фундамент с учетом коэффициента надежности по ответственности  $N = 535,52$  кН (взяты данные примера 5.5). Отношение длины здания к высоте  $L/H = 2,4$ . Глубина заложения фундамента  $d_1 = 1,35$  м. Основанием фундаменту служит мощный слой глины, идущий от поверхности планировки; характеристики глины:  $e = 0,85$ ;  $I_L = 0,5$ ;  $\gamma = \gamma_{II} = \gamma'_{II} = 18,23$  кН/м<sup>3</sup>.

*Решение.*

1. Определяем сервисную нагрузку:

$$N_{ser} = N/1,2 = 535,52/1,2 = 446,27 \text{ кН};$$

2. По табл. 11.8 определяем расчетное сопротивление грунта  $R_0 = 237,6$  кПа (с интерполяцией).

3. Определяем требуемую площадь подошвы фундамента:

$$A_f = \frac{N_{ser}}{R_0 - \gamma_m d_1} = \frac{446,27}{237,6 - 20 \cdot 1,35} = 2,12 \text{ м}^2;$$

принимаем фундамент квадратным,  $a = b = \sqrt{2,12} = 1,46$  м; округляем требуемые размеры сторон и принимаем фундамент с размерами сторон  $1,5 \times 1,5$  м; фактическая площадь принятого фундамента  $A_f = 2,25$  м<sup>2</sup>.

4. По табл. 11.6 устанавливаем удельное сцепление и угол внутреннего трения глины:  $c_n = c_{II} = 43$  кПа;  $\varphi_n = \varphi_{II} = 16^\circ$ .

5. Находим коэффициенты  $\gamma_{c1}$ ,  $\gamma_{c2}$  (табл. 11.9):  $\gamma_{c1} = 1,2$ ;  $\gamma_{c2} = 1,06$  (с интерполяцией).

6. Выписываем из табл. 11.10 коэффициенты:  $M_\gamma = 0,36$ ;  $M_q = 2,43$ ;  $M_c = 4,99$ .

7. Определяем расчетное сопротивление грунта по формуле, приняв  $k = 1,1$ ,  $k_z = 1,0$ ,  $d_b = 0$  (так как отсутствует подвал):

$$R = \frac{\gamma_{c1}\gamma_{c2}}{k} [M_\gamma k_z b \gamma_{II} + M_q d_1 \gamma'_{II} + (M_q - 1) \cdot d_b \gamma'_{II} + M_c c_{II}] =$$

$$= \frac{1,2 \cdot 1,06}{1,1} [0,36 \cdot 1,0 \cdot 1,5 \cdot 18,23 + 2,43 \cdot 1,35 \cdot 18,23 + (2,43 - 1) \cdot 0 \cdot$$

$$\cdot 20,2 + 4,99 \cdot 43] = 328,67 \text{ кПа};$$

8. Уточняем требуемые размеры фундамента:

$$A_f = \frac{N_{ser}}{R - \gamma_m d_1} = \frac{446,27}{328,67 - 20 \cdot 1,35} = 1,48 \text{ м}^2;$$

принимаем уточненные размеры фундамента  $1,3 \times 1,3$  м, площадь  $A_f = 1,69 \text{ м}^2$ . Уточняем значение расчетного сопротивления (оно изменяется, так как изменилась принятая ширина фундамента  $b = 1,3$  м):  $R = 327,15 \text{ кПа}$ .

9. Проверяем подобранный фундамент; средние напряжения под подошвой фундамента  $p$  не должны превышать расчетное сопротивление:

$$p = \frac{N_{ser}}{A_f} + \gamma_m d_1 = \frac{446,27}{1,69} + 20 \cdot 1,35 = 291,07 \text{ кПа} < R = 327,15 \text{ кПа}.$$

**Вывод.** Оставляем размеры фундамента  $1,3 \times 1,3$  м. Средние напряжения под подошвой фундамента  $p = 291,07 \text{ кПа}$  меньше расчетного сопротивления грунта  $R = 327,15 \text{ кПа}$ .

**Пример 12.2.** Используя данные примера 12.1, определить осадку фундамента методом послойного суммирования. Модуль деформации глины  $E = 15 \text{ МПа}$ .

*Решение.*

1. Определяем нормативную нагрузку с учетом веса фундамента и грунта на его уступах (см. рис. 12.3 и формулу 12.2):

$$\sum N_n = N_{ser} + \gamma_m d_1 = 446,27 + 20 \cdot 1,35 = 473,27 \text{ кН}.$$

2. Находим среднее давление под подошвой фундамента:

$$p = \sum N_n / A_f = 473,27 / 1,69 = 280,04 \text{ кПа}.$$

3. Определяем дополнительное вертикальное давление на основание  $p_0 = p - \sigma_{zg,0}$ , где  $\sigma_{zg,0}$  — вертикальное напряжение от собственного веса грунта на уровне подошвы фундамента:

$$\sigma_{zg,0} = \gamma d_1 = 18,23 \cdot 1,35 = 24,61 \text{ кПа};$$

$$p_0 = 280,04 - 24,61 = 255,43 \text{ кПа}.$$

4. Разбиваем сжимаемую толщу грунта на элементарные слои. Ширина подошвы фундамента  $b = 1,3$  м, принимаем толщину элементарных слоев  $h = 0,4b = 0,4 \cdot 1,3 = 0,52$  м.



5. Определяем ординаты эпюры дополнительных напряжений на границах элементарных слоев  $\sigma_{zp} = \alpha p_0$ , где коэффициент  $\alpha$  определяется по табл. 1 Приложения 2 СНиП 2.02.01-83\* в зависимости от отношения сторон фундамента  $\eta$  и коэффициента  $\xi = 2h/b$  (соответственно на глубинах от подошвы фундамента:  $z = 0$ ;  $z = h = 0,52$  м;  $z = 2h = 2 \cdot 0,52 = 1,04$  м;  $z = 3h = 3 \cdot 0,52 = 1,56$  м;  $z = 4h = 4 \cdot 0,52 = 2,08$  м;  $z = 5h = 5 \cdot 0,52 = 2,6$  м;  $z = 6h = 6 \cdot 0,52 = 3,12$  м;  $z = 3,38$  м).

6. Определяем ординаты эпюры напряжений от собственного веса грунта  $\sigma_{zg} = \gamma z + \sigma_{zg,0}$ , для удобства данные вычислений заносим в таблицу, при этом граница сжимаемой толщи принимается на глубине, где выполняется условие  $\sigma_{zp} = 0,2\sigma_{zg}$  (с учетом этого условия высота последнего элементарного слоя принята  $0,2b = 0,26$  м).

$z_i$	$\xi = 2z/b$	$\alpha$	$\sigma_{zp}$ (кПа)	$\sigma_{zg}$ (кПа)	$0,2\sigma_{zg}$ (кПа)	$E$ (кПа)
0	0	1,000	255,43	24,61		15000
0,52	0,8	0,800	204,34	34,09		15000
1,04	1,6	0,449	114,69	43,57	Расчет не проводится	15000
1,56	2,4	0,257	65,65	53,05		15000
2,08	3,2	0,160	40,87	62,53		15000
2,6	4,0	0,108	27,59	72,01		15000
3,12	4,8	0,077	19,67	81,49		16,3
3,38	5,2	0,067	17,24	86,23	17,24	15000

7. Определяем осадку фундамента по уравнению (11.18)

$$s = \beta \sum_{i=1}^n \frac{\sigma_{zp,i} h_i}{E_i} = \left( \frac{255,43 + 204,34}{2} 0,52 + \frac{204,34 + 114,69}{2} 0,52 + \right. \\ \left. + \frac{114,69 + 65,65}{2} 0,52 + \frac{65,65 + 40,87}{2} 0,52 + \frac{40,87 + 27,59}{2} 0,52 + \right. \\ \left. + \frac{27,59 + 19,67}{2} 0,52 + \frac{19,67 + 14,81}{2} 0,26 \right) \frac{0,8}{15000} = 0,0166 \text{ м} = 1,66 \text{ см.}$$

**Вывод.** Осадка фундамента  $s = 1,66 \text{ см} < s_u = 10 \text{ см}$  (предельная осадка фундамента  $s_u$  определяется по Приложению 4 СНиП 2.02.01-83\*).

**Пример 12.3.** Рассчитать фундамент по материалу под железобетонную колонну гражданского здания по данным примера 12.1. Нагрузка на фундамент с учетом коэффициента надежности по ответственности  $N = 535,52 \text{ кН}$ . Глубина заложения фундамента  $d_1 = 1,35 \text{ м}$ . Размеры подошвы фундамента  $ab = 1,3 \cdot 1,3 \text{ м}$ . Размер сечения колонны  $h_c b_c = 300 \cdot 300 \text{ мм}$ . Конструкцию фундамента см. на рис. 12.19.

**Решение.**

1. Определяем давление под подошвой фундамента:

- площадь фундамента  $A_f = ab = 1,3 \cdot 1,3 = 1,69 \text{ м}^2$ ;
- давление  $p = N/A_f = 535,52/1,69 = 316,88 \text{ кПа}$ .

2. Определяем расчетные сечения фундамента. Рассчитываем сечение, проходящее по краю колонны (1–1) (см. рис. 12.19).

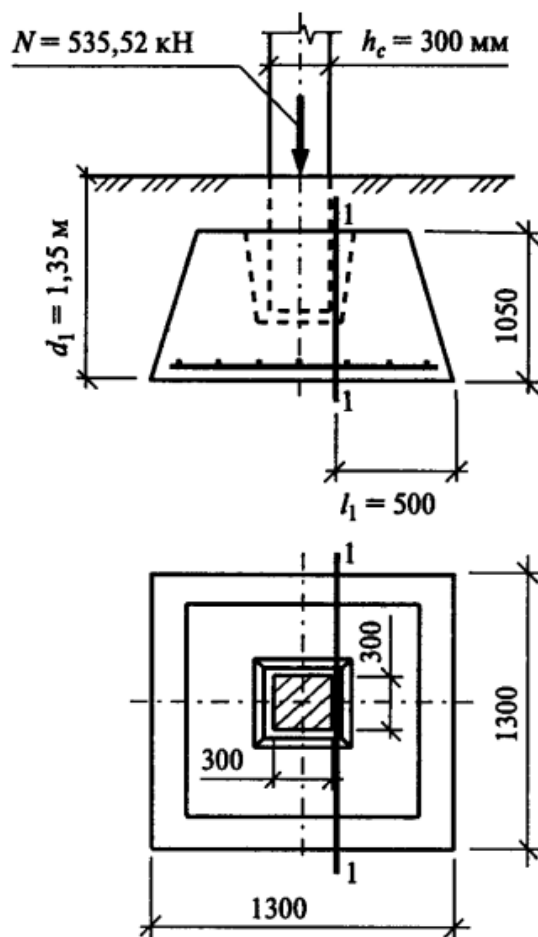


Рис. 12.19. Расчетное сечение фундамента – к примеру 12.3

3. Задаемся защитным слоем бетона  $a_b = 3,0 \text{ см}$  (сборный фундамент) и принимаем расстояние от подошвы фундамента до центра тяжести арматуры  $a = 4,0 \text{ см}$ ; находим рабочую высоту фундамента  $h_{01} = h_1 - a = 105 - 4,0 = 101 \text{ см}$ .

4. Принимаем: класс прочности бетона В20; коэффициент условия работы бетона  $\gamma_{b2} = 1,0$ ; класс арматуры А-III:  $R_b = 11,5 \text{ МПа}$ ,  $R_{bt} = 0,90 \text{ МПа}$ ,  $R_s = 365 \text{ МПа}$  (табл. 2.6, 2.8);

5. Поперечная сила в рассчитываемом сечении:

$$Q_1 = pl_1b = 316,88 \cdot 0,5 \cdot 1,3 = 205,97 \text{ кН}.$$

6. Изгибающий момент в сечении 1–1

$$M_1 = Q_1 \frac{l_1}{2} = 205,97 \cdot \frac{0,5}{2} = 51,49 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

7. Требуемая площадь арматуры фундамента в сечении 1–1

$$A_s = \frac{M}{0,9h_0R_s} = \frac{5149}{0,9 \cdot 101 \cdot 36,5} = 1,55 \text{ см}^2.$$

8. Принимаем арматуру (в арматурных сетках фундамента рекомендуется назначать шаги стержней арматуры  $S = 100, 150, 200$  мм): задаемся шагом стержней арматуры  $S = 200$  мм, определяем количество стержней, расположенных в одном направлении арматурной сетки:

$$n_s = \frac{a - 100}{S} + 1 = \frac{1300 - 100}{200} + 1 = 7 \text{ штук};$$

принимаем (по Приложению 3) диаметр арматуры  $7\varnothing 10, A-III$ ;  $A_s = 5,5 \text{ см}^2$ , что больше, чем требуется по расчету, но соответствует рекомендуемому минимальному диаметру арматуры для арматурных сеток фундамента; конструируем арматурную сетку фундамента (рис. 12.20).

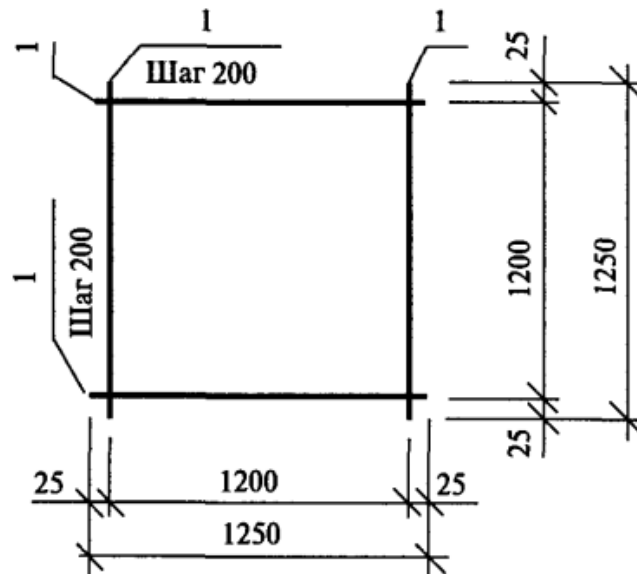


Рис. 12.20. Конструкция арматурной сетки – к примеру 12.3

11. Проверяем фундамент на продавливание; определяем стороны основания пирамиды продавливания (см. рис. 12.9):

$$a_{н.оп} = h_c + 2h_0 = 30 + 2 \cdot 101 = 232 \text{ см} > a = 130 \text{ см};$$

$$b_{н.оп} = a_{н.оп} = 232 \text{ см} > b = 130 \text{ см}.$$

Так как размеры нижнего основания пирамиды продавливания больше размеров подошвы фундамента, значит, пирамида продав-

ливания выходит за пределы фундамента, при этом прочность на продавливание считается обеспеченной.

**Пример 12.4.** Определить ширину подушки ленточного фундамента под наружную несущую кирпичную стену бесподвального многоэтажного здания (отношение длины здания к высоте  $L/H > 4$ ). Для расчета фундамента определена сервисная нагрузка, приходящаяся на один метр длины верхнего обреза фундамента  $N_{ser} = 280$  кН/м (условно принимаем, что нагрузка приложена по центру тяжести фундамента; фактически ленточные фундаменты под наружные стены часто оказываются внецентренно сжатыми). Геологические условия: 0,2 метра — растительный слой, далее слой маловлажного мелкого песка (плотность песка  $\rho = 1800$  кг/м<sup>3</sup>,  $\gamma = 18$  кН/м<sup>3</sup>, коэффициент пористости  $e = 0,7$ ). Грунтовые воды расположены на глубине 3,0 м от планировочной отметки (рис. 12.21). Район строительства г. Пермь ( $d_{fn} = 1,9$  м); температура внутри помещения 20°C; пол первого этажа расположен по утепленному цокольному перекрытию.

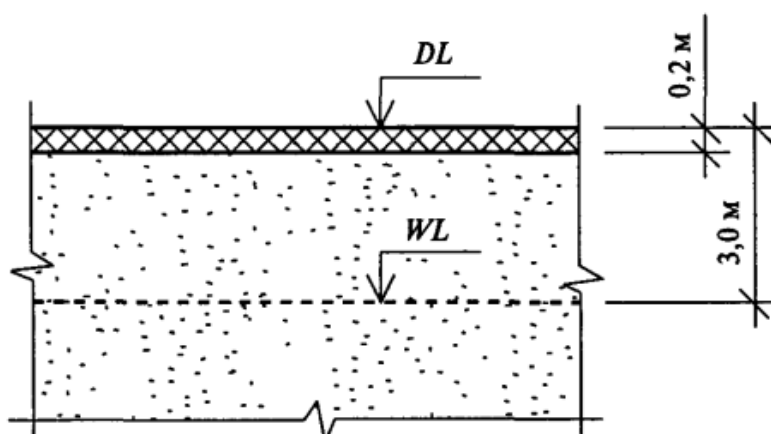


Рис. 12.21 К примеру 12 4

**Решение.**

1. Определяем глубину заложения фундамента:

а) по геологическим условиям:

геологические условия позволяют заглубить фундамент на наименьшую допускаемую нормами величину — 0,5 м в несущий слой грунта,  $d_1 \geq 0,2 + 0,5 = 0,7$  м;

б) по климатическим условиям:

в соответствии с табл. 2 СНиП 2.02.01-83\* пески мелкие, при глубине расположения уровня грунтовых вод в пределах 2 м ниже расчетной глубины промерзания являются пучинистыми, и фун-

дамент необходимо заглублять не менее чем на расчетную глубину промерзания  $d_f$ :

$$d_f = k_h d_{fn} = 0,7 \cdot 1,9 = 1,33 \text{ м,}$$

где  $k_h$  — коэффициент, определяемый по табл. 1 СНиП 2.02.01-83\*;

в) с учетом конструктивных требований принимаем глубину заложения фундамента (фундамент должен быть заглублен на наибольшую из определенных глубин:  $\geq 1,33$  м); учитывая стандартные размеры фундаментных блоков и фундаментной подушки, принимаем глубину заложения  $d_1 = 1,4$  м (рис. 12.22).

2. По табл. 11.7 определяем расчетное сопротивление грунта  $R_0$ , предназначенное для приближенного определения площади подошвы фундамента. Мелкие пески с коэффициентом пористости  $e = 0,7$  относятся к пескам средней плотности (табл. 11.4).  $R_0 = 300$  кПа.

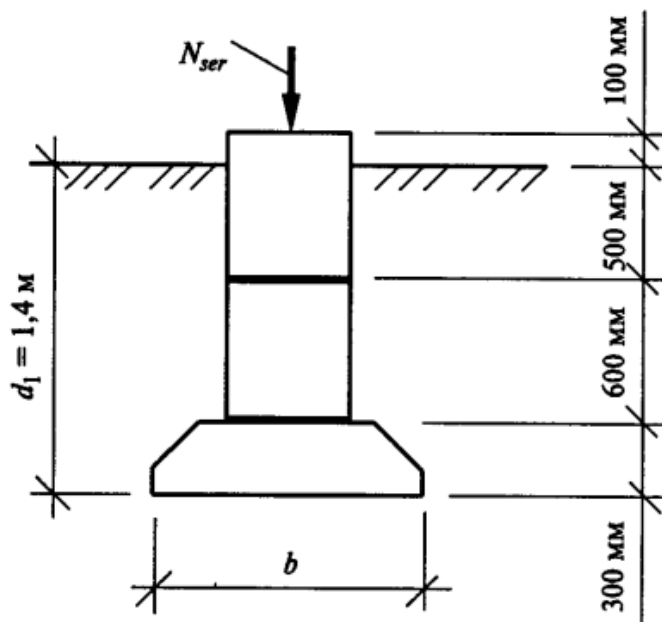


Рис. 12.22. К примеру 12.4

3. Определяем требуемую ширину подушки фундамента  $b$ :

$$b = \frac{N_{ser}}{R_0 - \gamma_m d_1} = \frac{280}{300 - 20 \cdot 1,4} = 1,03 \text{ м.}$$

Назначаем ширину подушки  $b = 1,0$  м. Ширина подушки может измениться при дальнейшем расчете.

4. По табл. 11.5 определяем удельное сцепление и угол внутреннего трения:  $c_{II} = 1,0$  кПа;  $\gamma_{II} = 30^\circ$  (величины определены с интерполяцией).

5. Определяем коэффициенты:  $\gamma_{c1} = 1,3$ ;  $\gamma_{c2} = 1,1$  (табл. 11.9).

6. Определяем коэффициенты:  $M_\gamma = 1,15$ ;  $M_q = 5,59$ ;  $M_c = 7,95$  (табл. 11.10).

7. Принимаем значение коэффициента  $k = 1,1$ , так как характеристики грунта ( $c$ ,  $\varphi$ ) определены по таблице, а не по результатам непосредственного исследования грунта.

8. Коэффициент  $k_z = 1,0$ , так как ширина фундамента  $b < 10$  м.

9. Удельный вес грунта выше и ниже подошвы фундамента одинаковый:  $\gamma'_{II} = \gamma_{II} = 18,0$  кН/м<sup>3</sup>.

10. Определяем расчетное сопротивление  $R$ ; так как подвал отсутствует, величина  $d_b = 0$ :

$$\begin{aligned} R &= \frac{\gamma_{c1}\gamma_{c2}}{k} [M_\gamma k_z b \gamma_{II} + M_q d_1 \gamma'_{II} + (M_q - 1) d_b \gamma'_{II} + M_c c_{II}] = \\ &= \frac{1,3 \cdot 1,1}{1,1} [1,15 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 18 + 5,59 \cdot 1,4 \cdot 18 + (5,59 - 1) \cdot 18 \cdot 0 + \\ &+ 7,95 \cdot 1,0] = 220,4 \text{ кПа.} \end{aligned}$$

11. Уточняем ширину подушки ленточного фундамента:

$$b = \frac{N_{ser}}{R - \gamma_m d_1} = \frac{280}{220,4 - 20 \cdot 1,4} = 1,46 \text{ м;}$$

принимаем ширину подушки  $b = 1,4$  м, и так как ширина подушки изменилась, уточняем величину расчетного сопротивления грунта  $R$ , подставив в формулу измененную ширину подушки;  $R = 231,1$  кПа.

12. Проверяем подобранную ширину подушки фундамента:

$$p = \frac{N_{ser}}{b} + \gamma_m d_1 = \frac{280}{1,4} + 20 \cdot 1,4 = 228 \text{ кПа} < R = 231,1 \text{ кПа.}$$

**Вывод.** Среднее давление под подошвой фундамента меньше расчетного сопротивления грунта. Принятая ширина фундаментной подушки  $b = 1,4$  м достаточна.

**Пример 12.5.** Используя данные примера 12.4, рассчитать ленточный фундамент гражданского здания по материалу. Расчетная нагрузка на фундамент  $N = 352,8$  кН/м,  $\gamma_n = 0,95$ . Бетон В15,  $\gamma_{b2} = 1,0$ ; арматура А-III.

*Решение.*

1. Нагрузка с учетом коэффициента надежности по ответственности  $\gamma_n$ :

$$N = 352,8 \cdot 0,95 = 335,16 \text{ кН/м.}$$

2. Определяем отпор грунта  $p$ :

$$p = \frac{N}{b} = \frac{335,16}{1,4} = 239,4 \text{ кПа.}$$

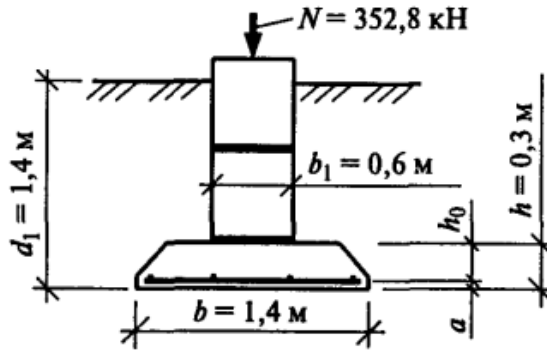


Рис. 12.23. К примеру 12.5

3. Устанавливаем длину консольного участка фундамента:

$$l_1 = (b - b_1)/2 = (1,4 - 0,6)/2 = 0,4 \text{ м.}$$

4. Определяем поперечную силу, приходящуюся на метр длины фундамента:

$$Q = p l_1 \cdot 1,0 \text{ м} = 239,4 \cdot 0,4 \cdot 1,0 = 95,76 \text{ кН.}$$

5. Находим изгибающий момент, действующий по краю фундаментного блока:

$$M = Q \frac{l_1}{2} = 95,76 \cdot \frac{0,4}{2} = 19,15 \text{ кН} \cdot \text{м.}$$

6. Определяем требуемую площадь арматуры подушки:

$$A_s = \frac{M}{0,9 h_0 R_s} = \frac{1915}{0,9 \cdot 26 \cdot 36,5} = 2,24 \text{ см}^2,$$

где  $h_0 = h - a = 30 - 4 = 26 \text{ см}$ ;  $R_s = 36,5 \text{ кН/см}^2$  (арматура класса А-III).

Принимаем шаг рабочих стержней в арматурной сетке 200 мм; на 1 м длины фундамента приходится 5 стержней арматуры  $\varnothing 10 \text{ мм}$  (Приложение 3),  $A_s = 3,93 \text{ см}^2 > A_s^{\text{требуемой}} = 2,24 \text{ см}^2$ .

7. Проверяем прочность подушки на действие поперечной силы:  $Q \leq \varphi_{b3}(1 + \varphi_n) R_{bf} \gamma_{b2} b h_0$  (см. параграф 7.4.9 — примечание к уравнению 7.42), где  $b = 100 \text{ см}$  — полоса фундамента длиной в 1 м;  $Q = 95,76 \text{ кН} < 0,6 \cdot (1 + 0) \cdot 0,075 \cdot 1 \cdot 100 \cdot 27 = 121,5 \text{ кН}$  — условие выполняется, прочность обеспечена.

**Вывод.** Фундаментную подушку армируем арматурной сеткой, в которой рабочая арматура принята  $\varnothing 10 \text{ мм}$ , А-III, шаг 200 мм.

**Пример. 12.6.** Проверить возможность надстройки жилого двухэтажного дома. Под домом имеется подвал. Конструкцию фундамента и геологические условия см. на рис. 12.24.

Отношение длины здания к его высоте  $L/H = 1,5$ . Нагрузка на один погонный метр, приходящаяся на верхний обрез фундамента после надстройки,  $N_{ser} = 320 \text{ кН/м}$ .

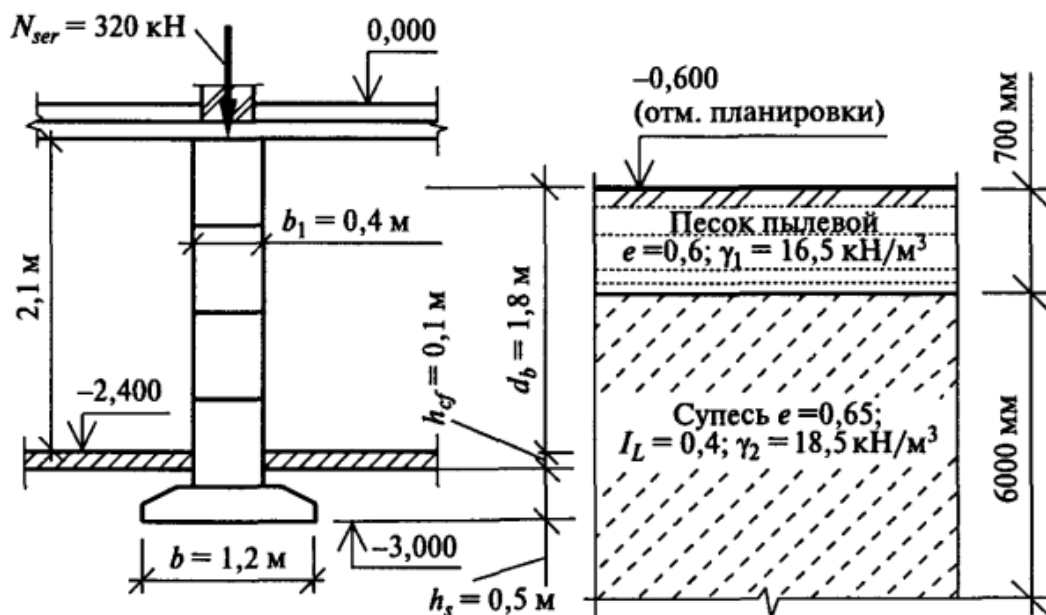


Рис. 12.24. К примеру 12.6

**Решение.**

1. Для определения расчетного сопротивления грунта находим по табл. 11.6 значение удельного сцепления и угол внутреннего трения; для слоя грунта, на который опирается подошва фундамента (супесь):  $c_n = c_{II} = 28$  кПа;  $\varphi_n = \varphi_{II} = 22^\circ$ .

2. Определяем по табл. 11.9 значение коэффициентов  $\gamma_{c1}$ ,  $\gamma_{c2}$ :  
 $\gamma_{c1} = 1,2$ ;  $\gamma_{c2} = 1,1$ .

3. Определяем по табл. 11.10 значение коэффициентов:  $M_\gamma = 0,61$ ;  $M_q = 3,44$ ;  $M_c = 6,04$ ; коэффициент  $k = 1,1$ , так как значение сцепления и угла внутреннего трения определены по таблицам.

4. Коэффициент  $k_z = 1,0$ , так как ширина подошвы фундамента меньше 10 м.

5. Находим осредненное значение удельного веса грунта, находящегося выше подошвы фундамента:

$$\gamma'_{II} = (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2) / (h_1 + h_2) = (16,5 \cdot 0,7 + 18,5 \cdot 1,7) / (0,7 + 1,7) = 17,92 \text{ кН/м}^3.$$

6. Принимая удельный вес пола подвала  $\gamma_{cf} = 24$  кН/м<sup>3</sup> (удельный вес бетона), определяем глубину заложения фундамента от пола подвала:  $d_1 = h_s + h_{cf} \gamma_{cf} / \gamma'_{II} = 0,5 + 0,1 \cdot 24 / 17,92 = 0,634$  м.

7. Находим расчетное сопротивление грунта:

$$\begin{aligned} R &= \frac{\gamma_{c1} \gamma_{c2}}{k} [M_\gamma k_z b \gamma'_{II} + M_q d_1 \gamma'_{II} + (M_q - 1) \cdot d_b \gamma'_{II} + M_c c_{II}] = \\ &= \frac{1,2 \cdot 1,1}{1,1} [0,61 \cdot 1,0 \cdot 1,2 \cdot 18,5 + 3,44 \cdot 0,634 \cdot 17,92 + \\ &+ (3,44 - 1) \cdot 1,8 \cdot 17,92 + 6,04 \cdot 28] = 360,5 \text{ кПа.} \end{aligned}$$



8. Проверяем среднее давление под подошвой фундамента. Учитывая, что сервисная нагрузка определена на верхний обрез фундамента, а величина  $d_1$  включает в себя только часть фундамента (от пола подвала до подошвы), дополнительно к сервисной нагрузке добавляем нагрузку от собственного веса фундамента (до пола подвала). Удельный вес бетонных фундаментных блоков  $\gamma = 24 \text{ кН/м}^3$ ; ширина блоков  $b_1 = 0,4 \text{ м}$ ; средний удельный вес бетона и грунта  $\gamma_m = 20 \text{ кН/м}^3$ ; высота до пола подвала  $h = 2,1 \text{ м}$ :

$$p = \frac{N_{ser} + b_1 \gamma h}{b} + \gamma_m d_1 = \frac{320 + 0,4 \cdot 24 \cdot 2,1}{1,2} + 20 \cdot 0,634 = 296,16 \text{ кПа} < R = 360,5 \text{ кПа.}$$

**Вывод.** Надстройка здания возможна, среднее давление по подошве фундамента не превышает расчетное сопротивление грунта.

**Пример 12.7.** Назначить длину свай и определить их шаг в ростверке под кирпичную стену. Нагрузка на один погонный метр ростверка  $N_1 = 350 \text{ кН/м}$ . Сваи забивные, железобетонные, сечением  $300 \times 300 \text{ мм}$ . Грунтовые условия и размеры сечения ростверка — см. рис. 12.25.

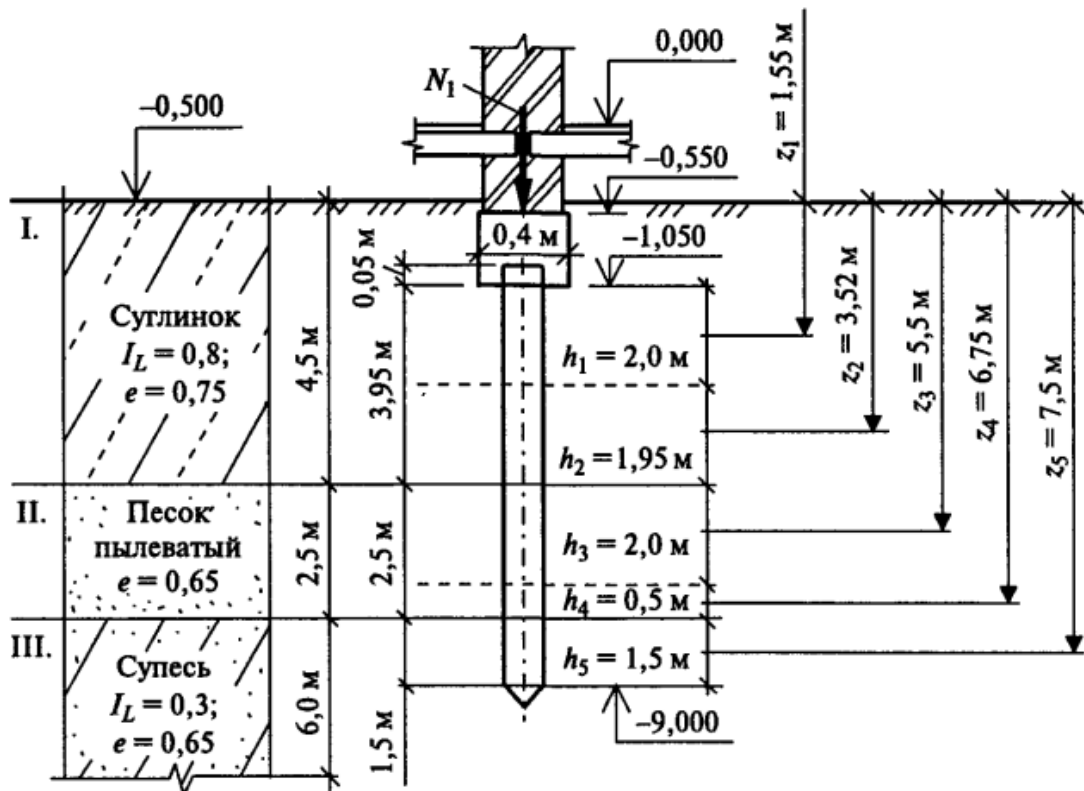


Рис. 12.25. Грунтовые условия, размеры ростверка — к примеру 12.7

**Решение.**

1. При расчете свайных фундаментов учитываем нагрузку от веса ростверка  $N_p = bkr\gamma_f = 0,4 \cdot 0,5 \cdot 25 \cdot 1,1 = 5,5$  кН/м. Итого нагрузка на сваи  $N_d = N_1 + N_p = 350 + 5,5 = 355,5$  кН/м.

С учетом коэффициента надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$  нагрузка на сваи  $N_d = 355,5 \cdot 0,95 = 337,725$  кН/м.

2. Назначаем несущим слоем супесь. В несущий слой свая должна заглубляться не менее чем на 1 м. Принимаем забивные сваи  $l = 8$  м, с центральным армированием ствола, сечением  $300 \times 300$  мм. Голова свай заделывается в ростверк на 50 мм. Так как нижний конец свай опирается на сжимаемые грунты — сваи висячие.

3. Определяем расстояние от планировочной поверхности грунта до острия сваи:  $z = 8,5$  м; по табл. 12.1 находим значение расчетного сопротивления грунта острию сваи  $R = 3400$  кПа (значение принято с интерполяцией).

4. Пласты грунта, с которыми соприкасается боковая поверхность сваи и имеющие высоту более 2 м, разбиваем на слои высотой не более 2 м. Получаем пять слоев (см. рис. 12.25) высотой:  $h_1 = 2,0$  м;  $h_2 = 1,95$  м;  $h_3 = 2,0$  м;  $h_4 = 0,5$  м;  $h_5 = 1,5$  м.

5. Определяем расстояние от планировочной поверхности до середины каждого слоя грунта:  $z_1 = 1,55$  м;  $z_2 = 3,52$  м;  $z_3 = 5,5$  м;  $z_4 = 6,75$  м;  $z_5 = 7,75$  м.

6. По табл. 12.2 находим значения сопротивления по боковой поверхности для каждого слоя грунта:  $f_1 = 4,55$  кПа;  $f_2 = 7,52$  кПа;  $f_3 = 30,0$  кПа;  $f_4 = 31,75$  кПа;  $f_5 = 43,75$  кПа.

7. Устанавливаем по табл. 12.3 значения коэффициентов:  $\gamma_{cR} = 1,0$ ;  $\gamma_{cf} = 1,0$ ; коэффициент  $\gamma_c = 1,0$ .

8. Площадь сваи  $A = 0,09$  м<sup>2</sup>; периметр сечения сваи  $u = 1,2$  м.

9. Несущая способность сваи

$$F_d = \gamma_c (\gamma_{cR} R A + u \sum \gamma_{cf} f_i h_i) = 1,0 (1,0 \cdot 3400 \cdot 0,09 + 1,2 \cdot 1,0 (4,55 \cdot 2,0 + 7,52 \cdot 1,95 + 30,0 \cdot 2,0 + 31,75 \cdot 0,5 + 43,75 \cdot 1,5)) = 504,3 \text{ кН.}$$

10. Определяем нагрузку, которую может выдерживать свая с учетом коэффициента надежности  $\gamma_k$ ; коэффициент надежности принимается равным  $\gamma_k = 1,4$ , так как несущая способность сваи определена расчетом,  $P = F_d / \gamma_k = 504,3 / 1,4 = 360,2$  кН; несущая способность висячих свай по грунту обычно меньше несущей способности свай по материалу, поэтому  $P_{min} = P = 360,2$  кН.

11. Определяем шаг свай, приняв однорядное расположение свай в ростверке,  $a \leq P_{min} k / N_d = 360,2 \cdot 1 / 337,725 = 1,07$  м; для висячих свай минимальный шаг определяется по формуле  $a_{min} = 3d = 3 \cdot 0,3 = 0,9$  м; требуемый шаг свай больше минимально допустимого расстояния между осями свай.

**Вывод.** Устанавливаем сваи в один ряд с шагом  $a = 1,07$  м.

**Пример 12.8.** Определить шаг свай в ростверке, используя данные примера 12.7, но при других грунтовых условиях; грунтовые условия изображены на рис. 12.26. Принимаем сваи с центральным армированием, сечением  $300 \times 300$  мм, бетон сваи В25, арматура — стержень  $\varnothing 12$  мм, А-IV.

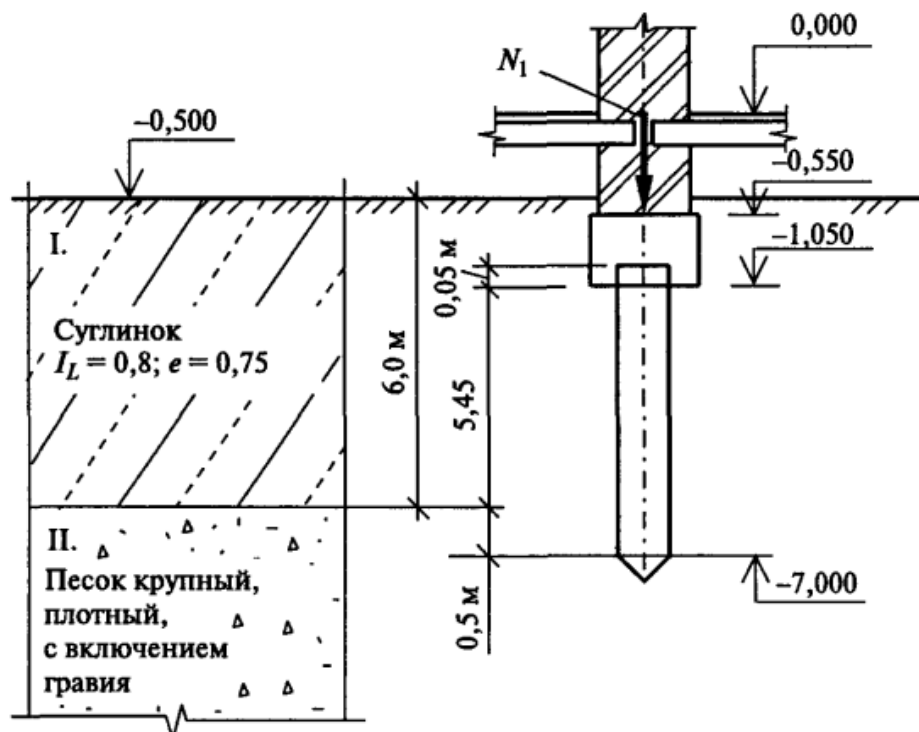


Рис. 12.26. К примеру 12.8

**Решение.**

1. Назначаем в качестве несущего слоя малосжимаемый грунт — песок плотный с включением гравия. Заглубление нижнего конца сваи в такие грунты принимается не менее 0,5 м. Так как сваи опираются на малосжимаемый грунт, они работают как сваи-стойки. Длину свай принимаем 6,0 м.

2. Для свай-стоек расчетное сопротивление грунта  $R = 20\,000$  кПа, площадь сечения сваи  $A = 0,3 \cdot 0,3 = 0,09$  м<sup>2</sup>, несущая способность сваи  $F_d$  вычисляется по формуле (12.11)

$$F_d = \gamma_c R A = 1,0 \cdot 20\,000 \cdot 0,09 = 1800 \text{ кН.}$$

3. С учетом коэффициента надежности свая способна выдерживать нагрузку

$$P = F_d / \gamma_k = 1800 / 1,4 = 1285,7 \text{ кН.}$$

4. Несущая способность сваи по материалу

$$P = \varphi [R_{sc} (A_s + A'_s) + R_b \gamma_{b2} b h] = 1(40 \cdot 1,131 + 1,45 \cdot 1,0 \cdot 30 \cdot 30) = 1350,2 \text{ кН;}$$

несущая способность по грунту меньше несущей способности сваи по материалу, ее и принимаем для определения требуемого шага свай.

5. Определяем требуемый шаг свай:

$a \leq P_{min}k/N_d = 1285,7 \cdot 1/337,725 = 3,8$  м, что больше минимального шага свай (для свай стоек  $a_{min} \geq 1,5d = 1,5 \cdot 0,3 = 0,45$  м).

**Вывод.** Требуемый шаг свай  $a = 3,8$  м. При окончательном назначении шага свай необходимо учитывать конструкцию здания, его размеры, материал стен; сваи в обязательном порядке ставятся по углам здания, в местах пересечения стен, в панельных зданиях каждая панель должна опираться не менее чем на две сваи. Окончательно принятый шаг свай может быть меньше требуемого.

**Пример 12.9.** Используя данные по сбору нагрузок из примера 3.7 и несущую способность сваи из примера 12.7, рассчитать свайный фундамент под кирпичную колонну. Нагрузка на ростверк  $N_1 = 566,48$  кН; несущая способность сваи с учетом коэффициента надежности  $P = 354,76$  кН.

*Решение.*

1. Назначаем размеры нижней части ростверка  $1400 \times 1400$  мм, предварительно принимая, что он будет опираться на три сваи, и верхнюю часть ростверка выполняем размером  $900 \times 900$  мм (рис. 12.27).

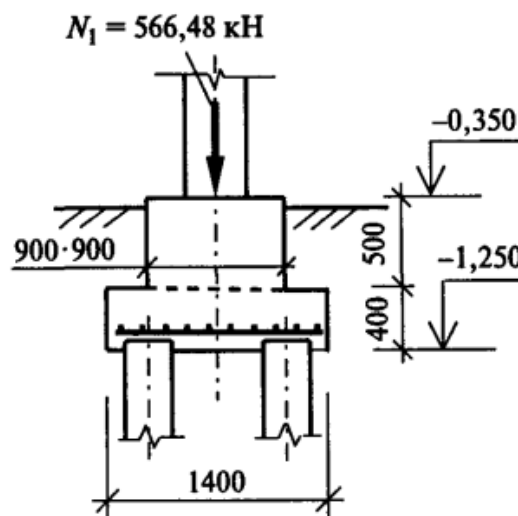


Рис. 12.27. К примеру 12.9

Определяем нагрузку от веса ростверка:

объем ростверка  $V_{роств.} = 0,9 \cdot 0,9 \cdot 0,5 + 1,4 \cdot 1,4 \cdot 0,4 \approx 1,15$  м<sup>3</sup>;  
вес ростверка  $N_p = V_{роств.} \cdot \gamma_{ж.б.} \cdot \gamma_f = 1,15 \cdot 25 \cdot 1,1 = 31,65$  кН.

2. Нагрузка с учетом веса ростверка

$N_d = N_1 + N_p = 566,48 + 31,65 = 598,1$  кН;

с учетом коэффициента надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$   
 $N_d = 598,1 \cdot 0,95 = 568,2$  кН.

3. Определяем требуемое количество свай:

$$n \geq N_d / P_{min} = 568,2 / 354,76 = 1,6 \text{ штуки.}$$

4. Принимаем опирание ростверка на 2 сваи; расстояние между осями свай принимаем минимальное  $a = 3d = 3 \cdot 300 = 900$  мм (рис. 12.28), корректируем размеры ростверка, принимаем нижнюю часть ростверка  $1400 \times 500$  мм, верхнюю часть ростверка — размером  $900 \times 500$  мм.

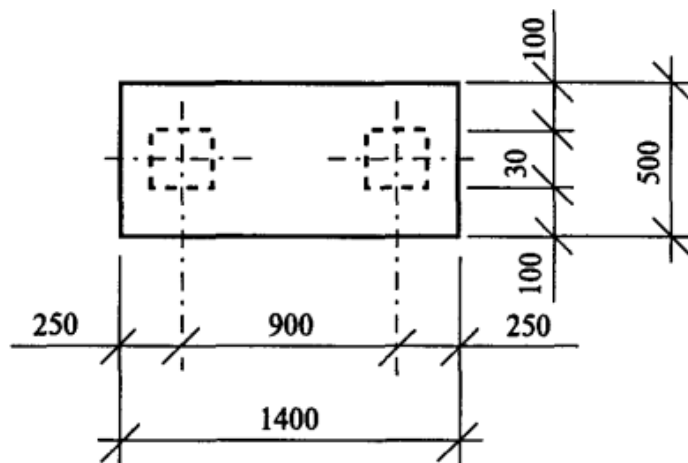


Рис. 12.28. План нижней части ростверка — к примеру 12.9

## 2. Примеры расчета изгибаемых элементов

**Пример 7.1.** По данным примера 3.7 рассчитать балку перекрытия, выполненную из прокатного двутавра (рис. 7.71). Принято, что балка опирается на пилястру и стальную колонну (рассчитанную в примере 5.1). Нагрузку на балку собираем с грузовой площади длиной  $l_{гр} = 6,0$  м (см. рис. 3.3). Нагрузка на квадратный метр перекрытия  $q_{\text{перекрытия}}^n = 9,08$  кПа;  $q_{\text{перекрытия}} = 10,58$  кПа. Собственный вес погонного метра балки ориентировочно принимаем  $g_{\text{балки}}^n = 0,50$  кН/м;  $\gamma_f = 1,05$ ;  $g_{\text{балки}} = g_{\text{балки}}^n \gamma_f = 0,50 \cdot 1,05 = 0,53$  кН/м. Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ .

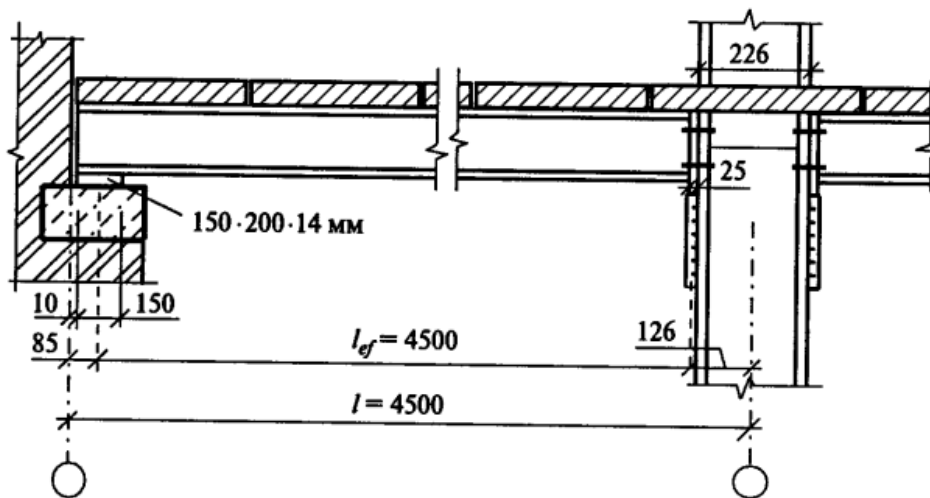


Рис. 7.71. К примеру 7.1 — схема опирания балки на пилястру и стальную колонну; за основу взят пример 3.7 (см. рис. 3.3, 3.4);  $l_{гр}$  — расчетная длина балки (расстояние от центра площадки опирания балки на левой опоре до центра площадки опирания на правой опоре)

**Решение.**

1. Определяем нагрузку, действующую на погонный метр балки:

- нормативная нагрузка

$$q_n = q_{\text{перекрытия}}^n l_{гр} + g_{\text{балки}}^n = 9,08 \cdot 6 + 0,50 = 54,98 \text{ кН/м} = 0,5498 \text{ кН/см};$$

- нормативная длительная нагрузка — полное значение временной нагрузки на перекрытие торговых залов  $p_n = 4,0$  кПа, пониженное значение, являющееся временной длительной нагрузкой,  $p_n^d = 1,4$  кПа (см. табл. 3.3):

$$q_n^d = q_n - p_n l_{гр} + p_n^d l_{гр} = 54,98 - 4,0 \cdot 6,0 + 1,4 \cdot 6,0 = 39,38 \text{ кН/м} = 0,3938 \text{ кН/см};$$

- расчетная нагрузка

$$q = q_{\text{перекрытия}} l_{гр} + g_{\text{балки}} = 10,58 \cdot 6 + 0,53 = 64,01 \text{ кН/м};$$

- расчетная нагрузка с учетом коэффициента надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$

$$q = 64,01 \cdot 0,95 = 60,81 \text{ кН/м}.$$

2. Принимаем предварительно размеры опорной пластины и опорного ребра балки и определяем ее расчетную длину:

$$l_{ef} = l - 85 - 126 = 4500 - 85 - 126 = 4289 \text{ мм} = 4,29 \text{ м.}$$

3. Устанавливаем расчетную схему (рис. 7.72) и определяем максимальную поперечную силу и максимальный момент:

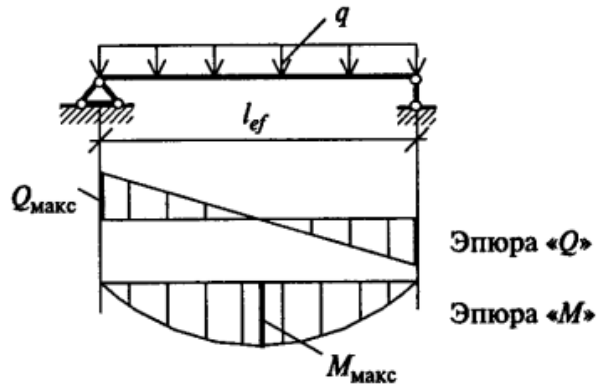


Рис. 7.72. К примеру 7.1.

$$Q = ql_{ef}/2 = 60,81 \cdot 4,29/2 = 130,44 \text{ кН};$$

$$M = ql_{ef}^2/8 = 60,81 \cdot 4,29^2/8 = 139,89 \text{ кН}\cdot\text{м.}$$

4. По табл. 50\* СНиП II-23-81\* определяем группу конструкций, к которой принадлежит балка, и задаемся сталью: группа конструкций — 2; принимаем из допустимых к применению сталей сталь С245. Расчетное сопротивление стали по пределу текучести (с учетом, что балка выполняется из фасонного проката и приняв предварительно толщину проката до 20 мм)  $R_y = 240 \text{ МПа} = 24,0 \text{ кН/см}^2$  (табл. 2.2). Коэффициент условия работы  $\gamma_c = 0,9$  в соответствии с п. 1 табл. 2.3 (балки под торговым залом магазина).

5. Определяем требуемый момент сопротивления балки  $W_x$ :

$$W_x = \frac{M}{R_y \gamma_c} = \frac{13989}{24 \cdot 0,9} = 647,64 \text{ см}^3.$$

6. По сортаменту (Приложение 1, табл. 2) принимаем двутавр 35Б2, который имеет момент сопротивления близкий к требуемому. Выписываем характеристики двутавра:  $W_x = 662,2 \text{ см}^3$ ;  $I_x = 11\,550 \text{ см}^4$ ;  $S_x = 373 \text{ см}^3$ ; толщина стенки  $t = 10 \text{ мм}$ ; высота  $h = 349 \text{ мм}$ ; ширина  $b = 155 \text{ мм}$ ; масса 1 м длины 43,3 кг/м, что близко к первоначально принятой, — оставляем нагрузки без изменения.

7. Проверяем прочность на действие касательных напряжений  $\tau$ :

$$\tau = \frac{QS_x}{I_x t} = \frac{130,44 \cdot 373}{11\,550 \cdot 1,0} = 4,21 \text{ кН/см}^2;$$

$R_s \gamma_c = 0,58 R_y \gamma_c = 0,58 \cdot 24 \cdot 0,9 = 12,53 \text{ кН/см}^2$  ( $R_s = 0,58 R_y$  — расчетное сопротивление сдвигу);  $\tau = 4,21 \text{ кН/см}^2 < R_s \gamma_c = 12,53 \text{ кН/см}^2$ ; прочность обеспечена.

Так как на верхний пояс опираются железобетонные плиты, которые удерживают балку от потери устойчивости, расчет общей потери устойчивости не производим. Также отсутствуют сосредоточенные силы, следовательно, проверку местных напряжений проводить не надо.

8. Проверяем жесткость балки:

- предельный прогиб по эстетико-психологическим требованиям определяется в зависимости от длины элемента по интерполяции (предельный прогиб для балки длиной 4,5 м находится между значениями прогибов для балок длиной 3 м и 6 м и равен (см. табл. 7.4):  $f_u = l/175 = 429/175 = 2,45 \text{ см}$ );

- предельный прогиб в соответствии с конструктивными требованиями (табл. 7.2)  $f_u = l/150 = 429/150 = 2,86 \text{ см}$ .

Модуль упругости стали  $E = 2,06 \cdot 10^5 \text{ МПа} = 2,06 \cdot 10^4 \text{ кН/см}^2$ .

Значение прогиба в соответствии с эстетико-психологическими требованиями определяется от действия нормативной длительной нагрузки  $q_l^n = 0,3938 \text{ кН/см}$ :

$$f = \frac{5q_l^n l_f^4}{384EI_x} = \frac{5 \cdot 0,3938 \cdot 429^4}{384 \cdot 2,06 \cdot 10^4 \cdot 11\,550} = 0,73 \text{ см};$$

$$f = 0,73 \text{ см} < f_u = 2,45 \text{ см};$$

прогиб по конструктивным требованиям определяется от всей нормативной нагрузки  $q^n = 0,5498 \text{ кН/см}$ :

$$f = \frac{5q^n l_f^4}{384EI_x} = \frac{5 \cdot 0,5498 \cdot 429^4}{384 \cdot 2,06 \cdot 10^4 \cdot 11\,550} = 1,02 \text{ см};$$

$$f = 1,02 \text{ см} < f_u = 2,86 \text{ см};$$

прогибы балки по эстетико-психологическим и конструктивным требованиям находятся в пределах нормы. Прогибы по технологическим требованиям не рассматриваются, так как по перекрытию нет движения технологического транспорта. Рассмотрение прогибов по физиологическим требованиям выходит за рамки нашего курса.

**Вывод.** Окончательно принимаем для изготовления балки двутавр 35Б2, отвечающий требованиям прочности и жесткости.

**Пример 7.2.** Подобрать сечение деревянной балки для перекрытия магазина. Состав перекрытия (условно) для сравнения с расчетом стальной балки оставляем по данным примера 3.7. Нагрузка на  $1 \text{ м}^2$  перекрытия  $q_{\text{перекрытия}}^n = 9,08 \text{ кПа}$ ;  $q_{\text{перекрытия}} = 10,58 \text{ кПа}$ .



Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ . Длина грузовой площади  $l_{гр} = 6$  м. Опирание балки выполняем на пилястру и деревянную колонну (рис. 7.73).

*Решение.*

1. Предварительно принимаем собственный вес балки  $g_{балки}^n = 0,35$  кН/м;  $\gamma_f = 1,1$ ; расчетная нагрузка от собственного веса балки  $g_{балки} = g_{балки}^n \gamma_f = 0,35 \cdot 1,1 = 0,39$  кН/м.

2. Собираем нагрузку на погонный метр балки с учетом ее собственного веса:

$$q^n = q_{\text{перекрытия}}^n l_{гр} + g_{балки}^n = 9,08 \cdot 6 + 0,35 = 54,83 \text{ кН/м};$$

$$q = q_{\text{перекрытия}} l_{гр} + g_{балки} = 10,58 \cdot 6 + 0,39 = 63,87 \text{ кН/м};$$

расчетная нагрузка с учетом коэффициента надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ :

$$q = 63,87 \cdot 0,95 = 60,68 \text{ кН/м}.$$

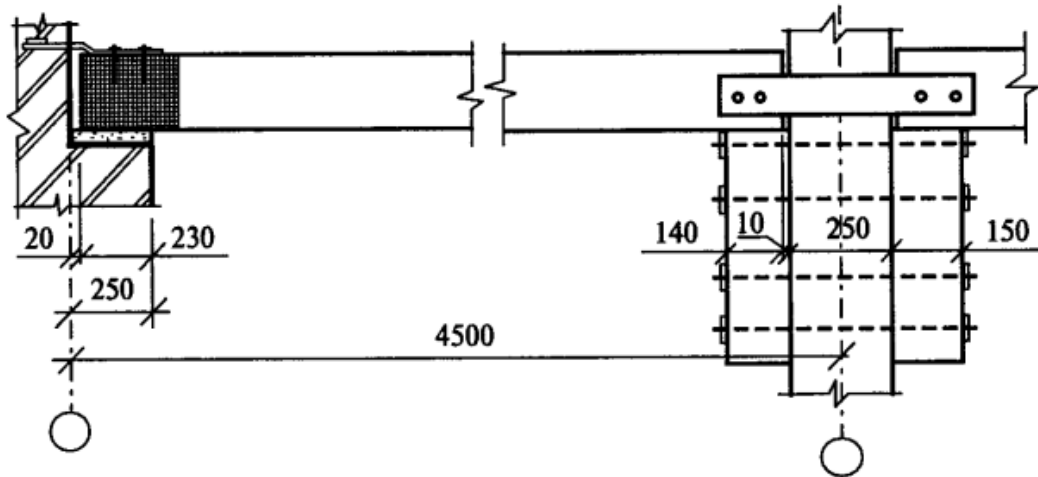


Рис. 7.73. Схема опирания балки — к примеру 7.2

3. Расчетная схема балки — аналогична расчетной схеме стальной балки в примере 7.1 (см. рис. 7.72), только изменилась расчетная длина за счет других условий опирания; расчетная длина балки  $l_0 = 4500 - 30 - 230/2 - 140/2 - 250/2 = 4160$  мм.

4. Определяем максимальную поперечную силу и максимальный изгибающий момент:

$$Q = ql_0/2 = 60,68 \cdot 4,16/2 = 126,2 \text{ кН};$$

$$M = ql_0^2/8 = 60,68 \cdot 4,16^2/8 = 131,26 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

5. Принимаем породу и сорт древесины — сосна, сорт 1-й; температурно-влажностные условия эксплуатации — А2, коэффициент условия работы  $m_b = 1,0$  (см. табл. 1, 5 СНиП II-25-80).

6. Предварительно принимаем, что размеры сечения будут более 13 см, и определяем расчетное сопротивление изгибу

$R_n = 16 \text{ МПа} = 1,6 \text{ кН/см}^2$ ; расчетное сопротивление скалыванию  
 $R_{ск} = 1,8 \text{ МПа} = 0,18 \text{ кН/см}^2$  (табл. 2.4).

7. Определяем требуемый момент сопротивления:

$$W_x = M/R_n = 13126/1,6 = 8203,75 \text{ см}^3.$$

8. Приняв ширину балки  $b = 22 \text{ см}$ , определяем требуемую высоту балки:

$$h = \sqrt{\frac{6W_x}{b}} = \sqrt{\frac{6 \cdot 8203,75}{22}} = 47,3 \text{ см}.$$

**Вывод.** Полученные размеры не соответствуют размерам цельных деревянных балок, используемых в строительстве. Следовательно, расчет показывает, что нагрузка на балку перекрытия чрезмерно большая. Деревянные балки из цельной древесины не предназначены для работы с такой грузовой площадью ( $l_{гр} = 6 \text{ м}$ ) и для поддержания железобетонных плит. Балку полученных по расчету размеров можно выполнить только клееной, но и такая балка не предназначена для поддержания железобетонных плит, принятых в конструкции перекрытия по примеру 3.7, данные которого использовались для расчета.

**Пример 7.3.** Подобрать сечение деревянной балки перекрытия жилого дома; схема опирания балок — рис. 7.74. Шаг балок  $a = 1,2 \text{ м}$ . Нагрузка на  $1 \text{ м}^2$  перекрытия  $q_{\text{перекрытия}}^n = 3,5 \text{ кПа}$ ;  $q_{\text{перекрытия}} = 4,48 \text{ кПа}$ . Временная нагрузка на перекрытие квартир (табл. 3.3): полное значение  $p^n = 1,5 \text{ кПа}$ ; пониженное значение  $q_i^n = 0,3 \text{ кПа}$ . Длина грузовой площади равна шагу балок:  $l_{гр} = 1,2 \text{ м}$ .

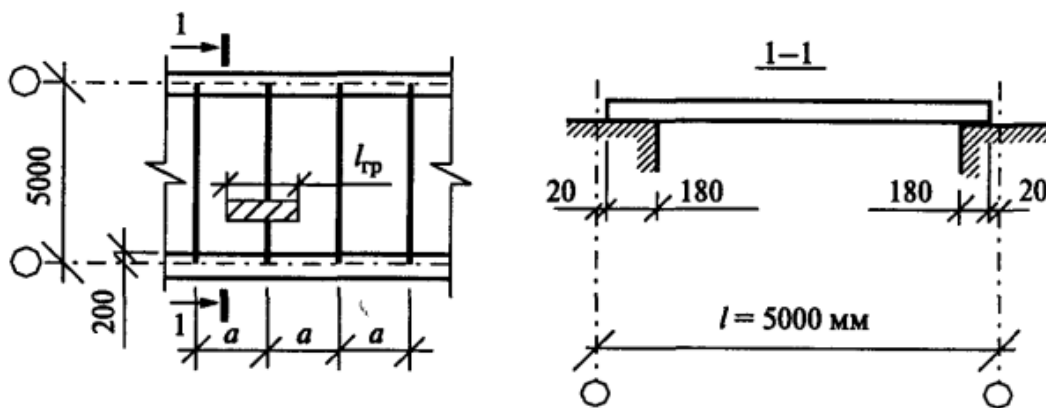


Рис. 7.74. К примеру 7.3.

**Решение.**

1. Предварительно принимаем собственный вес одного метра балки  $g_{\text{балки}}^n = 0,25 \text{ кН/м}$ ;  $\gamma_f = 1,1$ ;

$$g_{\text{балки}} = g_{\text{балки}}^n \gamma_f = 0,25 \cdot 1,1 = 0,275 \text{ кН/м};$$

2. Собираем нагрузку на погонный метр балки с учетом ее собственного веса:

$$q^n = q_{\text{перекрытия}}^n l_{\text{гр}} + g_{\text{балки}}^n = 3,5 \cdot 1,2 + 0,25 = 4,45 \text{ кН/м};$$

$$q = q_{\text{перекрытия}} l_{\text{гр}} + g_{\text{балки}} = 4,48 \cdot 1,2 + 0,275 = 5,65 \text{ кН/м}.$$

С учетом коэффициента надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$  (для жилого дома) расчетная нагрузка на погонный метр балки равна  $q = 5,65 \cdot 0,95 = 5,37 \text{ кН/м}$ .

3. Расчетная длина балки  $l_0 = 5000 - 40 - 180/2 - 180/2 = 4780 \text{ мм}$ .

4. Учитывая, что расчетная схема балки аналогична расчетной схеме примера 7.1, определяем максимальные значения поперечной силы и изгибающего момента:

$$Q = ql_0/2 = 5,37 \cdot 4,78/2 = 12,83 \text{ кН};$$

$$M = ql_0^2/8 = 5,37 \cdot 4,78^2/8 = 15,34 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

5. Принимаем породу древесины — кедр сибирский; сорт 2-й; температурно-влажностные условия эксплуатации — А2, коэффициент условия работы  $m_b = 1,0$  (см. табл. 1.5 СНиП II-25-80); предварительно принимаем, что размеры сечения будут более 13 см, и определяем расчетное сопротивление изгибу  $R_n = 15 \text{ МПа} = 1,5 \text{ кН/см}^2$ ; расчетное сопротивление скалыванию  $R_{\text{ск}} = 1,6 \text{ МПа} = 0,16 \text{ кН/см}^2$  (табл. 2.4); по табл. 2.5 определяем переходной коэффициент от древесины сосны, ели к древесине кедра  $m_n = 0,9$ .

Расчетные сопротивления с учетом коэффициента  $m_n$  равны:

$$R_n = 15 \cdot 0,9 = 13,5 \text{ МПа} = 1,35 \text{ кН/см}^2;$$

$$R_{\text{ск}} = 1,6 \cdot 0,9 = 1,44 \text{ МПа} = 0,144 \text{ кН/см}^2.$$

6. Определяем требуемый момент сопротивления,

$$W_x = M/R_n = 1534/1,35 = 1136,3 \text{ см}^3.$$

7. Приняв ширину балки  $b = 15 \text{ см}$ , определяем требуемую высоту балки:

$$h = \sqrt{\frac{6W_x}{b}} = \sqrt{\frac{6 \cdot 1136,3}{15}} = 21,32 \text{ см}.$$

Принимаем сечение балки с учетом размеров, рекомендуемых сортаментом пиломатериалов (Приложение 2):  $b = 15 \text{ см}$ ;  $h = 22,5 \text{ см}$ .

8. Производим проверку принятого сечения:

а) определяем фактические значения: момента сопротивления, статического момента инерции и момента инерции балки (табл. 5.2):

$$W_x = \frac{bh^2}{6} = \frac{15 \cdot 22,5^2}{6} = 1265,6 \text{ см}^3;$$

$$S_x = 0,5bh \frac{h}{4} = 0,5 \cdot 15 \cdot 22,5 \cdot \frac{22,5}{4} = 949,2 \text{ см}^3;$$

$$I_x = \frac{bh^3}{12} = \frac{15 \cdot 22,5^3}{12} = 14\,238,3 \text{ см}^4;$$

б) проверяем прочность по нормальным напряжениям:

$$\sigma = \frac{M}{W_x} = \frac{1534}{1265,6} = 1,21 \text{ кН/см}^2 < R_u = 1,35 \text{ кН/см}^2;$$

в) проверяем прочность по касательным напряжениям:

$$\tau = \frac{QS_x}{I_x b} = \frac{12,83 \cdot 949,2}{14\,238,3 \cdot 15} = 0,057 \text{ кН/см}^2 < R_{ск} = 0,144 \text{ кН/см}^2.$$

Прочность по нормальным и касательным напряжениям обеспечена;

г) проверяем прогибы:

Для проверки прогибов необходимо знать модуль упругости древесины вдоль волокон:  $E = 10\,000 \text{ МПа} = 1000 \text{ кН/см}^2$ ; прогиб по конструктивным требованиям определяется от действия всей нормативной нагрузки, действующей на балку,  $q^n = 0,0445 \text{ кН/см}$ ;

• определяем прогиб по конструктивным требованиям:

$$f = \frac{5q^n l_0^4}{384EI_x} = \frac{5 \cdot 0,0445 \cdot 478^4}{384 \cdot 1000 \cdot 14\,238,3} = 2,12 \text{ см.}$$

предельный прогиб по конструктивным требованиям (табл. 7.2)  $f_u = l/150 = 500/150 = 3,3 \text{ см}$ ;  $f = 2,12 \text{ см} < f_u = 3,3 \text{ см}$  — прогиб балки в пределах нормы;

• прогиб по эстетико-психологическим требованиям определяется от действия длительной нагрузки (постоянной и временной длительной нагрузки)  $q_l^n = q_{\text{перекрытия}} l_{\text{гр}} - p^n l_{\text{гр}} + p_l^n l_{\text{гр}} + g_{\text{балки}}^n = 3,5 \cdot 1,2 - 1,5 \cdot 1,2 + 0,3 \cdot 1,2 + 0,25 = 3,01 \text{ кН/м} = 0,0301 \text{ кН/см}$ ;

$$f = \frac{5q_l^n l_0^4}{384EI_x} = \frac{5 \cdot 0,0301 \cdot 478^4}{384 \cdot 1000 \cdot 14\,238,3} = 1,43 \text{ см.}$$

Предельный прогиб определяем с учетом интерполяции, для длины балки 5 м (табл. 7.4)  $f_u = l/183 = 500/183 = 2,73 \text{ см}$ .

$f = 1,43 \text{ см} < f_u = 2,73 \text{ см}$  — прогиб балки в пределах нормы.

**Вывод.** Принимаем балку сечением  $15 \times 22,5 \text{ см}$  из кедра сибирского, древесина второго сорта.

**Пример 7.4.** На железобетонную балку действует изгибающий момент  $M = 150 \text{ кН} \cdot \text{м}$ . Определить требуемую площадь продольной рабочей арматуры и произвести конструирование сечения балки. Приняты следующие материалы: бетон тяжелый класса В30; коэффициент условия работы  $\gamma_{b2} = 0,9$ ; продольная рабочая арма-

тура класса А-III; для поперечной арматуры принят класс Вр-I; монтажная арматура класса А-III. Сечение балки — см. рис. 7.75.

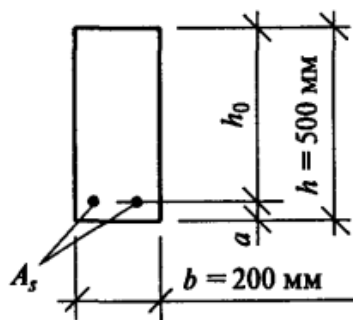


Рис. 7.75. Сечение балки — к примеру 7.4

*Решение.*

1. Определяем расчетную призменную прочность бетона  $R_b = 17,0$  МПа (табл. 2.6).

2. Определяем расчетное сопротивление арматуры; для диаметров от 10 до 40 мм

$R_s = 365$  МПа =  $36,5$  кН/см<sup>2</sup> (табл. 2.8).

3. Задаемся величиной  $a$  — расстоянием от центра тяжести арматуры до крайнего растянутого волокна бетона (величину  $a$  можно принимать 3—4 см при однорядном расположении стержней в каркасе и больше при двухрядном), принимаем  $a = 4$  см.

4. Определяем рабочую высоту балки  $h_0$ :  $h_0 = h - a = 50 - 4 = 46$  см;

5. Находим значение коэффициента  $A_0$ :

$$A_0 = \frac{M}{R_b \gamma_{b2} b h_0^2} = \frac{15\,000}{1,7 \cdot 0,9 \cdot 20 \cdot 46^2} = 0,232.$$

$A_0 = 0,232 < A_{0R} = 0,413$  (см. табл. 7.6); коэффициент  $A_0$  меньше граничного значения, следовательно, изменять сечение балки не требуется.

6. По табл. 7.5 находим значение коэффициентов  $\xi$ ,  $\eta$ ; ближайшее значение коэффициента  $A_0$  в таблице равно 0,236, по нему определяем значения коэффициентов:  $\xi = 0,27$ ;  $\eta = 0,865$ .

7. Находим требуемую площадь арматуры:

$$A_s = \frac{M}{\eta h_0 R_s} = \frac{15\,000}{0,865 \cdot 46 \cdot 36,5} = 10,33 \text{ см}^2.$$

8. Задаемся количеством стержней рабочей арматуры. При конструировании балки разрешено ставить стержни в один или в два ряда по высоте каркаса, при ширине балки 200 мм можно установить два или три каркаса в сечении; соответственно количество рабочих продольных стержней может быть 2, 3, 4 или 6 (рис. 7.76).

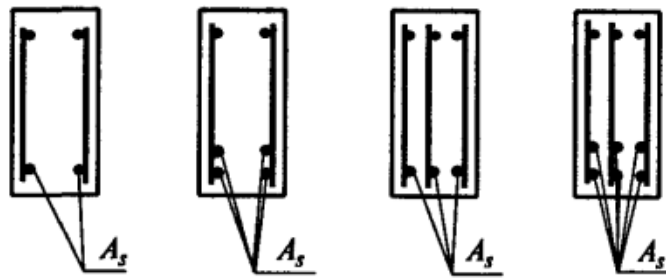


Рис. 7.76. Варианты армирования балки — к примеру 7.4

По расчету требуемая площадь сечения арматуры  $A_s = 10,33 \text{ см}^2$ , рассмотрим варианты армирования (см. сортамент арматуры, Приложение 3):

- принимаем 2 стержня рабочей продольной арматуры и определяем их диаметр (находим большее ближайшее значение площади —  $12,32 \text{ см}^2$ , этой площади соответствуют 2 стержня диаметром 28 мм);

- для 3 стержней ( $3\text{Ø}22$ , А-III,  $A_s = 11,40 \text{ см}^2$ );
- для 4 стержней ( $4\text{Ø}20$ , А-III,  $A_s = 12,56 \text{ см}^2$ );
- для 6 стержней ( $6\text{Ø}16$ , А-III,  $A_s = 12,06 \text{ см}^2$ ).

Из возможных вариантов армирования наиболее оптимальным с точки зрения расхода арматуры является вариант с тремя стержнями (меньше всего площадь сечения арматуры). Принимаем армирование: 3 стержня,  $\text{Ø}22$ , А-III,  $A_s = 11,40 \text{ см}^2$ .

9. Проверяем процент армирования  $\mu$ :

$$\mu = \frac{A_s}{bh_0} \cdot 100 = \frac{11,40}{20 \cdot 46} \cdot 100 = 1,24\%.$$

Процент армирования больше минимального, равного 0,05%;

10. Определяем требуемую площадь сечения монтажных стержней:  $A'_s = 0,1A_s = 0,1 \cdot 11,4 = 1,14 \text{ см}^2$  (по сортаменту арматуры ближайшее значение площади соответствует диаметру 7 мм, но такая арматура выпускается только классов В-II и Вр-II, которые не применяются в качестве ненапрягаемой арматуры), в качестве монтажной продольной арматуры принимаем  $3\text{Ø}8$  А-III,  $A'_s = 1,51 \text{ см}^2$ .

11. Определяем диаметр поперечных стержней  $d_{sw}$ . Из условия свариваемости арматуры  $d_{sw} \geq 0,25d_s = 0,25 \cdot 22 = 5,5 \text{ мм}$ , следовательно, к продольной рабочей арматуре  $\text{Ø}22 \text{ мм}$  можно приварить стержень  $\text{Ø}6 \text{ мм}$ . Так как арматурная проволока Вр-I выпускается диаметрами 3, 4, 5 мм, а нам необходим  $\text{Ø}6 \text{ мм}$ , принимаем поперечную арматуру класса А-III, площадь сечения поперечной арматуры  $A_{sw} = 0,86 \text{ см}^2$  (площадь сечения 3 поперечных стержней  $\text{Ø}6 \text{ мм}$ , находящихся в сечении балки, рис. 7.77).

12. Определяем защитный слой бетона (который назначается больше диаметра стержня и не менее 20 мм при высоте балки больше 250 мм), принимаем  $a_b = 25 \text{ мм} > d_s = 22 \text{ мм}$ .

13. Окончательно конструируем сечение элемента, см. рис. 7.77.

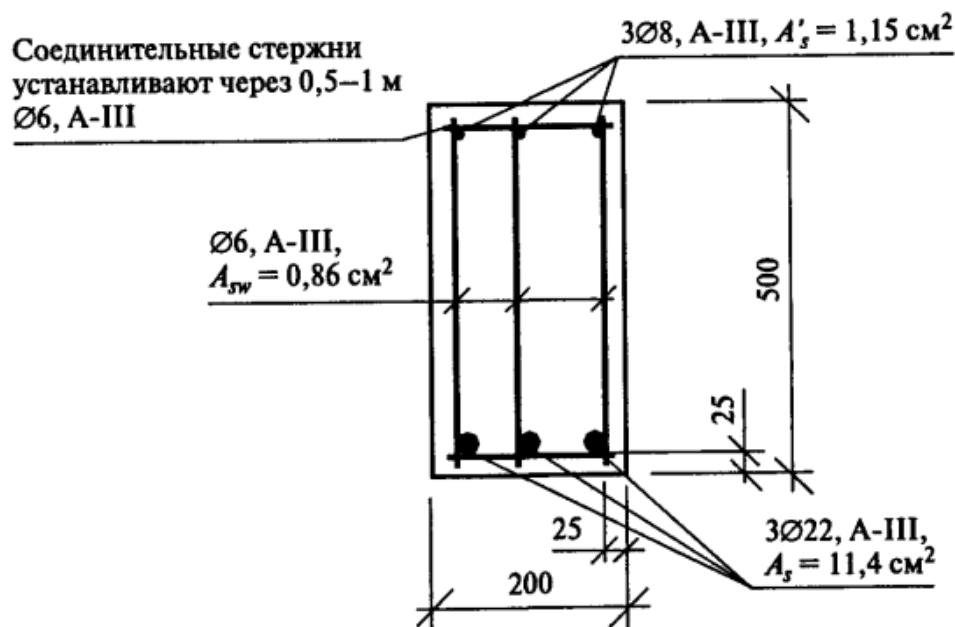


Рис. 7.77. Армирование балки – к примеру 7.4

**Вывод.** Для армирования сечения балки принимаем: рабочую продольную арматуру 3Ø22, А-III; монтажную продольную арматуру 3Ø8, А-III; поперечную арматуру Ø6 А-III.

**Пример 7.5.** Имеется готовая железобетонная балка (рис. 7.78). Необходимо определить несущую способность балки, т.е., какой изгибающий момент она способна выдержать. Материалы: бетон тяжелый класса В25; коэффициент  $\gamma_{b2} = 0,9$ ; продольная рабочая арматура класса А-II.

*Решение.*

1. Определяем рабочую высоту элемента:

$$h_0 = h - a = 35 - 6,25 = 28,75 \text{ см.}$$

2. Находим расчетное сопротивление арматуры и призмическую прочность бетона:

$$R_s = 280 \text{ МПа} = 28,0 \text{ кН/см}^2; \quad R_b = 14,5 \text{ МПа} = 1,45 \text{ кН/см}^2$$

(табл. 2.6, 2.8).

3. По сортаменту арматуры (Приложение 3) находим площадь поперечного сечения продольных стержней: 2Ø25,  $A_s = 9,82 \text{ см}^2$ .

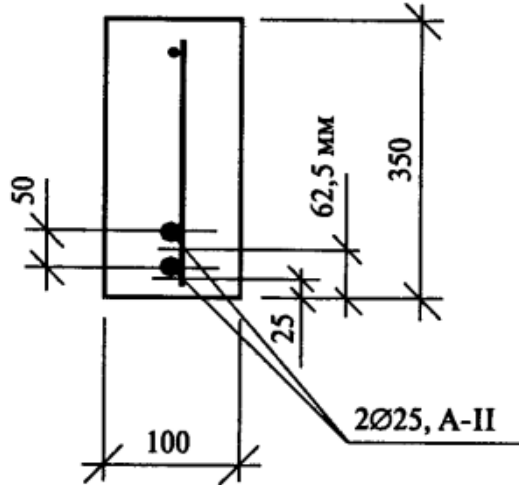


Рис. 7.78. Армирование балки — к примеру 7.5

4. Находим значение коэффициента  $\xi$ :

$$\xi = \frac{R_s A_s}{R_b \gamma_{b2} b h_0} = \frac{28 \cdot 9,82}{1,45 \cdot 0,9 \cdot 10 \cdot 28,75} = 0,73.$$

Значение коэффициента  $\xi = 0,73$ , что больше граничного значения  $\xi_R = 0,68$  (табл. 7.6), следовательно, в элементе излишек арматуры; принимаем значение коэффициента  $\xi = \xi_R = 0,68$ , так как коэффициент не может быть больше граничного значения;

5. По принятому значению коэффициента  $\xi$  определяем значение коэффициента  $A_0$  (табл. 7.5):  $A_0 = 0,449$ .

6. Определяем изгибающий момент, который может выдерживать балка:

$$M_{\text{сечения}} = A_0 R_b \gamma_{b2} b h_0^2 = 0,449 \cdot 1,45 \cdot 0,9 \cdot 10 \cdot 28,75^2 = 4843,2 \text{ кН} \cdot \text{см}.$$

**Вывод.** Балка способна выдержать изгибающий момент  $M = 48,43 \text{ кН} \cdot \text{м}$ .

**Пример 7.6.** Подобрать арматуру балки, выполнить конструирование ее нормального сечения. На балку действует изгибающий момент  $M = 140 \text{ кН} \cdot \text{м}$ . Материалы: бетон тяжелый В15, коэффициент  $\gamma_{b2} = 0,9$ ; арматура класса А-III. Сечение балки дано на рис. 7.79.

*Решение.*

1. Выписываем прочностные характеристики бетона и арматуры:  $R_b = 8,50 \text{ МПа} = 0,85 \text{ кН/см}^2$ ;  $R_s = 365 \text{ МПа} = 36,5 \text{ кН/см}^2$  (табл. 2.6, 2.8).

2. Предполагая, что арматура будет установлена в два ряда и расстояние между осями стержней равно 60 мм, принимаем величину  $a = 8,0 \text{ см}$  (центр тяжести арматуры расположен выше, чем при однорядном расположении арматуры); определяем рабочую высоту балки:  $h_0 = h - a = 80 - 8 = 72 \text{ см}$ .



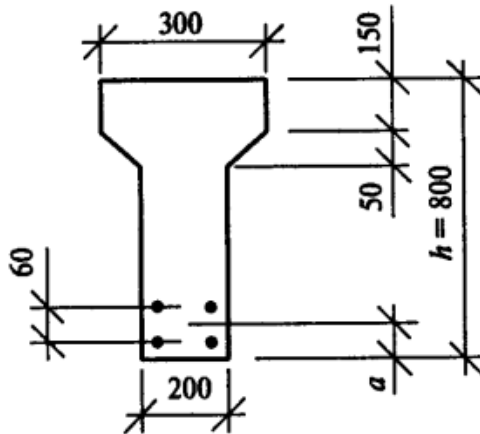


Рис. 7.79. Сечение балки – к примеру 7.6

3. Устанавливаем расчетный случай тавровых элементов:

$$M'_f = R_b \gamma_{b2} b'_f h'_f (h_0 - 0,5 h'_f) = 0,85 \cdot 0,9 \cdot 30 \cdot 15 \cdot (72 - 0,5 \cdot 15) = 22\,204,13 \text{ кН} \cdot \text{см};$$

$M = 14\,000 \text{ кН} \cdot \text{см} < M'_f = 22\,204,13 \text{ кН} \cdot \text{см}$  — имеем первый случай расчета.

4. Определяем коэффициент  $A_0$ :

$$A_0 = \frac{M}{R_b \gamma_{b2} b'_f h_0^2} = \frac{14000}{0,85 \cdot 0,9 \cdot 30 \cdot 72^2} = 0,118 < A_{0R} = 0,440.$$

5. Определяем коэффициент  $\eta$  (табл. 7.5):  $\eta = 0,935$ .

6. Находим требуемую площадь сечения арматуры:

$$A_s = \frac{M}{\eta h_0 R_s} = \frac{14000}{0,935 \cdot 72 \cdot 36,5} = 5,7 \text{ см}^2.$$

Здесь и далее площадь сечения арматуры принимаем по Приложению 3.

Принимаем  $4\varnothing 14$ ,  $A_s = 6,16 \text{ см}^2$ ; диаметр поперечных стержней с учетом условий свариваемости  $d_{sw} = 0,25 d_s = 0,25 \cdot 14 = 3,5 \text{ мм}$ , принимаем  $\varnothing 4$ , Вр-I; монтажные стержни  $A'_s = 0,1 A_s = 0,1 \cdot 6,16 = 0,616 \text{ см}^2$ ; принимаем  $2\varnothing 8$ , А-III,  $A'_s = 1,01 \text{ см}^2$ ; назначаем защитный слой бетона 20 мм, расстояние между центрами рабочих стержней в каркасе принимаем 60 мм, что обеспечивает свободный проход крупного заполнителя бетона между стержнями арматуры и не приводит к расслоению бетонной смеси. При проектировании балки выяснилось, что фактическое значение величины  $a$  меньше принятого при расчете. Расстояние от крайнего растянутого волокна бетона до центра тяжести арматуры  $a = 20 + 14/2 + 60/2 = 57 \text{ мм}$ , в расчете принято 80 мм; подобное несовпадение допустимо, так как идет в запас прочности.

При высоте балки более 700 мм на ее боковых гранях необходимо ставить конструктивную продольную арматуру (см. п. 5.21 СНиП 2.03.01-84\*).

Площадь сечения конструктивных продольных стержней у боковых граней принимается не менее 0,1% площади сечения бетона, имеющего размер, равный по высоте расстоянию между продольными стержнями (рабочими и конструктивными), а по ширине — половине ширины ребра элемента; находим площадь бетона, принимая высоту, равную расстоянию между продольными стержнями, — 35 см, ширину 10 см (половина ширины ребра),  $A = 35 \cdot 10 = 350 \text{ см}^2$ ; при этом площадь конструктивных стержней должна быть равна  $0,001 \cdot 350 = 0,35 \text{ см}^2$ , принимаем  $2\text{Ø}6$ , А-III, площадью  $0,57 \text{ см}^2$ .

Сетка для армирования полки принимается из арматуры класса Вр-I. До постановки в форму арматурные сетки изгибаются, а после постановки привязываются тонкой вязальной проволокой к каркасам. Принятое армирование представлено на рис. 7.80.

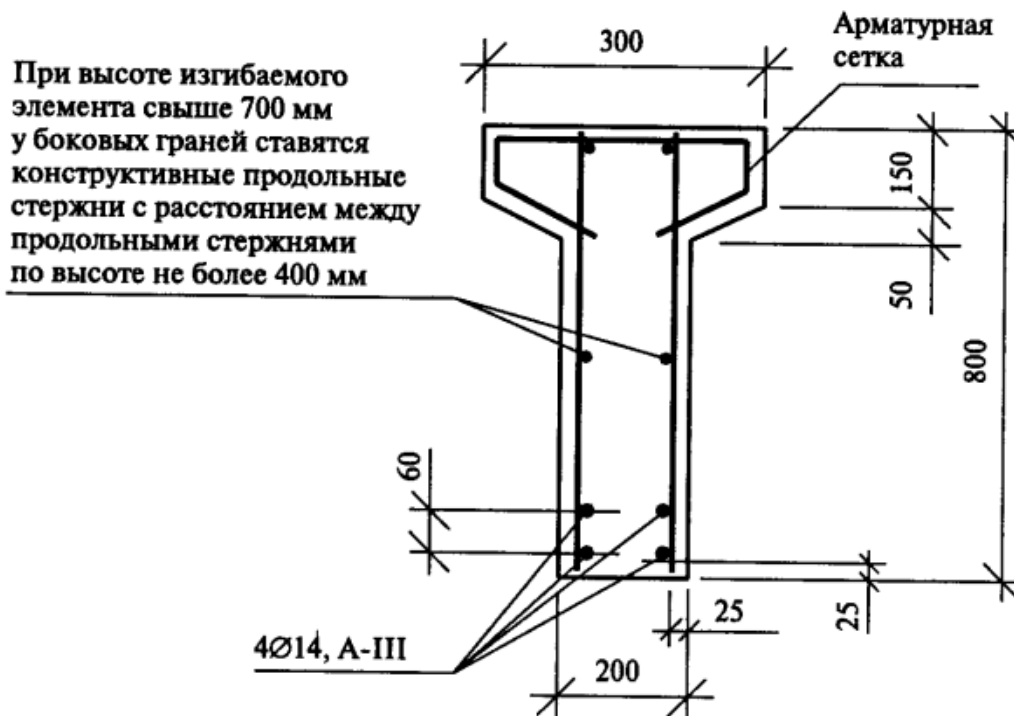


Рис. 7.80. Армирование балки — к примеру 7.6

**Пример 7.7.** Необходимо найти несущую способность балки таврового сечения. Бетон тяжелый В25;  $\gamma_{b2} = 0,9$ . Армирование балки изображено на рис. 7.81.

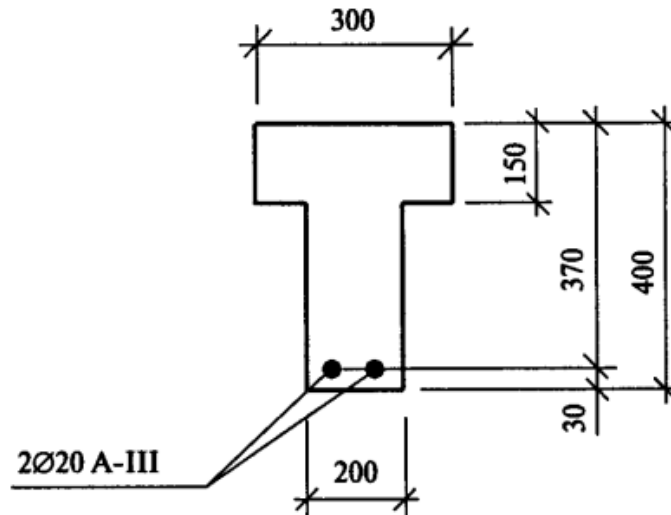


Рис. 7.81. Сечение элемента — к примеру 7.7

*Решение.*

1. По сортаменту арматуры (Приложение 3) определяем площадь сечения рабочей арматуры ( $2\text{Ø}20$ ):  $A_s = 6,28 \text{ см}^2$ .

2. Находим расчетные сопротивления бетона и арматуры:  $R_b = 14,5 \text{ МПа} = 1,45 \text{ кН/см}^2$ ;  $R_s = 365 \text{ МПа} = 36,5 \text{ кН/см}^2$  (табл. 2.6, 2.8).

3. Предполагая, что имеем первый расчетный случай, определяем  $\xi$  из уравнения:

$$\xi = \frac{R_s A_s}{R_b b_f h_0} = \frac{36,5 \cdot 6,28}{1,45 \cdot 30 \cdot 37} = 0,142.$$

4. По коэффициенту  $\xi$  можем определить высоту сжатой зоны бетона и, сравнив с высотой полки, определить случай расчета. Так как  $x = \xi h_0 = 0,142 \cdot 37 = 5,25 < h_f' = 15 \text{ см}$ , действительно имеем первый случай расчета (нейтральная ось проходит в полке).

5. По значению коэффициента  $\xi$  определяем коэффициент  $A_0$  и сравниваем его значение с граничным  $A_{0R}$  (табл. 7.5, 7.6):  $A_0 = 0,13 < A_{0R} = 0,422$ .

6. Определяем несущую способность элемента:

$$M = R_b \gamma_{b2} b_f h_0^2 A_0 = 1,45 \cdot 0,9 \cdot 30 \cdot 37^2 \cdot 0,13 = 6967,5 \text{ кН} \cdot \text{см}.$$

**Вывод.** Балка способна выдержать изгибающий момент  $M = 69,67 \text{ кН} \cdot \text{м}$ .

**Пример 7.8.** На элемент действует изгибающий момент  $M = 110 \text{ кН} \cdot \text{м} = 11\,000 \text{ кН} \cdot \text{см}$ . Определить требуемую арматуру и выполнить конструирование сечения элемента. Размеры сечения элемента даны на рис. 7.82.

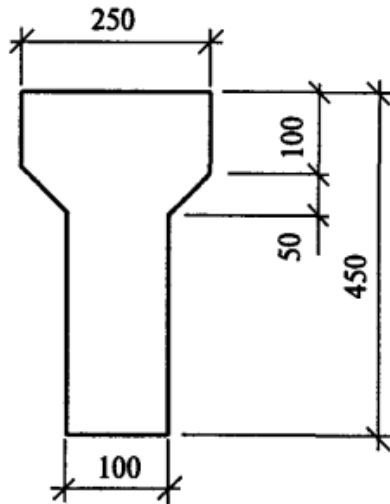


Рис. 7.82. Сечение элемента – к примеру 7.8

*Решение.*

1. Задаемся бетоном, принимаем бетон тяжелый класса В20;  $\gamma_{b2} = 0,9$ . По табл. 2.6 находим призменную прочность бетона  $R_b = 11,5 \text{ МПа} = 1,15 \text{ кН/см}^2$ .

2. Принимаем класс арматуры А-III. Находим расчетное сопротивление арматуры растяжению:

$$R_s = 365 \text{ МПа} = 36,5 \text{ кН/см}^2 \text{ (табл. 2.8).}$$

3. Задаемся расстоянием от крайнего растянутого волокна бетона до центра тяжести арматуры  $a = 4 \text{ см}$ . Находим рабочую высоту  $h_0 = h - a = 45 - 4 = 41 \text{ см}$ .

4. Определяем расчетный случай тавровых элементов:

$$M'_f = R_b \gamma_{b2} b'_f h'_f (h_0 - 0,5 h'_f) = 1,15 \cdot 0,9 \cdot 25 \cdot 10 \cdot (41 - 0,5 \cdot 10) = 9573,7 \text{ кН} \cdot \text{см};$$

$M = 11\,000 \text{ кН} \cdot \text{см} > M'_f = 9573,7 \text{ кН} \cdot \text{см}$ ; имеем 2-й случай расчета, нейтральная ось проходит в ребре.

5. Определяем значение коэффициента  $A_0$  по формулам второго расчетного случая:

$$A_0 = \frac{M - R_b \gamma_{b2} (b'_f - b) h'_f (h_0 - 0,5 h'_f)}{R_b \gamma_{b2} b h_0^2} =$$

$$= \frac{11\,000 - 1,15 \cdot 0,9 \cdot (25 - 10) \cdot 10 \cdot (41 - 0,5 \cdot 10)}{1,15 \cdot 0,9 \cdot 10 \cdot 41^2} = 0,311;$$

$$A_0 < A_{0R} = 0,43 \text{ (табл. 7.6).}$$

6. По табл. 7.5 определяем коэффициент  $\xi = 0,38$  (коэффициент определен по ближайшему значению).

7. Находим требуемую площадь арматуры:

$$A_s = \frac{R_b \gamma_{b2} b \xi_5 h_0 + R_b \gamma_{b2} (b'_f - b) h'_f}{R_s} =$$

$$= \frac{1,15 \cdot 0,9 \cdot 10 \cdot 0,38 \cdot 41 + (25 - 10) \cdot 10}{36,5} = 8,53 \text{ см}^2.$$

8. Задаемся количеством стержней и определяем их диаметр. Так как ширина ребра 100 мм, в ребре можно расположить один каркас с одним или с двумя продольными рабочими стержнями. (Располагать два каркаса нельзя, так как между продольной арматурой не будет проходить крупный заполнитель бетона и произойдет расслоение бетонной смеси.) Если принять один стержень, это соответствует  $\varnothing 36$  мм с площадью сечения  $A_s = 10,18 \text{ см}^2$ . Если принять два стержня, это соответствует  $\varnothing 25$ ,  $A_s = 9,82 \text{ см}^2$ . Принимаем  $2\varnothing 25$ ,  $A_s = 9,82 \text{ см}^2$ .

9. По условию свариваемости назначаем диаметр поперечного стержня  $d_{sw} = 0,25d_s = 0,25 \cdot 25 = 6,25$  мм, принимаем поперечные стержни  $\varnothing 8$  мм, А-III.

10. Определяем требуемую площадь монтажного стержня:  $A'_s = 0,1A_s = 0,1 \cdot 9,82 = 0,982 \text{ см}^2$ ; принимаем  $1\varnothing 12$ , А-III,  $A_s = 1,131 \text{ см}^2$ .

11. Конструируем сечение элемента (рис. 7.83).

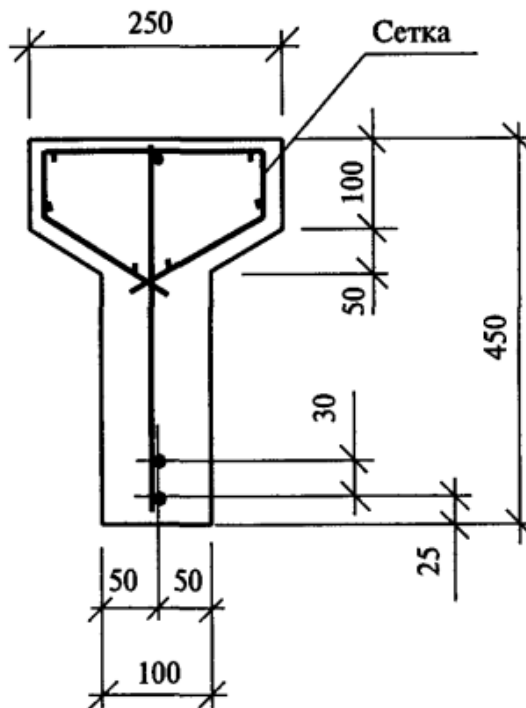


Рис. 7.83. Армирование балки — к примеру 7.8

**Пример 7.9.** Используя данные примера 3.7, рассчитать железобетонную балку перекрытия, расположенную в осях 1–2 (см. рис. 3.3, 3.4, с. 61, 62). Балка опирается на пилестру и кирпичную колонну. Схема опирания балки приведена на рис. 7.84. Сечение балки прямоугольное  $200 \times 400$  мм.

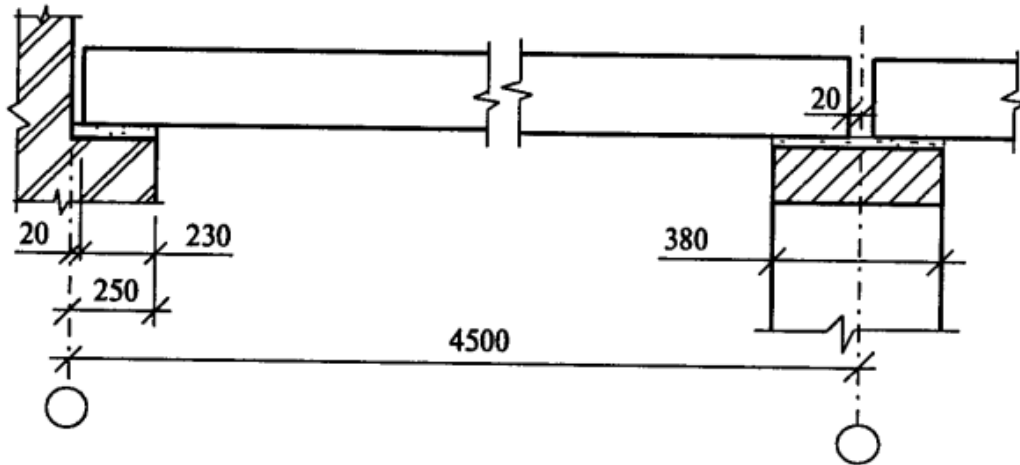


Рис. 7.84. Схема опирания балки — к примеру 7.9

*Решение.*

1. Собираем нагрузку на 1 погонный метр балки:

- по данным примера 3.7 нагрузка на  $1\text{ м}^2$  перекрытия  $q_{\text{перекрытия}} = 10,58$  кПа;

- нагрузка на 1 м от собственного веса балки (удельный вес железобетона  $\gamma = 25$  кН/м<sup>3</sup>)  $g_{\text{балки}} = b h \gamma_f = 0,2 \cdot 0,4 \cdot 25 \cdot 1,1 = 2,2$  кН/м;

- нагрузка на 1 м балки с учетом ее собственного веса при длине грузовой площади  $l_{\text{гр}} = 6,0$  м:

$$q = q_{\text{перекрытия}} l_{\text{гр}} + g_{\text{балки}} = 10,58 \cdot 6 + 2,2 = 65,68 \text{ кН/м};$$

- с учетом коэффициента надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$   $q = 65,68 \cdot 0,95 = 62,34$  кН/м.

2. Определяем расчетную длину балки:

$$l_0 = l - 40 - l_{\text{оп}}/2 - l_{\text{оп}}/2 = 4500 - 40 - 230/2 - 170/2 = 4260 \text{ мм} = 4,26 \text{ м}.$$

3. Проводим статический расчет (строим расчетную схему, определяем эпюры  $Q$ ,  $M$  и находим максимальные значения поперечных сил и моментов (рис. 7.85):

$$Q = q l_0 / 2 = 62,34 \cdot 4,26 / 2 = 132,78 \text{ кН};$$

$$M = q l_0^2 / 8 = 62,34 \cdot 4,26^2 / 8 = 141,42 \text{ кН} \cdot \text{м}.$$

4. Задаемся материалами: принимаем бетон тяжелый, при твердении подвергнутый тепловой обработке при атмосферном давлении, класс прочности на сжатие В35,  $\gamma_{b2} = 0,9$ ; арматура стержневая горячекатаная класса А-III. Выписываем прочностные и деформационные характеристики материалов (табл. 2.6, 2.7, 2.8, 2.9):

$R_b = 19,5 \text{ МПа}$ ;  $R_{bt} = 1,30 \text{ МПа}$ ;  $E_b = 34,5 \cdot 10^3 \text{ МПа}$ ;  
 $R_s = 365 \text{ МПа}$ ;  $R_{sw} = 285 \text{ МПа}$  (255 МПа — см. примечание к табл. 2.8);  $E_s = 20 \cdot 10^4 \text{ МПа}$ .

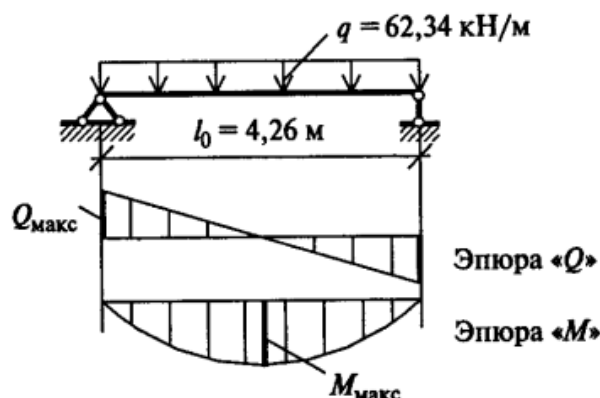


Рис. 7.85. Расчетная схема и эпюры — к примеру 7.9

5. Задаемся расстоянием от центра тяжести арматуры до крайнего растянутого волокна бетона  $a$  и определяем рабочую высоту балки  $h_0$ : принимаем  $a = 5,0 \text{ см}$ ;  $h_0 = h - a = 40 - 5 = 35 \text{ см}$ .

6. Находим значение коэффициента  $A_0$ :

$$A_0 = \frac{M}{R_b \gamma_{b2} b h_0^2} = \frac{14\,142}{1,95 \cdot 0,9 \cdot 20 \cdot 35^2} = 0,329.$$

7. Проверяем, чтобы значение коэффициента  $A_0$  было не больше граничного значения  $A_{0R}$  (табл. 7.6);  $A_0 = 0,329 < A_{0R} = 0,425$ .

8. По табл. 7.5 определяем значение коэффициента  $\eta$  (определяем по ближайшему значению коэффициента  $A_0$ ):  $\eta = 0,79$ .

9. Находим требуемую площадь арматуры:

$$A_s = \frac{M}{\eta h_0 R_s} = \frac{14\,142}{0,79 \cdot 35 \cdot 36,5} = 14,01 \text{ см}^2.$$

Принимаем  $2\text{Ø}32$ , А-III,  $A_s = 16,08 \text{ см}^2$  (Приложение 3).

10. Проверяем процент армирования балки:

$$\mu = \frac{A_s}{b h_0} \cdot 100 = \frac{16,08}{20 \cdot 36,5} \cdot 100 = 2,3\%.$$

Процент армирования больше минимального, равного 0,05%.

11. Определяем монтажную арматуру:

$$A'_s \approx 0,1 A_s = 0,1 \cdot 16,08 = 1,608 \text{ см}^2, \text{ принимаем } 2\text{Ø}12, \text{ А-III};$$

$$A'_s = 2,26 \text{ см}^2.$$

12. Определяем диаметр поперечных стержней:

$$d_{sw} \geq 0,25 d_s = 0,25 \cdot 32 = 8 \text{ мм}.$$

Принимаем поперечные стержни  $\text{Ø}8$ , А-III,  $A_{sw} = 1,01 \text{ см}^2$  (армирование сечения балки — см. рис. 7.86).

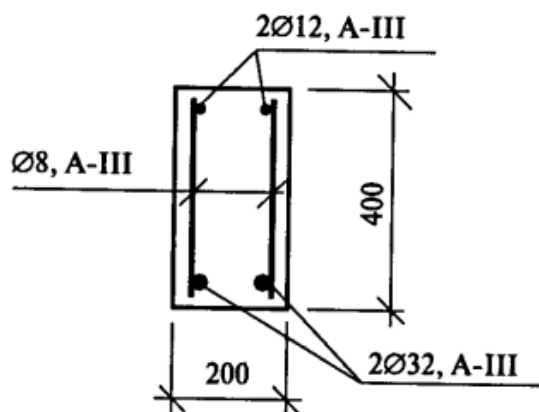


Рис. 7.86. Армирование сечения балки – к примеру 7.9

13. Конструируем каркас балки:

- определяем длину приопорных участков  $l/4 = 1/4 \cdot 4500 = 1125$  мм;
- определяем требуемый шаг поперечных стержней на приопорных участках  $s = h/2 = 400/2 = 200$  мм, что больше 150 мм; принимаем шаг стержней  $s = 150$  мм;
- определяем шаг поперечных стержней в середине балки  $s = 3/4 h = 3/4 \cdot 400 = 300$  мм, что меньше 500 мм; принимаем шаг 300 мм; при конструировании каркаса размеры приопорных участков незначительно изменяем, чтобы они были кратны принятым шагам поперечных стержней (рис. 7.87).

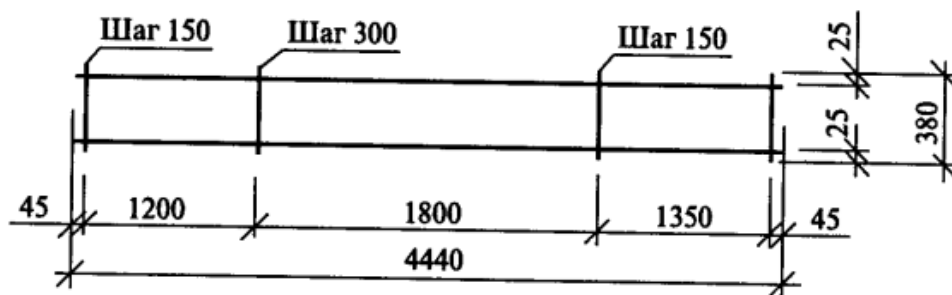


Рис. 7.87. Конструкция каркаса балки – к примеру 7.9

14. Проверяем выполнение условия:

$Q \leq Q_{b,min} = \varphi_{b3}(1 + \varphi_f + \varphi_n) R_{bt} \gamma_{b2} b h_0 = 0,6 \cdot 1,0,13 \cdot 0,9 \cdot 20 \cdot 35 = 49,14$  кН, где  $\varphi_{b3} = 0,6$  (для тяжелого бетона);  $\varphi_f = 0$  (так как элемент прямоугольного сечения);  $\varphi_n = 0$  (так как элемент без предварительного напряжения арматуры); условие не выполняется:  $Q = 132,78$  кН  $>$   $Q_{b,min} = 49,14$  кН, следовательно, необходимо продолжать расчет.

15. Определяем погонное поперечное усилие, воспринимаемое поперечными стержнями:



$$q_{sw} = \frac{R_{sw} A_{sw}}{s} = \frac{25,5 \cdot 1,01}{15} = 1,717 \text{ кН/см.}$$

16. Находим длину проекции опасной наклонной трещины на горизонтальную ось:

$$c_0 = \sqrt{\frac{\varphi_{b2}(1+\varphi_n+\varphi_f)R_b\gamma_{b2}bh_0^2}{q_{sw}}} = \sqrt{\frac{2,0 \cdot 1 \cdot 0,13 \cdot 0,9 \cdot 20 \cdot 35^2}{1,717}} = 57,78 \text{ см;}$$

$c_0 \leq 2h_0 = 2 \cdot 35 = 70$  см; принимаем в дальнейший расчет значение наиболее короткой проекции наклонной трещины  $c = c_0 = 57,78$  см.

17. Определяем поперечное усилие, воспринимаемое бетоном:

$$Q_b = \frac{\varphi_{b2}(1+\varphi_f+\varphi_n)R_b\gamma_{b2}bh_0^2}{c} = \frac{2,0 \cdot 1 \cdot 0,13 \cdot 0,9 \cdot 20 \cdot 35^2}{57,78} = 99,2 \text{ кН.}$$

Проверяем, больше или меньше поперечная сила поперечного усилия, которое воспринимается бетоном:  $Q = 132,78 \text{ кН} > Q_b = 99,2 \text{ кН}$ ; так как бетон не способен воспринять полностью поперечную силу, следует продолжить расчет и определить поперечное усилие, которое способна воспринять поперечная арматура, —  $Q_{sw}$ .

$$18. Q_{sw} = q_{sw}c_0 = 1,717 \cdot 57,78 = 99,2 \text{ кН.}$$

19. Сравниваем поперечную силу с поперечными усилиями, которые способны воспринимать бетон совместно с поперечной арматурой каркасов:

$$Q = 132,78 \text{ кН} \leq Q_b + Q_{sw} = 99,2 + 99,2 = 198,4 \text{ кН;}$$

условие выполняется, прочность по наклонной трещине обеспечена.

20. Проверяем выполнение условия:

$$Q \leq 0,3\varphi_{w1}\varphi_{b1}R_b\gamma_{b2}bh_0 = 0,3 \cdot 1,098 \cdot 0,825 \cdot 1,95 \cdot 0,9 \cdot 20 \cdot 35 = 370,9 \text{ кН.}$$

где  $\varphi_{w1} = 1 + 5\alpha\mu_w = 1 + 5 \cdot 5,8 \cdot 0,00337 = 1,098 < 1,3$ ;

$$\alpha = \frac{E_s}{E_b} = \frac{20 \cdot 10^4}{34,5 \cdot 10^3} = 5,8;$$

$$\mu_w = \frac{A_{sw}}{bs} = \frac{1,01}{20 \cdot 15} = 0,00337,$$

$$\varphi_{b1} = 1 - \beta R_b\gamma_{b2} = 1 - 0,01 \cdot 19,5 \cdot 0,9 = 0,825,$$

где  $\beta$  — коэффициент, принимаемый для тяжелого, мелкозернистого и ячеистого бетона равным 0,01, а  $R_b$  подставляется в МПа; условие выполняется,  $Q = 132,78 \text{ кН} < 370,9 \text{ кН}$ , прочность по наклонной полосе между наклонными трещинами обеспечена.

**Вывод.** Выполняем железобетонную балку перекрытия сечением  $200 \times 400$  мм, армируем согласно расчету: рабочая продольная арматура  $2\varnothing 32$ , А-III; монтажная арматура  $2\varnothing 12$ , А-III; поперечные стержни  $\varnothing 8$ , А-III поставлены с шагом 150 мм на приопорных участках и с шагом 300 мм в середине балки.

### 3. Практико-ориентированные задания

Практико-ориентированное задание № 1: задача - «Расчет колонн, расчет фундаментов»

1.

Подобрать сечение основной стальной колонны, выполненной из прокатного двутавра: нагрузка, действующая на колонну  $N = 300$  кН; коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ ; сталь С 235; коэффициент условия работы  $\gamma_c = 1$ ; расчетная длина колонны  $l_{cr} = 6$  м.

2.

Определить несущую способность стальной второстепенной колонны, выполненной из прокатного двутавра 20К2. Нагрузка, действующая на колонну, 20 кН, приложена по центру тяжести сечения; сталь С245; коэффициент условия работы  $\gamma_c = 1$ ; расчетная длина  $l_{cr} = 5,0$  м.

3.

Проверить прочность центрально-сжатого кирпичного столба. Нагрузка, действующая на столб,  $N = 340$  кН;  $N_f = 250$  кН. Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ . Сечение столба  $510 \times 640$  мм; кирпич силикатный М75; раствор цементно-известковый М50. Расчетная схема — шарнирное закрепление столба на опорах; высота столба  $H = 4,2$  м.

4.

Подобрать сечение центрально-сжатого кирпичного столба. Расчетная длина  $l_0 = 2,8$  м. Нагрузка  $N = 120$  кН,  $N_f = 100$  кН. Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ . Кирпич глиняный пластического прессования М75; раствор цементно-известковый М75.

5.

Проверить прочность центрально-сжатой кирпичной колонны, выполненной с сетчатым армированием. На колонну действует нагрузка  $N = 380$  кН. Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ . Сечение колонны  $640 \times 640$  мм. Кирпич глиняный пластического прессования М125; раствор цементно-известковый М50. Колонна армирована сетками, выполненными из арматуры класса Вр-1,  $\varnothing 4$  мм. Шаг стержней арматуры в сетках (размер ячейки)  $c = 60$  мм; шаг сеток  $S = 154$  мм.

6.

Проверить несущую способность деревянной стойки, выполненной из бревна. Материал: ель, сорт 3; условия эксплуатации А3 (коэффициент  $m_n = 0,9$ ). Нагрузка, действующая на стойку, приложена по центру тяжести сечения,  $N = 150$  кН. Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ . Закрепление стержня шарнирное по обоим концам, длина  $l = 3,0$  м. Диаметр бревна  $D = 180$  мм. Предельная гибкость стойки  $\lambda_{max} = 120$ .

7.

Подобрать класс арматуры и диаметры поперечных стержней для железобетонной колонны, определить их шаг, если продольные стержни каркаса колонны приняты диаметром 25 мм, А-III.

8.

Рассчитать железобетонную колонну. Нагрузка, действующая на колонну,  $N = 640$  кН;  $N_f = 325$  кН. Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ . Нагрузка приложена со случайным эксцентриситетом. Сечение колонны  $350 \times 350$  мм, армирование симметричное. Высота колонны  $H = 4,9$  м, закрепление концов колонны шарнирное. Арматура — продольная класса А-II; поперечная Вр-I. Бетон тяжелый класса В20;  $\gamma_{b2} = 0,9$ .

9.

Определить арматуру железобетонной колонны со случайным эксцентриситетом и законструировать ее сечение. Нагрузка:  $N = 1800$  кН;  $N_f = 1200$  кН. Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 0,95$ . Расчетная длина колонны  $l_0 = H_{колонны} = 7,0$  м. Сечение колонны  $400 \times 400$  мм. Бетон тяжелый класса В30;  $\gamma_{b2} = 0,9$ . Продольная и поперечная арматура класса А-III.

10.

Подобрать арматуру железобетонной колонны со случайным эксцентриситетом. Расчетная длина колонны  $l_0 = 6,0$  м. Сечение колонны  $400 \times 500$  мм. Армирование симметричное,  $A_s = A'_s$ . Нагрузка:  $N = 700$  кН, длительная часть нагрузки  $N_f = 525$  кН. Коэффициент надежности по ответственности  $\gamma_n = 1,0$ . Бетон тяжелый класса В25, коэффициент условия работы бетона  $\gamma_{b2} = 0,9$ . Арматура продольная класса А-II, поперечную арматуру принять, исходя из требуемого диаметра, класса А-I или Вр-I.

11.

**Задача 12.1.** Определить размеры подушки ленточного фундамента под наружную стену по следующим данным: район строительства — г. Москва; состав грунтов: сверху насыпной уплотненный грунт,  $h = 0,4$  м; ниже — глина:  $e = 0,85$ ,  $I_L = 0,6$ ,  $\rho = 1870$  кг/м<sup>3</sup>; грунтовые воды отсутствуют; пол первого этажа выполнен по грунту; здание без подвала; температура внутри помещения  $+20^\circ\text{C}$ ; отношение размеров здания  $L/H = 4,5$ ; сервисная нагрузка на фундамент  $N_{сер} = 280$  кН/м; отметки верха фундамента и планировочная отметка соответственно:  $-0,350$ ;  $-0,450$ .

12.

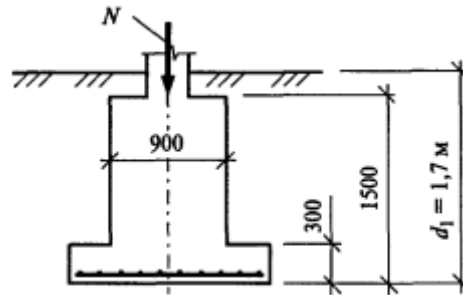
**Задача 12.2.** Проверить достаточность размеров подошвы фундамента под колонну гражданского здания. Нагрузка на колонну  $N = 300$  кН;  $\gamma_n = 0,95$ ; грунт основания — суглинок:  $e = 0,7$ ,  $I_L = 0,4$ ,  $\gamma_{II} = \gamma'_{II} = 19$  кН/м<sup>3</sup>; глубина заложения фундамента  $d_1 = 1,8$  м; здание без подвала; размеры подошвы фундамента  $ab = 1,8 \cdot 1,8$  м.

13.

**Задача 12.3.** Определить глубину заложения фундамента бесподвального здания по следующим данным: район строительства — г. Уфа; геологические условия сверху вниз: растительный слой:  $h_1 = 0,25$  м; песок пылеватый:  $h_2 = 0,8$  м,  $e = 0,85$ ,  $\rho = 1600$  кг/м<sup>3</sup>; суглинок:  $h_3 = 4,0$  м,  $e = 0,85$ ,  $I_L = 0,6$ ; пол здания выполнен по грунту; здание неотапливаемое; фундамент ленточный из фундаментных блоков и фундаментной подушки (высота блоков:  $h = 600$ ,  $300$  мм; высота фундаментной подушки  $300$  мм), отметка верха фундамента совпадает с отметкой планировки грунта.

14.

**Задача 12.4.** Рассчитать фундамент под колонну жилого дома (определить требуемые размеры подошвы фундамента и выполнить расчет по материалу). Нагрузка на фундамент  $N = 500$  кН;  $\gamma_n = 0,95$ ;  $N_{сер} = 395,8$  кН; глубина заложения фундамента  $d_1 = 1,7$  м; расчетное сопротивление грунта  $R = 220$  кПа. Сечение колонны  $350 \times 350$  мм; сечение подколонника  $900 \times 900$  мм (рис. 12.29). Бетон фундамента — В15;  $\gamma_{b2} = 1,0$ ; фундамент монолитный. Арматурная сетка из арматуры класса А-II.

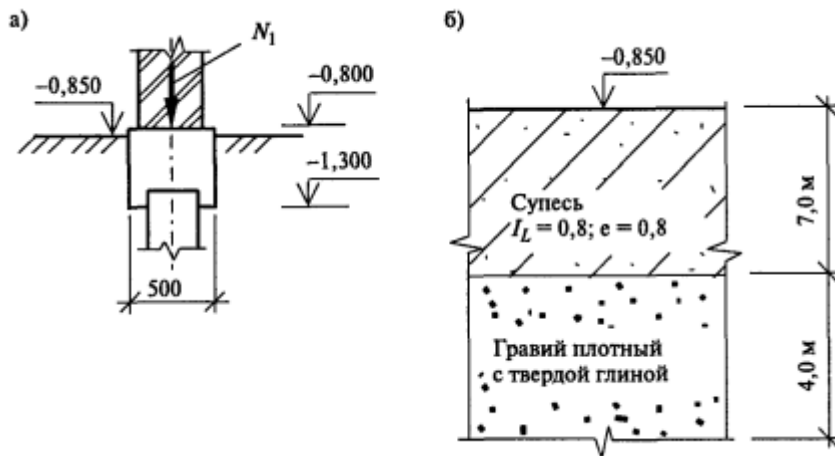


15.

**Задача 12.5.** Рассчитать сборный ленточный фундамент под внутреннюю стену жилого дома (определить ширину фундаментной подушки и ее арматуру). Нагрузка на 1 погонный метр фундамента  $N = 380$  кН/м;  $\gamma_n = 0,95$ ;  $N_{сер} = 287$  кН/м; глубина заложения фундамента  $d_1 = 1,2$  м; расчетное сопротивление грунта  $R = 170$  МПа; бетон В25,  $\gamma_{b2} = 1,0$ ; арматура класса А-III.

16.

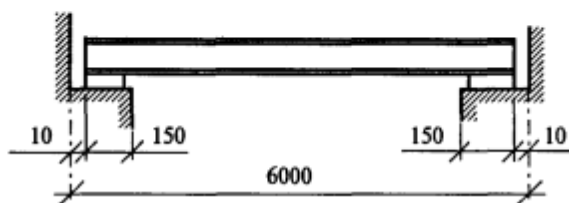
**Задача 12.6.** Определить шаг свай под ленточный ростверк жилого дома; нагрузка на ростверк  $N_1 = 280 \text{ кН/м}$ ;  $\gamma_n = 0,95$ ; размеры ростверка и грунтовые условия принять по рис. 12.30.



Практико-ориентированное задание № 2: задача - «Расчет изгибаемых элементов»:

1.

**Задача 7.1.** Определить несущую способность стальной балки перекрытия (какой изгибающий момент она способна воспринять из условий прочности), выполненной из прокатного двутавра 23Б. Сталь С345; коэффициент условия работы  $\gamma_c = 1,1$ . Балка опирается на стены — рис. 7.100.

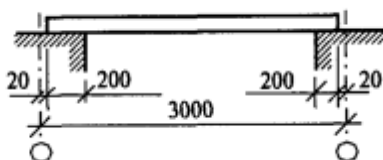


2.

**Задача 7.2.** Подобрать сечение двутавра. Сталь С245;  $\gamma_c = 1,1$ . Нагрузка на погонный метр двутавра, включая его собственный вес,  $q^d = 10,0$  кН/м;  $q = 11,0$  кН/м;  $\gamma_n = 0,95$ . Проверить прогиб по конструктивным требованиям ( $f_v = 1 / 150$ ). Для расчета воспользоваться рис. 7.100.

3.

**Задача 7.3.** Подобрать сечение деревянной балки, выполненной из бревна. Материал — береза, сорт 2. Температурно-влажностные условия эксплуатации В2 (эксплуатация на открытом воздухе в нормальной зоне),  $m_s = 0,85$ . Нагрузка на один погонный метр балки с учетом ее собственного веса  $q^d = 6,0$  кН/м;  $q = 7,5$  кН/м;  $\gamma_n = 0,95$ . Схема опирания балки — рис. 7.101.



4.

**Задача 7.4.** Определить несущую способность (изгибающий момент  $M$ ) и проверить прогибы по конструктивным требованиям для однопролетной шарнирно опертой балки из бруса. Балка равномерно загружена погонной нагрузкой  $q$ . Сечение бруса  $150 \times 175$  мм. Материал — сосна, сорт 3. Балка подвергнута глубокой пропитке антипиренами под давлением, коэффициент условия работы, учитывающий пропитку антипиренами, —  $m_a = 0,9$ . Расчетная длина балки  $l_0 = 2,5$  м. *Примечание.* Установив изгибающий момент  $M$ , который способна выдержать балка, определяем расчетную нагрузку из уравнения  $M = ql_0^2/8$ ; затем, приняв значение коэффициента надежности по нагрузкам  $\gamma_f = 1,2$ , определяем нормативную нагрузку и проверяем прогибы.

5.

**Задача 7.5.** Определить площадь арматуры и законструировать сечение железобетонной балки. На балку действует изгибающий момент  $M = 35 \text{ кН} \cdot \text{м}$ . Размеры балки: высота 250 мм, ширина 450 мм. Бетон тяжелый класса В30; коэффициент  $\gamma_{b2} = 0,9$ . Продольная арматура класса А-III, поперечная и монтажная арматура класса Вр-I или А-I.

6.

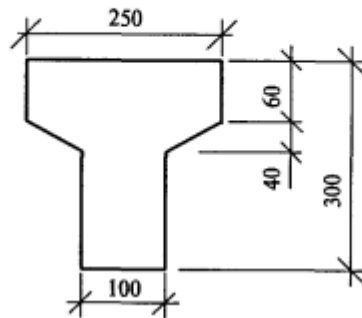
**Задача 7.6.** Проверить прочность железобетонной балки. На балку действует изгибающий момент  $M = 18 \text{ кН} \cdot \text{м}$ . Сечение балки  $b = 200 \text{ мм}$ ,  $h = 300 \text{ мм}$ . Бетон тяжелый В25;  $\gamma_{b2} = 0,9$ . Продольная рабочая арматура класса А-III, 2 стержня  $\varnothing 28 \text{ мм}$ . Защитный слой бетона  $a_b = 30 \text{ мм}$ .

7.

**Задача 7.7.** Определить несущую способность железобетонной балки (изгибающий момент, который способна выдерживать балка). Сечение балки  $b = 150 \text{ мм}$ ,  $h = 250 \text{ мм}$ . Бетон тяжелый В20;  $\gamma_{b2} = 0,9$ . Арматура класса А-III, два стержня диаметром 16 мм,  $a_b = 3,0 \text{ см}$ .

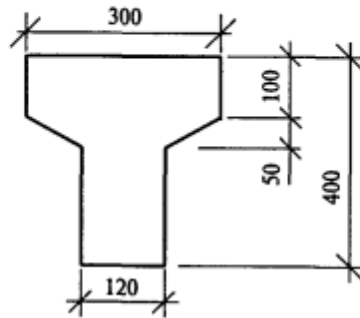
8.

**Задача 7.8.** Определить случай расчета прочности нормально-го сечения железобетонной тавровой балки. На балку действует изгибающий момент  $M = 64,0 \text{ кН} \cdot \text{м}$ . Бетон тяжелый В20,  $\gamma_{b2} = 0,9$ ; арматура класса А-IIIС. Сечение балки дано на рис. 7.102.



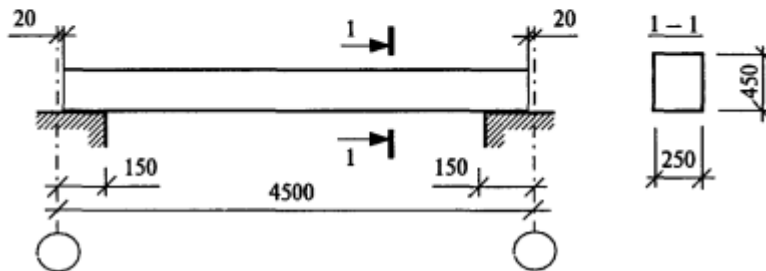
9.

**Задача 7.9.** Выполнить расчет прочности нормального сечения железобетонной тавровой балки. На балку действует изгибающий момент  $M = 48 \text{ кН} \cdot \text{м}$ . Размеры сечения — рис. 7.103. Материалы балки: бетон тяжелый класса В25;  $\gamma_{b2} = 0,9$ ; рабочая продольная арматура класса А-II.



10.

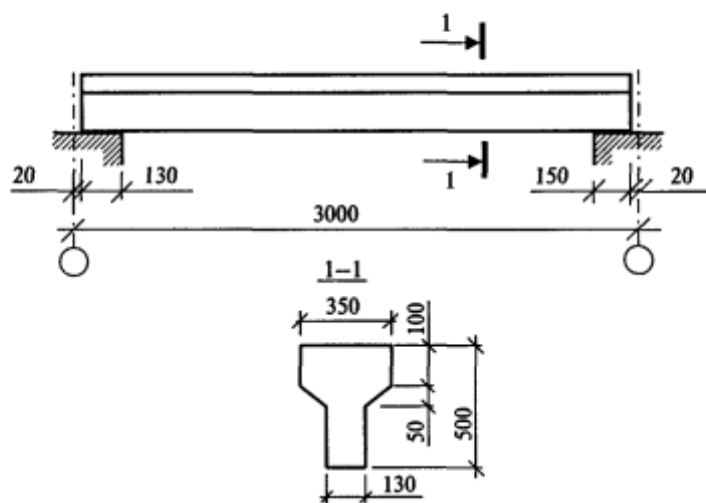
**Задача 7.10.** Рассчитать прочность железобетонной балки (нормального и наклонного сечений), законструировать арматуру балки. Нагрузка на один погонный метр  $q = 40 \text{ кН/м}$  (с учетом веса балки);  $\gamma_n = 0,95$ . Материалы: бетон тяжелый, подвергнутый тепловой обработке при атмосферном давлении, класса В20; коэффициент условия работы бетона  $\gamma_{b2} = 0,9$ ; продольная рабочая арматура класса А-II; монтажная — класса А-I; поперечные стержни принять класса Вр-I или А-I. Размеры балки — рис. 7.104.



11.



**Задача 7.11.** Выполнить расчет прочности нормального и наклонного сечений железобетонной тавровой балки. На балку действует равномерно распределенная нагрузка  $q = 32 \text{ кН/м}$  (с учетом веса балки). Материалом балки (бетоном и арматурой) задаться самостоятельно. Размеры балки — рис. 7.105.



12.

**Задача 7.12.**

1. а) Задаться классом арматуры для армирования предварительно напряженной железобетонной балки; классы арматуры принять из перечисленных (А-IV, А-V, А-VI, Вр-II); определить для принятого класса арматуры величины  $R_{s,сер}$ ,  $R_s$ ;



Рис. 7.106. К задаче 7.12

б) подобрать класс прочности бетона, используя табл. 7.7;  
 в) определить величину предварительного напряжения  $\sigma_{sp}$  при длине элемента 9 м и электротермическом способе натяжения арматуры;  
 г) определить значение коэффициента условия работы  $\gamma_{сб}$ , если принята арматура класса А-V и найдены коэффициенты:  $\xi = 0,12$ ;  $\xi_R = 0,56$ .

2. Определить коэффициент  $\varphi_n$  для расчета прочности наклонного сечения предварительно напряженного элемента. Армирование и сечение элемента принять по рис. 7.106, класс прочности бетона принять по таблице. Коэффициент  $\gamma_{b2} = 0,9$ .

Методические указания к практическим занятиям по дисциплине «Эксплуатация и ремонт поверхностных и подземных сооружений» для студентов специальности «Горное дело» специализации «Шахтное и подземное строительство»

Авторы:

Франц Владимир Владимирович, канд. техн. наук

Корректурa кафедры шахтного строительства

Подписано к печати

Формат бумаги 60x84 1/16

Печ. л. 4,1

Тираж 100 экз.      Заказ №

---

Лаборатория множительной техники УГГУ

620144, Екатеринбург, Куйбышева, 30

Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»



А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков

## **РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД**

*Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной  
работы по дисциплине  
«Разрушение горных пород»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

Екатеринбург – 2019

Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-  
технологического факультета

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2019 г.

Председатель комиссии

\_\_\_\_\_ ст.преп. Н. В. Колчина

А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков

## **РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД**

*Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной работы по  
дисциплине*

*«Разрушение горных пород»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

*Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,  
д-р техн. наук.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета  
Уральского государственного горного университета

*Разрушение горных пород: Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной работы по дисциплине «Разрушение горных пород» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 42 с.*

Пособие предназначено для выполнения контрольной работы студентов всех специализаций специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Разрушение горных пород».

© Уральский государственный  
горный университет, 2019  
© Петрушин А.Г., Лещуков Н.Н.,

# СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	5
1. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ .....	6
1.1. Общие положения .....	6
1.2. Определение параметров буровзрывных работ .....	6
1.2.1. Выбор взрывчатых материалов.....	6
1.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров .....	11
1.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов.....	12
1.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб.....	12
1.2.3.2. Прямые врубы.....	14
1.2.4. Определение удельного заряда ВВ.....	18
1.2.5. Выбор диаметра шпура.....	20
1.2.6. Определение количества шпуров .....	20
1.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов.....	22
2. РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ .....	24
3. ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ.....	27
4. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ .....	30
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	31
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	32
Приложение 1. Образец оформления обложки отчёта .....	31
Приложение 2. Пример паспорта БВР на проведение выработки .....	32
Приложение 3. Задания по расчёту параметров и составлению паспорта БВР на проведение выработки .....	35
Приложение 4. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок.....	39

## ВВЕДЕНИЕ

Проведение горных выработок буровзрывным способом осуществляется по паспортам буровзрывных работ (БВР). Паспорта утверждаются руководителем того предприятия, которое ведёт взрывные работы. С паспортом БВР ознакомляется весь персонал, осуществляющий буровзрывные работы в данной выработке.

Паспорт составляется для каждого забоя выработки на основании расчетов и утверждается с учётом результатов не менее трёх опытных взрываний. По разрешению руководителя предприятия (шахты, рудника) допускается вместо опытных взрываний использовать результаты взрывов, проведённых в аналогичных условиях.

Расчёт, необходимый для составления паспорта, сводится к выбору и определению основных параметров буровзрывных работ для проведения выработки. К основным параметрам относятся: тип взрывчатого вещества (ВВ) и средства инициирования (СИ), диаметр и глубина шпуров, тип вруба, удельный заряд ВВ, количество шпуров и конструкции зарядов, расход взрывчатых материалов.

Отчёт по контрольной работе оформляется на листах стандартного формата А4 (210 мм х 297 мм). Обложка отчёта выполняется в соответствии с образцом, приведённым в Приложении 1.

На первой странице отчёта приводится его содержание с указанием страниц, далее – содержание задания по следующей форме (для примера взято задание № 1 настоящего пособия – Приложение 3):

### Задание № 1

Выполнить расчёт и составить паспорт буровзрывных работ для проведения выработки при следующих данных:

- наименование выработки: квершлаг однопутный;
- форма поперечного сечения выработки – сводчатая;
- размеры выработки (высота и ширина) – 3,4х3,3 м;
- площадь сечения вчерне – 10,5 м<sup>2</sup>;
- коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова  $f = 15$ ;
- категория пород – I;
- обводнённость – с;
- категория шахты по газу или пыли и наличие метана в выработке – не опасная.

После выполнения и оформления расчётной части отчёта приводится паспорт БВР, в котором указываются: характеристика выработки; характеристика пород; исходные данные; схема расположения шпуров в трёх проекциях; кон-

струкция вруба; конструкции зарядов во врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих шпурах; основные показатели взрывных работ; меры безопасности. Пример заполнения паспорта приведён в Приложении 2.

Студенты, обучающиеся по заочной форме и работающие на горном предприятии, в качестве исходных данных для выполнения настоящей работы (характеристики выработки и пород) могут по согласованию с преподавателем взять фактические исходные данные предприятия. Выполнив расчёты и составив паспорт в соответствии с рекомендациями пособия, студент приводит в отчёте также фактически действующий паспорт по принятой выработке и даёт краткий анализ расчётного и фактически действующего паспортов БВР.

## **1. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ**

### **1.1. Общие положения**

Буровзрывной комплекс работ занимает от 30 до 60 % общего времени проходческого цикла в зависимости от горнотехнических условий.

При проведении горных выработок буровзрывные работы должны обеспечить заданные размеры и форму поперечного сечения выработки, точное оконтуривание её профиля, качественное дробление породы и сосредоточенное размещение её в забое, нормативную величину коэффициента излишка сечения (КИС), высокий коэффициент использования шпуров (КИШ).

Эти требования соблюдаются при условии правильного выбора параметров буровзрывных работ: типа ВВ, типа и параметров вруба, величины и конструкции заряда в шпуре, диаметра и глубины шпуров, числа и расположения их в забое, способа и очередности взрывания зарядов, типа бурового оборудования, качества буровых работ, организации проходческих работ и т. д.

### **1.2. Определение параметров буровзрывных работ**

#### **1.2.1. Выбор взрывчатых материалов**

При выборе взрывчатых материалов (ВМ) руководствуются требованиями безопасного производства взрывных работ, регламентированных «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» (ЕПБ) [1] с учетом физико-механических свойств горных пород и горнотехнических условий.

Рекомендуемые взрывчатые вещества (ВВ) [2] в зависимости от условий работ, обводнённости и крепости пород, способа заряжания представлены в табл. 1.1.

В шахтах, не опасных по газу или пыли, при проведении горизонтальных выработок допускается применение электрического взрывания и систем неэлектрического взрывания с низкоэнергетическими волноводами.



Таблица 1.1

## Рекомендуемые ВВ

Условия взрывных работ	Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород $f$	Тип ВВ	Способ заряжания
Выработки, не опасные по взрыву газа или пыли	Сухие шпуры	до 12	Гранулит М Граммонит 79/21 Гранулит АС-4В Гранулит-игданит	Механизи- рованный
			Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Гранулит АС-8В	Механизи- рованный
			Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	Ручной
	Обводнённые шпуры	до 12	Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	
Выработки, опасные по взрыву газа и пыли	Сухие и обводнённые шпуры	Для взрывания по породе	Аммонит АП-5ЖВ	Ручной
		Для взрывания по углю с учетом степени опасности	IV кл. Аммонит Т-19 Аммонит ПЖВ-20 V кл. Угленит Э-6 VI кл. Угленит 12ЦБ	
	Для водораспыления	Открытый заряд	Ионит	

На угольных шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только взрывание с применением электродетонаторов. При полном отсутствии в забоях проходимых выработок метана или угольной пыли, допускается применение непридохранительных ВВ II класса и электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения количества приёмов и пропускаемых серий замедлений.

Основные характеристики ВВ, применяемых при проходке подземных горных выработок, приведены в табл. 1.2.

Таблица 1.2

## Характеристики ВВ

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность в патронах или насыпная, кг/м <sup>3</sup>	Удельная объемная энергия взрыва при средней плотности, кДж/кг	Коэффициент взрывной эффективности при плотности ВВ 1000 кг/м <sup>3</sup>	Расстояние передачи детонации между патронами, см		Диаметр патронов, мм	Масса патрона, кг	Длина патрона, мм
					Сухие	После выдержки в воде			
Аммонит № 6ЖВ	3561	1000-1100	3917	1,0	5-9	3-6	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал М-10	4410	950-1100	4520	1,15	4	3	32	0,2	250
Детонит М	4316	1000-1200	4963	1,27	8-18	5-15	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал скальный № 1	4420	1000-1100	4641	1,18	8-14	5-10	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонит АП-5ЖВ	2991	1000-1150	3215	0,82	5-10	2-7	36	0,3	250
Аммонит Т-19	2564	1000-1200	2820	0,72	7-12	4-8	36	0,3	240
Угленит Э-6	1946	1100-1250	2289	0,58	5-12	3-10	36	0,3	240
Угленит 12 ЦБ	1770	1200-1350	2256	0,58	4	2	36	0,3	240
Ионит	1482	1000-1200	1704	0,44	–	–	36	0,3	240
Гранулит М	3163	780-820 (1000-1150)*	3384	0,86					
Гранулит АС-4В	3645	800-850 (1100-1200)*	4192	1,07					
Гранулит АС-8В	3997	800-850 (1100-1200)*	4597	1,17					
Гранулит-игданит	3150	800-850 (1100-1200)*	3760	0,85					

\* Плотность при механизированном зарядании

Технические характеристики электродетонаторов, применяемых при проведении горных выработок, приведены в табл. 1.3. Все электродетонаторы являются водоустойчивыми.

Таблица 1.3

**Электродетонаторы для шахт и рудников**

Тип электродетонаторов	Кол-во серий	Интервалы замедления, мс (с)	Безопасный ток, А	Гарантийный ток, А	Сопротивление, Ом	Примечание
ЭД-8Ж(Э)	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы непригодные для нормальной чувствительности
ЭД-3-Н	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭД-1-8-Т	1	0	1,0	5,0	0,5-0,75	Электродетонаторы непригодные для пониженной чувствительности к блуждающим токам
ЭД-3-Т	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭДКЗ-ОП	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы предохранительные нормальной чувствительности
ЭДКЗ-П	5	25, 50, 75, 100, 125 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭДКЗ-ПМ	7	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭД-КЗ-ПКМ	9	4, 20, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	

Детонирующие шнуры ДША, ДШВ и ДШЭ-12 и др. применяют при необходимости одновременного взрывания врубовых, нижних подошвенных шпуров, а также в рассредоточенных зарядах с целью передачи детонации всем частям шпурового заряда.

В последние годы на подземных взрывных работах получил широкое распространение новый способ инициирования зарядов ВВ – система неэлектрического взрывания различных модификаций: Нонель (Швеция), СИНВ, Эдилин (Россия) и др.

В табл. 1.4 представлены характеристики систем СИНВ и ДБИ для взрывных работ в рудниках и угольных шахтах, где допущено применение неперехватываемых взрывчатых веществ II класса.

Устройства СИНВ-Ш и ДБИЗ служат для трансляции инициирующего сигнала и инициирования боевиков шпуровых зарядов с заданной временной задержкой. В боевике каждого шпурового заряда размещается КД устройства СИНВ-Ш или ДБИЗ заданного интервала замедления.

Таблица 1.4

#### Характеристики систем неэлектрического инициирования

Устройство	Интервал замедления, мс	Назначение
СИНВ-Ш	0, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	Изготовление патронов-боевиков
ДБИЗ	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	

*Примечание.* Интервалы замедлений приведены при длине ударно-волновой трубки (УВТ) 1 м. Добавление каждого метра длины УВТ увеличивает время замедления на 0,5 мс.

УВТ, выходящие из шпуров, инициируются одновременно от устройств СИНВ-П мгновенного действия (СИНВ-П-0), смонтированных в единую сеть. Длина УВТ стартового устройства (магистральной части сети) выбирается из условия безопасного подрыва и может составлять несколько сот метров.

При проходке подземных выработок обычно применяется следующая схема: УВТ, выходящие из шпуров, собираются в связки (пучки), которые соединяются в единую сеть детонирующим шнуром. Детонирующий шнур обвязывается вокруг связки двойной петлёй. Количество УВТ в одной связке не должно превышать 15 шт. Инициирование сети из детонирующего шнура производится электродетонатором или электрозажигательной трубкой.

### 1.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров

Расположение шпуров в забое, величина заходки и показатели взрыва во многом определяются типом вруба. Врубы по характеру действия делятся на две группы:

- врубы с наклонными к оси выработки шпурами – наклонные врубы;
- врубы с параллельными к оси выработки шпурами – прямые врубы.

Тип вруба и глубину шпуров с учетом горнотехнических условий следует принимать по данным табл. 1.5.

Таблица 1.5

**Тип вруба и глубина шпуров**

Тип буровой техники	Сечение выработки, м <sup>2</sup>	
	менее 6	более 6
Переносные перфораторы, ручные электросвёрла и пневмосвёрла	Прямые врубы при глубине шпуров более 1,5 м	Наклонные врубы при глубине шпуров не более (0,35–0,5) ширины выработки; прямые врубы при глубине шпуров до 2–2,5 м
Установки механизированного бурения	–	Прямые врубы с максимальной возможной глубиной по технической характеристике машины

Из наклонных врубов наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Другие врубы с наклонными шпурами (пирамидальный, горизонтальный клиновой и его разновидности, веерный и т. д.) не получили достаточно широкого распространения из-за сложности обуривания и узкой рекомендуемой области применения (забои, проводимые по пласту угля при малой его мощности, при наличии слабых прослоек пород по забою, при ярко выраженном контакте слабых пород с более крепкими вмещающими породами и т. д.).

Высокая эффективность врубов с наклонными шпурами и преимущества их по сравнению с прямыми врубами достигаются только при ограниченной глубине шпуров и определенном сечении выработки. При проходке выработок в крепких породах ( $f > 12$ ) с применением вертикального клинового вруба длина заходки не превышает обычно 0,35 ширины выработки ( $B$ ) из-за технической невозможности бурения врубовых шпуров под углом наклона, обеспечивающим эффективную работу вруба. При глубине шпуров более 0,5  $B$ , применении буровых кареток, а также в выработках малого сечения (менее 6 м<sup>2</sup>) наиболее эффективны прямые врубы, глубина которых ограничивается точностью бурения в зависимости от типа буровой техники.

При глубине шпуров, принятой по рекомендациям табл. 1.5, проектную величину КИШ следует принимать равной 0,85–0,95 с учётом крепости горных пород.

### 1.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов

#### 1.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб

При ограниченной глубине шпуров (1,2–2,0 м) наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Параметры вертикального клинового вруба в зависимости от крепости пород применительно к аммониту № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм в шпурах диаметром 42 мм ориентировочно по данным практики можно принять по данным табл. 1.6.

Таблица 1.6

Параметры вертикального клинового вруба

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород $f$	Расстояние по вертикали между парами шпуров, мм	Количество шпуров во врубе при сечении выработки (м <sup>2</sup> )		Угол наклона шпуров к плоскости забоя $\alpha$ , град.
			до 12	более 12	
IV-V	1-6	500	4	4-6	75-70
VI	6-8	450	4-6	6-8	68
VII	8-10	400	6-8	8-10	65
VIII	10-13	350	8-10	10-12	63
IX	13-16	300	10-12	12-14	60
X	16-18	300	10-12	12-14	58
XI	20	250	10-12	12-14	55

При применении другого типа ВВ и изменении диаметра шпуров расстояние между парами врубовых шпуров определяется с учётом поправочного коэффициента по формуле:

$$k = 1,25 \sqrt{e} \cdot d_3/d, \quad (1.1)$$

где  $e$  – коэффициент взрывной эффективности (см. табл. 1.2),

$d_3$  – диаметр заряда,

$d$  – диаметр заряжаемой полости (шпура или скважины).

С увеличением коэффициента крепости пород (см. табл. 1.6) угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя уменьшается. Поэтому предельную глубину вертикального клинового вруба (рис. 1.1) при бурении шпуров ручными перфораторами в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки рекомендуется принимать по табл. 1.7 или по формуле:

$$h_{вр} = 0,25B \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} - 0,3, \quad (1.2)$$

где  $B$  – ширина выработки, м

$\alpha$  – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град. (см. рис. 1.1).

Предельная глубина вертикального клинового вруба  $h_{вр}$ , м

Ширина выработки, м	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,1	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

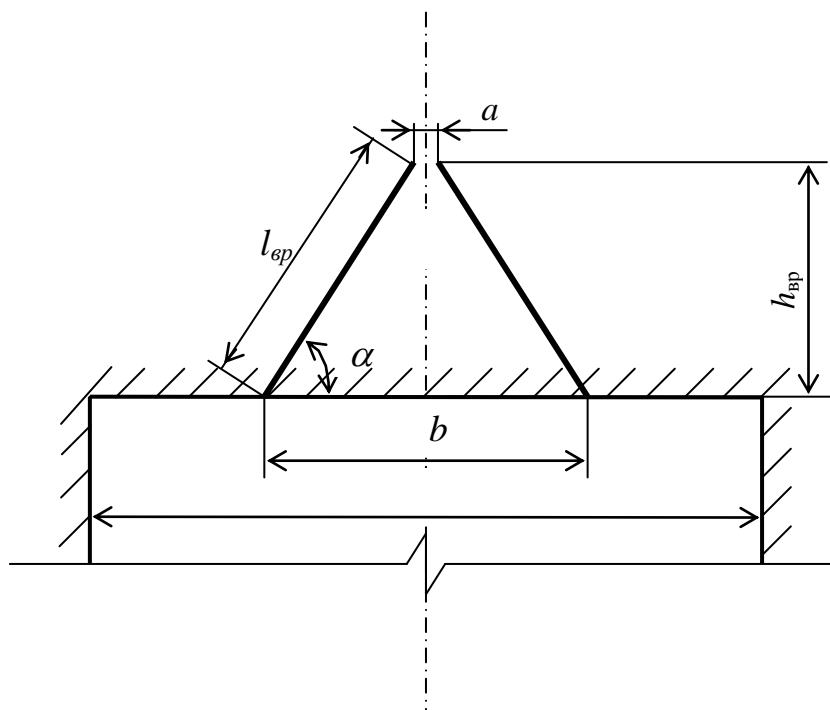


Рис. 1.1. Схема вертикального клинового вруба

Глубину врубовых шпуров следует принимать на 0,1-0,2 м больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров:

$$h_{вр} = h_{шп} + (0,1 \div 0,2), \quad (1.3)$$

где  $h_{шп}$  – глубина (длина) вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Длину шпуров клинового вруба определяют с учетом угла их наклона:

$$l_{вр} = h_{вр} / \sin \alpha, \quad (1.4)$$

где  $\alpha$  – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Расстояние между устьями в паре шпуров клинового вруба определяют по зависимости:

$$b = 2 h_{вр} / \operatorname{tg} \alpha + a, \quad (1.5)$$

где  $a$  – расстояние между забоями пары сходящихся шпуров клинового вруба, м (в зависимости от коэффициента крепости пород  $a = 0,15-0,2$  м).

После расчета основных параметров вруба следует проверить графическим способом техническую возможность обуривания вертикального клинового вруба с учетом принятого бурового оборудования. С этой целью в масштабе 1:20 – 1:50 вычерчивается план забоя (вид сверху) с наложением пары врубовых шпуров и обязательного соблюдения принятого угла наклона шпуров  $\alpha$ .

Если ширина выработки не позволяет с учётом габаритов бурильной машины (см. рис. 1.1) обурить рассчитанный вруб, то следует уменьшить глубину врубовых шпуров или принять другой тип вруба. При применении бурильных установок стрела автоподатчика должна свободно размещаться при заданном угле наклона врубовых шпуров между точкой забуривания врубового шпура и стенкой выработки. При бурении переносными перфораторами или ручными электросвёрлами врубовые шпуры могут буриться в 2-3 приёма комплектом штанг различной длины (например: 0,5 м; 1,2 м; 2,0 м).

### 1.2.3.2. Прямые врубы

Из прямых врубов (рис. 1.2) наиболее широкое распространение получили следующие конструкции: призматический симметричный  $a$ ; щелевой  $b$ ; спиральный  $c$  и двойной спиральный  $d$ .

Прямые врубы представляют собой комбинацию параллельных заряженных шпуров, взрыв которых работает на компенсационную полость, создаваемую холостым шпуrom (системой холостых шпуров) или скважиной. Взрыв последующих шпуров расширяет врубовую полость до размеров, достаточных для последующей отбойки вспомогательными (отбойными) шпурами с постоянной, предельной для конкретных горнотехнических условий линией сопротивления.

Параметры прямых врубов принимаются в зависимости от конструкции вруба, крепости пород, диаметра компенсационной полости (шпура или скважины, их количества). Наиболее ответственными являются первый шпур или серия шпуров, взрываемых на компенсационную полость. Поэтому для повышения эффективности взрыва целесообразно в качестве компенсационной полости использовать шпур увеличенного диаметра, систему холостых шпуров или скважину.

Расстояние между компенсационной полостью и первым взрываемым шпуrom или серией шпуров (пробивное расстояние  $W_1$ ) рекомендуется принимать для шпуров диаметром 42 мм при использовании аммонита № 6 ЖВ в патронах диаметром 32 мм по табл. 1.8.

При применении другого типа ВВ или другой конструкции заряда пробивное расстояние  $W_1$ , определенное по табл. 1.7, умножается на поправочный коэффициент, рассчитанный по формуле (1.1).

Пробивные расстояния  $W_1$  учитывают возможное отклонение шпуров от заданного направления. С увеличением глубины шпуров растет их отклонение, поэтому при глубине шпуров до 2,5 м достаточно принимать диаметр первона-



чальной компенсационной полости не более 50-60 мм; при шпурах глубиной до 3 м – 70-105 мм и при шпурах до 4 м – 105-125 мм, что позволит сохранить КИШ в пределах 0,85-0,9.

Пробивные расстояния для шпуров, взрывааемых вторыми и последующими во врубе ( $W_1, W_2, W_3$  и т. д.), принимаются равными 0,8 от ширины (наибольшего размера) ранее образованной врубовой полости.

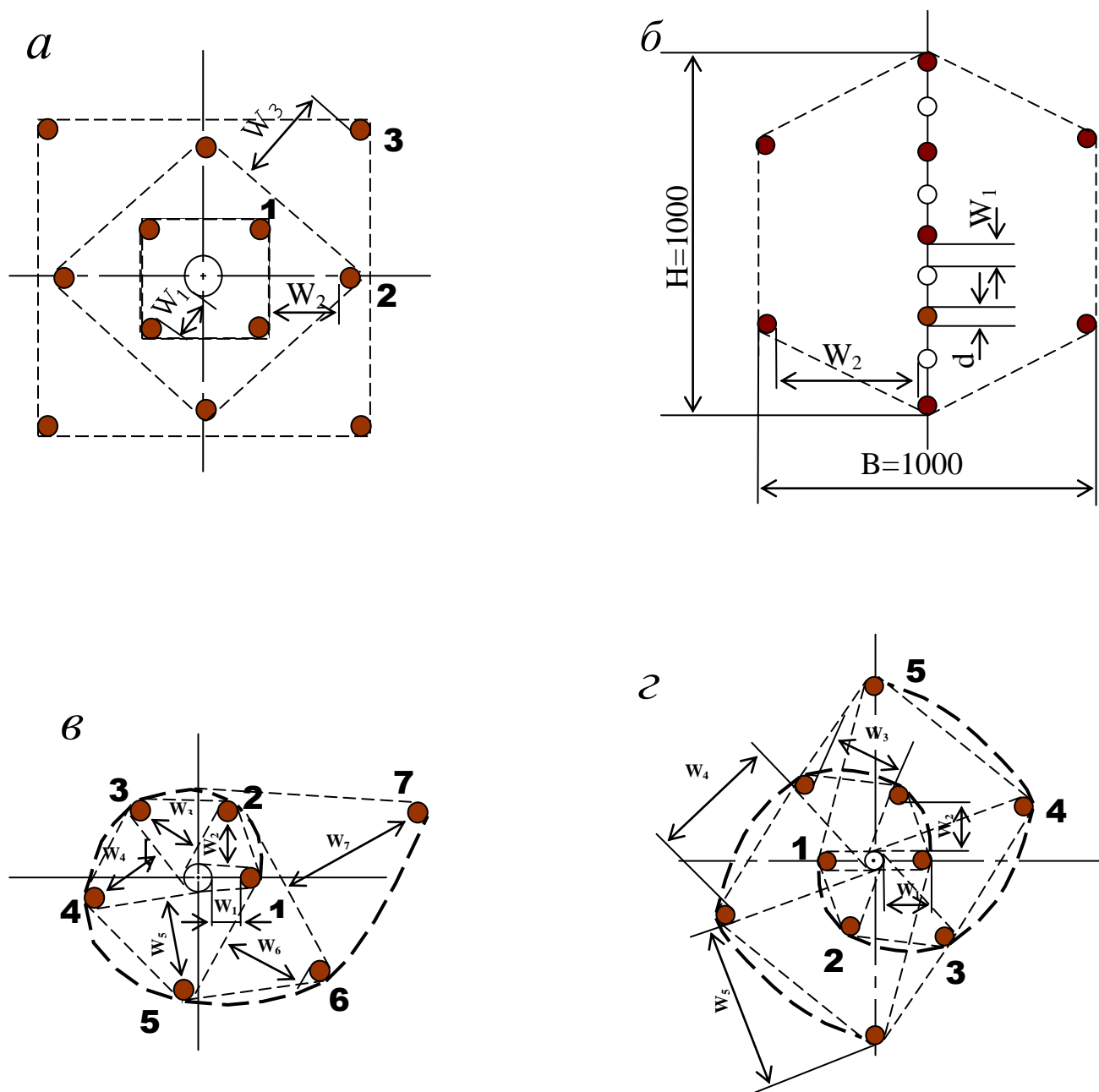


Рис. 1.2. Конструкции прямых врубов:  
*a* – призматический симметричный; *б* – щелевой; *в* – спиральный;  
*г* – двойной спиральный

**Пробивные расстояния  $W_1$ , мм**

Диаметр холостого шпура или скважины $D_x$ , мм	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	115	100	90	80	60	60	55
51	125	110	100	90	80	70	65
56	150	130	110	95	90	85	75
75	170	150	130	105	100	95	85
105	190	170	150	120	110	105	95
125	230	200	170	140	120	110	100

Например, пробивное расстояние для шпуров спирального вруба, взрываемых вторыми, т. е. на обнаженную поверхность, образованную взрывом первого шпура, определяют по данным табл. 1.9 или по зависимости, мм:

$$W_2 = 0,8 \cdot (W_1 + D_x + d), \quad (1.6)$$

где  $W_1$  – пробивное расстояние для первого шпура (см. табл. 1.7);

$D_x$  – диаметр компенсационной полости (холостого шпура или скважины);

$d$  – диаметр заряженных шпуров.

Пробивные расстояния ( $W_2$ ,  $W_3$  и т. д.) для любого типа вруба могут быть определены графически путем последовательного построения расширяющейся врубовой полости (см. рис. 1.2) в масштабе 1:5.

Таблица 1.9

**Пробивные расстояния  $W_2$ , мм**

Диаметр холостого шпура или скважины $D_x$ , мм	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	170	150	140	130	120	115	110
51	180	160	150	140	130	120	115
56	210	180	170	160	150	140	130
75	260	210	200	185	170	150	140
105	300	260	240	215	200	185	175
125	340	300	270	250	230	220	215

Расчёты и построения выполняются до тех пор, пока не образуется врубовая полость размером в пределах от  $0,9 \times 0,9$  до  $1,2 \times 1,2$  м. Такой размер врубовой полости является достаточным и позволяет в дальнейшем производить отбойку породы вспомогательными и оконтуривающими шпурами уже с постоянной линией наименьшего сопротивления, которая соответствует предельному пробивному расстоянию шпурового заряда при взрывании его на неограниченную свободную поверхность.

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров при их диаметре 42 мм, заряженных аммонитом № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм, приведены в табл. 1.10.

Таблица 1.10

**Предельные пробивные расстояния  
для вспомогательных и оконтуривающих шпуров, мм**

Диаметр шпуров, мм	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	1000-900	800	700	650	600	550	500

Опыт работы и расчёты показывают, что для образования врубовой полости сечением 0,8-1,4 м<sup>2</sup> необходимо принять 8-12 шпуров в зависимости от диаметра компенсационной полости и коэффициента крепости пород.

При применении щелевого вруба пробивное расстояние между заряжаемыми и холостыми шпурами принимается по данным табл. 1.8. Количество заряжаемых  $N_z$  и холостых  $N_x$  шпуров в щелевом врубе при их одинаковом диаметре определяют по формулам:

$$N_z = \frac{H}{2(W_1 + d)} + 1, \quad (1.7)$$

$$N_x = \frac{H}{2(W_1 + d)}, \quad (1.8)$$

где  $H$  – высота вруба, мм;

$W_1$  – пробивное расстояние, мм;

$d$  – диаметр шпуров, мм.

Щелевой вруб (рис. 1.2, б) высотой 1000 мм с последующим расширением полости четырьмя шпурами дает высокие показатели в породах любой крепости и в выработках любого сечения. Пробивное расстояние  $W_2$  для шпуров, взрывааемых во вторую очередь, принимается равным 500 мм, а расстояние между шпурами по вертикали 700–800 мм в породах любой крепости.

Могут быть приняты другие конструкции прямых врубов, но принцип расчета их параметров будет аналогичен.

После расчета параметров принятого прямого вруба (пробивных расстояний и числа шпуров во врубе) определяется площадь вруба по забою выработки, что необходимо для определения количества остальных шпуров.

Глубина (длина) холостых и заряжаемых шпуров прямого вруба должна приниматься больше на 10 % по сравнению с глубиной вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

При ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу или пыли, при определении расстояний между смежными шпурами следует придерживаться дополнительных требований ЕПБ.

Расстояние от заряда ВВ до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и не менее 0,3 м по породе, в том числе и при взрывании зарядов в породном негабарите. В случае применения ВВ VI класса при взрывании по углю это расстояние допускается уменьшать до 0,3 м.

Минимально допустимые расстояния между смежными (взрываемыми последовательно) шпуровыми зарядами должны соответствовать данным табл. 1.11.

В породах с  $f > 10$  расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно определяться нормативами, разработанными по согласованию с организацией-экспертом по безопасности работ.

Поскольку при применении прямых врубов с незаряжаемыми шпурами (см. рис. 1.2) данные требования, как правило, невыполнимы, то в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, применяются прямые врубы, работающие по принципу воронкообразования.

Таблица 1.11

**Минимально допустимые расстояния между смежными шпуровыми зарядами**

Условия взрывания	Класса ВВ			
	II	III-IV	V	VI
По углю	0,6	0,6	0,5	0,4
По породе:				
при $f < 7$	0,5	0,45	0,3	0,25
при $f > 10$	0,4	0,3	–	–

В породах с коэффициентом крепости  $f < 6$  обычно применяется прямой призматический вруб из 4–6 шпуров, которые располагаются по контуру окружности или периметру прямоугольника и взрываются одновременно в один приём. Расстояние между врубовыми шпурами следует принимать в соответствии с рекомендациями табл. 1.11. При проведении выработок в более крепких породах целесообразно использовать двойной призматический вруб из 6–8 шпуров с соблюдением тех же требований, которые взрываются короткозамедленно и последовательно в два приёма.

#### 1.2.4. Определение удельного заряда ВВ

Величина удельного заряда ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для заряжания в шпуры единицы объёма обуренного массива (с учетом эффективного разрушения), зависит от крепости пород, сечения выработки, типа ВВ и условий взрывания (наличия обнажённой поверхности, структуры породы, плотности ВВ при заряжании, типа вруба).

Удельный заряд **при врубах с наклонными шпурами** рекомендуется определять по видоизменённой формуле Н. М. Покровского:

$$q = 0,1 \cdot f \cdot f_1 \cdot v / e, \quad (1.9)$$

где  $q$  – удельный заряд ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$f$  – коэффициент крепости по М. М. Протоdjяконову. В породах с  $f > 16$  в формуле (1.9) принимать 0,08 вместо 0,1;

$f_1$  – коэффициент структуры породы;

$\nu$  – коэффициент зажима породы, зависящий от площади поперечного сечения выработки и количества обнажённых поверхностей;

$e$  – коэффициент взрывной эффективности заряда ВВ.

Коэффициент относительной эффективности заряда ВВ определяется из выражения

$$e = \frac{Q_{\text{ид}} \cdot \rho}{Q_{\text{ид.э}} \cdot \rho_{\text{э}}}, \quad (1.10)$$

где  $Q_{\text{ид}}$ ,  $Q_{\text{ид.э}}$  – идеальная работа взрыва принятого и эталонного ВВ, кДж/кг;

$\rho$ ,  $\rho_{\text{э}}$  – плотность заряда принятого и эталонного ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Необходимые данные для расчета величины  $e$  принимают из табл. 1.2. При средней плотности заряда ВВ значение коэффициента взрывной эффективности можно принять из этой же таблицы. В качестве эталонного ВВ в формуле (1.10) и в табл. 1.2 принят аммонит № 6ЖВ.

Значение коэффициента структуры породы  $f_1$  принимается из табл. 1.12.

Таблица 1.12

### Коэффициент структуры породы $f_1$

Характеристика пород	Категория пород	Коэффициент структуры породы $f_1$
Монолитные, крепкие, вязкие, упругие	I	1,6
Трещиноватые, крепкие	II	1,2-1,4
Массивно-хрупкие	III	1,1
Сильнотрещиноватые, мелкослоистые, большинство пород угольных бассейнов	IV	0,8-0,9

Коэффициент зажима породы при одной обнаженной поверхности в забоях горизонтальных и наклонных выработок определяется из выражения

$$\nu = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{вч}}}}, \quad (1.11)$$

где  $S_{\text{вч}}$  – площадь поперечного сечения вчерне, м<sup>2</sup>.

При двух обнаженных поверхностях коэффициент зажима принимается в пределах  $\nu = 1,1-1,4$  (меньшие значения – для больших сечений выработок).

**При щелевом врубе на полную высоту выработки** для определения удельного заряда для шпуров по забою, кроме врубовых, в формуле (1.9) следует принимать коэффициент зажима породы  $\nu = 1,4$ .

**Прямые (дробящие) врубы** требуют повышенного удельного заряда ВВ. По формуле (1.9) при применении прямых врубов определяют удельный заряд только для вспомогательных и оконтуривающих шпуров с коэффициентом зажима породы  $\nu = 1,1-1,4$ .

### 1.2.5. Выбор диаметра шпура

Диаметр шпуров выбирается в зависимости от стандартного диаметра патрона принятого типа ВВ. В табл. 1.2 указаны стандартные диаметры патронов промышленных ВВ. При выпуске ВВ в патронах различных диаметров следует принимать диаметр патрона с учётом сечения выработки и типа буровой техники. При использовании мощных бурильных машин и при больших сечениях выработки принимают патроны с большим диаметром или механизированное зарядание гранулированными ВВ.

При применении метода контурного взрывания в оконтуривающих шпурах следует уменьшить линейную плотность заряжения. С этой целью рекомендуется применять, например, специальные патроны типа ЗКВК из аммонита № 6ЖВ диаметром 26 мм длиной 360 мм в полиэтиленовых оболочках. Эти патроны имеют соединительные муфты с лепестками, позволяющими стыковать их и центрировать по оси шпура с созданием воздушного промежутка между патронами и стенками шпура.

Диаметр шпуров при использовании патронированных ВВ принимается не менее чем на 5 мм больше диаметра патрона. При применении машин ударного-поворотного и вращательного-ударного бурения и патронированных ВВ диаметр шпуров обычно составляет 38–42 мм (см. раздел 3). При механизированном зарядании шпуров гранулированными ВВ в горнорудной промышленности диаметр шпуров принимается в пределах от 38 до 52 мм в зависимости от сечения выработки, детонационной способности ВВ и взрываемости пород.

При бурении по углю и породам угольной формации используются шпуры диаметром 37–46 мм.

### 1.2.6. Определение количества шпуров

Количество шпуров в забое зависит от физико-механических свойств пород, поперечного сечения выработки, параметров зарядов и типа принятого вруба.

Количество шпуров на забой **при врубах с наклонными шпурами** определяют по формуле проф. Н. М. Покровского

$$N = q \cdot S_{вч} / \gamma, \quad (1.12)$$

где  $q$  – удельный заряд ВВ, определяемый по формуле (1.9), кг/м<sup>3</sup>;

$S_{вч}$  – площадь сечения выработки в черне, м<sup>2</sup>;

$\gamma$  – весовое количество ВВ (вместимость), приходящееся на 1 м шпура, кг/м.

$$\gamma = 3,14 d^2 \rho \alpha / 4, \quad (1.13)$$

где  $d$  – диаметр заряда (патрона ВВ или шпура), м;  
 $\rho$  – плотность ВВ в заряде, кг/м<sup>3</sup>;  
 $\alpha$  – коэффициент заполнения шпуров.

При ручном зарядании без уплотнения ВВ в шпуре используется параметр «диаметр патрона», а параметр «диаметр шпура» – при уплотнении патронов вручную с разрезанием оболочки или при механизированном зарядании.

При разрезании оболочки патронов плотность ВВ в шпуре принимается равной 0,9 от плотности ВВ в патроне (см. табл. 1.2). При механизированном зарядании шпуров гранулированными ВВ плотность ВВ в шпуре составляет 1150–1200 кг/м<sup>3</sup>.

Коэффициент заполнения шпуров в выработках шахт, не опасных по взрыву газа или пыли, проходимых в крепких породах, принимается максимальным (0,7-0,9).

В выработках шахт, опасных по газу или пыли и в породах с  $f = 2-8$  – коэффициент заполнения принимается 0,35-0,55; в более крепких породах – 0,5-0,6. При этом при ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, величина забойки должна быть не менее 0,5 м.

Во всех случаях с увеличением длины шпуров коэффициент заполнения шпуров увеличивается.

Полученное по формуле (1.12) количество шпуров является ориентировочным (см. табл. 1.13) и может быть изменено при необходимости на 10–15 %. Окончательно число шпуров принимается после вычерчивания схемы расположения шпуров в сечении выработки (рекомендуемый масштаб – 1:50-1:20), и только затем возобновляется расчёт (раздел 1.2.7).

Таблица 1.13

**Ориентировочное количество шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости пород и сечения выработок**

Коэффициент крепости пород $f$	Сечение выработки вчерне, м <sup>2</sup>						
	4	6	8	10	12	14	16
2-4	8-11	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	35-42
5-7	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	39-42	43-46
8-10	16-20	21-26	27-32	33-37	38-42	42-46	47-50
12-14	20-24	26-30	32-36	37-42	42-46	46-50	50-54
более 14	26-28	32-36	36-40	44-48	48-52	52-54	56-60

При вычерчивании схемы расположения шпуров при любом типе вруба среднее расстояние между рядами вспомогательных шпуров, между вспомогательными и оконтуривающими и между шпурами в рядах должно быть примерно одинаковым и приниматься в соответствии с рекомендациями табл. 1.10 или определяться из выражения

$$a = \sqrt{\frac{S_{вч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}}, \quad (1.14)$$

где  $S_{вч}$  – площадь сечения выработки вчерне,  $m^2$ ;

$S_{вр}$  – площадь сечения врубовой полости (для вертикального клинового вруба принимается равной половине площади прямоугольника, образованного устьями врубовых шпуров на плоскости забоя),  $m^2$ ;

$N, N_{вр}$  – общее число на забой и число врубовых шпуров.

Оконтуривающие шпуры располагают с наклоном  $85-87^\circ$  к плоскости забоя с таким расчетом, чтобы их концы вышли за проектный контур сечения выработки вчерне только за линией уходки. Забуриваются оконтуривающие шпуры на минимальном расстоянии (150–200 мм) от проектного контура выработки с учётом принятой буровой техники.

**При применении прямых врубов** количество шпуров определяется по формуле

$$N = N_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) / \gamma, \quad (1.15)$$

где  $N_{вр}$  – количество врубовых шпуров (см. раздел 1.2.3.2);

$S_{вр}$  – площадь поперечного сечения прямого вруба,  $m^2$ .

При контурном взрывании число оконтуривающих шпуров необходимо увеличивать. При этом параметры зарядов в оконтуривающих шпурах (удельный заряд, расстояние между шпурами и др.) рассчитываются по специальным методикам ([3] и др.).

### 1.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов

Количество ВВ (кг) на цикл при **врубках с наклонными шпурами**

$$Q = q \cdot S_{вч} \cdot l_{шп}, \quad (1.16)$$

где  $l_{шп}$  – глубина заходки, равная глубине вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Средняя величина заряда (кг) на один шпур

$$q'_{ср} = Q / N. \quad (1.17)$$

Количество ВВ (кг) на цикл при **врубках с прямыми шпурами** (кг)

$$Q = Q_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}, \quad (1.18)$$

где  $Q_{вр}$  – количество ВВ во врубовых шпурах, принимается как сумма зарядов врубовых шпуров. Величина заряда (кг) во врубовый шпур принимается

$$q'_{вр} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \alpha \cdot l_{вр}, \quad (1.19)$$

где  $d$  – диаметр патрона ВВ или шпура, в зависимости от способа заряжания, м;  
 $\rho$  – плотность ВВ в заряде,  $kg/m^3$ ;

$\alpha$  – коэффициент заполнения врубового шпура, 0,7-0,95 (в зависимости от длины шпуров и крепости пород);

$l_{вр}$  – длина врубовых шпуров, м (принимается на 10 % больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров).



Средняя величина заряда (кг) на один вспомогательный и оконтуривающий шпур **при прямых врубах**

$$q_{\text{ср}}^{\prime\prime} = \frac{q \cdot (S_{\text{вч}} - S_{\text{вр}}) \cdot l_{\text{шп}}}{N - N_{\text{вр}}}. \quad (1.20)$$

При распределении ВВ по шпурам величину заряда во врубовые шпуры **при наклонных врубах** следует принимать на 10-20 % больше средней величины  $q'_{\text{ср}}$  (кг)

$$q_{\text{вр}}^* = (1,1 \div 1,2) q'_{\text{ср}}. \quad (1.21)$$

В оконтуривающих шпурах, кроме почвенных, при любых типах врубов величину заряда следует уменьшать на 10-20 % по сравнению со средней величиной  $q'_{\text{ср}}$  (кг)

$$q_{\text{ок}}^* = (0,9 \div 0,8) q'_{\text{ср}}. \quad (1.22)$$

Обычно в практике взрывных работ величина заряда во вспомогательных шпурах принимается равной средней величине заряда в шпурах  $q'_{\text{ср}}$ :

$$q_{\text{всп}}^* = q'_{\text{ср}}. \quad (1.23)$$

Полученные величины зарядов во врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпурах при ручном заряжении патронированными ВВ принимают **кратными массе патронов ВВ**.

При механизированном заряжении заряд ВВ в шпуре состоит из патрона боевика (0,2 или 0,25 кг) и собственно заряда гранулированного ВВ, масса которого принимается кратной 0,1 кг.

После определения величин зарядов ВВ в шпурах каждой группы следует проверить возможность размещения их в шпурах, учитывая длину и массу патронов, а также линейную плотность заряжения при применении гранулированных ВВ.

Фактический расход ВВ (кг) на цикл

$$Q_{\text{ф}} = \sum q_{\text{вр}}^* + \sum q_{\text{всп}}^* + \sum q_{\text{ок}}^*. \quad (1.24)$$

Расход ВВ (кг) на погонный метр выработки

$$Q_{\text{м}} = Q_{\text{ф}} / (l_{\text{шп}} \eta), \quad (1.25)$$

где  $\eta$  – КИШ (принимается равным 0,85-0,95 в зависимости от крепости пород).

Объём горной массы за взрыв

$$Q_{\text{гм}} = S_{\text{пр}} l_{\text{шп}} \eta, \quad (1.26)$$

где  $S_{\text{пр}} = S_{\text{вч}} \cdot \text{КИС}$  – сечение выработки в проходке, м<sup>2</sup>, которое следует определять в соответствии с рекомендациями таблицы 1.14 [4].

Удельный расход ВВ (кг) на 1 м<sup>3</sup> взорванной породы

$$q_p = Q_\phi / Q_{гм}. \quad (1.27)$$

Таблица 1.14

**Допустимое нормативное увеличение (в %) поперечного сечения горизонтальных горных выработок при проходке буровзрывным способом**

Поперечное сечение горных выработок вчерне (по проекту), м <sup>2</sup>	Коэффициент крепости пород $f$		
	1–2	2–9	10–20
до 8	5*	10	12
от 8 до 15	4	8	10
более 15	3	5	7

\*Коэффициент излишка сечения:  $KIS = 1 + \Delta = 1 + 5/100 = 1,05$ .

Расход ЭД, КД (систем неэлектрического взрывания) определяется по числу взрывааемых зарядов.

Расход ЭД, КД на 1 метр выработки:

$$N_m = N_{кд} / (l_{шт} \eta). \quad (1.28)$$

Удельный расход ЭД, КД на 1 м<sup>3</sup> взорванной породы:

$$N_p = N_{кд} / (S_{пр} l_{шт} \eta). \quad (1.29)$$

Заводы-изготовители производят неэлектрические системы инициирования с длинами волноводов, определяемыми заказами потребителей.

Длина УВТ ориентировочно определяется по формуле:

$$L_{увт} = l_{шт} + B / 4 + 0,5, \quad (1.30)$$

где  $B$  – ширина выработки, м;

0,5 –длина УВТ для сборки пучков, м.

## 2. РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ

При расчете электровзрывной сети определяют её сопротивление и сопротивление её отдельных ветвей. Для проверки обеспечения безотказности взрывания всех электродетонаторов, включённых в сеть, при известном напряжении (принятом источнике тока) выполняется проверочный расчет, при котором определяют общую величину тока в сети и величину тока, поступающего в каждый электродетонатор.

Если необходимо выбрать источник тока, определяют общее сопротивление сети и минимальную силу тока в цепи, обеспечивающую безотказное взрывание всех электродетонаторов, после чего находят необходимое напряжение и подбирают источник тока (табл. 2.1).

Сопротивление магистральных и соединительных проводов, а также участков, если они имеются при конкретной схеме взрывания, принимается по табличным данным или вычисляется по формуле

$$R = \rho (l/S), \quad (2.1)$$

где  $R$  – сопротивление проводов, Ом;

$\rho$  – удельное сопротивление материала проводов, которое принимается для медных проводов  $0,0172 \cdot 10^{-6}$ , для алюминиевых  $0,0286 \cdot 10^{-6}$  и для стальных  $0,12 \cdot 10^{-6}$  Ом·м;

$l$  – длина проводов, м. Длину проводов принимают на 10 % больше расчётной, учитывая изгибы и сrostки;

$S$  – сечение проводов, м<sup>2</sup>.

Сопротивление электродетонаторов при расчёте сети принимается по табличным данным с учётом длины выводных проводов (см. табл. 1.3). Сопротивление электродетонаторов нормальной чувствительности в зависимости от длины выводных медных проводов с диаметром жилы 0,5 мм составляет от 1,8 до 3,6 Ом. При расчёте величину сопротивления электродетонаторов нормальной чувствительности обычно принимают равной 3 Ом.

Таблица 2.1

### Взрывные приборы и машинки

Наименование прибора (исполнение)	Напряжение, В	Масса, кг	Максимальное сопротивление электровзрывной сети, Ом	Назначение и область применения
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М (РВ) КВП-2/200М (РН)	600 1700	2 2,5	320 1700	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, опасных и не опасных по взрыву газа или пыли
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М (РВ)	610	2,7	320	
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3 (РН)	1600	3,0	200	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли

При электрическом способе взрывания в каждый электродетонатор нормальной чувствительности должен поступать постоянный гарантийный ток силой не менее  $I_{\text{гар}} = 1$  А при числе ЭД до 100 штук и не менее  $I_{\text{гар}} = 1,3$  А при числе ЭД более 100 штук, или переменный ток силой не менее  $I_{\text{гар}} = 2,5$  А.

Для электродетонаторов пониженной чувствительности к блуждающим токам (ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т) гарантийный ток следует принимать не менее 5 А.

Проверочный расчёт электровзрывной сети производится по следующим формулам в зависимости от схемы соединения:

а) при последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn}, \quad i = I \geq I_{\text{гар}}, \quad (2.2)$$

б) при параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + r/n}, \quad i = I/n \geq I_{\text{гар}}, \quad (2.3)$$

в) при смешанном последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn/m}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (2.4)$$

г) при смешанном параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rm/n}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (2.5)$$

где  $I$  – сила тока в электровзрывной сети, А;

$E$  – электродвижущая сила источника тока или напряжение на клеммах, В;

$R$  – сопротивление всех проводов (магистральных, соединительных, участковых) и внутреннее сопротивление источника, Ом;

$n$  – число последовательно соединённых электродетонаторов в сети или группе;

$m$  – число параллельно включённых групп электродетонаторов при смешанном соединении;

$i$  – сила тока, поступающего в каждый электродетонатор, А;

$I_{\text{гар}}$  – гарантийная сила тока, необходимая для безотказного взрывания электродетонаторов, А;

$r$  – сопротивление электродетонатора, Ом.

При проведении горизонтальных выработок обычно применяется последовательная схема соединения электродетонаторов во взрывной сети. В этом случае общее сопротивление взрывной сети можно определить по формуле:

$$R_{\text{общ}} = r_n + r_c L_c + r_m L_m, \quad (2.6)$$

где  $r_c$ ,  $r_m$  – сопротивление соответственно 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом (принимается по данным табл. 2.2 или рассчитывается по формуле (2.1));

$L_c$ ,  $L_m$  – длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м.

Таблица 2.2

### Характеристики проводов для электровзрывания

Обозначение	Назначение	Диаметр жилы, мм	Площадь сечения, мм <sup>2</sup>	Сопротивление 1 м провода, Ом/м
ВП-05	соединительные	0,5	0,196	0,090
ВП-08	магистральные	0,8	0,502	0,034
ВП-07x2	магистральные	0,7x2	0,769	0,024

Магистральные провода (постоянная взрывная магистраль) подключаются обычно на расстоянии не ближе 30 м от забоя и могут отставать от места взрыва не более чем на 100 м. Место укрытия взрывника при проходке горизонтальных выработок должно находиться не ближе 150 м от забоя. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной.

В шахтах (рудниках), опасных по газу или пыли, должны применяться электродетонаторы только с медными проводами. Это требование также распространяется на соединительные и магистральные провода (кабели) электровзрывной сети.

Если проверочный расчет показывает неприменимость последовательной схемы соединения электродетонаторов (ввиду того, что  $i < I_{\text{гап}}$ ), следует принимать последовательно-параллельную схему соединения. Тогда число последовательно включённых электродетонаторов в сети или группе и число групп, включённых параллельно, определяют по формулам

$$n = \frac{E}{2I_{\text{гап}} + R}, \quad (2.7)$$

$$m = \frac{E}{2I_{\text{гап}} + r}. \quad (2.8)$$

Если общее число электродетонаторов, подлежащих взрыванию, равно  $M = n \cdot m$ , то, определив один из множителей, вычисляют другой.

### 3. ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Тип бурильной машины выбирается в зависимости от коэффициента крепости горных пород, глубины шпуров и необходимой производительности машины при выполняемом объёме буровых работ.

Бурение шпуров производится ручными, колонковыми электро- и пневмосвёрлами, переносными перфораторами и бурильными установками.

Выбор типа бурильной машины и установочного приспособления в зависимости от крепости пород ориентировочно можно производить по табл. 3.1.

Ручные электросвёрла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР-19М применяются для бурения шпуров диаметром 36-44 мм и глубиной до 3 м по углю и породам с коэффициентом крепости до 4.

При бурении по крепким углям и породам средней крепости применяются электросвёрла ЭРП18Д-2М и СРП-1 с принудительной подачей.

Ручные пневматические сверла СР-3, СР-3М, СПР-8 применяются на шахтах, опасных по газу или пыли, для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по углю и породам с коэффициентом крепости до 4. Сверло СГ-3Б с применением пневмоподдержки применяются для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости до 6.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок при бурении шпуров диаметром 40-46 мм и глубиной до 5 м в крепких и средней крепости с коэффициентом более 5 применяют переносные перфораторы ПП36В, ПП54В, ПП54ВБ, ПП63В, ПП63ВБ, ПП63П, ПП63С, ПП63СВП массой 24-33 кг с энергией удара от 36 до 63 Дж. Обычно глубина шпуров при бурении переносными перфораторами составляет 1,5-2,5 м.

Таблица 3.1

**Область применения бурильных машин  
и установочных приспособлений**

Коэффициент крепости пород	Тип бурильных машин и установочных приспособлений
1,5–3	Ручные электросвёрла и пневмосвёрла, лёгкие перфораторы на пневмоподдержках
4–6	Бурильные установки вращательного действия, перфораторы лёгкого и среднего веса на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
7–9	Бурильные установки вращательно-ударного действия, перфораторы среднего веса и тяжёлые на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
10–20	Бурильные установки вращательно-ударного действия, тяжёлые перфораторы на пневмоподдержках, колонковые перфораторы на распорных колонках или манипуляторах

Телескопные перфораторы ПТ-29М, ПТ36М, ПТ38, ПТ48 применяются при проведении восстающих выработок и для бурения шпуров в крепких породах под анкерную (штанговую) крепь.

Для облегчения труда бурильщиков и повышения скорости бурения применяются колонковые электросвёрла, электросвёрла на манипуляторах и колонковые перфораторы.

Колонковые электросвёрла применяются при бурении шпуров диаметром 36-50 мм в породах с коэффициентом крепости 5-10. Промышленно выпускаются колонковые электросвёрла ЭБПП-1, ЭБПП-2У5, которые устанавливаются на распорных колонках или на манипуляторах бурильных установок.

Съёмные бурильные машины типа БУЭ вращательного действия применяются на бурильных установках при бурении шпуров диаметром 42 мм, длиной до 3 м в породах с  $f < 8$ .

Колонковые перфораторы, более мощные чем ручные, применяются для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении выработок в крепких и очень крепких породах.

В горнодобывающей промышленности применяют колонковые перфораторы ПК-50, ПК-65, ПК-75, ПК-120, ПК-150. Применение колонковых перфораторов и электросвёрл на распорных колонках при проходке выработок ограничено из-за значительных затрат времени на монтаж, демонтаж и переу-

новку колонок. Поэтому чистое время бурения составляет 20-35 % от общих затрат времени на бурения шпуров.

Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах.

Отечественной промышленностью выпускаются бурильные установки (каретки) вращательного бурения с колонковыми электросверлами БУЭ-1м, БУЭ-2, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения БУ-1, БУР-2, СБУ-2м, СБУ-2К, УБШ.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С использованием этих установок производят около 50 % выработок.

Установки вращательного бурения применяют при проведении выработок в породах с  $f < 8$ ; ударно вращательного действия с машинами БГА-1 в породах с  $f = 6-10$ , с машинами БГА-1М, БГА-2М в породах с  $f = 10-14$ ; ударно-поворотного действия в породах с  $f = 10-20$ .

Технические характеристики бурильных установок приведены в табл. 3.2 – 3.3.

При определении бурильного оборудования следует принимать один перфоратор (сверло) не менее чем на  $2 \text{ м}^2$  площади забоя горизонтальной или наклонной выработки; на каждые три рабочие машины одну резервную.

Одну бурильную установку принимают не менее чем на  $9 \text{ м}^2$  площади забоя горизонтальной выработки. На каждую работающую в забое установку – рабочий и резервный комплекты инструмента.

Таблица 3.2

**Характеристики отечественных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок**

Характеристики		Тип бурильной установки					
		УБШ-204 (БУЭ-1М)	УБШ-214А	УБШ-308У (1СБУ-2)	УБШ-303 (1БУР-2)	УБШ-254	УБШ-332Д
Коэффициент крепости пород $f$		4-8	4-16	8-14	4-16	8-14	8-14
Диаметр шпуров, мм		42	42-52	42-52	42-52	42-52	42-52
Длина шпуров, м		2,75	2,75	2,8	2,8	2,4	3,0
Зона бурения, $\text{м}^2$		6-12	4,2-12	до 20	до 20	до 12	8-22
Бурильная машина	тип	БУЭ	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	«Норит-1» (гидравл.)	М2 (БГА-2М)
	кол-во	1	1	2	2	1	2
Тип платформы		рельс.	рельс.	гусен.	рельс.	гусен.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:							
длина		8,2	6,0	7,8	7,1	7,2	11,0
ширина		1,3	1,0	1,6	1,15	1,4	1,75
высота		0,9	1,5	1,7	1,65	1,8	2,3
Масса, т		5,4	4	8,6	5	7,2	12

**Характеристики зарубежных бурильных установок для бурения шпуров  
при проходке горизонтальных выработок**

Характеристики	Тип бурильной установки					
	Minimatic 205-40	Mini 206-60	Paramatic 305-60	Rocket Bomer 104S	Rocket Bomer 282S	
Коэффициент крепости пород <i>f</i>	8-20	8-20	8-20	8-20	8-20	
Диаметр шпуров, мм	32-50	32-50	32-50	32-50	32-50	
Длина шпуров, м	3,4	3,4	3,4	4,0	4,0	
Высота обуривания, м	6,0	6,4	7,1	4,7	6,3	
Ширина обуривания, м	8,8	9,8	10,4	4,7	8,7	
Зона бурения, м <sup>2</sup>	8-49	8-60	12-68	до 20	до 45	
Бурильная машина	тип	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	SOP 1838 ME пневмат.	SOP 1838 ME пневмат.
	кол-во	2	2	3	1	2
Тип платформы	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	
Размеры (м) в транспортном положении:						
длина	12,3	12,7	5,3	9,8	12,1	
ширина	1,98	2,24	2,5	2,0	2,0	
высота	2,35	2,35	2,8	2,6	3,1	
Масса, т	19	20	36	14	18	

При применении бурильных установок глубина шпуров изменяется от 2 до 3,75 м. В этом случае необходимо использование прямых врубов, так как обуривание вертикального клинового вруба в большинстве случаев технически неосуществимо из-за невозможности соблюдения требуемого угла наклона врубовых шпуров.

При ручном бурении шпуров площадь забоя, приходящаяся на одну бурильную машину, изменяется в широких пределах – от 2 до 5 м<sup>2</sup>.

#### 4. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На основании выполненных расчетов составляется паспорт буровзрывных работ, который включает в себя [1]: характеристику выработки; характеристику пород; схему расположения шпуров в трёх проекциях; наименования ВМ; способ взрывания; данные о способе заряжания, числе шпуров, их глубине и диаметре, массе и конструкции зарядов, последовательности и количестве приёмов взрывания зарядов, материале забойке и её длине, длинах ударно-волновых трубок систем неэлектрического взрывания; схему монтажа взрывной (электро-взрывной) сети с указанием длины (сопротивления), замедлений, схемы и времени проветривания забоя.



Дополнительно указывается величина радиуса опасной зоны, места укрытий взрывника и рабочих, установки постов охраны и предупредительных знаков.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, в паспорте должны быть указаны количество и схема расположения специальных средств по предотвращению взрывов газа (пыли), а также режим взрывных работ.

Образец заполнения паспорта буровзрывных работ приведён в Приложении 2.

## **СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01). М., 2001.
2. Взрывчатые вещества и средства инициирования. Каталог. М.: ГосНИП «РАСЧЕТ», 2003. 269 с.
3. Справочник взрывника / Под общей редакцией Б. Н. Кутузова. М.: Недра, 1988. 511 с.
4. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки.

# ПРИЛОЖЕНИЯ

## ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Образец оформления обложки отчёта

**Министерство образования и науки РФ**  
**ГОУ ВПО**  
**«Уральский государственный горный**  
**университет»**

Кафедра шахтного строительства

### **ОТЧЁТ**

по контрольной работе «Расчёт параметров и составление  
паспорта БВР на проведение горизонтальной горной выработки»

Зав. кафедрой  
Руководитель  
Студент гр. \_\_\_\_\_

проф. М. В. Корнилков

\_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_

Екатеринбург 2010

Пример паспорта БВР на проведение выработки

Утверждаю:  
Главный инженер

**Паспорт  
буровзрывных работ на проведение**

(наименование выработки)

**1. Характеристика выработки**

- 1.1. Форма сечения выработки \_\_\_\_\_
- 1.2. Площадь поперечного сечения выработки в черне, м<sup>2</sup> \_\_\_\_\_
- 1.3. Размеры сечения выработки - высота, м \_\_\_\_\_  
- ширина, м \_\_\_\_\_
- 1.4. Категория шахты по газу или пыли \_\_\_\_\_

**2. Характеристика пород**

- 2.1. Наименование пород \_\_\_\_\_
- 2.2. Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протоdjeяконова \_\_\_\_\_
- 2.3. Трещиноватость пород \_\_\_\_\_
- 2.4. Обводнённость пород \_\_\_\_\_

**3. Исходные данные**

- 3.1. Наименование ВВ и средств инициирования \_\_\_\_\_
- 3.2. Способ взрывания \_\_\_\_\_
- 3.3. Диаметры - шпуров, мм \_\_\_\_\_  
- патронов, мм \_\_\_\_\_
- 3.4. Тип вруба \_\_\_\_\_
- 3.5. Материал забойки \_\_\_\_\_
- 3.6. Схема соединения электродетонаторов \_\_\_\_\_
- 3.7. Источник электрического тока \_\_\_\_\_

**4. Расчётные данные по шпурам**

№№ шпуров	Наименование шпуров по назначению	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град.	Расстояние между шпурами, м	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки в шпуре, м	Очередность взрывания, интервал замедления, мс	Примечания
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

## 5. Схема расположения шпуров

Схема расположения вычерчивается в масштабе 1:50 или 1:20 в трёх проекциях (см. Приложение 3). При применении прямых врубов дополнительно в масштабе 1:20 или 1:10 приводится схема вруба.

## 6. Конструкции зарядов

В схемах конструкций врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих зарядов указывается место установки патронов-боевиков, количество патронов, длина заряда и забойки.

## 7. Основные показатели буровзрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Коэффициент использования шпуров	-	
2	Подвигание забоя за взрыв	-	
3	Объём горной массы за взрыв	м <sup>3</sup>	
4	Количество шпуров на цикл	шт.	
5	Количество шпурометров на цикл	м	
6	Количество шпурометров на 1 погонный метр выработки	м шп./м	
7	Количество шпурометров на 1 м <sup>3</sup> взорванной породы	м шп./м <sup>3</sup>	
8	Расход ВВ на цикл	кг	
9	Расход ВВ на 1 метр выработки	кг/м	
10	Расход ВВ на 1 м <sup>3</sup> взорванной породы	кг/м <sup>3</sup>	
11	Расход средств инициирования на цикл: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	
12	Расход средств инициирования на 1 метр выработки: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	

## 8. Меры безопасности

8.1. Место укрытия взрывника и рабочих на момент взрыва \_\_\_\_\_

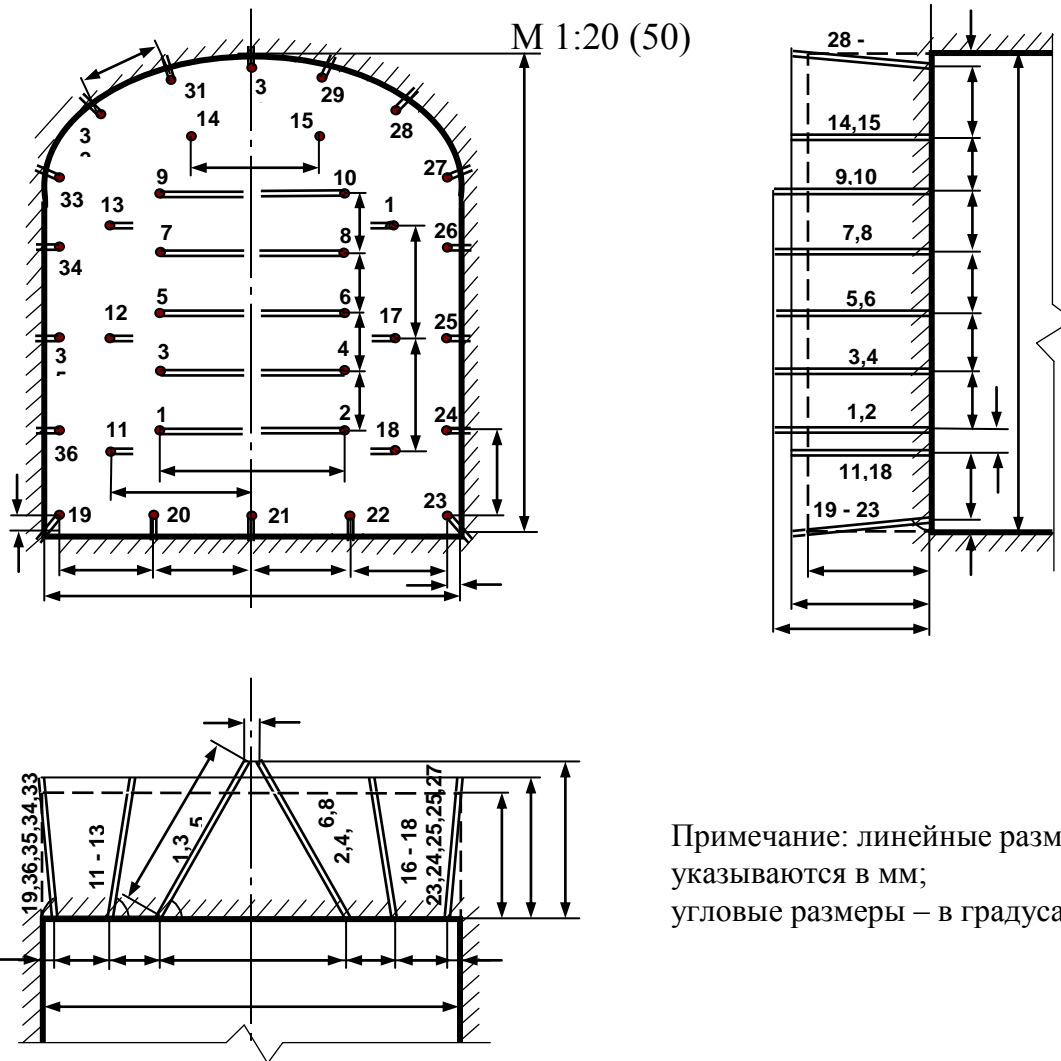
8.2. Место выставления постов \_\_\_\_\_

8.3. Время проветривания после взрыва \_\_\_\_\_

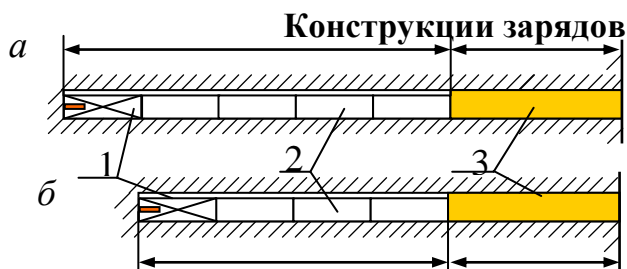
8.4. Мероприятия по подавлению пыли \_\_\_\_\_

8.5. Другие дополнительные меры безопасности \_\_\_\_\_

## Схема расположения шпуров



Примечание: линейные размеры указываются в мм; угловые размеры – в градусах.



- а* – врубовые шпуров;
- б* – вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие шпуров;
- 1 – патрон-боевик (аммонит № 6ЖВ);
- 2 – патроны ВВ (аммонит № 6ЖВ);
- 3 – забойка (песчано-глиняная, водяная)

*Примечание.* В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли, допускается взрывание зарядов без забойки (устанавливается руководителем предприятия и указывается в паспорте БВР).

**ПРИЛОЖЕНИЕ 3**

Таблица ПЗ.1

**Задания по расчету параметров и составлению паспорта бвр на проведение выработки**

№№ заданий	Наименование выработки	Форма сечения выработки*	Размеры выработки $H \times B$ , м	Площадь сечения вчерне, м <sup>2</sup>	Характеристика пород			Категория шахты по газу или пыли и наличие метана в выработке
					Коэффициент крепости $f$	Категория пород по табл. 1.12	Обводнёность**	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Квершлаг	Сводчатая	3,4 × 3,3	10,5	15	I	с	Не опасная
2			3,4 × 4,0	12,0	12	I	у	
3			3,4 × 3,6	11,3	14	I	о	
4			3,4 × 3,2	10,2	10	I	у	
5			3,3 × 3,5	10,7	12	I	о	
6			3,1 × 3,2	9,2	10	I	о	
7			3,3 × 3,7	11,3	6	II	о	
8			3,5 × 3,2	10,5	8	II	с	
9			3,6 × 3,8	12,7	8	IV	у	
10			3,5 × 3,9	12,6	10	II	с	
11			3,4 × 3,4	10,8	6	III	о	
12			3,2 × 3,0	9,0	12	IV	у	
13			3,5 × 3,9	12,6	18	IV	о	
14			3,1 × 3,2	9,2	5	III	о	
15			3,4 × 3,6	11,3	8	III	с	
16			3,3 × 3,5	10,7	18	II	с	
17			3,5 × 3,2	10,5	14	I	о	
18			3,1 × 3,2	9,2	20	II	у	
19			3,4 × 4,0	12,5	16	I	о	
20			3,4 × 4,0	12,5	4	III	о	

1	2	3	4	5	6	7	8	9
21	Квершлаг	Трапецевид.	$3,5 \times 3,7 / 3,3$	12,3	8	II	с	
22			$3,5 \times 3,9 / 3,1$	12,3	10	I	о	
23			$3,5 \times 3,7 / 3,0$	11,7	12	III	с	
24			$3,6 \times 3,9 / 3,1$	12,6	14	III	у	
25			$3,0 \times 3,6 / 2,9$	9,8	16	I	о	
26			$3,8 \times 3,4 / 2,8$	11,8	18	I	с	
27			$3,6 \times 4,0 / 3,3$	13,1	6	VI	с	
28			$3,6 \times 4,2 / 3,5$	13,9	8	III	о	
29			$3,6 \times 4,0 / 3,3$	13,1	10	III	у	
30			$3,6 \times 4,2 / 3,5$	13,9	15	I	с	
31			$3,6 \times 4,0 / 3,3$	13,1	18	II	у	
32			$3,5 \times 3,9 / 3,1$	12,3	6	IV	о	
33			$3,2 \times 3,9 / 3,1$	11,2	8	III	о	
34			$3,5 \times 3,9 / 3,1$	12,3	9	III	о	
35			$3,2 \times 3,9 / 3,1$	11,2	14	III	у	
36			$3,6 \times 3,8 / 3,0$	12,2	18	I	с	
37			$3,6 \times 3,8 / 3,0$	12,2	8	III	о	
38			$3,4 \times 3,8 / 3,0$	11,6	12	II	у	
39		Сводчатая	$3,7 \times 5,0$	16,8	6	IV	с	
40			$3,7 \times 5,0$	16,8	9	III	у	
41			$3,7 \times 4,5$	15,2	11	IV	с	
42			$3,7 \times 5,0$	16,8	13	II	с	
43			$3,7 \times 4,4$	14,9	14	I	о	

1	2	3	4	5	6	7	8	9
44	Квершлаг	Сводчатая	3,5 × 4,6	15,5	16	II	о	Не опасная
45			3,6 × 4,9	16,0	4	IV	о	
46			3,6 × 4,7	15,4	8	III	у	
47			3,6 × 4,9	16,0	10	II	с	
48			3,6 × 4,2	13,9	12	II	о	
49			3,6 × 4,9	16,0	14	II	о	
50			3,6 × 4,9	16,0	6	II	с	
51			3,6 × 4,3	14,2	8	III	о	
52			3,7 × 4,3	14,2	4	IV	о	
53			3,7 × 4,0	13,7	6	IV	с	
54			3,7 × 4,3	14,2	9	III	о	
55			3,7 × 3,9	13,4	10	II	о	
56			3,7 × 4,9	16,5	10	II	о	
57			3,7 × 4,1	14,0	14	II	с	
58			3,9 × 4,0	14,5	16	I	у	
59	Штрек	Арочная	3,0 × 3,2	8,5	4	IV	о	I
60			3,0 × 3,4	8,9	6	IV	о	II
61			3,3 × 3,3	9,7	8	III	с	III
62			3,3 × 3,4	10,0	4	III	у	II
63			3,2 × 3,2	9,1	6	II	с	III – выделения метана отсутствуют
64			2,8 × 3,4	8,3	4	IV	о	II
65			3,0 × 3,2	8,5	10	II	о	III – выделения метана отсутствуют
66			3,0 × 2,8	7,5	2 (уголь)	IV	с	II
67			3,2 × 4,0	11,0	2 (уголь)	IV	о	II
68			3,6 × 3,8	12,1	2	IV	о	III



1	2	3	4	5	6	7	8	9
69	Штрек	Сводчатая	3,2 × 4,0	11,0	5	IV	у	II
70			3,2 × 4,0	11,0	8	II	у	IV – выделения метана отсутствуют
71			3,4 × 4,0	11,8	6	III	с	
72			3,2 × 4,0	11,0	12	I	у	II – выделения метана отсутствуют
73			4,2 × 4,4	16,4	1,5 (уголь)	IV	с	I
74			4,0 × 4,2	14,9	4	IV	у	I
75			4,2 × 4,4	16,4	6	III	с	II
76			4,0 × 4,2	14,9	8	II	с	IV – выделения метана отсутствуют
77			3,8 × 4,4	14,6	7	II	о	III
78			4,2 × 5,0	18,3	8	IV	с	I
79			3,8 × 4,4	14,6	10	I	о	II – выделения метана отсутствуют
80			3,4 × 4,0	11,8	10	II	о	

\* Рекомендации для вычерчивания контура поперечного сечения выработки приведены в Приложении 4.

\*\* В столбце 8 «Обводнённость пород» приняты следующие обозначения: с – сухие, у – увлажнённые и о – обводнённые.

Формы поперечного сечения горизонтальных выработок

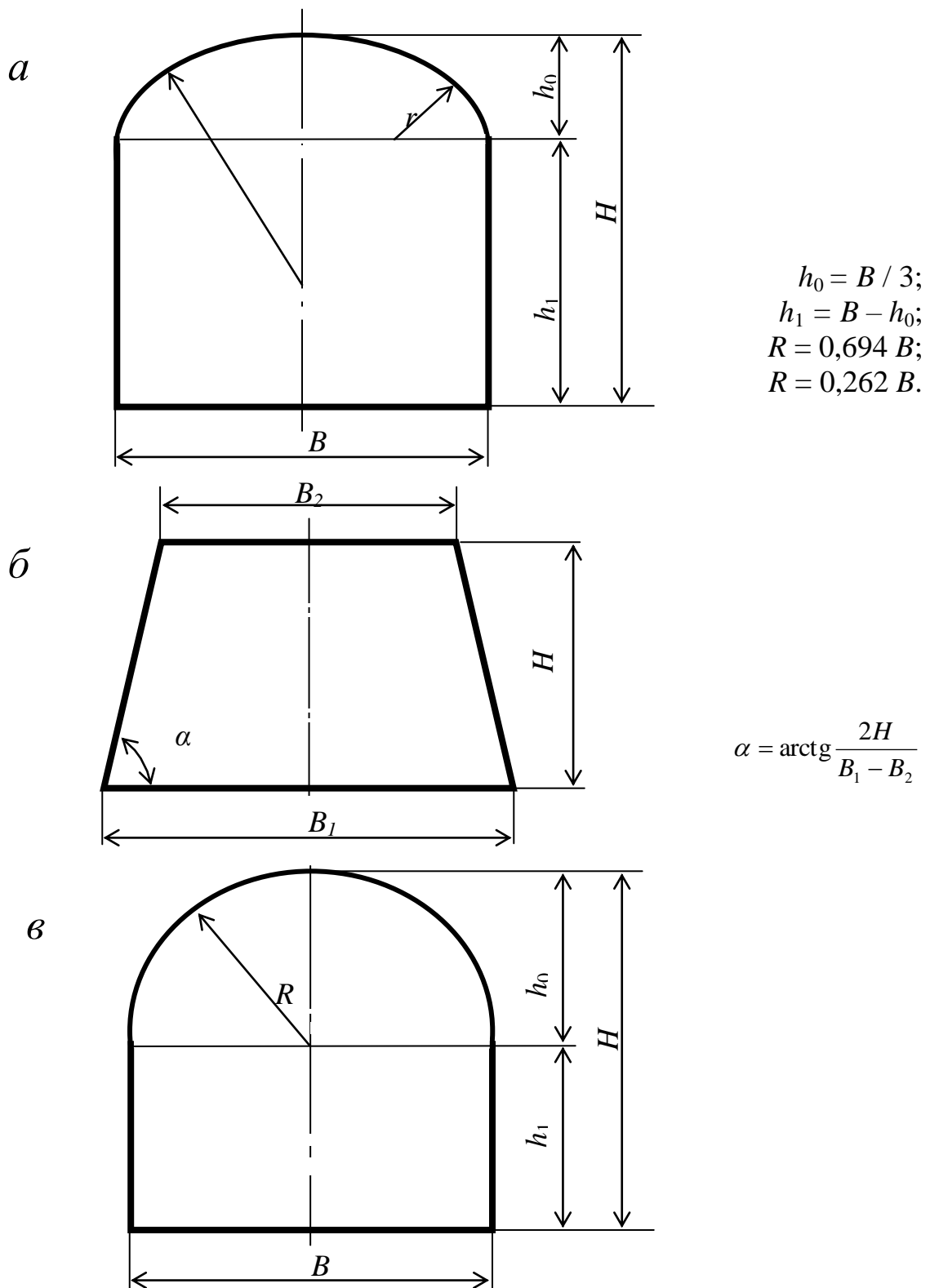


Рис. П4.1. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок:  
*a* – сводчатая с трёхциркульным (коробовым) сводом;  
*б* – трапецевидная;  
*в* – арочная с полуциркульным сводом

Формулы для вычисления площади поперечного сечения и периметра выработок приведены в табл. П4.1.

Таблица П4.1

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения	Периметр
Сводчатая с коробовым сводом	$B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,33 \cdot B$
Трапецевидная	$\frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H$	$B_1 + B_2 + \frac{2H}{\cos \alpha}$
Арочная с полуциркульным сводом	$B \cdot (h_1 + 0,39 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,57 \cdot B$

Учебное издание

Петрушин Алексей Геннадьевич  
Лещуков Николай Николаевич

## РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

*Учебно-методическое пособие по выполнению контрольной работы по дисциплине  
«Разрушение горных пород»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

Подписано в печать  
Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.  
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.  
Печ. л. 2,6. Уч.-изд. л. 3,28. Тираж 400. Заказ

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

Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»



А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа

## **РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД**

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе и  
выполнению практических работ по дисциплине  
«Разрушение горных пород»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

Екатеринбург – 2019

Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-  
технологического факультета

«\_\_\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2019 г.

Председатель комиссии

\_\_\_\_\_ ст.преп. Н. В. Колчина

А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа

## **РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД**

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе и выполнению  
практических работ по дисциплине «Разрушение горных пород»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

*Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,  
д-р техн. наук.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета  
Уральского государственного горного университета

*Разрушение горных пород: Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе по дисциплине для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / А. Г. Петрушин, Н. Н. Лещуков, Д. В. Прищепа; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 59 с.*

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины в соответствии с учебником [1].

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов и выполнению практических заданий всех специализаций специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Разрушение горных пород».

© Уральский государственный  
горный университет, 2019  
© Петрушин А.Г., Лещуков Н.Н.,  
© Прищепа Д. В.

## Оглавление

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА .....	6
2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ .....	7
3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ.....	19
Практико-ориентированное задание №1 .....	19
Практико-ориентированное задание №2 .....	23
Практико-ориентированное задание №3 .....	26



## 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 180 часов или 5 зачетных единиц. Из них 89 часов отводится на самостоятельную работу студентов.

По курсу «Разрушение горных пород» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – *освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита практико-ориентированных заданий; подготовка и защита контрольной работы*. Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС).

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

## 1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В следующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Разрушение горных пород». Она содержит названия 30 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 учебнике по курсу [1].

При освоении указанных ниже тем *рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента:*

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебнику [1] освоите 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. 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.

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

### Тема 1. Краткая история развития взрывных работ.

Значение взрывных работ в горнодобывающей промышленности и в строительстве. История развития взрывных работ.

*Литература:* [1]

#### *Контрольные вопросы:*

1. Охарактеризуйте основные вехи развития взрывных работ.
2. Опишите первую технологию ведения взрывных работ в горном деле.
3. Назовите первое нитроглицериновое взрывчатое вещество.
4. Опишите историю развития средств инициирования.

### Тема 2. Современные виды взрывных работ.

Современные виды взрывных работ в промышленности. Основные виды взрывных работ. Специальные виды взрывных работ.

*Литература:* [1]

#### *Контрольные вопросы:*

1. Назовите современные виды взрывных работ.
2. Назовите современные виды специальных взрывных работ.

### Тема 2. Способы бурения шпуров и скважин.

Классификация способов бурения шпуров и скважин. Механическое бурение и его виды. Термическое бурение и его виды. Специальные виды бурения шпуров и скважин.

*Литература:* [1, 5]

#### *Контрольные вопросы:*

1. Приведите классификацию способов бурения шпуров и скважин.
2. Опишите суть механических видов бурения шпуров и скважин.
3. Опишите суть термических видов бурения шпуров и скважин.
4. Опишите суть специальных видов бурения шпуров и скважин.
5. Укажите рациональные области применения механических, термических и специальных видов бурения шпуров и скважин.

### Тема 3. Ударно-поворотный способ бурения.

Механизм разрушения горных пород при ударно-поворотном бурении. Механизмы скола и выкола. Зависимость скорости ударно-поворотного бурения от осевого усилия, частоты вращения. Оборудование.

*Литература:* [1, 5]

#### *Контрольные вопросы:*

1. Укажите рациональную область применения ударно-поворотного бурения.
2. Охарактеризуйте механизмы скола и выкола.
3. Опишите механизм разрушения горных пород при ударном внедрении инструмента.
4. Укажите бурильные машины ударно-поворотного бурения.
5. Отметьте факторы, которые повышают энергоемкость ударного бурения по сравнению с другими способами.
6. Укажите последовательность процессов, происходящих при разрушении породы при ударном бурении.

#### **Тема 4. Вращательный способ бурения.**

Технические средства вращательного бурения. Работа ядра уплотнения при резании пород. Зависимость объема разрушения от толщины стружки. Режимы самозаточки и затупления режущей грани сверла. Оборудование.

**Литература:** [1, 5]

##### ***Контрольные вопросы:***

1. Назовите преимущества вращательного бурения.
2. Укажите бурильные машины вращательного бурения.
3. Охарактеризуйте основные механизмы износа и затупления бурового инструмента при вращательном бурении.
4. Опишите механизм разрушения горных пород при вращательном бурении.

#### **Тема 5. Ударно-вращательный и вращательно-ударный способ бурения.**

Технические средства бурения. Совместное действие механизмов удара и резания. Зависимость энергоемкости бурения от усилий подачи на инструмент.

**Литература:** [1, 5]

##### ***Контрольные вопросы:***

1. Укажите область применения вращательно-ударного бурения.
2. Укажите область применения ударно-вращательного бурения.
3. Назовите преимущества вращательно-ударного бурения.
4. Охарактеризуйте зависимость энергоемкости бурения от усилия подачи.
5. Назовите машины и механизмы, реализующие ударно-вращательный способ бурения.
6. Назовите машины и механизмы, реализующие вращательно-ударный способ бурения.

## **Тема 6. Шарошечное бурение.**

Технические средства бурения. Механизм шарошечного бурения. Режимы бурения в зависимости от осевого усилия. Контактная прочность пород как критерий буримости.

**Литература:** [1, 5]

### ***Контрольные вопросы:***

1. Назовите особенности шарошечного бурения.
2. Опишите зависимость скорости бурения от величины осевого усилия.
3. Назовите машины и механизмы, реализующие шарошечное бурение.
4. Укажите область применения шарошечного бурения.

## **Тема 7. Основы теории взрыва и взрывчатых веществ.**

Виды взрыва: механический, тепловой, электрический, ядерный, химический. Необходимые условия химического взрыва. Взрывчатое вещество. Классификация взрывчатых систем по физическому состоянию.

**Литература:** [1, 3]

### ***Контрольные вопросы:***

1. Дайте определение понятию взрыв.
2. Приведите пример механического взрыва.
3. Приведите пример Теплового взрыва.
4. Приведите примеры тепловых взрывов.
5. Охарактеризуйте химический взрыв.
6. Назовите необходимые условия химического взрыва.

## **Тема 8. Свойства взрывчатых веществ.**

Классификация свойств взрывчатых веществ. Технологические свойства взрывчатых веществ. Специальные свойства взрывчатых веществ.

**Литература:** [1, 2]

### ***Контрольные вопросы:***

1. Приведите классификацию свойств взрывчатых веществ.
2. Назовите основные технологические свойства взрывчатых веществ.
3. Что такое кислородный баланс.
4. Назовите виды кислородного баланса.
5. Какие газы выделяются при положительном кислородном балансе.
6. При каком кислородном балансе образуется окись углерода (CO)?

**Тема 9. Начальный импульс и чувствительность взрывчатых веществ.**

Начальный импульс. Виды начального импульса. Инициирование. Чувствительность взрывчатых веществ. Способы изменения чувствительности.

**Литература:** [1]

**Контрольные вопросы:**

1. Дайте определение понятию «Начальный импульс».
2. Охарактеризуйте тепловой начальный импульс.
3. Какой вид начального импульса является основным для горного дела?
4. Перечислите пробы на чувствительность.
5. Что такое сенсibilизатор?
6. Приведите пример веществ вводимых в состав взрывчатых веществ для флегматизации.

**Тема 10. Формы химического превращения взрывчатых веществ.**

Основные формы химического превращения взрывчатых веществ. Режимы химического превращения: термический распад, горение, конвективное горение, детонация

**Литература:** [1, 2, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Перечислите основные формы химического превращения.
2. Дайте характеристику горению как форме химического превращения.
3. Дайте характеристику детонации как форме химического превращения.

**Тема 11. Основные положения теории детонации.**

Механизм детонации. Графическая интерпретация процесса детонации – адиабата Гюгонио. Количественная оценка характеристик процесса детонации.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Перечислите особенности детонационной волны.
2. Дайте определение понятию «Детонация».
3. Приведите основные детонационные характеристики взрывчатых веществ.

**Тема 12. Экспериментальные методы определения скорости детонации.**

Классификация методов определения скорости детонации взрывчатых веществ. Метод Дотриша. Осциллографический метод. Метод скоростной фотосъемки. Реостатный метод.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Охарактеризуйте метод Дотриша, для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
2. Назовите отличительные особенности осциллографического метода для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
3. Опишите процедуру измерения скорости детонации используя реостатный метод.

### **Тема 13. Факторы, влияющие на скорость и устойчивость детонации.**

Группы факторов влияющие на скорость и устойчивости детонации. Влияние внутреннего состава и строения на скорость и устойчивость детонации. Влияние условий взрывания на скорость детонации.

**Литература:** [1, 3]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Как влияет дисперсность взрывчатого вещества на скорость и устойчивость детонации?
2. Как влияет плотность взрывчатого веществ на скорость детонации?
3. Дайте определение понятию «критический диаметр детонации».
4. Как влияет на скорость и устойчивость детонации наличие плотной оболочки на заряде взрывчатого вещества.
5. Влияние величины начального импульса на устойчивость детонации.

### **Тема 14. Работа взрыва.**

Работа взрыва: баланс энергии при взрыве. Потери при переходе потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва. Полезная работа взрыва. Бризантность и фугасность. Пробы на бризантность и фугасность.

**Литература:** [1, 3]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Опишите переход потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва.
2. Чем обусловлены химические потери при взрыве?
3. Чем обусловлены тепловые потери при взрыве?
4. Охарактеризуйте бесполезные формы работы взрыва.
5. Что такое бризантность взрывчатых веществ.
6. Назовите формы проявления фугасной работы взрыва.

**Тема 15. Основные положения теории предохранительных взрывчатых веществ.**

Необходимость применения предохранительных взрывчатых веществ. Теории предохранительных взрывчатых веществ. Методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

**Литература:** [1, 2]

**Контрольные вопросы:**

1. Дайте определение понятию пламегаситель.
2. Дайте определение понятию ингибитор.
3. Перечислите основные гипотезы воспламенения горючих шахтных сред.
4. Перечислите возможные пути предотвращения воспламенения горючих шахтных сред.
5. Охарактеризуйте методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

### **Тема 16. Заряд взрывчатого вещества.**

Заряды взрывчатых веществ. Классификация. Воронка взрыва и ее элементы. Показатель действия взрыва.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. По каким признакам классифицируются заряды взрывчатых веществ.
2. Перечислите элементы воронки взрыва.
3. Что такое показатель действия взрыва.
4. Как классифицируются заряды взрывчатых веществ по показателю действия взрыва.

### **Тема 17. Действие взрыва.**

Действие сосредоточенного заряда в твердой однородной безграничной среде и при наличии обнаженной поверхности. Стадии разрушения: образование газовой полости, зоны дробления, зона радиальных и кольцевых трещин, откольные явления. Соотношение бризантного и фугасного действия взрыва в зависимости от акустической жесткости разрушаемых пород.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Отрадите последовательность развития взрыва в горных породах.
2. Отметьте области действия взрыва, образующие зону регулируемого дробления.
3. Какие трещины образуются в горной породе при падении давления и обратной деформации пород в сторону зарядной полости?



4. Какие трещины образуются при отражении волны сжатия от свободной поверхности горной породы?

### **Тема 18. Классификации промышленных взрывчатых веществ.**

Классификация ВВ: по характеру воздействия на окружающую среду, по чувствительности к простым формам начального импульса, физическому состоянию. Классификация по химическому составу – индивидуальные ВВ и взрывчатые смеси. Классы ВВ по условиям применения.

**Литература:** [1, 2, 4, 6]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. К какой группе относятся взрывчатые вещества, имеющие скорость детонации 4000 м/с?
2. Какие классы промышленных ВВ выделяют по химическому составу?
3. К какому классу промышленных ВВ по химическому составу относится тротил, детонит?
4. Какие ВВ можно использовать только при взрывных работах на поверхности, в шахтах опасных по газу и пыли? Укажите номер класса и цвет оболочки.
5. Какой цвет имеют патроны предохранительных ВВ?
6. По какому характерному признаку выделяют первичные и вторичные ВВ?

### **Тема 19. Непредохранительные взрывчатые вещества I класса по условиям применения.**

Предъявляемые требования. Нитросоединения: свойства, ассортимент, область применения. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения.

**Литература:** [1, 2, 7]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Назовите основные свойства гранулолола.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ.
3. Бестротиловые взрывчатые вещества: особенности, свойства.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ.

### **Тема 20. Непредохранительные взрывчатые вещества II класса по условиям применения.**

Предъявляемые требования. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Порошкообразные ВВ – аммониты и аммоналы. Свойства и область применения.

**Литература:** [1, 2, 7]

**Контрольные вопросы:**

1. Назовите основные свойства граммонита 79/21.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.
3. Назовите отличительные особенности патронированных аммонитов.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.

**Тема 21. Предохранительные взрывчатые вещества III – VII классов по условиям применения.**

Требования к энергетическим и детонационным характеристикам предохранительных ВВ. Требования к кислородному балансу. Требования к составу и строению зарядов.

**Литература:** [1, 2, 7]

**Контрольные вопросы:**

1. Перечислите названию взрывчатых веществ III класса по условиям применения.
2. Какие добавки вводят в состав предохранительных взрывчатых веществ?
3. Укажите требования, предъявляемые к предохранительным ВВ.

**Тема 22. Методы производства взрывных работ.**

Классификация методов производства взрывных работ. Метод шпуровых зарядов. Метод скважинных зарядов. Метод камерных зарядов. Метод наружных зарядов. Область применения, достоинства и недостатки методов.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Укажите области применения метода шпуровых зарядов в подземных условиях.
2. Укажите область применения метода шпуровых зарядов при открытой разработке месторождений.
3. Укажите область применения метода скважинных зарядов.
4. Укажите область применения метода наружных зарядов.

### **Тема 23. Метод шпуровых зарядов при проведении подземных горных выработок.**

Состав проходческого цикла. Коэффициент использования шпуров (КИШ). Коэффициент излишка сечения (КИС). Врубовые, отбойные и оконтуривающие шпуры. Очередность взрывания. Конструкции шпуровых зарядов. Размер и качество забойки. Прямое и обратное инициирование зарядов. Назначение и типы врубов. Конструкции наклонных врубов; их достоинства и недостатки. Конструкции прямых врубов; их достоинства и недостатки. Комбинированные врубы. Принципы расчета параметров буровзрывных работ.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Укажите типы шпуров при проходке выработки.
2. Укажите очередность взрывания шпуров в типовой технологии проходки выработок.
3. Укажите условия, соответствующие обратному инициированию заряда.
4. Отметьте достоинства прямого инициирования заряда ВВ по сравнению с обратным.
5. Отметьте достоинства обратного инициирования заряда ВВ по сравнению с прямым.

### **Тема 24. Метод шпуровых зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.**

Технология шпуровой отбойки при разработке рудных месторождений. Расчет параметров БВР. Технология шпуровой отбойки угля. Правила безопасности при использовании метода шпуровой отбойки.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Опишите существо метода шпуровых зарядов при добыче полезных ископаемых подземным способом.
2. Укажите классы ВВ допущенные к применению при шпуровой отбойке по углю.
3. Какой способ взрывания допущен к применению при шпуровой отбойке угля?
4. Какова допустимая величина уходки (м) при добыче угля методом шпуровых зарядов?

5. Какова величина предельного содержания метана в забое (в %), при котором разрешена отбойка угля методом шпуровых зарядов?

**Тема 25. Метод скважинных зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.**

Отбойка вертикальными и горизонтальными слоями. Параллельное и веерное расположение скважин – преимущества и недостатки. Схемы отбойки руды в блоке. Расчет параметров скважинной отбойки. Бурение, зарядание и взрывание скважин. Правила безопасности при скважинной отбойке.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Укажите преимущества параллельного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с веерным расположением скважин).
2. Укажите преимущества веерного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с параллельным расположением скважин).
3. Укажите способы бурения скважин при отбойке руды в подземных условиях.
4. Какой тип ВВ обычно применяют при механизированном зарядании скважин?
5. Укажите показатели, входящие в формулу определения удельного расхода ВВ при скважинной отбойке руды в подземных условиях.

**Тема 26. Метод скважинных зарядов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.**

Расположение скважин на уступе и их бурение. Принципы расчета параметров буровзрывных работ. Схемы взрывания скважинных зарядов при однорядном и многорядном взрывании скважин.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Укажите рациональные способы бурения скважин при открытой разработке месторождений.
2. Удельный расход ВВ на карьерах определяется по эталонному  $q_0$ , с учетом поправочных коэффициентов. Укажите факторы, определяющие величину данных коэффициентов.
3. Укажите основные способы взрывания зарядов взрывчатых веществ, используемых на земной поверхности.

4. Перечислите основные взрывчатые вещества, используемые при ведении взрывных работ на земной поверхности.

### **Тема 27. Метод камерных зарядов.**

Расположение выработок при использовании камерных зарядов. Камерные заряды рыхления и их расчет. Камерные заряды выброса и их расчет. Камерные заряды на сброс и их расчет.

**Литература:** [1, 3]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. В каких случаях целесообразно использовать метод камерных зарядов при открытой разработке месторождений?
2. Назовите достоинства и недостатки метода камерных зарядов.

### **Тема 28. Взрывное разрушение негабарита.**

Характеристики, область применения, достоинства и недостатки различных способов разделки негабарита: наружными, шпуровыми, кумулятивными зарядами, гидровзрывание.

**Литература:** [1, 3]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита накладными зарядами.
2. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита шпуровыми зарядами.
3. Укажите способы взрывного дробления негабарита при открытой разработке месторождений.

### **Тема 29. Техническая документация для производства взрывных работ.**

Необходимая техническая документация для производства взрывных работ: типовой проект взрывных работ, проект массового взрыва, паспорт буровзрывных работ, схема взрывных работ.

**Литература:** [1, 4, 6, 8]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Что входит в состав типового проекта взрывных работ?
2. Опишите процедуру составления и утверждения паспорта буровзрывных работ.
3. Для каких работ составляется схема взрывных работ.
4. В каких случаях составляется проект массового взрыва?

### **Тема 30. Персонал для взрывных работ.**

Требования к лицам, допущенным к ведению взрывных работ: руководитель взрывных работ, мастер-взрывник, заведующий складом ВМ, раздатчики ВМ и лаборанты складов ВМ.

**Литература:** [1, 4, 6, 8]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Какие требования предъявляются к руководителям взрывных работ?
2. Какие требования предъявляются к взрывникам?
3. В течение какого периода времени проходит стажировка взрывника?
4. Требования в заведующему склада взрывчатых материалов.

### 3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ

#### Практико-ориентированное задание №1

Расчет кислородного баланса и составление рецептур промышленных взрывчатых веществ.

Цель: овладение методикой расчета кислородного баланса взрывчатых веществ и принципами составления рецептур промышленных взрывчатых веществ.

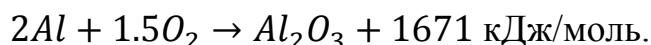
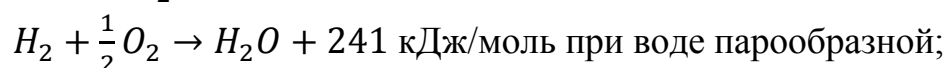
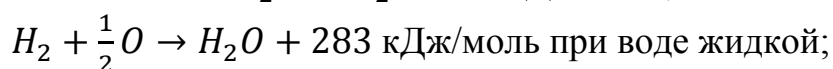
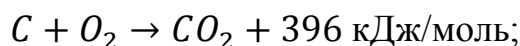
#### *Краткая теория*

#### *Определение кислородного баланса*

Кислородным балансом называется отношение избытка или недостатка кислорода во взрывчатом веществе (ВВ) для полного окисления горючих элементов (водорода, углерода, металлов и т. п.), выраженное в грамм-атомах, к грамм-молекулярной массе ВВ. Кислородный баланс выражается в долях или процентах.

Под полным окислением понимается окисление водорода в воду, а углерода в углекислый газ. При этом выделяется также молекулярный азот и кислород. Если в составе ВВ находится металл, то образуется его высший окисел.

Реакции полного окисления:



Следовательно, если ВВ имеет состав в виде  $C_aH_bN_cO_d$ , то кислородный баланс (%)

$$K_6 = \frac{\left[ d - \left( 2a + \frac{b}{2} \right) \right] \cdot 16}{M_{BB}} 100\%, \quad (1.1)$$

где 16 – относительный атомная масса кислорода;  $M_{BB}$  – молекулярная масса ВВ.

При

$$d > 2a + \frac{b}{2} \quad (1.2)$$

имеет положительный кислородный баланс;

при

$$d = 2a + \frac{b}{2} \quad (1.3)$$

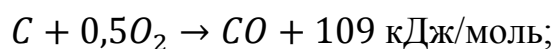
нулевой кислородный баланс;  
при

$$d < 2a + \frac{b}{2} \quad (1.4)$$

отрицательный кислородный баланс.

Взрывчатые вещества с нулевым кислородным балансом выделяют максимальное количество энергии и минимальное количество ядовитых газов.

При взрыве ВВ с отрицательным кислородным балансом в зависимости от относительного количества кислорода образуются либо ядовитая окись углерода (угарный газ) с меньшим выделением тепла, чем при образовании углекислоты, т. е.



либо чистый углерод в виде сажи, резко снижающий образование газов.

При положительном кислородном балансе уменьшается выделение энергии, так как образуется ядовитая окись азота с поглощением тепла по реакции



*Пример 1.* Определить кислородный баланс тротила  $C_7H_5(NO_2)_3$ , относительная молекулярная масса которого 227.

Для полного окисления необходимо  $2a + b/2$  или  $2 \cdot 7 + 5/2 = 16,5$  атомов кислорода.

В наличии имеется 6 атомов кислорода.

Следовательно,

$$K_6 = \frac{[6 - (2 \cdot 7 + \frac{5}{2})] \cdot 16}{227} 100\% = -74\%.$$

*Пример 2.* Определить кислородный баланс граммонита 30/70. Граммонит 30/70 состоит из 30% аммиачной селитры  $NH_4NO_3$  и 70% тротила.

Кислородный баланс аммиачной селитры АС, определенный вышеуказанным способом, равен +20%.

Кислородный баланс граммонита 30/70:

$$0,3 \cdot 20 + 0,7 \cdot -74 = -45,5\%.$$



## ***Составление рецептуры промышленных ВВ***

При изготовлении промышленных ВВ обычно состав подбирается таким, чтобы был нулевой кислородный баланс. Для изготовления патронированных ВВ принимается небольшой положительный кислородный баланс для окисления материала оболочки патронов. Для подземных работ при взрыве 1 кг ВВ должно выделяться не более 40 л ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода. Если образуются окислы азота и сернистый газ, то для перевода их к условной окиси углерода принимается поправочный коэффициент соответственно 6,5 и 2,5.

Для открытых горных работ, особенно для ВВ, применяемых в обводненных условиях, требования к кислородному балансу ВВ не такие жесткие.

Пример 1. Составить рецептуру игданита с нулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры и дизельного топлива (ДТ) с кислородным балансом – 320%.

Количество весовых частей аммиачной селитры для окисления одной части дизельного топлива равно

$$n = \frac{[КБ_{ДТ}]}{[КБ_{АС}]},$$

где  $КБ_{ДТ}$  – кислородный баланс дизельного топлива;

$КБ_{АС}$  – кислородный баланс аммиачной селитры.

$$n = \frac{320}{20} = 16.$$

Содержание дизельного топлива во взрывчатом веществе:

$$x = \frac{100}{1 + n},$$
$$x = \frac{100}{1 + 16} = 5,9 \text{ \%}.$$

Соответственно содержание аммиачной селитры

$$100 - x = 100 - 5,9 = 94,1\%.$$

Следовательно, формула игданита:

94,1% аммиачной селитры; 5,9% дизельного топлива.

Пример 2. Определить рецептуру ВВ с пулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры ( $\text{NH}_4\text{NO}_3$ ) и тротила ( $\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$ ).

Кислородный баланс тротила  $-74\%$ , относительная молекулярная масса 227. Кислородный баланс аммиачной селитры  $+20\%$ , относительная молекулярная масса 80.

Состав смеси должен отвечать условию:

$$x(-74\%) + (100 - x) 20\% = 0,$$

где  $x$  – содержание в смеси тротила, %.

Решение данного уравнения показывает, что  $x \approx 21\%$  и  $(100 - x) = 79\%$ . Такому составу смеси отвечают граммонит 79/21 и аммонит 6ЖВ.

Обозначим число молей аммиачной селитры через  $y$ , число молей тротила через  $z$ . Тогда из соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 227} = \frac{79}{21},$$

получим

$$y = \frac{79 \cdot z \cdot 227}{21 \cdot 80} = 10,7z.$$

Приняв  $z = 1$ , получим  $y = 10,7$ .

Следовательно, молекулярное уравнение граммонита имеет вид



Пример 3. Определить молекулярную формулу гранулита АС-8, имеющего следующий состав: 89% аммиачной селитры  $\text{NH}_4\text{NO}_3$ ; 3% солярового масла  $\text{C}_{16}\text{H}_{34}$  (относительная молекулярная масса 226); 8% алюминиевой пудры А1 (относительная молекулярная масса — 27).

Обозначив число молей солярового масла  $x$ , аммиачной селитры  $y$ , алюминиевой пудры  $z$ , можно написать химическую формулу в виде

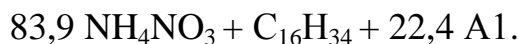


В соответствии с весовым составом можно записать следующие соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 226} = \frac{89}{3}; \quad \frac{z \cdot 27}{x \cdot 226} = \frac{8}{3},$$

Отсюда  $y = 83,9x$ ;  $z = 22,4x$ .

Примем  $x = 1$ , тогда молекулярное уравнение гранулита АС-8 имеет вид



## Практико-ориентированное задание №2

Определение работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

Цель: овладение методикой определения работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

### *Краткая теория*

#### Расчет идеальной работоспособности ВВ

Из первого закона термодинамики следует, что изменение внутренней энергии газов равно количеству тепла, сообщенного окружающей среде и произведенной работе:

$$-dE = dQ + pdV. \quad (2.1)$$

Если техническим назначением взрыва ВВ является производство механической работы, то затраты на теплообмен продуктов взрыва (ПВ) с окружающей средой являются энергетическими потерями ( $dQ$ ). Эти потери называются термодинамическими.

Идеальным с точки зрения отсутствия термодинамических потерь является адиабатический процесс расширения ПВ, т.е.  $dQ = 0$ . В этом случае изменение внутренней энергии ПВ равно количеству работы, совершаемой газами, т.е.

$$-dE = pdV = dA. \quad (2.2)$$

В реальных условиях взрывания наиболее близким к адиабатическому процессу является взрыв ПВ в воздушной среде, а, например, в горных породах термодинамические потери возрастают. Они существенно выше в пористых, хрупких, легко дробимых породах и минимальны в пластичных средах типа глин.

Мерой идеальной работоспособности ВВ может служить максимальная работа, которую совершают ПВ при своем адиабатическом расширении до давления окружающей среды (воздушной, водной, горной), т.е. когда остаточное давление ПВ уравнивается противодействием среды атмосферным, гидростатическим или горным давлением.

Идеальная работоспособность ВВ является одной из важнейших энергетических характеристик ВВ. Она дополняет теплоту взрыва, показывая теоретическую возможность реализации энергетического потенциала ВВ в механическую работу.

Идеальную работоспособность (полную идеальную работу взрыва) можно определить, как разность между значениями внутренней энергии ПВ в момент их образования и к концу расширения:

$$A_{и} = \int dE = \int_{T_1}^{T_2} \overline{C_V} dT = \overline{C_V} * (T_1 - T_2) = \overline{C_V} T_1 \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) \quad (2.3)$$

где  $\overline{C_V}$  - средняя теплоемкость продуктов взрыва в интервалах изменения температуры взрыва от  $T_1$  до  $T_2$ ;

$T_1$  - начальная температура взрыва;

$T_2$  - конечная температура ПВ.

Для газовых взрывааемых систем, расширение ПВ которых происходит вдоль изоэнтропы вида  $pV^y = \text{const}$ , пользуясь уравнением Клайперона ( $PV'=RT$ ), получаем

$$\frac{T_2}{T_1} = \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1} = \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}} \quad (2.4)$$

Окончательно получаем

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right); \quad (2.5)$$

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1}\right); \quad (2.6)$$

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right); \quad (2.7)$$

где  $Q_{взр}$  - потенциальная энергия ВВ (полная тепловая энергия), кДж/кг;

$V_1$  и  $V_2$  - начальный и конечный удельные объемы ПВ, м<sup>3</sup>/кг;

$P_1$  и  $P_2$  - начальное и конечное давление ПВ, Па;

$y = C_p/C_v$  – показатель адиабаты.

Эти же формулы могут быть использованы для расчета  $A_u$  конденсированных ВВ.

При взрыве в воздухе ( $P_2 = 1,01 \cdot 10^5$  Па) полная идеальная работа взрыва определяется

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{1,01 \cdot 10^5}{P_{ПВ}}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right), \text{ кДж/кг.} \quad (2.8)$$

#### Расчет полного термодинамического КПД взрыва

Вышеприведенную формулу (2.8) можно представить в виде

$$A_u = Q_{взр} - q_T \quad (2.9)$$

Здесь величина  $q_T = Q_{\text{взр}} - A_u = C_{v2} * T_2$  - термодинамические потери энергии ВВ в продуктах взрыва по достижении ими атмосферного давления. Это остаточное тепло идет на свечение ПВ после их расширения.

Отношение идеальной работоспособности к выделившейся тепловой энергии взрыва называется идеальным термодинамическим КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}}, \quad (2.10)$$

или с учетом формулы (2.7)

$$\eta = 1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}}, \quad (2.11)$$

Идеальный термодинамический КПД взрыва определяет часть тепловой энергии, которая может быть использована для совершения механической работы взрыва.

Величины идеальной работоспособности ( $A_u$ ) и полного термодинамического КПД ( $\Pi$ ) существенно зависят от свойств продуктов взрыва, влияющих на показатель адиабаты,  $y = C_p/C_v$ . Если в ПВ содержится 2/3 молекул двухатомных газов и 1/3 — одноатомных (гексоген), то  $y = 1,25$ . Если в ПВ содержится 2/3 трехатомных газов и 1/3 двухатомных (нитроглицерин), то  $y = 1,2$ . Величина  $y$  снижается (соответственно снижается  $A_u$  и  $\eta$ ), если в ПВ содержатся четырех и пятиатомные газы, а также твердые продукты (NaCl, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и др.). В этих случаях  $y = 1,15$ , и  $1,05$ .

Пример 1. Определить полную идеальную работоспособность и термодинамический КПД аммонита 6ЖВ при плотности заряжания 900 кг/м<sup>3</sup> и следующих параметрах взрывного превращения:

$$V_{\text{нв}} = 0,86 \text{ м}^3/\text{кг},$$

$$Q_{\text{взр}} = 4300 \text{ кДж/кг};$$

$$T_{\text{взр}} = 2600^\circ \text{ К}.$$

Для расчета показатель адиабаты принимается  $y=1,25$ . Определение давления ПВ при взрыве аммонита 6ЖВ:

$$P = \frac{1,01 * 10^5 * 0,86 * 2600 * 900}{273 * (1 - 0,001 * 0,86 * 900)} = 3,3 * 10^9,$$

Откуда полная идеальная работоспособность

$$A_u = Q_{\text{взр}} \left( 1 - \left( \frac{1,01 * 10^5}{P_{\text{ПВ}}} \right)^{\frac{y-1}{y}} \right) = 4300 * \left( 1 - \left( \frac{1,01 * 10^5}{3,3 * 10^9} \right)^{\frac{1,25-1}{1,25}} \right) = 3762,2 \frac{\text{кДж}}{\text{кг}}.$$

Полный термодинамический КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}} = \frac{3762,2}{4300} = 0,875$$

или  $\eta = 87,5\%$

### **Практико-ориентированное задание №3**

Расчет параметров и составление паспорта буровзрывных работ на проведение горизонтальной горной выработки.

Цель: овладение методикой расчета параметров буровзрывных работ (БВР) при проведении подземных горных выработок и составления паспорта БВР.

#### ***Краткая теория***

Проведение горных выработок буровзрывным способом осуществляется по паспортам буровзрывных работ (БВР). Паспорта утверждаются руководителем того предприятия, которое ведёт взрывные работы. С паспортом БВР ознакомляется весь персонал, осуществляющий буровзрывные работы в данной выработке.

Паспорт составляется для каждого забоя выработки на основании расчетов и утверждается с учётом результатов не менее трёх опытных взрываний. По разрешению руководителя предприятия (шахты, рудника) допускается вместо опытных взрываний использовать результаты взрывов, проведённых в аналогичных условиях.

Расчёт, необходимый для составления паспорта, сводится к выбору и определению основных параметров буровзрывных работ для проведения выработки. К основным параметрам относятся: тип взрывчатого вещества (ВВ) и средства инициирования (СИ), диаметр и глубина шпуров, тип вруба, удельный заряд ВВ, количество шпуров и конструкции зарядов, расход взрывчатых материалов.

#### ***3.1. Общие положения***

Буровзрывной комплекс работ занимает от 30 до 60 % общего времени проходческого цикла в зависимости от горнотехнических условий.

При проведении горных выработок буровзрывные работы должны обеспечить заданные размеры и форму поперечного сечения выработки, точное оконтуривание её профиля, качественное дробление породы и сосредоточенное размещение её в забое, нормативную величину коэффициента излишка сечения (КИС), высокий коэффициент использования шпуров (КИШ).

Эти требования соблюдаются при условии правильного выбора параметров буровзрывных работ: типа ВВ, типа и параметров вруба, величины и конструкции заряда в шпуре, диаметра и глубины шпуров, числа и расположения их в забое, способа и очередности взрывания зарядов, типа

бурового оборудования, качества буровых работ, организации проходческих работ и т. д.

### ***3.2. Определение параметров буровзрывных работ***

#### ***3.2.1. Выбор взрывчатых материалов***

При выборе взрывчатых материалов (ВМ) руководствуются требованиями безопасного производства взрывных работ, регламентированных «Правилами безопасности при взрывных работах» [6] с учетом физико-механических свойств горных пород и горнотехнических условий.

Рекомендуемые взрывчатые вещества (ВВ) [7] в зависимости от условий работ, обводнённости и крепости пород, способа заряжания представлены в табл. 3.1.

В шахтах, не опасных по газу или пыли, при проведении горизонтальных выработок допускается применение электрического взрывания и систем неэлектрического взрывания с низкоэнергетическими волноводами.

Таблица 3.1

## Рекомендуемые ВВ

Условия взрывных работ	Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород $f$	Тип ВВ	Способ заряжания
Выработки, не опасные по взрыву газа или пыли	Сухие шпуры	до 12	Гранулит М Граммонит 79/21 Гранулит АС-4В Гранулит-игданит	Механизи- рованный
			Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Гранулит АС-8В	Механизи- рованный
			Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	Ручной
	Обводнённые шпуры	до 12	Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	
Выработки, опасные по взрыву газа и пыли	Сухие и обводнённые шпуры	Для взрывания по породе	Аммонит АП-5ЖВ	Ручной
		Для взрывания по углю с учетом степени опасности	IV кл. Аммонит Т-19 Аммонит ПЖВ-20 V кл. Угленит Э-6 VI кл. Угленит 12ЦБ	
	Для водораспыления	Открытый заряд	Ионит	

На угольных шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только взрывание с применением электродетонаторов. При полном отсутствии в забоях проходимых выработок метана или угольной пыли, допускается применение непридохранительных ВВ II класса и электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения количества приёмов и пропускаемых серий замедлений.

Основные характеристики ВВ, применяемых при проходке подземных горных выработок, приведены в табл. 3.2.



Таблица 3.2

## Характеристики ВВ

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность в патронах или насыпная, кг/м <sup>3</sup>	Удельная объемная энергия взрыва при средней плотности, кДж/кг	Коэффициент взрывной эффективности при плотности ВВ 1000 кг/м <sup>3</sup>	Расстояние передачи детонации между патронами, см		Диаметр патронов, мм	Масса патрона, кг	Длина патрона, мм
					Сухие	После выдержки в воде			
Аммонит № 6ЖВ	3561	1000-1100	3917	1,0	5-9	3-6	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал М-10	4410	950-1100	4520	1,15	4	3	32	0,2	250
Детонит М	4316	1000-1200	4963	1,27	8-18	5-15	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал скальный № 1	4420	1000-1100	4641	1,18	8-14	5-10	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонит АП-5ЖВ	2991	1000-1150	3215	0,82	5-10	2-7	36	0,3	250
Аммонит Т-19	2564	1000-1200	2820	0,72	7-12	4-8	36	0,3	240
Угленит Э-6	1946	1100-1250	2289	0,58	5-12	3-10	36	0,3	240
Угленит 12 ЦБ	1770	1200-1350	2256	0,58	4	2	36	0,3	240
Ионит	1482	1000-1200	1704	0,44	–	–	36	0,3	240
Гранулит М	3163	780-820 (1000-1150)*	3384	0,86					
Гранулит АС-4В	3645	800-850 (1100-1200)*	4192	1,07					
Гранулит АС-8В	3997	800-850 (1100-1200)*	4597	1,17					
Гранулит-игданит	3150	800-850 (1100-1200)*	3760	0,85					

\* Плотность при механизированном зарядании

Технические характеристики электродетонаторов, применяемых при проведении горных выработок, приведены в табл. 3.3. Все электродетонаторы являются водоустойчивыми.

Таблица 3.3

**Электродетонаторы для шахт и рудников**

Тип электродетонаторов	Кол-во серий	Интервалы замедления, мс (с)	Безопасный ток, А	Гарантийный ток, А	Сопротивление, Ом	Примечание
ЭД-8Ж(Э)	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы непригодные для нормальной чувствительности
ЭД-3-Н	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭД-1-8-Т	1	0	1,0	5,0	0,5-0,75	Электродетонаторы непригодные для пониженной чувствительности к блуждающим токам
ЭД-3-Т	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭДКЗ-ОП	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы предохранительные нормальной чувствительности
ЭДКЗ-П	5	25, 50, 75, 100, 125 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭДКЗ-ПМ	7	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭД-КЗ-ПКМ	9	4, 20, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	

Детонирующие шнуры ДША, ДШВ и ДШЭ-12 и др. применяют при необходимости одновременного взрывания врубовых, нижних подошвенных шпуров, а также в рассредоточенных зарядах с целью передачи детонации всем частям шпурового заряда.

В последние годы на подземных взрывных работах получил широкое распространение новый способ инициирования зарядов ВВ – система неэлектрического взрывания различных модификаций: Нонель (Швеция), СИНВ, Эдилин (Россия) и др.

В табл. 3.4 представлены характеристики систем СИНВ и ДБИ для взрывных работ в рудниках и угольных шахтах, где допущено применение неперехватываемых взрывчатых веществ II класса.

Устройства СИНВ-Ш и ДБИЗ служат для трансляции инициирующего сигнала и инициирования боевиков шпуровых зарядов с заданной временной задержкой. В боевике каждого шпурового заряда размещается КД устройства СИНВ-Ш или ДБИЗ заданного интервала замедления.

Таблица 3.4

#### Характеристики систем неэлектрического инициирования

Устройство	Интервал замедления, мс	Назначение
СИНВ-Ш	0, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	Изготовление патронов-боевиков
ДБИЗ	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	

*Примечание.* Интервалы замедлений приведены при длине ударно-волновой трубки (УВТ) 1 м. Добавление каждого метра длины УВТ увеличивает время замедления на 0,5 мс.

УВТ, выходящие из шпуров, инициируются одновременно от устройств СИНВ-П мгновенного действия (СИНВ-П-0), смонтированных в единую сеть. Длина УВТ стартового устройства (магистральной части сети) выбирается из условия безопасного подрыва и может составлять несколько сот метров.

При проходке подземных выработок обычно применяется следующая схема: УВТ, выходящие из шпуров, собираются в связки (пучки), которые соединяются в единую сеть детонирующим шнуром. Детонирующий шнур обвязывается вокруг связки двойной петлёй. Количество УВТ в одной связке не должно превышать 15 шт. Иницирование сети из детонирующего шнура производится электродетонатором или электрозажигательной трубкой.

### 3.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров

Расположение шпуров в забое, величина заходки и показатели взрыва во многом определяются типом вруба. Врубы по характеру действия делятся на две группы:

- врубы с наклонными к оси выработки шпурами – наклонные врубы;
- врубы с параллельными к оси выработки шпурами – прямые врубы.

Тип вруба и глубину шпуров с учетом горнотехнических условий следует принимать по данным табл. 3.5.

Таблица 3.5

Тип вруба и глубина шпуров

Тип буровой техники	Сечение выработки, м <sup>2</sup>	
	менее 6	более 6
Переносные перфораторы, ручные электросвёрла и пневмосвёрла	Прямые врубы при глубине шпуров более 1,5 м	Наклонные врубы при глубине шпуров не более (0,35–0,5) ширины выработки; прямые врубы при глубине шпуров до 2–2,5 м
Установки механизированного бурения	–	Прямые врубы с максимальной возможной глубиной по технической характеристике машины

Из наклонных врубов наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Другие врубы с наклонными шпурами (пирамидальный, горизонтальный клиновой и его разновидности, веерный и т. д.) не получили достаточно широкого распространения из-за сложности обуривания и узкой рекомендуемой области применения (забои, проводимые по пласту угля при малой его мощности, при наличии слабых прослоек пород по забою, при ярко выраженном контакте слабых пород с более крепкими вмещающими породами и т. д.).

Высокая эффективность врубов с наклонными шпурами и преимущества их по сравнению с прямыми врубами достигаются только при ограниченной глубине шпуров и определенном сечении выработки. При проходке выработок в крепких породах ( $f > 12$ ) с применением вертикального клинового вруба длина заходки не превышает обычно 0,35 ширины выработки ( $B$ ) из-за технической невозможности бурения врубовых шпуров под углом наклона, обеспечивающим эффективную работу вруба. При глубине шпуров более 0,5  $B$ , применении буровых кареток, а также в выработках малого сечения (менее 6 м<sup>2</sup>) наиболее эффективны прямые врубы, глубина которых ограничивается точностью бурения в зависимости от типа буровой техники.

При глубине шпуров, принятой по рекомендациям табл. 1.5, проектную величину КИШ следует принимать равной 0,85–0,95 с учётом крепости горных пород.

### 1.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов

#### 1.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб

При ограниченной глубине шпуров (1,2–2,0 м) наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Параметры вертикального клинового вруба в зависимости от крепости пород применительно к аммониту № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм в шпурах диаметром 42 мм ориентировочно по данным практики можно принять по данным табл. 3.6.

Таблица 3.6

Параметры вертикального клинового вруба

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород $f$	Расстояние по вертикали между парами шпуров, мм	Количество шпуров во врубе при сечении выработки (м <sup>2</sup> )		Угол наклона шпуров к плоскости забоя $\alpha$ , град.
			до 12	более 12	
IV-V	1-6	500	4	4-6	75-70
VI	6-8	450	4-6	6-8	68
VII	8-10	400	6-8	8-10	65
VIII	10-13	350	8-10	10-12	63
IX	13-16	300	10-12	12-14	60
X	16-18	300	10-12	12-14	58
XI	20	250	10-12	12-14	55

При применении другого типа ВВ и изменении диаметра шпуров расстояние между парами врубовых шпуров определяется с учётом поправочного коэффициента по формуле:

$$k = 1,25 \sqrt{e} \cdot d_3/d, \quad (3.1)$$

где  $e$  – коэффициент взрывной эффективности (см. табл. 1.2),

$d_3$  – диаметр заряда,

$d$  – диаметр заряжаемой полости (шпура или скважины).

С увеличением коэффициента крепости пород (см. табл. 3.6) угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя уменьшается. Поэтому предельную глубину вертикального клинового вруба (рис. 3.1) при бурении шпуров ручными перфораторами в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки рекомендуется принимать по табл. 1.7 или по формуле:

$$h_{вр} = 0,25 B \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} - 0,3, \quad (3.2)$$

где  $B$  – ширина выработки, м

$\alpha$  – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град. (см. рис. 3.1).

Предельная глубина вертикального клинового вруба  $h_{вр}$ , м

Ширина выработки, м	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,1	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

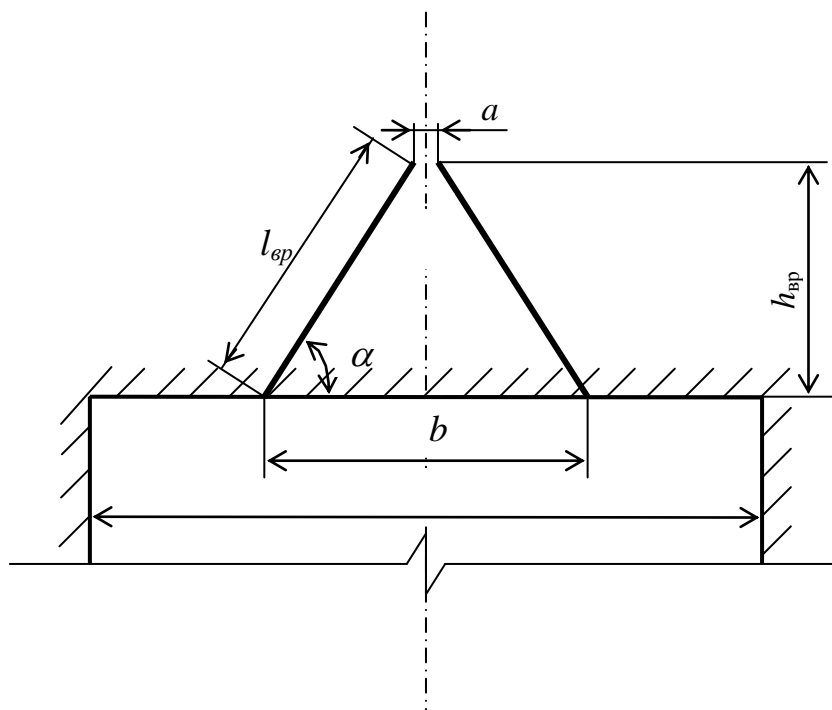


Рис. 3.1. Схема вертикального клинового вруба

Глубину врубовых шпуров следует принимать на 0,1-0,2 м больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров:

$$h_{вр} = h_{шп} + (0,1 \div 0,2), \quad (3.3)$$

где  $h_{шп}$  – глубина (длина) вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Длину шпуров клинового вруба определяют с учетом угла их наклона:

$$l_{вр} = h_{вр} / \sin \alpha, \quad (3.4)$$

где  $\alpha$  – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Расстояние между устьями в паре шпуров клинового вруба определяют по зависимости:

$$b = 2 h_{вр} / \operatorname{tg} \alpha + a, \quad (3.5)$$

где  $a$  – расстояние между забоями пары сходящихся шпуров клинового вруба, м (в зависимости от коэффициента крепости пород  $a = 0,15-0,2$  м).

После расчета основных параметров вруба следует проверить графическим способом техническую возможность обуривания вертикального клинового вруба с учетом принятого бурового оборудования. С этой целью в масштабе 1:20 – 1:50 вычерчивается план забоя (вид сверху) с наложением пары врубовых шпуров и обязательного соблюдения принятого угла наклона шпуров  $\alpha$ .

Если ширина выработки не позволяет с учётом габаритов бурильной машины (см. рис. 3.1) обурить рассчитанный вруб, то следует уменьшить глубину врубовых шпуров или принять другой тип вруба. При применении бурильных установок стрела автоподатчика должна свободно размещаться при заданном угле наклона врубовых шпуров между точкой забуривания врубового шпура и стенкой выработки. При бурении переносными перфораторами или ручными электросвёрлами врубовые шпуры могут буриться в 2-3 приёма комплектом штанг различной длины (например: 0,5 м; 1,2 м; 2,0 м).

### 3.2.3.2. Прямые врубы

Из прямых врубов (рис. 1.2) наиболее широкое распространение получили следующие конструкции: призматический симметричный  $a$ ; щелевой  $b$ ; спиральный  $c$  и двойной спиральный  $d$ .

Прямые врубы представляют собой комбинацию параллельных заряженных шпуров, взрыв которых работает на компенсационную полость, создаваемую холостым шпуром (системой холостых шпуров) или скважиной. Взрыв последующих шпуров расширяет врубовую полость до размеров, достаточных для последующей отбойки вспомогательными (отбойными) шпурами с постоянной, предельной для конкретных горнотехнических условий линией сопротивления.

Параметры прямых врубов принимаются в зависимости от конструкции вруба, крепости пород, диаметра компенсационной полости (шпура или скважины, их количества). Наиболее ответственными являются первый шпур или серия шпуров, взрываемых на компенсационную полость. Поэтому для повышения эффективности взрыва целесообразно в качестве компенсационной полости использовать шпур увеличенного диаметра, систему холостых шпуров или скважину.

Расстояние между компенсационной полостью и первым взрываемым шпуром или серией шпуров (пробивное расстояние  $W_1$ ) рекомендуется принимать для шпуров диаметром 42 мм при использовании аммонита № 6 ЖВ в патронах диаметром 32 мм по табл. 1.8.

При применении другого типа ВВ или другой конструкции заряда пробивное расстояние  $W_1$ , определенное по табл. 1.7, умножается на поправочный коэффициент, рассчитанный по формуле (1.1).

Пробивные расстояния  $W_1$  учитывают возможное отклонение шпуров от заданного направления. С увеличением глубины шпуров растет их отклонение, поэтому при глубине шпуров до 2,5 м достаточно принимать диаметр первона-

чальной компенсационной полости не более 50-60 мм; при шпурах глубиной до 3 м – 70-105 мм и при шпурах до 4 м – 105-125 мм, что позволит сохранить КИШ в пределах 0,85-0,9.

Пробивные расстояния для шпуров, взрывааемых вторыми и последующими во врубе ( $W_1, W_2, W_3$  и т. д.), принимаются равными 0,8 от ширины (наибольшего размера) ранее образованной врубовой полости.

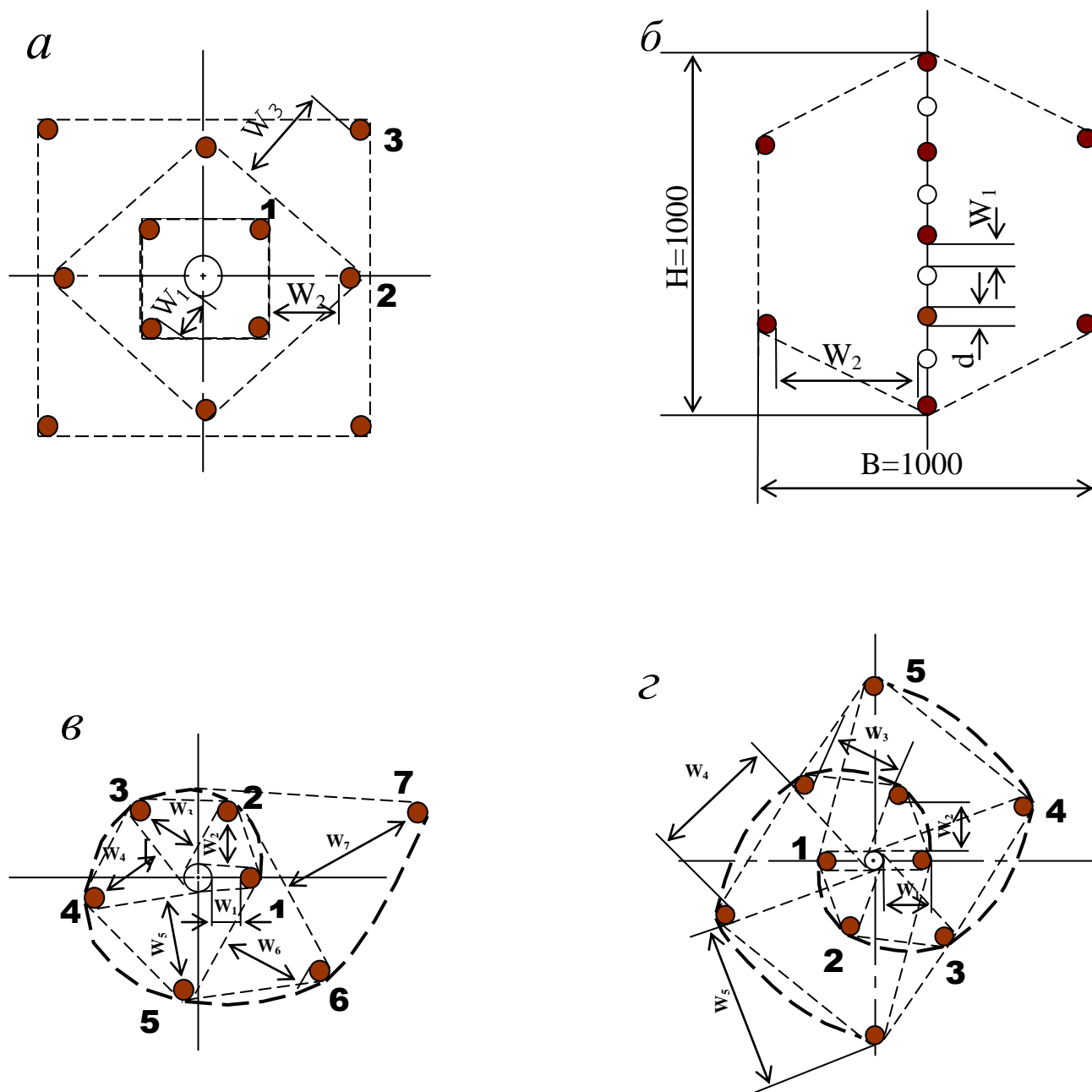


Рис. 3.2. Конструкции прямых врубов:  
*a* – призматический симметричный; *б* – щелевой; *в* – спиральный;  
*г* – двойной спиральный



**Пробивные расстояния  $W_1$ , мм**

Диаметр холостого шпура или скважины $D_x$ , мм	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	115	100	90	80	60	60	55
51	125	110	100	90	80	70	65
56	150	130	110	95	90	85	75
75	170	150	130	105	100	95	85
105	190	170	150	120	110	105	95
125	230	200	170	140	120	110	100

Например, пробивное расстояние для шпуров спирального вруба, взрывааемых вторыми, т. е. на обнаженную поверхность, образованную взрывом первого шпура, определяют по данным табл. 3.9 или по зависимости, мм:

$$W_2 = 0,8 \cdot (W_1 + D_x + d), \quad (3.6)$$

где  $W_1$  – пробивное расстояние для первого шпура (см. табл. 1.7);

$D_x$  – диаметр компенсационной полости (холостого шпура или скважины);

$d$  – диаметр заряженных шпуров.

Пробивные расстояния ( $W_2$ ,  $W_3$  и т. д.) для любого типа вруба могут быть определены графически путем последовательного построения расширяющейся врубовой полости (см. рис. 1.2) в масштабе 1:5.

Таблица 3.9

**Пробивные расстояния  $W_2$ , мм**

Диаметр холостого шпура или скважины $D_x$ , мм	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	170	150	140	130	120	115	110
51	180	160	150	140	130	120	115
56	210	180	170	160	150	140	130
75	260	210	200	185	170	150	140
105	300	260	240	215	200	185	175
125	340	300	270	250	230	220	215

Расчёты и построения выполняются до тех пор, пока не образуется врубовая полость размером в пределах от 0,9×0,9 до 1,2×1,2 м. Такой размер врубовой полости является достаточным и позволяет в дальнейшем производить отбойку породы вспомогательными и оконтуривающими шпурами уже с постоянной линией наименьшего сопротивления, которая соответствует предельному пробивному расстоянию шпурового заряда при взрывании его на неограниченную свободную поверхность.

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров при их диаметре 42 мм, заряженных аммонитом № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм, приведены в табл. 3.10.

Таблица 3.10

**Предельные пробивные расстояния  
для вспомогательных и оконтуривающих шпуров, мм**

Диаметр шпуров, мм	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	1000-900	800	700	650	600	550	500

Опыт работы и расчёты показывают, что для образования врубовой полости сечением 0,8-1,4 м<sup>2</sup> необходимо принять 8-12 шпуров в зависимости от диаметра компенсационной полости и коэффициента крепости пород.

При применении щелевого вруба пробивное расстояние между заряжаемыми и холостыми шпурами принимается по данным табл. 1.8. Количество заряжаемых  $N_z$  и холостых  $N_x$  шпуров в щелевом врубе при их одинаковом диаметре определяют по формулам:

$$N_z = \frac{H}{2(W_1 + d)} + 1, \quad (3.7)$$

$$N_x = \frac{H}{2(W_1 + d)}, \quad (3.8)$$

где  $H$  – высота вруба, мм;

$W_1$  – пробивное расстояние, мм;

$d$  – диаметр шпуров, мм.

Щелевой вруб (рис. 3.2, б) высотой 1000 мм с последующим расширением полости четырьмя шпурами дает высокие показатели в породах любой крепости и в выработках любого сечения. Пробивное расстояние  $W_2$  для шпуров, взрывааемых во вторую очередь, принимается равным 500 мм, а расстояние между шпурами по вертикали 700–800 мм в породах любой крепости.

Могут быть приняты другие конструкции прямых врубов, но принцип расчета их параметров будет аналогичен.

После расчета параметров принятого прямого вруба (пробивных расстояний и числа шпуров во врубе) определяется площадь вруба по забою выработки, что необходимо для определения количества остальных шпуров.

Глубина (длина) холостых и заряжаемых шпуров прямого вруба должна приниматься больше на 10 % по сравнению с глубиной вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

При ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу или пыли, при определении расстояний между смежными шпурами следует придерживаться дополнительных требований ЕПБ.

Расстояние от заряда ВВ до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и не менее 0,3 м по породе, в том числе и при взрывании зарядов в породном негабарите. В случае применения ВВ VI класса при взрывании по углю это расстояние допускается уменьшать до 0,3 м.

Минимально допустимые расстояния между смежными (взрываемыми последовательно) шпуровыми зарядами должны соответствовать данным табл. 3.11.

В породах с  $f > 10$  расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно определяться нормативами, разработанными по согласованию с организацией-экспертом по безопасности работ.

Поскольку при применении прямых врубов с незаряжаемыми шпурами (см. рис. 3.2) данные требования, как правило, невыполнимы, то в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, применяются прямые врубы, работающие по принципу воронкообразования.

Таблица 3.11

**Минимально допустимые расстояния между смежными шпуровыми зарядами**

Условия взрывания	Класса ВВ			
	II	III-IV	V	VI
По углю	0,6	0,6	0,5	0,4
По породе:				
при $f < 7$	0,5	0,45	0,3	0,25
при $f > 10$	0,4	0,3	–	–

В породах с коэффициентом крепости  $f < 6$  обычно применяется прямой призматический вруб из 4–6 шпуров, которые располагаются по контуру окружности или периметру прямоугольника и взрываются одновременно в один приём. Расстояние между врубовыми шпурами следует принимать в соответствии с рекомендациями табл. 3.11. При проведении выработок в более крепких породах целесообразно использовать двойной призматический вруб из 6–8 шпуров с соблюдением тех же требований, которые взрываются короткозамедленно и последовательно в два приёма.

### 3.2.4. Определение удельного заряда ВВ

Величина удельного заряда ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для заряжания в шпуры единицы объёма обуренного массива (с учетом эффективного разрушения), зависит от крепости пород, сечения выработки, типа ВВ и условий взрывания (наличия обнажённой поверхности, структуры породы, плотности ВВ при заряжании, типа вруба).

Удельный заряд **при врубах с наклонными шпурами** рекомендуется определять по видоизменённой формуле Н. М. Покровского:

$$q = 0,1 \cdot f \cdot f_1 \cdot v / e, \quad (3.9)$$

где  $q$  – удельный заряд ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$f$  – коэффициент крепости по М. М. Протоdjяконову. В породах с  $f > 16$  в формуле (3.9) принимать 0,08 вместо 0,1;

$f_1$  – коэффициент структуры породы;

$\nu$  – коэффициент зажима породы, зависящий от площади поперечного сечения выработки и количества обнажённых поверхностей;

$e$  – коэффициент взрывной эффективности заряда ВВ.

Коэффициент относительной эффективности заряда ВВ определяется из выражения

$$e = \frac{Q_{\text{ид}} \cdot \rho}{Q_{\text{ид.э}} \cdot \rho_э}, \quad (3.10)$$

где  $Q_{\text{ид}}$ ,  $Q_{\text{ид.э}}$  – идеальная работа взрыва принятого и эталонного ВВ, кДж/кг;

$\rho$ ,  $\rho_э$  – плотность заряда принятого и эталонного ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Необходимые данные для расчета величины  $e$  принимают из табл. 3.2. При средней плотности заряда ВВ значение коэффициента взрывной эффективности можно принять из этой же таблицы. В качестве эталонного ВВ в формуле (3.10) и в табл. 3.2 принят аммонит № 6ЖВ.

Значение коэффициента структуры породы  $f_1$  принимается из табл. 3.12.

Таблица 3.12

### Коэффициент структуры породы $f_1$

Характеристика пород	Категория пород	Коэффициент структуры породы $f_1$
Монолитные, крепкие, вязкие, упругие	I	1,6
Трещиноватые, крепкие	II	1,2-1,4
Массивно-хрупкие	III	1,1
Сильнотрещиноватые, мелкослоистые, большинство пород угольных бассейнов	IV	0,8-0,9

Коэффициент зажима породы при одной обнаженной поверхности в забоях горизонтальных и наклонных выработок определяется из выражения

$$\nu = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{вч}}}}, \quad (3.11)$$

где  $S_{\text{вч}}$  – площадь поперечного сечения вчерне, м<sup>2</sup>.

При двух обнаженных поверхностях коэффициент зажима принимается в пределах  $\nu = 1,1-1,4$  (меньшие значения – для больших сечений выработок).

**При щелевом врубе на полную высоту выработки** для определения удельного заряда для шпуров по забою, кроме врубовых, в формуле (3.9) следует принимать коэффициент зажима породы  $\nu = 1,4$ .

**Прямые (дробящие) врубы** требуют повышенного удельного заряда ВВ. По формуле (3.9) при применении прямых врубов определяют удельный заряд только для вспомогательных и оконтуривающих шпуров с коэффициентом зажима породы  $\nu = 1,1-1,4$ .

### 3.2.5. Выбор диаметра шпура

Диаметр шпуров выбирается в зависимости от стандартного диаметра патрона принятого типа ВВ. В табл. 1.2 указаны стандартные диаметры патронов промышленных ВВ. При выпуске ВВ в патронах различных диаметров следует принимать диаметр патрона с учётом сечения выработки и типа буровой техники. При использовании мощных бурильных машин и при больших сечениях выработки принимают патроны с большим диаметром или механизированное зарядание гранулированными ВВ.

При применении метода контурного взрывания в оконтуривающих шпурах следует уменьшить линейную плотность заряжения. С этой целью рекомендуется применять, например, специальные патроны типа ЗКВК из аммонита № 6ЖВ диаметром 26 мм длиной 360 мм в полиэтиленовых оболочках. Эти патроны имеют соединительные муфты с лепестками, позволяющими стыковать их и центрировать по оси шпура с созданием воздушного промежутка между патронами и стенками шпура.

Диаметр шпуров при использовании патронированных ВВ принимается не менее чем на 5 мм больше диаметра патрона. При применении машин ударного-поворотного и вращательного-ударного бурения и патронированных ВВ диаметр шпуров обычно составляет 38–42 мм. При механизированном зарядании шпуров гранулированными ВВ в горнорудной промышленности диаметр шпуров принимается в пределах от 38 до 52 мм в зависимости от сечения выработки, детонационной способности ВВ и взрываемости пород.

При бурении по углю и породам угольной формации используются шпуры диаметром 37–46 мм.

### 3.2.6. Определение количества шпуров

Количество шпуров в забое зависит от физико-механических свойств пород, поперечного сечения выработки, параметров зарядов и типа принятого вруба.

Количество шпуров на забой **при врубах с наклонными шпурами** определяют по формуле проф. Н. М. Покровского

$$N = q \cdot S_{вч} / \gamma, \quad (3.12)$$

где  $q$  – удельный заряд ВВ, определяемый по формуле (1.9), кг/м<sup>3</sup>;

$S_{вч}$  – площадь сечения выработки вчерне, м<sup>2</sup>;

$\gamma$  – весовое количество ВВ (вместимость), приходящееся на 1 м шпура, кг/м.

$$\gamma = 3,14 d^2 \rho \alpha / 4, \quad (3.13)$$

где  $d$  – диаметр заряда (патрона ВВ или шпура), м;

$\rho$  – плотность ВВ в заряде, кг/м<sup>3</sup>;

$\alpha$  – коэффициент заполнения шпуров.

При ручном зарядании без уплотнения ВВ в шпуре используется параметр «диаметр патрона», а параметр «диаметр шпура» – при уплотнении патронов вручную с разрезанием оболочки или при механизированном зарядании.

При разрезании оболочки патронов плотность ВВ в шпуре принимается равной 0,9 от плотности ВВ в патроне (см. табл. 3.2). При механизированном зарядании шпуров гранулированными ВВ плотность ВВ в шпуре составляет 1150–1200 кг/м<sup>3</sup>.

Коэффициент заполнения шпуров в выработках шахт, не опасных по взрыву газа или пыли, проходимых в крепких породах, принимается максимальным (0,7-0,9).

В выработках шахт, опасных по газу или пыли и в породах с  $f = 2-8$  – коэффициент заполнения принимается 0,35-0,55; в более крепких породах – 0,5-0,6. При этом при ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, величина забойки должна быть не менее 0,5 м.

Во всех случаях с увеличением длины шпуров коэффициент заполнения шпуров увеличивается.

Полученное по формуле (3.12) количество шпуров является ориентировочным (см. табл. 3.13) и может быть изменено при необходимости на 10–15 %. Окончательно число шпуров принимается после вычерчивания схемы расположения шпуров в сечении выработки (рекомендуемый масштаб – 1:50-1:20), и только затем возобновляется расчёт.

Таблица 3.13

**Ориентировочное количество шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости пород и сечения выработок**

Коэффициент крепости пород $f$	Сечение выработки вчерне, м <sup>2</sup>						
	4	6	8	10	12	14	16
2-4	8-11	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	35-42
5-7	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	39-42	43-46
8-10	16-20	21-26	27-32	33-37	38-42	42-46	47-50
12-14	20-24	26-30	32-36	37-42	42-46	46-50	50-54
более 14	26-28	32-36	36-40	44-48	48-52	52-54	56-60

При вычерчивании схемы расположения шпуров при любом типе вруба среднее расстояние между рядами вспомогательных шпуров, между вспомогательными и оконтуривающими и между шпурами в рядах должно быть примерно одинаковым и приниматься в соответствии с рекомендациями табл. 1.10 или определяться из выражения

$$a = \sqrt{\frac{S_{вч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}}, \quad (3.14)$$

где  $S_{вч}$  – площадь сечения выработки вчерне,  $m^2$ ;

$S_{вр}$  – площадь сечения врубовой полости (для вертикального клинового вруба принимается равной половине площади прямоугольника, образованного устьями врубовых шпуров на плоскости забоя),  $m^2$ ;

$N, N_{вр}$  – общее число на забой и число врубовых шпуров.

Оконтуривающие шпуры располагают с наклоном  $85-87^\circ$  к плоскости забоя с таким расчетом, чтобы их концы вышли за проектный контур сечения выработки вчерне только за линией уходки. Забуриваются оконтуривающие шпуры на минимальном расстоянии ( $150-200$  мм) от проектного контура выработки с учётом принятой буровой техники.

**При применении прямых врубов** количество шпуров определяется по формуле

$$N = N_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) / \gamma, \quad (3.15)$$

где  $N_{вр}$  – количество врубовых шпуров (см. раздел 1.2.3.2);

$S_{вр}$  – площадь поперечного сечения прямого вруба,  $m^2$ .

При контурном взрывании число оконтуривающих шпуров необходимо увеличивать. При этом параметры зарядов в оконтуривающих шпурах (удельный заряд, расстояние между шпурами и др.) рассчитываются по специальным методикам ([3] и др.).

### 3.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов

Количество ВВ (кг) на цикл при **врубках с наклонными шпурами**

$$Q = q \cdot S_{вч} \cdot l_{шп}, \quad (3.16)$$

где  $l_{шп}$  – глубина заходки, равная глубине вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Средняя величина заряда (кг) на один шпур

$$q'_{ср} = Q / N. \quad (3.17)$$

Количество ВВ (кг) на цикл **при врубах с прямыми шпурами** (кг)

$$Q = Q_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}, \quad (3.18)$$

где  $Q_{вр}$  – количество ВВ во врубовых шпурах, принимается как сумма зарядов врубовых шпуров. Величина заряда (кг) во врубовый шпур принимается

$$q'_{вр} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \alpha \cdot l_{вр}, \quad (3.19)$$

где  $d$  – диаметр патрона ВВ или шпура, в зависимости от способа заряжания, м;

$\rho$  – плотность ВВ в заряде,  $кг/м^3$ ;

$\alpha$  – коэффициент заполнения врубового шпура,  $0,7-0,95$  (в зависимости от длины шпуров и крепости пород);

$l_{вр}$  – длина врубовых шпуров, м (принимается на 10 % больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров).

Средняя величина заряда (кг) на один вспомогательный и оконтуривающий шпур **при прямых врубах**

$$q_{ср}'' = \frac{q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}}{N - N_{вр}}. \quad (3.20)$$

При распределении ВВ по шпурам величину заряда во врубовые шпуры **при наклонных врубах** следует принимать на 10-20 % больше средней величины  $q'_{ср}$  (кг)

$$q_{вр}^* = (1,1 \div 1,2) q'_{ср}. \quad (3.21)$$

В оконтуривающих шпурах, кроме почвенных, при любых типах врубов величину заряда следует уменьшать на 10-20 % по сравнению со средней величиной  $q'_{ср}$  (кг)

$$q_{ок}^* = (0,9 \div 0,8) q'_{ср}. \quad (3.22)$$

Обычно в практике взрывных работ величина заряда во вспомогательных шпурах принимается равной средней величине заряда в шпурах  $q'_{ср}$ :

$$q_{всп}^* = q'_{ср}. \quad (3.23)$$

Полученные величины зарядов во врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпурах при ручном заряжении патронированными ВВ принимают **кратными массе патронов ВВ**.

При механизированном заряжении заряд ВВ в шпуре состоит из патрона-боевика (0,2 или 0,25 кг) и собственно заряда гранулированного ВВ, масса которого принимается кратной 0,1 кг.

После определения величин зарядов ВВ в шпурах каждой группы следует проверить возможность размещения их в шпурах, учитывая длину и массу патронов, а также линейную плотность заряжения при применении гранулированных ВВ.

Фактический расход ВВ (кг) на цикл

$$Q_{ф} = \sum q_{вр}^* + \sum q_{всп}^* + \sum q_{ок}^*. \quad (3.24)$$

Расход ВВ (кг) на погонный метр выработки

$$Q_{м} = Q_{ф} / (l_{шп} \eta), \quad (3.25)$$

где  $\eta$  – КИШ (принимается равным 0,85-0,95 в зависимости от крепости пород).

Объём горной массы за взрыв

$$Q_{гм} = S_{пр} l_{шп} \eta, \quad (3.26)$$



где  $S_{пр} = S_{вч} \cdot \text{КИС}$  – сечение выработки в проходке,  $\text{м}^2$ , которое следует определять в соответствии с рекомендациями таблицы 3.14.

Удельный расход ВВ (кг) на  $1 \text{ м}^3$  взорванной породы

$$q_p = Q_{\phi} / Q_{\text{гм}}. \quad (3.27)$$

Таблица 3.14

**Допустимое нормативное увеличение (в %) поперечного сечения горизонтальных горных выработок при проходке буровзрывным способом**

Поперечное сечение горных выработок вчерне (по проекту), $\text{м}^2$	Коэффициент крепости пород $f$		
	1–2	2–9	10–20
до 8	5*	10	12
от 8 до 15	4	8	10
более 15	3	5	7

\*Коэффициент излишка сечения:  $\text{КИС} = 1 + \Delta = 1 + 5/100 = 1,05$ .

Расход ЭД, КД (систем неэлектрического взрывания) определяется по числу взрываемых зарядов.

Расход ЭД, КД на 1 метр выработки:

$$N_m = N_{\text{кд}} / (l_{\text{шт}} \eta). \quad (3.28)$$

Удельный расход ЭД, КД на  $1 \text{ м}^3$  взорванной породы:

$$N_p = N_{\text{кд}} / (S_{\text{пр}} l_{\text{шт}} \eta). \quad (3.29)$$

Заводы-изготовители производят неэлектрические системы инициирования с длинами волноводов, определяемыми заказами потребителей.

Длина УВТ ориентировочно определяется по формуле:

$$L_{\text{увт}} = l_{\text{шт}} + B / 4 + 0,5, \quad (3.30)$$

где  $B$  – ширина выработки, м;

0,5 –длина УВТ для сборки пучков, м.

### 3.3 РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ

При расчете электровзрывной сети определяют её сопротивление и сопротивление её отдельных ветвей. Для проверки обеспечения безотказности взрывания всех электродетонаторов, включённых в сеть, при известном напряжении (принятом источнике тока) выполняется проверочный расчет, при котором определяют общую величину тока в сети и величину тока, поступающего в каждый электродетонатор.

Если необходимо выбрать источник тока, определяют общее сопротивление сети и минимальную силу тока в цепи, обеспечивающую безотказное взры-

вание всех электродетонаторов, после чего находят необходимое напряжение и подбирают источник тока (табл. 3.15).

Сопrotивление магистральных и соединительных проводов, а также участков, если они имеются при конкретной схеме взрывания, принимается по табличным данным или вычисляется по формуле

$$R = \rho (l/S), \quad (3.31)$$

где  $R$  – сопротивление проводов, Ом;

$\rho$  – удельное сопротивление материала проводов, которое принимается для медных проводов  $0,0172 \cdot 10^{-6}$ , для алюминиевых  $0,0286 \cdot 10^{-6}$  и для стальных  $0,12 \cdot 10^{-6}$  Ом·м;

$l$  – длина проводов, м. Длину проводов принимают на 10 % больше расчётной, учитывая изгибы и сrostки;

$S$  – сечение проводов, м<sup>2</sup>.

Сопrotивление электродетонаторов при расчёте сети принимается по табличным данным с учётом длины выводных проводов (см. табл. 1.3). Сопrotивление электродетонаторов нормальной чувствительности в зависимости от длины выводных медных проводов с диаметром жилы 0,5 мм составляет от 1,8 до 3,6 Ом. При расчёте величину сопротивления электродетонаторов нормальной чувствительности обычно принимают равной 3 Ом.

Таблица 3.15

#### Взрывные приборы и машинки

Наименование прибора (исполнение)	Напряжение, В	Масса, кг	Максимальное сопротивление электровзрывной сети, Ом	Назначение и область применения
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М (РВ) КВП-2/200М (РН)	600 1700	2 2,5	320 1700	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, опасных и не опасных по взрыву газа или пыли
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М (РВ)	610	2,7	320	
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3 (РН)	1600	3,0	200	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли

При электрическом способе взрывания в каждый электродетонатор нормальной чувствительности должен поступать постоянный гарантийный ток силой не менее  $I_{\text{гар}} = 1$  А при числе ЭД до 100 штук и не менее  $I_{\text{гар}} = 1,3$  А при числе ЭД более 100 штук, или переменный ток силой не менее  $I_{\text{гар}} = 2,5$  А.

Для электродетонаторов пониженной чувствительности к блуждающим токам (ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т) гарантийный ток следует принимать не менее 5 А.

Проверочный расчёт электровзрывной сети производится по следующим формулам в зависимости от схемы соединения:

а) при последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn}, \quad i = I \geq I_{\text{гар}}, \quad (3.32)$$

б) при параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + r/n}, \quad i = I/n \geq I_{\text{гар}}, \quad (3.33)$$

в) при смешанном последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn/m}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (3.34)$$

г) при смешанном параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rm/n}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (3.35)$$

где  $I$  – сила тока в электровзрывной сети, А;

$E$  – электродвижущая сила источника тока или напряжение на клеммах, В;

$R$  – сопротивление всех проводов (магистральных, соединительных, участковых) и внутреннее сопротивление источника, Ом;

$n$  – число последовательно соединённых электродетонаторов в сети или группе;

$m$  – число параллельно включённых групп электродетонаторов при смешанном соединении;

$i$  – сила тока, поступающего в каждый электродетонатор, А;

$I_{\text{гар}}$  – гарантийная сила тока, необходимая для безотказного взрывания электродетонаторов, А;

$r$  – сопротивление электродетонатора, Ом.

При проведении горизонтальных выработок обычно применяется последовательная схема соединения электродетонаторов во взрывной сети. В этом случае общее сопротивление взрывной сети можно определить по формуле:

$$R_{\text{общ}} = r_n + r_c L_c + r_m L_m, \quad (3.36)$$

где  $r_c$ ,  $r_m$  – сопротивление соответственно 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом (принимается по данным табл. 3.16 или рассчитывается по формуле (3.31));

$L_c$ ,  $L_m$  – длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м.

**Характеристики проводов для электровзрывания**

Обозначение	Назначение	Диаметр жилы, мм	Площадь сечения, мм <sup>2</sup>	Сопротивление 1 м провода, Ом/м
ВП-05	соединительные	0,5	0,196	0,090
ВП-08	магистральные	0,8	0,502	0,034
ВП-07x2	магистральные	0,7x2	0,769	0,024

Магистральные провода (постоянная взрывная магистраль) подключаются обычно на расстоянии не ближе 30 м от забоя и могут отставать от места взрыва не более чем на 100 м. Место укрытия взрывника при проходке горизонтальных выработок должно находиться не ближе 150 м от забоя. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной.

В шахтах (рудниках), опасных по газу или пыли, должны применяться электродетонаторы только с медными проводами. Это требование также распространяется на соединительные и магистральные провода (кабели) электровзрывной сети.

Если проверочный расчет показывает неприменимость последовательной схемы соединения электродетонаторов (ввиду того, что  $i < I_{\text{гап}}$ ), следует принимать последовательно-параллельную схему соединения. Тогда число последовательно включённых электродетонаторов в сети или группе и число групп, включённых параллельно, определяют по формулам

$$n = \frac{E}{2I_{\text{гап}} + R}, \quad (3.37)$$

$$m = \frac{E}{2I_{\text{гап}} + r}. \quad (3.38)$$

Если общее число электродетонаторов, подлежащих взрыванию, равно  $M = n \cdot m$ , то, определив один из множителей, вычисляют другой.

### 3.4 ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Тип бурильной машины выбирается в зависимости от коэффициента крепости горных пород, глубины шпуров и необходимой производительности машины при выполняемом объёме буровых работ.

Бурение шпуров производится ручными, колонковыми электро- и пневмосвёрлами, переносными перфораторами и бурильными установками.

Выбор типа бурильной машины и установочного приспособления в зависимости от крепости пород ориентировочно можно производить по табл. 3.1.

Ручные электросвёрла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР-19М применяются для бурения шпуров диаметром 36-44 мм и глубиной до 3 м по углю и породам с коэффициентом крепости до 4.

При бурении по крепким углям и породам средней крепости применяются электросвёрла ЭРП18Д-2М и СРП-1 с принудительной подачей.

Ручные пневматические свёрла СР-3, СР-3М, СПР-8 применяются на шахтах, опасных по газу или пыли, для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по углю и породам с коэффициентом крепости до 4. Свёрло СГ-3Б с применением пневмоподдержки применяются для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости до 6.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок при бурении шпуров диаметром 40-46 мм и глубиной до 5 м в крепких и средней крепости с коэффициентом более 5 применяют переносные перфораторы ПП36В, ПП54В, ПП54ВБ, ПП63В, ПП63ВБ, ПП63П, ПП63С, ПП63СВП массой 24-33 кг с энергией удара от 36 до 63 Дж. Обычно глубина шпуров при бурении переносными перфораторами составляет 1,5-2,5 м.

Таблица 3.17

**Область применения бурильных машин  
и установочных приспособлений**

Коэффициент крепости пород	Тип бурильных машин и установочных приспособлений
1,5–3	Ручные электросвёрла и пневмосвёрла, лёгкие перфораторы на пневмоподдержках
4–6	Бурильные установки вращательного действия, перфораторы лёгкого и среднего веса на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
7–9	Бурильные установки вращательно-ударного действия, перфораторы среднего веса и тяжёлые на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
10–20	Бурильные установки вращательно-ударного действия, тяжёлые перфораторы на пневмоподдержках, колонковые перфораторы на распорных колонках или манипуляторах

Телескопные перфораторы ПТ-29М, ПТ36М, ПТ38, ПТ48 применяются при проведении восстающих выработок и для бурения шпуров в крепких породах под анкерную (штанговую) крепь.

Для облегчения труда бурильщиков и повышения скорости бурения применяются колонковые электросвёрла, электросвёрла на манипуляторах и колонковые перфораторы.

Колонковые электросвёрла применяются при бурении шпуров диаметром 36-50 мм в породах с коэффициентом крепости 5-10. Промышленностью выпускаются колонковые электросвёрла ЭБПП-1, ЭБПП-2У5, которые устанавливаются на распорных колонках или на манипуляторах бурильных установок.

Съёмные бурильные машины типа БУЭ вращательного действия применяют на бурильных установках при бурении шпуров диаметром 42 мм, длиной до 3 м в породах с  $f < 8$ .

Колонковые перфораторы, более мощные чем ручные, применяются для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении выработок в крепких и очень крепких породах.

В горнодобывающей промышленности применяют колонковые перфораторы ПК-50, ПК-65, ПК-75, ПК-120, ПК-150. Применение колонковых перфораторов и электросвёрл на распорных колонках при проходке выработок ограничено из-за значительных затрат времени на монтаж, демонтаж и переустановку колонок. Поэтому чистое время бурения составляет 20-35 % от общих затрат времени на бурения шпуров.

Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах.

Отечественной промышленностью выпускаются бурильные установки (каретки) вращательного бурения с колонковыми электросверлами БУЭ-1м, БУЭ-2, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения БУ-1, БУР-2, СБУ-2м, СБУ-2К, УБШ.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С использованием этих установок производят около 50 % выработок.

Установки вращательного бурения применяют при проведении выработок в породах с  $f < 8$ ; ударно вращательного действия с машинами БГА-1 в породах с  $f = 6-10$ , с машинами БГА-1М, БГА-2М в породах с  $f = 10-14$ ; ударно-поворотного действия в породах с  $f = 10-20$ .

Технические характеристики бурильных установок приведены в табл. 3.2 – 3.3.

При определении бурильного оборудования следует принимать один перфоратор (сверло) не менее чем на 2 м<sup>2</sup> площади забоя горизонтальной или наклонной выработки; на каждые три рабочие машины одну резервную.

Одну бурильную установку принимают не менее чем на 9 м<sup>2</sup> площади забоя горизонтальной выработки. На каждую работающую в забое установку – рабочий и резервный комплекты инструмента.

Таблица 3.18

**Характеристики отечественных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок**

Характеристики	Тип бурильной установки					
	УБШ-204 (БУЭ-1М)	УБШ-214А	УБШ-308У (1СБУ-2)	УБШ-303 (1БУР-2)	УБШ-254	УБШ-332Д
Коэффициент крепости пород $f$	4-8	4-16	8-14	4-16	8-14	8-14
Диаметр шпуров, мм	42	42-52	42-52	42-52	42-52	42-52
Длина шпуров, м	2,75	2,75	2,8	2,8	2,4	3,0

Зона бурения, м <sup>2</sup>		6-12	4,2-12	до 20	до 20	до 12	8-22
Бурильная машина	тип	БУЭ	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	«Норит-1» (гидравл.)	М2 (БГА-2М)
	кол-во	1	1	2	2	1	2
Тип платформы		рельс.	рельс.	гусен.	рельс.	гусен.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:							
длина		8,2	6,0	7,8	7,1	7,2	11,0
ширина		1,3	1,0	1,6	1,15	1,4	1,75
высота		0,9	1,5	1,7	1,65	1,8	2,3
Масса, т		5,4	4	8,6	5	7,2	12

Таблица 3.9

### Характеристики зарубежных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики	Тип бурильной установки					
	Minimatic 205-40	Mini 206-60	Paramatic 305-60	Rocket Bomer 104S	Rocket Bomer 282S	
Коэффициент крепости пород $f$	8-20	8-20	8-20	8-20	8-20	
Диаметр шпуров, мм	32-50	32-50	32-50	32-50	32-50	
Длина шпуров, м	3,4	3,4	3,4	4,0	4,0	
Высота обуривания, м	6,0	6,4	7,1	4,7	6,3	
Ширина обуривания, м	8,8	9,8	10,4	4,7	8,7	
Зона бурения, м <sup>2</sup>	8-49	8-60	12-68	до 20	до 45	
Бурильная машина	тип	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	СОР 1838 МЕ пневмат.	СОР 1838 МЕ пневмат.
	кол-во	2	2	3	1	2
Тип платформы	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	
Размеры (м) в транспортном положении:						
длина		12,3	12,7	5,3	9,8	12,1
ширина		1,98	2,24	2,5	2,0	2,0
высота		2,35	2,35	2,8	2,6	3,1
Масса, т		19	20	36	14	18

При применении бурильных установок глубина шпуров изменяется от 2 до 3,75 м. В этом случае необходимо использование прямых врубов, так как обуривание вертикального клинового вруба в большинстве случаев технически неосуществимо из-за невозможности соблюдения требуемого угла наклона врубовых шпуров.

При ручном бурении шпуров площадь забоя, приходящаяся на одну бурильную машину, изменяется в широких пределах – от 2 до 5 м<sup>2</sup>.

### 3.5. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На основании выполненных расчетов составляется паспорт буровзрывных работ, который включает в себя: характеристику выработки; характеристику пород; схему расположения шпуров в трёх проекциях; наименования ВМ; способ взрывания; данные о способе заряжания, числе шпуров, их глубине и диаметре, массе и конструкции зарядов, последовательности и количестве приёмов взрывания зарядов, материале забойке и её длине, длинах ударно-волновых трубок систем неэлектрического взрывания; схему монтажа взрывной (электро-взрывной) сети с указанием длины (сопротивления), замедлений, схемы и времени проветривания забоя.

Дополнительно указывается величина радиуса опасной зоны, места укрытий взрывника и рабочих, установки постов охраны и предупредительных знаков.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, в паспорте должны быть указаны количество и схема расположения специальных средств по предотвращению взрывов газа (пыли), а также режим взрывных работ.

*Пример оформления графической части:*

#### Паспорт буровзрывных работ на проведение

\_\_\_\_\_   
(наименование выработки)

##### 1. Характеристика выработки

- 1.1. Форма сечения выработки \_\_\_\_\_
- 1.2. Площадь поперечного сечения выработки в черне, м<sup>2</sup> \_\_\_\_\_
- 1.3. Размеры сечения выработки - высота, м \_\_\_\_\_  
- ширина, м \_\_\_\_\_
- 1.4. Категория шахты по газу или пыли \_\_\_\_\_

##### 2. Характеристика пород

- 2.1. Наименование пород \_\_\_\_\_
- 2.2. Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протоdjяконова \_\_\_\_\_
- 2.3. Трещиноватость пород \_\_\_\_\_
- 2.4. Обводнённость пород \_\_\_\_\_

##### 3. Исходные данные

- 3.1. Наименование ВВ и средств инициирования \_\_\_\_\_
- 3.2. Способ взрывания \_\_\_\_\_
- 3.3. Диаметры - шпуров, мм \_\_\_\_\_  
- патронов, мм \_\_\_\_\_
- 3.4. Тип вруба \_\_\_\_\_
- 3.5. Материал забойки \_\_\_\_\_
- 3.6. Схема соединения электродетонаторов \_\_\_\_\_
- 3.7. Источник электрического тока \_\_\_\_\_



#### 4. Расчётные данные по шпурам

№№ шпуров	Наименование шпуров по назначению	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град.	Расстояние между шпурами, м	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки в шпуре, м	Очередность взрывания, интервал замедления, мс	Примечания
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

#### 5. Схема расположения шпуров

Схема расположения вычерчивается в масштабе 1:50 или 1:20 в трёх проекциях (см. Приложение 3). При применении прямых врубов дополнительно в масштабе 1:20 или 1:10 приводится схема вруба.

#### 6. Конструкции зарядов

В схемах конструкций врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих зарядов указывается место установки патронов-боевиков, количество патронов, длина заряда и забойки.

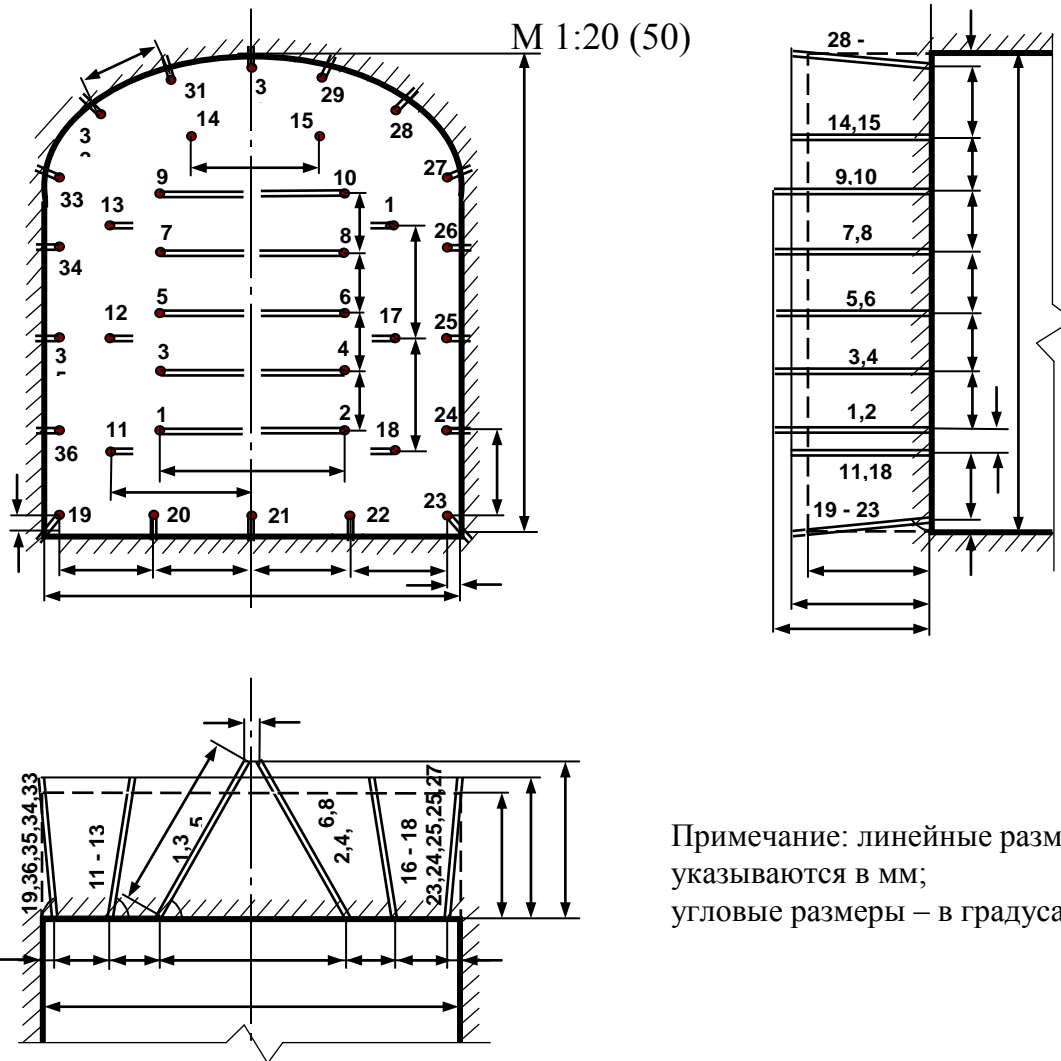
## 7. Основные показатели буровзрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Коэффициент использования шпуров	-	
2	Подвигание забоя за взрыв	-	
3	Объём горной массы за взрыв	м <sup>3</sup>	
4	Количество шпуров на цикл	шт.	
5	Количество шпурометров на цикл	м	
6	Количество шпурометров на 1 погонный метр выработки	м шп./м	
7	Количество шпурометров на 1 м <sup>3</sup> взорванной породы	м шп./м <sup>3</sup>	
8	Расход ВВ на цикл	кг	
9	Расход ВВ на 1 метр выработки	кг/м	
10	Расход ВВ на 1 м <sup>3</sup> взорванной породы	кг/м <sup>3</sup>	
11	Расход средств инициирования на цикл: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	
12	Расход средств инициирования на 1 метр выработки: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	

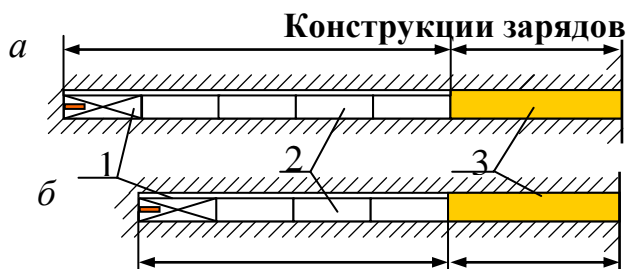
## 8. Меры безопасности

- 8.1. Место укрытия взрывника и рабочих на момент взрыва \_\_\_\_\_
- 8.2. Место выставления постов \_\_\_\_\_
- 8.3. Время проветривания после взрыва \_\_\_\_\_
- 8.4. Мероприятия по подавлению пыли \_\_\_\_\_
- 8.5. Другие дополнительные меры безопасности \_\_\_\_\_

## Схема расположения шпуров



Примечание: линейные размеры указываются в мм; угловые размеры – в градусах.



- а* – врубовые шпуры;  
*б* – вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие шпуры;  
 1 – патрон-боевик (аммонит № 6ЖВ);  
 2 – патроны ВВ (аммонит № 6ЖВ);  
 3 – забойка (песчано-глиняная, водяная)

*Примечание.* В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли, допускается взрывание зарядов без забойки (устанавливается руководителем предприятия и указывается в паспорте БВР).

### Формы поперечного сечения горизонтальных выработок

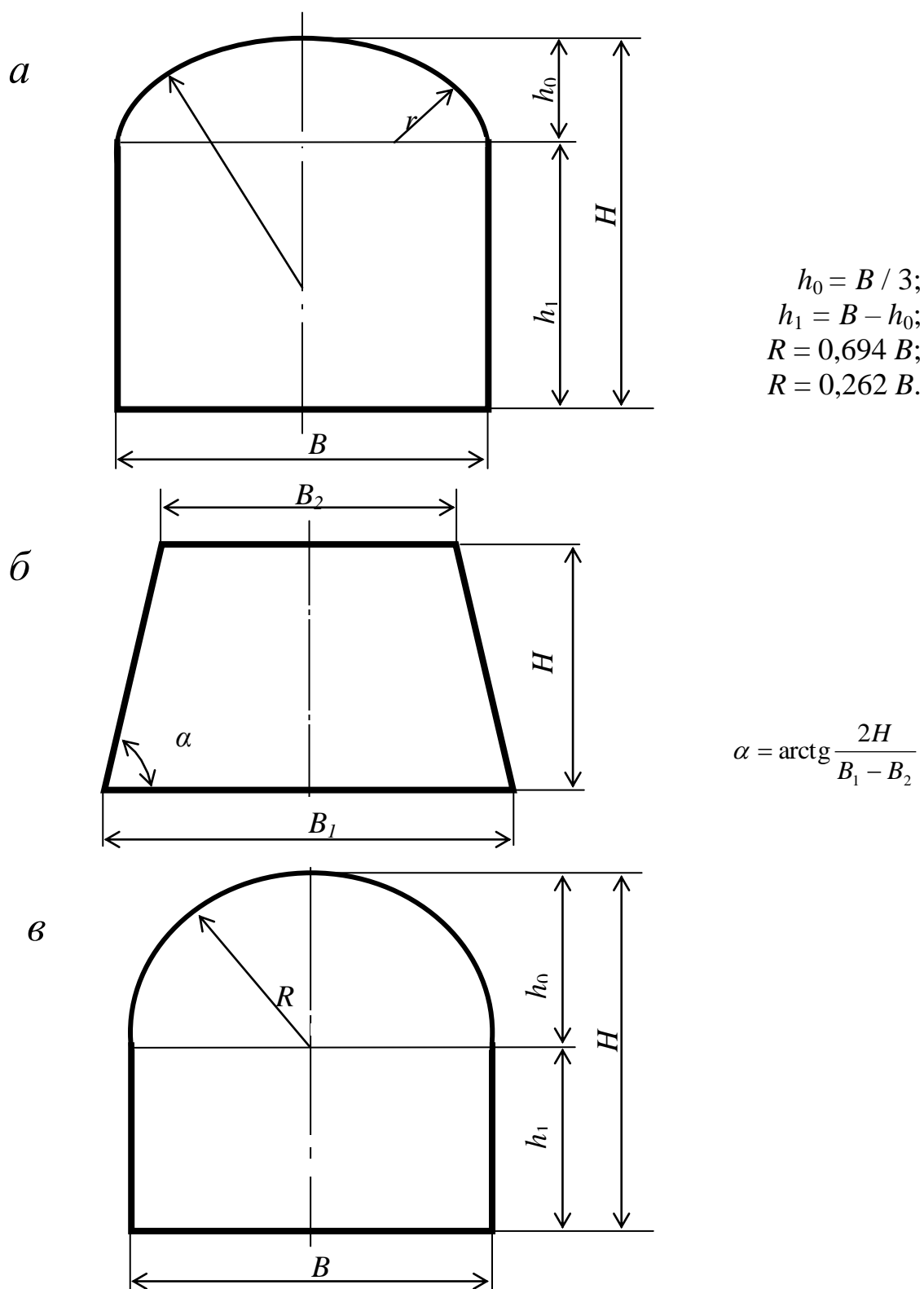


Рис. П4.1. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок:  
*a* – сводчатая с трёхциркульным (коробовым) сводом;  
*б* – трапецевидная;  
*в* – арочная с полуциркульным сводом

Формулы для вычисления площади поперечного сечения и периметра выработок:

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения	Периметр
Сводчатая с коробовым сводом	$B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,33 \cdot B$
Трапецевидная	$\frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H$	$B_1 + B_2 + \frac{2H}{\cos \alpha}$
Арочная с полуциркульным сводом	$B \cdot (h_1 + 0,39 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,57 \cdot B$

## Рекомендуемая литература

1. Корнилков М.В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. - 202 с.
2. Латышев О.Г., Петрушин А.Г., Азанов М.А. Промышленные взрывчатые материалы: учебное пособие. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. - 221 с.
3. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник. – М.: Изд. МГГУ, 2007. – 345 с.
4. Кутузов Б.Н. Безопасность взрывных работ в горном деле и промышленности. – М.: Горная книга, 2009. – 670 с.
5. Латышев О.Г. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2004. – 201 с.
6. Правила безопасности при взрывных работах (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 г. № 605; в редакции приказа Ростехнадзора от 30.11.2017 г. № 518). – М., 2018.
7. Взрывчатые вещества и средства инициирования. Каталог. М.: ГосНИИП «РАСЧЕТ», 2003. 269 с.
8. Справочник взрывника / Под общей редакцией Б. Н. Кутузова. М.: Недра, 1988. 511 с.

Учебное издание

Петрушин Алексей Геннадиевич  
Лещуков Николай Николаевич  
Прищепа Дмитрий Вячеславович

## РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе и выполнению  
практических работ по дисциплине  
«Разрушение горных пород»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

Редактор *Д. В. Прищепа*

Подписано в печать «\_\_»\_\_\_\_\_2019 г. Бумага писчая. Формат 60 × 84 1/16.  
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.  
Печ. л. 3,68. Уч.-изд. л. 5,4. Тираж 100. Заказ №

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

Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»



А. Г. Петрушин, М. А. Азанов, Д. В. Прищепа

## **ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ**

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе,  
выполнению контрольных и практических работ по дисциплине  
«Технология и безопасность взрывных работ»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

Екатеринбург – 2019



Министерство образования и науки РФ  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Уральский государственный горный университет»

ОДОБРЕНО

Методической комиссией горно-  
технологического факультета

«19» апреля 2019 г.

Председатель комиссии

 ст.преп. Н. В. Колчина

А. Г. Петрушин, М. А. Азанов, Д. В. Прищепа

## **ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ**

*Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению  
контрольных и практических работ по дисциплине  
«Технология и безопасность взрывных работ»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело»*

*Рецензенты: Лель Ю. И., зав. кафедрой РМОС УГГУ, профессор,  
д-р техн. наук.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета  
Уральского государственного горного университета

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению контрольных и практических работ по дисциплине «Технология и безопасность взрывных работ» для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / А. Г. Петрушин, М. А. Азанов, Д. В. Прищепа; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2019. – 65 с.

Материал пособия охватывает все раздела дисциплины в соответствии с учебником [1].

Пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов, выполнению контрольных и практических заданий всех специализаций специальности 21.05.04 «Горное дело» по курсу «Технология и безопасность взрывных работ».

© Уральский государственный  
горный университет, 2019  
© Петрушин А.Г., Азанов М.А.,  
© Прищепа Д. В.

## Оглавление

ВВЕДЕНИЕ .....	5
1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА .....	6
2. СОДЕРЖАНИЕ КУРСА, КОНТРОЛЬНЫЕ ВОПРОСЫ .....	7
3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ.....	19
Практико-ориентированное задание №1 .....	19
Практико-ориентированное задание №2 .....	23
Практико-ориентированное задание №3 .....	26
Практико-ориентированное задание №4 .....	30
Практико-ориентированное задание №5 .....	32

## 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 часов или 4 зачетных единиц.

По курсу «Технология и безопасность взрывных работ» обязательная самостоятельная работа студента осуществляется в следующих направлениях – *освоение материалов по отдельным темам, входящим в Рабочую учебную программу дисциплины; подготовка, оформление, защита практико-ориентированных заданий; подготовка и защита контрольной работы.* Дополнительная самостоятельная работа связана с углубленным изучением отдельных разделов курса на основе научно-исследовательской работы студента (НИРС).

Данное учебно-методическое пособие предназначено для организации самостоятельной работы студентов – освоения отдельных тем дисциплины.

## 1. МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ОРГАНИЗАЦИИ САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЫ СТУДЕНТА

В следующем разделе пособия приведена развернутая программа дисциплины «Технология и безопасность взрывных работ». Она содержит названия 30 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 учебнике по курсу [1].

При освоении указанных ниже тем *рекомендуется следующий порядок самостоятельной работы студента:*

1. Ознакомьтесь со структурой темы.
2. По учебнику [1] освоите 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. 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.

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

### Тема 1. Краткая история развития взрывных работ.

Значение взрывных работ в горнодобывающей промышленности и в строительстве. История развития взрывных работ.

*Литература:* [1]

#### *Контрольные вопросы:*

1. Охарактеризуйте основные вехи развития взрывных работ.
2. Опишите первую технологию ведения взрывных работ в горном деле.
3. Назовите первое нитроглицериновое взрывчатое вещество.
4. Опишите историю развития средств инициирования.

### Тема 2. Современные виды взрывных работ.

Современные виды взрывных работ в промышленности. Основные виды взрывных работ. Специальные виды взрывных работ.

*Литература:* [1]

#### *Контрольные вопросы:*

1. Назовите современные виды взрывных работ.
2. Назовите современные виды специальных взрывных работ.

### Тема 2. Способы бурения шпуров и скважин.

Классификация способов бурения шпуров и скважин. Механическое бурение и его виды. Термическое бурение и его виды. Специальные виды бурения шпуров и скважин.

*Литература:* [1, 5]

#### *Контрольные вопросы:*

1. Приведите классификацию способов бурения шпуров и скважин.
2. Опишите суть механических видов бурения шпуров и скважин.
3. Опишите суть термических видов бурения шпуров и скважин.
4. Опишите суть специальных видов бурения шпуров и скважин.
5. Укажите рациональные области применения механических, термических и специальных видов бурения шпуров и скважин.

### Тема 3. Ударно-поворотный способ бурения.

Механизм разрушения горных пород при ударно-поворотном бурении. Механизмы скола и выкола. Зависимость скорости ударно-поворотного бурения от осевого усилия, частоты вращения. Оборудование.

*Литература:* [1, 5]

#### *Контрольные вопросы:*

1. Укажите рациональную область применения ударно-поворотного бурения.
2. Охарактеризуйте механизмы скола и выкола.
3. Опишите механизм разрушения горных пород при ударном внедрении инструмента.
4. Укажите бурильные машины ударно-поворотного бурения.
5. Отметьте факторы, которые повышают энергоемкость ударного бурения по сравнению с другими способами.
6. Укажите последовательность процессов, происходящих при разрушении породы при ударном бурении.

#### **Тема 4. Вращательный способ бурения.**

Технические средства вращательного бурения. Работа ядра уплотнения при резании пород. Зависимость объема разрушения от толщины стружки. Режимы самозаточки и затупления режущей грани сверла. Оборудование.

**Литература:** [1, 5]

##### ***Контрольные вопросы:***

1. Назовите преимущества вращательного бурения.
2. Укажите бурильные машины вращательного бурения.
3. Охарактеризуйте основные механизмы износа и затупления бурового инструмента при вращательном бурении.
4. Опишите механизм разрушения горных пород при вращательном бурении.

#### **Тема 5. Ударно-вращательный и вращательно-ударный способ бурения.**

Технические средства бурения. Совместное действие механизмов удара и резания. Зависимость энергоемкости бурения от усилий подачи на инструмент.

**Литература:** [1, 5]

##### ***Контрольные вопросы:***

1. Укажите область применения вращательно-ударного бурения.
2. Укажите область применения ударно-вращательного бурения.
3. Назовите преимущества вращательно-ударного бурения.
4. Охарактеризуйте зависимость энергоемкости бурения от усилия подачи.
5. Назовите машины и механизмы, реализующие ударно-вращательный способ бурения.
6. Назовите машины и механизмы, реализующие вращательно-ударный способ бурения.

## **Тема 6. Шарошечное бурение.**

Технические средства бурения. Механизм шарошечного бурения. Режимы бурения в зависимости от осевого усилия. Контактная прочность пород как критерий буримости.

**Литература:** [1, 5]

### ***Контрольные вопросы:***

1. Назовите особенности шарошечного бурения.
2. Опишите зависимость скорости бурения от величины осевого усилия.
3. Назовите машины и механизмы, реализующие шарошечное бурение.
4. Укажите область применения шарошечного бурения.

## **Тема 7. Основы теории взрыва и взрывчатых веществ.**

Виды взрыва: механический, тепловой, электрический, ядерный, химический. Необходимые условия химического взрыва. Взрывчатое вещество. Классификация взрывчатых систем по физическому состоянию.

**Литература:** [1, 3]

### ***Контрольные вопросы:***

1. Дайте определение понятию взрыв.
2. Приведите пример механического взрыва.
3. Приведите пример Теплового взрыва.
4. Приведите примеры тепловых взрывов.
5. Охарактеризуйте химический взрыв.
6. Назовите необходимые условия химического взрыва.

## **Тема 8. Свойства взрывчатых веществ.**

Классификация свойств взрывчатых веществ. Технологические свойства взрывчатых веществ. Специальные свойства взрывчатых веществ.

**Литература:** [1, 2]

### ***Контрольные вопросы:***

1. Приведите классификацию свойств взрывчатых веществ.
2. Назовите основные технологические свойства взрывчатых веществ.
3. Что такое кислородный баланс.
4. Назовите виды кислородного баланса.
5. Какие газы выделяются при положительном кислородном балансе.
6. При каком кислородном балансе образуется окись углерода (CO)?

**Тема 9. Начальный импульс и чувствительность взрывчатых веществ.**



Начальный импульс. Виды начального импульса. Инициирование. Чувствительность взрывчатых веществ. Способы изменения чувствительности.

**Литература:** [1]

**Контрольные вопросы:**

1. Дайте определение понятию «Начальный импульс».
2. Охарактеризуйте тепловой начальный импульс.
3. Какой вид начального импульса является основным для горного дела?
4. Перечислите пробы на чувствительность.
5. Что такое сенсibilизатор?
6. Приведите пример веществ вводимых в состав взрывчатых веществ для флегматизации.

### **Тема 10. Формы химического превращения взрывчатых веществ.**

Основные формы химического превращения взрывчатых веществ. Режимы химического превращения: термический распад, горение, конвективное горение, детонация

**Литература:** [1, 2, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Перечислите основные формы химического превращения.
2. Дайте характеристику горению как форме химического превращения.
3. Дайте характеристику детонации как форме химического превращения.

### **Тема 11. Основные положения теории детонации.**

Механизм детонации. Графическая интерпретация процесса детонации – адиабата Гюгонио. Количественная оценка характеристик процесса детонации.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Перечислите особенности детонационной волны.
2. Дайте определение понятию «Детонация».
3. Приведите основные детонационные характеристики взрывчатых веществ.

### **Тема 12. Экспериментальные методы определения скорости детонации.**

Классификация методов определения скорости детонации взрывчатых веществ. Метод Дотриша. Осциллографический метод. Метод скоростной фотосъемки. Реостатный метод.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Охарактеризуйте метод Дотриша, для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
2. Назовите отличительные особенности осциллографического метода для определения скорости детонации взрывчатых веществ.
3. Опишите процедуру измерения скорости детонации используя реостатный метод.

### **Тема 13. Факторы, влияющие на скорость и устойчивость детонации.**

Группы факторов, влияющие на скорость и устойчивости детонации. Влияние внутреннего состава и строения на скорость и устойчивость детонации. Влияние условий взрывания на скорость детонации.

**Литература:** [1, 3]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Как влияет дисперсность взрывчатого вещества на скорость и устойчивость детонации?
2. Как влияет плотность взрывчатого веществ на скорость детонации?
3. Дайте определение понятию «критический диаметр детонации».
4. Как влияет на скорость и устойчивость детонации наличие плотной оболочки на заряде взрывчатого вещества.
5. Влияние величины начального импульса на устойчивость детонации.

### **Тема 14. Работа взрыва.**

Работа взрыва: баланс энергии при взрыве. Потери при переходе потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва. Полезная работа взрыва. Бризантность и фугасность. Пробы на бризантность и фугасность.

**Литература:** [1, 3]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Опишите переход потенциальной энергии взрывчатого вещества в механическую работу взрыва.
2. Чем обусловлены химические потери при взрыве?
3. Чем обусловлены тепловые потери при взрыве?
4. Охарактеризуйте бесполезные формы работы взрыва.
5. Что такое бризантность взрывчатых веществ.
6. Назовите формы проявления фугасной работы взрыва.

**Тема 15. Основные положения теории предохранительных взрывчатых веществ.**

Необходимость применения предохранительных взрывчатых веществ. Теории предохранительных взрывчатых веществ. Методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

**Литература:** [1, 2]

**Контрольные вопросы:**

1. Дайте определение понятию пламегаситель.
2. Дайте определение понятию ингибитор.
3. Перечислите основные гипотезы воспламенения горючих шахтных сред.
4. Перечислите возможные пути предотвращения воспламенения горючих шахтных сред.
5. Охарактеризуйте методы испытаний предохранительных взрывчатых веществ.

### **Тема 16. Заряд взрывчатого вещества.**

Заряды взрывчатых веществ. Классификация. Воронка взрыва и ее элементы. Показатель действия взрыва.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. По каким признакам классифицируются заряды взрывчатых веществ.
2. Перечислите элементы воронки взрыва.
3. Что такое показатель действия взрыва.
4. Как классифицируются заряды взрывчатых веществ по показателю действия взрыва.

### **Тема 17. Действие взрыва.**

Действие сосредоточенного заряда в твердой однородной безграничной среде и при наличии обнаженной поверхности. Стадии разрушения: образование газовой полости, зоны дробления, зона радиальных и кольцевых трещин, откольные явления. Соотношение бризантного и фугасного действия взрыва в зависимости от акустической жесткости разрушаемых пород.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Отрадите последовательность развития взрыва в горных породах.
2. Отметьте области действия взрыва, образующие зону регулируемого дробления.
3. Какие трещины образуются в горной породе при падении давления и обратной деформации пород в сторону зарядной полости?

4. Какие трещины образуются при отражении волны сжатия от свободной поверхности горной породы?

### **Тема 18. Классификации промышленных взрывчатых веществ.**

Классификация ВВ: по характеру воздействия на окружающую среду, по чувствительности к простым формам начального импульса, физическому состоянию. Классификация по химическому составу – индивидуальные ВВ и взрывчатые смеси. Классы ВВ по условиям применения.

**Литература:** [1, 2, 4, 6]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. К какой группе относятся взрывчатые вещества, имеющие скорость детонации 4000 м/с?
2. Какие классы промышленных ВВ выделяют по химическому составу?
3. К какому классу промышленных ВВ по химическому составу относится тротил, детонит?
4. Какие ВВ можно использовать только при взрывных работах на поверхности, в шахтах опасных по газу и пыли? Укажите номер класса и цвет оболочки.
5. Какой цвет имеют патроны предохранительных ВВ?
6. По какому характерному признаку выделяют первичные и вторичные ВВ?

### **Тема 19. Непредохранительные взрывчатые вещества I класса по условиям применения.**

Предъявляемые требования. Нитросоединения: свойства, ассортимент, область применения. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения.

**Литература:** [1, 2, 7]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Назовите основные свойства гранулолола.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ.
3. Бестротиловые взрывчатые вещества: особенности, свойства.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ.

### **Тема 20. Непредохранительные взрывчатые вещества II класса по условиям применения.**

Предъявляемые требования. Аммиачно-селитренные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Эмульсионные взрывчатые вещества: свойства, ассортимент, область применения. Порошкообразные ВВ – аммониты и аммоналы. Свойства и область применения.

**Литература:** [1, 2, 7]

**Контрольные вопросы:**

1. Назовите основные свойства граммонита 79/21.
2. Особенности аммиачно-селитренных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.
3. Назовите отличительные особенности патронированных аммонитов.
4. Назовите отличительные особенности эмульсионных взрывчатых веществ, применяемых в подземных условиях.

**Тема 21. Предохранительные взрывчатые вещества III – VII классов по условиям применения.**

Требования к энергетическим и детонационным характеристикам предохранительных ВВ. Требования к кислородному балансу. Требования к составу и строению зарядов.

**Литература:** [1, 2, 7]

**Контрольные вопросы:**

1. Перечислите названию взрывчатых веществ III класса по условиям применения.
2. Какие добавки вводят в состав предохранительных взрывчатых веществ?
3. Укажите требования, предъявляемые к предохранительным ВВ.

**Тема 22. Методы производства взрывных работ.**

Классификация методов производства взрывных работ. Метод шпуровых зарядов. Метод скважинных зарядов. Метод камерных зарядов. Метод наружных зарядов. Область применения, достоинства и недостатки методов.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Укажите области применения метода шпуровых зарядов в подземных условиях.
2. Укажите область применения метода шпуровых зарядов при открытой разработке месторождений.
3. Укажите область применения метода скважинных зарядов.
4. Укажите область применения метода наружных зарядов.

### **Тема 23. Метод шпуровых зарядов при проведении подземных горных выработок.**

Состав проходческого цикла. Коэффициент использования шпуров (КИШ). Коэффициент излишка сечения (КИС). Врубовые, отбойные и оконтуривающие шпуры. Очередность взрывания. Конструкции шпуровых зарядов. Размер и качество забойки. Прямое и обратное инициирование зарядов. Назначение и типы врубов. Конструкции наклонных врубов; их достоинства и недостатки. Конструкции прямых врубов; их достоинства и недостатки. Комбинированные врубы. Принципы расчета параметров буровзрывных работ.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Укажите типы шпуров при проходке выработки.
2. Укажите очередность взрывания шпуров в типовой технологии проходки выработок.
3. Укажите условия, соответствующие обратному инициированию заряда.
4. Отметьте достоинства прямого инициирования заряда ВВ по сравнению с обратным.
5. Отметьте достоинства обратного инициирования заряда ВВ по сравнению с прямым.

### **Тема 24. Метод шпуровых зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.**

Технология шпуровой отбойки при разработке рудных месторождений. Расчет параметров БВР. Технология шпуровой отбойки угля. Правила безопасности при использовании метода шпуровой отбойки.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Опишите существо метода шпуровых зарядов при добыче полезных ископаемых подземным способом.
2. Укажите классы ВВ допущенные к применению при шпуровой отбойке по углю.
3. Какой способ взрывания допущен к применению при шпуровой отбойке угля?
4. Какова допустимая величина уходки (м) при добыче угля методом шпуровых зарядов?

5. Какова величина предельного содержания метана в забое (в %), при котором разрешена отбойка угля методом шпуровых зарядов?

**Тема 25. Метод скважинных зарядов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых.**

Отбойка вертикальными и горизонтальными слоями. Параллельное и веерное расположение скважин – преимущества и недостатки. Схемы отбойки руды в блоке. Расчет параметров скважинной отбойки. Бурение, зарядание и взрывание скважин. Правила безопасности при скважинной отбойке.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Укажите преимущества параллельного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с веерным расположением скважин).
2. Укажите преимущества веерного расположения скважин при подземной отбойке руды (по сравнению с параллельным расположением скважин).
3. Укажите способы бурения скважин при отбойке руды в подземных условиях.
4. Какой тип ВВ обычно применяют при механизированном зарядании скважин?
5. Укажите показатели, входящие в формулу определения удельного расхода ВВ при скважинной отбойке руды в подземных условиях.

**Тема 26. Метод скважинных зарядов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.**

Расположение скважин на уступе и их бурение. Принципы расчета параметров буровзрывных работ. Схемы взрывания скважинных зарядов при однорядном и многорядном взрывании скважин.

**Литература:** [1, 3]

**Контрольные вопросы:**

1. Укажите рациональные способы бурения скважин при открытой разработке месторождений.
2. Удельный расход ВВ на карьерах определяется по эталонному  $q_э$ , с учетом поправочных коэффициентов. Укажите факторы, определяющие величину данных коэффициентов.
3. Укажите основные способы взрывания зарядов взрывчатых веществ, используемых на земной поверхности.

4. Перечислите основные взрывчатые вещества, используемые при ведении взрывных работ на земной поверхности.

### **Тема 27. Метод камерных зарядов.**

Расположение выработок при использовании камерных зарядов. Камерные заряды рыхления и их расчет. Камерные заряды выброса и их расчет. Камерные заряды на сброс и их расчет.

**Литература:** [1, 3]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. В каких случаях целесообразно использовать метод камерных зарядов при открытой разработке месторождений?
2. Назовите достоинства и недостатки метода камерных зарядов.

### **Тема 28. Взрывное разрушение негабарита.**

Характеристики, область применения, достоинства и недостатки различных способов разделки негабарита: наружными, шпуровыми, кумулятивными зарядами, гидровзрывание.

**Литература:** [1, 3]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита накладными зарядами.
2. Укажите достоинства и недостатки способа разделки негабарита шпуровыми зарядами.
3. Укажите способы взрывного дробления негабарита при открытой разработке месторождений.

### **Тема 29. Техническая документация для производства взрывных работ.**

Необходимая техническая документация для производства взрывных работ: типовой проект взрывных работ, проект массового взрыва, паспорт буровзрывных работ, схема взрывных работ.

**Литература:** [1, 4, 6, 8]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Что входит в состав типового проекта взрывных работ?
2. Опишите процедуру составления и утверждения паспорта буровзрывных работ.
3. Для каких работ составляется схема взрывных работ.
4. В каких случаях составляется проект массового взрыва?



### **Тема 30. Персонал для взрывных работ.**

Требования к лицам, допущенным к ведению взрывных работ: руководитель взрывных работ, мастер-взрывник, заведующий складом ВМ, раздатчики ВМ и лаборанты складов ВМ.

**Литература:** [1, 4, 6, 8]

#### ***Контрольные вопросы:***

1. Какие требования предъявляются к руководителям взрывных работ?
2. Какие требования предъявляются к взрывникам?
3. В течение какого периода времени проходит стажировка взрывника?
4. Требования в заведующему склада взрывчатых материалов.

### 3. ПРАКТИКО-ОРИЕНТИРОВАННЫЕ ЗАДАНИЯ

#### Практико-ориентированное задание №1

Расчет кислородного баланса и составление рецептур промышленных взрывчатых веществ.

Цель: овладение методикой расчета кислородного баланса взрывчатых веществ и принципами составления рецептур промышленных взрывчатых веществ.

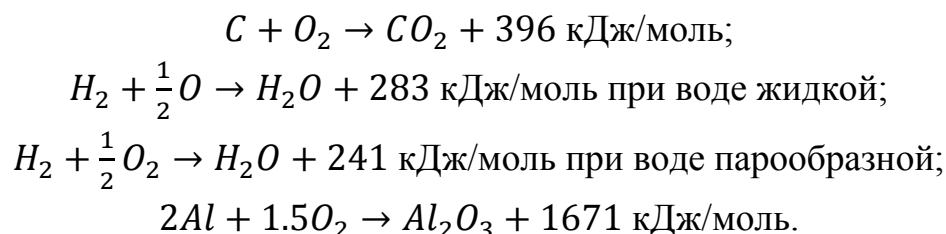
#### *Краткая теория*

#### *Определение кислородного баланса*

Кислородным балансом называется отношение избытка или недостатка кислорода во взрывчатом веществе (ВВ) для полного окисления горючих элементов (водорода, углерода, металлов и т. п.), выраженное в грамм-атомах, к грамм-молекулярной массе ВВ. Кислородный баланс выражается в долях или процентах.

Под полным окислением понимается окисление водорода в воду, а углерода в углекислый газ. При этом выделяется также молекулярный азот и кислород. Если в составе ВВ находится металл, то образуется его высший окисел.

Реакции полного окисления:



Следовательно, если ВВ имеет состав в виде  $C_aH_bN_cO_d$ , то кислородный баланс (%)

$$K_6 = \frac{\left[d - \left(2a + \frac{b}{2}\right)\right] \cdot 16}{M_{ВВ}} 100\%, \quad (1.1)$$

где 16 – относительный атомная масса кислорода;  $M_{ВВ}$  – молекулярная масса ВВ.

При

$$d > 2a + \frac{b}{2} \quad (1.2)$$

имеет положительный кислородный баланс;

при

$$d = 2a + \frac{b}{2} \quad (1.3)$$

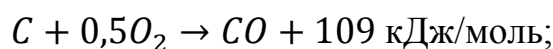
нулевой кислородный баланс;  
при

$$d < 2a + \frac{b}{2} \quad (1.4)$$

отрицательный кислородный баланс.

Взрывчатые вещества с нулевым кислородным балансом выделяют максимальное количество энергии и минимальное количество ядовитых газов.

При взрыве ВВ с отрицательным кислородным балансом в зависимости от относительного количества кислорода образуются либо ядовитая окись углерода (угарный газ) с меньшим выделением тепла, чем при образовании углекислоты, т. е.



либо чистый углерод в виде сажи, резко снижающий образование газов.

При положительном кислородном балансе уменьшается выделение энергии, так как образуется ядовитая окись азота с поглощением тепла по реакции



*Пример 1.* Определить кислородный баланс тротила  $C_7H_5(NO_2)_3$ , относительная молекулярная масса которого 227.

Для полного окисления необходимо  $2a + b/2$  или  $2 \cdot 7 + 5/2 = 16,5$  атомов кислорода.

В наличии имеется 6 атомов кислорода.

Следовательно,

$$K_6 = \frac{[6 - (2 \cdot 7 + \frac{5}{2})] \cdot 16}{227} 100\% = -74\%.$$

*Пример 2.* Определить кислородный баланс граммонита 30/70. Граммонит 30/70 состоит из 30% аммиачной селитры  $NH_4NO_3$  и 70% тротила.

Кислородный баланс аммиачной селитры АС, определенный вышеуказанным способом, равен +20%.

Кислородный баланс граммонита 30/70:

$$0,3 \cdot 20 + 0,7 \cdot -74 = -45,5\%.$$

## ***Составление рецептуры промышленных ВВ***

При изготовлении промышленных ВВ обычно состав подбирается таким, чтобы был нулевой кислородный баланс. Для изготовления патронированных ВВ принимается небольшой положительный кислородный баланс для окисления материала оболочки патронов. Для подземных работ при взрыве 1 кг ВВ должно выделяться не более 40 л ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода. Если образуются окислы азота и сернистый газ, то для перевода их к условной окиси углерода принимается поправочный коэффициент соответственно 6,5 и 2,5.

Для открытых горных работ, особенно для ВВ, применяемых в обводненных условиях, требования к кислородному балансу ВВ не такие жесткие.

Пример 1. Составить рецептуру игданита с нулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры и дизельного топлива (ДТ) с кислородным балансом – 320%.

Количество весовых частей аммиачной селитры для окисления одной части дизельного топлива равно

$$n = \frac{[КБ_{ДТ}]}{[КБ_{АС}]},$$

где  $КБ_{ДТ}$  – кислородный баланс дизельного топлива;

$КБ_{АС}$  – кислородный баланс аммиачной селитры.

$$n = \frac{320}{20} = 16.$$

Содержание дизельного топлива во взрывчатом веществе:

$$x = \frac{100}{1 + n},$$
$$x = \frac{100}{1 + 16} = 5,9 \text{ \%}.$$

Соответственно содержание аммиачной селитры

$$100 - x = 100 - 5,9 = 94,1\%.$$

Следовательно, формула игданита:

94,1% аммиачной селитры; 5,9% дизельного топлива.

Пример 2. Определить рецептуру ВВ с пулевым кислородным балансом на основе аммиачной селитры ( $\text{NH}_4\text{NO}_3$ ) и тротила ( $\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$ ).

Кислородный баланс тротила  $-74\%$ , относительная молекулярная масса 227. Кислородный баланс аммиачной селитры  $+20\%$ , относительная молекулярная масса 80.

Состав смеси должен отвечать условию:

$$x(-74\%) + (100 - x) 20\% = 0,$$

где  $x$  – содержание в смеси тротила, %.

Решение данного уравнения показывает, что  $x \approx 21\%$  и  $(100 - x) = 79\%$ . Такому составу смеси отвечают граммонит 79/21 и аммонит 6ЖВ.

Обозначим число молей аммиачной селитры через  $y$ , число молей тротила через  $z$ . Тогда из соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 227} = \frac{79}{21},$$

получим

$$y = \frac{79 \cdot z \cdot 227}{21 \cdot 80} = 10,7z.$$

Приняв  $z = 1$ , получим  $y = 10,7$ .

Следовательно, молекулярное уравнение граммонита имеет вид



Пример 3. Определить молекулярную формулу гранулита АС-8, имеющего следующий состав: 89% аммиачной селитры  $\text{NH}_4\text{NO}_3$ ; 3% солярового масла  $\text{C}_{16}\text{H}_{34}$  (относительная молекулярная масса 226); 8% алюминиевой пудры А1 (относительная молекулярная масса — 27).

Обозначив число молей солярового масла  $x$ , аммиачной селитры  $y$ , алюминиевой пудры  $z$ , можно написать химическую формулу в виде



В соответствии с весовым составом можно записать следующие соотношения

$$\frac{y \cdot 80}{x \cdot 226} = \frac{89}{3}; \quad \frac{z \cdot 27}{x \cdot 226} = \frac{8}{3},$$

Отсюда  $y = 83,9x$ ;  $z = 22,4x$ .

Примем  $x = 1$ , тогда молекулярное уравнение гранулита АС-8 имеет вид



## Практико-ориентированное задание №2

Определение работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

Цель: овладение методикой определения работоспособности взрывчатых веществ и работы взрыва.

### *Краткая теория*

#### Расчет идеальной работоспособности ВВ

Из первого закона термодинамики следует, что изменение внутренней энергии газов равно количеству тепла, сообщенного окружающей среде и произведенной работе:

$$-dE = dQ + pdV. \quad (2.1)$$

Если техническим назначением взрыва ВВ является производство механической работы, то затраты на теплообмен продуктов взрыва (ПВ) с окружающей средой являются энергетическими потерями ( $dQ$ ). Эти потери называются термодинамическими.

Идеальным с точки зрения отсутствия термодинамических потерь является адиабатический процесс расширения ПВ, т.е.  $dQ = 0$ . В этом случае изменение внутренней энергии ПВ равно количеству работы, совершаемой газами, т.е.

$$-dE = pdV = dA. \quad (2.2)$$

В реальных условиях взрывания наиболее близким к адиабатическому процессу является взрыв ПВ в воздушной среде, а, например, в горных породах термодинамические потери возрастают. Они существенно выше в пористых, хрупких, легко дробимых породах и минимальны в пластичных средах типа глин.

Мерой идеальной работоспособности ВВ может служить максимальная работа, которую совершают ПВ при своем адиабатическом расширении до давления окружающей среды (воздушной, водной, горной), т.е. когда остаточное давление ПВ уравнивается противодействием среды атмосферным, гидростатическим или горным давлением.

Идеальная работоспособность ВВ является одной из важнейших энергетических характеристик ВВ. Она дополняет теплоту взрыва, показывая теоретическую возможность реализации энергетического потенциала ВВ в механическую работу.

Идеальную работоспособность (полную идеальную работу взрыва) можно определить, как разность между значениями внутренней энергии ПВ в момент их образования и к концу расширения:

$$A_{и} = \int dE = \int_{T_1}^{T_2} \overline{C_V} dT = \overline{C_V} * (T_1 - T_2) = \overline{C_V} T_1 \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right) \quad (2.3)$$

где  $\overline{C_V}$  - средняя теплоемкость продуктов взрыва в интервалах изменения температуры взрыва от  $T_1$  до  $T_2$ ;

$T_1$  - начальная температура взрыва;

$T_2$  - конечная температура ПВ.

Для газовых взрывааемых систем, расширение ПВ которых происходит вдоль изоэнтропы вида  $pV^y = \text{const}$ , пользуясь уравнением Клайперона ( $PV'=RT$ ), получаем

$$\frac{T_2}{T_1} = \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1} = \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}} \quad (2.4)$$

Окончательно получаем

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \frac{T_2}{T_1}\right); \quad (2.5)$$

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{y-1}\right); \quad (2.6)$$

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right); \quad (2.7)$$

где  $Q_{взр}$  - потенциальная энергия ВВ (полная тепловая энергия), кДж/кг;

$V_1$  и  $V_2$  - начальный и конечный удельные объемы ПВ, м<sup>3</sup>/кг;

$P_1$  и  $P_2$  - начальное и конечное давление ПВ, Па;

$y = C_p/C_v$  – показатель адиабаты.

Эти же формулы могут быть использованы для расчета  $A_u$  конденсированных ВВ.

При взрыве в воздухе ( $P_2 = 1,01 \cdot 10^5$  Па) полная идеальная работа взрыва определяется

$$A_u = Q_{взр} \left(1 - \left(\frac{1,01 \cdot 10^5}{P_{пв}}\right)^{\frac{y-1}{y}}\right), \text{ кДж/кг.} \quad (2.8)$$

#### Расчет полного термодинамического КПД взрыва

Вышеприведенную формулу (2.8) можно представить в виде

$$A_u = Q_{взр} - q_T \quad (2.9)$$

Здесь величина  $q_T = Q_{\text{взр}} - A_u = C_{v2} * T_2$  - термодинамические потери энергии ВВ в продуктах взрыва по достижении ими атмосферного давления. Это остаточное тепло идет на свечение ПВ после их расширения.

Отношение идеальной работоспособности к выделившейся тепловой энергии взрыва называется идеальным термодинамическим КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}}, \quad (2.10)$$

или с учетом формулы (2.7)

$$\eta = 1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{y-1}{y}}, \quad (2.11)$$

Идеальный термодинамический КПД взрыва определяет часть тепловой энергии, которая может быть использована для совершения механической работы взрыва.

Величины идеальной работоспособности ( $A_u$ ) и полного термодинамического КПД ( $\Pi$ ) существенно зависят от свойств продуктов взрыва, влияющих на показатель адиабаты,  $y = C_p/C_v$ . Если в ПВ содержится 2/3 молекул двухатомных газов и 1/3 — одноатомных (гексоген), то  $y = 1,25$ . Если в ПВ содержится 2/3 трехатомных газов и 1/3 двухатомных (нитроглицерин), то  $y = 1,2$ . Величина  $y$  снижается (соответственно снижается  $A_u$  и  $\eta$ ), если в ПВ содержатся четырех и пятиатомные газы, а также твердые продукты (NaCl, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и др.). В этих случаях  $y = 1,15$ , и  $1,05$ .

Пример 1. Определить полную идеальную работоспособность и термодинамический КПД аммонита 6ЖВ при плотности заряжания 900 кг/м<sup>3</sup> и следующих параметрах взрывного превращения:

$$V_{\text{нв}} = 0,86 \text{ м}^3/\text{кг},$$

$$Q_{\text{взр}} = 4300 \text{ кДж/кг};$$

$$T_{\text{взр}} = 2600^\circ \text{ К}.$$

Для расчета показатель адиабаты принимается  $y=1,25$ . Определение давления ПВ при взрыве аммонита 6ЖВ:

$$P = \frac{1,01 * 10^5 * 0,86 * 2600 * 900}{273 * (1 - 0,001 * 0,86 * 900)} = 3,3 * 10^9,$$

Откуда полная идеальная работоспособность

$$A_u = Q_{\text{взр}} \left( 1 - \left( \frac{1,01 * 10^5}{P_{\text{ПВ}}} \right)^{\frac{y-1}{y}} \right) = 4300 * \left( 1 - \left( \frac{1,01 * 10^5}{3,3 * 10^9} \right)^{\frac{1,25-1}{1,25}} \right) = 3762,2 \frac{\text{кДж}}{\text{кг}}.$$

Полный термодинамический КПД взрыва

$$\eta = \frac{A_u}{Q_{\text{взр}}} = \frac{3762,2}{4300} = 0,875$$

или  $\eta = 87,5\%$



## Практико-ориентированное задание №3

### Расчет скважинного заряда при уступной отбойке на карьере

**Цель работы** – овладение методикой проектирования параметров буровзрывных работ при открытой разработке месторождений скважинным способом

#### Краткая теория

При разработке месторождений открытым способом (на карьерах и разрезах) используют в основном метод скважинных зарядов. В слабых породах используют вращательное (шнековое) бурение. В более прочных породах преобладает шарошечное бурение. В крепчайших породах с коэффициентом крепости  $f > 14-16$  наиболее эффективно термическое бурение скважин. Скважины на уступе карьера располагают в один или несколько рядов по различным схемам в зависимости от свойств разрушаемых пород и требуемой конфигурации забоя. Расположение скважин на уступе характеризуют следующими показателями (рис. 1):

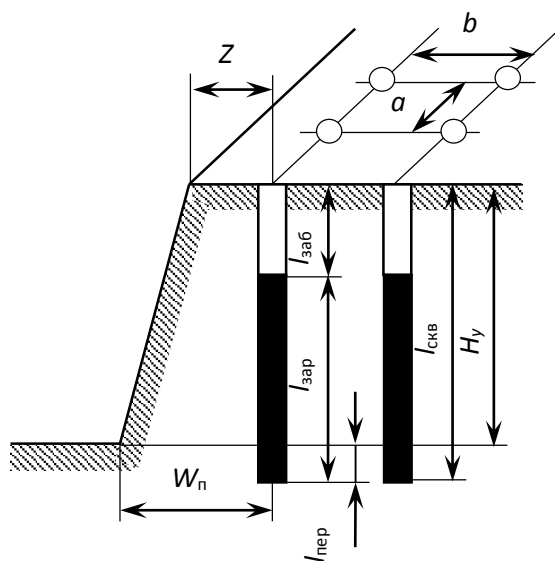


Рис. 3.1 Схема расположения скважин на уступе

$H_y$  – высота уступа, м;  $W_p$  – линия сопротивления по подошве (ЛСПП);  $a$  – расстояние между скважинами, м;  $b$  – расстояние между рядами скважин, м;  $Z$  – безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м;  $l_{зар}$  – длина заряда, м;  $l_{пер}$  – длина перебура, м;  $l_{заб}$  – длина забойки, м;  $l_{скв}$  – длина (глубина) скважины, м;  $\alpha$  – угол откоса уступа.

Характеристики и расположение скважин в первую очередь зависят от удельного расхода ВВ. Оптимальная величина удельного расхода ВВ определяется множеством факторов. При этом определяющую роль играют свойства разрушаемого массива, размеры его блоков (расстояние между трещинами), степень и качество заполнения трещин, их расположение

относительно вектора смещения породы и т. п. Учесть все эти факторы в единой теоретической модели не представляется возможным. Поэтому во многом оптимальные параметры процесса определяются путем опытного взрывания и интерпретации его результатов на основе общефизических представлений.

Удельный расход «эталонного» ВВ ( $q_{\text{э}}$ ) может быть определен по данным таблицы 1.

Таблица 3.1

**Эталонный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>**

Категория пород по степени трещиноватости	Коэффициент крепости горных пород $f$ по шкале проф. М. М. Протодяконова			
	2 - 6	6 - 10	10 - 14	более 14
I	0,2	0,25	0,3	0,35
II	0,3	0,35	0,4	0,45
III	0,45	0,5	0,6	0,67
IV	0,67	0,75	0,8	0,9
V	0,9	1,0	1,1	1,2

**Реальный удельный расход ВВ** рекомендуется определять путем введения серии поправочных коэффициентов, учитывающих тип ВВ, конструкцию заряда, наличие свободных поверхностей, заданную степень дробления и др:

$$q_p = q_{\text{э}} \cdot e \cdot k_d \cdot \frac{\rho_{\text{гп}}}{2,6}, \quad (3.1)$$

где  $q_{\text{э}}$  – эталонный расход Граммонита 79/21, кг/м<sup>3</sup>;

$e$  – коэффициент относительной работоспособности ВВ, определяемый по формуле

$$e = A_{\text{эт}} / A_{\text{ВВ}}, \quad (3.2)$$

$A_{\text{эт}} = 3560$  кДж/кг - идеальная работа взрыва эталонного ВВ (Граммонит 79/21);

$A_{\text{ВВ}}$  – идеальная работа взрыва принятого ВВ, кДж/кг;

$k_d$  - поправочный коэффициент на кондиционный размер куска;

$\rho_{\text{гп}}$  – плотность горных пород, т/м<sup>3</sup>.

Таблица 3.2

**Значения поправочного коэффициента на кондиционный размер куска  $k_d$**

Допустимый размер крупных кусков, мм	250	500	750	1000	1250	1500
$k_d$	1,3	1,0	0,85	0,75	0,7	0,65

**Диаметр заряда** определяется диаметром рабочего органа буровой машины (долота, коронки или резца)  $d_{\text{СКВ}}$  с учетом характеристик разрабатываемых пород:

$$d_{\text{зар}} = k_p d_{\text{СКВ}}, \quad (3.3)$$

где  $k_p = 1,06 - (f - 2) 0,003$  – коэффициент расширения скважин.

**Удельная вместимость 1 м скважины:**

$$P = 0,785 \cdot d_{\text{зар}}^2 \cdot \Delta, \quad (3.4)$$

где  $\Delta$ , кг/м<sup>3</sup> – плотность заряда в скважине.

**Линия сопротивления по подошве** (ЛСПП) для одиночной скважины:

$$W_{\text{п}} = 0,9 \cdot \sqrt{\frac{P}{q_p}}, \quad (3.5)$$

В соответствии с правилами безопасности при бурении первого ряда скважин станок располагается перпендикулярно верхней бровке уступа, за призмой обрушения, но не ближе 2 м от верхней бровки уступа, поэтому минимально допустимая по условиям безопасного расположения бурового станка линия сопротивления по подошве ( $W_{\text{min}}$ ) для вертикальных скважин рассчитывается из соотношения

$$W_{\text{min}} = H_y \text{ctg} \alpha + Z, \quad (3.6)$$

где  $\alpha$  – угол откоса рабочего уступа, град;

$Z$  – ширина призмы обрушения,  $Z \geq 2$  м.

Величина принимаемой при расчетах линии сопротивления по подошве ( $W_{\text{п}}$ ) должна удовлетворять соотношению:

$$W_{\text{min}} < W_{\text{п}}. \quad (3.7)$$

Если значения  $W_{\text{min}} > W_{\text{п}}$ , это означает, что принятые параметры скважин и характеристики ВВ не обеспечивают проработку подошвы уступа. В этом случае следует изменить диаметр скважины, тип применяемого ВВ или перейти к наклонным скважинам.

**Глубина перебура:**

$$l_{\text{пер}} = 0,6 \cdot d_{\text{СКВ}} \cdot f + 0,75. \quad (3.8)$$

**Глубина скважины:**

$$l_{\text{СКВ}} = H_y + l_{\text{пер}} \quad (3.9)$$

**Масса заряда в скважине:**

$$Q = l_{\text{СКВ}} \cdot P \cdot k_{\text{зап}} \quad (3.10)$$

где  $k_{\text{зап}}$  – коэффициент заполнения скважины, принимаемый по таблице 3.3.

Таблица 3.3

**Коэффициент заполнения скважин**

Категория блочности	Высота уступа										
	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	0,45	0,46	0,47	0,48	0,49	0,50	0,51	0,51	0,52	0,53	0,53
2	0,51	0,52	0,53	0,53	0,54	0,55	0,56	0,56	0,57	0,58	0,58
3	0,56	0,57	0,58	0,58	0,59	0,60	0,61	0,61	0,62	0,63	0,63
4	0,62	0,62	0,63	0,64	0,64	0,65	0,66	0,66	0,67	0,67	0,68
5	0,67	0,68	0,68	0,69	0,69	0,70	0,71	0,71	0,71	0,72	0,72

**Длина заряда:**

$$l_{\text{зар}} = l_{\text{СКВ}} \cdot k_{\text{зап}} \quad (3.11)$$

**Длина забойки:**

$$l_{\text{заб}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{зар}} \quad (3.12)$$

**Расстояние между скважинами:**

При квадратной сетке расположения, расстояния между рядами скважин (b) равно расстоянию между скважинами в ряду (a), тогда:

$$S_{a \cdot b} = \frac{Q}{H_y \cdot q_p} \quad (3.13)$$

$$S_{a \cdot b} = a \cdot b$$

$$a = b$$

$$a = \sqrt{S_{a \cdot b}}$$

Окончательные расстояния между рядами скважин и между скважинами в ряду округляются с шагом 0,5 м.

**Задание:** рассчитать параметры буровзрывных работ при скважинной отбойке в условиях открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

## Практико-ориентированное задание №4

### Расчёт безопасных расстояний по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов

**Цель работы** – овладение методикой расчета безопасных расстояний по разлету кусков породы при взрывании скважинных зарядов.

При определении зон, опасных по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов на земной поверхности, следует выделять и отдельно рассчитывать безопасные расстояния для людей зданий и сооружений, машин и механизмов.

При взрывании скважинных зарядов рыхления (дробления) расстояние опасное для людей, рассчитывается по формуле:

$$r_{\text{разл}} = 1250 \cdot h_3 \cdot \sqrt{\frac{f}{1 + h_{\text{заб}}} \cdot \frac{d}{a}} \quad (4.1)$$

где  $h_3$  – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом, определяемый по формуле

$$h_3 = \frac{l_{\text{зар}}}{l_c}, \quad (4.2)$$

$l_{\text{зар}}$  – длина заряда ВВ, м;

$l_{\text{зар}}$  – глубина скважины, м;

$f$  – коэффициент крепости горных пород;

$h_3$  – коэффициент заполнения скважины забойкой:

$$h_3 = \frac{l_{\text{заб}}}{l_n}, \quad (4.3)$$

$l_{\text{зар}}$  – длина забойки, м;

$l_n$  – длина свободной от заряда верхней части скважины, м;

$d$  – диаметр взрывающей скважины, м;

$a$  – расстояние между скважинами в ряду или между рядами, м.

Расчётные значения радиусов разлета осколков округляются в большую сторону до значения, кратного 50 м. Окончательно принимаемое безопасное расстояние не должно быть меньше указанных в табл. 4.1.

**Минимально допустимые безопасные расстояния для людей при  
взрывных работах**

№ п/п	Методы взрывных работ	Минимально допустимые радиусы опасных зон, м
1.	Наружных зарядов, в том числе кумулятивных	300 (по проекту)
2.	Шпуровых зарядов	200
3.	Котловых шпуров	200
4.	Малокамерных зарядов (рукавов)	200*
5.	Скважинных зарядов	Не менее 200**
6.	Котловых скважин	Не менее 300
7.	Камерных зарядов	Не менее 300

\* - при взрывании на косогорах в направлении вниз по склону величина радиуса опасной зоны должна приниматься не менее 300 м.

\*\* - радиус опасной зоны указан для взрывания зарядов с забойкой.

## **Практико-ориентированное задание №5**

Составление паспорта буровзрывных работ на проведение горизонтальной горной выработки.

**Цель работы** – овладение методикой расчета параметров буровзрывных работ (БВР) при проведении подземных горных выработок и составления паспорта БВР.

### ***Краткая теория***

Проведение горных выработок буровзрывным способом осуществляется по паспортам буровзрывных работ (БВР). Паспорта утверждаются руководителем того предприятия, которое ведёт взрывные работы. С паспортом БВР ознакомляется весь персонал, осуществляющий буровзрывные работы в данной выработке.

Паспорт составляется для каждого забоя выработки на основании расчетов и утверждается с учётом результатов не менее трёх опытных взрываний. По разрешению руководителя предприятия (шахты, рудника) допускается вместо опытных взрываний использовать результаты взрывов, проведённых в аналогичных условиях.

Расчёт, необходимый для составления паспорта, сводится к выбору и определению основных параметров буровзрывных работ для проведения выработки. К основным параметрам относятся: тип взрывчатого вещества (ВВ) и средства инициирования (СИ), диаметр и глубина шпуров, тип вруба, удельный заряд ВВ, количество шпуров и конструкции зарядов, расход взрывчатых материалов.

### ***5.1. Общие положения***

Буровзрывной комплекс работ занимает от 30 до 60 % общего времени проходческого цикла в зависимости от горнотехнических условий.

При проведении горных выработок буровзрывные работы должны обеспечить заданные размеры и форму поперечного сечения выработки, точное оконтуривание её профиля, качественное дробление породы и сосредоточенное размещение её в забое, нормативную величину коэффициента излишка сечения (КИС), высокий коэффициент использования шпуров (КИШ).

Эти требования соблюдаются при условии правильного выбора параметров буровзрывных работ: типа ВВ, типа и параметров вруба, величины и конструкции заряда в шпуре, диаметра и глубины шпуров, числа и

расположения их в забое, способа и очередности взрывания зарядов, типа бурового оборудования, качества буровых работ, организации проходческих работ и т. д.

## ***5.2. Определение параметров буровзрывных работ***

### ***5.2.1. Выбор взрывчатых материалов***

При выборе взрывчатых материалов (ВМ) руководствуются требованиями безопасного производства взрывных работ, регламентированных «Правилами безопасности при взрывных работах» [6] с учетом физико-механических свойств горных пород и горнотехнических условий.

Рекомендуемые взрывчатые вещества (ВВ) [7] в зависимости от условий работ, обводнённости и крепости пород, способа заряжания представлены в табл. 5.1.

В шахтах, не опасных по газу или пыли, при проведении горизонтальных выработок допускается применение электрического взрывания и систем неэлектрического взрывания с низкоэнергетическими волноводами.



Таблица 5.1

## Рекомендуемые ВВ

Условия взрывных работ	Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород $f$	Тип ВВ	Способ заряжания
Выработки, не опасные по взрыву газа или пыли	Сухие шпуры	до 12	Гранулит М Граммонит 79/21 Гранулит АС-4В Гранулит-игданит	Механизированный
			Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Гранулит АС-8В	Механизированный
			Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	Ручной
	Обводнённые шпуры	до 12	Аммонит № 6ЖВ	Ручной
		более 12	Аммонал М-10 Детонит М Аммонал скальный № 1	
Выработки, опасные по взрыву газа и пыли	Сухие и обводнённые шпуры	Для взрывания по породе	Аммонит АП-5ЖВ	Ручной
		Для взрывания по углю с учетом степени опасности	IV кл. Аммонит Т-19 Аммонит ПЖВ-20 V кл. Угленит Э-6 VI кл. Угленит 12ЦБ	
	Для водораспыления	Открытый заряд	Ионит	

На угольных шахтах, опасных по газу или пыли, разрешается только взрывание с применением электродетонаторов. При полном отсутствии в забоях проходимых выработок метана или угольной пыли, допускается применение непридохранительных ВВ II класса и электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения количества приёмов и пропускаемых серий замедлений.

Основные характеристики ВВ, применяемых при проходке подземных горных выработок, приведены в табл. 5.2.

Таблица 5.2

## Характеристики ВВ

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность в патронах или насыпная, кг/м <sup>3</sup>	Удельная объемная энергия взрыва при средней плотности, кДж/кг	Коэффициент взрывной эффективности при плотности ВВ 1000 кг/м <sup>3</sup>	Расстояние передачи детонации между патронами, см		Диаметр патронов, мм	Масса патрона, кг	Длина патрона, мм
					Сухие	После выдержки в воде			
Аммонит № 6ЖВ	3561	1000-1100	3917	1,0	5-9	3-6	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал М-10	4410	950-1100	4520	1,15	4	3	32	0,2	250
Детонит М	4316	1000-1200	4963	1,27	8-18	5-15	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонал скальный № 1	4420	1000-1100	4641	1,18	8-14	5-10	32 36	0,2 0,25	250 250
Аммонит АП-5ЖВ	2991	1000-1150	3215	0,82	5-10	2-7	36	0,3	250
Аммонит Т-19	2564	1000-1200	2820	0,72	7-12	4-8	36	0,3	240
Угленит Э-6	1946	1100-1250	2289	0,58	5-12	3-10	36	0,3	240
Угленит 12 ЦБ	1770	1200-1350	2256	0,58	4	2	36	0,3	240
Ионит	1482	1000-1200	1704	0,44	–	–	36	0,3	240
Гранулит М	3163	780-820 (1000-1150)*	3384	0,86					
Гранулит АС-4В	3645	800-850 (1100-1200)*	4192	1,07					
Гранулит АС-8В	3997	800-850 (1100-1200)*	4597	1,17					
Гранулит-игданит	3150	800-850 (1100-1200)*	3760	0,85					

\* Плотность при механизированном зарядании

Технические характеристики электродетонаторов, применяемых при проведении горных выработок, приведены в табл. 5.3. Все электродетонаторы являются водоустойчивыми.

Таблица 5.3

**Электродетонаторы для шахт и рудников**

Тип электродетонаторов	Кол-во серий	Интервалы замедления, мс (с)	Безопасный ток, А	Гарантийный ток, А	Сопротивление, Ом	Примечание
ЭД-8Ж(Э)	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы непригодные для нормальной чувствительности
ЭД-3-Н	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭД-1-8-Т	1	0	1,0	5,0	0,5-0,75	Электродетонаторы непригодные для пониженной чувствительности к блуждающим токам
ЭД-3-Т	36	20, 40, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 1250, 1500, 1750, 2000, 2500, 3000, 3500, 4000, 4500 мс 5,6,7,8,9,10 с				
ЭДКЗ-ОП	1	0	0,2	1,0	1,8-3,6	Электродетонаторы предохранительные нормальной чувствительности
ЭДКЗ-П	5	25, 50, 75, 100, 125 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭДКЗ-ПМ	7	15, 30, 45, 60, 80, 100, 120 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	
ЭД-КЗ-ПКМ	9	4, 20, 60, 80, 100, 125, 150, 175, 200 мс	0,2	1,0	1,8-3,6	

Детонирующие шнуры ДША, ДШВ и ДШЭ-12 и др. применяют при необходимости одновременного взрывания врубовых, нижних подошвенных шпуров, а также в рассредоточенных зарядах с целью передачи детонации всем частям шпурового заряда.

В последние годы на подземных взрывных работах получил широкое распространение новый способ инициирования зарядов ВВ – система неэлектрического взрывания различных модификаций: Нонель (Швеция), СИНВ, Эдилин (Россия) и др.

В табл. 3.4 представлены характеристики систем СИНВ и ДБИ для взрывных работ в рудниках и угольных шахтах, где допущено применение неперехватываемых взрывчатых веществ II класса.

Устройства СИНВ-Ш и ДБИЗ служат для трансляции инициирующего сигнала и инициирования боевиков шпуровых зарядов с заданной временной задержкой. В боевике каждого шпурового заряда размещается КД устройства СИНВ-Ш или ДБИЗ заданного интервала замедления.

Таблица 5.4

**Характеристики систем неэлектрического инициирования**

Устройство	Интервал замедления, мс	Назначение
СИНВ-Ш	0, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	Изготовление патронов-боевиков
ДБИЗ	0, 17, 25, 42, 55, 67, 109, 125, 150, 176, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 1000, 2000, 3000, 4000, 5000, 6000, 7000, 8000, 9000, 10000	

*Примечание.* Интервалы замедлений приведены при длине ударно-волновой трубки (УВТ) 1 м. Добавление каждого метра длины УВТ увеличивает время замедления на 0,5 мс.

УВТ, выходящие из шпуров, инициируются одновременно от устройств СИНВ-П мгновенного действия (СИНВ-П-0), смонтированных в единую сеть. Длина УВТ стартового устройства (магистральной части сети) выбирается из условия безопасного подрыва и может составлять несколько сот метров.

При проходке подземных выработок обычно применяется следующая схема: УВТ, выходящие из шпуров, собираются в связки (пучки), которые соединяются в единую сеть детонирующим шнуром. Детонирующий шнур обвязывается вокруг связки двойной петлёй. Количество УВТ в одной связке не должно превышать 15 шт. Иницирование сети из детонирующего шнура производится электродетонатором или электрозажигательной трубкой.

### 5.2.2. Выбор типа вруба и глубины шпуров

Расположение шпуров в забое, величина заходки и показатели взрыва во многом определяются типом вруба. Врубы по характеру действия делятся на две группы:

- врубы с наклонными к оси выработки шпурами – наклонные врубы;
- врубы с параллельными к оси выработки шпурами – прямые врубы.

Тип вруба и глубину шпуров с учетом горнотехнических условий следует принимать по данным табл. 5.5.

Таблица 5.5

**Тип вруба и глубина шпуров**

Тип буровой техники	Сечение выработки, м <sup>2</sup>	
	менее 6	более 6
Переносные перфораторы, ручные электросвёрла и пневмосвёрла	Прямые врубы при глубине шпуров более 1,5 м	Наклонные врубы при глубине шпуров не более (0,35–0,5) ширины выработки; прямые врубы при глубине шпуров до 2–2,5 м
Установки механизированного бурения	–	Прямые врубы с максимальной возможной глубиной по технической характеристике машины

Из наклонных врубов наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Другие врубы с наклонными шпурами (пирамидальный, горизонтальный клиновой и его разновидности, веерный и т. д.) не получили достаточно широкого распространения из-за сложности обуривания и узкой рекомендуемой области применения (забои, проводимые по пласту угля при малой его мощности, при наличии слабых прослоек пород по забою, при ярко выраженном контакте слабых пород с более крепкими вмещающими породами и т. д.).

Высокая эффективность врубов с наклонными шпурами и преимущества их по сравнению с прямыми врубами достигаются только при ограниченной глубине шпуров и определенном сечении выработки. При проходке выработок в крепких породах ( $f > 12$ ) с применением вертикального клинового вруба длина заходки не превышает обычно 0,35 ширины выработки ( $B$ ) из-за технической невозможности бурения врубовых шпуров под углом наклона, обеспечивающим эффективную работу вруба. При глубине шпуров более 0,5  $B$ , применении буровых кареток, а также в выработках малого сечения (менее 6 м<sup>2</sup>) наиболее эффективны прямые врубы, глубина которых ограничивается точностью бурения в зависимости от типа буровой техники.

При глубине шпуров, принятой по рекомендациям табл. 5.5, проектную величину КИШ следует принимать равной 0,85-0,95 с учётом крепости горных пород.

### 5.2.3. Выбор конструкции и параметров врубов

#### 5.2.3.1. Вертикальный клиновой вруб

При ограниченной глубине шпуров (1,2–2,0 м) наибольшее распространение имеет вертикальный клиновой вруб. Параметры вертикального клинового вруба в зависимости от крепости пород применительно к аммониту № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм в шпурах диаметром 42 мм ориентировочно по данным практики можно принять по данным табл. 5.6.

Таблица 5.6

**Параметры вертикального клинового вруба**

Группа крепости пород по СНиП	Коэффициент крепости пород $f$	Расстояние по вертикали между парами шпуров, мм	Количество шпуров во врубе при сечении выработки ( $m^2$ )		Угол наклона шпуров к плоскости забоя $\alpha$ , град.
			до 12	более 12	
IV-V	1-6	500	4	4-6	75-70
VI	6-8	450	4-6	6-8	68
VII	8-10	400	6-8	8-10	65
VIII	10-13	350	8-10	10-12	63
IX	13-16	300	10-12	12-14	60
X	16-18	300	10-12	12-14	58
XI	20	250	10-12	12-14	55

При применении другого типа ВВ и изменении диаметра шпуров расстояние между парами врубовых шпуров определяется с учётом поправочного коэффициента по формуле:

$$k = 1,25 \sqrt{e} \cdot d_3/d, \quad (5.1)$$

где  $e$  – коэффициент взрывной эффективности (см. табл. 5.2),

$d_3$  – диаметр заряда,

$d$  – диаметр заряжаемой полости (шпура или скважины).

С увеличением коэффициента крепости пород (см. табл. 5.6) угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя уменьшается. Поэтому предельную глубину вертикального клинового вруба (рис. 5.1) при бурении шпуров ручными перфораторами в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки рекомендуется принимать по табл. 5.7 или по формуле:

$$h_{вр} = 0,25 B \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} - 0,3, \quad (5.2)$$

где  $B$  – ширина выработки, м

$\alpha$  – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град. (см. рис. 3.1).

Предельная глубина вертикального клинового вруба  $h_{вр}$ , м

Ширина выработки, м	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,1	2,9	2,7	2,4	2,2	2,1

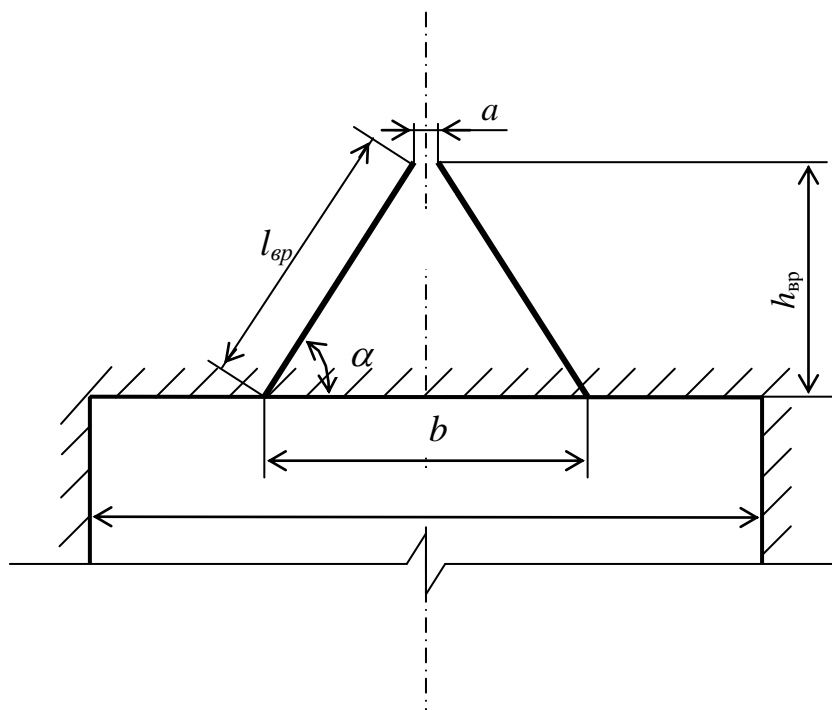


Рис. 5.1. Схема вертикального клинового вруба

Глубину врубовых шпуров следует принимать на 0,1-0,2 м больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров:

$$h_{вр} = h_{шп} + (0,1 \div 0,2), \quad (5.3)$$

где  $h_{шп}$  – глубина (длина) вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Длину шпуров клинового вруба определяют с учетом угла их наклона:

$$l_{вр} = h_{вр} / \sin \alpha, \quad (5.4)$$

где  $\alpha$  – угол наклона шпуров к плоскости забоя, град.

Расстояние между устьями в паре шпуров клинового вруба определяют по зависимости:

$$b = 2 h_{вр} / \operatorname{tg} \alpha + a, \quad (5.5)$$

где  $a$  – расстояние между забоями пары сходящихся шпуров клинового вруба, м (в зависимости от коэффициента крепости пород  $a = 0,15-0,2$  м).

После расчета основных параметров вруба следует проверить графическим способом техническую возможность обурирования вертикального клинового вруба с учетом принятого бурового оборудования. С этой целью в масштабе 1:20 – 1:50 вычерчивается план забоя (вид сверху) с наложением пары врубовых шпуров и обязательного соблюдения принятого угла наклона шпуров  $\alpha$ .

Если ширина выработки не позволяет с учётом габаритов бурильной машины (см. рис. 3.1) обурить рассчитанный вруб, то следует уменьшить глубину врубовых шпуров или принять другой тип вруба. При применении бурильных установок стрела автоподатчика должна свободно размещаться при заданном угле наклона врубовых шпуров между точкой забуривания врубового шпура и стенкой выработки. При бурении переносными перфораторами или ручными электросвёрлами врубовые шпуры могут буриться в 2-3 приёма комплектом штанг различной длины (например: 0,5 м; 1,2 м; 2,0 м).

### 5.2.3.2. Прямые врубы

Из прямых врубов (рис. 5.2) наиболее широкое распространение получили следующие конструкции: призматический симметричный  $a$ ; щелевой  $b$ ; спиральный  $c$  и двойной спиральный  $d$ .

Прямые врубы представляют собой комбинацию параллельных заряженных шпуров, взрыв которых работает на компенсационную полость, создаваемую холостым шпуrom (системой холостых шпуров) или скважиной. Взрыв последующих шпуров расширяет врубовую полость до размеров, достаточных для последующей отбойки вспомогательными (отбойными) шпурами с постоянной, предельной для конкретных горнотехнических условий линией сопротивления.

Параметры прямых врубов принимаются в зависимости от конструкции вруба, крепости пород, диаметра компенсационной полости (шпура или скважины, их количества). Наиболее ответственными являются первый шпур или серия шпуров, взрывааемых на компенсационную полость. Поэтому для повышения эффективности взрыва целесообразно в качестве компенсационной полости использовать шпур увеличенного диаметра, систему холостых шпуров или скважину.

Расстояние между компенсационной полостью и первым взрывааемым шпуrom или серией шпуров (пробивное расстояние  $W_1$ ) рекомендуется принимать для шпуров диаметром 42 мм при использовании аммонита № 6 ЖВ в патронах диаметром 32 мм по табл. 5.8.

При применении другого типа ВВ или другой конструкции заряда пробивное расстояние  $W_1$ , определенное по табл. 1.7, умножается на поправочный коэффициент, рассчитанный по формуле (5.1).

Пробивные расстояния  $W_1$  учитывают возможное отклонение шпуров от заданного направления. С увеличением глубины шпуров растет их отклонение, поэтому при глубине шпуров до 2,5 м достаточно принимать диаметр первона-



чальной компенсационной полости не более 50-60 мм; при шпурах глубиной до 3 м – 70-105 мм и при шпурах до 4 м – 105-125 мм, что позволит сохранить КИШ в пределах 0,85-0,9.

Пробивные расстояния для шпуров, взрывааемых вторыми и последующими во врубе ( $W_1, W_2, W_3$  и т. д.), принимаются равными 0,8 от ширины (наибольшего размера) ранее образованной врубовой полости.

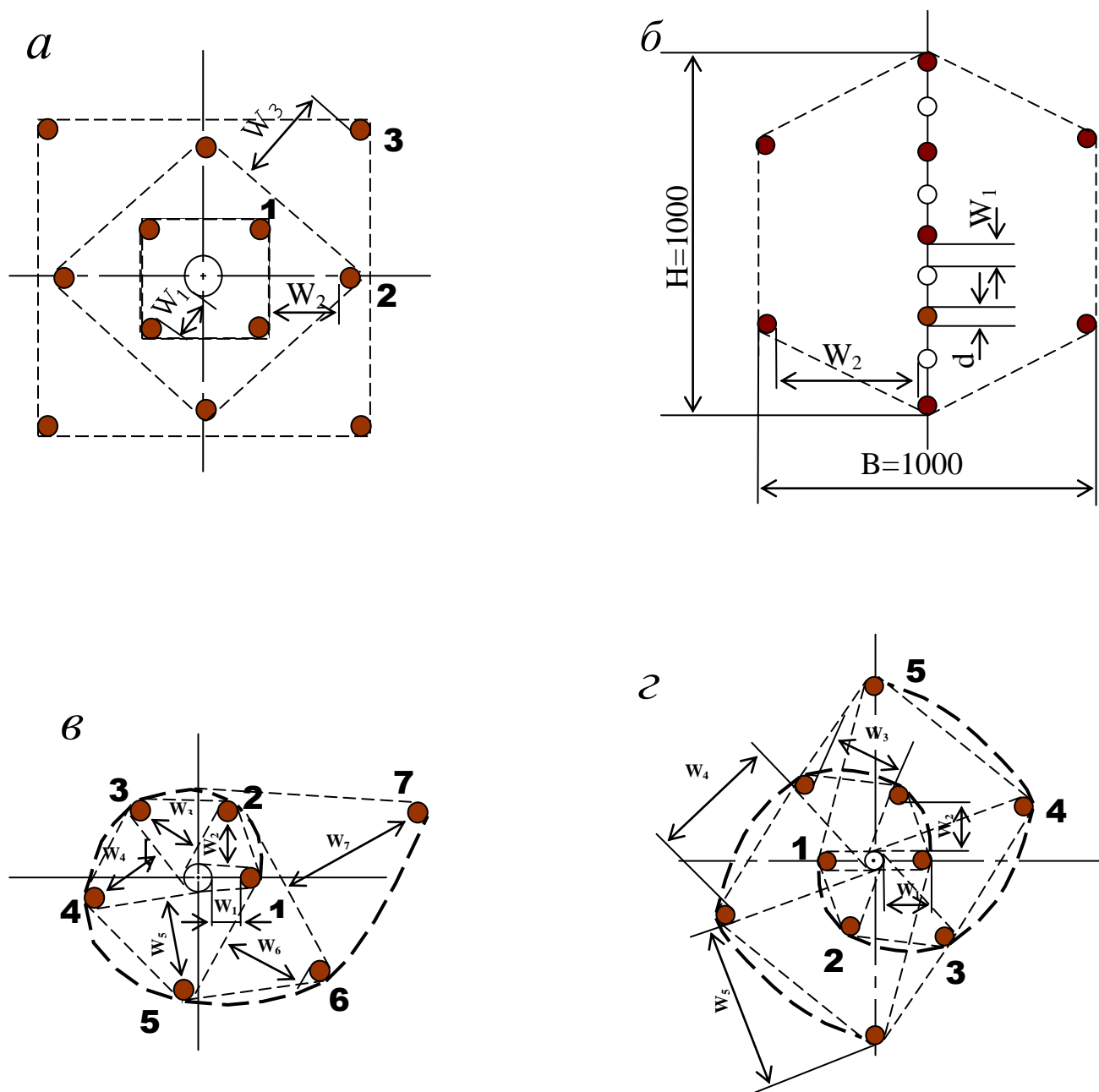


Рис. 5.2. Конструкции прямых врубов:  
*a* – призматический симметричный; *б* – щелевой; *в* – спиральный;  
*г* – двойной спиральный

Пробивные расстояния  $W_1$ , мм

Диаметр холостого шпура или скважины $D_x$ , мм	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	115	100	90	80	60	60	55
51	125	110	100	90	80	70	65
56	150	130	110	95	90	85	75
75	170	150	130	105	100	95	85
105	190	170	150	120	110	105	95
125	230	200	170	140	120	110	100

Например, пробивное расстояние для шпуров спирального вруба, взрывааемых вторыми, т. е. на обнаженную поверхность, образованную взрывом первого шпура, определяют по данным табл. 3.9 или по зависимости, мм:

$$W_2 = 0,8 \cdot (W_1 + D_x + d), \quad (5.6)$$

где  $W_1$  – пробивное расстояние для первого шпура (см. табл. 5.7);

$D_x$  – диаметр компенсационной полости (холостого шпура или скважины);

$d$  – диаметр заряженных шпуров.

Пробивные расстояния ( $W_2$ ,  $W_3$  и т. д.) для любого типа вруба могут быть определены графически путем последовательного построения расширяющейся врубовой полости (см. рис. 5.2) в масштабе 1:5.

Таблица 5.9

Пробивные расстояния  $W_2$ , мм

Диаметр холостого шпура или скважины $D_x$ , мм	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	170	150	140	130	120	115	110
51	180	160	150	140	130	120	115
56	210	180	170	160	150	140	130
75	260	210	200	185	170	150	140
105	300	260	240	215	200	185	175
125	340	300	270	250	230	220	215

Расчёты и построения выполняются до тех пор, пока не образуется врубовая полость размером в пределах от 0,9×0,9 до 1,2×1,2 м. Такой размер врубовой полости является достаточным и позволяет в дальнейшем производить отбойку породы вспомогательными и оконтуривающими шпурами уже с постоянной линией наименьшего сопротивления, которая соответствует предельному пробивному расстоянию шпурового заряда при взрывании его на неограниченную свободную поверхность.

Предельные пробивные расстояния для вспомогательных и оконтуривающих шпуров при их диаметре 42 мм, заряженных аммонитом № 6ЖВ в патронах диаметром 32 мм, приведены в табл. 5.10.

Таблица 5.10

**Предельные пробивные расстояния  
для вспомогательных и оконтуривающих шпуров, мм**

Диаметр шпуров, мм	Коэффициент крепости пород $f$						
	2-5	6-7	8-9	10-12	13-15	16-17	18-20
42	1000-900	800	700	650	600	550	500

Опыт работы и расчёты показывают, что для образования врубовой полости сечением 0,8-1,4 м<sup>2</sup> необходимо принять 8-12 шпуров в зависимости от диаметра компенсационной полости и коэффициента крепости пород.

При применении щелевого вруба пробивное расстояние между заряжаемыми и холостыми шпурами принимается по данным табл. 5.8. Количество заряжаемых  $N_z$  и холостых  $N_x$  шпуров в щелевом врубе при их одинаковом диаметре определяют по формулам:

$$N_z = \frac{H}{2(W_1 + d)} + 1, \quad (5.7)$$

$$N_x = \frac{H}{2(W_1 + d)}, \quad (5.8)$$

где  $H$  – высота вруба, мм;

$W_1$  – пробивное расстояние, мм;

$d$  – диаметр шпуров, мм.

Щелевой вруб (рис. 5.2, б) высотой 1000 мм с последующим расширением полости четырьмя шпурами дает высокие показатели в породах любой крепости и в выработках любого сечения. Пробивное расстояние  $W_2$  для шпуров, взрывааемых во вторую очередь, принимается равным 500 мм, а расстояние между шпурами по вертикали 700–800 мм в породах любой крепости.

Могут быть приняты другие конструкции прямых врубов, но принцип расчета их параметров будет аналогичен.

После расчета параметров принятого прямого вруба (пробивных расстояний и числа шпуров во врубе) определяется площадь вруба по забою выработки, что необходимо для определения количества остальных шпуров.

Глубина (длина) холостых и заряжаемых шпуров прямого вруба должна приниматься больше на 10 % по сравнению с глубиной вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

При ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу или пыли, при определении расстояний между смежными шпурами следует придерживаться дополнительных требований ЕПБ.

Расстояние от заряда ВВ до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и не менее 0,3 м по породе, в том числе и при взрывании зарядов в породном негабарите. В случае применения ВВ VI класса при взрывании по углю это расстояние допускается уменьшать до 0,3 м.

Минимально допустимые расстояния между смежными (взрываемыми последовательно) шпуровыми зарядами должны соответствовать данным табл. 5.11.

В породах с  $f > 10$  расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно определяться нормативами, разработанными по согласованию с организацией-экспертом по безопасности работ.

Поскольку при применении прямых врубов с незаряжаемыми шпурами (см. рис. 3.2) данные требования, как правило, невыполнимы, то в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, применяются прямые врубы, работающие по принципу воронкообразования.

Таблица 5.11

**Минимально допустимые расстояния между смежными шпуровыми зарядами**

Условия взрывания	Класса ВВ			
	II	III-IV	V	VI
По углю	0,6	0,6	0,5	0,4
По породе:				
при $f < 7$	0,5	0,45	0,3	0,25
при $f > 10$	0,4	0,3	–	–

В породах с коэффициентом крепости  $f < 6$  обычно применяется прямой призматический вруб из 4–6 шпуров, которые располагаются по контуру окружности или периметру прямоугольника и взрываются одновременно в один приём. Расстояние между врубовыми шпурами следует принимать в соответствии с рекомендациями табл. 5.11. При проведении выработок в более крепких породах целесообразно использовать двойной призматический вруб из 6–8 шпуров с соблюдением тех же требований, которые взрываются короткозамедленно и последовательно в два приёма.

#### 5.2.4. Определение удельного заряда ВВ

Величина удельного заряда ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для заряжания в шпуры единицы объёма обуренного массива (с учетом эффективного разрушения), зависит от крепости пород, сечения выработки, типа ВВ и условий взрывания (наличия обнажённой поверхности, структуры породы, плотности ВВ при заряжании, типа вруба).

Удельный заряд при врубах с наклонными шпурами рекомендуется определять по видоизменённой формуле Н. М. Покровского:

$$q = 0,1 \cdot f \cdot f_1 \cdot v / e, \quad (5.9)$$

где  $q$  – удельный заряд ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$f$  – коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову. В породах с  $f > 16$  в формуле (5.9) принимать 0,08 вместо 0,1;

$f_1$  – коэффициент структуры породы;

$\nu$  – коэффициент зажима породы, зависящий от площади поперечного сечения выработки и количества обнажённых поверхностей;

$e$  – коэффициент взрывной эффективности заряда ВВ.

Коэффициент относительной эффективности заряда ВВ определяется из выражения

$$e = \frac{Q_{\text{ид}} \cdot \rho}{Q_{\text{ид.э}} \cdot \rho_э}, \quad (5.10)$$

где  $Q_{\text{ид}}$ ,  $Q_{\text{ид.э}}$  – идеальная работа взрыва принятого и эталонного ВВ, кДж/кг;

$\rho$ ,  $\rho_э$  – плотность заряда принятого и эталонного ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Необходимые данные для расчета величины  $e$  принимают из табл. 5.2. При средней плотности заряда ВВ значение коэффициента взрывной эффективности можно принять из этой же таблицы. В качестве эталонного ВВ в формуле (5.10) и в табл. 5.2 принят аммонит № 6ЖВ.

Значение коэффициента структуры породы  $f_1$  принимается из табл. 5.12.

Таблица 5.12

### Коэффициент структуры породы $f_1$

Характеристика пород	Категория пород	Коэффициент структуры породы $f_1$
Монолитные, крепкие, вязкие, упругие	I	1,6
Трещиноватые, крепкие	II	1,2-1,4
Массивно-хрупкие	III	1,1
Сильнотрещиноватые, мелкослоистые, большинство пород угольных бассейнов	IV	0,8-0,9

Коэффициент зажима породы при одной обнаженной поверхности в забоях горизонтальных и наклонных выработок определяется из выражения

$$\nu = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{вч}}}}, \quad (5.11)$$

где  $S_{\text{вч}}$  – площадь поперечного сечения вчерне, м<sup>2</sup>.

При двух обнаженных поверхностях коэффициент зажима принимается в пределах  $\nu = 1,1-1,4$  (меньшие значения – для больших сечений выработок).

**При щелевом врубе на полную высоту выработки** для определения удельного заряда для шпуров по забою, кроме врубовых, в формуле (5.9) следует принимать коэффициент зажима породы  $\nu = 1,4$ .

**Прямые (дробящие) врубы** требуют повышенного удельного заряда ВВ. По формуле (5.9) при применении прямых врубов определяют удельный заряд только для вспомогательных и оконтуривающих шпуров с коэффициентом зажима породы  $\nu = 1,1-1,4$ .

### 5.2.5. Выбор диаметра шпура

Диаметр шпуров выбирается в зависимости от стандартного диаметра патрона принятого типа ВВ. В табл. 5.2 указаны стандартные диаметры патронов промышленных ВВ. При выпуске ВВ в патронах различных диаметров следует принимать диаметр патрона с учётом сечения выработки и типа буровой техники. При использовании мощных бурильных машин и при больших сечениях выработки принимают патроны с большим диаметром или механизированное зарядание гранулированными ВВ.

При применении метода контурного взрывания в оконтуривающих шпурах следует уменьшить линейную плотность заряжения. С этой целью рекомендуется применять, например, специальные патроны типа ЗКВК из аммонита № 6ЖВ диаметром 26 мм длиной 360 мм в полиэтиленовых оболочках. Эти патроны имеют соединительные муфты с лепестками, позволяющими стыковать их и центрировать по оси шпура с созданием воздушного промежутка между патронами и стенками шпура.

Диаметр шпуров при использовании патронированных ВВ принимается не менее чем на 5 мм больше диаметра патрона. При применении машин ударного-поворотного и вращательного-ударного бурения и патронированных ВВ диаметр шпуров обычно составляет 38–42 мм. При механизированном зарядании шпуров гранулированными ВВ в горнорудной промышленности диаметр шпуров принимается в пределах от 38 до 52 мм в зависимости от сечения выработки, детонационной способности ВВ и взрываемости пород.

При бурении по углю и породам угольной формации используются шпуры диаметром 37–46 мм.

### 5.2.6. Определение количества шпуров

Количество шпуров в забое зависит от физико-механических свойств пород, поперечного сечения выработки, параметров зарядов и типа принятого вруба.

Количество шпуров на забой **при врубах с наклонными шпурами** определяют по формуле проф. Н. М. Покровского

$$N = q \cdot S_{вч} / \gamma, \quad (5.12)$$

где  $q$  – удельный заряд ВВ, определяемый по формуле (1.9), кг/м<sup>3</sup>;

$S_{вч}$  – площадь сечения выработки в черне, м<sup>2</sup>;

$\gamma$  – весовое количество ВВ (вместимость), приходящееся на 1 м шпура, кг/м.

$$\gamma = 3,14 d^2 \rho \alpha / 4, \quad (5.13)$$

где  $d$  – диаметр заряда (патрона ВВ или шпура), м;

$\rho$  – плотность ВВ в заряде, кг/м<sup>3</sup>;

$\alpha$  – коэффициент заполнения шпуров.

При ручном зарядании без уплотнения ВВ в шпуре используется параметр «диаметр патрона», а параметр «диаметр шпура» – при уплотнении патронов вручную с разрезанием оболочки или при механизированном зарядании.

При разрезании оболочки патронов плотность ВВ в шпуре принимается равной 0,9 от плотности ВВ в патроне (см. табл. 5.2). При механизированном зарядании шпуров гранулированными ВВ плотность ВВ в шпуре составляет 1150–1200 кг/м<sup>3</sup>.

Коэффициент заполнения шпуров в выработках шахт, не опасных по взрыву газа или пыли, проходимых в крепких породах, принимается максимальным (0,7-0,9).

В выработках шахт, опасных по газу или пыли и в породах с  $f = 2-8$  – коэффициент заполнения принимается 0,35-0,55; в более крепких породах – 0,5-0,6. При этом при ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, величина забойки должна быть не менее 0,5 м.

Во всех случаях с увеличением длины шпуров коэффициент заполнения шпуров увеличивается.

Полученное по формуле (5.12) количество шпуров является ориентировочным (см. табл. 5.13) и может быть изменено при необходимости на 10–15 %. Окончательно число шпуров принимается после вычерчивания схемы расположения шпуров в сечении выработки (рекомендуемый масштаб – 1:50-1:20), и только затем возобновляется расчёт.

Таблица 5.13

**Ориентировочное количество шпуров на забой в зависимости от коэффициента крепости пород и сечения выработок**

Коэффициент крепости пород $f$	Сечение выработки вчерне, м <sup>2</sup>						
	4	6	8	10	12	14	16
2-4	8-11	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	35-42
5-7	12-16	17-21	22-27	28-33	34-38	39-42	43-46
8-10	16-20	21-26	27-32	33-37	38-42	42-46	47-50
12-14	20-24	26-30	32-36	37-42	42-46	46-50	50-54
более 14	26-28	32-36	36-40	44-48	48-52	52-54	56-60

При вычерчивании схемы расположения шпуров при любом типе вруба среднее расстояние между рядами вспомогательных шпуров, между вспомогательными и оконтуривающими и между шпурами в рядах должно быть примерно одинаковым и приниматься в соответствии с рекомендациями табл. 1.10 или определяться из выражения

$$a = \sqrt{\frac{S_{вч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}}, \quad (5.14)$$

где  $S_{вч}$  – площадь сечения выработки вчерне,  $m^2$ ;

$S_{вр}$  – площадь сечения врубовой полости (для вертикального клинового вруба принимается равной половине площади прямоугольника, образованного устьями врубовых шпуров на плоскости забоя),  $m^2$ ;

$N, N_{вр}$  – общее число на забой и число врубовых шпуров.

Оконтуривающие шпуры располагают с наклоном  $85-87^\circ$  к плоскости забоя с таким расчетом, чтобы их концы вышли за проектный контур сечения выработки вчерне только за линией уходки. Забуриваются оконтуривающие шпуры на минимальном расстоянии ( $150-200$  мм) от проектного контура выработки с учётом принятой буровой техники.

**При применении прямых врубов** количество шпуров определяется по формуле

$$N = N_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) / \gamma, \quad (5.15)$$

где  $N_{вр}$  – количество врубовых шпуров (см. раздел 1.2.3.2);

$S_{вр}$  – площадь поперечного сечения прямого вруба,  $m^2$ .

При контурном взрывании число оконтуривающих шпуров необходимо увеличивать. При этом параметры зарядов в оконтуривающих шпурах (удельный заряд, расстояние между шпурами и др.) рассчитываются по специальным методикам ([3] и др.).

### 3.2.7. Определение расхода взрывчатых материалов

Количество ВВ (кг) на цикл при **врубках с наклонными шпурами**

$$Q = q \cdot S_{вч} \cdot l_{шп}, \quad (5.16)$$

где  $l_{шп}$  – глубина заходки, равная глубине вспомогательных и оконтуривающих шпуров, м.

Средняя величина заряда (кг) на один шпур

$$q'_{ср} = Q / N. \quad (3.17)$$

Количество ВВ (кг) на цикл **при врубах с прямыми шпурами** (кг)

$$Q = Q_{вр} + q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}, \quad (5.18)$$

где  $Q_{вр}$  – количество ВВ во врубовых шпурах, принимается как сумма зарядов врубовых шпуров. Величина заряда (кг) во врубовый шпур принимается

$$q'_{вр} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho \cdot \alpha \cdot l_{вр}, \quad (5.19)$$

где  $d$  – диаметр патрона ВВ или шпура, в зависимости от способа заряжания, м;

$\rho$  – плотность ВВ в заряде,  $кг/м^3$ ;

$\alpha$  – коэффициент заполнения врубового шпура,  $0,7-0,95$  (в зависимости от длины шпуров и крепости пород);



$l_{вр}$  – длина врубовых шпуров, м (принимается на 10 % больше длины вспомогательных и оконтуривающих шпуров).

Средняя величина заряда (кг) на один вспомогательный и оконтуривающий шпур **при прямых врубах**

$$q_{ср}'' = \frac{q \cdot (S_{вч} - S_{вр}) \cdot l_{шп}}{N - N_{вр}}. \quad (5.20)$$

При распределении ВВ по шпурам величину заряда во врубовые шпуры **при наклонных врубах** следует принимать на 10-20 % больше средней величины  $q'_{ср}$  (кг)

$$q_{вр}^* = (1,1 \div 1,2) q'_{ср}. \quad (5.21)$$

В оконтуривающих шпурах, кроме почвенных, при любых типах врубов величину заряда следует уменьшать на 10-20 % по сравнению со средней величиной  $q'_{ср}$  (кг)

$$q_{ок}^* = (0,9 \div 0,8) q'_{ср}. \quad (5.22)$$

Обычно в практике взрывных работ величина заряда во вспомогательных шпурах принимается равной средней величине заряда в шпурах  $q'_{ср}$ :

$$q_{всп}^* = q'_{ср}. \quad (5.23)$$

Полученные величины зарядов во врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпурах при ручном заряжении патронированными ВВ принимают **кратными массе патронов ВВ**.

При механизированном заряжении заряд ВВ в шпуре состоит из патрона боевика (0,2 или 0,25 кг) и собственно заряда гранулированного ВВ, масса которого принимается кратной 0,1 кг.

После определения величин зарядов ВВ в шпурах каждой группы следует проверить возможность размещения их в шпурах, учитывая длину и массу патронов, а также линейную плотность заряжения при применении гранулированных ВВ.

Фактический расход ВВ (кг) на цикл

$$Q_{ф} = \sum q_{вр}^* + \sum q_{всп}^* + \sum q_{ок}^*. \quad (5.24)$$

Расход ВВ (кг) на погонный метр выработки

$$Q_{м} = Q_{ф} / (l_{шп} \eta), \quad (5.25)$$

где  $\eta$  – КИШ (принимается равным 0,85-0,95 в зависимости от крепости пород).

Объём горной массы за взрыв

$$Q_{гм} = S_{пр} l_{шп} \eta, \quad (5.26)$$

где  $S_{пр} = S_{вч} \cdot \text{КИС}$  – сечение выработки в проходке,  $\text{м}^2$ , которое следует определять в соответствии с рекомендациями таблицы 5.14.

Удельный расход ВВ (кг) на  $1 \text{ м}^3$  взорванной породы

$$q_p = Q_{\phi} / Q_{\text{гм}}. \quad (5.27)$$

Таблица 5.14

**Допустимое нормативное увеличение (в %) поперечного сечения горизонтальных горных выработок при проходке буровзрывным способом**

Поперечное сечение горных выработок вчерне (по проекту), $\text{м}^2$	Коэффициент крепости пород $f$		
	1–2	2–9	10–20
до 8	5*	10	12
от 8 до 15	4	8	10
более 15	3	5	7

\*Коэффициент излишка сечения:  $\text{КИС} = 1 + \Delta = 1 + 5/100 = 1,05$ .

Расход ЭД, КД (систем неэлектрического взрывания) определяется по числу взрываемых зарядов.

Расход ЭД, КД на 1 метр выработки:

$$N_m = N_{\text{кд}} / (l_{\text{шт}} \eta). \quad (5.28)$$

Удельный расход ЭД, КД на  $1 \text{ м}^3$  взорванной породы:

$$N_p = N_{\text{кд}} / (S_{\text{пр}} l_{\text{шт}} \eta). \quad (5.29)$$

Заводы-изготовители производят неэлектрические системы инициирования с длинами волноводов, определяемыми заказами потребителей.

Длина УВТ ориентировочно определяется по формуле:

$$L_{\text{увт}} = l_{\text{шт}} + B / 4 + 0,5, \quad (5.30)$$

где  $B$  – ширина выработки, м;

0,5 –длина УВТ для сборки пучков, м.

### 5.3 РАСЧЕТ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНОЙ СЕТИ

При расчете электровзрывной сети определяют её сопротивление и сопротивление её отдельных ветвей. Для проверки обеспечения безотказности взрывания всех электродетонаторов, включённых в сеть, при известном напряжении (принятом источнике тока) выполняется проверочный расчет, при котором определяют общую величину тока в сети и величину тока, поступающего в каждый электродетонатор.

Если необходимо выбрать источник тока, определяют общее сопротивление сети и минимальную силу тока в цепи, обеспечивающую безотказное взры-

вание всех электродетонаторов, после чего находят необходимое напряжение и подбирают источник тока (табл. 5.15).

Сопrotивление магистральных и соединительных проводов, а также участков, если они имеются при конкретной схеме взрывания, принимается по табличным данным или вычисляется по формуле

$$R = \rho (l/S), \quad (5.31)$$

где  $R$  – сопротивление проводов, Ом;

$\rho$  – удельное сопротивление материала проводов, которое принимается для медных проводов  $0,0172 \cdot 10^{-6}$ , для алюминиевых  $0,0286 \cdot 10^{-6}$  и для стальных  $0,12 \cdot 10^{-6}$  Ом·м;

$l$  – длина проводов, м. Длину проводов принимают на 10 % больше расчётной, учитывая изгибы и сростки;

$S$  – сечение проводов, м<sup>2</sup>.

Сопротивление электродетонаторов при расчёте сети принимается по табличным данным с учётом длины выводных проводов (см. табл. 5.3). Сопротивление электродетонаторов нормальной чувствительности в зависимости от длины выводных медных проводов с диаметром жилы 0,5 мм составляет от 1,8 до 3,6 Ом. При расчёте величину сопротивления электродетонаторов нормальной чувствительности обычно принимают равной 3 Ом.

Таблица 5.15

#### Взрывные приборы и машинки

Наименование прибора (исполнение)	Напряжение, В	Масса, кг	Максимальное сопротивление электровзрывной сети, Ом	Назначение и область применения
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100М (РВ) КВП-2/200М (РН)	600 1700	2 2,5	320 1700	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, опасных и не опасных по взрыву газа или пыли
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М (РВ)	610	2,7	320	
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3 (РН)	1600	3,0	200	Взрывание ЭД нормальной чувствительности на поверхности и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли

При электрическом способе взрывания в каждый электродетонатор нормальной чувствительности должен поступать постоянный гарантийный ток силой не менее  $I_{\text{гар}} = 1$  А при числе ЭД до 100 штук и не менее  $I_{\text{гар}} = 1,3$  А при числе ЭД более 100 штук, или переменный ток силой не менее  $I_{\text{гар}} = 2,5$  А.

Для электродетонаторов пониженной чувствительности к блуждающим токам (ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т) гарантийный ток следует принимать не менее 5 А.

Проверочный расчёт электровзрывной сети производится по следующим формулам в зависимости от схемы соединения:

а) при последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn}, \quad i = I \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.32)$$

б) при параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + r/n}, \quad i = I/n \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.33)$$

в) при смешанном последовательно-параллельном соединении

$$I = \frac{E}{R + rn/m}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.34)$$

г) при смешанном параллельно-последовательном соединении

$$I = \frac{E}{R + rm/n}, \quad i = I/m \geq I_{\text{гар}}, \quad (5.35)$$

где  $I$  – сила тока в электровзрывной сети, А;

$E$  – электродвижущая сила источника тока или напряжение на клеммах, В;

$R$  – сопротивление всех проводов (магистральных, соединительных, участковых) и внутреннее сопротивление источника, Ом;

$n$  – число последовательно соединённых электродетонаторов в сети или группе;

$m$  – число параллельно включённых групп электродетонаторов при смешанном соединении;

$i$  – сила тока, поступающего в каждый электродетонатор, А;

$I_{\text{гар}}$  – гарантийная сила тока, необходимая для безотказного взрывания электродетонаторов, А;

$r$  – сопротивление электродетонатора, Ом.

При проведении горизонтальных выработок обычно применяется последовательная схема соединения электродетонаторов во взрывной сети. В этом случае общее сопротивление взрывной сети можно определить по формуле:

$$R_{\text{общ}} = r_n + r_c L_c + r_m L_m, \quad (5.36)$$

где  $r_c$ ,  $r_m$  – сопротивление соответственно 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом (принимается по данным табл. 3.16 или рассчитывается по формуле (5.31));

$L_c$ ,  $L_m$  – длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м.

**Характеристики проводов для электровзрывания**

Обозначение	Назначение	Диаметр жилы, мм	Площадь сечения, мм <sup>2</sup>	Сопротивление 1 м провода, Ом/м
ВП-05	соединительные	0,5	0,196	0,090
ВП-08	магистральные	0,8	0,502	0,034
ВП-07x2	магистральные	0,7x2	0,769	0,024

Магистральные провода (постоянная взрывная магистраль) подключаются обычно на расстоянии не ближе 30 м от забоя и могут отставать от места взрыва не более чем на 100 м. Место укрытия взрывника при проходке горизонтальных выработок должно находиться не ближе 150 м от забоя. Электровзрывная сеть должна быть двухпроводной.

В шахтах (рудниках), опасных по газу или пыли, должны применяться электродетонаторы только с медными проводами. Это требование также распространяется на соединительные и магистральные провода (кабели) электровзрывной сети.

Если проверочный расчет показывает неприменимость последовательной схемы соединения электродетонаторов (ввиду того, что  $i < I_{\text{гap}}$ ), следует принимать последовательно-параллельную схему соединения. Тогда число последовательно включённых электродетонаторов в сети или группе и число групп, включённых параллельно, определяют по формулам

$$n = \frac{E}{2I_{\text{гap}} + R}, \quad (5.37)$$

$$m = \frac{E}{2I_{\text{гap}} + r}. \quad (5.38)$$

Если общее число электродетонаторов, подлежащих взрыванию, равно  $M = n \cdot m$ , то, определив один из множителей, вычисляют другой.

**5.4 ВЫБОР БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ**

Тип бурильной машины выбирается в зависимости от коэффициента крепости горных пород, глубины шпуров и необходимой производительности машины при выполняемом объёме буровых работ.

Бурение шпуров производится ручными, колонковыми электро- и пневмосвёрлами, переносными перфораторами и бурильными установками.

Выбор типа бурильной машины и установочного приспособления в зависимости от крепости пород ориентировочно можно производить по табл. 3.1.

Ручные электросвёрла ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР-19М применяются для бурения шпуров диаметром 36-44 мм и глубиной до 3 м по углю и породам с коэффициентом крепости до 4.

При бурении по крепким углям и породам средней крепости применяются электросвёрла ЭРП18Д-2М и СРП-1 с принудительной подачей.

Ручные пневматические свёрла СР-3, СР-3М, СПР-8 применяются на шахтах, опасных по газу или пыли, для бурения шпуров диаметром 36 мм и глубиной до 3 м при проведении выработок по углю и породам с коэффициентом крепости до 4. Свёрло СГ-3Б с применением пневмоподдержки применяются для бурения шпуров в породах с коэффициентом крепости до 6.

При проведении горизонтальных и наклонных выработок при бурении шпуров диаметром 40-46 мм и глубиной до 5 м в крепких и средней крепости с коэффициентом более 5 применяют переносные перфораторы ПП36В, ПП54В, ПП54ВБ, ПП63В, ПП63ВБ, ПП63П, ПП63С, ПП63СВП массой 24-33 кг с энергией удара от 36 до 63 Дж. Обычно глубина шпуров при бурении переносными перфораторами составляет 1,5-2,5 м.

Таблица 5.17

**Область применения бурильных машин  
и установочных приспособлений**

Коэффициент крепости пород	Тип бурильных машин и установочных приспособлений
1,5–3	Ручные электросвёрла и пневмосвёрла, лёгкие перфораторы на пневмоподдержках
4–6	Бурильные установки вращательного действия, перфораторы лёгкого и среднего веса на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
7–9	Бурильные установки вращательно-ударного действия, перфораторы среднего веса и тяжёлые на пневмоподдержках, колонковые или длинноходовые электросвёрла на манипуляторах
10–20	Бурильные установки вращательно-ударного действия, тяжёлые перфораторы на пневмоподдержках, колонковые перфораторы на распорных колонках или манипуляторах

Телескопные перфораторы ПТ-29М, ПТ36М, ПТ38, ПТ48 применяются при проведении восстающих выработок и для бурения шпуров в крепких породах под анкерную (штанговую) крепь.

Для облегчения труда бурильщиков и повышения скорости бурения применяются колонковые электросвёрла, электросвёрла на манипуляторах и колонковые перфораторы.

Колонковые электросвёрла применяются при бурении шпуров диаметром 36-50 мм в породах с коэффициентом крепости 5-10. Промышленностью выпускаются колонковые электросвёрла ЭБПП-1, ЭБПП-2У5, которые устанавливаются на распорных колонках или на манипуляторах бурильных установок.

Съёмные бурильные машины типа БУЭ вращательного действия применяют на бурильных установках при бурении шпуров диаметром 42 мм, длиной до 3 м в породах с  $f < 8$ .

Колонковые перфораторы, более мощные чем ручные, применяются для бурения шпуров с колонок, манипуляторов и буровых кареток при проведении выработок в крепких и очень крепких породах.

В горнодобывающей промышленности применяют колонковые перфораторы ПК-50, ПК-65, ПК-75, ПК-120, ПК-150. Применение колонковых перфораторов и электросвёрл на распорных колонках при проходке выработок ограничено из-за значительных затрат времени на монтаж, демонтаж и переустановку колонок. Поэтому чистое время бурения составляет 20-35 % от общих затрат времени на бурения шпуров.

Механизированное бурение шпуров производят бурильными установками (каретками) и навесным оборудованием, смонтированным на погрузочных машинах.

Отечественной промышленностью выпускаются бурильные установки (каретки) вращательного бурения с колонковыми электросверлами БУЭ-1м, БУЭ-2, вращательно-ударного и ударно-поворотного бурения БУ-1, БУР-2, СБУ-2м, СБУ-2К, УБШ.

В угольной промышленности наибольшее распространение получили установки БУ-1, БУР-2, БУЭ-1 и БУЭ-2. С использованием этих установок производят около 50 % выработок.

Установки вращательного бурения применяют при проведении выработок в породах с  $f < 8$ ; ударно вращательного действия с машинами БГА-1 в породах с  $f = 6-10$ , с машинами БГА-1М, БГА-2М в породах с  $f = 10-14$ ; ударно-поворотного действия в породах с  $f = 10-20$ .

Технические характеристики бурильных установок приведены в табл. 5.2 – 5.3.

При определении бурильного оборудования следует принимать один перфоратор (сверло) не менее чем на 2 м<sup>2</sup> площади забоя горизонтальной или наклонной выработки; на каждые три рабочие машины одну резервную.

Одну бурильную установку принимают не менее чем на 9 м<sup>2</sup> площади забоя горизонтальной выработки. На каждую работающую в забое установку – рабочий и резервный комплекты инструмента.

Таблица 5.18

**Характеристики отечественных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок**

Характеристики	Тип бурильной установки					
	УБШ-204 (БУЭ-1М)	УБШ-214А	УБШ-308У (1СБУ-2)	УБШ-303 (1БУР-2)	УБШ-254	УБШ-332Д
Коэффициент крепости пород $f$	4-8	4-16	8-14	4-16	8-14	8-14
Диаметр шпуров, мм	42	42-52	42-52	42-52	42-52	42-52
Длина шпуров, м	2,75	2,75	2,8	2,8	2,4	3,0

Зона бурения, м <sup>2</sup>		6-12	4,2-12	до 20	до 20	до 12	8-22
Бурильная машина	тип	БУЭ	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	М2 (БГА-2М)	«Норит-1» (гидравл.)	М2 (БГА-2М)
	кол-во	1	1	2	2	1	2
Тип платформы		рельс.	рельс.	гусен.	рельс.	гусен.	пневм.
Размеры (м) в транспортном положении:							
длина		8,2	6,0	7,8	7,1	7,2	11,0
ширина		1,3	1,0	1,6	1,15	1,4	1,75
высота		0,9	1,5	1,7	1,65	1,8	2,3
Масса, т		5,4	4	8,6	5	7,2	12

Таблица 5.19

### Характеристики зарубежных бурильных установок для бурения шпуров при проходке горизонтальных выработок

Характеристики	Тип бурильной установки					
	Minimatic 205-40	Mini 206-60	Paramatic 305-60	Rocket Bomer 104S	Rocket Bomer 282S	
Коэффициент крепости пород $f$	8-20	8-20	8-20	8-20	8-20	
Диаметр шпуров, мм	32-50	32-50	32-50	32-50	32-50	
Длина шпуров, м	3,4	3,4	3,4	4,0	4,0	
Высота обуривания, м	6,0	6,4	7,1	4,7	6,3	
Ширина обуривания, м	8,8	9,8	10,4	4,7	8,7	
Зона бурения, м <sup>2</sup>	8-49	8-60	12-68	до 20	до 45	
Бурильная машина	тип	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	HL 510S-45 гидравл.	СОР 1838 МЕ пневмат.	СОР 1838 МЕ пневмат.
	кол-во	2	2	3	1	2
Тип платформы	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	пневм.	
Размеры (м) в транспортном положении:						
длина	12,3	12,7	5,3	9,8	12,1	
ширина	1,98	2,24	2,5	2,0	2,0	
высота	2,35	2,35	2,8	2,6	3,1	
Масса, т	19	20	36	14	18	

При применении бурильных установок глубина шпуров изменяется от 2 до 3,75 м. В этом случае необходимо использование прямых врубов, так как обуривание вертикального клинового вруба в большинстве случаев технически неосуществимо из-за невозможности соблюдения требуемого угла наклона врубовых шпуров.

При ручном бурении шпуров площадь забоя, приходящаяся на одну бурильную машину, изменяется в широких пределах – от 2 до 5 м<sup>2</sup>.



## 5.5. СОСТАВЛЕНИЕ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На основании выполненных расчетов составляется паспорт буровзрывных работ, который включает в себя: характеристику выработки; характеристику пород; схему расположения шпуров в трёх проекциях; наименования ВМ; способ взрывания; данные о способе заряжания, числе шпуров, их глубине и диаметре, массе и конструкции зарядов, последовательности и количестве приёмов взрывания зарядов, материале забойке и её длине, длинах ударно-волновых трубок систем неэлектрического взрывания; схему монтажа взрывной (электро-взрывной) сети с указанием длины (сопротивления), замедлений, схемы и времени проветривания забоя.

Дополнительно указывается величина радиуса опасной зоны, места укрытий взрывника и рабочих, установки постов охраны и предупредительных знаков.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, в паспорте должны быть указаны количество и схема расположения специальных средств по предотвращению взрывов газа (пыли), а также режим взрывных работ.

*Пример оформления графической части:*

### Паспорт буровзрывных работ на проведение

\_\_\_\_\_ (наименование выработки)

#### 1. Характеристика выработки

- 1.1. Форма сечения выработки \_\_\_\_\_  
1.2. Площадь поперечного сечения выработки в черне, м<sup>2</sup> \_\_\_\_\_  
1.3. Размеры сечения выработки - высота, м \_\_\_\_\_  
- ширина, м \_\_\_\_\_  
1.4. Категория шахты по газу или пыли \_\_\_\_\_

#### 2. Характеристика пород

- 2.1. Наименование пород \_\_\_\_\_  
2.2. Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодяконова \_\_\_\_\_  
2.3. Трещиноватость пород \_\_\_\_\_  
2.4. Обводнённость пород \_\_\_\_\_

#### 3. Исходные данные

- 3.1. Наименование ВВ и средств инициирования \_\_\_\_\_  
3.2. Способ взрывания \_\_\_\_\_  
3.3. Диаметры - шпуров, мм \_\_\_\_\_  
- патронов, мм \_\_\_\_\_  
3.4. Тип вруба \_\_\_\_\_  
3.5. Материал забойки \_\_\_\_\_  
3.6. Схема соединения электродетонаторов \_\_\_\_\_  
3.7. Источник электрического тока \_\_\_\_\_

#### 4. Расчётные данные по шпурам

№№ шпуров	Наименование шпуров по назначению	Глубина шпуров, м	Угол наклона шпуров, град.	Расстояние между шпурами, м	Величина заряда в шпуре, кг	Длина заряда, м	Длина забойки в шпуре, м	Очередность взрывания, интервал замедления, мс	Примечания
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

#### 5. Схема расположения шпуров

Схема расположения вычерчивается в масштабе 1:50 или 1:20 в трёх проекциях (см. Приложение 3). При применении прямых врубов дополнительно в масштабе 1:20 или 1:10 приводится схема вруба.

#### 6. Конструкции зарядов

В схемах конструкций врубовых, вспомогательных (отбойных) и оконтуривающих зарядов указывается место установки патронов-боевиков, количество патронов, длина заряда и забойки.

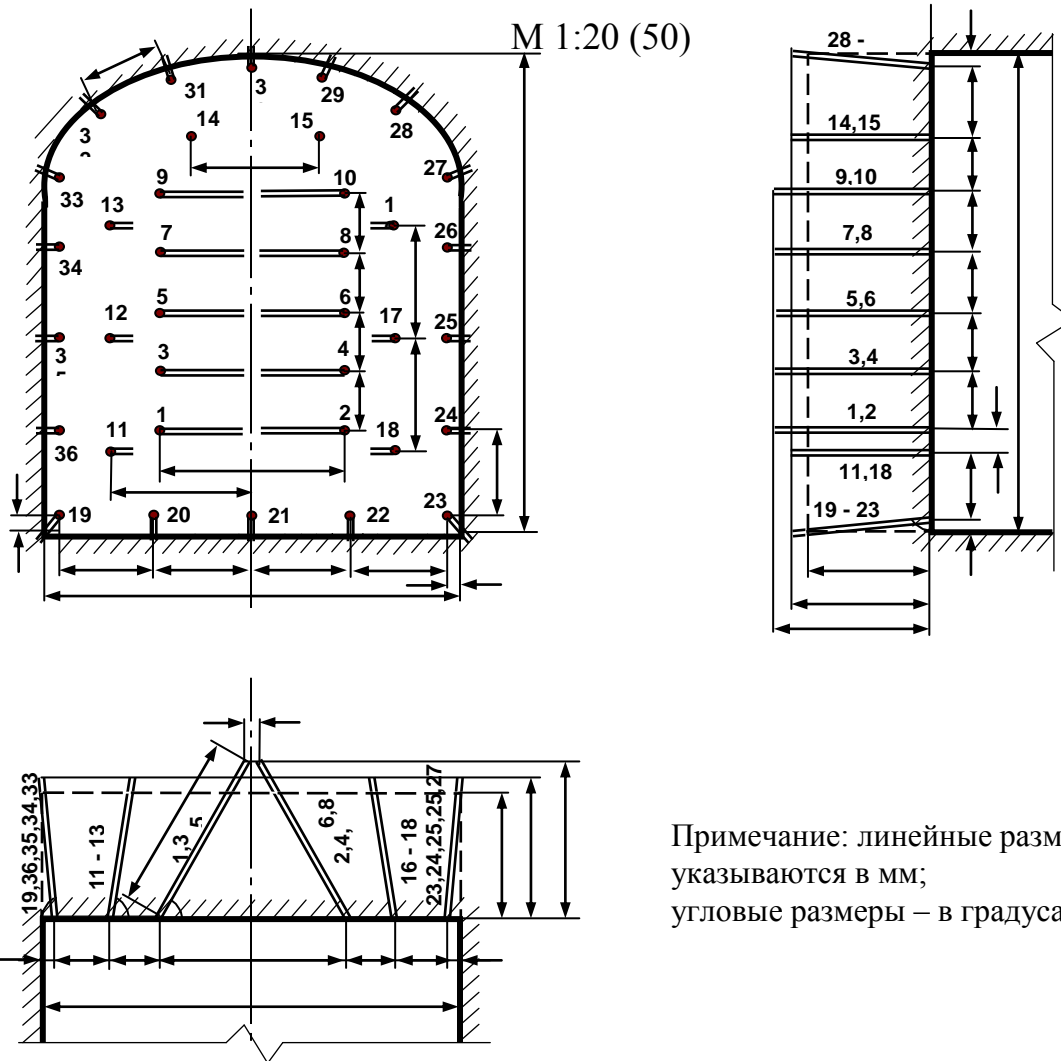
## 7. Основные показатели буровзрывных работ

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Коэффициент использования шпуров	-	
2	Подвигание забоя за взрыв	-	
3	Объём горной массы за взрыв	м <sup>3</sup>	
4	Количество шпуров на цикл	шт.	
5	Количество шпурометров на цикл	м	
6	Количество шпурометров на 1 погонный метр выработки	м шп./м	
7	Количество шпурометров на 1 м <sup>3</sup> взорванной породы	м шп./м <sup>3</sup>	
8	Расход ВВ на цикл	кг	
9	Расход ВВ на 1 метр выработки	кг/м	
10	Расход ВВ на 1 м <sup>3</sup> взорванной породы	кг/м <sup>3</sup>	
11	Расход средств инициирования на цикл: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	
12	Расход средств инициирования на 1 метр выработки: ЭД КД (СИНВ-Ш) детонирующего шнура	шт. шт. м	

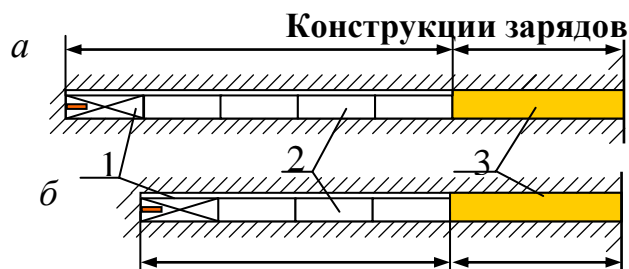
## 8. Меры безопасности

- 8.1. Место укрытия взрывника и рабочих на момент взрыва \_\_\_\_\_
- 8.2. Место выставления постов \_\_\_\_\_
- 8.3. Время проветривания после взрыва \_\_\_\_\_
- 8.4. Мероприятия по подавлению пыли \_\_\_\_\_
- 8.5. Другие дополнительные меры безопасности \_\_\_\_\_

## Схема расположения шпуров



Примечание: линейные размеры указываются в мм; угловые размеры – в градусах.



- а* – врубовые шпуры;  
*б* – вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие шпуры;  
 1 – патрон-боевик (аммонит № 6ЖВ);  
 2 – патроны ВВ (аммонит № 6ЖВ);  
 3 – забойка (песчано-глиняная, водяная)

*Примечание.* В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли, допускается взрывание зарядов без забойки (устанавливается руководителем предприятия и указывается в паспорте БВР).

## Формы поперечного сечения горизонтальных выработок

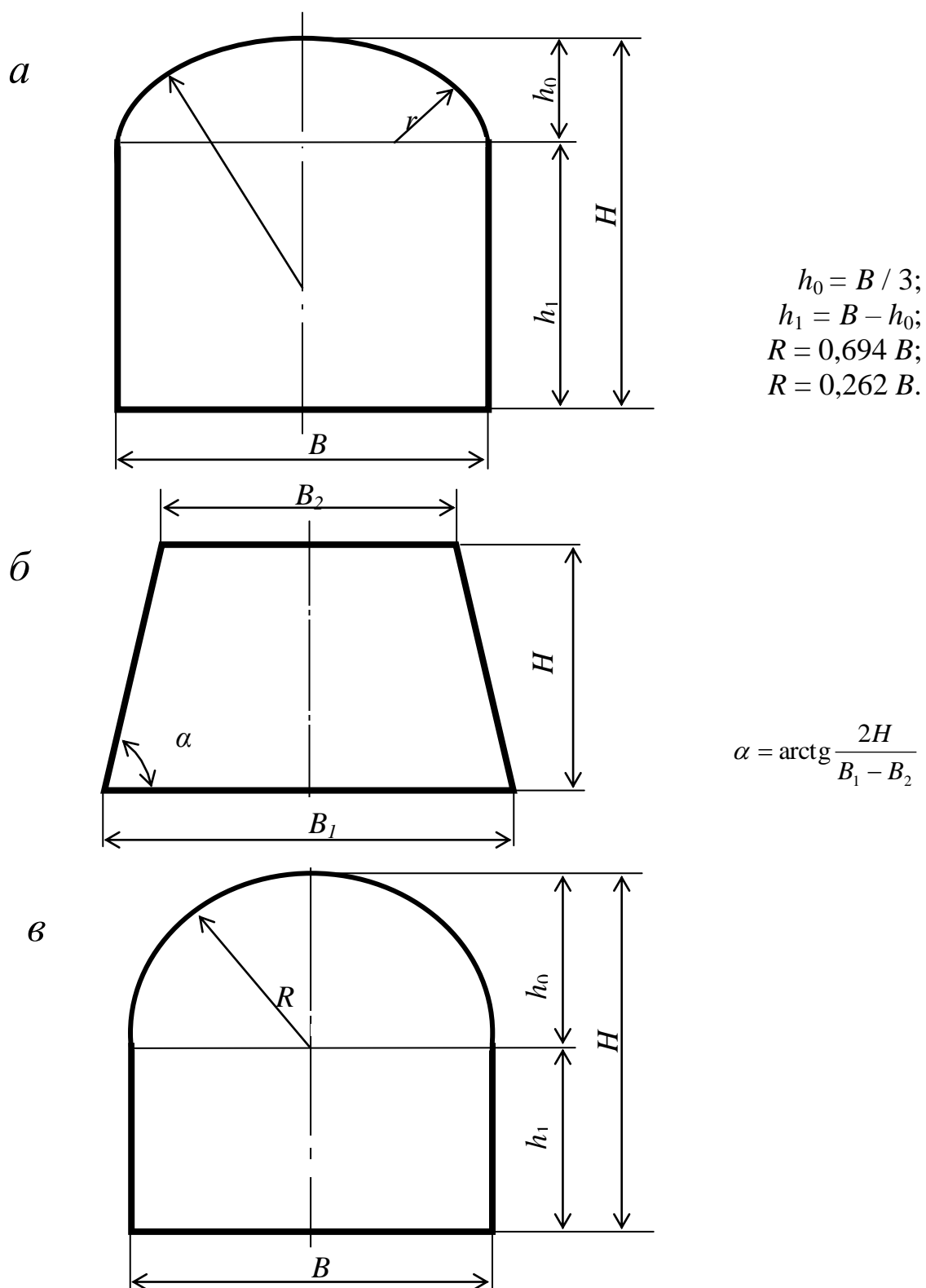


Рис. П4.1. Формы поперечного сечения горизонтальных выработок:  
*a* – сводчатая с трёхциркульным (коробовым) сводом;  
*б* – трапецевидная;  
*в* – арочная с полуциркульным сводом

Формулы для вычисления площади поперечного сечения и периметра выработок:

Форма поперечного сечения выработки	Площадь поперечного сечения	Периметр
Сводчатая с коробовым сводом	$B \cdot (h_1 + 0,26 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,33 \cdot B$
Трапецевидная	$\frac{B_1 + B_2}{2} \cdot H$	$B_1 + B_2 + \frac{2H}{\cos \alpha}$
Арочная с полуциркульным сводом	$B \cdot (h_1 + 0,39 \cdot B)$	$2 \cdot h_1 + 2,57 \cdot B$

## Рекомендуемая литература

1. Корнилков М.В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. - 202 с.
2. Латышев О.Г., Петрушин А.Г., Азанов М.А. Промышленные взрывчатые материалы: учебное пособие. - Урал. гос. горный ун-т. - Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. - 221 с.
3. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник. – М.: Изд. МГГУ, 2007. – 345 с.
4. Кутузов Б.Н. Безопасность взрывных работ в горном деле и промышленности. – М.: Горная книга, 2009. – 670 с.
5. Латышев О.Г. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании: Учебное пособие. Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2004. – 201 с.
6. Правила безопасности при взрывных работах (утверждены приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 г. № 605; в редакции приказа Ростехнадзора от 30.11.2017 г. № 518). – М., 2018.
7. Взрывчатые вещества и средства инициирования. Каталог. М.: ГосНИИ «РАСЧЕТ», 2003. 269 с.
8. Справочник взрывника / Под общей редакцией Б. Н. Кутузова. М.: Недра, 1988. 511 с.

Учебное издание

Петрушин Алексей Геннадиевич  
Азанов Михаил Алексеевич  
Прищепа Дмитрий Вячеславович

## ТЕХНОЛОГИЯ И БЕЗОПАСНОСТЬ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Учебно-методическое пособие к самостоятельной работе, выполнению  
контрольных и практических работ по дисциплине  
«технология и безопасность взрывных работ»  
для студентов специальности 21.05.04 «горное дело»

Редактор *Д. В. Прищепа*