

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук
(ИГД УрО РАН)

На правах рукописи



Никитин Игорь Владимирович

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВСКРЫТИЯ
ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ КИМБЕРЛИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
РУДОВЫДАЧНЫМИ АВТОУКЛОНАМИ ИЗ КАРЬЕРА**

Специальность 2.8.8 – «Геотехнология, горные машины»

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук,
Соколов Игорь Владимирович

Екатеринбург – 2024

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ.....	10
1.1 Общая характеристика и особенности комбинированной разработки коренных кимберлитовых месторождений Якутии.....	10
1.2 Анализ и обобщение мирового опыта вскрытия месторождений, осваиваемых комбинированным способом.....	19
1.3 Анализ и обобщение теории вскрытия месторождений, осваиваемых комбинированным способом.....	26
1.4 Цель, задачи и методы исследования.....	36
ГЛАВА 2 КОНСТРУИРОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОЦЕНКИ И АЛГОРИТМА ВЫБОРА ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ КИМБЕРЛИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	38
2.1 Установление параметров и факторов, влияющих на эффективность вскрытия при комбинированной разработке месторождений.....	38
2.2 Систематизация и конструирование рациональных вариантов вскрытия подкарьерных запасов.....	43
2.3 Обоснование критерия эффективности вариантов вскрытия и их оптимальных параметров.....	50
2.4 Разработка методики оценки эффективности вариантов вскрытия подкарьерных запасов	52
2.5 Составление алгоритма и компьютерной программы для экономико-математического моделирования	66
2.6 Выводы по главе 2.....	70
ГЛАВА 3 ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ И ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ КИМБЕРЛИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	72

3.1	Оптимизация конструктивных и технологических параметров вскрытия с учетом влияния горно-геологических и горнотехнических факторов.....	72
3.2	Установление области эффективного применения вариантов вскрытия подкарьерных запасов.....	81
3.3	Выводы по главе 3.....	89
ГЛАВА 4 АПРОБАЦИЯ И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЯ.....		90
4.1	Разработка рекомендаций по вскрытию подкарьерных запасов кимберлитовых трубок «Нюрбинская» и «Юбилейная» и их технико-экономическая оценка	90
4.2	Опыт практического использования результатов исследования	94
4.3	Выводы по главе 4.....	95
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....		96
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....		99
ПРИЛОЖЕНИЕ А.....		114
ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....		121
ПРИЛОЖЕНИЕ В.....		123
ПРИЛОЖЕНИЕ Г.....		124

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. Россия занимает первое место в мире по объему разведанных запасов кимберлита, основная часть которых сосредоточена в коренных месторождениях, расположенных в районах алмазоносной провинции Республики Саха (Якутия). Разработка коренных кимберлитовых месторождений Якутии ведется преимущественно открытым способом до достижения предельных по технико-экономическим условиям глубин. В настоящее время исчерпание потенциала открытой геотехнологии при освоении кимберлитовых трубок «Ботуобинская», «Нюрбинская», «Юбилейная» и других обуславливает необходимость перехода на подземный способ их разработки, эффективность которого во многом зависит от правильного выбора способа и схемы вскрытия.

Анализ и обобщение опыта комбинированной разработки кимберлитовых трубок «Интернациональная», «Мир», «Айхал» и «Удачная» показал, что вскрытие подкарьерных запасов, как правило, производилось двумя или тремя вертикальными стволами с поверхности на глубину нескольких этажей без использования или с частичным использованием карьерного пространства для вспомогательных целей. Для данного способа и схемы вскрытия характерны высокая трудоемкость и большие объемы горно-капитальных работ, низкие скорости проходки, что обуславливает повышенные капитальные затраты и значительные сроки строительства подземных рудников (до 15 лет) и зачастую приводит к образованию разрывов в добыче руды при переходе от открытых на подземные горные работы.

Особенностью комбинированной разработки кимберлитовых месторождений является наличие глубоких карьеров (от 320 до 720 м) с малыми размерами в плане и значительная глубина распространения запасов под их дном (до 400 м). Использование карьера не только для строительства подземных вскрывающих выработок, но и для выдачи руды на поверхность, с организацией поэтапного вскрытия подкарьерных запасов путем применения рудовыдачных автоуклонов

позволяет в полной мере реализовать преимущества комбинированной геотехнологии.

Таким образом, изыскание эффективных схем поэтапного вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений рудовыдачными автоуклонами из карьера, обеспечивающих снижение затрат на вскрытие и сокращение сроков строительства подземного рудника, с обоснованием их оптимальных параметров является актуальной научно-практической задачей.

Целью работы является обоснование параметров вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений рудовыдачными автоуклонами из карьера, обеспечивающих снижение капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие и сокращение сроков строительства подземного рудника.

Идея работы состоит в том, что снижение затрат на вскрытие и сокращение сроков строительства рудника достигается применением схем поэтапного вскрытия рудовыдачными автоуклонами из карьера с использованием его транспортной системы для выдачи руды на поверхность.

Объектом исследования являются способ и схема вскрытия подкарьерных запасов при последовательной схеме комбинированной разработки месторождений, а **предметом исследования** – зависимости технико-экономических показателей от конструктивных и технологических параметров вскрытия с учетом горно-геологических и горнотехнических факторов.

Задачи исследования:

1. Анализ и обобщение практики и теории вскрытия месторождений, осваиваемых комбинированным способом;
2. Систематизация и конструирование рациональных вариантов вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений;
3. Обоснование критерия эффективности, разработка методики оценки и алгоритма выбора вариантов вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений;
4. Оптимизация параметров и оценка эффективности вариантов вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений;

5. Разработка рекомендаций по вскрытию подкарьерных запасов кимберлитовых трубок «Нюрбинская» и «Юбилейная».

Методы исследования. В работе использован комплексный метод исследований, включающий в себя анализ и обобщение теории и практики вскрытия запасов за предельным контуром карьера, метод календарного планирования, расчетно-аналитический метод, метод множественной линейной регрессии, экономико-математического моделирование и технико-экономическое сравнение вариантов.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Способ и схему вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений целесообразно оценивать критерием минимума суммарных дисконтированных капитальных и эксплуатационных затрат на процессы, связанные со вскрытием, учитывающим совокупный эффект от снижения затрат и сокращения сроков ввода подземного рудника в эксплуатацию.

2. Оптимальная глубина заложения рудовыдачного автоуклона в карьере при вскрытии автоуклонами всех подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений определяется углом сдвижения вмещающих пород и генеральным углом наклона бортов карьера, при вскрытии только верхнего подкарьерного этажа – минимумом суммарных затрат на транспортирование руды на поверхность подземными и карьерными автосамосвалами и составляет $0,63 H_k$ (где H_k – глубина карьера).

3. Применение схем поэтапного вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений рудовыдачными автоуклонами из карьера при производственной мощности подземного рудника до 1,0 млн т руды в год и глубине распространения запасов под дном карьера до 400 м обеспечивает сокращение срока строительства рудника в 1,58-2,36 раза и снижение суммарных капитальных и эксплуатационных затрат в 1,09-1,52 раза по сравнению со схемой одноэтапного вскрытия вертикальными стволами с поверхности за счет отказа от скипового ствола и квершлагов или переноса затрат по их проведению на более поздние периоды.

Научная новизна работы:

1. Предложена систематизация вариантов вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке месторождений по признакам, характеризующим способ и схему вскрытия и определяющим объем вскрываемых запасов, величину капитальных вложений и срок строительства рудника, – этапность вскрытия, тип и место заложения главных (рудовыдачных) вскрывающих выработок;

2. Обоснован критерий эффективности вариантов вскрытия, различающихся объемами инвестиций и продолжительностью строительства рудника, – минимум суммарных дисконтированных капитальных и эксплуатационных затрат на процессы, связанные со вскрытием, учитывающий совокупный эффект от снижения затрат и сокращения сроков ввода рудника в эксплуатацию;

3. Разработана методика определения оптимальной величины первого шага вскрытия и глубины заложения рудовыдачного автоуклона в карьере для вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений в зависимости от глубины карьера и глубины распространения запасов под дном карьера с учетом границ зоны сдвижения горных пород;

4. Установлены зависимости суммарных дисконтированных капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие от производственной мощности рудника и глубины распространения запасов под дном карьера, изменяемых в диапазоне 0,5-1,0 млн т/год и 200-400 м, соответственно.

Практическая значимость работы состоит в конструировании рациональных схем поэтапного вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений рудовыдачными автоуклонами из карьера, определении их оптимальных параметров и области эффективного применения, создании алгоритма и программы для расчета технико-экономических показателей по вариантам вскрытия.

Достоверность научных положений, выводов и результатов обеспечивается представительностью и надежностью исходных данных, применением апробированных методов исследования, оценкой полученных

зависимостей методами математической статистики, сходимостью результатов экономико-математического моделирования и проектирования.

Личный вклад автора состоит в анализе и обобщении практики и теории вскрытия месторождений, осваиваемых комбинированным способом, систематизации и конструировании вариантов вскрытия, обосновании критерия эффективности, разработке методики определения параметров вскрытия и алгоритма для экономико-математического моделирования, установлении зависимостей, анализе, обработке и обобщении полученных результатов.

Апробация работы. Основные положения диссертации докладывались и обсуждались на XIX, XXII и XXV Международном научном симпозиуме «Неделя горняка» (Москва, 2011, 2014, 2017 гг.), VI, VII и IX Международной научно-технической конференции «Комбинированная геотехнология» (Магнитогорск, 2011, 2013, 2017 гг.), Международной научно-практической конференции «Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений» (Мирный, 2011 г.), IV, VII и XIII Международной научно-технической конференции «Инновационные геотехнологии при разработке рудных и пластовых месторождений» (Екатеринбург, 2015, 2018, 2024 гг.), III Международном форуме «Эффективность и безопасность горнодобывающей промышленности» (Челябинск, 2017 г.), Международной научно-практической конференции молодых ученых и студентов «Уральская горная школа – регионам» (Екатеринбург, 2017 г.), V, VI и XVII Всероссийской молодежной научно-практической конференции «Проблемы недропользования» (Екатеринбург, 2011, 2012, 2023 гг.), XI Уральском горнопромышленном форуме «Технологический суверенитет горного производства» (Екатеринбург, 2023 г.), расширенном заседании горной секции НТС института «Якутнипроалмаз».

Реализация работы. Результаты исследований использованы при разработке технологического регламента вскрытия и отработки Центрального рудного столба месторождения трубки «Юбилейная», ТЭО и технических проектов на отработку запасов нижних горизонтов Малышевского, Урупского и Кыштымского рудников.

Соответствие паспорту научной специальности. Область исследований соответствует паспорту специальности 2.8.8 – «Геотехнология, горные машины» в части пунктов: п. 5 Способы вскрытия шахтных (карьерных) полей, их подготовки, системы разработки, комплексная механизация, технологические процессы добычи твердых полезных ископаемых; п. 12 Организация производства при открытой и подземной разработке месторождений твердых полезных ископаемых и развитие механизации технологических процессов.

Публикации. По теме диссертации всего опубликовано 18 печатных работ, в том числе 1 монография и 8 статей в рецензируемых научных изданиях, входящих в перечень ВАК при Минобрнауки России.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, 4 глав и заключения, списка литературы и 4 приложений. Работа изложена на 124 страницах машинописного текста, содержит 24 рисунка, 23 таблицы и список литературы из 125 наименований.

Благодарности. Автор выражает глубокую благодарность д-ру техн. наук И.В. Соколову за научное руководство, канд. техн. наук Ю.Г. Антипину и А.А. Смирнову за полезные советы при проведении исследований и подготовке диссертации.

ГЛАВА 1 СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

1.1 Общая характеристика и особенности комбинированной разработки коренных кимберлитовых месторождений Якутии

Россия занимает первое место в мире по объему разведанных запасов кимберлита, основная часть которых сосредоточена в алмазонасной провинции Республики Саха (Якутия) [1]. В районах провинции АК «АЛРОСА» в течение более 50 лет ведет разработку коренных кимберлитовых месторождений, разделенных по географическому расположению на две группы: северная (трубки «Удачная», «Айхал», «Сытыканская», «Комсомольская», «Юбилейная», «Зарница») и южная (трубки «Мир», «Интернациональная», «Нюрбинская», «Ботуобинская»). Климат в районах размещения трубок резко-континентальный с продолжительной (до 7-8 месяцев), холодной (до -65°C) зимой, коротким, относительно жарким (до $+40^{\circ}\text{C}$) летом и отрицательными среднегодовыми температурами [2].

Коренные месторождения алмазов Якутии связаны с кимберлитовыми трубками взрыва (диатремами) – основной геологический тип алмазных месторождений, которые представляют собой крутопадающие на значительную глубину штокообразные залежи округлой, овальной или вытянутой в плане формы. Кимберлитовые трубки имеют относительно простую морфологию, четкие контакты с вмещающими породами, их размеры в плане относительно невелики и с глубиной уменьшаются. Рудные тела представляют собой сложные комплексы брекчиевидных горных пород (кимберлитов), минеральный состав которых на различных участках месторождения могут существенно отличаться. Плотность кимберлитов изменяется от 1,7 до 2,6 т/м³, коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjeяконова 2-6. Вмещающие породы представлены доломитами, известняками, мергелями и алевролитами, плотность которых варьируется от 2,1 до 2,6 т/м³, коэффициент крепости 4-8 [2].

Кимберлитовые трубки Западной Якутии имеют во многом схожие друг с другом природные условия, которые по сочетанию факторов (климатических, геологических и гидрогеологических) существенно отличают их от коренных месторождений алмазов других регионов, а также месторождений других видов полезных ископаемых [3].

В настоящее время подземная добыча алмазов осуществляется на четырех кимберлитовых трубках: «Интернациональная», «Мир», «Айхал» и «Удачная» [4]. Краткая горно-геологическая характеристика и горнотехнические условия отработки данных месторождений приведены ниже.

Трубка «Интернациональная» имеет цилиндрическую субвертикальную форму неправильного овала, вытянутого в северо-западном направлении, с размерами 90x80 м. До глубины 1000 м размеры трубки практически не уменьшаются. Глубина разведанных запасов составляет 1220 м [2].

Месторождение открыто в 1969 г. и находится в 16 км от г. Мирный. Верхняя часть месторождения отработана открытым способом до глубины 315 м. Строительство подземного рудника началось в 1975 г., а ввод его в эксплуатацию состоялся только в 1999 г.

Первая очередь подкарьерных запасов трубки (-145/-560 м) вскрыта двумя вертикальными стволами (скиповым и клетевым), пройденными с поверхности на глубину 1025 и 1075 м, квершлагами и этажными штреками (рис. 1.1). Высота этажа составляет 90-180 м [2, 5]. Проходка стволов велась с применением искусственного замораживания пород водоносного комплекса, крепление – чугунными тубингами, в пределах водоносного горизонта возводилась передовая бетонная крепь. Проходка квершлагов производилась буровзрывным (по карбонатным породам) и комбайновым (по каменной соли) способами [4].

Вторая очередь предусматривает вскрытие придонных запасов (+85/0 м) слепым конвейерным уклоном и вспомогательным вертикальным стволом с поверхности до глубины Метегеро-ичерского водоносного горизонта и глубокозалегающих запасов (-560/-820 м) слепым вертикальным скиповым стволом и наклонным съездом с нижнего горизонта рудника.

Подземная добыча руды ведется горизонтальными слоями с твердеющей закладкой. Среднегодовое понижение горных работ – 36 м. Производственная мощность рудника – 500 тыс. т руды в год [6].

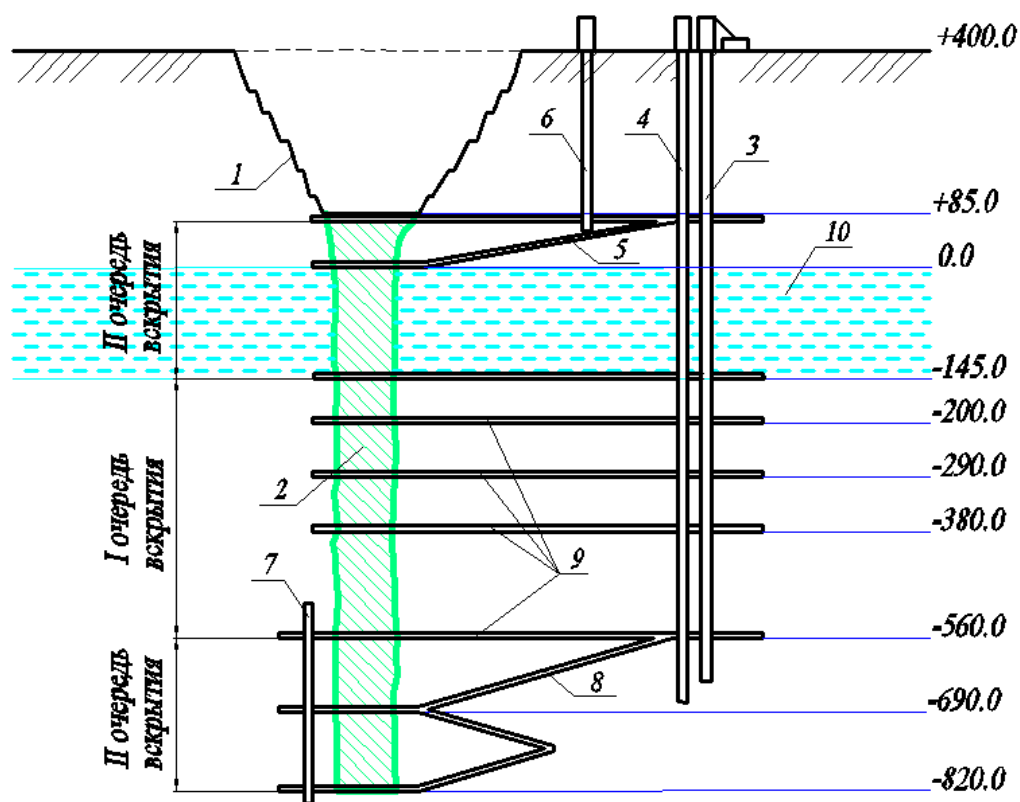


Рисунок 1.1 – Схема вскрытия трубки «Интернациональная»: 1 – контур карьера; 2 – рудное тело; 3 – скиповой ствол; 4 – клетевой ствол; 5 – конвейерный уклон; 6 – вспомогательный ствол; 7 – слепой скиповой ствол; 8 – наклонный съезд; 9 – эксплуатационные горизонты; 10 – водоносный горизонт

Отсутствие единой стратегии освоения трубки «Интернациональная» обусловило необходимость разновременной проработки вопросов вскрытия, что значительно увеличило затраты на вскрытие и отработку нижних и оставшихся в верхней части подкарьерных запасов месторождения [5].

Трубка «Мир» представляет собой вертикальное рудное тело овальной формы, ориентированное в северо-западном направлении: до глубины 200 м – это воронка, постепенно сужающаяся к низу и на глубине 900 м переходящая в подводящую дайку. Глубина разведанных запасов составляет 1235 м [2].

Месторождение открыто в 1955 г. Верхняя его часть отработана открытым способом до глубины 525 м. Размеры карьера по дну 190x80 м. На глубинах 300-450 м карьером вскрыт на полную мощность Метегеро-ичерский водоносный

горизонт. Консервация карьера производилась путем возведения искусственного трехслойного дренирующего перекрытия общей мощностью 50 м и проходки водоотливной штольни в основании карьера [7, 8]. Строительство подземного рудника началось в 2001 г., ввод в эксплуатацию состоялся в 2009 г.

Первая очередь подкарьерных запасов трубки (-210/-615 м) вскрыта двумя вертикальными (скиповым и клетевым) стволами, пройденными с поверхности на глубину 1035 и 1050 м, квершлагами и этажными штреками (рис. 1.2). Высота этажа составляет 100 м. Проходка стволов в пределах водоносного горизонта велась с применением искусственного замораживания пород, крепление – чугунными тубингами на полную глубину [2, 4, 5].

Для создания безопасных условий освоения подкарьерных запасов оставлен предохранительный рудный целик мощностью 15 м. Порядок отработки этажей – нисходящий, начиная с первого от дна карьера этажа. Отработка подземных блоков ведется горизонтальными слоями с комбайновой выемкой в восходящем порядке и твердеющей закладкой. Среднегодовое понижение горных работ – 12 м. Производственная мощность рудника – 1 млн т руды в год [6].

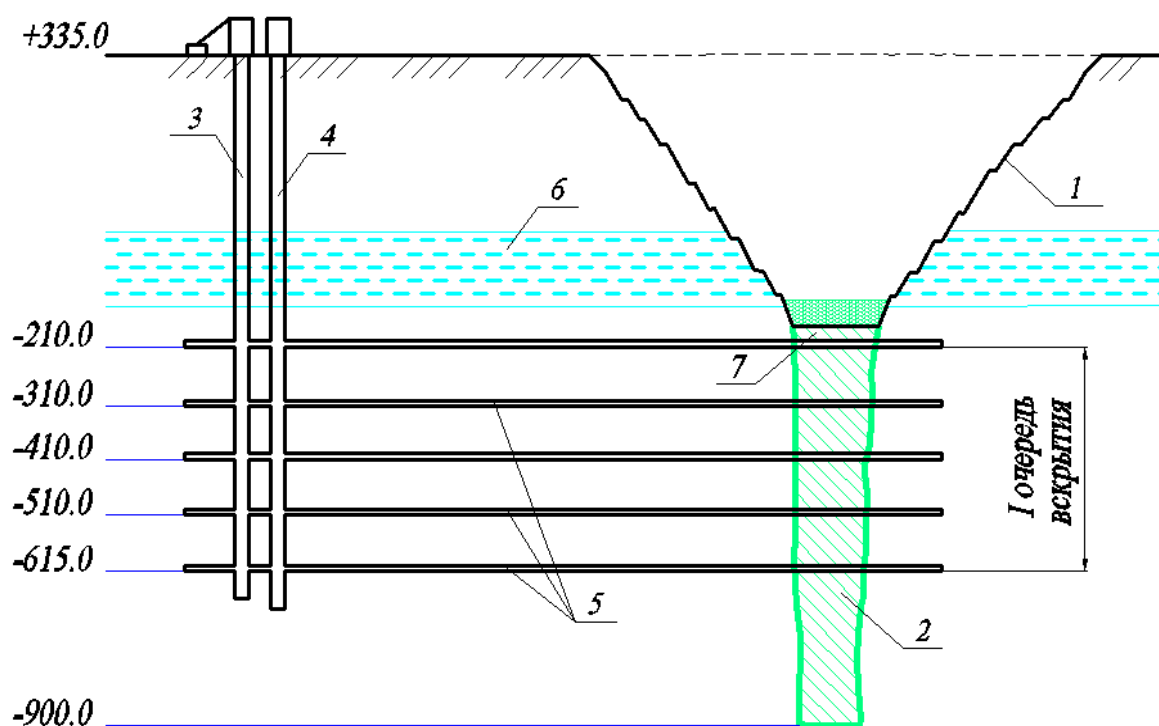


Рисунок 1.2 – Схема вскрытия трубки «Мир»: 1 – контур карьера; 2 – рудное тело; 3 – скиповой ствол; 4 – клетевой ствол; 5 – эксплуатационные горизонты; 6 – водоносный горизонт; 7 – предохранительный рудный целик

Трубка «Айхал» представляет собой крутопадающее сплюснутое рудное тело, вытянутое в северо-восточном направлении. На глубине 126 м одно рудное тело распадается на два: юго-западное и северо-восточное. Последнее на глубине около 600 м разделяется на два рудных столба: западный и восточный [2].

Месторождение открыто в 1969 г. и находится в 65 км от г. Удачный. Верхняя часть месторождения отработана открытым способом до глубины 320 м. Строительство подземного рудника осуществлялось в период с 2000 по 2005 гг.

Первая очередь подкарьерных запасов трубки (+180/-100 м) вскрыта клетевым рудовыдачным стволом, пройденным с поверхности на глубину 610 м, двумя наклонными стволами (грузовым и вспомогательным) с поверхности, наклонным съездом из карьера, квершлагами и этажными штреками (рис. 1.3). Высота этажа – 100 м. Применяется камерно-целиковая система разработки с закладкой выработанного пространства. Среднегодовое понижение горных работ – 15 м. Производственная мощность рудника – 500 тыс. т руды в год [6].

В настоящее время прорабатываются варианты вскрытия и отработки нижележащих запасов (-100/-400 м). В качестве рудовыдачной вскрывающей выработки предполагается использовать слепой вертикальный ствол.

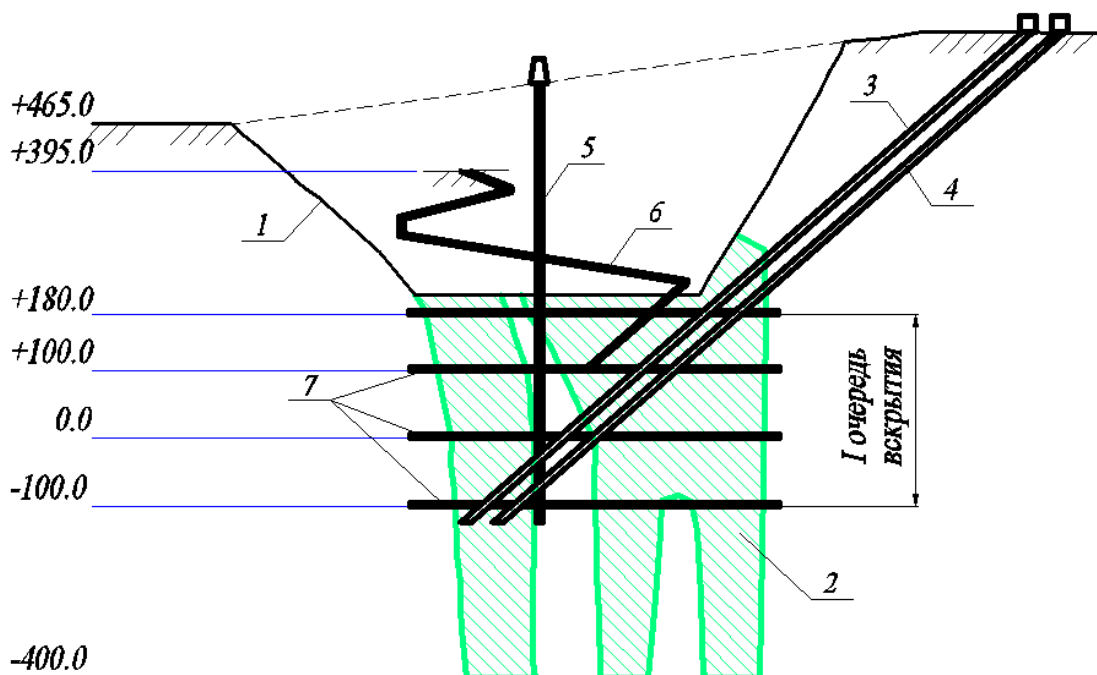


Рисунок 1.3 – Схема вскрытия трубки «Айхал»: 1 – карьер; 2 – рудное тело; 3 – грузовой наклонный ствол; 4 – вспомогательный наклонный ствол; 5 – клетевой ствол; 6 – наклонный съезд; 7 – эксплуатационные горизонты

Трубка «Удачная» представляет собой столбообразную вертикальную залежь, разветвляющуюся на два конусообразных рудных тела – западное и восточное – со средними размерами 320x220 м и 305x190 м, соответственно. Запасы кимберлита разведаны до глубины 1400 м [2].

Месторождение открыто в 1955 г. и по объему разведанных запасов является одной из крупнейших на территории Западной Якутии.

Верхняя часть трубки отработана открытым способом до глубины 640 м. Размеры карьера по дну 630x260 м. Строительство подземного рудника началось в 2002 г. Согласно проекту ввод подземного рудника должен быть осуществлен в 2010 г., но в связи со сложными природно-климатическими и горно-геологическими условиями его строительство затянулось на несколько лет. Учитывая, что вне проектного контура карьера остались значительные объемы прибортовых запасов (более 14 млн т), для поддержания уровня алмазодобычи АК «АЛРОСА» было принято решение о продлении открытых горных работ до 2015 г. и отработке оставленных запасов в бортах карьера.

Первая очередь подкарьерных запасов трубки (-290/-580 м) вскрыта тремя вертикальными стволами (скиповой, клетевой, вентиляционно-вспомогательный), пройденными с поверхности на глубину 1000 м, квершлагами и этажными штреками (рис. 1.4). Высота этажа – 100 м. С целью ускорения строительства рудника и вскрытия верхнего этажа пройдены наклонные съезды из карьера (30 и 150 м выше дна карьера) [9]. В связи с высокой минерализацией рассолов (до 400 г/л) применение апробированного на рудниках «Интернациональный» и «Мир» метода замораживания пород при проходке вертикальных стволов в условиях трубки «Удачная» невозможно. Проблема водоподавления была решена сочетанием предварительного водопонижения и тампонажа материалами, способными противостоять агрессивному воздействию рассолов [2].

Вторая очередь (-580/-1080 м) предполагает углубку вертикальных стволов.

Основная технология подземной добычи руды – этажное принудительное обрушение с одностадийной выемкой под предохранительной подушкой [10]. Проектная производственная мощность рудника – 2,5-4,0 млн т руды год.

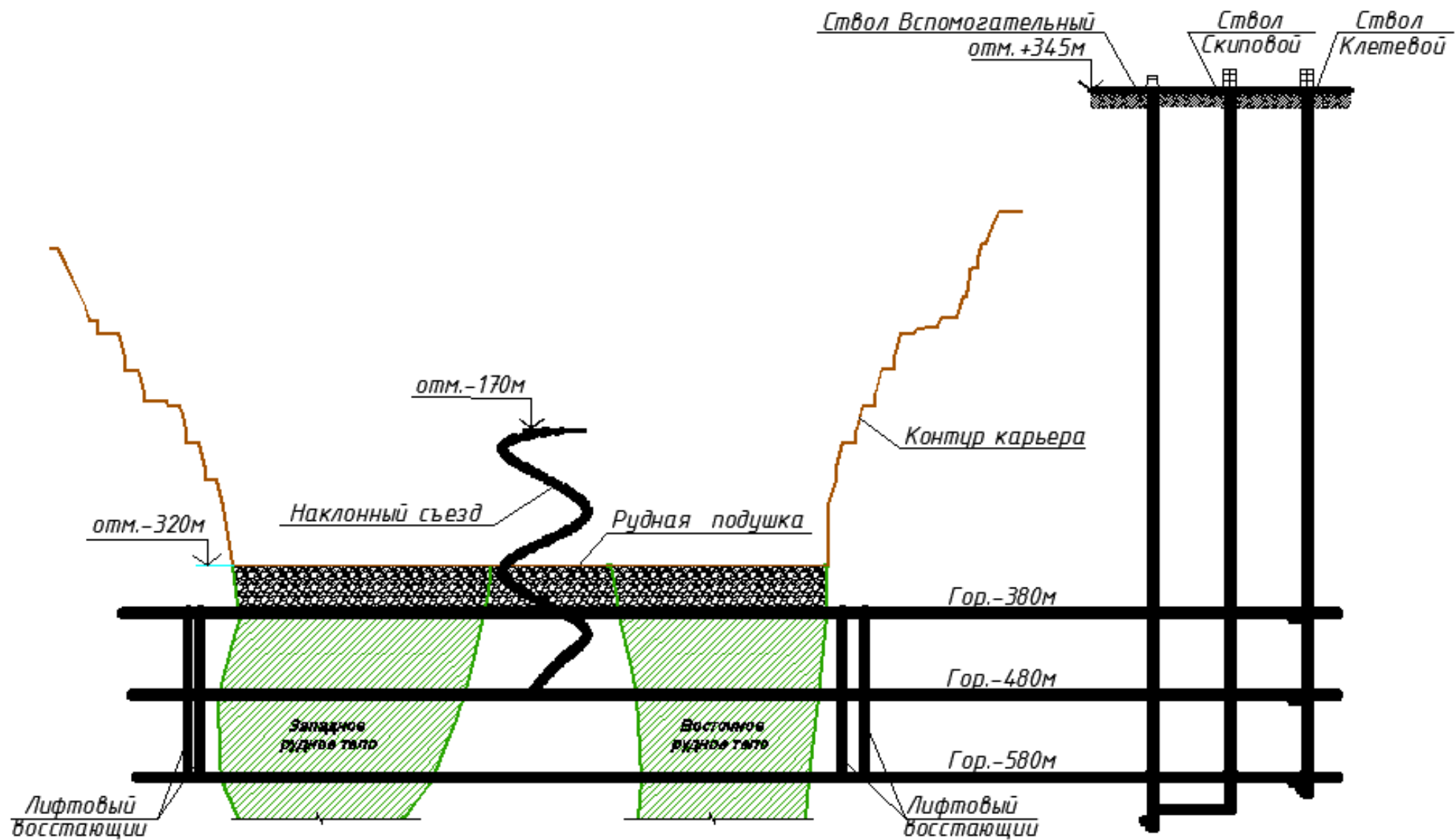


Рисунок 1.4 – Схема вскрытия трубки «Удачная»

Обобщение опыта открыто-подземной разработки кимберлитовых трубок Якутии позволили выявить следующие особенности:

1. Верхняя часть месторождений отрабатывается глубокими карьерами (от 320 до 720 м) с малыми размерами в плане и крутыми углами откосов бортов; оставшиеся под дном карьера запасы, распространяющиеся на значительную глубину (до 400 м), отрабатываются подземным способом.

2. Освоение подкарьерных запасов проектируется в два этапа: первая очередь, как правило, вскрывается вертикальными стволами с поверхности на глубину нескольких (от 3 до 4) этажей; вторая очередь предполагает углубку существующих или проходку новых слепых стволов до глубины разведанных запасов. Отсутствие комплексного подхода и технических решений, позволяющих использовать карьерное оборудование и транспортные коммуникации, ведут к значительному увеличению затрат на вскрытие.

3. Строительство подземных рудников связано с многочисленными технологическими (водоподавление и газозащита, борьба с нефтепроявлениями при проходке капитальных выработок), геомеханическими (склонность массива к неупругому деформированию) и организационно-техническими трудностями. Этим объясняются серьезные отставания сроков ввода рудников в эксплуатацию относительно проектных, что обуславливает необходимость проведения дополнительных вскрывающих выработок из карьера для ускорения строительства горизонтов верхнего этажа.

4. Разработка месторождений подземным способом осложнена суровыми природно-климатическими (отрицательные температуры, многолетняя мерзлота) и уникальными геологическими (криогенность и геотермическое состояние горного массива, присутствие в нем карстовых полостей и пустот, низкая прочность кимберлитов и вмещающих пород в растепленном состоянии), гидрогеологическими (наличие мощных водоносных комплексов, значительные водопритоки с высокой минерализацией) и нефтегазовыми (газовыделения и нефтепроявления) условиями (табл. 1.1), что не позволяет в полной мере использовать зарубежный опыт разработки алмазосодержащих месторождений.

Таблица 1.1 – Специфические условия подземной разработки кимберлитовых месторождений Якутии

Наименование	Кимберлитовая трубка			
	«Интер»	«Мир»	«Айхал»	«Удачная»
Местоположение	Крайний Север. Расстояние до порта г. Ленск 250 км		Крайний Север. Расстояние до порта г. Ленск 750 км	
Климатические условия	Температура воздуха: минимальная -60°C, максимальная +35°C, среднегодовая -8°C		Температура воздуха: минимальная -65°C, максимальная +35°C, среднегодовая -11°C	
Многолетняя мерзлота	Глубина многолетнемерзлых пород 300-400м, мощность криолитозоны 750-780м		Глубина многолетнемерзлых пород 350-400м, мощность криолитозоны 700-750м	Глубина многолетнемерзлых пород 400-450м, мощность криолитозоны 700-1000м
Гидрогеологические условия	Метегоро-ичерский, Олекминский водоносные комплексы, мощность горизонтов 145-190м		Верхнекембрийский, Среднекембрийский водоносные комплексы, мощность горизонтов 120-260м	Среднекембрийский, Нижнекембрийский водоносные комплексы, мощность горизонтов 260-620м
Газопроявления	Сероводородно-азотно-метановый и углеводородный газы		Незначительные	Углеводородный газ в рассолах
Нефтепроявления	Нефть повышенной плотности, смолистости, сернистости и низким содержанием парафинов		Отсутствуют	Нефтебитумонасыщение глинистых горных пород

В настоящее время перспективными для перехода с открытого на подземный способ разработки является трубки «Юбилейная», «Нюрбинская» и «Ботубинская» – коренные кимберлитовые месторождения Алакит-Мархинского и Накынского рудных полей Западной Якутии. Ближайшими промышленными центрами являются г. Удачный и п. Айхал.

Для эффективного и безопасного освоения указанных месторождений подземной геотехнологией необходимо в ближайшее время решить первую и очень важную научно-техническую задачу – обоснование способа и схемы вскрытия, учитывающих особенности и актуализирующих положительные факторы комбинированной разработки месторождений с целью обеспечения снижения капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие и сокращения срока ввода подземного рудника в эксплуатацию.

1.2 Анализ и обобщение мирового опыта вскрытия месторождений, осваиваемых комбинированным способом

В настоящее время известно более 125 месторождений, разрабатываемых комбинированным способом [11]. Под *комбинированным способом разработки* научной общественностью понимается применение открытых (ОГР) и подземных горных работ (ПГР) в пределах одного месторождения по взаимосвязанным технологическим схемам [12]. Известно, что комбинированная разработка месторождения возможна в виде двух принципиальных схем, характеризующихся порядком ведения горных работ во времени [13]:

- параллельная (совместная) разработка открытым и подземным способами;
- последовательная разработка с переходом от одного способа к другому.

Учитывая особенности комбинированной разработки кимберлитовых месторождений Якутии, анализу подвергнут опыт вскрытия запасов при переходе от ОГР к ПГР [14-40], т.е. в условиях наличия карьера в предельном положении.

При анализе мировой практики особое внимание уделено выделению следующих признаков:

- горно-геологические условия залегания месторождения (форма, размеры и угол падения залежи, объем и глубина распространения запасов);
- горнотехнические условия комбинированной разработки месторождения (глубина карьера, производственная мощность подземного рудника);
- параметры вскрытия (число этапов, шаг вскрытия, высота этажа).

Краткие сведения по зарубежным и отечественным горным предприятиям, разрабатывающим месторождения комбинированным способом, представлены в приложении А. Наиболее интересные примеры рассмотрены более детально.

Крупнейшим алмазодобывающим предприятием мира является рудник «Финш» (ЮАР), осуществляющим разработку кимберлитовой трубки эллиптической формы с горизонтальной площадью 179 тыс. м². Глубина распространения запасов 900 м. Верхняя часть месторождения отработана карьером до глубины 388 м, нижняя – осваивается подземным рудником [16, 18].

Прибортовые запасы вскрыты наклонным конвейерным и вентиляционным стволами с поверхности, подкарьерные запасы – двумя вертикальными стволами с поверхности на глубину 760 м. Высота этажа составляет 80-110 м. Добыча руды осуществляется с применением систем этажного или подэтажного обрушения. Производственная мощность рудника – 5 млн т руды в год [19, 21, 22].

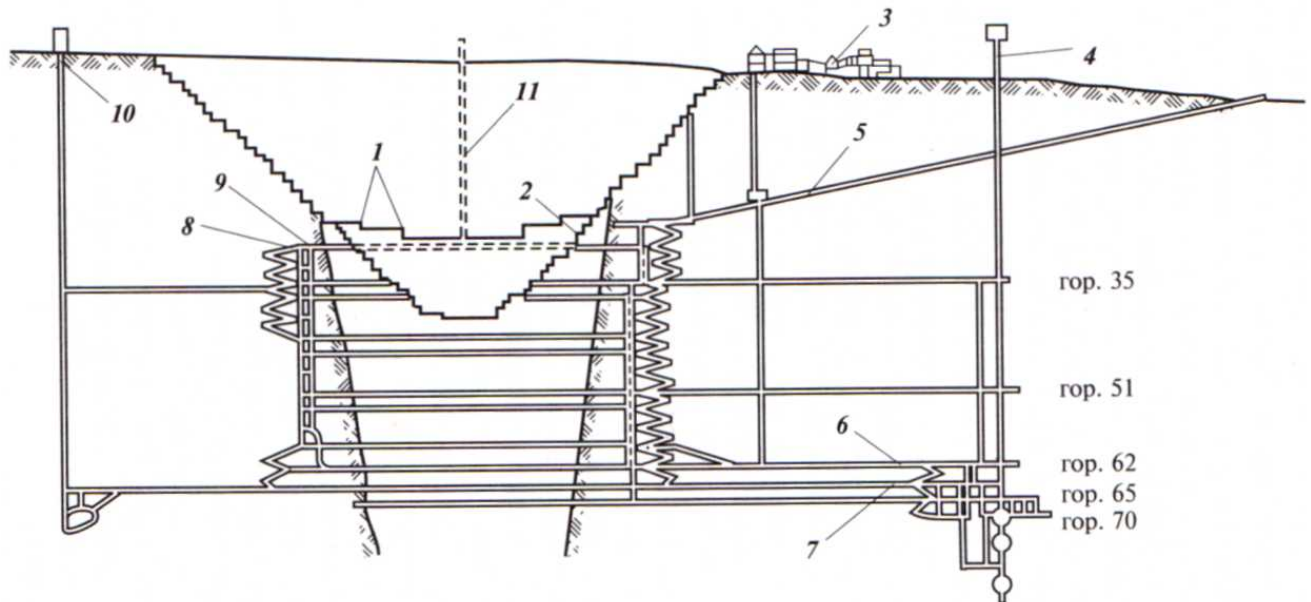


Рисунок 1.5 – Схема вскрытия подземных запасов на руднике «Финш» (ЮАР):
 1 – рабочие уступы карьера; 2 – контур карьера; 3 – обогатительная фабрика;
 4 – рудовыдачный ствол; 5 – наклонный ствол; 6 – горизонт дробления;
 7 – транспортный горизонт; 8 – вентиляционные восстающие; 9 – рудоспуск;
 10 – вспомогательный ствол; 11 – вентиляционный ствол

Рудник «Ягерсфонтейн» (ЮАР) разрабатывает кимберлитовую трубку сечением 433×308 м. Глубина карьера составляет 274 м. Подкарьерные запасы вскрыты двумя вертикальными стволами с поверхности на глубину 750 м. Высота этажа составляет 120-180 м. Применяется система разработки с самообрушением [17, 22].

Рудник «Премьер» (ЮАР) разрабатывает кимберлитовую трубку сечением 840×375 м. Глубина разведанных запасов около 1000 м. Глубина карьера 189 м. Производственная мощность подземного рудника составляет 2,6 млн т руды в год. Подкарьерные запасы вскрыты двумя вертикальными стволами на глубину 730 м. Применяется система подэтажного обрушения [20, 24].

Рудник «Коффифонтейн» (ЮАР) разрабатывает кимберлитовую трубку вертикального падения. Глубиной разведанных запасов составляет 490 м. Глубина карьера составляет 240 м. Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным стволом с поверхности и наклонным съездом из карьера [18, 24].

Месторождение медных руд, разрабатываемое рудником «Принс-Лайэл» (Австралия), представлено рядом параллельных линз с углом падения 70-80°, средней мощностью 60 м и глубиной залегания 570 м. Предельная глубина карьера составила 156 м. Прибортовые и придонные запасы вскрыты штольной из карьера и автоуклоном с поверхности. Подкарьерные запасы вскрыты тремя вертикальными стволами на всю глубину залегания месторождения (рис. 1.6). Высота этажа – 70 м. В качестве основной технологии добычи руды применяется подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды [18, 23, 24].

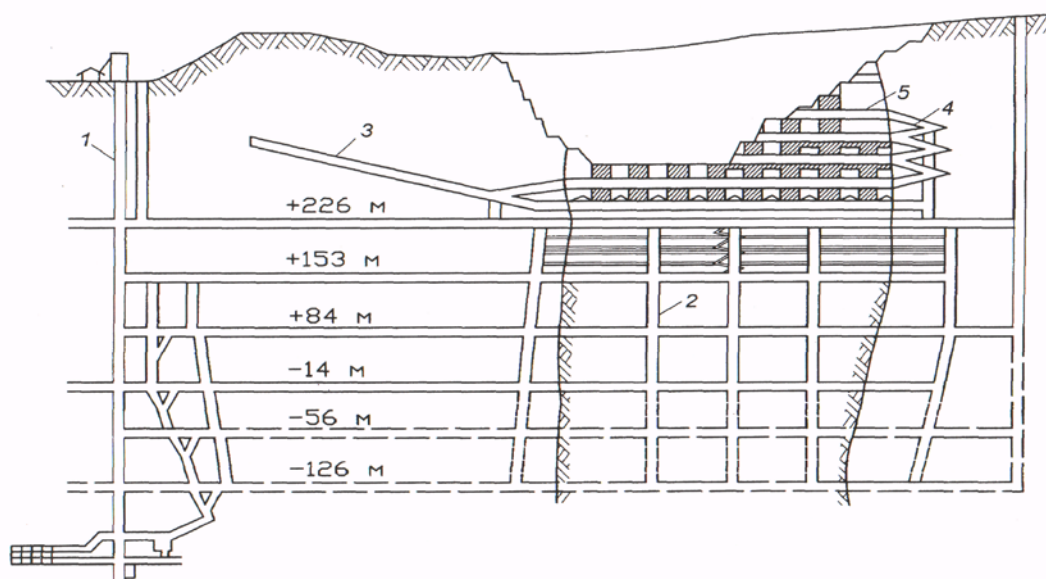


Рисунок 1.6 – Схема вскрытия подземных запасов на руднике «Принс-Лайэл» (Австралия): 1 – рудовыдачный ствол; 2 – рудоспуск; 3 – автоуклон с поверхности; 4 – спиральный съезд; 5 – штольня

Рудник «Кидд-Крик» (Канада) осваивает крутопадающее месторождение полиметаллических руд. Глубина распространения запасов 930 м. Верхняя часть месторождения отработана открытым способом. Работы в карьере завершены на глубине 220 м. Вскрытие подкарьерных запасов осуществлено сразу на полную глубину вертикальным скиповым стволом с поверхности и наклонным съездом, пройденным из карьера. Применяемая система разработки – камерно-целиковая

с закладкой. Высота этажа равна 60 м. Производственная мощность подземного рудника составляет 3 млн т руды в год [11, 18, 21].

Рудник «Тьюктоник Бор» (Австралия) осуществляет разработку полиметаллического месторождения штокообразной формы с вертикальным падением. Глубина распространения запасов составляет 310 м. Верхняя часть залежи отработана карьером на глубину 158 м. Подкарьерные запасы вскрыты сразу на полную глубину их залегания автоуклоном из карьера. Подземная добыча руды ведется технологией камерной выемки с последующей закладкой. Производственная мощность подземного рудника – 330 тыс. т руды в год [11, 18].

Рудник «Чамбиши» (Замбия) разрабатывает месторождение медистых сланцев мощностью 15-20 м, углом падения 30-70° и глубиной залегания 1800 м. Верхняя часть месторождения отработана карьером на глубину 235 м. Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта наклонным конвейерным стволом и наклонным съездом, пройденными из карьера. Вторая очередь вскрыта вертикальными стволами с поверхности на глубину 1020 м. Подземная добыча руды ведется системой подэтажных штреков [18, 24].

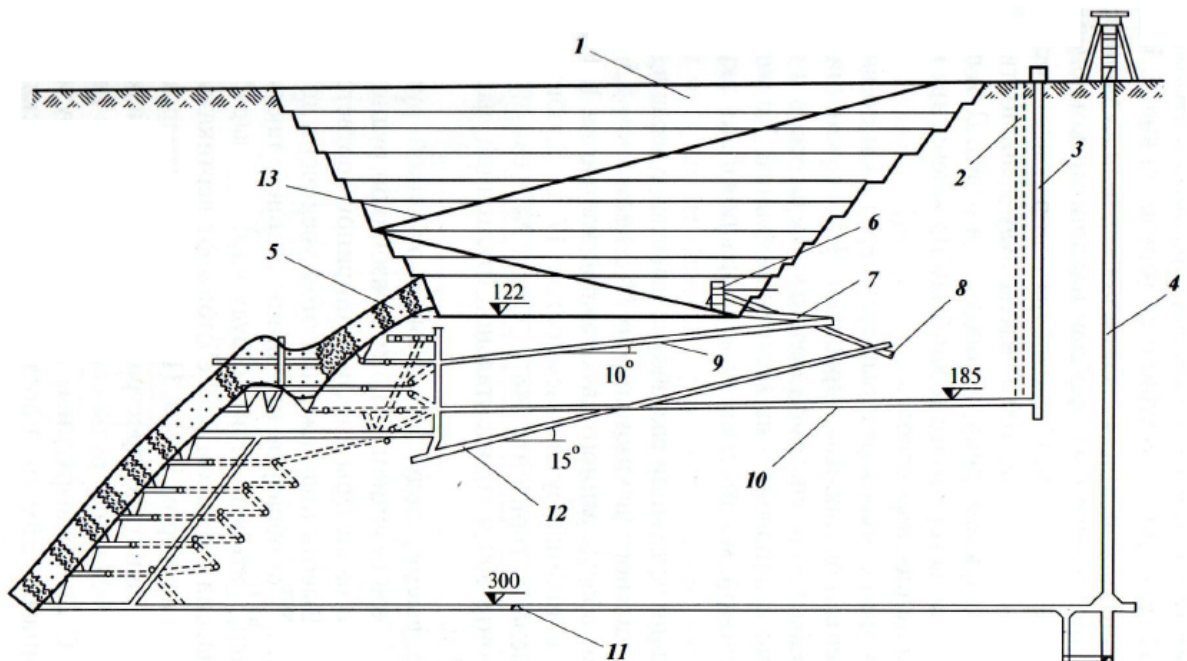


Рисунок 1.7 – Схема вскрытия подземных запасов на руднике «Чамбиши» (Замбия): 1 – карьер; 2,3 – вентиляционные стволы; 4 – рудовыдающий ствол; 5 – рудное тело; 6 – перегрузочный бункер в карьере; 7 – портал наклонного съезда; 8 – перегрузочная станция; 9 – наклонный съезд; 10, 11 – квершлаг; 12 – конвейерный уклон; 13 – карьерный съезд

Рудник «Элен» (Канада) разрабатывает месторождение сидеритовых руд. Средняя мощность рудных тел 30-75 м, угол падения 70-80°, глубина залегания 630 м. Глубина карьера составляет 45 м. Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта автоуклоном из карьера и вертикальным стволом с поверхности. Вторая очередь – наклонным стволом под углом 22° и вертикальным стволом с поверхности [18, 24].

Рудник «Люксилаhti Виртасальме» (Финляндия) осуществляет разработку месторождения меди. Длина залежи по простиранию 600 м, мощность 30 м. Глубина карьера составляет 50 м. Подкарьерные запасы вскрыты рудовыдачными автоуклоном под углом 7° из карьера и вертикальными стволами на полную глубину распространения запасов [18, 21, 24].

Рудник «Камото» (Конго) осваивает месторождение меди, представленное двумя сближенными рудными телами мощностью по 12 м и углом падения 25-90°. Глубина карьера составляет 168 м. Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта двумя автоуклонами под углом 6° из карьера и вертикальным стволом с поверхности. Вторая очередь – вертикальными стволами с поверхности на глубину 618 м [21, 24]. Применяется камерно-столбовая система разработки с последующим извлечением целиков и гидрозакладкой.

Рудник «Тайнагх» (Ирландия) разрабатывает месторождение свинцово-цинковых руд. Основное рудное тело имеет длину по простиранию 330 м, мощность 70-100 м. Глубина карьера 120 м. Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным стволом с поверхности и наклонным съездом из карьера длиной 1067 м на полную глубину распространения запасов [18, 21, 24].

Рудник «Учалинский» (Россия) разрабатывает месторождение медно-цинковых руд. Длина залежи по простиранию 1,4 км, угол падения 85°, глубина по падению 530 м. Глубина карьера 324 м. Запасы в бортах и в основании карьера вскрыты штольнями и автоуклоном из карьера. Основные подкарьерные запасы вскрыты группой вертикальных стволов на глубину 530 м (рис. 1.8). Применяется этажно-камерная система с закладкой. Производственная мощность подземного рудника составляет 1,4 млн т руды в год [32, 33].

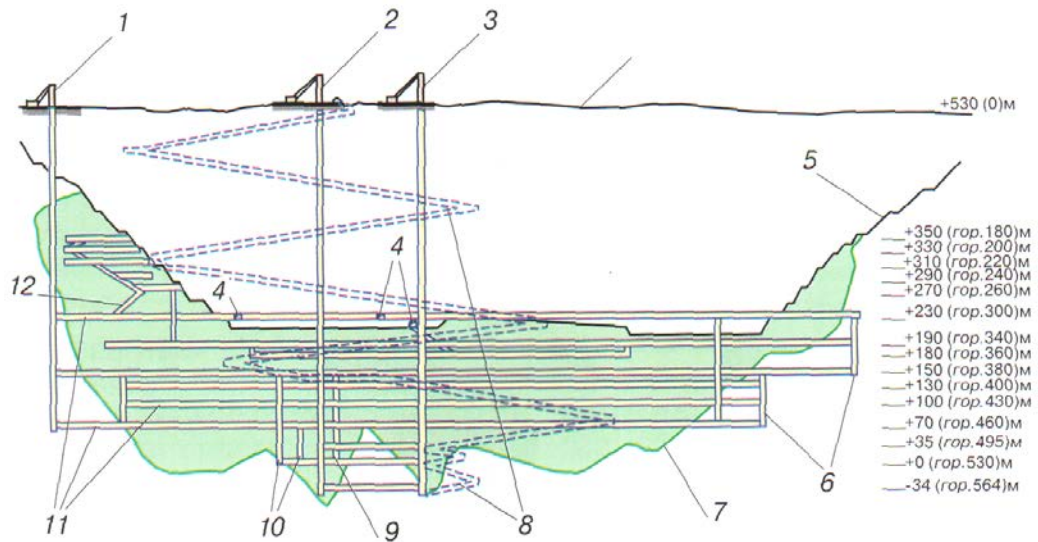


Рисунок 1.8 – Схема вскрытия подземных запасов Учалинского месторождения: 1 – вентиляционный ствол; 2 – скиповый ствол; 3 – клетевой ствол; 4 – штольня; 5 – контур карьера; 6 – вентиляционные восстающие; 7 – контур рудного тела; 8 – наклонные съезды; 9, 10 – породно- и рудоспуск; 11, 12 – откаточный штрек

Молодежное медноколчеданное месторождение (Россия) включает два рудных тела крутого и пологого падения. Длина залежи по простиранию 660 м, мощность рудных тел 5-75 м, глубина залегания 450 м. Глубина карьера 248 м. Прибортовые участки вскрыты штольнями, подкарьерные запасы – автоуклоном из карьера под углом 7° и вентиляционно-вспомогательным наклонным съездом с поверхности под углом 9° (рис. 1.9). Применяется этажно-камерная система разработки с твердеющей закладкой. Высота этажа равна 60 м. Производственная мощность подземного рудника – 400 тыс. т руды в год [39].

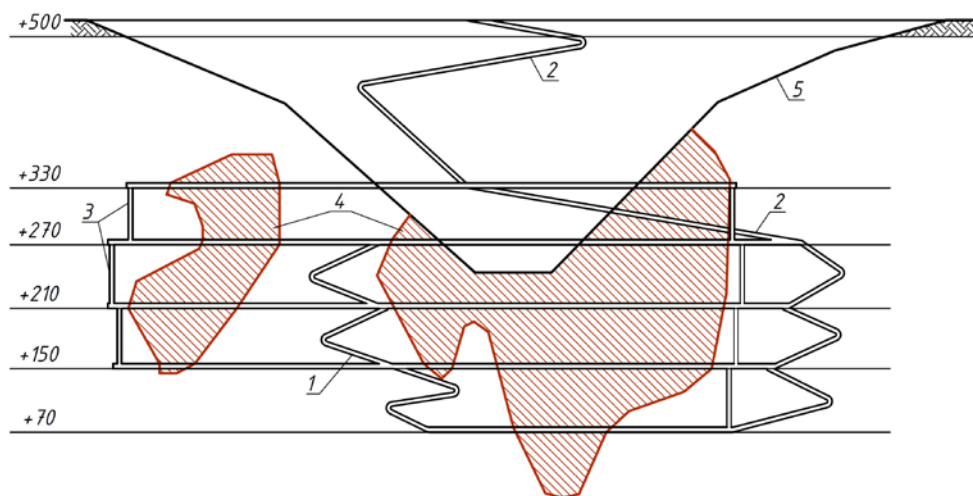


Рисунок 1.9 – Схема вскрытия подземных запасов Молодежного месторождения: 1 – автоуклон; 2 – наклонный съезд; 3 – восстающий; 4 – рудное тело; 5 – карьер

Рудник «Сафьяновский» (Россия) ведет разработку медноколчеданного месторождения, представленного 10 рудными телами. Глубина карьера 300 м. Подкарьерные запасы вскрыты рудовыдачным автоуклоном и вертикальным стволом с поверхности на глубину распространения запасов. Производственная мощность подземного рудника – 500 тыс. т руды в год [40].

Обобщение мирового опыта вскрытия запасов за предельным контуром карьера, позволило сформулировать следующие выводы:

1. Вскрытие подкарьерных запасов осуществляется либо одновременно на полную глубину залегания рудных тел, либо разновременно (очередями) на глубину шага вскрытия.

2. Наибольшее распространение получили традиционные схемы вскрытия с поверхности. В качестве главных (рудовыдачных) вскрывающих выработок чаще всего используются вертикальные стволы, значительно реже – наклонные стволы, штольни или автоуклоны.

3. Схемы вскрытия, предусматривающие использование карьера в качестве рудовыдачной выработки, встречаются как в отечественной, так в зарубежной практике вскрытия подкарьерных запасов. При этом для транспортирования руды из шахты в карьер в основном используются автоуклоны.

Практика использования автоуклонов в качестве рудовыдачных выработок чаще всего ограничивается периодом перехода от ОГР на ПГР, т.е. в пределах верхнего подкарьерного этажа. Однако известны примеры их использования в течение всего периода доработки месторождений. Наибольшее распространение получила комбинация карьерного и подземного автомобильного транспорта с перегрузкой руды с помощью экскаваторов.

4. При технологии добычи, предусматривающей поддержание очистного пространства и сохранение бортов карьера в устойчивом состоянии, возможно применение различных схем вскрытия, как с поверхности, так и из карьера; при технологии, допускающей обрушение вмещающих пород, а значит и бортов карьера, – только схемы вскрытия с поверхности. В любом случае вскрывающие выработки располагаются за зоной сдвижения горных пород.

1.3 Анализ и обобщение теории вскрытия месторождений, осваиваемых комбинированным способом

Разработке научно-методических основ и развитию теории вскрытия запасов при подземной и комбинированной разработке месторождений посвящены труды отечественных и зарубежных ученых: акад. М.И. Агошкова, Л.Д. Шевякова, чл.-корр. Д.Р. Каплунова, д.т.н. К.В. Бурмистрова, Ю.В. Волкова, А.С. Воронюка, В.В. Глотова, Ю. В. Демидова, Л.Е. Зубрилова, Д.М. Казикаева, В.Н. Калмыкова, С.В. Лукичева, М.В. Рыльниковой, И.Н. Савича, И.В. Соколова, В.А. Шестакова, В.А. Щелканова, В.А. Юкова, к.т.н. Ю.Г. Антипина, В.С. Болкисева, Е.В. Громова, Н.А. Ивашова, А.Н. Инфантьева, Е.А. Лобанова, Д.Ю. Минаева, Н.Г. Томилиной, А. Newman, E. Ben-Awuah, E. Vakhtavar и других.

Со второй половины прошлого столетия для оценки и обоснования технических решений, принимаемых при проектировании подземных рудников, разрабатываются и используются инженерно-аналитические методы. Впервые научно-обоснованный метод определения рационального места заложения главного вертикального ствола разработан акад. Л.Д. Шевяковым. Сущность метода заключается в нахождении минимального объема работы подземного транспорта путем решения системы неравенств [41].

Первое научное решение задачи определения оптимальной высоты этажа аналитическим методом предложено акад. М.И. Агошковым. Под его руководством выполнено множество исследований, посвященных вопросам определения местоположения шахтных стволов, рациональных размеров шахтного поля, величины первого и последующего шагов вскрытия [42].

Исследованием схем расположения вертикальных стволов при вскрытии мощных залежей занимался В.С. Болкисев. Им выделены три схемы вскрытия (фланговая, центральная, центрально-сдвоенная) и установлены области их эффективного применения по критерию минимума приведенных затрат [43]. В.И. Тимофеевым предложена методика определения оптимального расстояния между концентрационными горизонтами [44].

Большой вклад в методологию выбора схем вскрытия при подземной разработке рудных месторождений внес А.С. Воронюк. Им сформулированы основные принципы выбора эффективных схем и рациональных параметров вскрытия, определены основные направления их совершенствования, обоснована экономическая эффективность многоэтажного вскрытия глубокозалегающих месторождений вертикальными стволами с использованием концентрационных горизонтов с увеличенным шагом вскрытия (250-400 м), исследованы условия и целесообразность комплексного вскрытия отдельных залежей или групп мелких месторождений [45-49].

В его классификации [50] в основу разделения на классы принят способ вскрытия (простой или комбинированный), на группы – расположение основных вскрывающих выработок относительно рудных залежей, на варианты – тип основных вскрывающих выработок (табл. 1.2). Простой способ предусматривает вскрытие запасов шахтного поля основными вскрывающими выработками различного типа, проходимыми с поверхности сразу на полную глубину их распространения. Комбинированный способ – сочетание основных вскрывающих выработок, проходимых с поверхности, с дополнительными, как правило, слепыми, вскрывающими выработками на глубине.

Таблица 1.2 – Классификация способов и схем вскрытия рудных месторождений

Класс (способ вскрытия)	Группа (расположение основных вскрывающих выработок относительно рудных залежей)	Вариант (тип основных вскрывающих выработок)
I. Простые II. Комбини- рованные	А. В лежащем боку Б. В висячем боку В. На фланге Г. По рудному телу Д. Пересекает залежь Е. Между рудными залежами Ж. Вокруг залежи	I.1. Вертикальными стволами I.2. Наклонными стволами I.3. Наклонными или спиральными съездами I.4. Штольнями II.1. Вертикальными стволами с поверхности и на глубине слепые II.2. Наклонными стволами с поверхности и на глубине слепые II.3. Наклонными или спиральными съездами с поверхности и на глубине слепые II.4. Штольнями с поверхности и на глубине слепые

Применение высокопроизводительного самоходного оборудования (СО) на горно-подготовительных работах и очистной выемке обусловило пересмотр традиционных способов вскрытия.

Наряду с совершенствованием схем вскрытия вертикальными стволами с начала 70-х годов большое внимание уделяется разработке теоретических положений и принципов оценки вариантов с наклонными или спиральными вскрывающими выработками, позволяющими применять самоходные машины. Основные технические решения, заключающиеся в сокращении числа и изменении функций шахтных стволов, увеличении их диаметра, улучшении оснащённости и использовании наклонных выработок для перемещения самоходной техники, разработаны Ю.Г. Скорняковым [28].

Группой ученых под руководством акад. М.И. Агошкова [51] выполнены исследования по определению области эффективного применения наклонных рудоподъемных выработок для вскрытия мощных крутопадающих и наклонных месторождений. Проанализировано множество факторов: наибольшее влияние оказывает угол сдвижения вмещающих пород, а наименьшее – производственная мощность подземного рудника. Установлены аналитические зависимости для определения отдельных параметров, предложены расчетные формулы и разработана методика сравнительной экономической эффективности применения наклонных транспортных съездов и вертикальных скиповых стволов по критерию минимума приведенных затрат на 1 т добытой руды.

Данная методика получила свое развитие в трудах Ю.В. Волкова [52] и В.В. Глотова [53], которыми предложено варианты вскрытия оценивать по критерию чистого дисконтированного дохода, отражающего разницу между извлекаемой ценностью месторождения и суммой капитальных и эксплуатационных затрат по всем технологическим процессам подземной разработки.

Определенный интерес представляют работы [54-56], в которых обобщен огромный опыт вскрытия и подготовки при освоении рудных месторождений, а также широко освещены проблемы и предложены решения по переходу к новому шагу освоения на действующих подземных рудниках.

Разработке научно-методических основ комплексного освоения рудных месторождений комбинированным способом посвящены труды член-корр. Д.Р. Каплунова [18, 21, 57, 58]. Разработан модульный принцип проектирования, при котором проект горного предприятия с прогнозными показателями освоения недр и уровнем технического прогресса рассматривается как проект развития горнотехнической системы, представляющей собой совокупность горных конструкций, технологических процессов и геотехники в открытых, подземных, физико-химических и специальных методах добычи, взаимодействующих с вмещающими участками недр. Во всех случаях предполагается наличие единой схемы вскрытия, обеспечивающей эффективное освоение всего месторождения на всех этапах его эксплуатации.

В классификации Д.Р. Каплунова, В.Н. Калмыкова и М.В. Рыльниковой [18] основным отличительным признаком является способ формирования рудопотока (простой или сложный), второстепенные признаки – место формирования объединенного рудопотока (карьер или шахта) и способ выдачи руды из карьера и шахты в зависимости от типа главной вскрывающей выработки (табл. 1.3). При простом способе транспортирование руды, добытой подземным способом, осуществляется по карьерным выработкам, а при сложном – как по карьерным, так и по подземным выработкам.

Таблица 1.3 – Классификация способов вскрытия при освоении запасов комбинированной геотехнологией

Класс (способ формирования рудопотока)	Группа (место формирования объединенного рудопотока)	Вариант (способ выдачи руды на поверхность из карьера и шахты в зависимости от типа главной вскрывающей выработки)
I. Простой II. Сложный	А. Карьер	I.A.1. Капитальная траншея – подземный съезд I.A.2. Капитальная траншея – штольня I.A.3. Карьерный капитальный уклон – подземный наклонный ствол
	Б. Шахта	II.A.1. Карьерный съезд – рудоспуск – штольня II.A.2. Карьерный съезд – рудоспуск – вертикальный ствол II.A.3. Карьерный съезд – рудоспуск – наклонный ствол II.B.1. Подземный съезд – карьерный съезд II.B.2. Вертикальный ствол – карьер – карьерный съезд II.B.3. Наклонный ствол – карьерный уклон

В качестве главного признака классификации Д.Р. Каплунова и В.А. Юкова [21] принята схема вскрытия, характеризуемая местом расположения основных вскрывающих выработок при освоении переходных зон от ОГР к ПГР, дополнительными признаками являются способ использования вскрывающих выработок и технология очистной выемки (табл. 1.4). Объектом разработки по данной классификации являются рудные участки месторождения, находящиеся вблизи или непосредственно примыкающие к дну карьера.

Таблица 1.4 – Классификация технологических схем перехода от ОГР к ПГР

Класс (место расположения вскрывающих выработок)	Группа (использование вскрывающих выработок в зависимости от места их расположения)	Подгруппа (технология очистной выемки)
I. Карьер	I.1 Вскрытие штольнями I.2 Вскрытие вертикальными и наклонными стволами I.3 Вскрытие штольнями, вертикальными и наклонными стволами	A. С обрушением бортов карьера B. С поддержанием бортов в устойчивом состоянии
II. Поверхность и карьер	II.1 Подготовка запасов переходной зоны с помощью вспомогательных штолен II.2 Подготовка запасов переходной зоны с помощью вспомогательных вертикальных и наклонных выработок II.3 Подготовка запасов переходной зоны с помощью вспомогательных штолен, вертикальных и наклонных выработок	
III. Поверхность	III.1 Транспортирование руды из карьера и шахты с помощью подземных выработок III.2 Транспортирование руды только из шахты с помощью подземных выработок	

В.А. Щелканов [12, 59] рассматривает способы вскрытия запасов за предельным контуром карьера совместно с системами перемещения рудной массы. Доказана экономическая целесообразность использования самоходных машин при отработке запасов в бортах и под дном карьера.

А.А. Вовк и Г.И. Черный [16] предложено вскрытие прибортовых запасов производить с уступов карьера штольнями и использовать транспортную систему карьера для выдачи руды из шахты, а карьерное пространство – для вентиляции подземных выработок.

Исследования Д.М. Казикаева [11] основаны на принципе взаимодействия (совмещения) технологий открытой и подземной разработки месторождения во времени. Отмечено, что предпочтительно применение комплексных схем вскрытия с выдачей горной массы из карьера и шахты по общим транспортным выработкам. Важной задачей при проектировании совместного вскрытия карьерного и шахтного полей является минимизация сроков сооружения транспортной системы без ущерба для производства горных работ в карьере.

Главным признаком в классификации В.А. Гребенюка [60] принят способ выдачи горной массы на поверхность из карьера и шахты при совместном вскрытии (табл. 1.5).

Таблица 1.5 – Классификация схем совместного вскрытия карьерного и шахтного полей при комбинированной разработке месторождений

Класс (способ выдачи горной массы на поверхность из карьера и шахты при совместном вскрытии)	Группа (принадлежность вскрывающей выработки к карьерному и шахтному полям)
I. По общим карьерным или подземным выработкам II. С частичным транспортированием горной массы по общим карьерным выработкам III. С раздельным транспортированием горной массы из карьера и шахтного поля	А. Подземные вскрывающие выработки Б. Карьерные (крутые траншеи) выработки В. Карьерные и подземные вскрывающие выработки

И.Н. Савичем [61] отмечено, что для выбора технологических решений при комбинированной разработке кимберлитовых руд наличие карьеров является положительным фактором, обеспечивающим эффективную эксплуатацию трубок путем вскрытия первых подземных горизонтов из карьерного пространства и ведения добычных работ в период строительства рудника. В зоне перехода на ПГР высота уступов карьера должна определяться высотой подэтажа, принятой для доработки прибортовых запасов. В работе [62] рекомендовано вскрытие подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений, характеризующихся изменением морфологии с глубиной, производить в два этапа со снижением производственной мощности подземного рудника, при этом на первом этапе вскрывать большую часть.

И.В. Соколовым [63] определено, что учет и актуализация специфических факторов (схема комбинированной разработки, место заложения вскрывающих выработок, глубина карьера, возможность использования транспортной системы карьера) является необходимым условием обоснования подземной геотехнологии освоения переходных зон от ОГР к ПГР. В классификации [64] при разделении на классы принят способ вскрытия, характеризующийся типом главных вскрывающих выработок (вертикальный ствол, наклонный ствол, автоуклон или штольня), на группы и варианты – схема вскрытия, а именно место заложения главных вскрывающих выработок (поверхность, карьер), тип и место заложения вспомогательных вскрывающих выработок (табл. 1.6). Данная классификация наиболее полно отражает все известные варианты вскрытия запасов, предназначенных для ПГР, как при последовательной схеме комбинированной разработки, так и при параллельной. Недостатком классификации является то, что предложенные признаки не учитывают этапность вскрытия запасов.

Таблица 1.6 – Классификация способов и схем вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке месторождений

Класс (тип главных вскрывающих выработок)	Группа (место заложения главных выработок)	Вариант (тип и место заложения вспомогательных вскрывающих выработок)	
I. Вертикальный ствол II. Наклонный ствол III. Штольня, автотранспортный уклон IV. Комбинированный способ	A. Земная поверхность B. Карьер	1. Вертикальный ствол 2. Наклонный ствол 3. Штольня, наклонный съезд 4. Сочетание различных по типу выработок	а. Земная поверхность б. Карьер

В диссертации Н.А. Ивашова [65, 66] предложена классификация по признаку использования карьерного пространства (табл. 1.7) и разработана методика оценки вариантов вскрытия законтурных запасов, предусматривающих использование карьера для выдачи рудной массы или вспомогательных целей. Установлено, что при разработке медноколчеданных месторождений предельная глубина вскрытия запасов ниже дна карьера рудовыдачными автоуклонами из карьера составляет 200 м.

Таблица 1.7 – Классификация способов вскрытия запасов за предельным контуром карьера при комбинированной разработке месторождений

Класс (использование карьерного пространства)	Группа (тип основных вскрывающих выработок)
I. С использованием в качестве главной вскрывающей выработки	А. Стволами или штольнями из карьера, комбинацией выработок
II. С частичным использованием в качестве главной вскрывающей выработки	Б. Стволами с поверхности и штольнями из карьера, комбинацией выработок
III. С использованием в качестве вспомогательной вскрывающей выработки	В. Вспомогательными стволами, штольнями из карьера, комбинацией выработок
IV. Без использования карьерного пространства	Г. Все выработки пройдены с поверхности

В работе Д.Ю. Минаева [67] рассмотрены преимущества восходящей выемки подземных запасов и разработана методика определения оптимальной величины первого шага вскрытия при комбинированном восходяще-нисходящем порядке отработки месторождения.

Идеи и принципы решений проблем вскрытия при комбинированной разработке месторождений представлены в работах [68-86], в т.ч. зарубежных авторов [71-79].

Современные тенденции развития геотехнологии и геотехники диктуют необходимость совершенствования схем транспорта и подъема горной массы.

В диссертации З.Р. Гибадуллина [80] идея повышения эффективности освоения подкарьерных запасов заключается в применении технологических схем транспортирования руды, основанных на рациональном сочетании подземного и карьерного транспорта с учетом объема и качества извлекаемых запасов и их расположения относительно рудовыдачных выработок. Часть добытой руды выдается на поверхность по вертикальному стволу с использованием скипового или клетового подъема, часть транспортируется подземными автосамосвалами в карьер, далее карьерными автосамосвалами доставляется на поверхность. Перегрузочные пункты оборудуются на одном из уступов карьера, перегрузка руды осуществляется экскаватором.

В исследованиях Н.Г. Томилиной [81] установлена экономическая целесообразность применения крутонаклонных подъемников в карьере для транспортирования руды при вскрытии и отработке подкарьерных запасов

подземным способом с использованием карьерного пространства: при глубине расположения перегрузочного пункта 200-400 м и производственной мощности рудника 2,5-4,5 млн т руды в год. Отмечено, что имеется небольшой опыт использования крутонаклонных конвейеров типа «RailCon» на подземных скальных рудниках.

В диссертации К.В. Бурмистрова [82] установлено, что использование вариантов вскрытия с конвейерными подъемниками, формируемыми до дна карьера, позволяет вовлечь в разработку запасы, удаленные от контура борта карьера до 3,5 км и ниже уровня дна карьера до 750 м в зависимости от производительности рудника и глубины расположения перегрузочного пункта.

В диссертации А.Н. Ивашова [83] обоснован рациональный порядок ввода в эксплуатацию группы сближенных месторождений и разработана методика выбора оптимальной производственной мощности горного предприятия с учетом ценности запасов отдельных залежей и расстояний между ними.

В диссертации Е.В. Громова [84] разработаны схемы вскрытия с применением перспективных видов транспорта (вертикальные и крутонаклонные конвейера, конвейерные поезда, дизель-электрические автосамосвалы) и получены области их рационального применения при разработке месторождения апатит-нефелиновых руд: при грузопотоке до 2,4 млн т руды в год эффективен автомобильный транспорт, при больших объемах – канатно-ленточные конвейеры. Показано преимущество поэтапного вскрытия шахтных запасов наклонными конвейерными стволами по сравнению со скиповым подъемом и автотранспортом при производительности рудника 6 млн т руды в год [85].

В диссертации Е.А. Лобанова [86] обоснованы технологические схемы и порядок вскрытия и отработки прибортовых и подкарьерных запасов месторождений апатит-нефелиновых руд, обеспечивающих снижение объема горно-капитальных работ (до 2,1 раза) за счет использования уклонов из карьера и существующих подземных горных выработок, повышение полноты извлечения руды за счет применения систем с закладкой, сохранение устойчивости бортов и уступов карьера в течение всего срока отработки этих запасов (до 9 лет).

Проведенный анализ научно-технической литературы по вскрытию запасов при подземной и комбинированной разработке месторождений, включая монографии, статьи в рецензируемых журналах, диссертации, авторефераты диссертаций, позволил сделать следующие выводы:

1. Отечественными учеными сформулированы методологические принципы сравнительной оценки способов и схем вскрытия, определены направления их совершенствования, разработаны методики определения рационального места расположения шахтных стволов и оптимальных параметров вскрытия (размеров шахтного поля, высоты этажа, величины первого и последующего шагов вскрытия, расстояния между концентрационными горизонтами), предложены классификации, упрощающие процедуру выбора наиболее эффективного варианта. Однако, современные требования комплексного освоения георесурсов недр (интенсивность вскрытия запасов и добычи руды, минимизация всех видов затрат, связанных со строительством и функционированием рудника), а также тенденции развития геотехнологии и геотехники требуют совершенствования научно-методических основ.

2. Одним из основных направлений повышения эффективности вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке месторождений является использование карьера не только для строительства подземных вскрывающих выработок, но и для выдачи руды на поверхность, с организацией поэтапного вскрытия на основе применения рудовыдачных автоуклонов.

3. В настоящее время отсутствует методика выбора оптимального места расположения рудовыдачного автоуклона в карьере в зависимости от глубины карьера и глубины вскрытия с учетом границ зоны сдвижения горных пород в результате ведения ПГР.

4. Проектирование перспективных схем вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке месторождений сдерживается отсутствием точного и объективного критерия оценки, наиболее полно и всесторонне отражающего различия в вариантах и учитывающего одновременное изменение совокупности факторов, оказывающих влияние на величину результата.

1.4 Цель, задачи и методы исследования

Анализ и обобщение опыта комбинированной разработки кимберлитовых трубок «Интернациональная», «Мир», «Айхал» и «Удачная» показал, что вскрытие подкарьерных запасов, как правило, производилось двумя или тремя вертикальными стволами с поверхности на глубину нескольких этажей без использования или с частичным использованием карьерного пространства для вспомогательных целей. Для данного способа и схемы вскрытия характерны высокая трудоемкость и большие объемы горно-капитальных работ, низкие скорости проходки, что обуславливает повышенные капитальные затраты и значительные сроки строительства подземных рудников (до 15 лет) и зачастую приводит к образованию разрывов в добыче руды при переходе от ОГР на ПГР.

Особенностью комбинированной разработки кимберлитовых месторождений является наличие глубоких карьеров (от 320 до 720 м) с малыми размерами в плане и значительная глубина распространения запасов под их дном (до 400 м). Современная научно-методическая база проектирования и существующие методики выбора схем и параметров вскрытия не в полной мере учитывают данные особенности.

В результате анализа теории и практики вскрытия запасов за предельным контуром карьера определено, что решение задачи снижения капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие и сокращения сроков строительства подземного рудника с целью недопущения разрыва в добыче руды состоит в применении схем поэтапного вскрытия рудовыдачными автоуклонами из карьера с использованием его транспортной системы для выдачи руды на поверхность.

Таким образом, изыскание эффективных схем поэтапного вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений рудовыдачными автоуклонами из карьера, обеспечивающих снижение затрат на вскрытие и сокращение сроков строительства подземного рудника, с обоснованием их оптимальных параметров является актуальной научно-практической задачей.

Целью настоящей работы является обоснование параметров вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений рудовыдачными автоуклонами из карьера, обеспечивающих снижение капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие и сокращение сроков строительства подземного рудника.

Объектом исследования являются способ и схема вскрытия подкарьерных запасов при последовательной схеме комбинированной разработки месторождений, а предметом исследования – зависимости технико-экономических показателей от конструктивных и технологических параметров вскрытия с учетом горно-геологических и горнотехнических факторов.

Поставленная цель достигается путём решения следующих задач:

1. Анализ и обобщение практики и теории вскрытия месторождений, осваиваемых комбинированным способом;
2. Систематизация и конструирование рациональных вариантов вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений;
3. Обоснование критерия эффективности, разработка методики оценки и алгоритма выбора вариантов вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений;
4. Оптимизация конструктивных и технологических параметров и оценка эффективности вариантов вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений;
5. Разработка рекомендаций по вскрытию подкарьерных запасов кимберлитовых трубок «Нюрбинская» и «Юбилейная».

Решение поставленных задач предполагает использование комплексного метода исследований, включающего анализ и обобщение теории и практики вскрытия запасов за предельным контуром карьера, метод календарного планирования, расчетно-аналитический метод, метод множественной линейной регрессии, экономико-математического моделирование и технико-экономическое сравнение вариантов.

ГЛАВА 2 КОНСТРУИРОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОЦЕНКИ И АЛГОРИТМА ВЫБОРА ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ КИМБЕРЛИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

2.1 Установление параметров и факторов, влияющих на эффективность вскрытия при комбинированной разработке месторождений

В основу теоретических исследований положен системный подход – направление методологии научного познания, рассматривающее объект как целостное множество элементов в совокупности отношений и связей между собой и с внешней средой [87]. В соответствии с положениями системного подхода даны основные определения, характеризующие объект исследования.

Вскрытие месторождений характеризуется способом и схемой. В понятие *способа вскрытия* входят тип и число главных вскрывающих выработок. Под *схемой вскрытия* понимается пространственное расположение различных по назначению вскрывающих выработок и последовательность их проведения [88]. Сочетание способа и схемы представляет собой *вариант вскрытия*.

Вскрывающие выработки по расположению их относительно поверхности разделяются на *основные* (вертикальные и наклонные стволы, уклоны, штольни) и *подземные* (квершлагги, этажные штреки, рудоспуски, вентиляционно-ходовые восстающие, околоствольные выработки и камеры), а по функциональному назначению на *главные* (рудовыдачные) и *вспомогательные* (вентиляционные, закладочные и др.) [60]. Работы по проведению вскрывающих выработок относятся к горно-капитальным (ГКР).

При обосновании вариантов вскрытия весьма важным является вопрос определения вскрываемых запасов. В практике комбинированной разработки рудных месторождений запасы, предназначенные для отработки подземным способом, разделяются по расположению относительно дна карьера на две группы: *прибортовые* – рудные участки, прилегающие к бортам карьера, и *подкарьерные* – рудные залежи, расположенные ниже уровня дна карьера [18].

Известно, что в условиях разработки крутопадающих месторождений ($\alpha = 50-90^\circ$) возникновение запасов в бортах карьера происходит вследствие завышения глубины открытых горных работ [89]. В этих условиях рациональным является положение, когда после завершения открытой разработки остаются только подкарьерные запасы [61]. В связи с этим вскрытие прибортовых запасов в данной работе не рассматривается.

Объектом исследований является *горнотехническая система* (ГТС) *вскрытия при комбинированной разработке месторождений*, определяемая как совокупность взаимосвязанных элементов, функционирующих в условиях наличия выработанного карьерного пространства и обеспечивающих доступ к запасам месторождения, предназначенным для подземной разработки, в целях реализации главной (выдача руды на поверхность) и вспомогательных функций (вентиляция, водоснабжение, водоотлив, спуск и подъем людей, выдача породы, доставка материалов, оборудования и др.).

Основными элементами ГТС вскрытия являются *горная конструкция*, представляющая собой участок недр с размещенными в нем вскрывающими горными выработками, *геотехника* для проведения, крепления и поддержания в устойчивом состоянии вскрывающих выработок, *технологический процесс* выдачи (подъема и транспортирования) руды на поверхность при эксплуатации месторождения.

Элементы ГТС вскрытия характеризуются соответствующими параметрами:

1) *Конструктивные*: размеры шахтного поля, число этапов (очередей) вскрытия, величина первого и последующих шагов вскрытия, высота этажа, число этажей в шаге вскрытия, наличие концентрационных горизонтов;

2) *Технологические*: длина (протяженность), форма и площадь поперечного сечения, угол наклона и глубина заложения вскрывающих выработок в карьере, скорость проходки вскрывающих выработок, толщина крепи, высота подъема, длина транспортирования руды;

3) *Функциональные*: габариты и производительность (грузоподъемность) проходческого оборудования, подъемных и транспортных машин.

Установлены и сгруппированы факторы, выражающие всю совокупность условий функционирования ГТС и влияющие на эффективность вскрытия.

К первой группе отнесены *природные* факторы: природно-климатические (рельеф местности, температура воздуха, наличие и мощность криолитозоны), гидрогеологические (наличие и мощность водоносных комплексов, величина водопритоков в шахту), горно-геологические (форма, длина по простиранию, мощность, угол падения залежи, объем и глубина распространения запасов под дном карьера), физико-механические свойства (устойчивость, крепость, трещиноватость) и напряженно-деформированное состояние массива горных пород в условиях наличия карьера, объем газо- и нефтевыделения.

Ко второй группе отнесены *горнотехнические* факторы: схема комбинированной разработки, годовая производственная мощность подземного рудника, порядок отработки этажей во времени и пространстве, глубина карьера, генеральный угол наклона бортов карьера, схема транспортирования руды, система подземной разработки, потери и разубоживание руды.

Третья группа факторов – *экономические*: ценность и содержание полезного компонента в руде, себестоимость проходки вскрывающих выработок, стоимость проходческого оборудования, подъемных и транспортных машин, стоимость материальных, энергетических и трудовых ресурсов, потребляемых при подъеме и транспортировании руды.

Схематическая интерпретация ГТС вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке месторождения на рисунке 2.1. Видно, что ГТС вскрытия является сложной динамической системой, свойства которой определяются ее внутренней структурой (конструктивные, технологические и функциональные параметры) и внешней средой (природные, горнотехнические и экономические факторы) [90]. Изменение состояния ГТС вскрытия происходит через изменение параметров, область ее функционирования определяется уровнем воздействия факторов [63]. Количественная оценка состояния ГТС вскрытия осуществляется с помощью технико-экономических показателей (ТЭП) или интегрального критерия.

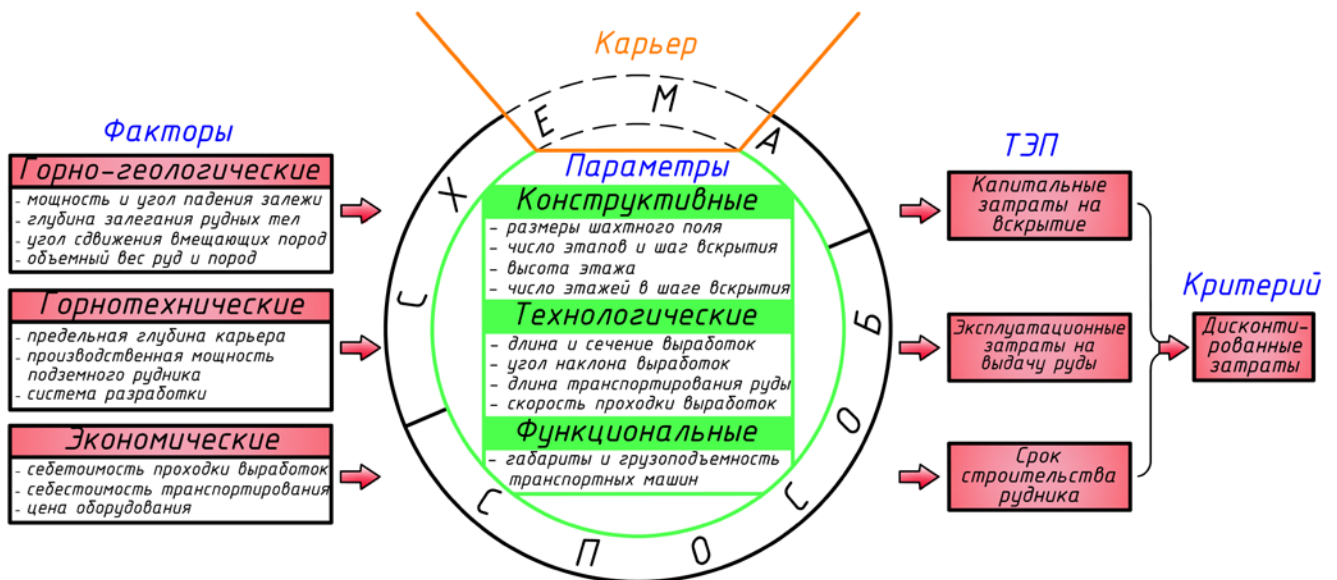


Рисунок 2.1 – Горнотехническая система вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке месторождения

Таким образом, в составе ГТС вскрытия выделено три основных элемента, характеризующихся 28 параметрами, которые в свою очередь зависят от более 50 факторов (табл. 2.1). Системный анализ показал, что многие параметры и факторы взаимосвязаны и взаимообусловлены. Так, например, для определения объема ГКР необходимо задать ряд технологических параметров (длина, площадь поперечного сечения, угол наклона вскрывающих выработок), значения которых будут определяться конструктивными (размеры шахтного поля, величина шага вскрытия и число этажей в шаге вскрытия) и функциональными (габариты и грузоподъемность транспортных машин) параметрами и зависеть от горно-геологических (мощность, угол падения и глубина залегания рудных тел) и горнотехнических (годовая производственная мощность подземного рудника) факторов [91].

Считаем, что изучение ГТС вскрытия следует осуществлять путем установления закономерностей, проявляющихся в результате влияния основных горно-геологических и горнотехнических факторов, обусловленных наличием карьера. Универсальным методом исследования сложных систем, отличающихся невозможностью промышленного или лабораторного эксперимента, считается экономико-математическое моделирование (ЭММ) [92-95].

Таблица 2.1 – Основные параметры и факторы, влияющие на эффективность вскрытия при комбинированной разработке

Показатели эффективности вскрытия	Параметры, влияющие на эффективность вскрытия			Факторы, влияющие на параметры вскрытия		
	Конструктивные	Технологические	Функциональные	Природные	Горнотехнические	Экономические
Капитальные затраты на вскрытие	Размеры шахтного поля, величина шага вскрытия, высота этажа, число этажей в шаге вскрытия	Длина, форма и площадь поперечного сечения, угол наклона вскрывающих выработок, толщина крепи	Габариты проходческого оборудования, подъемных и транспортных машин	Рельеф местности, мощность водоносных горизонтов, форма, длина по простиранию, мощность, угол падения и глубина залегания рудных тел, угол сдвигения, крепость, устойчивость, трещиноватость пород, напряженно-деформированное состояние массива в условиях наличия карьера	Производственная мощность подземного рудника, глубина карьера, генеральный угол наклона бортов карьера	Стоимость проходческого оборудования, подъемных и транспортных машин, себестоимость проходки и крепления вскрывающих выработок
Эксплуатационные затраты на выдачу руды	Наличие концентрированных горизонтов	Глубина заложения вскрывающих выработок, высота подъема, длина транспортирования	Грузоподъемность подъемных и транспортных машин	Объем запасов в бортах и под дном карьера, мощность и глубина залегания рудных тел, плотность руды в массиве	Схема комбинированной разработки месторождения, схема транспортирования руды, глубина карьера, система подземной разработки, потери и разубоживание	Стоимость потребляемых материальных, энергетических и трудовых ресурсов
Срок строительства подземного рудника	Число этапов и величина шага вскрытия	Длина и скорость проходки вскрывающих выработок	Производительность проходческого оборудования	Температура воздуха, мощность криолитозоны, мощность и глубина залегания рудных тел, объем водопритоков в шахту, газо- и нефтевыделения	Порядок отработки этажей во времени и пространстве, глубина карьера,	Ценность и содержание полезного компонента в руде

2.2 Систематизация и конструирование рациональных вариантов вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений

Анализ мирового опыта вскрытия запасов за предельным контуром карьера [14-40] показал, что применяемые способы и схемы вскрытия характеризуются большим количеством вариантов вследствие изменчивости условий залегания месторождений и горнотехнических условий их разработки. Многообразие вариантов требует их систематизации. Научно-обоснованная систематизация, как теоретическая основа, должна отражать современное состояние и перспективы развития способов и схем вскрытия, а также в полной мере учитывать важнейшие условия функционирования ГТС вскрытия [63, 96].

Рассмотренные классификации Д.Р. Каплунова [18, 21], Д.М. Казикаева [11], А.С. Воронюка [50], И.В. Соколова [64] и Н.А. Ивашова [65], посвященные способам и схемам вскрытия запасов, осваиваемых комбинированным способом, отражают накопленный опыт и современные тенденции развития. Объединение отличительных признаков нескольких классификаций обеспечивает всесторонний учет особенностей вскрытия при комбинированной разработке месторождений – наличие карьера и значительная глубина распространения запасов под его дном.

На основе анализа мирового опыта и существующих классификаций произведена систематизация вариантов вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке месторождений (табл. 2.2). В основу разделения на классы положен признак, определяющий объем одновременно вскрываемых запасов, величину капитальных вложений и срок строительства рудника, – *этапность вскрытия* (единовременно на полную глубину распространения запасов или очередями на глубину шага вскрытия). Разделение на группы выполнено по признаку, характеризующему способ вскрытия, – *тип главных (рудовыдачных) вскрывающих выработок* (вертикальный ствол, наклонный ствол, автоуклон или их сочетание), на подгруппы – по признаку, характеризующему схему вскрытия, – *место заложения главных (рудовыдачных) вскрывающих выработок* (поверхность и/или карьер).

Таблица 2.2 – Систематизация вариантов вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке месторождений

Класс (этапность вскрытия)	Группа (тип главных вскрывающих выработок)	Подгруппа (место заложения главных вскрывающих выработок)
I. Одноэтапный (единовременно на полную глубину распространения запасов)	1. Вертикальный скиповой или клетевой ствол 2. Наклонный скиповой или конвейерный ствол 3. Автотранспортный уклон	А. Поверхность Б. Карьер
II. Многоэтапный (очередями на глубину шага вскрытия)	1. Вертикальный скиповой или клетевой ствол с последующей углубкой или проходкой слепого ствола 2. Наклонный скиповой или конвейерный ствол с последующей углубкой 3. Автотранспортный уклон с последующей углубкой 4. Сочетание различных по типу выработок на разных этапах вскрытия	А. Поверхность Б. Карьер В. Поверхность и карьер

Предложенная систематизация позволяет изыскать и сконструировать технически рациональные варианты применительно к условиям конкретного месторождения, оценить каждый из них, используя интегральный критерий, и произвести выбор наиболее эффективного варианта.

В соответствии с предложенной систематизацией сконструированы три рациональных варианта вскрытия подкарьерных запасов при последовательной схеме комбинированной разработки (предельная глубина карьера $H_k = 400-600$ м) мощных (средний диаметр трубки $d = 80-200$ м) глубокозалегающих (глубина разведанных запасов $H = 700-900$ м) кимберлитовых месторождений [97].

Основные положения и условия, принятые при конструировании вариантов:

1) Все основные вскрывающие выработки располагаются за пределами возможной зоны сдвижения вмещающих пород;

2) На проходческих и очистных работах и транспортировании руды применяется высокопроизводительное самоходное оборудование (СО). Сечения вскрывающих выработок определяются исходя из условия размещения в них СО, обеспечивающего достижение годовой производственной мощности рудника, составляющей $A_{\text{шх}} = 0,5-1,0$ млн т/год в зависимости от среднего диаметра трубки при применении камерной системы разработки с закладкой;

3) Проходка вскрывающих выработок ведется буровзрывным способом:

- вертикальные стволы – с помощью проходческого копра типа «Север-2» с подвесным механизированным полком, погрузочной машиной 2КС2У-40 и грузовой бадьей;

- горизонтальные и наклонные (до 15°) выработки – с помощью комплекса СО с дизельным приводом: самоходная буровая установка типа *Simba S7* и погрузо-доставочная машина (ПДМ) типа *Epiroc ST 7*;

- рудоспуски – с помощью самоходной буровой установки для бурения восстающих типа *Robbins 92R*;

4) Организация проходки вскрывающих выработок принимается исходя из обеспечения минимально возможных сроков строительства подземного рудника. Строительство вертикальных стволов осуществляется последовательно, проходка горизонтальных и наклонных (до 15°) выработок – одним или двумя забоями;

5) Для всех вариантов приняты одинаковыми количество и расположение вспомогательных (закладочных, дренажных и др.) стволов и скважин, порядок и технология ведения подготовительных и очистных работ:

- порядок освоения подкарьерных запасов – последовательный нисходящий;
- способ проветривания рудника – нагнетательный, схема – фланговая;
- схема подготовки добычных блоков – кольцевая;
- система разработки – камерная с твердеющей закладкой (потери руды составляют 2%, разубоживание – 6%) [98].

б) Строительство подземного рудника осуществляется в период доработки карьера, разрыв в добыче руды не допускается.

Вскрытие подкарьерных запасов по *варианту 1* предусматривается в один этап на полную глубину их распространения, по *вариантам 2 и 3* – очередями.

Вариант 1 – одноэтапное вскрытие вертикальными скиповым и клетевым стволами с поверхности. Предусматривает строительство скипового ствола сечением 36,3-47,8 м² с поверхности для выдачи горной массы и отработанного воздуха из шахты, клетевое ствола сечением 47,8-60,8 м² с поверхности для спуска-подъема людей, материалов, оборудования и подачи свежего воздуха

в шахту, вспомогательного наклонного съезда сечением $14,8-24,5 \text{ м}^2$ с площадки карьера под углом 10° для ускоренного строительства горизонтов и спуска СО в шахту, транспортных и вентиляционных квершлагов и этажных штреков сечением $13,6-21,6 \text{ м}^2$, капитального рудоспуска в районе скипового ствола сечением 6 м^2 , а также выработок околоствольных дворов и служебных камер различного назначения (комплекса дробления и загрузки скипов, комплекса главного водоотлива, камеры обслуживания СО и др.). На промплощадке рудника сооружаются башенные копры скипового и клетевых стволов.

Схема вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений по варианту 1 представлена на рисунке 2.2.

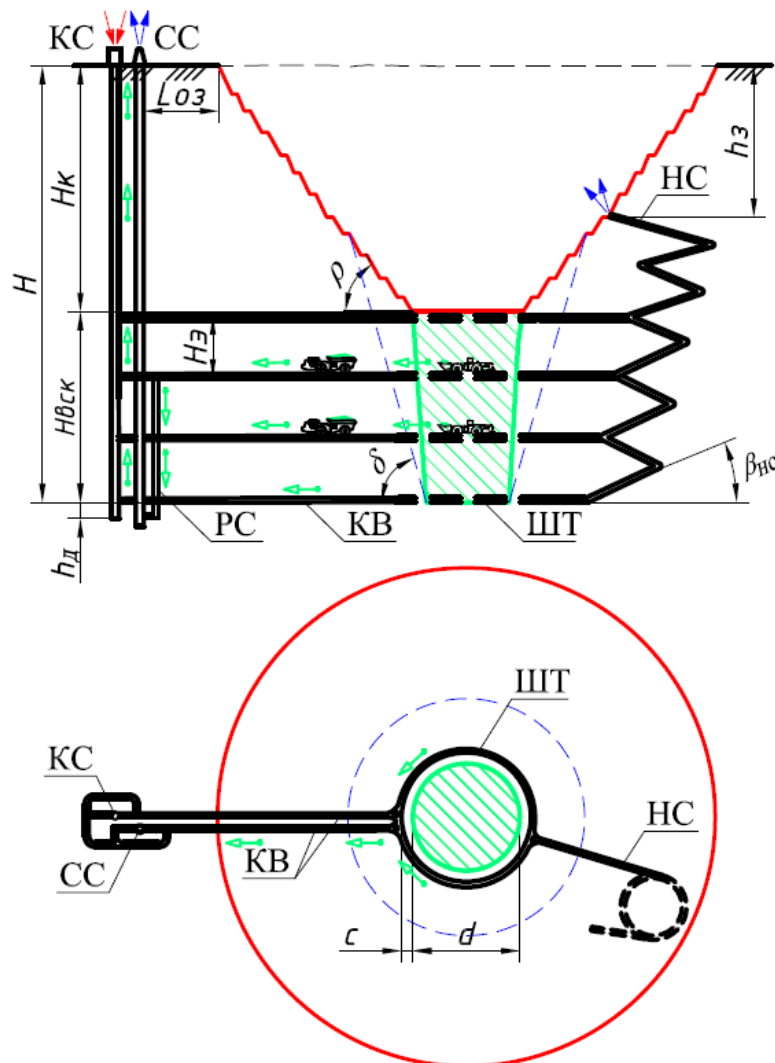


Рисунок 2.2 – Одноэтапное вскрытие вертикальными скиповым и клетевым вертикальными стволами с поверхности (вариант 1): СС – скиповой ствол; КС – клетевой ствол; НС – наклонный съезд; КВ – квершлаг; ШТ – этажный штрек; РС – капитальный рудоспуск

Внутришахтный транспорт добытой руды по квершлагам и штрекам эксплуатационных горизонтов до капитального рудоспуска осуществляется подземными (шахтными) автосамосвалами (ШАС) типа *Epiroc MT 436* (42; 54) грузоподъемностью 32-54 т. Доставка руды из очистных забоев до мест погрузки в ШАС производится ПДМ типа *Epiroc ST 7* (1030; 14) грузоподъемностью 7-14 т.

Подъем добытой руды на поверхность осуществляется по скиповому стволу с помощью подъемной установки типа 2Ц6х2,4 в двух скипах типа СН 4 (5; 7) общей грузоподъемностью 14-24 т.

Вариант 2 – многоэтапное вскрытие рудовыдачными автоуклонами из карьера и вертикальным клетевым стволом с поверхности. Предусматривает на первом этапе проходку двух рудовыдачных автоуклонов сечением 14,8-24,5 м² с площадки карьера под углом 8° для выдачи горной массы и отработанного воздуха из шахты, спуска СО в шахту, клетевого ствола сечением 47,8-60,8 м² с поверхности для спуска-подъема людей, грузов и материалов и подачи свежего воздуха в шахту, вентиляционных квершлагов и этажных штреков сечением 13,6-21,6 м², а также околоствольных выработок.

Доставка руды из очистных забоев до мест погрузки в ШАС производится ПДМ типа *Epiroc ST 7* (1030; 14) грузоподъемностью 7-14 т.

Транспортирование добытой руды по квершлагам, штрекам и автоуклонам в карьер осуществляется ШАС типа *Epiroc MT 436* (42; 54) грузоподъемностью 32-54 т, на поверхность – по карьерным съездам с продольным уклоном $\omega = 4,5^\circ$ ($\approx 80\%$) карьерными автосамосвалами (КАС) типа БелАЗ 7558 (7519; 75137) грузоподъемностью 90-136 т. В карьере оборудуется перегрузочный пункт. Для перегрузки руды используется экскаватор типа ЭКГ-5А.

На втором этапе производится углубка автоуклонов и клетевого ствола, осуществляется проходка вентиляционных квершлагов и этажных штреков; схема транспортирования руды и тип применяемого оборудования остаются без изменений.

Схема вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений по *варианту 2* представлена на рисунке 2.3.

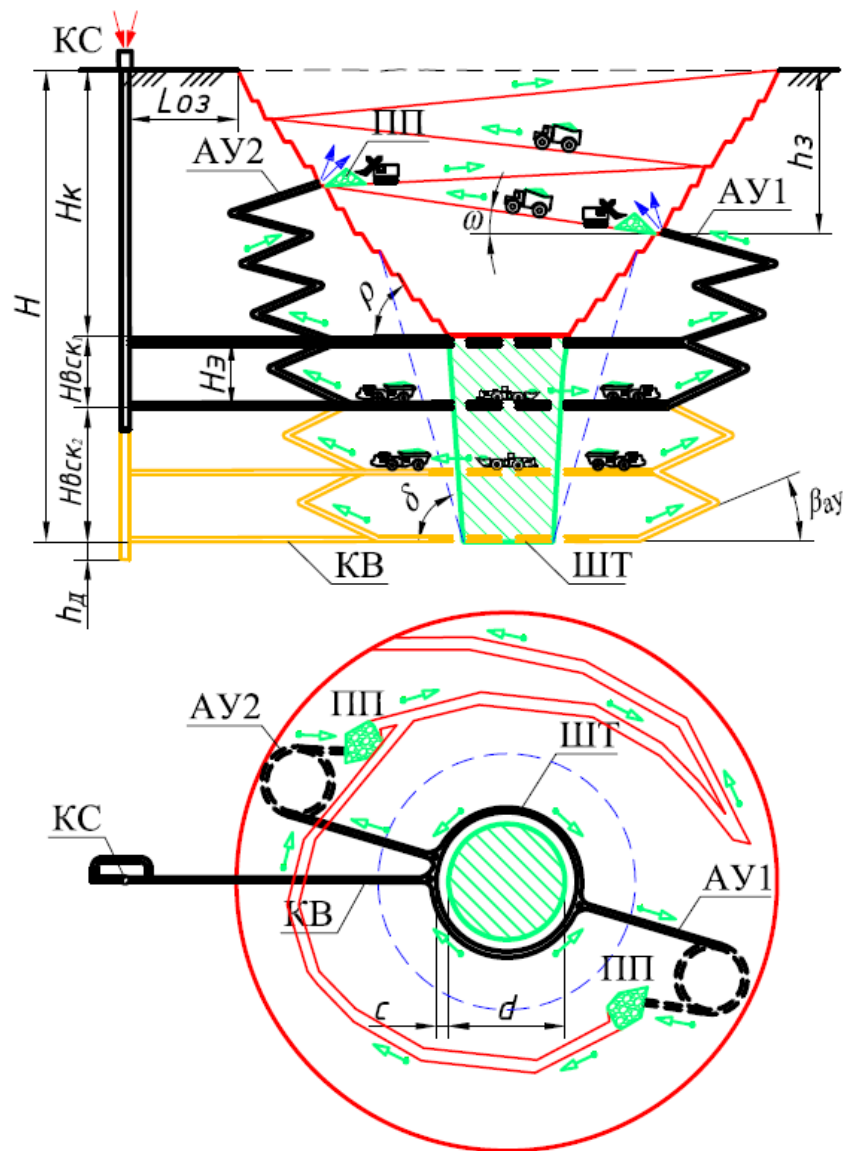


Рисунок 2.3 – Многоэтапное вскрытие рудовыдачными автоуклонами из карьера и вертикальным клетевым стволом с поверхности (вариант 2): АУ – автоуклон; КС – клетевой ствол; КВ – квершлаг; ШТ – штрек; ПП – перегрузочный пункт

Вариант 2 по сравнению с вариантом 1:

- позволяет отказаться от скипового ствола, транспортных квершлагов, капитального рудоспуска и комплекса дробления и загрузки скипов, уменьшить глубину клетевых стволов в первом шаге вскрытия;
- предполагает замену одного вспомогательного наклонного съезда с углом наклона 10° двумя рудовыдачными автоуклонами с углом наклона 8° ;
- предусматривает использование существующей транспортной системы карьера для выдачи руды на поверхность в течение всего периода освоения подкарьерных запасов.

Вариант 3 – многоэтапное вскрытие рудовыдачными автоуклонами из карьера в сочетании с вертикальными скиповым и клетевым стволами с поверхности. Представляет собой комбинацию вариантов 1 и 2: на первом этапе способ и схема вскрытия, схема транспортирования руды и тип применяемого оборудования аналогичны варианту 2, на втором этапе – строительство нового вертикального скипового ствола с поверхности с необходимым комплексом околоствольных и камерных выработок, а также углубка клетевого ствола и одного из автоуклонов, проходка квершлагов и этажных штреков; схема подъема и транспорта руды, тип применяемого оборудования аналогичны варианту 1.

Схема вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений по *варианту 3* представлена на рисунке 2.4.

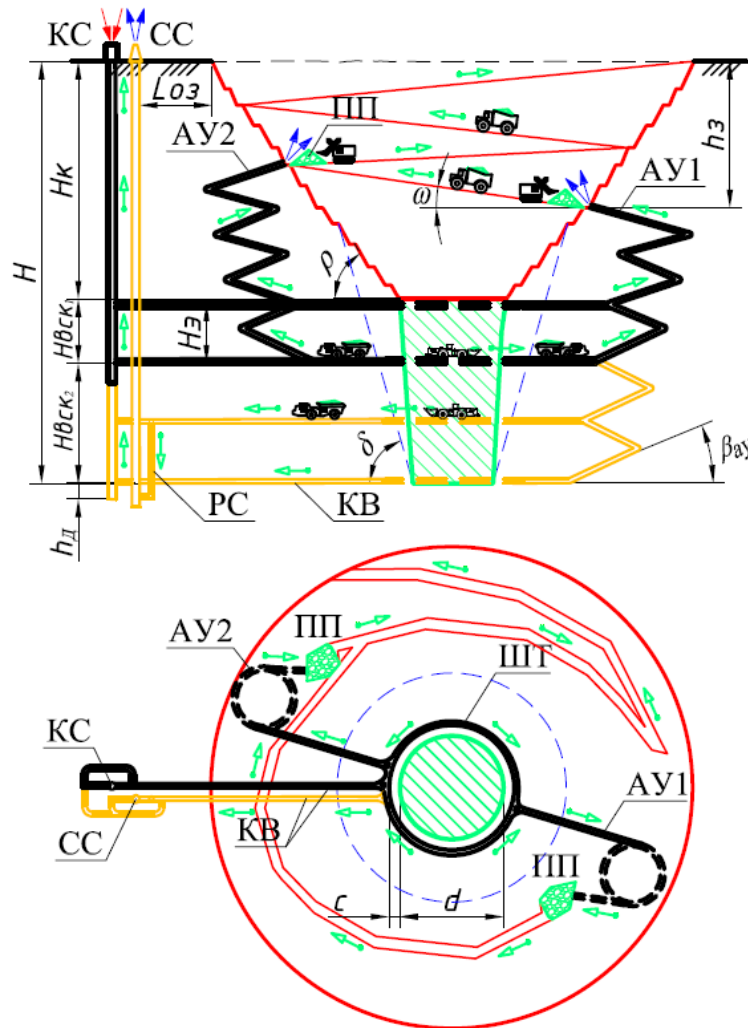


Рисунок 2.4 – Многоэтапное вскрытие рудовыдачными автоуклонами из карьера в сочетании с вертикальными скиповым и клетевым стволами с поверхности (вариант 3): АУ – автоуклон; СС – скиповой ствол; КС – клетевой ствол; KB – квершлаг; ШТ – штрек; PC – рудоспуск; ПП – перегрузочный пункт

Вариант 3 по сравнению с вариантом 1 позволяет перенести объемы работ и соответствующие затраты по строительству скипового ствола, транспортных квершлагов и комплекса дробления и загрузки скипов на более поздние периоды, уменьшить длину капитального рудоспуска.

Вариант 3 по сравнению с вариантом 2:

- позволяет отказаться от одного из автоуклонов на втором этапе освоения подкарьерных запасов;

- предусматривает использование существующей транспортной системы карьера для выдачи руды на поверхность только на первом этапе освоения подкарьерных запасов.

Условия применения схем вскрытия вертикальными клетевыми стволами, наклонными скиповыми (угол наклона 20-45°) или конвейерными (угол наклона 8-18°) стволами, а также штольнями не соответствуют горно-геологическим условиям коренных кимберлитовых месторождений – вертикальное падение рудного тела, большая глубина разработки, относительно небольшие объемы транспортирования руды, добытой подземным способом (от 0,5 до 1,0 млн т/год), следовательно в данной работе они не рассматриваются.

2.3 Обоснование критерия эффективности вариантов вскрытия и их оптимальных параметров

В рамках системного подхода известно, что главное свойство любой системы – это возникновение «принципа эмерджентности» или «системного эффекта». Заключается оно в том, что при объединении элементов у образованной системы появляются новые свойства, которыми ранее не обладал ни один из элементов в отдельности [52, 99]. В связи с этим возникает необходимость установления общего критерия, с помощью которого можно объективно оценить эффективность вариантов вскрытия и определить их оптимальные параметры.

Применяемые при сравнении вариантов вскрытия оценочные показатели рассмотрены с точки зрения их экономического содержания.

В «Типовой методике определения экономической эффективности капитальных вложений» основным критерием принят минимум *приведённых затрат*. Показатель имеет двойственную сущность. С одной стороны, прямое сложение текущих производственных затрат с капитальными вложениями неправомерно, поскольку природа их различна: первые – периодически повторяются, вторые – разовые и единовременные. В большинстве случаев эффективным вариантом считается не тот, который требует минимума текущих затрат, а тот, который дает наименьшие капитальные вложения [100]. С другой стороны, произведение нормативного коэффициента эффективности и суммы капитальных вложений в экономическом смысле характеризует прибавочный продукт. Критерий приведенных затрат применим только при обязательном соблюдении равенства объемов производства и стабильности затрат по годам.

Прибыль – показатель экономической эффективности, отражающий разницу между доходом и себестоимостью реализованной продукции. Вариант с максимальной величиной полученной прибыли является наиболее эффективным из числа рассматриваемых. Критерий позволяет учитывать качественные и количественные характеристики добываемых руд и производительности труда, но не отражает динамику развития горных работ во времени и предполагает наличие достоверных данных о ценности полезного ископаемого [100].

Чистый дисконтированный доход (ЧДД) – показатель экономической эффективности, представляющий собой разницу между всеми денежными притоками и оттоками в течение оцениваемого периода, приведенными к единому моменту оценки [101]. В экономическом смысле показатель показывает величину денежных средств, ожидаемую от инвестирования, после того как доходы окупят первоначальные вложения и периодические затраты. Наиболее эффективным является вариант с наибольшей положительной величиной ЧДД. К достоинствам данного показателя следует отнести: однозначность принятия решений и учет стоимости денежных средств во времени на основе применения коэффициента дисконтирования, величина которого зависит от продолжительности расчетного периода и нормы дисконта [102, 103].

ЧДД включает в себя такие показатели как доход от реализации продукции и эксплуатационные затраты на процессы очистной выемки, которые напрямую не связаны со вскрытием и для сравнения вариантов вскрытия представляются излишними, поскольку при одинаковой технологии добычи и производственной мощности рудника будут абсолютно равными. Следовательно, для объективной оценки вариантов вскрытия необходимо и достаточно учитывать только затраты, связанные со вскрытием.

Таким образом, экономическую эффективность вариантов вскрытия, различающихся продолжительностью строительства рудника и объемом годовых инвестиций, на наш взгляд, целесообразно оценивать по критерию минимума *дисконтированных затрат*, получаемых путем суммирования разновременных капитальных затрат на вскрытие и эксплуатационных затрат на процессы, связанные со вскрытием. Данный показатель является также и критерием оптимальности параметров вскрытия.

2.4 Разработка методики оценки эффективности вариантов вскрытия подкарьерных запасов

Наиболее известным и широко применяемым методом решения оптимизационных задач горного производства является сравнение вариантов. Важнейшим требованием при выполнении расчетов является сопоставимость сравниваемых вариантов, достигаемая применением единых принципов и методов исчисления расчетных показателей [42, 59, 68].

При разработке методики применялись следующие инженерные методы и приемы: статистический, прямые расчеты, аналитический [63, 90].

Статистический метод заключается в систематизированном сборе и обработке фактических или проектных данных. По совокупностям отдельных точек, соответствующих значениям исходных данных, строятся кривые или прямолинейные графики. Полученные результаты, путем обработки методами математической статистики, представляются в виде эмпирических формул.

Статистическим методом установлены зависимости сечения вскрывающих выработок от производственной мощности предприятия [51].

Метод прямых расчетов применяется в случае, когда нет достаточного числа фактических и проектных данных или наблюдается большой разброс исходных показателей, что может привести к значительной погрешности. Метод пригоден для определения величин укрупненных показателей, например капитальных затрат на ГКР: сначала по сечению и протяженности (глубине) выработок определяется их объемы, затем при известной себестоимости проходки 1 м^3 данных выработок устанавливаются суммарные затраты.

Аналитический метод состоит в установлении зависимости между аргументом (параметром) и функцией (показателем) в виде математического уравнения. Взяв первую производную от функции и приравняв ее к нулю, можно решить уравнение относительно искомого параметра. Недостатком является невозможность использования зависимостей, характерных для одной группы месторождений, при рассмотрении объектов с отличными условиями.

Оценка вариантов вскрытия выполняется по критерию минимума дисконтированных затрат. Математическое описание целевой функции ДЗ сводится к минимизации суммы капитальных и эксплуатационных затрат посредством дисконтирования по сложным процентам [104]:

$$ДЗ_i = \sum_{t_0}^T (K_{it} + Э_{it}) \frac{1}{(1 + E_{\text{var}})^t} \rightarrow \min, \text{ руб.}, \quad (2.1)$$

где i – порядковый номер варианта вскрытия;

T – расчетный период, включающий срок строительства ($T_{\text{стр}}$) и срок эксплуатации ($T_{\text{эксп}}$) подземного рудника, по i -му варианту вскрытия, лет;

t_0 – начало расчетного периода; t – расчетный год;

K_{it} – капитальные затраты на вскрытие в t -м году по i -му варианту вскрытия, руб. Распределение капитальных затрат по годам осуществляется на основе календарных графиков строительства;

$Э_{it}$ – эксплуатационные затраты на процессы, связанные со вскрытием, в t -м году по i -му варианту вскрытия, руб. Распределение эксплуатационных затрат

по годам осуществляется равномерно исходя из объема вскрываемых запасов и величины годовой производственной мощности подземного рудника;

E_{var} – переменная норма дисконта, доли ед.

В качестве единого момента дисконтирования ($t_0 = 0$) принимается начало периода по варианту с максимальным сроком строительства. Начало расчетного периода t_0 определяется по формуле:

$$t_0 = \Delta T_{\text{стр}}, \text{ лет}, \quad (2.2)$$

где $\Delta T_{\text{стр}}$ – разница между сроком строительства подземного рудника по варианту с максимальным сроком строительства и i -му варианту вскрытия, лет.

В соответствии с «Методическими рекомендациями по оценке эффективности инвестиционных проектов» при обосновании проектов с длительным горизонтом планирования (более 30 лет) следует применять переменную норму дисконта E_{var} , а ее величину увязывать с годом реализации соответствующего технического решения [105, 106].

Для определения E_{var} предлагается принять зависимость, полученную на основе анализа динамики изменения среднегодовой ключевой ставки (до 2013 г. ставки рефинансирования) Центробанка России за последние 20 лет с учетом поправок на риски при инвестировании в развитие производства на базе освоенной техники, составляющих 5% (рис. 2.5).

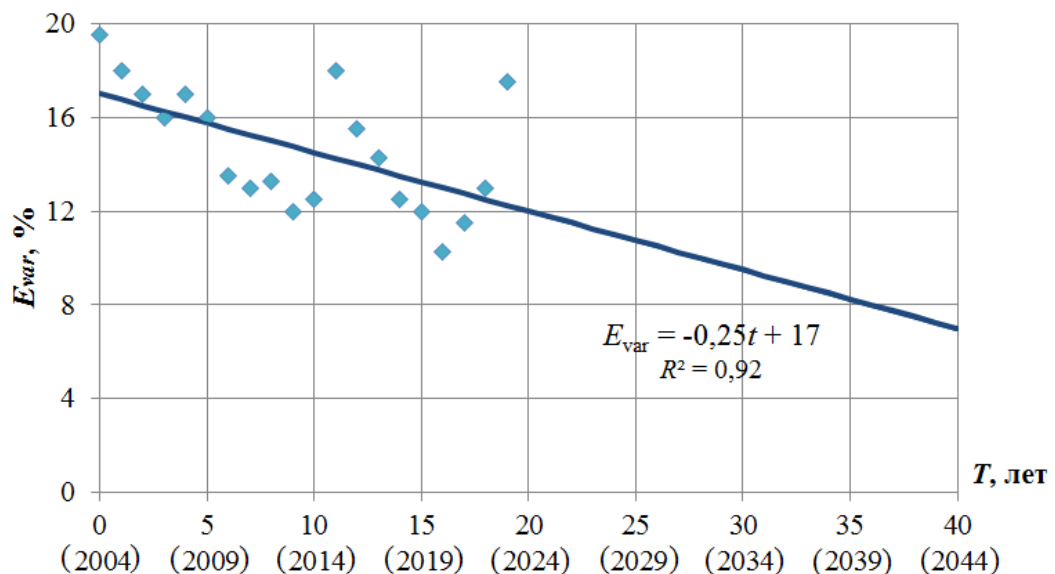


Рисунок 2.5 – Зависимость изменения величины переменной нормы дисконта E_{var}

Таким образом, оценка вариантов вскрытия осуществляется с применением E_{var} , уменьшающейся в пределах от 12% (в 2024 г.) до 4% с шагом 0,25% в год, что позволяет увеличить горизонт планирования с 30 до 45 лет.

Методика расчета годовой производственной мощности рудника

Годовая производственная мощности подземного рудника $A_{\text{шх}}$ определяется по горным возможностям, учитывающим размеры и условия залегания рудных тел, технологию и организацию очистных работ [60]:

$$A_{\text{шх}} = V K_1 K_2 K_3 K_4 S_r \gamma_p (1 - \Pi)/(1 - P), \text{ тыс. т.} \quad (2.3)$$

где V – среднее годовое понижение очистной выемки по всей рудной площади, м. Принимается при $S_r =$ до 4 тыс. м² $V = 26 \div 33$ м; при $S_r = 4 \div 6$ тыс. м² $V = 23 \div 30$ м; при $S_r = 6 \div 12$ тыс. м² $V = 17 \div 25$ м; при $S_r = 12 \div 20$ тыс. м² $V = 13 \div 22$ м; при $S_r =$ более 20 тыс. м² $V = 9 \div 15$ м;

K_1 – поправочный коэффициент, учитывающий угол падения рудного тела, $K_1 = 0,8 \div 1,2$;

K_2 – поправочный коэффициент, учитывающий мощность рудного тела, $K_2 = 0,6 \div 1,25$;

K_3 – поправочный коэффициент, учитывающий применяемую систему разработки, $K_3 = 0,75 \div 1,0$;

K_4 – поправочный коэффициент, учитывающий число этажей, находящихся в одновременной работе, $K_4 = 1,0 \div 1,7$;

S_r – горизонтальная площадь рудного тела, тыс. м². Для кимберлитовых месторождений $S_r = 0,25\pi d^2$;

γ_p – плотность руды в массиве, т/м³. Для кимберлитовых месторождений принимается $\gamma_p = 2,6$ т/м³;

Π , P – коэффициенты, учитывающий потери и разубоживание руды при добыче, соответственно, доли ед.

Методика расчета объема одновременно вскрываемых запасов

Объем вскрываемых запасов $Q_{\text{вск п}}$ определяется из следующих выражений:

а) при одноэтапном вскрытии ($N = 1$; $H_{\text{вск}} = H - H_{\text{к}}$)

$$Q_{\text{вск } n} = 0,25\pi d^2 (H - H_{\text{к}}) \gamma_{\text{р}}, \text{ Т}, \quad (2.4)$$

б) при многоэтапном вскрытии ($N > 1$; $H_{\text{вск}} = H_{\text{вск } 1} + H_{\text{вск } 2} = \sum_{n=1}^N H_{\text{эт}} m_n$)

$$Q_{\text{вск } n} = Q_{\text{вск } 1} + Q_{\text{вск } 2} = 0,25\pi d^2 H_{\text{эт}} m_1 \gamma_{\text{р}} + 0,25\pi d^2 H_{\text{эт}} m_2 \gamma_{\text{р}}, \text{ Т}, \quad (2.5)$$

где N – число этапов (очередей) вскрытия, шт.;

$H_{\text{вск}}$ – глубина (величина шага) вскрытия, м;

d – средний диаметр трубки, м;

H – глубина разведанных запасов трубки, м;

$H_{\text{к}}$ – глубина карьера, м;

$H_{\text{эт}}$ – высота этажа, м;

m_n – число этажей в n -м шаге вскрытия, шт.

Методика расчета суммарных капитальных затрат на вскрытие

Суммарные капитальные затраты K_i на всех этапах вскрытия определяются из выражения:

$$K_i = \sum_{n=1}^N K_i^{\text{ГКР}} + K_i^{\text{НК}} + K_i^{\text{об}}, \text{ руб.}, \quad (2.6)$$

где $K_i^{\text{ГКР}}$ – капитальные затраты на строительство (проведение, крепление и оснащение) горно-капитальных выработок при i -м варианте вскрытия, руб.;

$K_i^{\text{НК}}$ – капитальные затраты на возведение надшахтных зданий, устройство перегрузочных пунктов в карьере при i -м варианте вскрытия, руб.;

$K_i^{\text{об}}$ – капитальные затраты на приобретение проходческого, подъемного и транспортного оборудования при i -м варианте вскрытия, руб.

Капитальные затраты на ГКР $K_i^{\text{ГКР}}$ определяются по формуле:

$$K_i^{\text{ГКР}} = \sum_{n=1}^N V_{\text{ГКР}} Z_{\text{ГКР}} = \sum_{n=1}^N \sum_{g=1}^G H_{\text{ств } g} S_{\text{ств } g} Z_{\text{ств } g} + \sum_{n=1}^N \sum_{j=1}^J L_{\text{ay } j} S_{\text{ay } j} Z_{\text{ay } j} + \sum_{n=1}^N L_{\text{кв}} G(m_n + 1) S_{\text{кв}} Z_{\text{кв}} + \\ + \sum_{n=1}^N L_{\text{шт}} (m_n + 1) S_{\text{шт}} Z_{\text{шт}} + \sum_{n=1}^N H_{\text{рс}} S_{\text{рс}} Z_{\text{рс}} + V_{\text{од}} (m_n + 1) Z_{\text{од}}, \text{ руб.}, \quad (2.7)$$

где $V_{\text{гкр}}$ – объем горно-капитальных работ в n -м шаге вскрытия, м^3 ;

$Z_{\text{гкр}}$ – средние затраты на строительство 1 м^3 горно-капитальных выработок различного назначения, $\text{руб}/\text{м}^3$;

G – число вертикальных стволов в n -м шаге вскрытия, шт.;

J – число транспортных уклонов (наклонных съездов) в n -м шаге вскрытия, шт.;

$H_{\text{ств}}$ – глубина вертикального ствола, м;

$L_{\text{ау}}$ – длина (протяженность) транспортного уклона (наклонного съезда), м;

$L_{\text{кв}}$ – длина квершлага на горизонте, м;

$L_{\text{шт}}$ – длина этажного штрека на горизонте, м;

$H_{\text{рс}}$ – длина капитального рудоспуска, м;

$S_{\text{ств}}, S_{\text{ау}}, S_{\text{кв}}, S_{\text{шт}}, S_{\text{рс}}$ – площадь поперечного сечения (в черне) вертикального ствола, транспортного уклона (наклонного съезда), квершлага, этажного штрека, капитального рудоспуска, м^2 ;

$V_{\text{од}}$ – объем околоствольных и камерных выработок на горизонте, м^3 .

$Z_{\text{ств}}, Z_{\text{ау}}, Z_{\text{кв}}, Z_{\text{шт}}, Z_{\text{рс}}, Z_{\text{од}}$ – затраты на строительство (углубку) 1 м^3 вертикального ствола, транспортного уклона (наклонного съезда), квершлага, этажного штрека, капитального рудоспуска, околоствольных и камерных выработок, $\text{руб}/\text{м}^3$.

Глубина вертикального ствола $H_{\text{ств}}$ определяется по формуле:

$$H_{\text{ств}} = H_{\text{к}} + H_{\text{эт}} m_{\text{п}} + h_{\text{д}}, \text{ м}, \quad (2.8)$$

где $H_{\text{к}}$ – глубина карьера, м;

$h_{\text{д}}$ – глубина зумпфа вертикального ствола, м. Принимается для скипового ствола $h_{\text{д}} = 70$ м, клетового ствола – $h_{\text{д}} = 40$ м.

Длина транспортного уклона (наклонного съезда) $L_{\text{ау}}$ рассчитывается по формуле:

$$L_{\text{ау}} = \frac{H_{\text{к}} - h_{\text{з}} + H_{\text{эт}} m_{\text{п}}}{\sin \beta_{\text{ау}}}, \text{ м}, \quad (2.9)$$

где h_3 – глубина заложения автоуклона в карьере относительно поверхности, м;

β_{ay} – угол наклона автоуклона, град. Для передвижения груженых ШАС принимается $\beta_{ay} = 8^\circ$, порожних – $\beta_{ay} = 10-12^\circ$.

Длина квершлага $L_{кв}$ на горизонте рассчитывается исходя из следующих выражений:

если $\alpha \geq \delta$

$$L_{кв} = \frac{H}{\operatorname{tg} \delta} + l_{03} - c, \text{ м}, \quad (2.11)$$

если $\alpha < \delta$

$$L_{кв} = \frac{H}{\operatorname{tg} \alpha} + l_{03} - c, \text{ м}, \quad (2.12)$$

где α – угол падения трубки, град.;

δ – угол сдвижения вмещающих пород, град.;

l_{03} – предохранительная берма от карьера до ствола, м. Принимается $l_{03} = 100$ м;

c – безопасное расстояние от штрека до рудного тела, м. Для условий кимберлитовых месторождений принимается $c = 20$ м.

Длина заезда на этаж $L_{кв}$ из транспортного уклона (наклонного съезда) определяется по формуле:

$$L_{кв} = \frac{H_k - h_3}{\operatorname{tg} \rho}, \text{ м}. \quad (2.13)$$

где ρ – генеральный угол наклона бортов карьера, град.

Длина этажного штрека $L_{шт}$ на горизонте определяется на основе формулы длины окружности:

$$L_{шт} = \pi(d + 2c), \text{ м}. \quad (2.14)$$

Длина капитального рудоспуска $H_{рс}$ определяется по формуле:

$$H_{рс} = H_{эт}(m_n - 1), \text{ м}. \quad (2.15)$$

Площадь поперечного сечения (вчерне) вертикального скипового ствола $S_{\text{ств}}$ определяется по эмпирической зависимости от $A_{\text{шх}}$ [51]:

$$S_{\text{ств}} = k_{\text{кр}} (23,4 + 3,6 A_{\text{шх}}), \text{ м}^2, \quad (2.16)$$

где $k_{\text{кр}}$ – коэффициент, учитывающий толщину крепи вертикального ствола. При применении бетонной крепи толщиной 400 мм принимается $k_{\text{кр}} = 1,2$.

Площадь поперечного сечения (вчерне) вертикального клетевое ствoла $S_{\text{ств}}$, как выработки пропускающей наибольший объем воздуха, определяется по максимальной скорости движения вентиляционной струи [60], м^2 :

$$S_{\text{ств}} = k_{\text{кр}} Q_{\text{ш}} / v, \text{ м}^2, \quad (2.17)$$

где v – максимальная скорость движения вентиляционной струи в выработке, м/с . В выработках для спуска-подъема людей и грузов принимается $v = 8 \text{ м/с}$;

$Q_{\text{ш}}$ – потребное количество воздуха для разбавления до санитарных норм выхлопных газов при работе машин с двигателем внутреннего сгорания, $\text{м}^3/\text{мин}$. Определяется по формуле:

$$Q_{\text{ш}} = 6,8 K_{\text{од}} N_{\text{д}} K_{\text{п}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (2.18)$$

где $K_{\text{од}}$ – коэффициент одновременности, согласно [107] $K_{\text{од}} = 0,85$;

$K_{\text{п}}$ – коэффициент потерь, согласно [107] $K_{\text{п}} = 1,2$;

$N_{\text{д}}$ – суммарная номинальная мощность всех двигателей, кВт. Определяется по формуле:

$$N_{\text{д}} = n_{\text{шас}} N_{\text{шас}} + n_{\text{пдм}} N_{\text{пдм}}, \text{ кВт}, \quad (2.19)$$

где $n_{\text{шас}}$, $n_{\text{пдм}}$ – количество одновременно работающих ШАС и ПДМ, шт.;

$N_{\text{шас}}$, $N_{\text{пдм}}$ – мощность двигателя ШАС и ПДМ, кВт. Принимается по данным таблицы 2.3.

Таблица 2.3 – Мощность двигателя ШАС и ПДМ в зависимости от их типоразмера

Типоразмер машины	Мощность двигателя, кВт
Шахтный автосамосвал	
Грузоподъемность 32 т	298
Грузоподъемность 42 т	399
Грузоподъемность 54 т	567
Погрузо-доставочная машина	
Грузоподъемность 7 т	144
Грузоподъемность 10 т	186
Грузоподъемность 14 т	250

Площадь поперечного сечения (вчерне) автоуклона $S_{ав}$, квершлага $S_{кв}$, и этажного штрека $S_{шт}$ с применением автомобильного транспорта определяется по типоразмерам ШАС, применяемых для обеспечения заданной $A_{шх}$ [108]:

$$S_{ав} = S_{кв} = S_{шт} = k_{кр} (A + b_1 + b_2 (h + h_{до} + r)), \text{ м}^2, \quad (2.20)$$

где $k_{кр}$ – коэффициент, учитывающий толщину крепи горизонтальной выработки. При применении комбинированной крепи (металлической арочной крепи СВП-22 в сочетании с анкерной крепью) толщиной 190 мм принимается $k_{кр} = 1,15$;

A – ширина автосамосвала, м. Принимается по данным таблицы 2.4;

b_1, b_2 – расстояние (зазор) от одной и второй стенки выработки до машины, м;

h – высота автосамосвала, м. Принимается по данным таблицы 2.4;

$h_{до}$ – высота дополнительного оборудования с учетом минимальных зазоров, м;

r – радиус боковых дуг, м. Определяется по формуле:

$$r = 0,175 (A + b_1 + b_2), \text{ м}. \quad (2.21)$$

Таблица 2.4 – Габариты ШАС в зависимости от его типоразмера

Типоразмер машины	Ширина машины, м	Высота машины, м
Шахтный автосамосвал		
Грузоподъемность 32 т	3,07	2,57
Грузоподъемность 42 т	3,18	2,80
Грузоподъемность 54 т	3,20	3,48

Капитальные затраты на возведение надшахтных зданий и устройство перегрузочных пунктов в карьере $K_i^{\text{НК}}$ определяются по формуле:

$$K_i^{\text{НК}} = \sum_{n=1}^N GZ_{\text{нз}} + J(Z_{\text{порт}} + Z_{\text{пп}}), \text{ руб.}, \quad (2.22)$$

где $Z_{\text{нз}}$ – затраты на возведение надшахтного здания, руб.;

$Z_{\text{порт}}, Z_{\text{пп}}$ – затраты на сооружение портала транспортного уклона (наклонного съезда) и устройство перегрузочного пункта в карьере, руб.

Капитальные затраты на приобретение проходческого, подъемного и транспортного оборудования $K_i^{\text{об}}$ определяются по формуле:

$$K_i^{\text{об}} = \sum_{n=1}^N n_{\text{пр}} Z_{\text{пр}} + n_{\text{под}} Z_{\text{под}} + n_{\text{тр}} Z_{\text{тр}}, \text{ руб.}, \quad (2.23)$$

где $n_{\text{пр}}, n_{\text{под}}, n_{\text{тр}}$ – необходимое количество единиц проходческого, подъемного и транспортного оборудования, шт.;

$Z_{\text{пр}}, Z_{\text{под}}, Z_{\text{тр}}$ – стоимость единицы проходческого, подъемного и транспортного оборудования, руб.

Методика расчета суммарных эксплуатационных затрат на процессы, связанные со вскрытием

Суммарные эксплуатационные затраты \mathcal{E}_i на процессы, связанные со вскрытием, на всех этапах вскрытия определяются из выражения:

$$\mathcal{E}_i = \sum_{n=1}^N \mathcal{E}_i^{\text{подд}} + \mathcal{E}_i^{\text{под}} + \mathcal{E}_i^{\text{тр}} + \mathcal{E}_i^{\text{пер}}, \text{ руб.}, \quad (2.24)$$

где $\mathcal{E}_i^{\text{подд}}$ – эксплуатационные затраты на поддержание горно-капитальных выработок при i -м варианте вскрытия, руб.;

$\mathcal{E}_i^{\text{под}}$ – эксплуатационные затраты на подъем добытой руды на поверхность при i -м варианте вскрытия, руб.;

$\mathcal{E}_i^{\text{тр}}$ – эксплуатационные затраты на внутришахтный и внутрикарьерный транспорт добытой руды при i -м варианте вскрытия, руб.;

$\mathcal{E}_i^{\text{пер}}$ – эксплуатационные затраты на перегрузку руды в карьере при i -м варианте вскрытия, руб.

Эксплуатационные затраты на поддержание горно-капитальных выработок $\mathcal{E}_i^{\text{подд}}$ определяются по формуле:

$$\mathcal{E}_i^{\text{подд}} = \sum_{n=1}^N V_{\text{гкр}} \mathcal{Z}_{\text{гкр}} N_{\text{подд}}, \text{ руб.}, \quad (2.25)$$

где $N_{\text{подд}}$ – норма отчислений на поддержание горно-капитальных выработок, доли ед. Принимается $N_{\text{подд}} = 0,01$.

Эксплуатационные затраты на подъем руды по вертикальному скиповому стволу на поверхность $\mathcal{E}_i^{\text{под}}$ определяются по формуле:

$$\mathcal{E}_i^{\text{под}} = \sum_{n=1}^N \left(\frac{H_{\text{к}} + 0,5H_{\text{эт}}m_n + h_{\text{д}}}{1000 \cdot \sin \beta_{\text{ств}}} \right) \mathcal{Z}_{\text{под}} \frac{Q_{\text{вск н}}(1-\Pi)}{(1-P)}, \text{ руб.}, \quad (2.26)$$

где $\mathcal{Z}_{\text{под}}$ – затраты на подъем 1 т добытой руды по 1 км ствола, руб/т·км.

Эксплуатационные затраты на транспортирование руды по транспортному уклону (с учетом заезда на этаж) в карьер $\mathcal{E}_i^{\text{тр}}$ определяются по формуле:

$$\mathcal{E}_i^{\text{тр}} = \sum_{n=1}^N \left(\frac{H_{\text{к}} - h_3 + 0,5H_{\text{эт}}m_n}{1000 \cdot \sin \beta_{\text{ay}}} + \frac{1}{2000} \left(\frac{H_{\text{к}} - h_3}{\text{tg } \rho} - c \right) \right) \mathcal{Z}_{\text{тр шас}} \frac{Q_{\text{вск н}}(1-\Pi)}{(1-P)}, \text{ руб.}, \quad (2.27)$$

где $\mathcal{Z}_{\text{тр шас}}$ – затраты на транспортирование 1 т добытой руды по 1 км подземной горной выработки, руб/т·км.

Эксплуатационные затраты на транспортирование руды по квершлагу до капитального рудоспуска $\mathcal{E}_i^{\text{тр}}$ определяются исходя из следующих выражений:

если $\alpha \geq \delta$

$$\mathcal{E}_i^{\text{тр}} = \sum_{n=1}^N \frac{1}{2000} \left(\frac{H}{\text{tg } \delta} + l_{\text{оз}} - c \right) \mathcal{Z}_{\text{тр шас}} \frac{Q_{\text{вск н}}(1-\Pi)}{(1-P)}, \text{ руб.}, \quad (2.28)$$

если $\alpha < \delta$

$$\mathcal{E}_i^{\text{тр}} = \sum_{n=1}^N \frac{1}{2000} \left(\frac{H}{\text{tg } \alpha} + l_{\text{оз}} - c \right) \mathcal{Z}_{\text{тр шас}} \frac{Q_{\text{вск н}}(1-\Pi)}{(1-P)}, \text{ руб.}, \quad (2.29)$$

Эксплуатационные затраты на транспортирование руды по этажному штреку до квершлага $\mathcal{E}_i^{\text{под}}$ определяются по формуле:

$$\mathcal{E}_i^{\text{тр}} = \sum_{n=1}^N \frac{\pi(d+2c)}{4000} \mathcal{Z}_{\text{тр шас}} \frac{Q_{\text{вск } n}(1-\Pi)}{(1-P)}, \text{ руб.}, \quad (2.30)$$

Эксплуатационные затраты на транспортирование руды по карьерным съездам на поверхность $\mathcal{E}_i^{\text{под}}$ определяются по формуле:

$$\mathcal{E}_i^{\text{тр}} = \sum_{n=1}^N \left(\frac{h_3}{1000 \cdot \sin \omega} \right) \mathcal{Z}_{\text{тр кас}} \frac{Q_{\text{вск } n}(1-\Pi)}{(1-P)}, \text{ руб.}, \quad (2.31)$$

где ω – угол наклона карьерного съезда, град.;

$\mathcal{Z}_{\text{тр кас}}$ – затраты на транспортирование 1 т добытой руды по 1 км карьерного съезда, руб/т·км.

Методика расчета необходимого количества автосамосвалов

Расчетное число рабочих автосамосвалов $n_{\text{шас}}$ определяется по формуле [109] с округлением до большего целого числа:

$$n_{\text{шас}} = \Pi / \Pi_1, \text{ шт.}, \quad (2.32)$$

где Π – заданная сменная производительность подземного рудника, т/смену.

Определяется по формуле:

$$\Pi = A_{\text{шх}} / n_{\text{смен}}, \text{ т/смену}, \quad (2.33)$$

где $n_{\text{смен}}$ – количество рабочих смен в году. Принимаем $n_{\text{смен}} = 305 \times 3 = 915$ смен при 6-ти дневной неделе;

Π_1 – расчетная сменная производительность одного автосамосвала, т/смену.

$$\Pi_1 = (60 t_{\text{см}} Q_a k_n) / T_p k_n, \text{ т/смену}, \quad (2.34)$$

где $t_{\text{см}}$ – сменная продолжительность работы автосамосвала, $t_{\text{см}} = 7$ ч/смену;

k_n – коэффициент, учитывающий неравномерность движения автосамосвала при транспортировании, при наличии аккумулялирующих емкостей – рудоспусков принимается $k_n = 1,2$;

$k_{и}$ – коэффициент внутрисменного использования работы автосамосвала, учитывающий подготовительно-заключительные операции, перегон к месту работы и другие операции не связанные с основной работой, $k_{и} = 0,7-0,9$;

$Q_{шас}$ – расчетная загрузка автосамосвала при его погрузке самоходной ПДМ, т. Определяется из выражения:

$$Q_{шас} = k_3 V_{шас} \gamma_n T, \quad (2.35)$$

где k_3 – коэффициент загрузки кузова по объему, $k_3 = 0,8-0,95$;

$V_{шас}$ – паспортная вместимость кузова автосамосвала, м³;

γ_n – насыпная плотность руды, т/м³. Принимаем $\gamma_n = \gamma_p / 1,5$;

T_p – продолжительность одного рейса автосамосвала, мин. Определяется по формуле:

$$T_p = t_{погр} + t_{гр} + t_{разгр} + t_{пор} + t_{разм}, \text{ мин}, \quad (2.36)$$

где $t_{погр}$, $t_{гр}$, $t_{разгр}$, $t_{пор}$, $t_{разм}$ – затраты времени на погрузку, движение с грузом до пункта разгрузки, разгрузку, обратное движение порожняком, ожидание машин на разминовках, соответственно, мин.

Продолжительность погрузки автосамосвала $t_{погр}$ определяется по формуле:

$$t_{погр} = Q_{шас} / П_{погр}, \text{ мин}, \quad (2.37)$$

где $П_{погр}$ – производительность погрузочной машины, т/мин.

Продолжительность разгрузки автосамосвалов $t_{разгр} = 1$ мин.

Продолжительность движения автосамосвала в грузовом $t_{гр}$ и порожняковом $t_{пор}$ направлениях:

$$t_{гр} = (60 L_{гр}) / (k_{сх} v_{гр}), \text{ мин}, \quad (2.38)$$

$$t_{пор} = (60 L_{пор}) / (k_{сх} v_{пор}), \text{ мин}, \quad (2.39)$$

где $L_{гр}$, $L_{пор}$ – длина транспортирования в грузовом и порожняковом направлениях, км;

$v_{гр}$, $v_{пор}$ – скорость движения в грузовом и порожняковом направлениях, км/ч.

Принимается $v_{гр} = 8$ км/ч, $v_{пор} = 12$ км/ч;

$k_{сх}$ – коэффициент, учитывающий среднеходовую скорость движения автосамосвала, $k_{сх} = 0,75$.

Продолжительность ожидания машин на разминовках $t_{разм}$ при работе нескольких машин на однополосных транспортных выработках определяется по формуле:

$$t_{разм} = n_{разм} t_{разм}, \text{ МИН,} \quad (2.40)$$

где $n_{разм}$ – число разминовок, шт.;

$t_{разм}$ – продолжительность ожидания на разминовках, мин, $t_{разм} = 3$ мин.

Предлагаемая методика расчета основных ТЭП и критерия эффективности вариантов вскрытия адаптирована применительно к условиям комбинированной разработки кимберлитовых месторождений и отличается от существующих учетом совокупного эффекта от снижения капитальных и эксплуатационных затрат и сокращения сроков строительства подземного рудника на основе определения начала расчетного периода, а также объема одновременно вскрываемых запасов, геометрических параметров карьера, протяженности автоуклонов, средней длины транспортирования руды на всех этапах вскрытия.

В методике не учитываются затраты на возведение объектов поверхностной инфраструктуры (административно-бытовой комбинат, котельная, механические мастерские, гаражи, электростанция и др.), приобретение и монтаж стационарного оборудования (вентилятор главного проветривания, водоотливная, калориферная и компрессорная установки), в силу их незначительного отличия в зависимости от применяемого способа и схемы вскрытия.

Следует подчеркнуть, что суммарные затраты следует считать условными и не могут служить основанием для расчета сметной стоимости строительства.

2.5 Составление алгоритма и компьютерной программы для экономико-математического моделирования

Представленные в методике математические формулы (2.1-2.40) положены в основу алгоритма выбора наиболее эффективного варианта вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений [104]. Разработанный алгоритм описывает последовательность действий по определению основных ТЭП и интегрального критерия и состоит из 2-х терминаторов (пуск-остановка), 4-х блоков данных (ввод-вывод информации), 3-х логических и 12-ти вычислительных блоков (рис. 2.6).

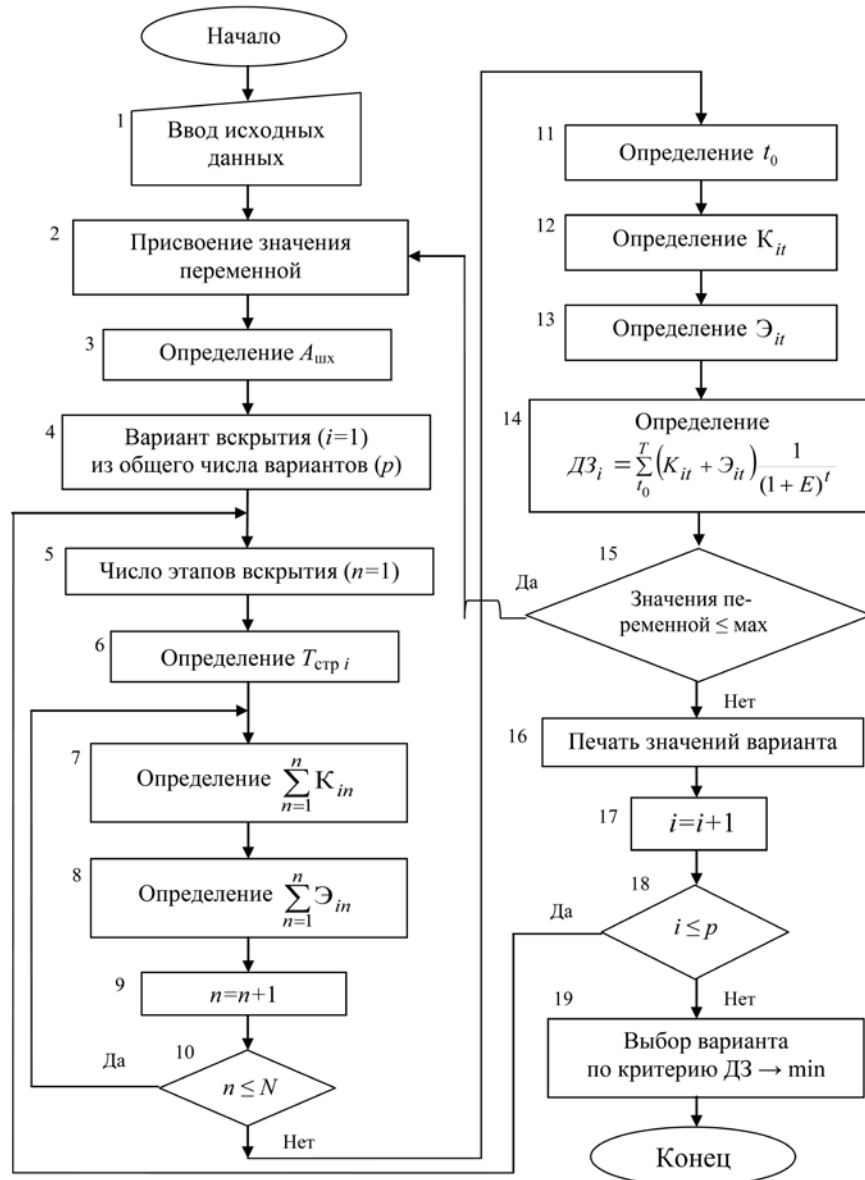


Рисунок 2.6 – Блок-схема алгоритма выбора варианта вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений

Начало проведения эксперимента.

Блок 1. Ввод исходной горно-геологической, горнотехнической и экономической информации.

Блок 2. Обеспечение управляющего воздействия на характеристики и поддержание актуальности модели путем присвоения значения переменным.

Блок 3. Расчет годовой производственной мощности рудника $A_{\text{шх}}$.

Блок 4. Выбор конкурентоспособных вариантов в количестве p из общего числа возможных. Рассмотрение первого варианта. Присвоение значения $i = 1$.

Блок 5. Определение расчетного периода в соответствии с числом этапов вскрытия N по i -му варианту. Присвоение значения $n = 1$.

Блок 6. Определение срока ввода рудника в эксплуатацию $T_{\text{стр}}$ для $n = 1$ на основе построения календарных графиков строительства.

Блок 7. Расчет капитальных затрат K_i для $n = 1$.

Блок 8. Расчет эксплуатационных затрат \mathcal{E}_i для $n = 1$.

Блок 9. Присвоение значения $n = n + 1$.

Блок 10. Проверка условия $n \leq N$, если «Да», то возврат к блокам 7 и 8 и дальнейший расчет K_i и \mathcal{E}_i для $n = n + 1$, если «Нет», то переход к следующему блоку.

Блок 11. Определение начала расчетного периода t_0 путем сравнения $T_{\text{стр}}$.

Блок 12. Расчет годовых капитальных затрат K_{it} для $n = N$.

Блок 13. Расчет годовых эксплуатационных затрат \mathcal{E}_{it} для $n = N$.

Блок 14. Расчет дисконтированных затрат DZ_i для варианта $i = 1$.

Блок 15. Если значения переменных $\leq \text{max}$, то возврат к блоку 2 и повтор всех предыдущих операций с новыми значениями переменных, если «Нет», то переход к следующему блоку.

Блок 16. Вывод на печать и занесение в таблицу ТЭП по варианту $i = 1$.

Блок 17. Рассмотрение следующего варианта. Присвоение значения $i = i + 1$.

Блок 18. Проверка условия $i \leq p$, если «Да», то возврат к блоку 5 и повторение всех расчетных и логических операций для $i = i + 1$, если «Нет», то переход к следующему блоку.

Блок 19. Анализ полученных ТЭП и сравнение каждого i -го варианта по критерию $DZ_i \rightarrow \min$, представляющим собой некоторую функцию, которая должна принять свое экстремальное значение при выборе наилучшего варианта.

Окончание выполнения эксперимента.

Сложность и трудоемкость расчетов, многовариантность поставленной задачи обуславливает привлечение современных компьютерных средств, упрощающих и многократно ускоряющих процедуры проведения экспериментов и получения результатов [107]. Для этой цели составлена расчетная программа в приложении *Excel* пакета программ *Microsoft Office*.

Проверка разработанной модели на соответствие получаемых результатов объекту моделирования выполнена на примере трубки «Юбилейная».

В соответствии с «ТЭО постоянных разведочных кондиций для подсчета запасов алмазов трубки «Юбилейная» до гор. -680 м (абс.)» (Институт «Якутнипроалмаз», г. Мирный, 2016 г.) рассмотрены два варианта вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовой трубки «Юбилейная» в отм. -100/-680 м:

а) вариант 1 – вскрытие двумя центрально-расположенными вертикальными скиповым и клетевым стволами и одним вспомогательным вентиляционным стволом с поверхности (отм. +624 м), проходимыми на полную глубину разведанных запасов (отм. -680 м);

б) вариант 2 – вскрытие двумя центрально-расположенными вертикальными скиповым и клетевым стволами с поверхности (отм. +624 м), проходимыми на полную глубину разведанных запасов (отм. -740 м), и одним вспомогательным наклонным съездом с борта карьера (отм. +485 м) под углом 9° для ускоренного вскрытия верхнего этажа (отм. -130 м).

Во всех вариантах приняты одинаковыми: способ вентиляции рудника – нагнетательный, схема подъема и транспортирования руды на поверхность – подъем по скиповому стволу, внутришахтный транспорт – автосамосвалами с разгрузкой через капитальный рудоспуск, расположенный вблизи скипового ствола, на горизонт дробления и загрузки скипов. Свежий воздух подается на рабочие горизонты по клетевому стволу, загрязненный воздух по варианту 1

выдается на поверхность по вентиляционному стволу, по варианту 2 – по скиповому стволу.

Сравнение результатов ЭММ и данных ТЭО представлено в таблице 2.5. В качестве оценочных показателей использованы объем ГКР и срок строительства подземного рудника.

Таблица 2.5 – Сравнение результатов ЭММ и данных ТЭО

Показатель	Вариант 1	Вариант 2
1. Объем ГКР по данным ТЭО, тыс. м ³	1019,1	961,7
- скиповой ствол $S_{\text{ств}}=50,2\text{м}^2$, $H_{\text{ств}}=1364\text{м}$	68,5	68,5
- клетевой ствол $S_{\text{ств}}=50,2\text{м}^2$, $H_{\text{ств}}=1364\text{м}$	68,5	68,5
- вентиляционный ствол $S=50,2\text{м}^2$, $H_{\text{ств}}=1075\text{м}$	54,0	-
- наклонный съезд $S_{\text{ay}}=18,7\text{м}^2$, $L_{\text{ay}}=4000\text{м}$	-	77,2
- горизонт -130м $S_{\text{кв}}=S_{\text{шт}}=18,7\text{м}^2$	197,5	170,3
- горизонт -280м $S_{\text{кв}}=S_{\text{шт}}=18,7\text{м}^2$	216,5	189,8
- горизонт -480м $S_{\text{кв}}=S_{\text{шт}}=18,7\text{м}^2$	224,8	198,2
- горизонт -680м $S_{\text{кв}}=S_{\text{шт}}=18,7\text{м}^2$	179,2	179,2
- горизонт зумпфowego водоотлива -740м	6,7	6,7
- рудоспуск $S_{\text{рс}}=7,3\text{м}^2$, $H_{\text{рс}}=460\text{м}$	3,3	3,3
2. Срок ввода подземного рудника в эксплуатацию по данным ТЭО, лет	9,0	8,0
1. Объем ГКР, полученный при ЭММ, тыс. м ³	944,7	911,2
2. Срок ввода подземного рудника в эксплуатацию, полученный при ЭММ, лет	8,4	7,8
Расхождение в результатах по объему ГКР, %	7,3	5,2
Расхождение в результатах по сроку ввода рудника в эксплуатацию, %	6,7	2,5

Результаты сравнения показали хорошую сходимость двух методов расчета – расхождение по величине объема ГКР составляет не более 8%, а по сроку строительства подземного рудника – не более 7%.

Таким образом, на основе методики, алгоритма расчета и компьютерной программы создана экономико-математическая модель вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений, которая сохраняет свою пригодность и адекватность применения в широком диапазоне изменения факторов.

2.6 Выводы по главе 2

1. С позиций системного подхода дано определение горнотехнической системы вскрытия при комбинированной разработке месторождений как совокупность взаимосвязанных горных выработок, геотехники и технологических процессов, функционирующих в условиях наличия карьерного пространства и обеспечивающих доступ к запасам, предназначенным для подземной разработки, в целях реализации главной (выдача руды на поверхность) и вспомогательных функций (вентиляция, водоотлив, спуск и подъем людей и др.).

2. Установлены и сгруппированы основные параметры (конструктивные, технологические и функциональные) и факторы (природные, горнотехнические и экономические), влияющие на эффективность вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке месторождений.

3. На основе анализа мирового опыта и существующих классификаций предложена систематизация вариантов вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке месторождений по признакам, характеризующим способ и схему вскрытия и определяющим объем вскрываемых запасов, величину капитальных вложений и срок строительства рудника, – этапность вскрытия (единовременно на полную глубину распространения запасов или очередями на глубину шага вскрытия), тип главных (рудовыдачных) вскрывающих выработок (вертикальный ствол, наклонный ствол, автоуклон или их сочетание) и место их заложения (поверхность, карьер или их сочетание).

4. В соответствии с систематизацией сконструированы три технически рациональных варианта вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке кимберлитовых месторождений, предусматривающих использование комплексов самоходного оборудования на проходческих и очистных работах, транспортировании руды и обеспечивающих сокращение сроков строительства подземного рудника за счет заложения вскрывающих выработок в карьере.

5. Обоснован критерий эффективности вариантов вскрытия, различающихся объемом инвестиций и продолжительностью строительства рудника, – минимум суммарных дисконтированных капитальных и эксплуатационных затрат на процессы, связанные со вскрытием, учитывающий совокупный эффект от снижения затрат и сокращения сроков ввода рудника в эксплуатацию.

6. Разработаны методика, алгоритм и расчетная компьютерная программа для выбора наиболее эффективного варианта вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений по критерию минимума дисконтированных затрат в зависимости от глубины разведанных запасов трубки, глубины карьера и производственной мощности подземного рудника.

ГЛАВА 3 ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ И ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ КИМБЕРЛИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

3.1 Оптимизация конструктивных и технологических параметров вскрытия с учетом влияния горно-геологических и горнотехнических факторов

Анализ горно-геологических и горнотехнических условий разработки кимберлитовых месторождений Якутии (табл. 3.1) показал, что угол падения трубки (α), угол сдвижения вмещающих пород (δ), крепость руд и пород (f_p и f_n), объемный вес руд и пород (γ_p и γ_n), генеральный угол наклона бортов карьера (ρ), изменяются незначительно и поэтому приняты детерминированными: $\alpha = 90^\circ$, $\delta = 65^\circ$, $f_p = 2-6$, $f_n = 4-8$, $\gamma_p = \gamma_n = 2,6 \text{ т/м}^3$, $\rho = 50^\circ$.

Изменяемыми в широком диапазоне факторами, которые рассматриваются в работе в качестве базовых аргументов, являются [91]:

- горно-геологические: средний диаметр трубки ($d = 80-200 \text{ м}$), глубина разведанных запасов трубки ($H = 700-900 \text{ м}$);

- горнотехнические: предельная глубина карьера ($H_k = 400-600 \text{ м}$), глубина распространения запасов под дном карьера ($H_{\text{гпр}} = 200-400 \text{ м}$), определяемая как разница между H и H_k , годовая производственная мощность подземного рудника ($A_{\text{шх}} = 0,5-1,0 \text{ млн т/год}$), определяемая по горным возможностям в зависимости от d с учетом технологии и организации ведения очистных работ (табл. 3.2).

Таблица 3.2 – Производительность рудника в зависимости от диаметра трубки

Средний диаметр трубки, м	Горизонт. площадь рудного тела, тыс. м ²	Среднее годовое понижение очистной выемки, м	Коэф-т на угол падения рудного тела	Коэф-т на мощность рудного тела	Коэф-т на систему разработки	Коэф-ты потерь и разубоживания	Производ. мощность рудника, млн т/год
d	S_r	V	K_1	K_2	K_3	П / Р	$A_{\text{шх}}$
80	5,0	36	1,2	0,6	0,85	0,98 / 0,92	0,5
140	11,3	30					0,75
200	22,7	24					1,0

Таблица 3.1 – Условия разработки кимберлитовых месторождений Якутии [2, 6]

Наименование	Усл. обоз.	Кимберлитовые трубки									Принятое значение
		Эксплуатируемые				Перспективные для перехода на ПГР					
		Мир	Интер	Айхал	Удачная	Зарница	Комсомольская	Юбилейная	Нюрбинская	Ботуобинская	
Горно-геологические факторы											
1. Угол падения трубки, град.	α	85-90	85-90	80-85	85-90	80-85	85-90	85-90	85-90	75-80	90
2. Угол сдвижения вмещающих пород, град.	δ	60-75	60-70	60-70	65-80	65-80	65-70	65-75	70-80	70-80	65
3. Средний диаметр трубки, м	d	180	80	95	220-280	200	140	175	130	150	80-200
4. Глубина залегания трубки, м	H	935 (1235)	960 (1220)	590 (890)	1000 (1400)	700	480	1100 (1300)	750	780	700-900
5. Плотность руды и пород, т/м ³	γ_p	2,5	2,4	2,5	2,6	-	-	-	-	-	2,6
	γ_n	2,6	2,7	2,8	2,6	-	-	-	-	-	-
6. Крепость руды и пород	f_p	2-5	2-6	2-6	2-5	-	-	-	-	-	2-6
	f_n	2-8	4-8	4-8	4-8	-	-	-	-	-	4-8
Горнотехнические факторы											
7. Угол наклона бортов карьера, град.	ρ	37-50	39-64	45-56	37-48	39-47	48-57	43-50	37-46	38-53	50
8. Предельная глубина карьера, м	H_k	525	315	320	640	400	360	720	570	580	400-600
9. Глубина распространения запасов под дном карьера, м	$H_{пгр}$	400	400	280	360	300	120	380	180	200	200-400
10. Производительность подземного рудника, млн т/год	$A_{шх}$	1,0	0,5	0,5	2,5-4,0	-	-	-	-	-	0,5-1,0

Параметрами, в наибольшей степени влияющими на величины ТЭП, являются [110, 111]:

- конструктивные: число этапов и величина шага вскрытия, высота этажа;
- технологические: сечения и угол наклона вскрывающих выработок, место их заложения, высота подъема и длина транспортирования руды;
- функциональные: грузоподъемность транспортных машин.

Для схем поэтапного вскрытия рудовыдачными автоуклонами из карьера (варианты 2 и 3) ключевым конструктивным параметром, обусловленным размерами используемого карьера, является *величина первого шага вскрытия* ($H_{\text{вск } 1}$) – расстояние по вертикали, определяемое высотой и числом этажей одновременно вскрываемых запасов [49, 112], а технологическим параметром – *глубина заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере* (h_3) [113].

Определение оптимальной величины первого шага вскрытия

В условиях постоянной H величина $H_{\text{вск } 1}$ оказывает влияние не только на объем ГКР 1-й очереди вскрытия, определяющий величину первоначальных капитальных вложений и срок ввода подземного рудника в эксплуатацию, но и на величину второго шага вскрытия ($H_{\text{вск } 2}$), определяющей объем последующих капитальных затрат.

Оптимальную $H_{\text{вск } 1}$ предложено определять показателем минимума суммы дисконтированных капитальных затрат на ГКР по 1-й и 2-й очередям $ДК_{\text{ГКР}}$:

$$ДК_{\text{ГКР}} = \sum_{t_0}^T \left(K_{\text{ГКР } 1} + K_{\text{ГКР } 2} \right) \frac{1}{(1 + E_{\text{var}})^t} \rightarrow \min, \text{ руб.}, \quad (3.1)$$

где $K_{\text{ГКР } 1}$ – годовые капитальные затраты на ГКР 1-й очереди вскрытия, руб.;

$K_{\text{ГКР } 2}$ – годовые капитальные затраты на ГКР 2-й очереди вскрытия, руб.

$$K_{\text{ГКР } 1} = \left[\sum_{j=1}^J \left(\frac{H_{\text{к}} - h_3 + H_{\text{вск } 1}}{\sin \beta_{\text{ay}}} + \left(\frac{H_{\text{к}} - h_3}{\text{tg } \rho} - c \right) \right) S_{\text{ay}} Z_{\text{ay}} + \sum_{g=1}^G (H_{\text{к}} + H_{\text{вск } 1} + h_{\text{д}}) S_{\text{ств}} Z_{\text{ств}} + \right. \\ \left. + \sum_{g=1}^G \left(\frac{H}{\text{tg } \delta} + l_{\text{оз}} - c \right) (m_1 + 1) S_{\text{кв}} Z_{\text{кв}} + \pi (d + 2c) (m_1 + 1) S_{\text{шт}} Z_{\text{шт}} + V_{\text{од}} (m_1 + 1) Z_{\text{од}} \right] \frac{1}{T_{\text{стр } 1}}, \quad (3.2)$$

$$K_{\text{ГКР} 2} = \left[\sum_{j=1}^J \left(\frac{H_{\text{вск} 2}}{\sin \beta_{\text{ay}}} + \left(\frac{H_{\text{к}} - h_3}{\text{tg } \rho} - c \right) \right) S_{\text{ay}} Z_{\text{ay}} + \sum_{g=1}^G (H_{\text{к}} + H_{\text{вск} 1} + H_{\text{вск} 2}) S_{\text{ств}} Z_{\text{ств}} + \right. \\ \left. + \sum_{g=1}^G \left(\frac{H}{\text{tg } \delta} + l_{\text{оз}} - c \right) m_2 S_{\text{кв}} Z_{\text{кв}} + \pi(d + 2c) m_2 S_{\text{шт}} Z_{\text{шт}} + H_{\text{эт}} (m_2 - 1) S_{\text{рс}} Z_{\text{рс}} + V_{\text{од}} m_2 Z_{\text{од}} \right] \frac{1}{T_{\text{стр} 2}}, \quad (3.3)$$

где G, J – число вертикальных стволов и автоуклонов в шаге вскрытия, шт.;

d – средний диаметр трубки, м;

H – глубина разведанных запасов трубки, м;

$H_{\text{к}}$ – предельная глубина карьера, м;

h_3 – глубина заложения автоуклона в карьере, м;

$H_{\text{вск} 1}, H_{\text{вск} 2}$ – величина первого и второго шагов вскрытия, м;

$h_{\text{д}}$ – глубина зумпфа ствола, м;

β_{ay} – угол наклона автоуклона, град.;

δ – угол сдвигения вмещающих пород, град.;

ρ – генеральный угол наклона бортов карьера, град.;

β_{ay} – угол наклона автоуклона, град.;

$H_{\text{эт}}$ – высота этажа, м;

m_1, m_2 – число этажей в первом и втором шаге вскрытия, шт.;

$S_{\text{ств}}, S_{\text{ay}}, S_{\text{кв}}, S_{\text{шт}}, S_{\text{рс}}$ – площадь поперечного сечения ствола, автоуклона, квершлага, штрека, рудоспуска, м²;

$V_{\text{од}}$ – объем околоствольных и камерных выработок, м³;

$Z_{\text{ay}}, Z_{\text{кв}}, Z_{\text{шт}}, Z_{\text{рс}}, Z_{\text{од}}$ – удельные затраты на проходку (углубку) ствола, автоуклона, квершлага, штрека, рудоспуска, камерных выработок, руб/м³;

$T_{\text{стр} 1}, T_{\text{стр} 2}$ – сроки строительства выработок первой и второй очереди, лет.

Исходные данные, принятые для ЭММ:

1) Скорости проведения горно-капитальных выработок приняты по данным таблицы 3 СП 91.13330.2012 «Подземные горные выработки» с учетом опыта строительства на рудниках «Айхал» и «Удачный» [98, 114]:

- вертикальные стволы, проходимые спецспособом с замораживанием, – 25 м/месяц, их углубка – 15 м/месяц;

- автоуклоны, проходимые комплексом СО, – 70 м/месяц;
- квершлагаи, штреки и орты, проходимые комплексом СО, – 80 м/месяц;
- рудоспуски, проходимые методом бурения, – 65 м/месяц;
- камерные выработки – 350 м³/месяц;

2) Удельные затраты на проведение горно-капитальных выработок [112]:

- вертикальные стволы – 30180 руб/м³, их углубка – 48000 руб/м³;
- автоуклоны, квершлагаи, штреки и орты – 10350 руб/м³;
- рудоспуски – 12640 руб/м³;
- камерные выработки – 9050 руб/м³;

3) Удельные затраты на процессы, связанные со вскрытием [115, 116]:

- подъем руды по вертикальному стволу – 30 руб/т;
- транспортирование руды по подземным выработкам ШАС – 36 руб/т·км;
- транспортирование руды по карьере КАС – 14,5 руб/т·км;
- перегрузка руды экскаватором – 7 руб/т.

Для вариантов 2 и 3 определены $T_{стр}$, $K_{ГКР 1}$ и $K_{ГКР 2}$ в зависимости от $H_{вск 1}$ и $H_{к}$. Результаты ЭММ приведены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Изменение сроков строительства и капитальных затрат на ГКР по 1-й и 2-й очередям с увеличением первого шага вскрытия

Шаг вскрытия, м	Срок строительства рудника, лет			Капитальные затраты на ГКР 1-й очереди, млн руб.			Капитальные затраты на ГКР 2-й очереди, млн руб.		
	Глубина карьера, м			Глубина карьера, м			Глубина карьера, м		
	400	500	600	400	500	600	400	500	600
При использовании автоуклона в течение всего периода доработки (вариант 2)									
50	3,0	3,2	3,4	3948	4094	3755	3428	2638	1848
100	3,2	3,4	3,6	4231	4377	4039	3082	2292	1503
150	3,4	3,6	3,8	4514	4660	4322	2736	1943	1157
200	3,6	3,8	4,0	4797	4943	4605	2391	1601	811
250	3,8	4,0	4,2	5024	5272	4894	3058	1258	494
300	4,0	4,2	4,4	5327	5547	5180	2682	901	220
При использовании автоуклона только на первом этапе (вариант 3)									
50	3,0	3,2	3,4	2610	2881	3152	4604	3976	3347
100	3,2	3,4	3,6	2894	3164	3435	4426	3797	3169
150	3,4	3,6	3,8	3177	3447	3718	4247	3619	2990
200	3,6	3,8	4,0	3460	3731	4001	4069	3441	2812
250	3,8	4,0	4,2	3798	4028	4387	3805	3254	2642
300	4,0	4,2	4,4	4050	4364	4810	3647	3071	2471

Из таблицы 3.3 видно, что на величину $H_{вск 1}$ влияют разнонаправленные факторы, таких как увеличение $T_{стр}$ и $K_{гкр 1}$ и сокращение $K_{гкр 2}$.

На основе ЭММ по предложенной методике (3.1-3.3) для вариантов 2 и 3 установлены оптимальные $H_{вск 1}$ путем построения графических зависимостей $ДК_{гкр}$ от $H_{вск 1}$ и H_k (при постоянных $H = 800$ м и $A_{шх} = 0,75$ млн т/год) с вершинами в точке минимума (рис. 3.1).

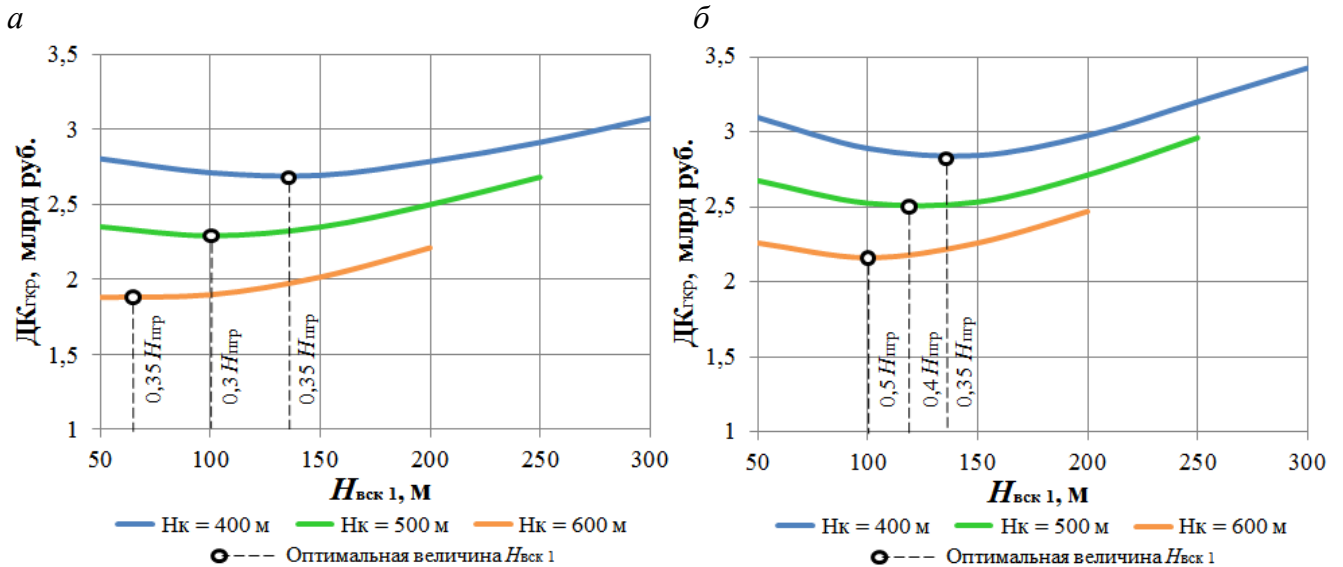


Рисунок 3.1 – Зависимости дисконтированных капитальных затрат на ГКР $ДК_{гкр}$ от величины первого шага вскрытия $H_{вск 1}$ и глубины карьера H_k :
а – вариант 2; б – вариант 3

В результате ЭММ установлено, что по варианту 2 оптимальная $H_{вск 1}$ при $H_k = 400-600$ м составляет 140-60 м, что соответствует 0,35-0,3 $H_{пгр}$, по варианту 3 – 140-100 м, что соответствует 0,5-0,35 $H_{пгр}$.

Определение оптимальной глубины заложения автоуклона в карьере

Оптимальную величину h_3 предложено определять показателем минимума суммарных годовых эксплуатационных затрат на транспортирование руды ШАС по подземным выработкам от блокового рудоспуска до перегрузочного пункта в карьере и КАС по карьерным автосъездам от перегрузочного пункта в карьере до рудного склада на поверхности $\mathcal{E}_{тр}$ [113]:

$$\mathcal{E}_{тр} = \mathcal{E}_{тр шас} + \mathcal{E}_{тр кас} \rightarrow \min, \text{руб.}, \quad (3.4)$$

где $\mathcal{E}_{\text{тр шас}}$ – годовые эксплуатационные затраты на транспортирование руды ШАС по подземным выработкам, руб.;

$\mathcal{E}_{\text{тр кас}}$ – годовые эксплуатационные затраты на транспортирование руды КАС по карьерным автосъездам, руб.

Годовые эксплуатационные затраты на транспортирование руды ШАС по подземным выработкам $\mathcal{E}_{\text{тр шас}}$ определяются из выражения:

$$\mathcal{E}_{\text{тр шас}} = L_{\text{тр шас}} C_{\text{тр шас}} A_{\text{шх}} = \left(\frac{H_{\text{к}} - h_3 + 0,5H_{\text{вск}}}{1000 \sin \beta_{\text{ay}}} + \frac{H_{\text{к}} - h_3}{1000 \text{tg } \rho} + \frac{\pi(d + 2c)}{4000} \right) C_{\text{тр шас}} A_{\text{шх}}, \quad (3.5)$$

Годовые эксплуатационные затраты на транспортирование руды КАС по карьерным автосъездам $\mathcal{E}_{\text{тр кас}}$ с учетом горизонтальных участков длиной 50 м через каждые 600 м длины уклона [117] определяются из выражения:

$$\mathcal{E}_{\text{тр кас}} = L_{\text{тр кас}} C_{\text{тр кас}} A_{\text{шх}} = \frac{h_3}{1000 \sin(\omega + \omega/12)} C_{\text{тр кас}} A_{\text{шх}}, \quad (3.6)$$

где $L_{\text{тр шас}}$ – средняя длина транспортирования руды ШАС, км;

$L_{\text{тр кас}}$ – средняя длина транспортирования руды КАС, км;

$H_{\text{к}}$ – глубина карьера, м;

h_3 – глубина заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере, м;

d – средний диаметр трубки, м;

$H_{\text{вск}}$ – глубина вскрытия автоуклонами, м. По варианту 2 $H_{\text{вск}} = H - H_{\text{к}}$,

по варианту 3 $H_{\text{вск}} = H_{\text{вск 1}}$;

β_{ay} – угол наклона рудовыдачного автоуклона, град.;

ρ – генеральный угол наклона бортов карьера, град.;

ω – продольный уклон карьерного автосъезда, град.;

$C_{\text{тр шас}}$ – себестоимость транспортирования руды ШАС, руб/т·км;

$C_{\text{тр кас}}$ – себестоимость транспортирования руды КАС, руб/т·км;

$A_{\text{шх}}$ – годовая производственная мощность рудника, млн т.

Анализ расчетных формул (3.4) – (3.6) показал, что определяющую роль в положении оптимальной точки (рис. 3.2) имеют отношения $L_{\text{тр кас}} / L_{\text{тр шас}}$ и $C_{\text{тр кас}} / C_{\text{тр шас}}$ при $A_{\text{шх}} = \text{const}$. При этом оптимальная точка не может быть ниже,

а в математическом виде не может быть больше величины, определенной по условию размещения автоуклона за зоной сдвижения горных пород. Это ограничивающее условие описано неравенством, учитывающим угол сдвижения вмещающих пород и генеральный угол наклона бортов карьера

$$h_{3 \text{ тех}} \leq h_{3 \text{ геом}} = \left(\left(\frac{H_{\text{к}}}{\text{tg } \rho} - \frac{H_{\text{к}} + H_{\text{вск}}}{\text{tg } \delta} \right) + \left(\frac{H_{\text{к}}}{\text{tg } \rho} - \frac{H_{\text{к}} + H_{\text{вск}}}{\text{tg } \delta} \right) \text{tg } \rho \right) \text{tg } \rho, \quad (3.7)$$

где $h_{3 \text{ тех}}$ – оптимальная по технологическому условию (критерию $\mathcal{E}_{\text{тр}} \rightarrow \min$) глубина заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере, м;

$h_{3 \text{ геом}}$ – оптимальная по геомеханическому условию глубина заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере, м;

$H_{\text{к}}$ – глубина карьера, м;

$H_{\text{вск}}$ – глубина вскрытия автоуклонами, м;

δ – угол сдвижения вмещающих пород, град.;

ρ – генеральный угол наклона бортов карьера, град.

Схема к определению $h_{3 \text{ тех}}$ и $h_{3 \text{ геом}}$ представлена на рисунке 3.2.

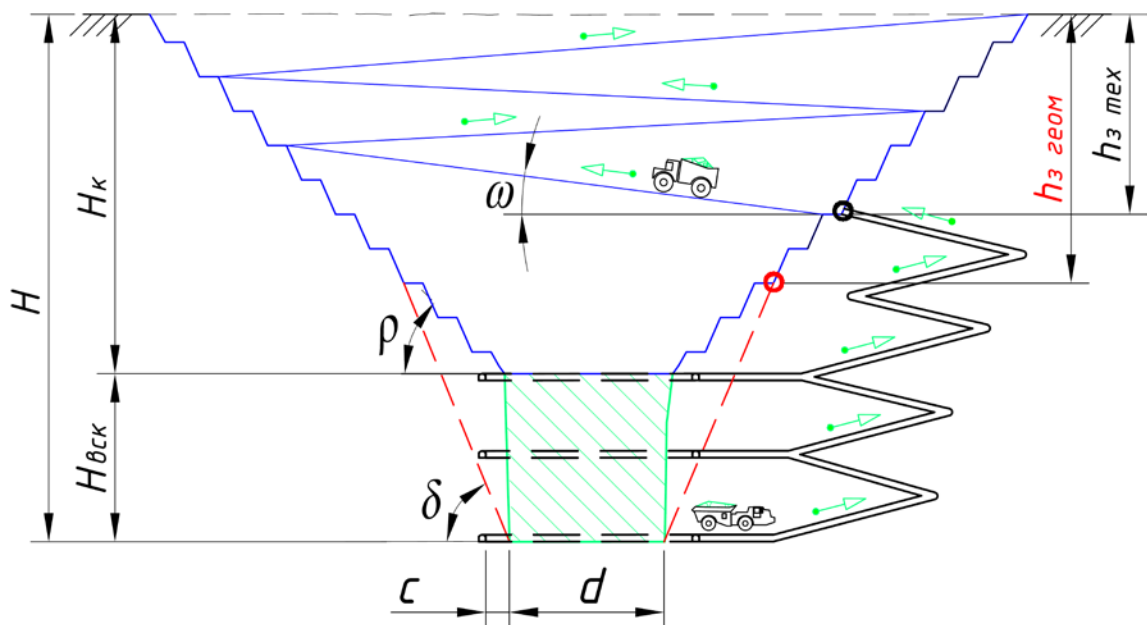


Рисунок 3.2 – Схема к определению оптимальной глубины заложения портала рудовыдачного автоуклона в карьере

Для вариантов 2 и 3 определены $L_{\text{тр шас}}$ и $L_{\text{тр кас}}$ в зависимости от h_3 и H_k . Результаты ЭММ приведены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Изменение длины транспортирования ШАС и КАС с увеличением глубины заложения портала автоуклона в карьере

Глубины заложения автоуклона в карьере, м	Длина транспортирования ШАС, км			Длина транспортирования КАС, км		
	Глубина карьера, м			Глубина карьера, м		
	400	500	600	400	500	600
При использовании автоуклона в течение всего периода доработки (вариант 2)						
0	4,71	5,17	5,63	0	0	0
100	3,89	4,35	4,81	1,39	1,39	1,39
200	3,07	3,53	3,99	2,78	2,78	2,78
300	2,26	2,71	3,17	4,17	4,17	4,17
400	1,44	1,90	2,36	5,56	5,56	5,56
500	-	1,08	1,54	-	6,95	6,95
600	-	-	0,72	-	-	8,34
При использовании автоуклона только на первом этапе (вариант 3)						
0	3,63	4,45	5,27	0	0	0
100	2,81	3,63	4,45	1,39	1,39	1,39
200	2,00	2,81	3,63	2,78	2,78	2,78
300	1,18	2,00	2,81	4,17	4,17	4,17
400	0,36	1,18	2,00	5,56	5,56	5,56
500	-	0,36	1,18	-	6,95	6,95
600	-	-	0,36	-	-	8,34

На основе данных таблицы 3.4 установлено, что отношение $L_{\text{тр кас}} / L_{\text{тр шас}}$ находится в диапазоне от 1,18 до 1,58 (при $\beta_{ay} = 8^\circ$, $\omega = 4,5^\circ$), что свидетельствует о превышении $L_{\text{тр кас}}$ над $L_{\text{тр шас}}$ с резким нарастанием мере увеличения H_k и является весомым фактором смещения h_3 в сторону ее уменьшения. Вместе с тем, отношение $C_{\text{тр кас}} / C_{\text{тр шас}}$ равно 0,4 (при $C_{\text{тр шас}} = 36$ руб/т·км, $C_{\text{тр кас}} = 14,5$ руб/т·км), что предопределяет общую направленность смещения h_3 в сторону ее увеличения. Следовательно, величина h_3 определяется уровнем влияния указанных разнонаправленных факторов.

На основе ЭММ по предложенной методике (3.4-3.7) для вариантов 2 и 3 установлены оптимальные $h_{3 \text{ тех}}$ с учетом $h_{3 \text{ геом}}$ путем построения графических зависимостей $\mathcal{E}_{\text{тр}}$ от h_3 и H_k (при постоянных $H = 800$ м и $A_{\text{шх}} = 0,75$ млн т/год) с вершинами в точке минимума (рис. 3.3).

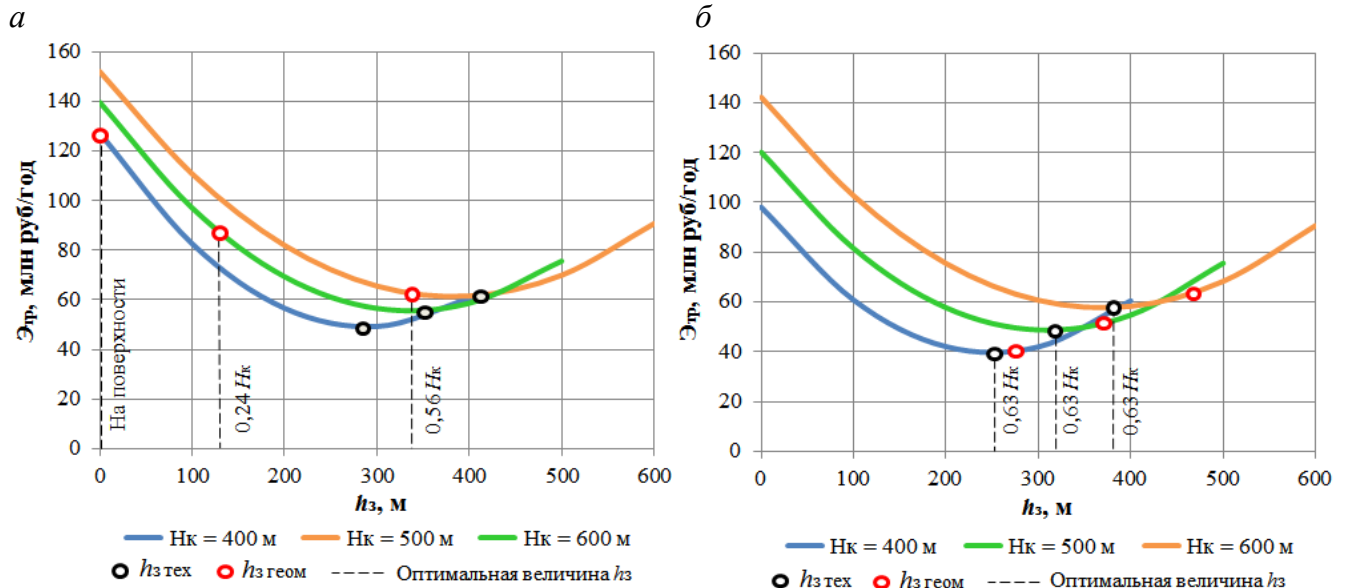


Рисунок 3.3 – Зависимости эксплуатационных затрат на транспортирование руды $\text{Э}_{\text{тр}}$ от глубины заложения портала автоуклона в карьере h_3 и глубины карьера H_k :
 а – вариант 2; б – вариант 3

В результате ЭММ установлено, что по варианту 2 оптимальная h_3 при $H_k = 400-600$ м определяется по геомеханическому условию, поскольку $h_{3\text{тех}} > h_{3\text{геом}}$, и составляет 0-340 м, что соответствует 0-0,56 H_k , по варианту 3 – определяется по технологическому условию, поскольку $h_{3\text{тех}} < h_{3\text{геом}}$, и составляет 250-380 м, что соответствует 0,63 H_k [113].

3.2 Установление области эффективного применения вариантов вскрытия подкарьерных запасов

Выполнена технико-экономическая оценка вариантов 1-3 с установленными оптимальными $H_{\text{вск } 1}$, h_3 и определены области их эффективного применения по критерию минимума ДЗ в зависимости от глубины разведанных запасов трубки ($H = 700-900$ м), глубины карьера ($H_k = 400-600$ м) и производственной мощности подземного рудника ($A_{\text{шх}} = 0,5-1,0$ млн т/год) [118, 119].

Сечения вскрывающих выработок по вариантам 1-3 в зависимости от $A_{\text{шх}}$ представлены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Сечения основных вскрывающих выработок в зависимости от $A_{\text{шх}}$

№ п/п	Наименование выработки	Производственная мощность подземного рудника, млн. т					
		0,5		0,75		1,0	
		Площадь поперечного сечения выработки, м ²					
		в свету	вчерне	в свету	вчерне	в свету	вчерне
Вскрывающие выработки							
1	Скиповой ствол	28,3	36,3	33,2	41,8	38,5	47,8
2	Клетевой ствол	38,5	47,8	44,2	54,1	50,2	60,8
3	Автоуклон	12,9	14,8	16,8	19,3	21,3	24,5
4	Квершлаг	11,8	13,6	15,1	17,4	18,8	21,6
5	Штрек	11,8	13,6	15,1	17,4	18,8	21,6
6	Рудоспуск	6,0	6,0	6,0	6,0	6,0	6,0

Тип, параметры и необходимое (расчетное) количество оборудования по вариантам 1-3 в зависимости от $A_{\text{шх}}$ представлены в таблице 3.6.

Таблица 3.6 – Необходимое количество оборудования в зависимости от $A_{\text{шх}}$

№ п/п	Наименование оборудования	Производственная мощность подземного рудника, млн. т								
		0,5			0,75			1,0		
		Вар.1	Вар.2	Вар.3	Вар.1	Вар.2	Вар.3	Вар.1	Вар.2	Вар.3
Проходка вскрывающих выработок										
1	Проходческий копер	«Север-2» с подвесным механизированным полком, погрузочной машиной 2КС2У-40 и грузовой бадьей								
	количество единиц:	2	1	1	2	1	1	2	1	1
2	Буровая установка для проходки горизонтальных выработок	<i>Simba S7</i>								
	количество единиц:	2	2	2	2	2	2	2	2	2
3	Буровая установка для проходки восстающих	<i>Robbins 92R</i>								
	количество единиц:	1	0	1	1	0	1	1	0	1
4	ПДМ для уборки породы	<i>Epiroc ST 7</i> г/п 7 т								
	количество единиц:	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Транспортирование и подъем руды на поверхность										
1	Подъемная машина	2Ц6х2,4 с двумя скипами								
	количество единиц:	1СН4 г/п 7 т			1СН5 г/п 9 т			1СН7 г/п 12 т		
2	ПДМ для погрузки руды в ШАС	<i>Epiroc ST 7</i> г/п 7 т			<i>Epiroc ST 1030</i> г/п 10 т			<i>Epiroc ST 14</i> г/п 14 т		
	количество единиц:	2	2	2	3	3	3	4	4	4
3	ШАС для внутришахтного транспорта руды	<i>Epiroc MT 436</i> г/п 32 т			<i>Epiroc MT 42</i> г/п 42 т			<i>Epiroc MT 54</i> г/п 54 т		
	количество единиц:	2	6	3	3	7	4	3	8	5
4	КАС для внутрикарьерного транспорта руды	БелА3-7558 г/п 90 т			БелА3-7519 г/п 110 т			БелА3-75137 г/п 136 т		
	количество единиц:	0	2	2	0	2	2	0	3	3
5	Экскаватор	ЭКГ-5А								
	количество единиц:	0	2	2	0	2	2	0	2	2

Путем построения календарных графиков (табл. 3.7 и 3.8) по вариантам 1-3 определены $T_{стр}$ в зависимости от $A_{шх}$ при $H_k = 500$ м и $H = 700-900$ м (рис. 3.4).

Таблица 3.7 – Укрупненный график строительства по вариантам вскрытия 1-3 при $A_{шх} = 0,75$ млн т/год, $H_k = 500$ м и $H = 700$ м

Наименование выработок	Длина (объем) выработок 1 / 2 очереди, м (m^3)	Скорость стр-ва, м (m^3)/мес.	Число забоев, шт.	Срок стр-ва, мес.	Годы											
					1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Вариант 1																
Скиповой ствол	770	25	1	31	■	■	■	■	■							
Клетевой ствол	740	25	1	30			■	■	■	■						
Наклонный съезд	2016	70	1	29	■	■	■	■	■							
Квершлаг	3502	80	2	22			■	■	■	■						
Штреки	1601	80	2	10					■	■						
Рудоспуск	100	65	1	2						■						
Околоствольные дворы и камеры	7020	350	4	5						■						
Всего				70	$T_{стр}$											
Вариант 2																
Автоуклоны	4412 / 1437	70	2	32 / 10	■	■	■	■	■					■		
Клетевой ствол	640 / 100	25 / 15	1	26 / 7	■	■	■	■	■	■				■		
Квершлаг	1167 / 584	80	2	9 / 5			■	■						■		
Штреки	1067 / 628	80	2	7 / 5			■	■						■		
Околоствольные дворы и камеры	1400 / 700	350	4	2 / 1				■						■		
Всего				44 / 22	$T_{стр 1}$ $T_{стр 2}$											
Вариант 3																
Автоуклоны	3378 / 719	70	2	24 / 5	■	■	■	■	■					■		
Скиповой ствол	0 / 770	25	1	0 / 31									■	■		
Клетевой ствол	640 / 100	25 / 15	1	26 / 7	■	■	■	■	■					■		
Квершлаг	1167 / 2103	80	2	7 / 13			■	■						■		
Штреки	1067 / 628	80	2	7 / 5			■	■						■		
Рудоспуск	0 / 100	65	1	0 / 2										■		
Околоствольные дворы и камеры	1400 / 5620	350	4	2 / 7				■						■		
Всего				44 / 54	$T_{стр 1}$ $T_{стр 2}$											

■ - выработки 1-й очереди

■ - выработки 2-й очереди

Таблица 3.8 – Укрупненный график строительства по вариантам вскрытия 1-3 при $A_{\text{шх}} = 0,75$ млн т/год, $H_{\text{к}} = 500$ м и $H = 900$ м

Наименование выработок	Длина (объем) выработок 1 / 2 очереди, м (м^3)	Скорость стр-ва, м (м^3)/мес.	Число забоев, шт.	Срок стр-ва, мес.	Годы											
					1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Вариант 1																
Скиповой ствол	970	25	1	39	[Горизонтальная черная линия с 1 по 39 год]											
Клетевой ствол	940	25	1	38	[Горизонтальная черная линия с 4 по 42 год]											
Наклонный съезд	4457	70	1	45	[Горизонтальная черная линия с 1 по 45 год]											
Квершлаг	5216	80	2	33	[Горизонтальная черная линия с 4 по 37 год]											
Штреки	2669	80	2	17	[Горизонтальная черная линия с 7 по 24 год]											
Рудоспуск	300	65	1	5	[Горизонтальная черная линия с 8 по 13 год]											
Околоствольные дворы и камеры	14070	350	4	10	[Горизонтальная черная линия с 8 по 18 год]											
Всего				102	$T_{\text{стр}}$											
Вариант 2																
Автоуклоны	6906 / 4316	70	2	48 / 31	[Горизонтальная черная линия с 1 по 48 год] [Горизонтальная желтая линия с 10 по 31 год]											
Клетевой ствол	640 / 200	25 / 15	1	26 / 20	[Горизонтальная черная линия с 1 по 26 год] [Горизонтальная желтая линия с 10 по 20 год]											
Квершлаг	1564 / 1044	80	2	10 / 7	[Горизонтальная черная линия с 3 по 13 год] [Горизонтальная желтая линия с 11 по 17 год]											
Штреки	1602 / 1067	80	2	10 / 7	[Горизонтальная черная линия с 4 по 14 год] [Горизонтальная желтая линия с 12 по 19 год]											
Околоствольные дворы и камеры	2500 / 1700	350	4	2 / 1	[Горизонтальная черная линия с 4 по 6 год] [Горизонтальная желтая линия с 13 по 14 год]											
Всего				48 / 36	$T_{\text{стр}1}$						$T_{\text{стр}2}$					
Вариант 3																
Автоуклоны	4028 / 2158	70	2	28 / 15	[Горизонтальная черная линия с 1 по 28 год] [Горизонтальная желтая линия с 9 по 15 год]											
Скиповой ствол	0 / 970	25	1	0 / 39	[Горизонтальная желтая линия с 8 по 39 год]											
Клетевой ствол	640 / 300	25 / 15	1	26 / 20	[Горизонтальная черная линия с 1 по 26 год] [Горизонтальная желтая линия с 10 по 20 год]											
Квершлаг	1564 / 2088	80	2	10 / 13	[Горизонтальная черная линия с 3 по 13 год] [Горизонтальная желтая линия с 11 по 17 год]											
Штреки	1602 / 1067	80	2	10 / 7	[Горизонтальная черная линия с 4 по 14 год] [Горизонтальная желтая линия с 12 по 19 год]											
Рудоспуск	0 / 200	65	1	0 / 3	[Горизонтальная желтая линия с 13 по 14 год]											
Околоствольные дворы и камеры	2500 / 9870	350	4	2 / 7	[Горизонтальная черная линия с 4 по 6 год] [Горизонтальная желтая линия с 13 по 14 год]											
Всего				44 / 65	$T_{\text{стр}1}$						$T_{\text{стр}2}$					

■ - выработки 1-й очереди

■ - выработки 2-й очереди

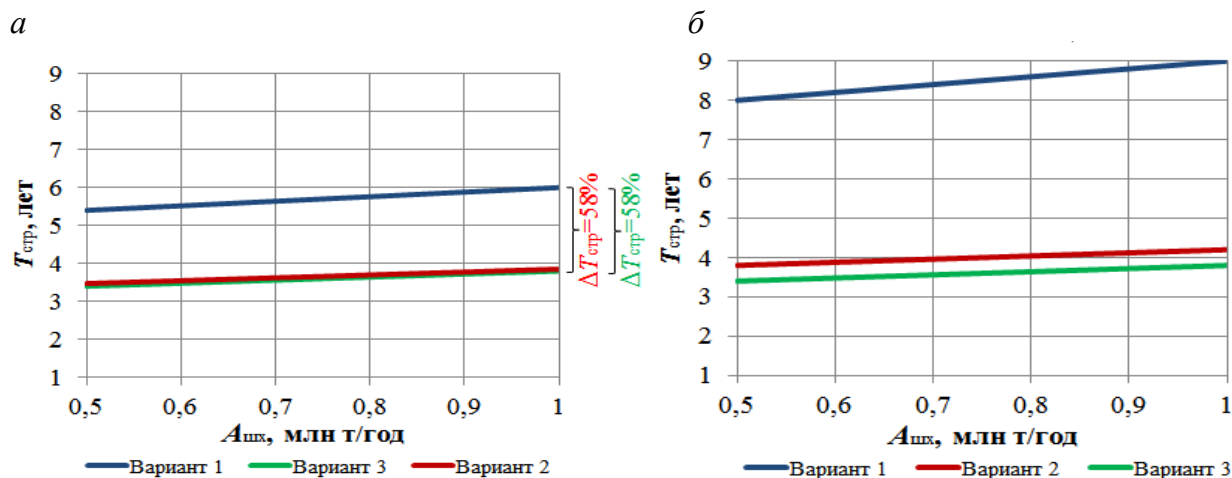


Рисунок 3.4 – Зависимости сроков ввода рудника в эксплуатацию $T_{\text{стр}}$ от производственной мощности подземного рудника $A_{\text{шх}}$:

а – при $H_{\text{к}} = 500$ м и $H = 700$ м; б – при $H_{\text{к}} = 500$ м и $H = 900$ м

Установлено, что $T_{стр}$ с увеличением $A_{шх}$ растет по всем вариантам на ~15% за счет увеличения длины штреков вследствие увеличения d , а с увеличением H по варианту 1 повышается в 1,5 раза за счет увеличения глубины стволов, длины и количества квершлагов, длины рудоспусков, по варианту 2 – повышается на 20% за счет увеличения длины автоуклонов вследствие уменьшения h_3 , по варианту 3 – не изменяется. Варианты 2 и 3 позволяют сократить $T_{стр}$ в 1,58-2,36 раза (с 5,5-9,0 до 3,5-4,2 лет) по сравнению с вариантом 1 за счет поэтапного вскрытия.

Определены валовые K и \mathcal{E} на вскрытие по вариантам 1-3 в зависимости от $A_{шх}$ при $H_k = 400-600$ м и $H = 700-900$ м (рис. 3.5 и 3.6).

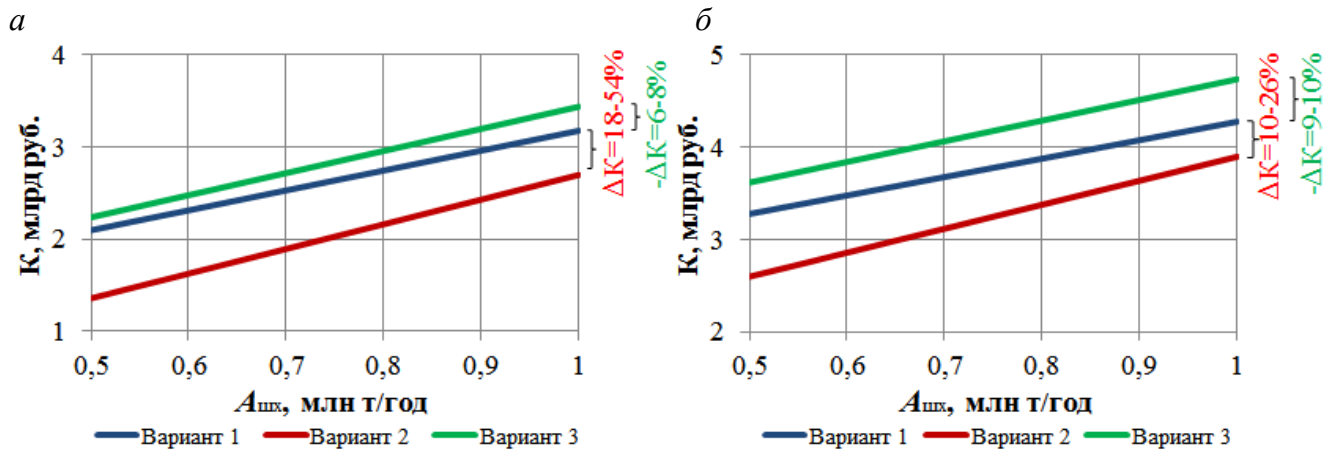


Рисунок 3.5 – Зависимости валовых капитальных затрат на вскрытие K от производственной мощности подземного рудника $A_{шх}$:
 а – при $H_k = 500$ м и $H = 700$ м; б – при $H_k = 500$ м и $H = 900$ м

Установлено, что K с увеличением $A_{шх}$ растут по всем вариантам в 1,3-1,9 раза за счет увеличения сечения вскрывающих выработок, а с увеличением H повышаются в 1,4-1,8 раза за счет увеличения глубины стволов, длины автоуклонов, длины и количества квершлагов и штреков. Вариант 2 позволяет сократить K в 1,1-1,54 раза (380-740 млн руб.) по сравнению с вариантом 1 за счет исключения скипового ствола и транспортных квершлагов. Вариант 3 имеет большие K по сравнению с вариантом 1, но не более чем на 6-10% (140-460 млн руб.), что достигается за счет исключения транспортных квершлагов на первом этапе вскрытия и уменьшения длины автоуклонов вследствие увеличения h_3 .

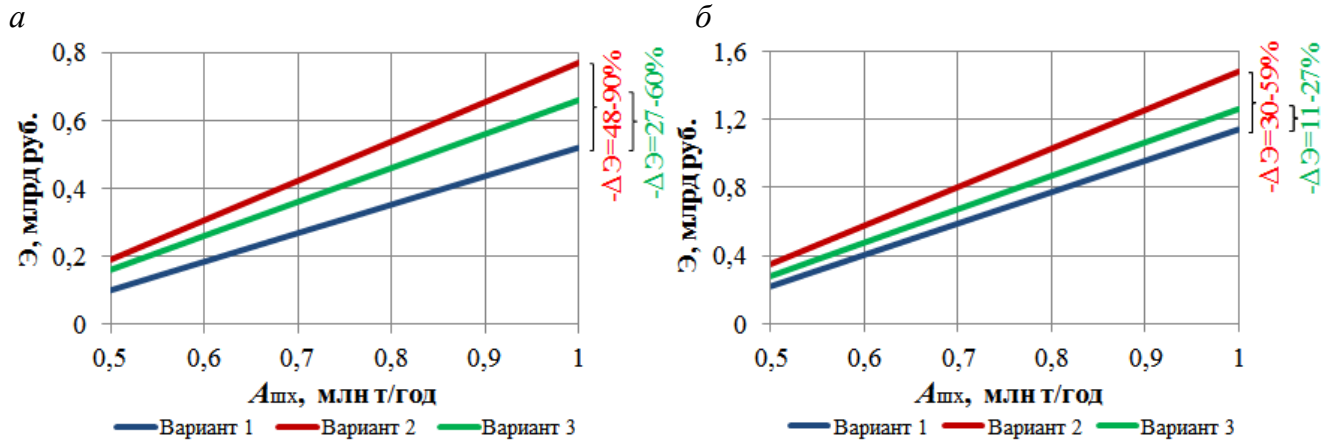


Рисунок 3.6 – Зависимости валовых эксплуатационных затрат на вскрытие \mathcal{E} от производственной мощности подземного рудника $A_{\text{шх}}$:
 а – при $H_{\text{к}} = 500$ м и $H = 700$ м; б – при $H_{\text{к}} = 500$ м и $H = 900$ м

Установлено, что \mathcal{E} с увеличением $A_{\text{шх}}$ растут по всем вариантам в 4,1-5,2 раза за счет увеличения объемов добываемой руды, а с увеличением H повышаются в 1,8-2,2 раза за счет увеличения длины транспортирования. Варианты 2 и 3 имеют большие \mathcal{E} по сравнению с вариантом 1, но не более чем на 30-90% (90-340 млн руб.) и 11-60% (60-140 млн руб.), соответственно.

С учетом установленных $T_{\text{стр}}$ построены графические зависимости ДЗ от $A_{\text{шх}}$ при $H_{\text{к}} = 500$ м и $H = 700-900$ м, на основе которых определены области эффективного применения вариантов 1-3 по критерию ДЗ $\rightarrow \min$ (рис. 3.7).

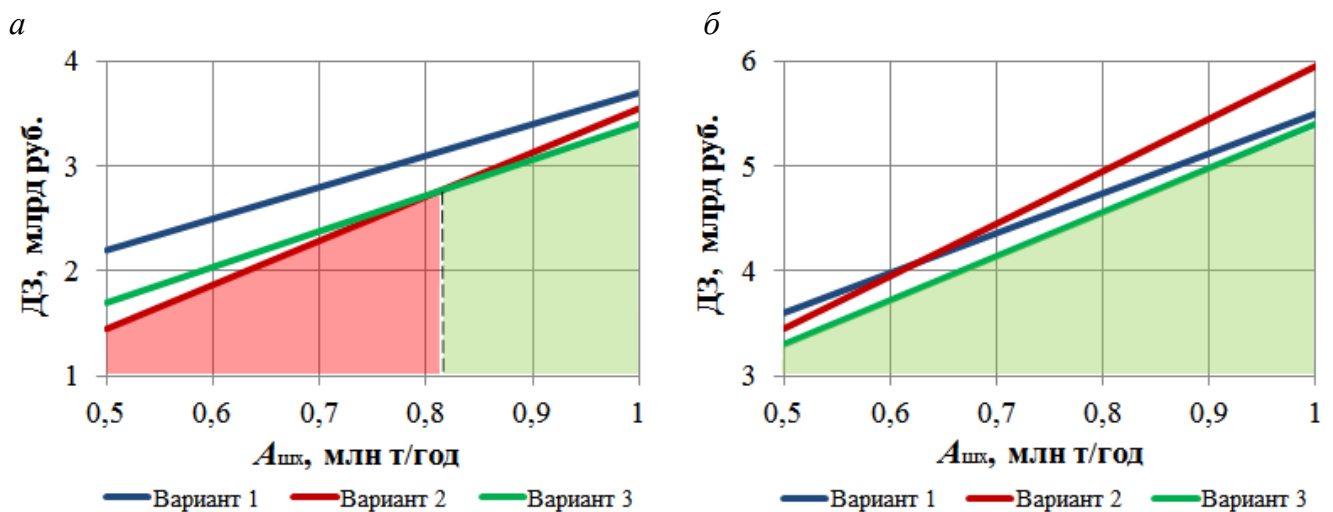


Рисунок 3.7 – Зависимости суммарных дисконтированных затрат ДЗ от производственной мощности подземного рудника $A_{\text{шх}}$:
 а – при $H_{\text{к}} = 500$ м и $H = 700$ м; б – при $H_{\text{к}} = 500$ м и $H = 900$ м

Аналогичным образом с учетом $T_{стр}$ установлены зависимости ДЗ от $A_{шх}$ при $H_k = 400-600$ м и $H = 700-900$ м.

Результаты исследований ДЗ от H , H_k и $A_{шх}$ приведены в таблице 3.9.

Таблица 3.9 – Изменение дисконтированных затрат от исследуемых факторов

№ п/п	Производ. мощность рудника, млн т/год	Глубина разведанных запасов трубки, м	Глубина карьера, м	Суммарные дисконтированные затраты, млрд руб.		
				вариант 1	вариант 2	вариант 3
1	0,5	700	400	2,35	1,90	1,95
2	0,5	800	400	3,05	2,90	2,75
3	0,5	900	400	3,75	3,90	3,55
4	0,5	700	500	2,20	1,45	1,70
5	0,5	800	500	2,90	2,45	2,50
6	0,5	900	500	3,60	3,45	3,30
7	0,5	700	600	2,05	1,00	1,45
8	0,5	800	600	2,75	2,00	2,25
9	0,5	900	600	3,45	3,00	3,05
10	0,75	700	400	3,15	3,00	2,85
11	0,75	800	400	3,95	4,10	3,75
12	0,75	900	400	4,75	5,20	4,65
13	0,75	700	500	2,95	2,50	2,55
14	0,75	800	500	3,75	3,60	3,45
15	0,75	900	500	4,55	4,70	4,35
16	0,75	700	600	2,75	2,00	2,25
17	0,75	800	600	3,55	3,10	3,15
18	0,75	900	600	4,35	4,20	4,05
19	1,0	700	400	3,95	4,10	3,75
20	1,0	800	400	4,85	5,30	4,75
21	1,0	900	400	5,75	6,50	5,75
22	1,0	700	500	3,70	3,55	3,40
23	1,0	800	500	4,60	4,75	4,40
24	1,0	900	500	5,50	5,95	5,40
25	1,0	700	600	3,45	3,00	3,05
26	1,0	800	600	4,35	4,20	4,05
27	1,0	900	600	5,25	5,40	5,05

Полученные зависимости ДЗ от H , H_k и $A_{шх}$ аппроксимированы методом множественной линейной регрессии [120-122]. Получены уравнения регрессии, позволяющие с высокой степенью достоверности определять целевой показатель в рассмотренных диапазонах:

$$ДЗ_1 = 3,4 A_{шх} + 0,008 H - 0,002 H_k - 4,20, (R^2 = 0,97), \text{ млрд руб.}, \quad (3.8)$$

$$ДЗ_2 = 4,6 A_{\text{шх}} + 0,011 H - 0,005 H_{\text{к}} - 6,15, (R^2 = 0,96), \text{ млрд руб.}, \quad (3.9)$$

$$ДЗ_3 = 3,8 A_{\text{шх}} + 0,009 H - 0,003 H_{\text{к}} - 5,12, (R^2 = 0,94), \text{ млрд руб.} \quad (3.10)$$

Установлена экономическая эффективность вариантов 2 и 3 во всем исследуемом диапазоне изменения факторов. При этом вариант 2 эффективен при $A_{\text{шх}} \leq 0,8$ млн т/год и $H_{\text{пгр}} = H - H_{\text{к}} \leq 230$ м, вариант 3 – в остальном диапазоне [119].

Применение схем поэтапного вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений рудовыдачными автоуклонами из карьера при $A_{\text{шх}} \leq 1,0$ млн т/год и $H_{\text{пгр}} \leq 400$ м обеспечивает сокращение $T_{\text{стр}}$ в 1,58-2,36 раза (2-4,8 года) и снижение суммарных дисконтированных К и Э в 1,09-1,52 раза (300-750 млн руб.) по сравнению со схемой одноэтапного вскрытия вертикальными стволами с поверхности за счет отказа от скипового ствола и транспортных квершлаггов или переноса затрат по их проведению на более поздние периоды и оптимизации величин $H_{\text{вск 1}}$ и h_3 .

3.3 Выводы по главе 3

1. Установлены основные параметры, обусловленные размерами используемого карьера, – величина первого шага вскрытия и глубина заложения рудовыдачного автоуклона в карьере, и влияющие на них основные факторы – диаметр и глубина распространения разведанных запасов трубки, глубина карьера и производственная мощность подземного рудника.

2. Разработана методика определения оптимальной величины первого шага вскрытия по критерию минимума дисконтированных суммарных капитальных затрат на горно-капитальные работы по первой и второй очередям в зависимости от глубины распространения запасов под дном карьера.

3. Разработана методика определения оптимальной глубины заложения рудовыдачного автоуклона в карьере по критерию минимума суммарных годовых эксплуатационных затрат на транспортирование руды подземными и карьерными автосамосвалами в зависимости от глубины карьера и величины шага вскрытия с учетом границ зоны сдвижения горных пород.

4. Установлены зависимости суммарных дисконтированных капитальных и эксплуатационных затрат по вариантам вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений от производственной мощности рудника и глубины распространения запасов под дном карьера, изменяемых в диапазоне 0,5-1,0 млн т/год и 200-400 м, соответственно.

5. На основе ЭММ установлена экономическая эффективность вариантов поэтапного вскрытия рудовыдачными автоуклонами из карьера по сравнению с традиционным вариантом одноэтапного вскрытия вертикальными стволами с поверхности при производственной мощности подземного рудника до 1,0 млн т руды в год и глубине распространения запасов под дном карьера до 400 м.

ГЛАВА 4 АПРОБАЦИЯ И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЯ

4.1 Разработка рекомендаций по вскрытию подкарьерных запасов кимберлитовых трубок «Нюрбинская» и «Юбилейная» и их технико-экономическая оценка

В ближайшее время переход с открытого на подземный способ разработки намечен на следующих коренных кимберлитовых месторождениях:

а) трубка «Нюрбинская» находится на площади Накынского кимберлитового поля. Ближайшими центром является г. Нюрба и г. Удачный. Трубка имеет округло-эллипсоидную форму, с глубины 280-320 м разделяется на несколько вертикальных рудных тел. Промышленная отработка запасов трубки началась в 2001 г. открытым способом. Производительность карьера – 1,4 млн т руды в год. Проектная глубина карьера составляет 450 м. Размеры карьера по поверхности – 1250×1050 м, по дну – 290×110 м [6];

б) трубка «Юбилейная» (центральный рудный столб) находится на площади Алакит-Мархинского кимберлитового поля. Ближайшим центром является п. Айхал. Морфология трубки близка к классической воронкообразной форме трубок взрыва с конусообразным раструбом в верхних горизонтах. Трубка представлена тремя рудными столбами: центральным, западным и восточным. Центральный рудный столб сложен автолитовыми кимберлитовыми брекчиями, западный и восточный блоки – порфиrowыми кимберлитами. Кимберлиты по плотностным свойствам достигают 2,6 т/м³. Вмещающие породы представлены карбонатными образованиями верхнего кембрия и нижнего ордовика. Промышленная отработка запасов трубки началась в 1985 г. открытым способом. Производительность карьера – 10,4 млн т руды в год. Проектная глубина карьера по центральному рудному телу составляет 720 м, по западному и восточному флангам – 510 м. Размеры карьера по поверхности – 2065×1430 м, по дну – 270×220 м [6].

Промышленная инфраструктура районов месторождений является развитой и определяется деятельностью действующих горнодобывающих предприятий – Нюрбинского и Айхальского горно-обогатительных комбинатов [2].

Основные горно-геологические и горнотехнические факторы, влияющие на вскрытие подкарьерных запасов кимберлитовых трубок «Нюрбинская» и «Юбилейная», приведены в таблице 4.1.

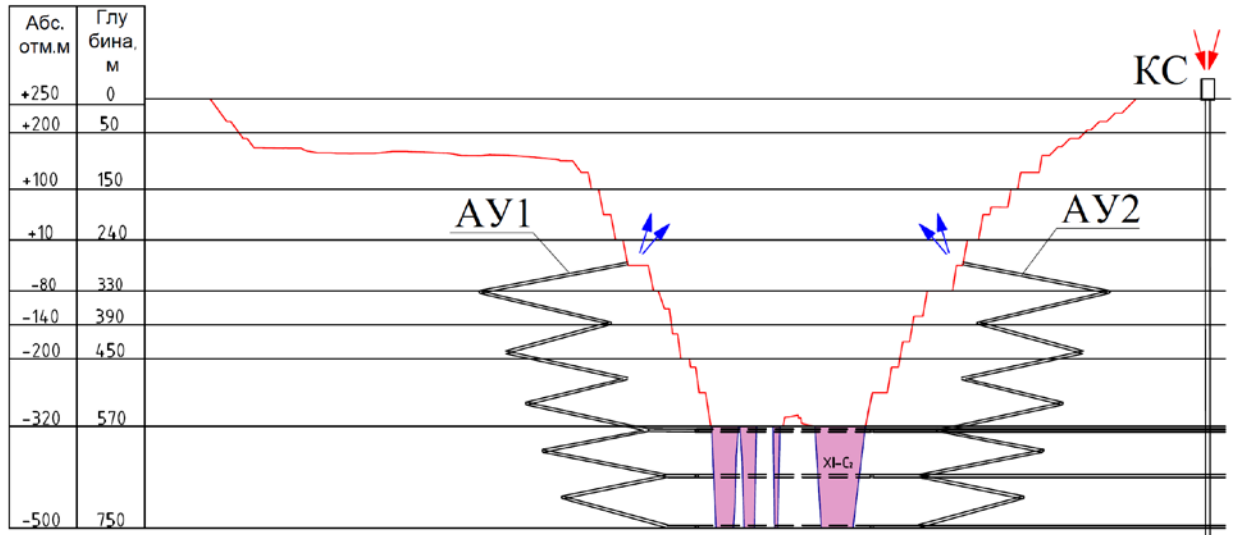
Таблица 4.1 – Исходные данные, принятые для ЭММ

Наименование	Усл. обозн.	Ед. изм.	Кимберлитовая трубка	
			Нюрбинская	Юбилейная
Горно-геологические факторы				
Объем вскрываемых запасов	$Q_{вск}$	млн. т	8,58	23,75
Угол падения трубки	α	град.	90	90
Угол сдвижения вмещающих пород	δ	град.	65	65
Средний диаметр трубки	d	м	130	175
Глубина залегания трубки	H	м	750	1100
Плотность руды	γ_p	т/м ³	2,6	2,6
Крепость пород	f_p	-	4-8	4-8
Горнотехнические факторы				
Предельная глубина карьера	H_k	м	570	720
Генеральный угол наклона бортов карьера	ρ	град.	46	50
Производственная мощность рудника	$A_{шх}$	млн. т/год	0,7	1,0

Для обоснования способа и схемы вскрытия подкарьерных запасов рассматриваемых месторождений, обеспечивающих снижение капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие и сокращение сроков ввода подземного рудника в эксплуатацию, использован *метод сравнения вариантов*. Сущность метода заключается в разработке нескольких наиболее пригодных и технически осуществимых вариантов, по каждому из которых для заданных условий рассчитывается величина принятого критерия эффективности [90].

С использованием созданной ЭММ и установленных зависимостей (3.8-3.10) выполнена проработка (рис. 4.1) и сравнительная оценка (рис. 4.2) рекомендуемых схем вскрытия подкарьерных запасов рудовыдачными автоуклонами из карьера – варианта 2 для трубки «Нюрбинская», варианта 3 для трубки «Юбилейная».

а



б

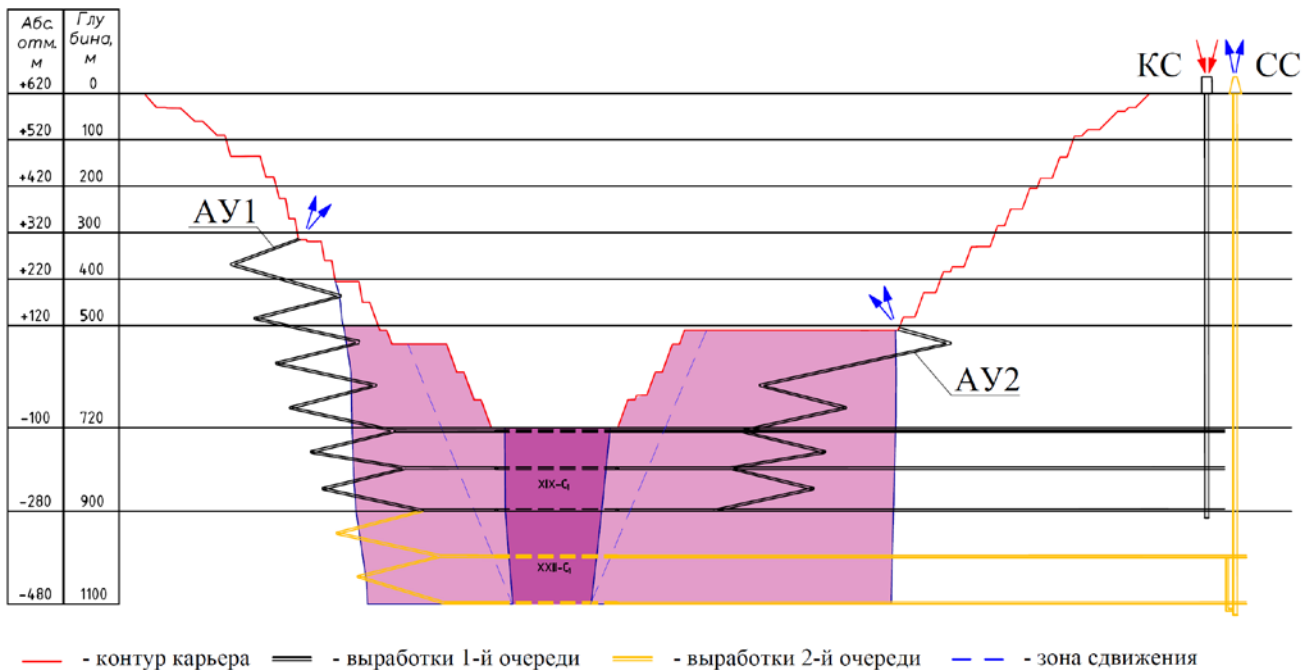
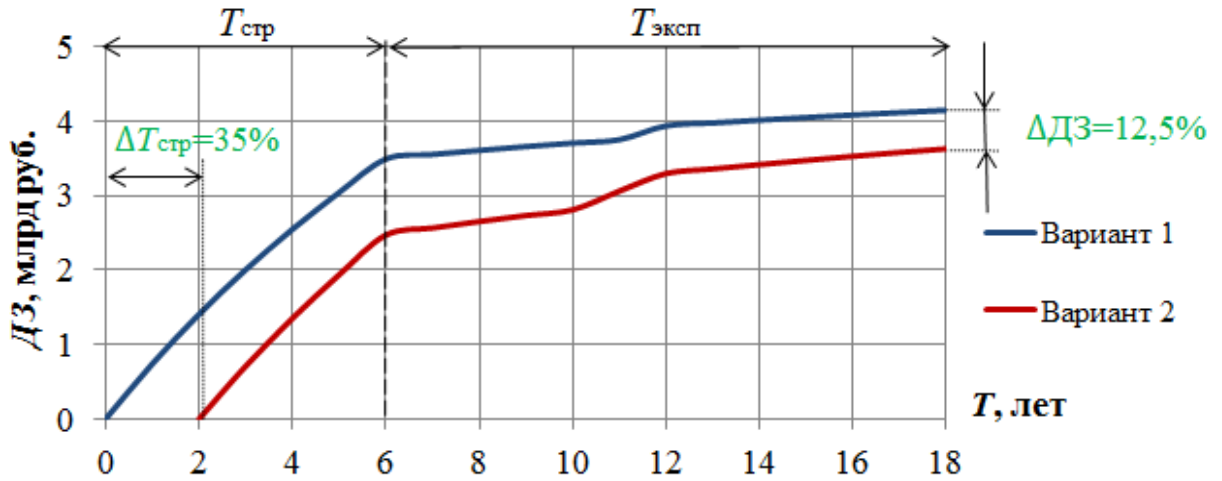


Рисунок 4.1 – Рекомендуемая схема вскрытия подкарьерных запасов:
а – трубки «Нюрбинская»; *б* – трубки «Юбилейная»

а



б

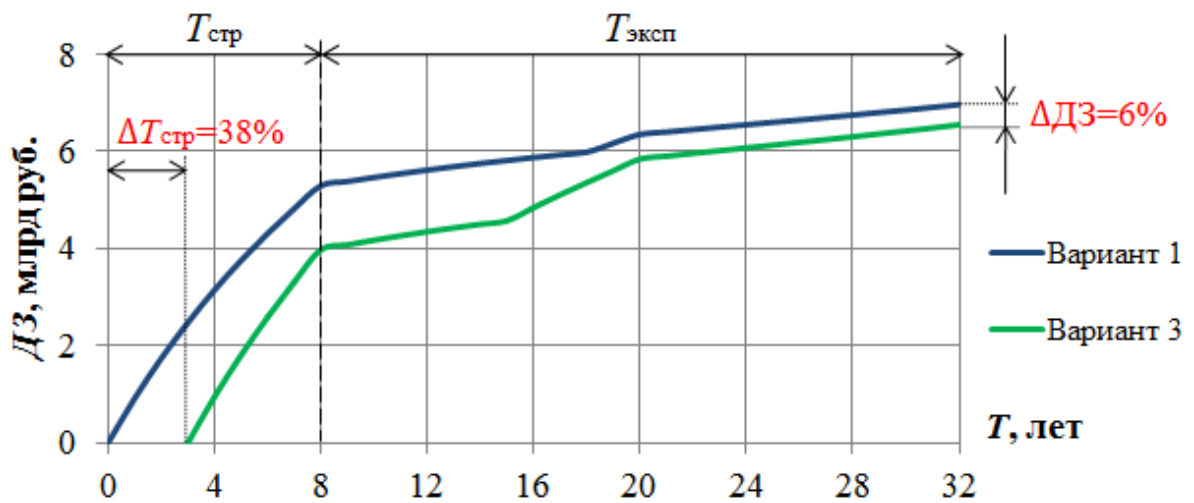


Рисунок 4.2 – Графики расчета дисконтированных затрат ДЗ при реализации вариантов вскрытия подкарьерных запасов:
а – трубки «Нюрбинская»; б – трубки «Юбилейная»

Потенциальный экономический эффект (дисконтированный) от реализации варианта 2 по сравнению с вариантом 1 в условиях трубки «Нюрбинская» составляет 520 млн руб., варианта 3 в условиях трубки «Юбилейная» – 410 млн руб. Эффект достигается за счет сокращения сроков строительства подземного рудника на 2,1-3 года и переноса части капитальных затрат на более поздние периоды с большим в 2-2,3 раза коэффициентом дисконтирования.

4.2 Опыт практического использования результатов исследования

Результаты исследования использованы при разработке:

- технологического регламента вскрытия и отработки Центрального рудного столба месторождения трубки «Юбилейная», что подтверждено Протоколом расширенного заседания горной секции научно-технического совета института «Якутнипроалмаз» (приложение Б);

- ТЭО и технических проектов на отработку запасов нижних горизонтов Малышевского, Урупского и Кыштымского рудников (табл. 4.2) [36, 124, 125], что подтверждено актами внедрения (приложение В и Г).

Таблица 4.2 – Сведения о практическом использовании результатов исследования

Рудник	Условия эксплуатации	Способ и схема вскрытия	Расчетный эффект
Малышевский	Изумрудно-бериллиевое месторождение. Угол падения рудных тел 60-90°, глубина залегания 800 м. Производственная мощность рудника 350 тыс. т/год	Поэтапное вскрытие запасов ниже гор. -120 м с использованием автоуклона под углом 10° для транспортирования руды до обогатительной фабрики на расстояние 4,64 км	Сокращение сроков строительства на 30% (27 мес.) и снижение капитальных затрат на 32% (262 млн руб.)
Урупский	Медноколчеданное месторождение. Глубина разведанных запасов 850 м. Производственная мощность рудника 400 тыс. т/год	Поэтапное вскрытие запасов горизонтов 17-21 с использованием автоуклона под углом 8° для транспортирования руды до вертикального ствола на расстояние 0,84 км	Сокращение сроков ввода новых горизонтов на 38% (30 мес.) и снижение капитальных затрат на 28% (251 млн руб.)
Кыштымский	Жильное месторождение гранулированного кварца с углом падения 30°. Производственная мощность рудника 25 тыс. т/год	Поэтапное вскрытие запасов жилы №175 в этаже 346/326 м с использованием автоуклона под углом 10° для транспортирования руды до рудного склада на поверхности на расстоянии 0,93 км	Сокращение сроков ввода новых горизонтов на 17% (4 мес.) и снижение капитальных затрат на 8% (26,1 млн руб.)

4.3 Выводы по главе 4

1. Разработаны и рекомендованы схемы поэтапного вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых трубок «Нюрбинская» и «Юбилейная» рудовыдачными автоуклонами из карьера, обеспечивающие снижение затрат на вскрытие на 6,0-12,5% и сокращение сроков строительства рудника более на 2,1-3,0 года.

2. Рассчитан потенциальный экономический эффект (дисконтированный) от реализации схем поэтапного вскрытия рудовыдачными автоуклонами из карьера по сравнению с традиционным вариантом одноэтапного вскрытия вертикальными стволами с поверхности в условиях трубки «Нюрбинская» – 520 млн руб., трубки «Юбилейная» – 410 млн руб.

3. Результаты исследования использованы при разработке технологического регламента вскрытия и отработки Центрального рудного столба месторождения трубки «Юбилейная», а также ТЭО и технических проектов на отработку запасов нижних горизонтов Малышевского, Урупского и Кыштымского рудников.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой содержится решение актуальной научно-практической задачи по обоснованию оптимальных параметров вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений Якутии рудовыдачными автоуклонами из карьера, обеспечивающих снижение капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие и сокращение сроков строительства подземного рудника, что имеет существенное значение для развития знаний в области комбинированной разработки месторождений и способствует развитию российской алмазодобывающей промышленности.

Основные научные и практические результаты заключаются в следующем:

1. На основе анализа теории и практики вскрытия запасов за предельным контуром карьера определено, что решение задачи сокращения затрат на вскрытие и сроков строительства подземного рудника состоит в применении схем поэтапного вскрытия рудовыдачными автоуклонами из карьера с использованием его транспортной системы для выдачи руды на поверхность.

2. Установлены основные параметры, обусловленные наличием используемого карьера, – величина первого шага вскрытия и глубина заложения рудовыдачного автоуклона в карьере, и влияющие на них основные факторы – диаметр и глубина распространения разведанных запасов трубки, глубина карьера и производственная мощность подземного рудника.

3. Систематизированы варианты вскрытия подкарьерных запасов по признакам, характеризующим способ и схему вскрытия и определяющим объем вскрываемых запасов, величину капитальных вложений и срок строительства рудника, – этапность вскрытия, тип и место заложения главных (рудовыдачных) вскрывающих выработок.

4. В соответствии с систематизацией сконструированы рациональные варианты вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений, предусматривающие использование самоходного оборудования на проходческих

и очистных работах, транспортировании руды и обеспечивающие сокращение сроков строительства рудника за счет заложения автоуклонов в карьере.

5. Обоснован критерий эффективности вариантов вскрытия, различающихся объемом инвестиций и продолжительностью строительства рудника, – минимум суммарных дисконтированных капитальных и эксплуатационных затрат на процессы, связанные со вскрытием, учитывающий совокупный эффект от снижения затрат и сокращения сроков ввода рудника в эксплуатацию

6. Разработана методика определения оптимальной величины первого шага вскрытия и глубины заложения рудовыдачного автоуклона в карьере для вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений в зависимости от глубины карьера и глубины распространения запасов под дном карьера с учетом границ зоны сдвижения горных пород.

7. Составлен алгоритм и соответствующая расчетная компьютерная программа для выбора наиболее эффективного варианта вскрытия по критерию дисконтированных затрат в зависимости от глубины разведанных запасов трубки, глубины карьера и производственной мощности подземного рудника.

8. Определена оптимальная величина первого шага вскрытия в зависимости от глубины распространения запасов под дном карьера ($H_{\text{пгр}}$), изменяемой в диапазоне 200-400 м: при вскрытии автоуклонами всех подкарьерных запасов составляет 140-60 м, или $0,35-0,3 H_{\text{пгр}}$, при вскрытии только верхнего этажа – 140-100 м или $0,5-0,35 H_{\text{пгр}}$.

9. Определена оптимальная глубина заложения рудовыдачного автоуклона в карьере в зависимости от глубины карьера ($H_{\text{к}}$), изменяемой в диапазоне 400-600 м: при вскрытии автоуклонами всех подкарьерных запасов составляет 0-340 м или $0-0,56 H_{\text{к}}$, при вскрытии только верхнего этажа – 250-380 м или $0,63 H_{\text{к}}$.

10. Обоснована экономическая эффективность вариантов поэтапного вскрытия рудовыдачными автоуклонами из карьера по сравнению с традиционным вариантом одноэтапного вскрытия вертикальными стволами с поверхности при производственной мощности подземного рудника до 1,0 млн т руды в год и глубине распространения запасов под дном карьера до 400 м.

11. Потенциальный экономический эффект (дисконтированный) от реализации вариантов поэтапного вскрытия рудовыдачными автоуклонами из карьера по сравнению с традиционным вариантом одноэтапного вскрытия вертикальными стволами с поверхности в условиях трубки «Нюрбинская» составляет 520 млн руб., трубки «Юбилейная» – 410 млн руб.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Харьков, А. Д. Коренные месторождения алмазов мира / А. Д. Харьков, Н. Н. Зинчук, А. И. Крючков. – Москва : Недра, 1998. – 555 с.
2. Клишин, В. И. Подземная разработка алмазоносных месторождений Якутии / В. И. Клишин, А. П. Филатов. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2008. – 337 с.
3. Проблемы перехода на подземную разработку алмазоносных месторождений Якутии / Л. А. Пучков, Е. В. Кузьмин, Д. М. Казикаев, В. Т. Калитин, В. М. Зуев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 1999. – № 5. – С. 138-140.
4. Ганченко, М. В. Состояние и направления развития подземной добычи алмазов в Западной Якутии / М. В. Ганченко, А. П. Филатов, М. В. Кисилев // Горный журнал. – 2005. – № 7. – С. 87-91.
5. Иудин, М. М. Вскрытие кимберлитовых месторождений Якутии: опыт и проблемы / М. М. Иудин // Наука и образование. – 2008. – № 1. – С. 3-6.
6. Колганов, В. Ф. Коренные месторождения алмазов Западной Якутии / В. Ф. Колганов, А. Н. Акишев. – Новосибирск : Изд-во «Гео», 2011. – 215 с.
7. Технология отработки подкарьерных запасов полезных ископаемых в сложных горно-геологических условиях / А. А. Коваленко, М. В. Тишков, С. А. Неверов, А. А. Неверов, А. М. Никольский // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2016. – № 3, Т. 1. – С. 305-311.
8. Решение геотехнологических задач на отдельных этапах освоения кимберлитовых месторождений Якутии / М. В. Рыльникова, И. И. Айнбиндер, Н. П. Крамсков, А. В. Письменный // Горный журнал. – 2011. – № 1. – С. 55-58.
9. Вскрытие и технология совместной отработки прибортовых и подкарьерных запасов трубки «Удачная» / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, К. В. Барановский, И. В. Никитин // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений : сборник докладов Международной научно-практической конференции. – Новосибирск : Наука, 2011. – С. 148-153.

10. О формировании предохранительной подушки при отработке подкарьерных запасов трубки «Удачная» системами с обрушением / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2023. – № 2. – С. 322-334.
11. Казикаев, Д. М. Комбинированная разработка рудных месторождений / Д. М. Казикаев. – Москва : Изд-во «Горная книга», 2008. – 361 с.
12. Щелканов, В. А. Комбинированная разработка рудных месторождений / В. А. Щелканов. – Москва : Недра, 1974. – 231 с.
13. Волков, Ю. В. Комбинированная геотехнология разработки меднорудных месторождений Урала / Ю. В. Волков, И. В. Соколов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2005. – № 1. – С. 12-16.
14. Куликов, В. В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений / В. В. Куликов. – Москва : Недра. – 1972. – 327 с.
15. Шнайдер, М. Ф. Совмещение подземных и открытых разработок рудных месторождений / М. Ф. Шнайдер, В. К. Вороненко. – Москва : Недра, 1985. – 132 с.
16. Вовк, А. А. Разработка месторождений полезных ископаемых комбинированным способом / А. А. Вовк, Г. И. Черный. – Киев : Наукова думка. – 1965. – 192 с.
17. Мухтаров, Т. М. Комбинированный способ разработки месторождений полезных ископаемых / Т. М. Мухтаров. – Москва : Недра, 1988. – 231 с.
18. Каплунов, Д. Р. Комбинированная геотехнология / Д. Р. Каплунов, В. Н. Калмыков, М. В. Рыльникова. – Москва : Руда и металлы, 2003. – 558 с.
19. Automated Finsch // International Mining. – 2012. – Vol. 8, No. 6. – P. 10-13.
20. Owen, K. C. Underground mining of kimberlite pipe / K. C. Owen, A. R. Guest // XVth Congress, Johannesburg, SAIMM. – 1994. – Vol. 1. – P. 207-218.
21. Каплунов, Д. Р. Геотехнология перехода от открытых к подземным горным работам / Д. Р. Каплунов, В. А. Юков. – Москва : Изд-во «Горная книга», 2007. – 267 с.

22. Крамсков, Н. П. Опыт разработки кимберлитовых месторождений в ЮАР / Н. П. Крамсков // Горный журнал. – 1994. – № 12. – С. 57-58.
23. Куликов, А. В. Разработка железорудных месторождений за рубежом / А. В. Куликов, В. В. Куликов, С. М. Мелешкин. – Москва : Госгортехиздат, 1960. – 488 с.
24. Черных, А. Д. Эффективность открыто-подземной разработки месторождений полезных ископаемых / А. Д. Черных, О. С. Брюховецкий. – Москва : Институт Цветметинформация, 1988. – 52 с.
25. Kiruna. Sweden's large underground iron ore mine – mechanization 1987 style! // Mining magazine. – 1987. – Vol. 156, № 6. – P. 462-472.
26. Стариков, Н. А. Вскрытие рудных месторождений / Н. А. Стариков. – Москва : Metallurgizdat, 1957. – 350 с.
27. Демидов, Ю. В. Концепция и научные проблемы комбинированной разработки мощных рудных месторождений Кольского полуострова / Ю. В. Демидов // Открыто-подземная разработка мощных рудных месторождений. – Апатиты : Кольский научный центр РАН, 1995. – С. 12-15.
28. Скорняков, Ю. Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин / Ю. Г. Скорняков. – Москва : Недра, 1986. – 204 с.
29. Рыльникова, М. В. Вскрытие при комбинированной разработке медно-колчеданных месторождений / М. В. Рыльникова, В. Н. Калмыков, Н. А. Ивашов // Горная промышленность. – 2003. – № 2. – С. 38-42.
30. Рыльникова, М. В. Эффективные схемы вскрытия при комбинированной разработке рудных месторождений / М. В. Рыльникова, В. Н. Калмыков, Н. А. Ивашов // Недропользование - XXI век. – 2007. – № 2. – С. 44-48.
31. Леонтьев, А. А. Особенности комбинированной разработки месторождений в различных горно-геологических и горнотехнических условиях / А. А. Леонтьев, В. Г. Едигарьев // Горный журнал. – 2010. – № 9. – С. 15-19.
32. Григорьев, В. В. Развитие горных работ в период перехода с открытого на подземный способ разработки Учалинского месторождения / В. В. Григорьев, В. Н. Калмыков, М. В. Рыльникова // Горный журнал. – 2010. – № 5. – С. 88-92.

33. Гибадуллин, З. Р. Технология разработки месторождений Учалинского ГОКа / З. Р. Гибадуллин, В. П. Красавин, А. К. Самусенко // Горный журнал. – 2004. – № 6. – С. 25-30.

34. Рыльникова, М. В. Перспективы и стратегия освоения Жезказганского месторождения / М. В. Рыльникова, А. Б. Юн, И. В. Терентьева // Горный журнал. – 2015. – № 5. – С. 44-49.

35. Малахов, Г. М. Совместная открыто-подземная разработка на рудниках Кривбасса / Г. М. Малахов, В. А. Лубенец // Основные направления развития открыто-подземного способа разработки месторождений : сборник научных трудов. – Москва : ИПКОН АН СССР, 1987. – С. 44-56.

36. Соколов, И. В. Технико-экономическое сравнение вариантов вскрытия Малышевского месторождения / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, И. В. Никитин // Комбинированная геотехнология: теория и практика реализации полного цикла комплексного освоения недр : сборник трудов Международной научно-технической конференции, Магнитогорск, 23-26 мая 2011 года. – Магнитогорск : Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова, 2011. – С. 39-44.

37. Обоснование подземной геотехнологии при комбинированной разработке Сарбайского железорудного месторождения / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – № 4. – С. 58-65.

38. Об эффективности подземной разработки Тарыннахского и Горкитского железорудных месторождений / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин, К. В. Барановский // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. – 2014. – № 3 (47). – С. 5-11.

39. Волков, Ю. В. Проектные решения по доработке Молодежного месторождения подземным способом / Ю. В. Волков, И. В. Соколов, В. Д. Камаев // Горный журнал. – 2004. – № 6. – С. 37-40.

40. Соколов, И. В. Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений : монография / И. В.

Соколов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин ; под общ. ред. д-ра техн. наук И. В. Соколова. – Екатеринбург : Изд-во Уральского университета, 2021. – 340 с.

41. Шевяков, Л. Д. Определение места заложения подъемного ствола шахты / Л. Д. Шевяков. – Москва : Углетехиздат, 1947. – 44 с.

42. Агошков, М. И. Подземная разработка рудных месторождений / М. И. Агошков, Г. М. Малахов. – Москва : Недра, 1966. – 664 с.

43. Болкисев, В. С. Исследование схем расположения вертикальных стволов при вскрытии мощных рудных месторождений : специальность 311 : автореферат дис. ... канд. техн. наук / Болкисев Владислав Семенович. – Свердловск, 1970. – 28 с.

44. Тимофеев, В. И. Методика определения оптимального расстояния между концентрационными горизонтами / В. И. Тимофеев // Горный журнал. – 1970. – № 11. – С. 18-21.

45. Воронюк, А. С. Методические принципы определения рациональных параметров и схем вскрытия рудных месторождений / А. С. Воронюк // Актуальные проблемы комплексного освоения недр. – Москва : ИПКОН АН СССР, 1990. – С. 67-73.

46. Воронюк, А. С. Рациональные схемы и параметры вскрытия рудных месторождений / А. С. Воронюк. – Москва : Наука, 1993. – 250 с.

47. Воронюк, А. С. Рациональные схемы вскрытия мощных месторождений наклонными рудоподъемными выработками / А. С. Воронюк. – Москва : Наука 1972. – 204 с.

48. Воронюк, А. С. Научные основы и методы определения рационального вскрытия рудных месторождений / А. С. Воронюк, В. Н. Макишин, В. И. Иванов. – Владивосток : Изд-во Дальневосточного государственного технического университета, 2011. – 118 с.

49. Воронюк, А. С. Этапность развития вскрытия и разработки запасов рудных месторождений с учетом периодического технического переоснащения подземных рудников / А. С. Воронюк // Труды Дальневосточного государственного технического университета. – 2003. – № 135. – С. 137-152.

50. Воронюк, А. С. Классификация способов и схем вскрытия рудных месторождений / А. С. Воронюк // Труды Дальневосточного государственного технического университета. – 2005. – № 139. – С. 58-73.

51. Агошков, М. И. Методика сравнения и выбора схем вскрытия мощных рудных месторождений вертикальными и наклонными рудоподъемными выработками / М. И. Агошков, А. С. Воронюк, А. А. Громыко. – Москва : ИГД им. А.А. Скочинского, 1968. – 44 с.

52. Волков, Ю. В. Подземная разработка медноколчеданных месторождений Урала / Ю. В. Волков, И. В. Соколов. – Екатеринбург : УрО РАН, 2006. – 232 с.

53. Глотов, В. В. Методические основы выбора рационального способа вскрытия мелкого месторождения / В. В. Глотов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2006. – № 12. – С. 278-285.

54. Таран, П. Н. Опыт вскрытия и подготовки горизонтов при разработке рудных месторождений / П. Н. Таран. – Москва : Госгортехиздат, 1963. – 51 с.

55. Титов, В. Д. Вскрытие рудных месторождений / В. Д. Титов. – Москва : Госгортехиздат, 1961. – 286 с.

56. Инфантьев, А. Н. Вскрытие и подготовка мощных рудных месторождений / А. Н. Инфантьев. – Москва : Недра, 1978. – 248 с.

57. Каплунов, Д. Р. Научно-методическое обоснование модульного принципа проектирования горнотехнических систем / Д. Р. Каплунов, М. В. Рыльникова, В. Н. Калмыков // Недропользование – XXI век. – 2009. – № 5. – С. 74-78.

58. Каплунов, Д. Р. Комплексное освоение недр / Д. Р. Каплунов, В. В. Мельник, М. В. Рыльникова. – Тула : Изд-во Тульского государственного университета, 2016. – 333 с.

59. Щелканов, В. А. Подземные горные выработки на карьерах / В. А. Щелканов. – Москва : Недра, 1982. – 128 с.

60. Справочник по горнорудному делу / под ред. В. А. Гребенюка, Я. С. Пажьянова, И. Е. Ерофеева. – Москва : Недра, 1983. – 816 с.

61. Савич, И. Н. Комбинированная разработка кимберлитовых месторождений / И. Н. Савич // Горная промышленность. – 2004. – № 1. – С. 42-43.

62. Пивень, Г. Ф. Обоснование условий эффективного перехода от открытых горных работ к подземным при комбинированной разработке кимберлитовых трубок : специальность 25.00.21 : автореферат дис. ... доктора техн. наук / Пивень Геннадий Федорович. – Москва, 2012. – 44 с.

63. Соколов, И. В. Обоснование конструкции и параметров подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений Урала : специальность 25.00.22 : дис. ... доктора техн. наук / Соколов Игорь Владимирович. – Екатеринбург, 2012. – 317 с.

64. Соколов, И. В. Систематизация и экономико-математическое моделирование вариантов вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке месторождений / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин // Горный журнал. – 2012. – № 1. – С. 67-71.

65. Ивашов, Н. А. Обоснование способов вскрытия запасов за контурами карьеров при комбинированной разработке месторождений : специальность 25.00.21 : автореферат дис. ... канд. техн. наук / Ивашов Николай Александрович. – Магнитогорск, 2007. – 20 с.

66. Ивашов, Н. А. Обоснование способов вскрытия запасов за предельным контуром карьеров / Н. А. Ивашов // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. – 2007. – № 1 (17). – С. 9-13.

67. Богуславский, Э. И. Оптимизация параметров вскрытия при восходящем порядке отработки крутопадающих рудных тел / Э. И. Богуславский, Ю. Л. Минаев, Д. Ю. Минаев // Записки Горного института. – 2007. – Т. 170, часть 1. – С. 84-90.

68. Шестаков, В. А. Основные принципы оценки схем и параметров вскрытия в новых экономических условиях / В. А. Шестаков, Н. В. Дронов, Т. В. Литовченко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 1997. – № 2. – С. 173-176.

69. Демидов, Ю. В. Методические принципы проектирования схем вскрытия при комбинированной технологии разработки рудных месторождений / Ю. В. Демидов, А. Ю. Звонарь // Горный журнал. – 2009. – № 6. – С. 57-59.

70. Голик, В. И. Оптимизация схем подготовки месторождений наклонными съездами / В. И. Голик, В. Б. Заалишвили // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2017. – № 1. – С. 52-67.

71. The transition from open pit to underground mining: An unusual slope failure mechanism at Palabora / R. K. Brummer, H. Li, A. Moss, T. Casten / Proceedings of International Symposium on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Engineering, The South African Institute of Mining and Metallurgy, 2006. – P. 411-420.

72. King, B. Optimizing the open pit-to-underground mining transition / B. King, M. Goycoolea, A. Newman // European Journal of Operational Research. – 2017. – Vol. 257. – № 1. – P. 297-309.

73. Afum, B. O. A Review of models and algorithms for surface-underground mining options and transitions optimization: some lessons learnt and the way forward / B. O. Afum, E. Ben-Awuah // Mining. – 2021. – Vol. 1. – P. 112-134.

74. Strategic mining options optimization: Open pit mining, underground mining or both / E. Ben-Awuah, O. Richter, T. Elkington, Y. Pourrahimian // International Journal of Mining Science and Technology. – 2016. – Vol. 26, № 6. – P. 1065-1071.

75. Bakhtavar, E. Transition from open-pit to underground in the case of Chah-Gaz iron ore combined mining / E. Bakhtavar // Journal of Mining Science. – 2013. – Vol. 49, № 6. – P. 955-966.

76. Combined optimization of an open-pit mine outline and the transition depth to underground mining / D. Whittle, M. Brazil, P. A. Grossman, J. H. Rubinstein, D. A. Thomas // European Journal of Operational Research. – 2018. – Vol. 268, № 2. – P. 624-634.

77. Chen, J. Optimization principle of combined surface and underground mining and its applications / J. Chen, D. Gu, J. Li // Journal of Central South University of Technology. – 2003. – Vol. 10, № 3. – P. 222-225.

78. Analysis on deformation development of open-pit slope under the influence of underground mining / N. Wang, B. H. Wan, P. Zhang, X. L. Du // Legislation, Technology and Practice of Mine Land Reclamation : Proceedings of the Beijing International Symposium on Land Reclamation and Ecological Restoration (LRER 2014). – London : Taylor & Francis Group, 2015. – P. 53-58.

79. Raufovich, U.S. Theoretical studies of the influence of deep pit parameters on the choice of technological schemes for transporting rock mass / U.S. Raufovich, S. Lola // European Journal of Molecular & Clinical Medicine. – 2020. – Vol. 7, № 2. – P. 709-713.

80. Гибадуллин, З. Р. Обоснование технологических схем транспортирования рудной массы при подземной разработке подкарьерных запасов медно-колчеданных месторождений : специальность : 25.00.21, 25.00.22 : дис. ... канд. техн. наук / Гибадуллин Закария Равгатович. – Магнитогорск, 2012. – 144 с.

81. Оценка эффективности схем вскрытия законтурных запасов с применением карьерных подъемников / С. Е. Гавришев, В. Н. Калмыков, К. В. Бурмистров, Н. Г. Томилина, В. Ю. Заляднов // Вестник Магнитогорского государственного технологического университета им. Г. И. Носова. – 2014. – № 1 (45). – С. 7-11.

82. Бурмистров, К. В. Разработка геотехнологических решений по сохранению устойчивости функционирования горнорудных предприятий путем поэтапного вскрытия запасов глубоких горизонтов при открытой и комбинированной отработке крутопадающих месторождений : специальность 25.00.22 : дис. ... доктора техн. наук / Бурмистров Константин Владимирович. – Магнитогорск, 2022. – 340 с.

83. Ивашов, А. Н. Обоснование параметров подземной геотехнологии и объединенной горнотехнической системы при освоении группы сближенных медноколчеданных месторождений : специальность 25.00.22, 25.00.21 : дис. ... канд. техн. наук / Ивашов Артем Николаевич. – Магнитогорск, 2017. – 165 с.

84. Громов, Е. В. Повышение эффективности разработки месторождений бедных руд в условиях экологических ограничений (на примере апатит-нефелинового месторождения «Партомчорр») : специальность 25.00.22 : автореферат дис. ... канд. техн. наук / Громов Евгений Викторович. – Апатиты, 2016. – 26 с.

85. Лукичев, С. В. Обоснование способов вскрытия рудных месторождений с применением различных комбинаций конвейерного транспорта / С. В. Лукичев, О. В. Белгородцев, Е. В. Громов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 3. – С. 72-82.

86. Лобанов, Е. А. Разработка технологических схем вскрытия и отработки прибортовых и подкарьерных запасов апатит-нефелинового месторождения : специальность 25.00.22 : автореферат дис. ... канд. техн. наук / Лобанов Евгений Александрович. – Новосибирск, 2022. – 30 с.

87. Яковлев, В. Л. О развитии методологических подходов к исследованию проблем освоения недр / В. Л. Яковлев. – DOI: 10.18454/2313-1586.2015.02.005 // Проблемы недропользования. – 2015. – № 2. – С. 5-9.

88. Агошков, М. И. Разработка рудных и нерудных месторождений / М. И. Агошков, В. А. Боярский, С. С. Борисов. – Москва : Недра, 1973. – 143 с.

89. Калмыков, В. Н. Проблемы комбинированной разработки месторождений ценных руд и пути их решения / В. Н. Калмыков, М. В. Рыльникова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 1999. – № 3. – С. 60-62.

90. Никитин, И. В. Методы определения параметров и показателей вскрытия подземных запасов рудных месторождений / И. В. Никитин // Уральская горная школа – регионам : сборник докладов Международной научно-практической конференции, Екатеринбург, 24-25 апреля 2017 года. – Екатеринбург : Из-во Уральского государственного горного университета, 2017. – С. 441-442.

91. Никитин, И. В. Исследование влияния основных факторов на эффективность подкарьерных запасов при комбинированной разработке кимберлитовых месторождений / И. В. Никитин // Горный информационно-

аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № S11. – С. 419-428.

92. Яковлев, В. Л. Теория и практика выбора транспорта глубоких карьеров / В. Л. Яковлев. – Новосибирск : Наука Сибирского отделения, 1989. – 238 с.

93. Sfitmfeker, C. Optimizing of long-term mine planning in large lignite deposits / C. Sfitmfeker, J. Lienndorf, O.-X. Lalistrater // Mine Planning and Equipment Selection: Proceedings of the 22nd MPES Conference, Dresden, Germany, 14th-19th October 2013. – Switzerland: Springer International Publishing. – 2014. – P. 113-125.

94. Выбор варианта вскрытия подземных запасов при комбинированной разработке месторождений на основе экономико-математического моделирования / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин, К. В. Барановский // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – № 9. – С. 357-362.

95. Соколов, И. В. Экономико-математическое моделирование вариантов вскрытия при комбинированной разработке месторождений / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин // Проблемы недропользования : сборник докладов V Всероссийской молодежной научно-практической конференции, Екатеринбург, 8-11 февраля 2011 года. – Екатеринбург : УрО РАН, 2011. – С. 204-210.

96. Антипин, Ю. Г. Прогноз развития подземной геотехнологии при освоении глубокозалегающих рудных месторождений на период до 2030 года / Ю. Г. Антипин, А. А. Смирнов, И. В. Никитин. – DOI: 10.25635/2313-1586.2021.04.074 // Проблемы недропользования. – 2021. – № 4 (31). – С. 74-86.

97. Соколов, И. В. Конструирование рациональных вариантов вскрытия подкарьерных запасов кимберлитового месторождения / И. В. Соколов, И. В. Никитин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № S4-2. – С. 147-153.

98. Новые технологические решения разработки кимберлитовых месторождений Якутии : монография / К. В. Булатов, Ю. А. Дик, А. В. Котенков [и др.]. – Екатеринбург : АО «Уралмеханобр», 2022. – 544 с.

99. Зобнин, Б. Б. Использование методов системного анализа при проектировании схем вскрытия глубоких горизонтов шахт / Б. Б. Зобнин, В. П. Некрасов, Н. Н. Лещуков // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2007. – № 5. – С. 75-80.

100. Волков, Ю. В. Выбор систем подземной разработки рудных месторождений / Ю. В. Волков, И. В. Соколов, В. Д. Камаев. – Екатеринбург : Уральское отделение Российской академии наук, 2002. – 124 с.

101. Виленский, П. Л. Оценка эффективности инвестиционных проектов. Теория и практика / П. Л. Виленский, В. Н. Лившиц, С. А. Смоляк. – Москва : Дело, 2008. – 1104 с.

102. Дасковский, В. Б. Ошибочная суть метода дисконтирования / В. Б. Дасковский, В. Б. Киселёв // Экономист. – 2007. – С. 11-14.

103. Erzurumlu, S. S. Sustainable mining development with community using design thinking and multi-criteria decision analysis / S. S. Erzurumlu, Y. O. Erzurumlu // Resources Policy. – 2015. – Vol. 46, № 1. – P. 6-14.

104. Никитин, И. В. Методика и алгоритм расчета для экономико-математического моделирования вариантов вскрытия подкарьерных запасов / И. В. Никитин // Проблемы недропользования : сборник докладов VI Всероссийской молодежной научно-практической конференции, Екатеринбург, 8-10 февраля 2012 года. – Екатеринбург : Уральское отделение Российской академии наук, 2012. – С. 151-157.

105. Соколов, И. В. Методика экономической оценки долгосрочных стратегических решений при комбинированной разработке рудных месторождений / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, И. В. Никитин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2021. – № 3. – С. 314-325.

106. Пирс Д. Инструменты и методы, используемые в международной практике для оценки и развития проектов добычи алмазов / Д. Пирс // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений : сборник докладов

Международной научно-практической конференции. – Новосибирск : Наука, 2011. – С. 118-128.

107. Шестаков, В. А. Проектирование рудников / В. А. Шестаков. – Москва : Недра, 1987. – 234 с.

108. Шехурдин, В. К. Проведение подземных горных выработок / В. К. Шехурдин, Е. Н. Холобаев, В. И. Несмотряев. – Москва : Недра, 1980. – 295 с.

109. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников / под общей ред. Г. Я. Пейсаховича, И. П. Ремизова. – Москва : Недра, 1985. – 565 с.

110. Соколов, И. В. Принципы формирования и критерий оценки геотехнологической стратегии освоения переходных зон рудных месторождений подземным способом / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 9. – С. 151-160.

111. Никитин, И. В. Оптимизация параметров вскрытия при подземной разработке подкарьерных запасов кимберлитового месторождения. – DOI: 10.18454/2313-1586.2017.01.021 / И. В. Никитин // Проблемы недропользования. – 2017. – № 1 (12). – С. 21-28.

112. Соколов, И. В. Области эффективного применения перспективных способов и схем вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке кимберлитовых месторождений / И. В. Соколов, И. В. Никитин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – № 4. – С. 45-53.

113. Соколов, И. В. Определение оптимального места расположения автоуклона в карьере при вскрытии подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений / И. В. Соколов, И. В. Никитин // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2024. – № 2. – С. 42-50.

114. Зельберг, А. С. Современные и перспективные технологии при разработке месторождений алмазов / А. С. Зельберг, И. В. Зырянов, И. Ф. Бондаренко // Горная промышленность. – 2019. – № 3. – С. 26-31.

115. К обоснованию параметров крутонаклонных автосъездов при вскрытии глубоких горизонтов кимберлитовых карьеров / Ю. И. Лель, И. А. Глебов, А. Б. Буднев, С. В. Исаков, Р. С. Ганиев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2020. – № 7. – С. 21-32.

116. Совершенствование методов обоснования производственной мощности и срока существования алмазородных карьеров / А. Н. Акишев, И. В. Зырянов, С. В. Корнилков, В. Д. Кантемиров // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 1. – С. 77-83.

117. Журавлев, А. Г. Влияние продольного профиля трассы на технико-экономические показатели карьерных автосамосвалов / А. Г. Журавлев // Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности : сборник трудов XVII Международной научно-технической конференции, Екатеринбург, 04-05 апреля 2019 года / под общ. редакцией Ю. А. Лагуновой. – Екатеринбург : Из-во Уральского государственного горного университета, 2019. – С. 435-438.

118. Соколов, И. В. Моделирование и оптимизация способа и схемы вскрытия подкарьерных запасов крутопадающих рудных месторождений / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, И. В. Никитин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 6. – С. 190-196.

119. Никитин, И. В. Исследование схем вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений / И. В. Никитин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2024. – № 2. – С. 262-274.

120. Монахов, В. М. Методы оптимизации. Применение математических методов в экономике / В. М. Монахов, Э. С. Беляев, Н. Я. Краснер. – Москва : Просвещение, 1978. – 175 с.

121. Петросов, А. А. Моделирование и оптимизация процессов на рудниках / А. А. Петросов. – Москва : Недра, 1978. – 205 с.

122. Gass, S. I. Linear Programming: Methods and Applications / S. I. Gass. – New York : Dover Publications, Fifth Edition, 2010. – 544 p.

123. Никитин, И. В. Эффективность вскрытия нижних горизонтов Ветренского подземного рудника автотранспортным уклоном / И. В. Никитин // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений : сборник докладов VII Международной научно-технической конференции, Екатеринбург, 10-11 апреля 2018 года. – Екатеринбург : Из-во Уральского государственного горного университета, 2018. – С. 90-96.

124. Никитин, И. В. Выбор способа вскрытия и схемы транспорта руды при отработке глубоких горизонтов Урупского подземного рудника / И. В. Никитин. – DOI: 10.18454/2313-1586.2015.03.050 // Проблемы недропользования. – 2015. – № 3. – С. 50-58.

125. Соколов, И. В. Совершенствование технологии опытно-промышленной отработки переходной зоны Кыштымского месторождения кварца / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, К. В. Барановский // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 6. – С. 183-189.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Анализ мирового опыта комбинированной разработки месторождений

Таблица – Краткая характеристика предприятий, разрабатывающих месторождения твердых полезных ископаемых комбинированным способом по последовательной схеме

Рудник, месторождение (страна)	Горно-геологическая характеристика месторождения	Горнотехнические условия разработки месторождения	Способ, схема и параметры вскрытия запасов за предельным контуром карьера
1	2	3	4
Зарубежные горнодобывающие предприятия (месторождения)			
1. Принс-Лайэл (Австралия)	Месторождение меди. Средняя мощность линзообразных рудных тел 61 м, угол падения 70-80°, глубина залегания 570 м. Подземные запасы 400 млн. т.	Глубина карьера 156 м. Камерная система с открытым очистным пространством и система поэтажного обрушения с торцовым выпуском.	Прибортовые и придонные запасы вскрыты штольной из карьера и наклонным съездом с поверхности. Подкарьерные запасы – двумя вертикальными стволами с поверхности. Высота этажа 70 м.
2. Тьюктоник Бор (Австралия)	Полиметаллическое месторождение с вертикальным падением. Глубина распространения запасов 310 м.	Глубина карьера 158 м. Производственная мощность рудника 330 тыс. т руды в год. Камерная система с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном из карьера сразу на глубину распространения запасов.
3. Брокен-Хилл (Австралия)	Месторождение медно-цинковых руд. Средняя мощность рудных тел 30-60 м. Глубина разведанных запасов 700 м.	Глубина карьера 90 м. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой.	Придонные запасы вскрыты автоуклоном из карьера. Основные подкарьерные запасы – вертикальными стволами с поверхности.
4. Ватукоула (Австралия)	Золотоносное месторождение средней мощности. Подземные запасы 10,9 млн. т.	Оставлен рудный целик толщиной 10 м. Камерная система с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном из карьера сразу на глубину распространения запасов.
5. Калгулайе (Австралия)	Месторождение полиметаллических руд. Длина залежи по простиранию 5 км.	Глубина карьера 500 м. Этажно-камерная система разработки с закладкой.	Прибортовые и придонные запасы вскрыты автоуклоном из карьера. Основные подкарьерные запасы – вертикальными стволами с поверхности.
6. Палабора (ЮАР)	Медное месторождение с вертикальным падением и длиной по простиранию 1,4 км.	Глубина карьера 760 м. Система разработки с самообрушением.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным стволом и наклонным съездом с поверхности.
7. Ягерсфонтейн (ЮАР)	Кимберлитовое месторождение вертикального падения. Сечение трубки 433×308 м.	Глубина карьера 274 м. Система разработки с самообрушением.	Подкарьерные запасы вскрыты двумя вертикальными стволами с поверхности на глубину 750 м. Высота этажа 120-180 м.
8. Коффифонтейн (ЮАР)	Кимберлитовое месторождение вертикального падения. Глубина разведанных запасов 490 м.	Глубина карьера 240 м. Производственная мощность рудника 4 млн. т руды в год. Система поэтажного обрушения.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным стволом с поверхности и наклонным съездом из карьера.
9. Дютойстап (ЮАР)	Кимберлитовое месторождение с углом падения 80°. Сечение трубки 230×400 м. Глубина разведанных запасов 1200 м.	Глубина карьера 120 м. Система поэтажного обрушения.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта вертикальными стволами с поверхности на глубину 360 м.
10. Финш (ЮАР)	Кимберлитовое месторождение вертикального падения. Глубина разведанных запасов 900 м.	Глубина карьера 388 м. Производственная мощность рудника 5 млн. т руды в год. Система разработки с обрушением.	Прибортовые запасы вскрыты наклонным конвейерным стволом с поверхности протяженностью 1300 м. Подкарьерные запасы – вертикальными стволами с поверхности на глубину 760 м. Высота этажа 80-110 м.
11. Чамбиши (Замбия)	Месторождение медистых сланцев. Протяженность залежи 2100 м, мощность 15-20 м, угол падения 30-70°. Глубина распространения запасов 1800 м. Подземные запасы 657 млн. т.	Глубина карьера 235 м. Размеры карьера в плане 1360×630 м. Система разработки поэтажных штреков.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта наклонным конвейерным стволом под углом 15° и наклонным съездом под углом 10° из карьера. Вторая очередь – вертикальными стволами с поверхности на глубину 1020 м.

Продолжение таблицы

1	2	3	4
12. Премьер (ЮАР)	Кимберлитовое месторождение вертикального падения. Сечение трубки 840×375 м. Глубина распространения запасов 1000 м.	Глубина карьера 189 м. Производственная мощность рудника 2,6 млн. т руды в год. Система подэтажного обрушения.	Подкарьерные запасы вскрыты двумя вертикальными стволами на глубину 730 м.
13. Де Бирс (ЮАР)	Кимберлитовое месторождение вертикального падения. Диаметр трубки 450 м. Глубина разведанных запасов 1000 м.	Глубина карьера 124 м. Система разработки с самообрушением.	Подкарьерные запасы вскрыты наклонным конвейерным и вертикальным стволами с поверхности на глубину 620 м.
14. Мсуали (ЮАР)	Месторождение хризотил-асбеста. Угол падения залежи 70-80°.	Глубина карьера 70 м. Система подэтажного обрушения.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности сразу на полную глубину распространения запасов.
15. Джеффрил (Канада)	Месторождение хризотил-асбеста. Рудное тело эллиптической формы падает под углом 60°.	Глубина карьера 85 м. Производственная мощность рудника 4 млн. т руды в год.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности сразу на всю глубину распространения запасов.
16. Крэйтон (Канада)	Медно-никелевое месторождение. Рудное тело трубообразной формы с углом падения 45°.	Глубина карьера 60 м. Система разработки с обрушением.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта автоуклоном с поверхности под углом 10°. Вторая очередь – вертикальными стволами с поверхности.
17. Экстал Майнинг (Канада)	Полиметаллическое месторождение. Глубина залегания рудных тел 1050 м.	Глубина карьера 232 м. Система горизонтальными слоями с твердеющей закладкой и система подэтажного обрушения.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта автоуклоном из карьера и наклонным съездом с поверхности. Вторая очередь – вертикальными стволами с поверхности.
18. Брансуик (Канада)	Сульфидная полиметаллическая залежь мощностью до 183 м и углом падения 85°.	Глубина карьера 120 м. Система разработки с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном из карьера и вертикальным стволом с поверхности сразу на полную глубину распространения запасов.
19. Элен (Канада)	Месторождение сидеритовых руд. Средняя мощность рудных тел 30-75 м, угол падения 70-80°, глубина залегания 630 м. Подземные запасы 3,8 млн. т.	Глубина карьера 45 м. Система подэтажных штреков и система разработки с обрушением.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта автоуклоном из карьера и вертикальным стволом с поверхности. Вторая очередь – наклонным стволом под углом 22° и вертикальным стволом с поверхности.
20. Кинг и Джонсон (Канада)	Месторождение асбеста.	Глубина карьера 90 м. Система разработки с обрушением.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности сразу на полную глубину распространения запасов.
21. Манро (Канада)	Месторождение асбеста. Мощность рудных тел 45-96 м, глубина залегания 250 м.	Глубина карьера 92 м. Система разработки с обрушением.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности сразу на всю глубину распространения запасов.
22. Крайгмонт (Канада)	Месторождение меди. Длина залежи по простиранию 660 м, мощность 93 м, угол падения 90°, глубина распространения 450 м.	Глубина карьера 350 м. Система подэтажного обрушения.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности сразу на полную глубину распространения запасов.
23. Кармен и Санто Томас (Филиппины)	Месторождения медных руд.	Глубина карьера 345 м. Система с обрушением.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта вертикальными стволами с поверхности. Вторая очередь предусматривает углубку стволов.
24. Фруд-Стоби (Канада)	Медно-никелевое месторождение. Мощность рудного тела 75-120 м, угол падения 75°.	Глубина карьера 200 м. Камерная система разработки с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты двумя автоуклонами из карьера длиной по 670 м.
25. Флин-Флон (Канада)	Кругопадающее месторождение сульфидных руд.	Глубина карьера 84 м.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности сразу на полную глубину распространения запасов.

Продолжение таблицы

1	2	3	4
26. Люксилаhti Виртасальме (Финляндия)	Месторождение меди. Длина рудного тела по простиранию 600 м, мощность 30 м. Подземные запасы 1,2 млн. т.	Глубина карьера 50 м. Система разработки подэтажными штреками с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном из карьера и вертикальными стволами сразу на полную глубину распространения запасов.
27. Кидд-Крик (Канада)	Полиметаллическое месторождение с углом падения 85°, мощностью 91 м и глубиной залегания 930 м.	Глубина карьера 220 м. Производственная мощность рудника 3 млн. т руды в год. Камерно-целиковая система разработки с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным скиповым стволом с поверхности и наклонным съездом из карьера под углом 17° сразу на глубину распространения запасов. Высота этажа 60 м.
28. Алвин (Канада)	Месторождение медных руд. Рудные тела имеют форму линз с углом падения 60°, мощностью 2-6 м и глубиной залегания 200 м.	Глубина карьера 50 м. Система разработки подэтажными штреками.	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном с поверхности под углом 8° и вертикальным стволом сразу на глубину распространения запасов.
29. Виктория (Канада)	Месторождение сидеритовых руд. Длина залежи по простиранию 360 м, мощность 60-90 м, угол падения 70-80°.	Глубина карьера 110 м. Система разработки подэтажными штреками.	Подкарьерные запасы вскрыты наклонным скиповым стволом с поверхности под углом 22° и вертикальным стволом с поверхности сразу на всю глубину распространения запасов.
30. Эрингтон (Канада)	Железорудное месторождение. Мощность рудных тел 30-60 м, угол падения 70-80°. Глубина разведанных запасов 750 м.	Система разработки с самообрушением.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта наклонным конвейерным и вертикальным стволами с поверхности. Вторая очередь – углубка существующего и строительство вертикального ствола с поверхности.
31. Карайба (Бразилия)	Месторождение медных руд.	Глубина карьера 200 м. Система подэтажного обрушения.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным стволами на глубину 450 м. Высота этажа 80 м.
32. Мэйланго (Мексика)	Месторождение марганцевых руд. Подземные запасы 1,5 млрд. т.	Глубина карьера 60 м. Система подэтажного обрушения.	Подкарьерные запасы вскрыты тремя вертикальными стволами с поверхности на глубину распространения запасов.
33. Камото (Конго)	Месторождение меди. Два сближенных рудных тела мощностью по 12 м и углом падения 25-90°.	Глубина карьера 168 м. Производственная мощность рудника 4 млн. т руды в год. Камерно-столбовая система разработки с последующим извлечением целиков и гидрозакладкой.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта двумя параллельными автосъездами из карьера с односторонним движением и вертикальным стволом с поверхности. Вторая очередь – вертикальными стволами с поверхности на глубину 618 м.
34. Тайнагх (Ирландия)	Месторождение свинцово-цинковых руд. Основное рудное тело имеет длину по простиранию 330 м, мощность 70-100 м.	Глубина карьера 120 м. Камерно-столбовая система разработки с последующей закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным стволом с поверхности и наклонным съездом из карьера длиной 1067 м сразу на глубину распространения запасов.
35. Шабанье (Ботсвана)	Месторождение хризотила.	Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой и система подэтажного обрушения.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта вертикальными стволами. Высота этажа 90 м.
36. Бернардан (Франция)	Месторождение урана. Рудные тела вертикального падения диаметром 10-30 м. Глубина разведанных запасов 400 м.	Глубина карьера 150 м. Система разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном с поверхности длиной 1700 м и вертикальными стволами с поверхности на глубину распространения запасов.
37. Кируна (Швеция)	Железорудное месторождение. Длина залежи по простиранию до 4 км, средняя мощность 85 м, угол падения 50-65°. Глубина разведанных запасов 1800 м.	Глубина карьера 230 м. Система подэтажного обрушения.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта группой вертикальных стволов с поверхности. Вторая очередь – углубка вертикальных стволов. Высота этажа 50 м.

Продолжение таблицы

1	2	3	4
38. Страсса (Швеция)	Месторождение железистых кварцитов. Угол падения рудных тел 45-70°.	Глубина карьера 70 м. Производственная мощность рудника 1,2 млн. т руды в год.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности сразу на глубину распространения запасов. Высота этажа 50 м.
39. Торнтон (США)	Месторождение медных руд.	Глубина карьера 162 м. Система разработки с обрушением.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности сразу на глубину распространения запасов.
40. Гренгесберг (Швеция)	Железорудное месторождение. Длина залежи по простиранию до 4 км. Средняя мощность рудных тел 50 м, угол падения 65-70°.	Глубина карьера 100 м. Система этажного принудительного обрушения.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами на глубину 630 м. Высота этажа 60 м.
41. Санрайз (США)	Железорудное месторождение. Длина залежи по простиранию 480 м, угол падения 45-90°.	Глубина карьера 150 м.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта тремя вертикальными стволами с поверхности.
42. Вискария (Швеция)	Медноколчеданное месторождение. Мощность рудного тела 5-25 м, угол падения 70-80°, глубина залегания 250 м.	Глубина карьера 50 м. Камерная система разработки.	Подкарьерные запасы вскрыты наклонным автосъездом с поверхности на глубину распространения запасов. Высота этажа 50-60 м.
43. Корнуэлл (США)	Железорудное месторождение. Средняя мощность залежи 80 м, угол падения 30°, глубина залегания 360 м.	Система этажного самообрушения.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным стволом и двумя наклонными стволами с поверхности сразу на глубину распространения запасов.
44. Пюхасалми (Финляндия)	Месторождение медно-цинковых руд. Длина рудного тела по простиранию 650 м, мощность 25-70 м, угол падения 50-60°. Глубина разведанных запасов 530 м.	Глубина карьера 120 м. Производственная мощность рудника 800 тыс. т руды в год. Система горизонтальных слоев с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты двумя вертикальными стволами с поверхности и наклонным съездом с дна карьера под углом 8° сразу на глубину распространения запасов.
45. Раутаваара (Финляндия)	Полиметаллическое месторождение мощностью 8-25 м и углом падения 40°. Глубина разведанных запасов 500 м.	Камерная система разработки.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами и наклонным съездом с поверхности сразу на глубину распространения запасов.
46. Реоцин (Испания)	Крутопадающая залежь полиметаллических руд.	Глубина карьера 236 м.	Подкарьерные запасы вскрыты наклонными съездами из карьера сразу на глубину распространения запасов.
Горнодобывающие предприятия (месторождения) России и стран СНГ			
47. Енский (Россия)	Крутопадающая слюдяная жила длиной по простиранию 80 м и мощностью 8-20 м.	Глубина карьера 72 м. Система разработки подэтажными штреками.	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном с дна карьера и вертикальными стволами с поверхности
48. Бакальское, шх. Сидеритовая (Россия)	Сидеритовая пластообразная залежь мощностью 25-60 м и углом падения 60°. Глубина разведанных запасов 800 м.	Глубина карьера 300 м. Производственная мощность рудника 3,0 млн. т руды в год. Системы подэтажного обрушения.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта наклонным конвейерным стволом с поверхности под углом 13° и вертикальными стволами с поверхности.
49. Горевское (Россия)	Полиметаллическое месторождение. Линзообразные рудные тела крутого и пологого падения.	Глубина карьера 400 м. Система разработки с закладкой	Подкарьерные запасы вскрыты наклонными съездами с поверхности.
50. Жезканганское (Казахстан)	Месторождение меди. Мощность рудных тел 12-27 м, угол падения 10-15°, глубина залегания 550 м.	Глубина карьера 210 м. Камерно-столбовая система с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты четырьмя вертикальными стволами с поверхности на глубину распространения запасов.
51. Миндякское (Россия)	Золотоносные линзы мощностью 6-30 м и углом падения 20-70°.	Глубина карьера 124 м. Система подэтажного обрушения.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности на глубину распространения запасов.

Продолжение таблицы

1	2	3	4
52. Расвумчорр (Россия)	Апатитовые руды. Длина залежи по простиранию 2 км, мощность рудных тел от 10 до 120 м, угол падения 30°.	Глубина карьера 30-95 м. Этажное принудительное обрушение.	Прибортовые запасы вскрыты штольнями из карьера. Подкарьерные запасы – автоуклоном из карьера и вертикальным стволом с поверхности. Высота этажа составляет 70 м.
53. Высокогорское, шх. Магнетитовая (Россия)	Железородное месторождение. Мощность рудных тел от 4 до 200 м, угол падения 60-70°, глубина залегания 1000 м.	Глубина карьера 200 м. Производственная мощность рудника 4,5 млн. т руды в год. Этажное принудительное обрушение.	Прибортовые запасы вскрыты штольнями из карьера. Подкарьерные запасы – вертикальными стволами с поверхности.
54. Абаканское (Россия)	Железородное месторождение. Рудные тела мощностью от 20 до 140 м, угол падения 70-90°. Глубина распространения запасов 500 м. Подземные запасы 70 млн. т.	Глубина карьера 200 м. Производственная мощность рудника 3 млн. т руды в год. Система этажного принудительного обрушения.	Подкарьерные запасы вскрыты четырьмя вертикальными стволами с поверхности сразу на глубину распространения запасов. Высота этажа 80 м.
55. Ауэрбаховское (Россия)	Железородное месторождение. Длина залежи по простиранию 80 м, мощность 15-25 м, угол падения 90°.	Глубина карьера 40 м. Этажно-камерная система разработки.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности сразу на полную глубину распространения запасов.
56. Естюнинское (Россия)	Месторождение железных руд. Длина залежи по простиранию 1385м, угол падения 45-55°, мощность 15-80 м. Глубина распространения запасов 600 м.	Глубина карьера 120 м. Производственная мощность рудника 1,2 млн. т руды в год. Камерная система разработки с обрушением целиков.	Подкарьерные запасы вскрыты тремя вертикальными стволами с поверхности на глубину нескольких этажей. Высота этажа 100 м.
57. Шалым (Россия)	Магнетитовая линза мощностью 50 м и углом падения 55-75°.	Глубина карьера 110 м.	Прибортовые запасы вскрыты штольнями из карьера. Подкарьерные запасы – вертикальными стволами с поверхности.
58. Лебяжинское (Россия)	Железородное месторождение общей протяженностью 1,5 км. Мощность рудных тел 6-50 м, угол падения 50-75°, глубина залегания 500 м.	Глубина карьера 120 м. Производственная мощность рудника 1,6 млн т руды в год.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта четырьмя вертикальными стволами.
59. Анненский (Казахстан)	Пластообразные линзовые залежи медно-свинцовых руд с углом падения 25-45°.	Глубина карьера около 100 м.	Подкарьерные запасы вскрыты шестью вертикальными стволами. Высота этажа 90 м.
60. Куржункульское (Казахстан)	Месторождение магнетитовых руд. Глубина разведанных запасов 700 м.	Глубина карьера 120 м. Производственная мощность рудника 3,5 млн. т руды в год.	Подкарьерные запасы вскрыты четырьмя вертикальными стволами. Высота этажа 60 м.
61. Тейское (Россия)	Железородное месторождение. Длина залежи по простиранию 1,5 км, глубина распространения запасов 800 м.	Глубина карьера 425 м. Производственная мощность рудника 3 млн. т руды в год.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальными стволами с поверхности на полную глубину запасов.
62. Интер (Россия)	Месторождение алмазов. Падение трубки вертикальное. Глубина распространения запасов 1220 м.	Глубина карьера 585 м. Предусмотрен барьерный целик под дном карьера мощностью 31,4 м.	Подкарьерные запасы вскрыты двумя вертикальным стволами на глубину 1075 м. Высота этажа 90 м.
63. Айхал (Россия)	Месторождение алмазов. Падение трубки вертикальное. Глубина распространения запасов 900 м.	Глубина карьера 320 м. Производственная мощность рудника 500 тыс. т руды в год. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты вертикальным и двумя наклонными стволами с поверхности на глубину нескольких этажей. Высота этажа 100 м.

Продолжение таблицы

1	2	3	4
64. Удачный (Россия)	Месторождение алмазов. Две рудных тела вертикального падения – западное и восточное. Глубина запасов 1400 м.	Глубина карьера 640 м. Предусмотрена рудно-породная подушка на дне карьера. Производственная мощность рудника 2,5-4 млн. т руды в год.	Подкарьерные запасы вскрыты тремя вертикальными стволами с поверхности на глубину 1000м. Высота этажа 100 м.
65. Мир (Россия)	Месторождение алмазов. Падение трубки вертикальное. Глубина распространения запасов 1215 м.	Глубина карьера 525 м. Производственная мощность рудника 1 млн. т руды в год.	Подкарьерные запасы вскрыты двумя вертикальным стволами на глубину 1050 м. Высота этажа 100 м.
66. Кыштымское (Россия)	Жильное месторождение гранулированного кварца с углом падения 30° и средней мощностью 8-10 м.	Глубина карьера 60 м. Оставлена потолочина под дном карьера высотой 7 м. Производственная мощность рудника 18 тыс. т руды в год.	Подкарьерные запасы вскрыты штольной и наклонным съездом с поверхности на глубину нескольких этажей.
67. Мальшевское (Россия)	Изумрудно-бириллиевое месторождение. Угол падения 60-90°. Подземные запасы 11,5 млн. т руды.	Глубина карьера 120 м. Производственная мощность рудника 250 тыс. т руды в год.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта тремя вертикальными стволами с поверхности на глубину нескольких этажей.
68. Учалинское (южный фланг) (Россия)	Медноколчеданное месторождение длиной по простиранию 1,4 км, средней мощностью 57 м и углом падения 85°. Глубина залегания 530 м. Подземные запасы 30,3 млн. т.	Глубина карьера 324 м. Производственная мощность рудника 1,7 млн. т руды в год. Камерная система с закладкой.	Прикарьерные запасы вскрыты штольными и транспортным съездом из карьера. Подкарьерные запасы – тремя вертикальными стволами на глубину распространения запасов. Высота этажа 80 м.
69. Ново-сибайское (Россия)	Медноколчеданное месторождение. Угол падения залежи 45-55°, мощность до 260 м. Запасы, подлежащие подземной доработке, располагаются в бортах и под дном карьера.	Глубина карьера 489 м. Производственная мощность рудника 1 млн. т руды в год. Камерная система с твердеющей закладкой.	Прибортовые запасы вскрыты штольнями из карьера. Подкарьерные запасы – вертикальными стволами с поверхности на глубину 670 м. Высота этажа 80 м.
70. Молодежное (Россия)	Медноколчеданное месторождение. Мощность рудных тел 5-75 м и длина залежи по простиранию 660 м. Глубина распространения запасов 450 м.	Глубина карьера 248 м. Оставлен барьерный целик мощностью 10 м. Производственная мощность рудника 400 тыс. т руды в год. Камерная система с твердеющей закладкой.	Подкарьерные запасы - автоуклоном из карьера под углом 7° и наклонным съездом с поверхности под углом 9° на глубину распространения запасов. Высота этажа 60 м.
71. Саткинское, шх. Магнетитовая (Россия)	Пластообразная залежь магнетита мощностью 30-40 м с углом падения 35°.	Глубина карьера 300 м. Ниже дна карьера оставлен целик 25 м. Производственная мощность рудника 1-2,4 млн. т руды в год. Камерно-столбовая система с сухой закладкой.	Прибортовые запасы вскрыты двумя транспортными штольнями и наклонным съездом из карьера. Подкарьерные запасы – тремя вертикальными стволами на глубину 600 м.
72. Оленегорское (Россия)	Месторождение железистых кварцитов. Глубина распространения запасов 800 м.	Глубина карьера 400 м. Производственная мощность рудника 4,5 млн. т руды в год.	Прибортовые и придонные запасы вскрыты штольнями и наклонным съездом из карьера. Основные подкарьерные запасы – вертикальными стволами с поверхности. Высота этажа 60 м.
73. Александринское (Россия)	Медноколчеданное месторождение. Мощность рудных тел от 2 до 50 м, глубина залегания 310 м. Подземные запасы 5,5 млн. т.	Глубина карьера 160 м. Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском.	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном из карьера и вентиляционными восстающими сразу на глубину распространения запасов. Высота этажа 50 м.

Окончание таблицы

1	2	3	4
74. Джусинское (Россия)	Медно-цинковое месторождение. Мощность рудных тел 3-20 м, угол падения 65-80°.	Глубина карьера 260 м. Производственная мощность рудника 200 тыс. т руды в год. Камерная система с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты двумя вертикальными стволами с поверхности и наклонным съездом из карьера на глубину распространения запасов.
75. Сафьяновское (Россия)	Месторождение медноколчеданных руд. Подземные запасы 11 млн. т.	Глубина карьера 300 м. Производственная мощность рудника 500 тыс. т руды в год.	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном из карьера и вертикальным стволом с поверхности на глубину распространения запасов.
76. Камаганское (Россия)	Медноколчеданное месторождение. Глубина залегания рудных тел 280 м. Подземные запасы 2,4 млн. т.	Глубина карьера 135 м. Производственная мощность рудника 300 тыс. т руды в год.	Подкарьерные запасы вскрыты автоуклоном из карьера и вентиляционными восстающими на глубину распространения запасов.
77. Тарньерское (Россия)	Медноколчеданное месторождение. Мощность рудных тел 4-80 м, угол падения 65-90°. Подземные запасы 5 млн. т.	Глубина карьера 160 м. Камерная система разработки с закладкой.	Подкарьерные запасы вскрыты двумя вертикальными стволами с поверхности на глубину распространения запасов. Высота этажа 80 м.
77. Кировогорское (Россия)	Месторождение железистых кварцитов. Мощность рудных тел 10-110 м, угол падения от 10° до 90°.	Глубина карьера 250-550 м.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта двумя автосъездами и вертикальными стволами. Вторая очередь – тремя вертикальными стволами.
78. Ковдорское (Россия)	Месторождение флогопитов. Главная залежь – мощное крутопадающее рудное тело, прослеженное на глубину 800 м.	Глубина карьера 270 м.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта двумя вертикальными стволами на глубину 660 м.
79. Олений Ручей (Россия)	Месторождение апатит-нефелиновых руд. Рудные тела мощностью 8-80 м и углом падения 25-45°.	Глубина карьера 400-600 м.	Прибортовые запасы вскрыты тремя штольнями. Подкарьерные запасы – автоуклоном и вертикальными стволами.
81. Коашва (Россия)	Месторождение апатит-нефелиновых руд. Длина залежи по простиранию 3 км. Мощность рудных тел 8-90 м, угол падения 30-50°. Подземные запасы 360 млн. т.	Глубина карьера 300 м.	Подкарьерные запасы вскрыты тремя вертикальными стволами и наклонным съездом из карьера.
82. Сарбайское (Казахстан)	Железородное месторождение. Рудные тела мощностью от 3 до 250 м и углом падения от 30° до 90°.	Глубина карьера 620 м. Производственная мощность рудника 6-10 млн. т руды в год. Система разработки с обрушением.	Первая очередь подкарьерных запасов вскрыта тремя вертикальными стволами с поверхности на глубину нескольких этажей.

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Протокол расширенного заседания горной секции научно-технического совета института «Якутнипроалмаз»

ПРОТОКОЛ № расширенного заседания горной секции НТС института «Якутнипроалмаз»

25 апреля 2017 г.

г. Мирный

ПРИСУТСТВОВАЛИ:

От института «Якутнипроалмаз»:

Зырянов И.В. – зам. директора по научной работе, д.т.н.;
Бондаренко И.Ф. – учёный секретарь, к.т.н.;
Кульминский А.С. – зам. главного инженера по горным работам;
Тишков М.В. – зав. ЛТПГР;
Самсоненко Е.В. – инженер 1-й категории ЛТПГР;
Клочков М.А. – главный инженер проектов;
Киселёв М.В. – главный инженер проектов;
Утенков М.В. – главный инженер проектов;
Верхушин П.Н. – главный инженер проектов;
Кондратьев Х.Р. – начальник ОПГР;
Лобанов В.В. – зав. ЛГТПРМ;
Амельченко М.Ю. – ведущий геолог ЛГТПРМ;
Бокий И.Б. – зав. ЛГЕОМ, к.ф.-м.н.;
Золотин В.Г. – старший научный сотрудник ЛГЕОМ;
Пуль В.В. – ведущий инженер ЛГЕОМ;
Боговин В.Г. – главный специалист ОАН;
Штауб И.В. – зав. ЛТЗ.

От ФГБУН ИПКОН РАН:

Пацкевич П.Г. – старший научный сотрудник, к.т.н.

От ФГБУН ИГД УрО РАН:

Соколов И.В. – зав. лабораторией подземной геотехнологии, д.т.н.;
Смирнов А.А. – старший научный сотрудник лабораторией подземной геотехнологии, к.т.н.;
Никитин И.В. – научный сотрудник лабораторией подземной геотехнологии.

ПОВЕСТКА ДНЯ:

1. Рассмотрение диссертационной работы Никитина Игоря Владимировича «Обоснование способа и схемы вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке кимберлитовых месторождений Якутии», представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук по специальности 25.00.22 – «Геотехнология (подземная, открытая и строительная)». Научный руководитель: д.т.н. Соколов И.В.
Докладчик: Никитин И.В.

СЛУШАЛИ: доклад Никитина И.В. «Обоснование способа и схемы вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке кимберлитовых месторождений Якутии».

Докладчику были заданы ВОПРОСЫ:

1. Как учтена геология кимберлитовых месторождений, в том числе специфические условия: криолитозона и вертикальное падение рудных тел?
2. Какая система разработки применяется? На основе чего приняты потери 4%, разубоживание 8%.
3. В чем новизна разработанных вариантов вскрытия? Почему не рассмотрен вариант с использованием конвейерных уклонов?
4. Как определены границы открытых горных работ? Учтены ли затраты на поддержание бортов и формирование берм карьера для целей размещения подземных вскрывающих выработок?

5. Почему в качестве примера рассмотрена трубка «Зарница», освоение которой подземным способом не предполагается?
6. Какие значения принимает оптимальная глубина первого шага вскрытия при многоэтапном вскрытии?
7. Как увязаны процессы вскрытия, подготовки и очистной выемки при многоэтапном освоении месторождения?
8. Скорости проходки выработок и удельные капитальные затраты приняты по нормативам, аналогам или расчетным путем?
9. Как влияют параметры крепления подземных горных выработок на показатели эффективности вскрытия?
10. Как решались вопросы вентиляции при вскрытии автомобильными уклонами?
11. Выполнялась ли оценка необходимого количества воздуха по фактору разжижения ядовитых газов до санитарных норм при определении сечений автотранспортных уклонов?
12. В чем практическая ценность данной работы?

ВЫСТУПЛЕНИЯ:

Кульминский А.С. – Идея работы, заключающаяся в опережающем вскрытии с использованием автотранспортных уклонов из карьера, представляет научно-практический интерес. При формировании и оценке вариантов вскрытия необходимо учесть специфику коренных кимберлитовых месторождений: криолитозона и вертикальное падение трубки. В качестве примера следует рассмотреть трубки Нюрбинская и Ботуобинская.

Пацкевич П.Г., к.т.н. – Методический подход к исследованию не противоречив. Полученные результаты позволяют упростить задачу проектировщику при изыскании и технико-экономическом обосновании способов и схем вскрытия на стадии предпроектных исследований. Одно-два защищаемых научных положения должны содержать количественную оценку.

Бондаренко И.Ф., к.т.н. – Работа полезна при предварительной оценке вариантов вскрытия. Докладчик достаточно хорошо показал квалификацию, активно отвечал на заданные вопросы. Рекомендуются отразить выявленные закономерности и способы их практического применения.

Зырянов И.В., д.т.н. – Акцентировать и формализовать результаты исследований. Уточнить объект и предмет исследований применительно к кимберлитовым месторождениям. Раскрыть понятие эффективности вскрытия в третьем научном положении.

Соколов И.В., д.т.н. (научный руководитель) – Пояснил, что целью работы является снижение капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие, а не повышение эффективности отработки кимберлитовых месторождений, объектом исследования диссертационной работы является способ и схема вскрытия подкарьерных запасов кимберлитовых месторождений. Поблагодарил за ценные замечания, которые будут учтены в работе.

РЕШИЛИ:

1. Направления исследований диссертационной работы Никитина И.В. «Обоснование способа и схемы вскрытия подкарьерных запасов при комбинированной разработке кимберлитовых месторождений Якутии» признать актуальными.
2. В целом диссертационную работу одобрить.
3. Рекомендовать доработать диссертационную работу с учетом замечаний и представить в институт «Якутнипроалмаз» для принятия решения о согласии выступить в качестве ведущей организации.

Председатель секции НТС, д.т.н.

И.В. Зырянов

Секретарь заседания

М.В. Тишков



ПРИЛОЖЕНИЕ В**Справка о внедрении результатов исследований
на подземном руднике АО «Кыштымский ГОК»**

Акционерное общество
«Кыштымский горно-обогатительный комбинат»
 456870, Челябинская область, г. Кыштым, Каслинское шоссе, д.3
 Тел. 8-35151-4-38-45, факс 8-35151-4-38-48
 ОГРН 1027400827376, ИНН/КПП 7413000510/741301001

Исх. № 121 от 11.09.2024

СПРАВКА

**о внедрении результатов исследований, изложенных
в диссертационной работе И.В. Никитина**

Настоящей справкой подтверждается, что на Кыштымском подземном руднике внедрена схема поэтапного вскрытия запасов жилы №175 с использованием рудовыдачных автотранспортных уклонов в соответствии с «Техническим проектом разработки Кыштымского месторождения гранулированного кварца. Подземная отработка жилы № 175 в этажах 316/266 м и 266/226 м. Отработка остальных разведанных жил месторождения открытым способом» (ИГД УрО РАН, 2021 г.).

Главный инженер



И.В. Качалов

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

Справка о внедрении результатов исследований на подземном руднике АО «Урупский ГОК»



Р/с 407 028 103 029 400 000 66 в ПАО «МОСКОВСКИЙ КРЕДИТНЫЙ БАНК», г. Москва, БИК 044 525 659,
к/с 301 018 107 452 500 00 659, код по ОКОНХ 12221, код по ОКПО 471 629 68, ИНН/КПП 0908003197/090801001

СПРАВКА

о практическом использовании результатов исследований

Настоящей справкой подтверждается, что на Урупском подземном руднике реализована схема вскрытия запасов шахтного поля, основанная на применении автотранспортных уклопов, обеспечивающих транспортирование горной массы до вертикального ствола шах. «Урупская».

При проектировании и практической реализации данной схемы использованы результаты научно-исследовательской работы «Технико-экономическое обоснование целесообразности освоения запасов горизонтов 17-21 Урупского подземного рудника», выполненной ИГД УрО РАН в 2014 году.

Технический директор

А.П. Ермаков

Начальник ПТО

Р.В. Козленко



Исп. Козленко Р.В.
Тел.: +7(928)381-79-61

369281, Россия, КЧР, Урупский р-н, п. Медногорский, ул. Шоссейная, д. 1.

☎ : 8(800)-222-91-61 ☎ : (87876) 6-11-60, ✉ : urgok@urgok.ru