

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«МАГНИТОГОРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМ. Г.И. НОСОВА»

На правах рукописи



КОВАЛЕНКО АЛЕКСЕЙ АНАТОЛЬЕВИЧ

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ
КИМБЕРЛИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЯКУТИИ СИСТЕМАМИ
РАЗРАБОТКИ С САМООБРУШЕНИЕМ**

Специальность

2.8.8. Геотехнология, горные машины

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель
доцент, кандидат технических наук
Петрова Ольга Викторовна

Магнитогорск – 2024

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	4
Глава 1. Анализ опыта освоения алмазоносных месторождений подземным способом с использованием систем разработки с самообрушением. Цель, задачи и методы исследований.....	9
1.1 Анализ и обобщение опыта освоения кимберлитовых месторождений Якутии	9
1.2 Анализ опыта освоения месторождений системами разработки с самообрушением на зарубежных рудниках	20
1.3 Анализ методик расчета параметров системы с самообрушением .	41
1.4 Состояние изученности вопросов геотехнического риска при разработке месторождений подземным способом	50
1.5 Цель, задачи и методы исследования.....	58
Глава 2. Методика расчета параметров системы разработки с самообрушением	61
2.1 Горно-геологические условия месторождения «Удачное»	61
2.2 Разработка технологических схем освоения алмазоносных месторождений с использованием систем разработки с самообрушением	75
2.3 Методика определения параметров технологических схем освоения кимберлитовых месторождений системами разработки с самообрушением	83
2.4 Методика оценки риска технологических схем освоения кимберлитовых месторождений системами разработки с самообрушением	95
Выводы по главе 2.....	110
Глава 3 Обоснование параметров системы разработки с самообрушением с учетом геотехнического риска	111

3.1 Исследование влияния неопределенности данных на параметры систем разработки с самообрушением.....	111
3.2 Оценка влияния различия свойств рудного и породного массивов на величину гидравлического радиуса	121
3.3 Определение значимости факторов геотехнического риска при самообрушении горного массива кимберлитовых месторождений Якутии	125
3.4 Определение площади подсечки с учетом допустимого уровня геотехнического риска.....	134
3.5 Разработка методов подготовки рудного массива при применении систем разработки с самообрушением.....	142
Выводы по главе 3.....	150
Глава 4. Разработка рекомендаций по применению систем разработки с самообрушением при разработке кимберлитового месторождения Удачная	152
4.1 Проектные решения по освоению кимберлитовой трубки Удачная системами разработки с самообрушением	152
4.2 Технико-экономическая оценка рекомендаций	167
4.3 Разработка алгоритма выбора и обоснование параметров систем разработки с самообрушением с учетом геотехнического риска при освоении кимберлитовых месторождений	175
Выводы по 4 главе:	178
Заключение	179
Список литературы	182
Приложение – Геомеханическое описание кернов	197

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Современное состояние подземной разработки кимберлитовых месторождений Якутии характеризуется сложностью горно-геологических и горнотехнических условий, таких как: большая глубина работ, карьерное выработанное пространство, подземные высокоминерализованные водоносные комплексы и криолитозона, состоящая из многолетнемерзлых, мерзлых пород, имеющих существенное различие физико-механических свойств. В ухудшающихся горно-геологических условиях разработки наряду со снижением содержания полезных компонентов с глубиной ведения горных работ, горные предприятия проявляют всё больший интерес к высоко производительным системам разработки с самообрушением, характеризующимся операционными затратами, сопоставимыми с издержками открытых горных работ.

Системы разработки с самообрушением широко и эффективно применяются в различных горно-геологических условиях, однако отсутствие опыта применения непосредственно в условиях кимберлитовых месторождений Якутии, характеризующихся весьма сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями, обуславливающими высокий уровень геотехнического риска, сдерживает их внедрение. Поэтому, обоснование параметров системы разработки с самообрушением с учетом существующего геотехнического риска для условий отработки кимберлитовых месторождений Якутии представляет актуальную научную задачу.

В связи с этим **целью работы** является обоснование параметров технологии освоения кимберлитовых месторождений Якутии высокопроизводительными и эффективными системами разработки с самообрушением.

Идея работы заключается в том, что эффективное и безопасное освоение кимберлитовых месторождений Якутии достигается применением

систем разработки с самообрушением, параметры которых определяются с учётом геотехнического риска.

Объект исследования – технология освоения кимберлитовых месторождений подземным способом.

Предмет исследования – параметры системы разработки с самообрушением.

Задачи исследований:

-анализ и обобщение современного опыта отработки кимберлитовых месторождений системами разработки с самообрушением;

-анализ существующих методов расчета параметров систем разработки с самообрушением и учета геотехнических рисков;

-разработка технологических схем освоения кимберлитовых месторождений системами с самообрушением;

-идентификация факторов геотехнического риска и определение его структуры при системах с самообрушением;

-разработка методики определения параметров системы разработки с самообрушением и оценки геотехнического риска;

-разработка рекомендаций по использованию систем разработки с самообрушением для освоения кимберлитовых месторождений Якутии и их технико-экономическая оценка.

Методы исследований. В работе использован комплексный метод, включающий анализ и обобщение достижений науки, техники и практики проектирования и эксплуатации рудных месторождений подземным способом, результатов отечественных и зарубежных исследований; аналитические и технико-экономические расчеты с обработкой данных методами математической статистики.

Основные положения, выносимые на защиту:

1. Безопасное и эффективное освоение запасов кимберлитовых месторождений Якутии, характеризующихся сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями при снижении качества

полезного ископаемого с глубиной залегания рудных тел, обеспечивается использованием систем разработки с самообрушением, параметры которых обоснованы с учетом геотехнического риска, и комплекса мероприятий, компенсирующих отрицательное воздействие негативных факторов.

2. Предотвращение негативного влияния гидрогеологических, геомеханических и газодинамических факторов, активация процессов самообрушения и оперативное управление фрагментацией горного массива достигаются использованием гидроразрыва в сочетании с методами заблаговременной дегазации и дренажа.

3. Величина гидравлического радиуса и площадь подсечки, обеспечивающих самообрушение руд и пород с вероятностью геотехнического риска не более 60%, определяются надежностью исходных данных: степень трещиноватости, прочность руд и пород на сжатие, напряженное состояние массива - 50% и выше при любой изменчивости свойств горного массива кимберлитовых трубок Якутии.

4. Методы управления геотехническим риском при применении систем разработки с самообрушением определяются уровнем возможных последствий: при низком уровне последствий допустимый риск достигается при надежности исходных данных о трещиноватости массива не менее 50% вне зависимости от их изменчивости; при среднем уровне последствий – повышением надежности исходных данных до 70 % и более, либо введением коэффициента запаса площади подсечки, равного 1,1-1,3; при высоком уровне последствий – проведением заблаговременной предподготовки массива с целью увеличения его трещиноватости в 1,5-2 раза.

Достоверность научных положений, выводов и результатов обеспечивается сопоставлением полученных результатов с данными мирового опыта эксплуатации алмазоносных месторождений; представительностью и надежностью исходных данных; использованием современных вероятностных методов математической статистики; подтверждается сопоставимостью данных аналитических расчетов с технико-экономическими показателями

работы предприятий; положительными результатами апробации рекомендаций диссертации в промышленности.

Научная новизна:

1. Систематизации геотехнических рисков и методов их управления, учитывающие специфику горно-геологических условий кимберлитовых месторождений, технологических процессов и их стадийность, позволяющих идентифицировать риски по факторам и источникам с прогнозом опасностей и последствий на каждом этапе жизненного цикла технологии освоения кимберлитовых трубок Якутии системами разработки с самообрушением и разрабатывать своевременные меры по управлению рисками.

2. Эмпирические зависимости, в виде уравнений множественной регрессии, гидравлического радиуса для руд и пород кимберлитовых месторождений Якутии от основных влияющих факторов при использовании систем разработки с самообрушением и варьировании в диапазонах ($\pm 50 \div 75$ % от среднего значения) степени трещиноватости и уровня надежности исходных данных.

3. Динамический критерий оценки геотехнического риска при использовании систем разработки с самообрушением на кимберлитовых месторождениях Якутии, позволяющий оценить вероятность и последствия геотехнического риска на всех стадиях жизненного цикла горного производства.

Личный вклад автора состоит в постановке цели и задач исследований, формулировании идеи достижения цели, разработке: конструкции системы разработки с самообрушением применительно к условиям месторождений Якутии, методики расчета ее параметров с учетом геотехнического риска, структуры геотехнических рисков, систематизации методов управления рисками, обосновании динамического критерия их оценки при системах разработки с самообрушением, установлении зависимости гидравлического радиуса для руд и пород кимберлитовых месторождений от основных влияющих факторов, а также в создании алгоритма определения параметров.

Практическая значимость работы заключается в разработке рекомендаций по выбору технологии и обоснованию параметров системы разработки с самообрушением с учетом геотехнического риска в условиях подземной отработки кимберлитовых месторождений Якутии для повышения эффективности и безопасности их освоения.

Реализация работы. Результаты и научно-практические рекомендации работы использованы при разработке проектных решений по отработке кимберлитовой трубки «Удачная», концепции отработки рудника «Мир Глубокий».

Апробация работы. Основные положения диссертации докладывались на семинаре кафедры РМПИ МГТУ им. Г.И. Носова (2024 г.); X Международной конференции «Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу» и XI Международной конференции «Комбинированная геотехнология: риски и глобальные вызовы освоения и сохранения недр» (г. Магнитогорск, МГТУ, 2019, 2021 г.); Международной научно-практической конференции «Горнодобывающая промышленность в 21 веке: вызовы и реальность» (г. Мирный, Институт «Якутнипроалмаз», 2021 г.); Международной научно-практической конференции «Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья» (г. Екатеринбург, 2019 г.); Международных научно-технических конференциях «FarEastCon-2020» и «FarEastCon-2021» (г. Владивосток, 2021-2022 гг.).

Публикации. По теме диссертации опубликовано 9 работ, в том числе 3 статьи в изданиях, рекомендованных ВАК России.

Объем и структура диссертационной работы. Диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, списка литературы из 105 наименований, изложенных на 202 страницах машинописного текста, содержит 68 рисунков, 46 таблиц.

ГЛАВА 1. АНАЛИЗ ОПЫТА ОСВОЕНИЯ АЛМАЗОНОСНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С САМООБРУШЕНИЕМ. ЦЕЛЬ, ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1 Анализ и обобщение опыта освоения кимберлитовых месторождений Якутии

Основные месторождения алмазов России располагаются в Якутии, и их эксплуатацию ведет АК «АЛРОСА» (ПАО). Ее минерально-сырьевая база и производственные мощности по добыче и обработке алмазосодержащего сырья обеспечивают сегодня 98% добычи алмазов России.

Одной из характерных особенностей современного состояния горных работ на алмазодобывающих предприятиях является значительное усложнение горно-геологических условий отработки месторождений с глубиной ведения горных работ. Верхняя часть большинства наиболее крупных месторождений – кимберлитовые трубки «Интернациональная», «Мир», «Айхал» и «Удачная» изначально отрабатывалась открытым способом до предельной глубины карьеров. В настоящее время доработка месторождений осуществляется подземным способом.

Кимберлитовые трубки «Интернациональная», «Мир» расположены на западе Якутии, «Айхал» и «Удачная» севернее, в приполярной зоне.

Климат района суровый, резко континентальный. Среднегодовая температура воздуха от -8°C до -11°C . Наиболее холодный период – январь с минимальной температурой от -60°C до -65°C . Наиболее жаркий месяц – июль с максимальной температурой $+35^{\circ}\text{C}$. Безморозный период составляет в среднем 38-48 дней.

В районе повсеместно развита многолетняя мерзлота, мощность которой $\sim 300\text{м}$. Нулевая изотерма проходит на глубинах 700-1000м. Температура горного массива от поверхности и на всю глубину разведанных запасов

изменяется от -8 до $+5^{\circ}\text{C}$. Температурный градиент составляет $0,8-1,2^{\circ}\text{C}$ на каждые 100м глубины. В интервале отрицательных температур горного массива породы находятся в мерзлом, морозном или охлажденном состоянии, что характеризуется по классификации П.Ф. Швецова криолитозонной месторождений [13].

Месторождение трубка «Интернациональная» представляет собой крутопадающее трубообразное тело, в интервале вскрытия - цилиндрическое. В поперечном сечении оно имеет форму неправильного эллипса, вытянутого в северо-западном направлении. Площадь поперечного сечения рудного тела уменьшается сверху вниз и составляет в верхней части залежи у дна карьера порядка $5,4$ тыс. м^2 , а на глубине 5-го горизонта (-290 м абс. отм.) $4,4$ тыс. м^2 . Кимберлиты характеризуются малой прочностью и имеют среднюю степень трещиноватости. Коэффициент крепости по шкале проф. Протодьяконова – 4. Вмещающие породы слаботрещиноваты.

Гидрогеологические условия месторождения трубки классифицируются как весьма сложные вследствие наличия мощного подмерзлотного Метегеро-Ичерского водоносного комплекса. По химическому составу воды комплекса представляют собой хлоридно-натриевые рассолы. Рассолы переохлажденные: от $-0,5$ до $+1,7^{\circ}\text{C}$, минерализация $95 - 180$ $\text{г}/\text{м}^3$. Подземный рудник отнесен к категории опасных по выделению горючих газов и нефтебитумопроявлений. Утвержденные запасы трубки «Интернациональная» характеризуются высоким содержанием алмазов в руде, в среднем составляя около $7-8$ карат на тонну.

Верхняя часть месторождения обрабатывалась открытым способом до 2012 года. Открытые работы завершены на глубине 286 м. Подземная отработка 1 разрезного слоя началась в 1999 г (рисунок 1.1).

Так как ценность руд высокая, на руднике применяется слоевая система разработки с нисходящим порядком выемки слоев. Слоевая система разработки с полной закладкой выработанного пространства подразумевает

разделение запасов кимберлитовой трубки по вертикали на слабонаклонные слои (под углом 2-3°).

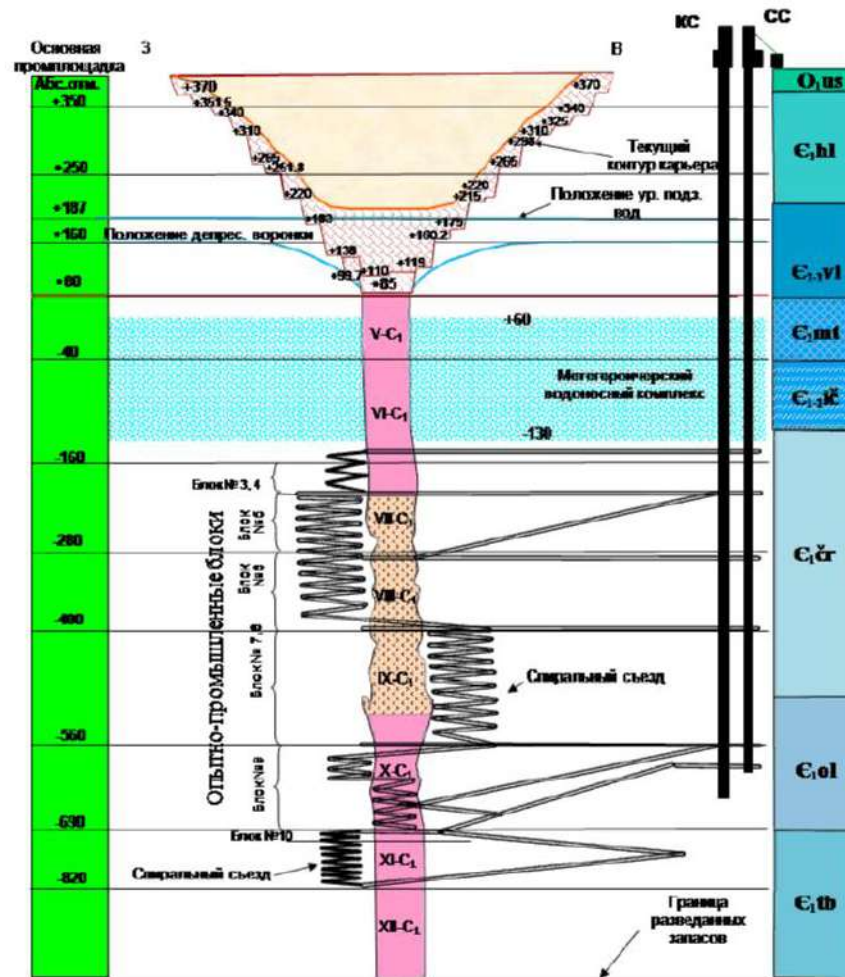


Рисунок 1.1 - Схема отработки месторождения трубки «Интернациональная»

Месторождение «Мир» представлено трубообразным субвертикально падающим рудным телом, в поперечном сечении близким к эллипсу с размерами малой и большой полуосей 140 м на 300 м. С глубиной площадь поперечного сечения трубки уменьшается, и форма ее усложняется, приобретая удлиненно-овальные очертания.

Кимберлиты нижних горизонтов относятся к породам малопрочным и средней прочности. Коэффициент по шкале проф. Протоdjяконова 2-5. Рудное тело характеризуется средней степенью трещиноватости. Трещины залечены галитом и сульфатами, что является дополнительным фактором, влияющим на разупрочнение пород при их увлажнении. Вмещающие породы

месторождения сложены осадочными карбонатными и сульфатно-карбонатными породами. Прочностные свойства вмещающих пород увеличиваются с глубиной. Наличие прослоев мергелей, ангидритов, соли снижает прочность массива пород.

Месторождение расположено в криолитозоне. Отрицательная температура пород зафиксирована на глубине 760 – 780 м. Однако горный массив в районе подземных горных работ находится не в мерзлом, а в морозном и охлажденном состоянии. Это обусловлено наличием высокоминерализованного подземного водоносного комплекса, мощного пласта галогенных пород и каменной соли, заполняющей трещины горного массива.

Месторождение является опасным по выделению горючих газов, а также по нефтебитумопроявлениям.

Верхняя часть месторождения «Мир» обрабатывалась открытым способом с 1959 года. Запасы руды в контуре карьера отработаны до глубины карьера ~525 м. Карьером вскрыт Метегеро-Ичерский водоносный комплекс.

Подземные работы планировались с учетом необходимости сохранения целостности и работоспособности противодиффузионной завесы и других гидротехнических сооружений (рисунок 1.2).

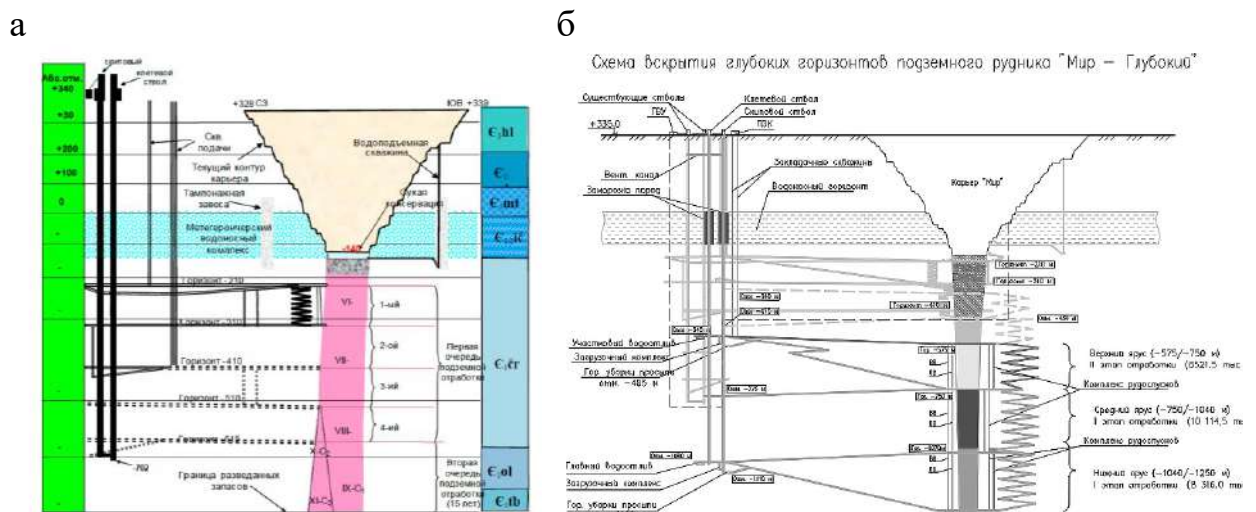


Рисунок 1.2 - Схема обработки месторождения: а - трубки «Мир» [31]; б – схема вскрытия глубоких горизонтов подземного рудника «Мир-Глубокий» [5]

Рудник «Мир» находится на консервации после аварии, произошедшей 4 августа 2017 года, когда в результате прорыва воды из карьера затопило шахту рудника.

В настоящее время принято решение о возобновлении работ по отработке запасов месторождения Мир и строительства для этих целей рудника Мир-Глубокий. При проектировании выемки запасов глубоких горизонтов рудника «Мир – Глубокий» предусмотрены два основных варианта систем разработки:

- система разработки с камерной выемкой и закладкой с двухстадийным порядком отработки камер. В случае не подтверждения параметров системы разработки предусмотрен переход на подэтажно-камерную систему разработки с закладкой высотой подэтажа 25 м;

- система разработки ромбовидными камерами при их «шахматном» расположении.

Месторождение «Айхал» представляет собой крутопадающее сплюснуто-трубчатое тело северо-восточного простирания под углом 63°. На глубине 126 м трубка разделяется на 2 рудных тела: юго-западное (ЮЗРТ) и северо-восточное (СВРТ). СВРТ на глубине 620 м разделяется на 2 рудных столба: западный и восточный.

Кимберлиты представлены порфировыми кимберлитами и кимберлитовыми брекчиями, крепость которых по шкале проф. Протодьяконова от 1-2 до 4-5. Рудные тела имеют среднюю степень трещиноватости. Морфология рудных залежей весьма сложна, их контуры разведаны недостаточно.

Температура вмещающих пород и кимберлита в районе ведения подземных работ изменяется по глубине от -2°C до +3°C. В районе месторождения выделяются 3 типа подземных вод: над-, меж- и подмерзлотные. Межмерзлотные и подмерзлотные воды представлены рассолами с минерализацией от 74 до 350 г/л.

Распределение содержания алмазов на кимберлитовой трубке «Мир» показало закономерное снижение средних концентраций алмазов в кимберлитах с увеличением глубины отработки [16].

С 1961 года месторождение обрабатывалось открытым способом. Отработка карьера «Айхал» завершена на глубине 320 м. Переход на подземную добычу руды осуществлялся постепенно. Была принята система разработки с подэтажной выемкой и открытым выработанным пространством. После внезапного прорыва пульпы с дна карьера работы в подкарьерном массиве были прекращены. Отработка запасов подземным способом в настоящее время осуществляется камерными и слоевыми системами разработки с закладкой выработанного пространства под охраной предохранительного целика (рисунок 1.3-1.4).

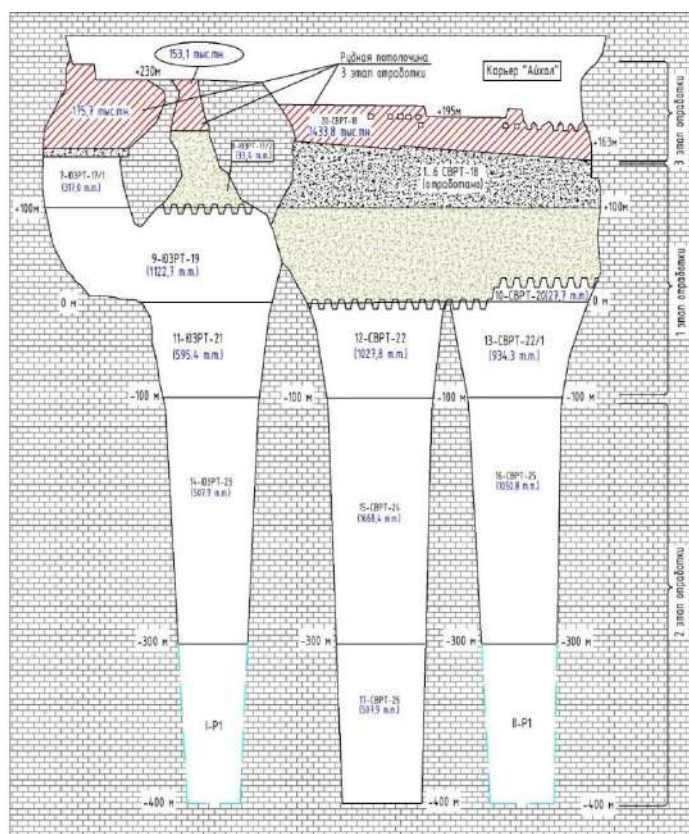


Рисунок 1.3 – Схема отработки месторождения «Айхал»

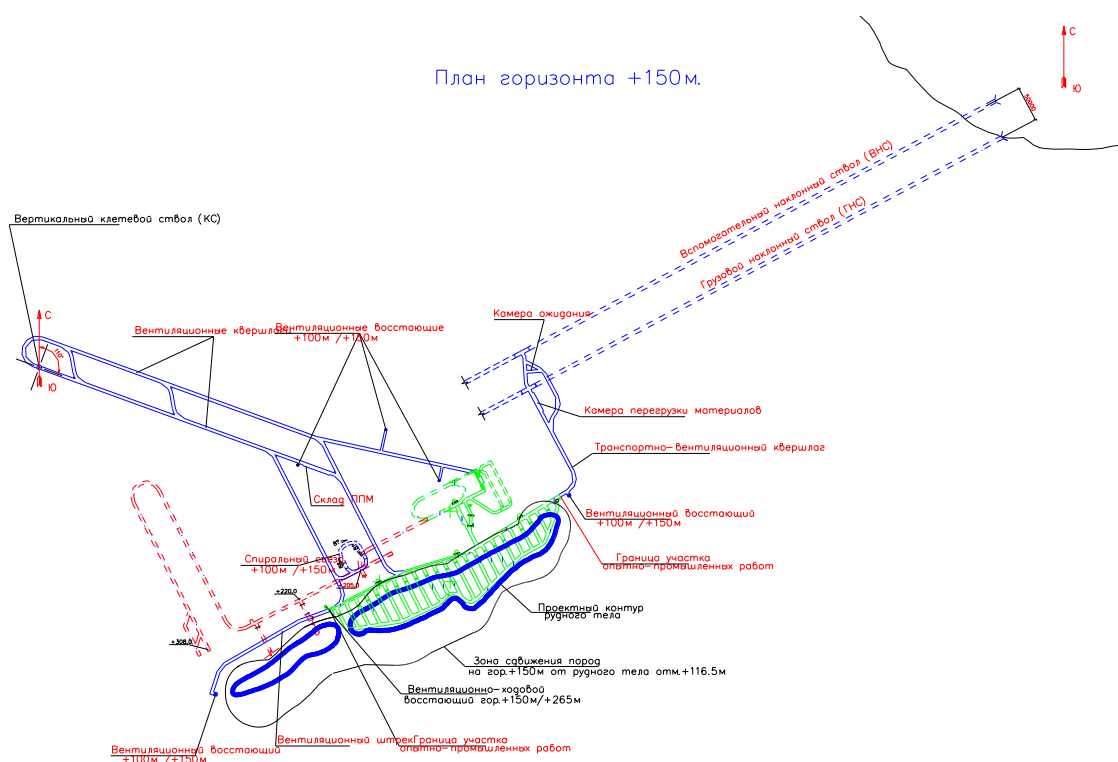


Рисунок 1.4 – Схема вскрытия и подготовки месторождения «Айхал»
 Месторождение алмазов - трубка «Удачная» представляет собой одно из самых крупных коренных месторождений Якутии.

По морфологическим особенностям это сложнопостроенная диатерма, разветвляющаяся с глубины 250 м на два самостоятельных рудных тела – Западное и Восточное.

В настоящее время оба рудных тела вскрыты карьером до отметки -320 метров и осуществлен переход на подземный способ добычи (рисунок 1.5).

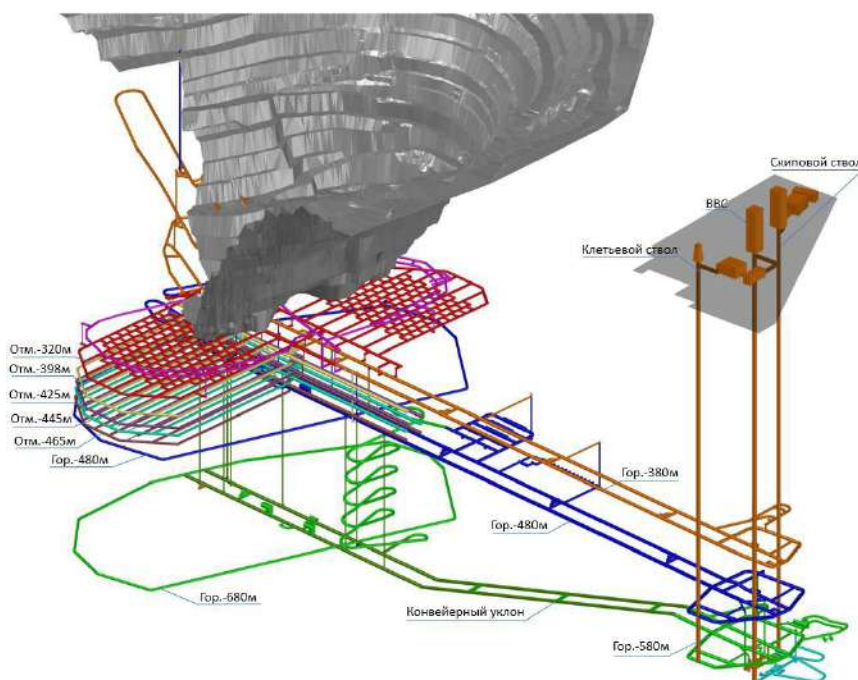


Рисунок 1.5 - Схема отработки трубки «Удачная».

При подземной отработке запасов трубки «Удачная» предусматривается нисходящий порядок отработки запасов месторождения: первоначально отрабатываются запасы в бортах карьера, затем приступают к отработке запасов под дном карьера. Проектная производственная мощность рудника на полное развитие составляет 4 млн. т. в год.

Отработка «прибортовых» запасов месторождения системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды является, по сути, переходным этапом от открытых к подземным горным работам. При выемке «прибортовых» запасов отгружается только часть отбитой руды (не более 30%), а основная её масса оставляется на его дне, формируя рудную на ВРТ или рудо-породную предохранительную подушку на ЗРТ, под защитой которой планируется осуществлять отработку основных запасов руды под дном карьера [65].

Снижение содержания полезных компонентов в руде с увеличением глубины отработки, обуславливает применение систем разработки принудительного обрушения.

Кимберлитовая трубка «Юбилейная» имеет в плане удлиненную грушевидную форму.

До глубины 230 м от поверхности рудного тела (до гор. +320 м абс.) тр. Юбилейная имеет чашеобразную форму с пологопадающими контактами к центру диатремы (под углами 30-60°). Глубже 230 м, начиная с основания чашеобразного расширения (гор. +320 м), контакты трубки приобретают более крутое (70-85°) залегание, придавая рудному телу штокообразную форму.

Трубка Юбилейная по содержанию алмазов значительно беднее, чем месторождение тр. Удачная, но по гранулометрии алмазов они имеют некоторую сходимость. Эта трубка относится к группе месторождений с мелкими алмазами.

С 1985 года месторождение обрабатывается открытым способом. Схема отработки месторождения приведена на рисунке 1.6 Для экономически эффективной доработки месторождения подземным способом, вследствие низкого содержания алмазов, необходимы технологии с низкой себестоимостью.

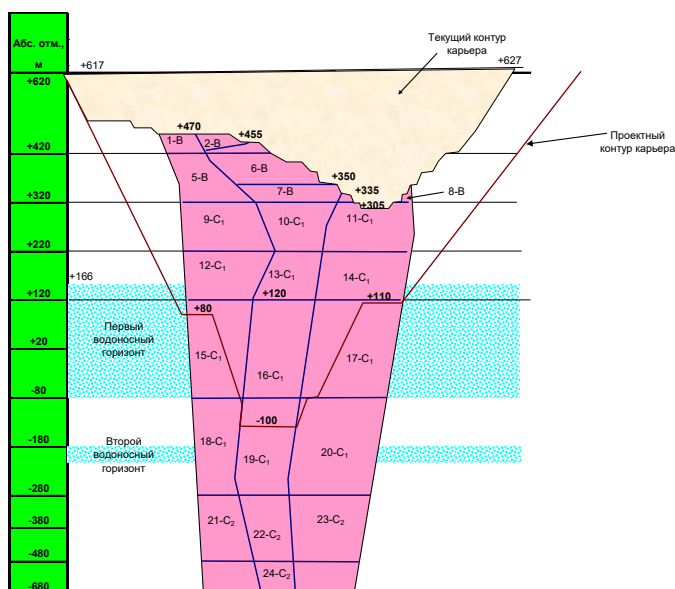


Рисунок 1.6 - Схема отработки трубки «Юбилейная»

Месторождения алмазов - трубки «Ботубинская» и «Нюрбинская» - открыты геологами Ботубинской геологоразведочной экспедиции АК «АЛРОСА» в 1994-1996 годах. Расположены они в Якутской алмазоносной провинции в Нюрбинском улусе Республики Саха (Якутия), на левобережье

среднего течения р. Марха. Месторождения обрабатываются открытым способом (рисунок 1.7).

Трубки «Нюрбинская» и «Ботуобинская» отличаются развитием серпентинизации, хлоритизации и карбонатизации кимберлитов в присутствии кальцита и доломита и относятся к наиболее измененным кимберлитовым месторождениям, эксплуатируемым в настоящее время, и, соответственно, трудностью обогащения в действующих технологических схемах [52].

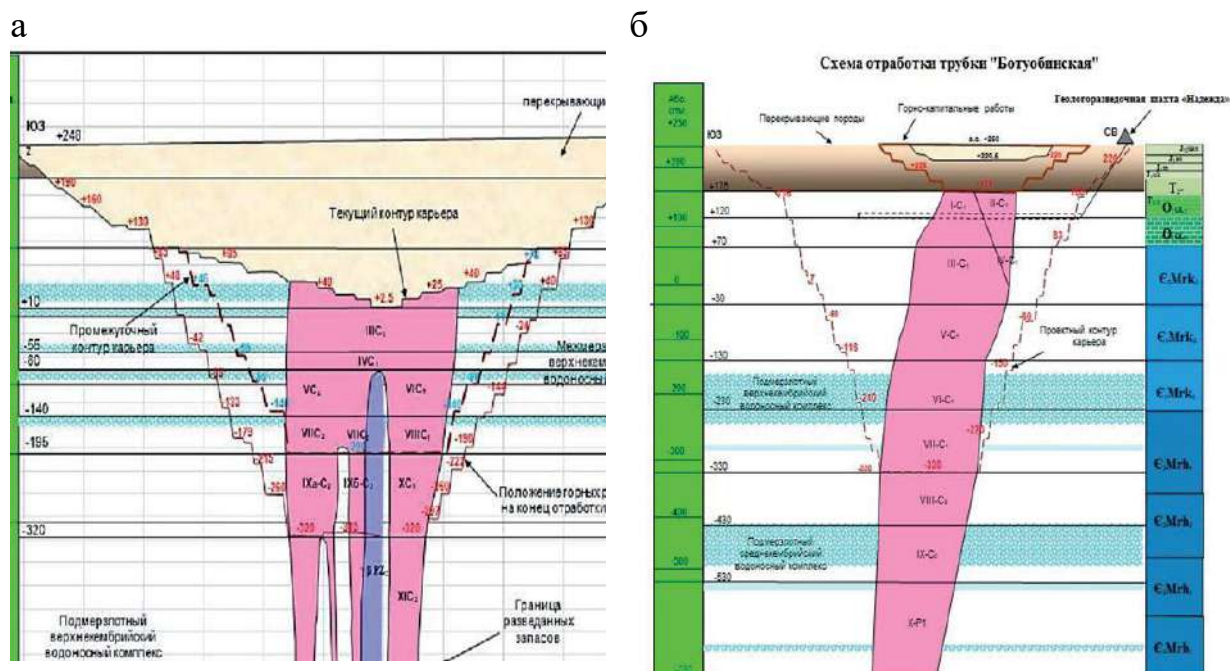


Рисунок 1.7 – Схема отработки трубки: а - «Нюрбинская»; б - «Ботуобинская»

В настоящее время доработка трубок Ботуобинская и Нюрбинская осуществляется открытым способом и планируется переход на подземный способ разработки.

Анализ показал, что с глубиной ведения горных работ условия отработки месторождений ухудшаются, а именно - снижается содержание полезных компонентов, увеличивается доля месторождений с трудноизвлекаемыми запасам. Практически все коренные месторождения отработаны открытым способом и происходит переход на подземный способ, что обуславливает поиск технологий с низкой себестоимостью.

Таким образом, следует выделить основные особенности, которые осложняют ведение горных работ:

- снижение содержания алмазов с глубиной отработки при отработке большинства коренных месторождений алмазов;
- охлажденный горный массив представлен либо солью, либо засолен или насыщен рассолами с температурой ниже 0°C;
- наличие подземных высокоминерализованных водоносных комплексов;
- присутствуют опасности, связанные с выделением горючих газов нефтебитумопроявлениями;
- горный массив подвержен разупрочнению при увлажнении и размораживании, что снижает его устойчивость при обнажении;
- верхняя часть всех месторождений отработана открытым способом, что усугубляет обстановку из-за повышенного промерзания горного массива;
- кимберлиты практически всех месторождений характеризуются малой прочностью и имеют среднюю степень трещиноватости [45].

Исходя из вышесказанного следует, что подземная отработка месторождений алмазов производится с использованием систем разработки разных классов и сопряжена с серьезными проблемами, связанными с возможными гео-, газо-, гидродинамическими процессами в условиях многолетней мерзлоты. Неравномерная насыщенность отрабатываемых породных массивов месторождений газами и рассолами разного состава, нефтеносность кимберлитовых трубок и вмещающих пород создают определенные сложности производства горных работ в открытых и подземных выработках. Недооценка значения параметров трещинных систем и неблагоприятного сочетания этих факторов при проходке, формировании и эксплуатации горных выработок, как правило, приводит к разному роду осложнениям и аварийным ситуациям. Также следует отметить снижение содержания полезных компонентов с переходом на подземный способ добычи, что обуславливает применение систем разработки с обрушением руд, в

частности с самообрушением, которое следует рассматривать, как основное направление совершенствования технологии.

В таких сложных условиях правильный выбор технологии ведения горных работ с учетом всех перечисленных рисков позволят обеспечить безопасность ведения горных работ и стабильную экономическую эффективность.

1.2 Анализ опыта освоения месторождений системами разработки с самообрушением на зарубежных рудниках

В настоящее время со снижением содержания полезных компонентов в руде, ухудшением горно-геологических условий освоения актуальным является применение высокопроизводительных низкзатратных систем разработки. Наиболее подходящей данным требованиям является система разработки с самообрушением. Система разработки с самообрушением обеспечивает сравнительную эффективность и масштабность производства (валовая добыча), которые ранее считались возможными только при разработке крупных открытых карьеров.

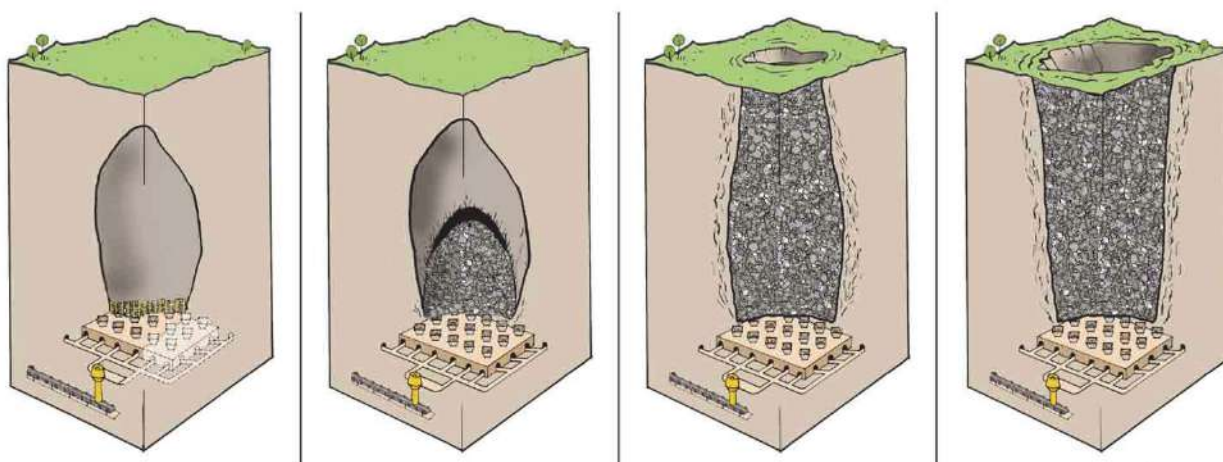


Рисунок 1.8 – Этапы системы разработки с самообрушением: проходка выработок; развитие самообрушения, выход обрушения на поверхность; процесс самообрушения

Основной принцип систем разработки с самообрушением заключается в том, что рудное тело обрушается естественным образом после подсечки и

обрушенная руда извлекается через выпускные выработки. В настоящее время существует множество вариаций самообрушения: этажное (блоковое), панельное, безэтажное обрушение, фронтальное самообрушение, наклонное самообрушение, макроблочное самообрушение.

Преимущество систем разработки с самообрушением состоит в том, что исключается необходимость бурения скважин и расхода большого количества взрывчатых материалов, что приводит к снижению материально-трудовых затрат при обеспечении высокой производительности. Сравнение систем разработки с самообрушением с системами разработки других классов представлено в таблице 1.1.

Таблица – Сравнение технико-экономических показателей систем разработки

Система разработки	Производительность		Относительные эксплуатационные расходы на тонну (у.е.)
	т/смену*чел	т/сутки (среднее)	
С закладкой	12-48	500-1 200	от 20 до 70
С обрушением	20-28	200-800	от 20 до 50
Камерно-столбовая	15-150	1 500-10 000	от 7 до 20
С открытым очистным пространством	20-115	1 500-25 000	от 7 до 25
Подэтажное обрушение	65-180	1 500-50 000	от 7 до 17
Самообрушение	300-2000	10 000-100 000	от 1 до 2,5

Использование той или иной системы разработки определяется прочностными свойствами руды и вмещающих пород. Применение систем разработки с самообрушением (по подсчетам специалистов DeBeers) снижает себестоимость добычи руды в 4 раза (10-15 долл. тонна) по сравнению с блочным принудительным обрушением с торцевым выпуском.

Мировой опыт подземных горных работ показывает, что более 100 месторождений обрабатывается системами разработки с самообрушением,

при этом 62% приходится на технологии блокового самообрушения при разработке месторождений медных и золотосодержащих руд (58%), оставшаяся часть приходится на железные и алмазосодержащие руды (соответственно 9% и 8%) и другие руды [84].

Большой опыт применения систем с самообрушением руды накоплен на медном руднике «Эль –Тениенте» (Чили), рудниках «Премьер», «Финч», «Коффифонтейн» алмазодобывающей компании «ДеБирс» (ЮАР), золото-медно-никелевом руднике «Нортс-Паркс» (Австралия), молибденовом руднике «Хендерсон» компании «Клаймакс» (США) и многих других (рисунок 1.9).



Рисунок 1.9 – Рудники, применяющие системы разработки с самообрушением

Конкретных формул по расчету производственной мощности рудника при применении систем разработки с самообрушением, на сегодняшний день, нет. Обычно используется опыт рудников, применяющих данную систему разработки. Анализ опыта применения систем разработки на зарубежных рудниках показал, что их производительность составляет до 14 – 45 тыс. тонн в сутки (таблица 1.1) [84, 97, 103].

Таблица 1.1 – Основные показатели систем разработки с самообрушением

Рудник	Метод самообрушения	Полезное ископаемое / минерал	Производительность (тонн в день)	Скорость выемки (м/день)	Первоначальная площадь подсечки (м ²)
Ekati	SC*	Алмаз	-	-	-
Northparkes	BC	Медь, золото	12000	0.2	35280
Sunrise	BC	Железо	3350	-	5000
Kimberly	BC	Алмаз	17400	-	1688
Creighton	BC	Никель	-	-	-
San manuel	BC	Медь	50000	0.53	-
Big bell	SC	золото	4750	-	-
Stobie	SC	Медь	9050	-	-
Kiruna	SC	Железо	-	0.051	-
Wesselton	BC	Алмаз	12000	0.4	4320
Bultfontein	BC	Алмаз	-	-	-
Cullinan	BC	Алмаз	-	-	3600
Du toi's pan	BC	Алмаз	-	-	-
Nchanga	BC	Медь, кобальт	-	-	-
De Beers	BC	Алмаз	-	-	-
Palabora	BC/PC	Медь	30000	0.2	19600
Perseverance	SC	золото	-	-	-
Lakeshore	BC	Медь	6000	-	-
Ray	BC	Медь	9000	-	1855
Koffiefontein	BC	Алмаз	12000	0.4	4320
Inspiration	BC	Медь	17000	-	900
Finsch	BC/PC	Алмаз	17000	0.2	5500
Ridgeway	SC	Золото, серебро	-	0.138	-
Mt Lyell	BC	Медь, золото	6900	-	-
Santo Tomas	BC	Медь	24000	-	-
Andina	BC/PC	Медь	14000	0.14	14400
Salvador	BC/PC	Медь	18000	0.104	11440
El Teniente	BC/PC	Медь	95000	0.333	10000
Henderson	PC	Молибден	36000	0.67	10000
Climax	PC	Молибден	44000	-	14884

* - BC-блочное самообрушение; SC – подэтажное; /PC – панельное самообрушение

Фиксация скорости распространения самообрушения на многочисленных действующих шахтах по всему миру также показывает значительную ее изменчивость. Скорость распространения самообрушения оценивается отношением высоты зоны деформаций к средней высоте выпуска, измеренной в скальной породе.

Ранее зафиксированные коэффициенты самообрушения находятся в диапазоне от 5:1 до 31:1. Эта изменчивость может быть связана с различными геомеханическими условиями и склонностью к самообрушению [103].

Опыт мировой практики показывает, что системы разработки с самообрушением применяются в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Медный рудник Tongkuanguu - единственный рудник в Китае, где в настоящее время используется крупномасштабное блочное обрушение. Самообрушаемость руд относится к средней. Гидравлический радиус варьируется от 23 до 32 в соответствии с эмпирической зависимостью Лобшера.

При реализации систем разработки с самообрушением были сделаны следующие выводы:

- исходя из опыта, система разработки с самообрушением успешно применяется на руднике Tongkuanguu и целесообразна для рудников с низким содержанием полезных компонентов;

- высокий процент выхода кусков негабаритов приводит к зависаниям в пунктах выпуска и большому объему вторичного дробления;

- из выпускных выработок с удовлетворительным размером куска часто добывается большой объем руды. Неравномерное извлечение, частые зависания приводят к большим потерям руды и ее разубоживанию;

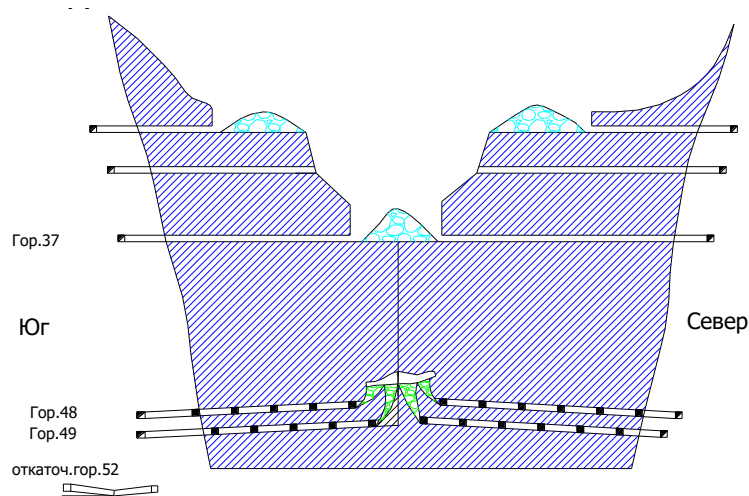
- увеличенная продолжительность цикла добычи руды и необходимость вторичного дробления приводит к увеличению простоев, неоправданных задержек, в результате чего снижается производительность труда;

- скорость выпуска руды не может достичь проектной скорости, что требует увеличения производственных площадей [97].

При анализе опыта подземной разработки кимберлитовых месторождений в ЮАР наибольший интерес представляет трубка «Коффифонтейн», где по экономическим соображениям, был осуществлен переход к системе разработки с фронтальным самообрушением руды [84].

Последовательность отработки месторождения показана на рисунке 1.10.

а



б

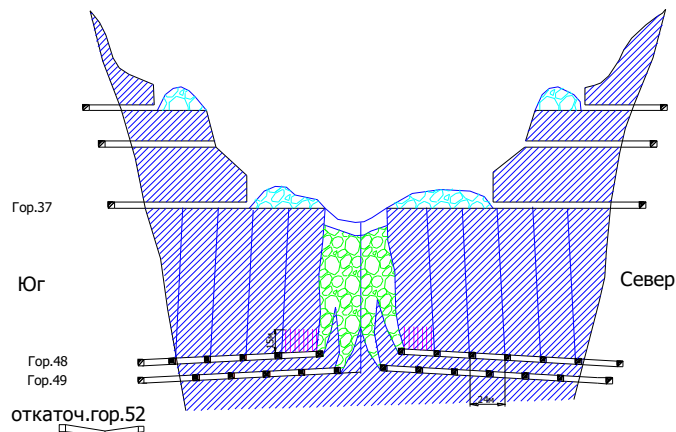


Рисунок 1.10 - Характер развития самообрушения и последовательность разработки: а - формирование подсечки; б - процесс самообрушения

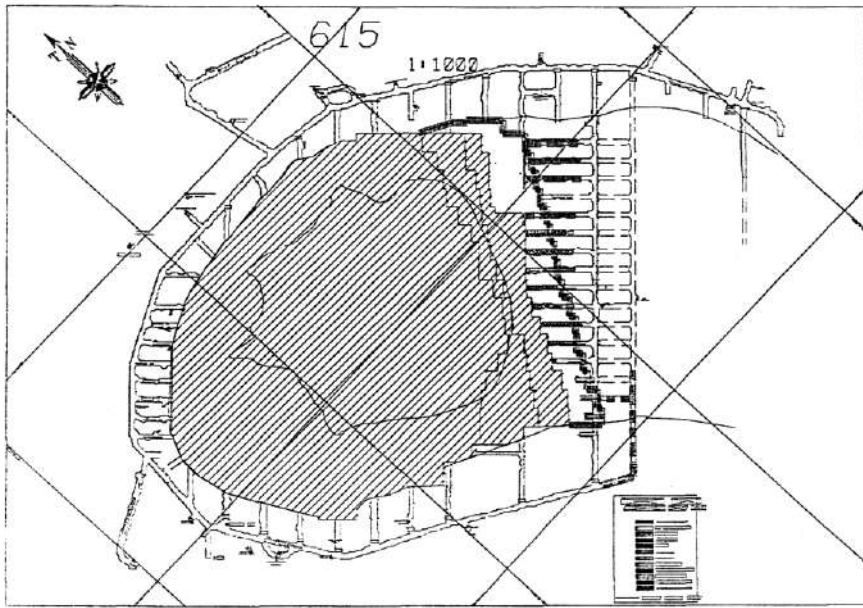
Эффективная реализация технологии должна обеспечиваться четкой организацией процессов по креплению и обслуживанию выработок; по поддержанию работоспособности пунктов выпуска руды; последовательности выпуска руды и ограничения по прерыванию выпуска руды.

В соответствии со схемой извлечения, максимально возможное значение разубоживания составляет 20%, что соответствует 81% содержанию пород в последней дозе выпуска. Благодаря внедрению системы разработки с самообрушением, рудник Коффифонтейн перешел в разряд рентабельных.

Система панельного самообрушения (рисунок 1.11) в отступающем порядке применяется при отработке алмазного месторождения (рудник

Премьер). Такие факторы, как высокий уровень опорного давления в зоне подсечки, увеличивающийся с глубиной отработки; существенный объем крепления выработок и крупнообломочное разрушение руды, результатом которого является значительное количество вторичного дробления негабаритов, являются основными проблемами, связанными с применяемой системой самообрушения. [45, 58]

а



б

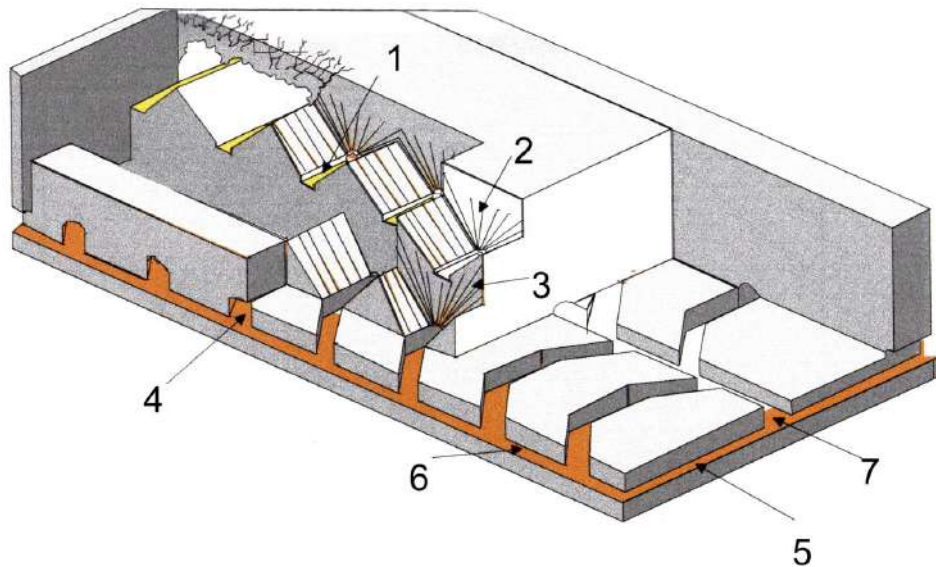


Рисунок 1.11 - Горизонт подсечки блока на руднике Премьер: а - план горизонта подсечки; б - объемная модель горизонта подсечки: 1 – буровая выработка; 2 – расположение шпуров при формировании подсечки; 3 –

формирование траншеи; 4 – погрузочный орт-заезд; 5 – транспортный орт; 6 – транспортный штрек; 7 – доставочный штрек

При отработке блока используется опережающая подсечка. Это означает, что проходится минимальный объем подготовительных выработок на доставочном горизонте по отношению к вышерасположенной линии подсечки. Окончательная подготовка и крепление осуществляются только после снижения напряжений на откаточном горизонте, а линия подсечки вместе со связанным с ней высоким опорным давлением больше не оказывают влияния на выработки нижележащего горизонта. Погрузочные заезды проходятся в основании зоны обрушения для обеспечения доступа к обрушенной и разрушенной руде.

Основные параметры системы панельного самообрушения на руднике «Премьер» представлены в таблице 1.2.

Таблица 1.2 – Параметры системы панельного самообрушения на руднике Премьер

Параметры	Блок ВА5	Блок ВВ1Е
Высота столба, метров	80-140	148-164
Рейтинг породы	45-65	45-55
Гидравлический радиус	30	25
Порядок выемки	Передовая и последующая подсечка	Передовая подсечка
Скорость подсечки, м ² /мес.	900	1100
Запасы вынимаемого блока	45 млн	23 млн
Запасы на 1 погрузочный заезд, тонн	50000-200000	100000-200000
Средняя скорость выпуска, мм/день	270 (170 тонн)	270 (120 тонн)
Начальное дробление, м ³	30% > 2 м ³	30% > 2 м ³
Дробление после выпуска 20 %, м ³	12% > 2 м ³	7% > 2 м ³
Крепление заезда	Тросовое, анкеры, бетон	Тросовое, анкеры, бетон
Износ устья выработки, метров	От 0 до 2 метров после выпуска 50 тыс. тонн	От 1 до 3 метров после выпуска 50 тыс. тонн
Размер выработки, метров	4x4,2	4x4,2
Часовая производительность ПДМ, тонн	118	131
Расстояние транспортировки, метров	154	134
Частота зависаний за смену	30% от заездов	25 % от заездов

Молибденовый рудник Хендерсон компании «Клаймакс», расположенный в горах Колорадо (США), постоянно находился на грани закрытия, пока не была применена система разработки с самообрушением.

На руднике Хендерсон выпускные воронки в основании блока и горизонт подсечки создаются одновременно горизонтальными и веерными скважинами (рисунок 1.12, 1.13).

В процессе опускания обрушенной руды к воронкам основания блока идет взаимное раздавливание кусков руды, измельчение крупных негабаритных кусков. Поэтому для практического использования этого эффекта на руднике Хендерсон на новом горизонте высота блока вместо обычных 122 м (что обеспечивает 130 тыс. тонн запасов, готовых к выемке одной воронкой) закладывается размером 244 м. При этом на одну воронку приходится 383 тыс.т. готовых к выемке запасов [37].

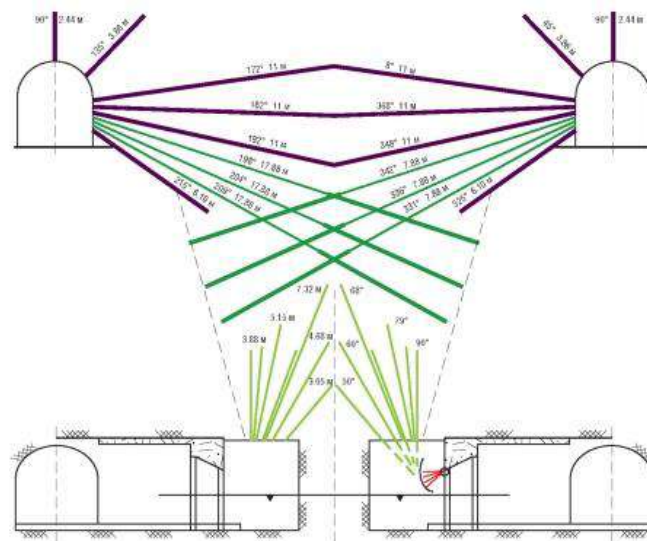


Рисунок 1.12 – Образование выпускных выработок и формирование подсечки на руднике Хендерсон

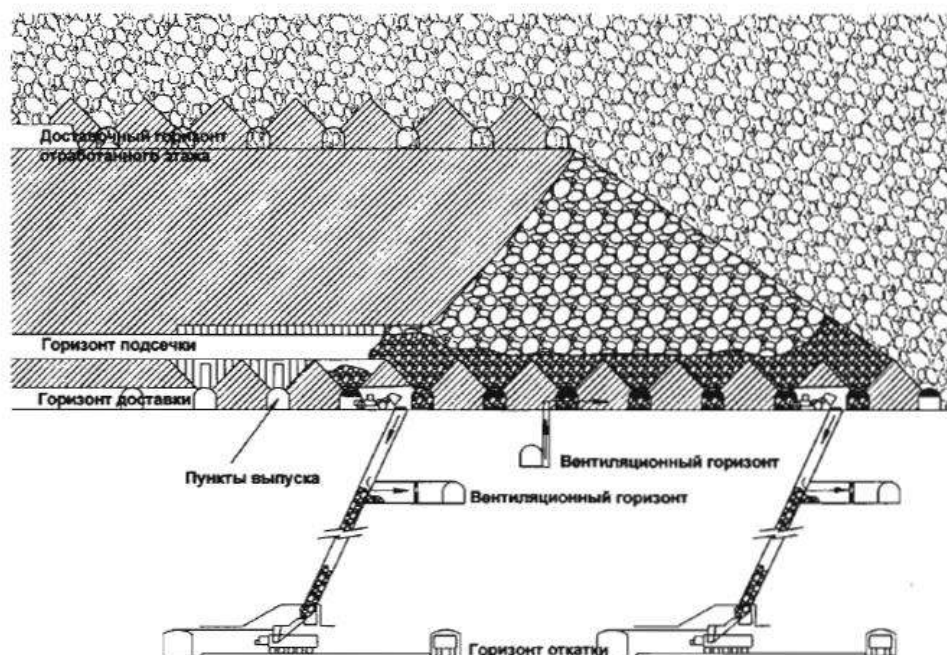


Рисунок 1.13 – Система с самообрушением в условиях рудника Хендерсон

На шахте Нью Эфтон Майн (New Gold New Afton), которая расположена на расстоянии 8 км от Камлупс, Британская Колумбия, применяется блочное самообрушение производительностью 4.5 млн. тонн в год. По размерам, шахта Нью Эфтон (New Afton) является одной из самых маленьких эксплуатационных шахт блочного обрушения в мире. В 2012 году для дальнейшей оптимизации экономических аспектов проекта, было принято решение о разделении шахты Нью Эфтон на три участка; западный, восточный и центральный. Первая рудоприемная воронка восточной части шахты подверглась взрыву в июне 2013г. обеспечив при этом переход от панельного обрушения в западной части к самостоятельному блочному обрушению. Основными инструментами, используемыми в шахте Нью Эфтон (New Afton), для управления самообрушением являются: отбор проб из точки выпуска и анализ изменений по содержанию и системы мониторинга процесса обрушения (например, микросейсмические системы и кабели с измерением коэффициента отражения методом наблюдения за формой (TDR) (рисунок 1.14), и еженедельная оценка объемов выпуска, основанная на ежедневных отчетах. Основной проблемой, возникающей при переходе к блочному обрушению, является баланс уровня качества для последующего передела

обогащения и производительность, а также поддержание горизонта выпуска для максимального снижения напряжения. Стратегия и регулирование объемов добычи на западной части шахты Нью Эфтон (New Afton) хорошо зарекомендовали себя и применимы к восточной части шахты для обеспечения роста производительности шахты и в целом роста стоимости проекта [77].

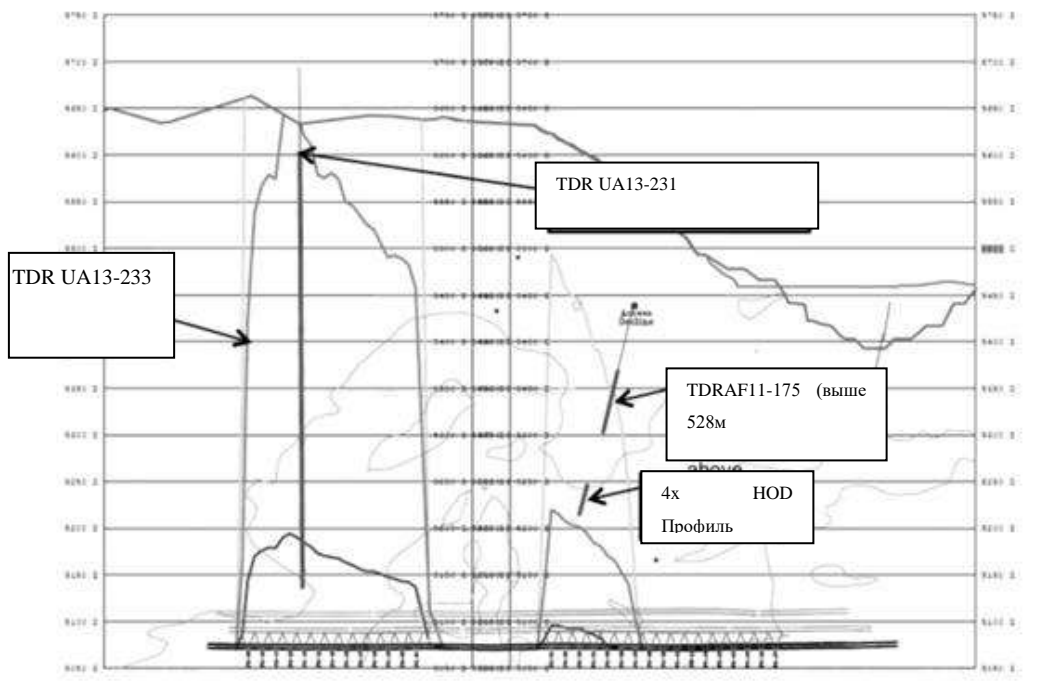


Рисунок 1.14 - Профиль обрушения на шахте Нью Эфтон. Вид в разрезе.

Обрушения, которые произошли в течение 2009-2010 гг. на участке Esmeralda шахты Эль Теньенте (El Teniente, Чили), а особенно те, которые были расположены за забоем подсечки, не позволили продолжать горные работы. Была разработана новая стратегия добычи и два новых сектора Блок 1 и Блок 2 были вовлечены в отработку как блоки первичного самообрушения. Система разработки была определена как традиционное панельное обрушение с предварительной подготовкой с помощью гидравлического разрыва (рисунок 1.15). Процесс эксплуатации начинается с Блока 1, площадь которого равна около 43 000 м², а затем переходит на Блок 2, площадь которого равна 41 000 м²

Для исключения риска обрушения и горного удара из-за перераспределения напряжения на этапе проходки были определены скорость

формирования пунктов выпуска, новая политика выпуска и продвижение подсечки с учетом геологических параметров.

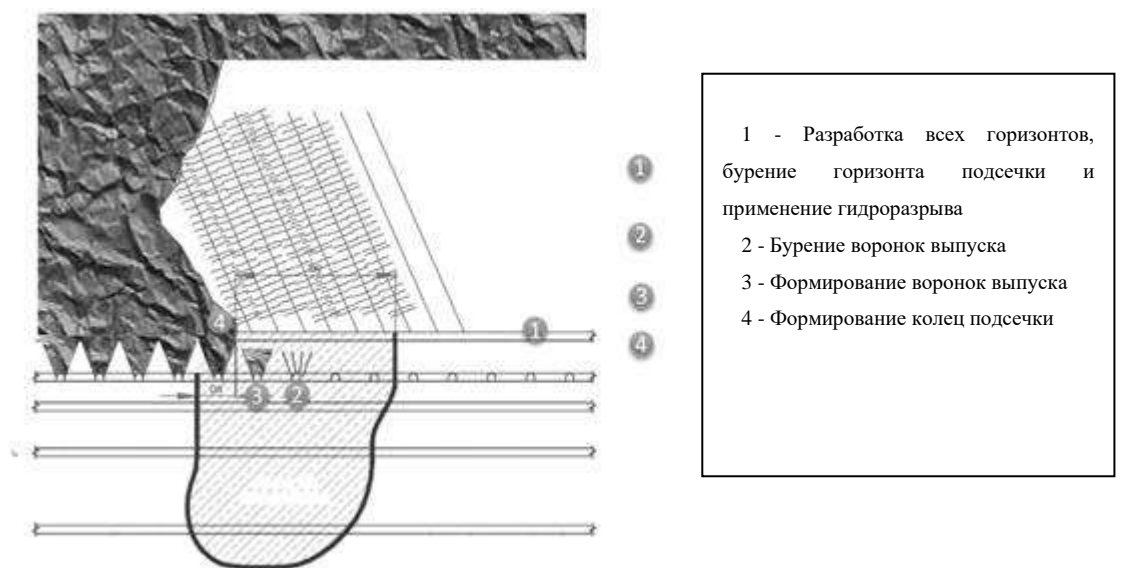


Рисунок 1.15 - Последовательность панельного обрушения

В настоящее время Блок 1 находится в режиме постоянного обрушения, а Блок 2 – в режиме подготовки.

Шахта Рио Бланко (Rio Blanco) [22], является самым большим месторождением меди в мире, на которой применяется система разработки с самообрушением. В 1997 началась отработка 3й панели методом панельного обрушения с традиционной подсечкой и выемкой ПДМ. Она расположена в первичной породе, с залеганием на 500 м в режиме низкого напряжения.

На основании опыта и ситуаций, возникающих в течение нескольких лет разработки 3й панели, был выделен целый ряд факторов, которые должны быть приняты во внимание для снижения риска, возникающего при панельном самообрушении:

- ориентация (фронта) обрушения с учетом сложного геологического строения массива;
- ориентация основных напряжений;
- скорость формирования подсечки;
- предварительная подготовка первичных пород (например, гидроразрыв);
- зона безопасности, построенная за зоной обрушения;

- крепление эксплуатационного горизонта и горизонта подсечки;
- повреждения выработок на горизонте подсечки;
- остановка выемки при обрушении эксплуатационного горизонта;
- контроль смещений путем установки датчиков;
- сейсмическая активность в зоне обрушения;
- выход воронки обрушения.

Шахта Эсмеральда (Esmeralda) [23] - это третья по величине шахта с применением системы разработки панельного самообрушения (компания CODELCO). Определив производственную задачу добывать 45000 тонн рудной массы в сутки с применением системы разработки панельного самообрушения, компания CODELCO начала процесс формирования подсечки в 1996 году, продолжив его взрывными работами в рудоприемных воронках год спустя в сентябре 1997 года.

С учетом данного критического сценария развития событий (1999-2008 гг.) в 2010 году началась эксплуатация меньших забоев (блоков), были внесены изменения в проект шахты, способ разработки и макропоследовательность распространения, т.е. было внедрено стандартное панельное обрушение плюс предразрушение (гидравлический разрыв пласта), а также ориентирование фронта подсечки в зависимости от соответствующих структур и состава пород, включая изменения, внесенные в план горных работ (рисунок 1.16). В настоящее время работы ведутся одновременно на двух блоках шахты с общей площадью выработки 30000 м².

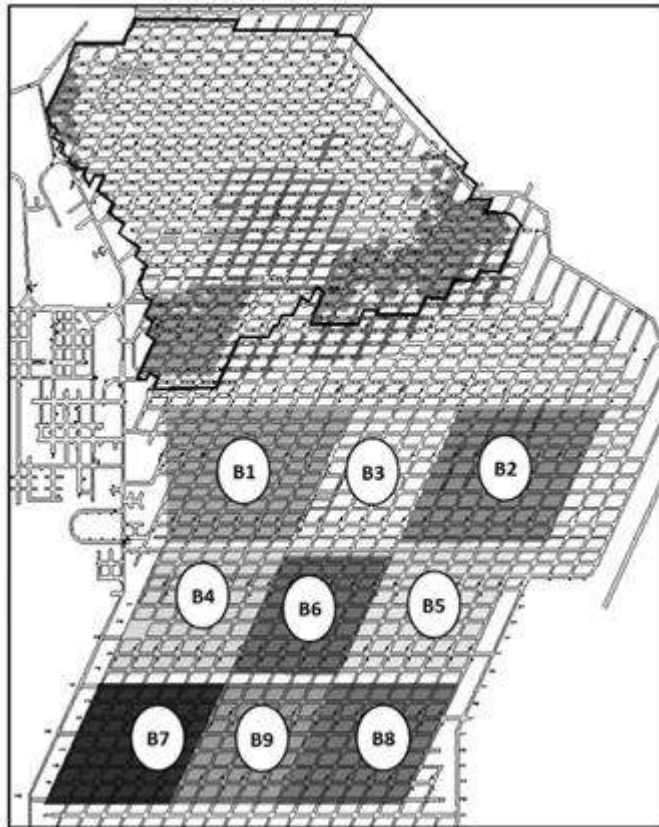


Рисунок 1.16 - Макропоследовательность разработки блоков сектора Эсмеральда Сур (Esmeralda Sur)

В отечественной практике были попытки применения данных систем разработки в Кривом Роге (рудник им. Дзержинского), на Урале (Дегтярский рудник), в Казахстане (Текелийский рудник), шахта «Молодежная» Донского ГОКа. Однако широкое распространение данные системы разработки не получили, что обуславливает отсутствие данных по производительности, фрагментации горного массива.

Наиболее показательными объектами Казахстана, применяющими системы с самообрушением, являются горнорудные предприятия Донского горно-обогатительного комбината (ГОК), отрабатывающие мощные рудные залежи месторождений хромитовых руд. На месторождении принята комбинированная подземная геотехнология для совместной добычи руды системой с самообрушением руды и горизонтальных нисходящих слоев с твердеющей закладкой для отработки запасов 2-ой очереди по увеличению производительности 6,0 млн. т руды. В год 3,7 млн. т добывается системами с

самообрушением руды и 1,3 млн. т руды системой горизонтальных нисходящих слоев с закладкой [2-3, 50].

Основным конструктивным элементом систем разработки с самообрушением является подсечка. Анализ научной литературы, опыта применения систем разработки с самообрушением показал, что можно выделить 3 вида подсечки по способу их формирования: веерными скважинами, плоская, узкая зубчатая подсечка.

В таблице 1.3 [66] представлены рекомендуемые области применения подсечек разной формы в различных горно-геологических условиях.

Подсечка критически важна для успеха обрушения блоков (Лаубшер, 2000), поэтому обоснование параметров подсечки имеет важное значение для эффективной реализации систем разработки с самообрушением. Если параметры подсечки не обеспечивают эффективного самообрушения, то это может привести к потерям производственной площади из-за разрушения выработок концентрационного горизонта и как следствие возникнуть необходимость перекрепления выработок или их восстановление, что приводит к простоям в добыче полезных ископаемых.

Таблица 1.3 – Основные варианты подсечек и области их применения

Вариант	Преимущества	Недостатки	Рекомендации	Схема подсечки
Подсечка веерными скважинами	1. Можно формировать как в варианте с отдельным горизонтом подсечки, так и путем пересечения воронок 2. Легко адаптировать после применения системы поэтажного обрушения	1. Оставление целиков при недобурах или потеря скважин в сильнотрещиноватых неустойчивых массивах	Рекомендуется применять везде, кроме глубоких горизонтов в сильнотрещиноватых породах	
Плоская узкая подсечка	1. Быстрый темп формирования подсечки 2. Меньшие потери шпуров 3. Снижение негативного разрушающего воздействия на горизонты выпуска и доставки	1. Трудности при бурении и потери шпуров 2. Образование целиков 3. Трудности в уборке взорванной рудной массы	Рекомендуется на больших глубинах в породах средней утойчивости	
Узкая зубчатая подсечки	1. Легче убирать руду из наклонной части подсечки 2. Лучшее разрушение массива (концентрация напряжений в местах сопряжений)	1. Проблемы с уборкой в горизонтальной части подсечки 2. Концентрация напряжений	Рекомендуется применять на больших глубинах в породах различной устойчивости, в т.ч. и сильнотрещиноватых	

К недавно разработанным способам подсечки относятся методы предварительной подсечки (pre-undercut), пост-подсечки (post-undercut) и заблаговременная (advanced-undercut).

Пост подсечка - это классический метод подсечки (рисунок 1.17), когда все горизонты (горизонт подсечки, вентиляции, доставки, дробления, транспортный и др.) проходятся до начала формирования подсечки. Преимущество такой подсечки заключается в том, что после выполнения подсечки блок сразу включается в работу.).

Недостатком пост-подсечки (post-undercut) является опорное давление, которое вызвано продвижением подсечки, что вызывает повреждения на концентрационном горизонте, сокращает эффективный срок службы точек выпускных выработок и производственных штреков (Brannon, 2011). Соответственно, Butcher (2000) предполагает, что этот метод рекомендуется для рудных тел, залегающих на глубине не более 500 метров. На больших глубинах возникающие высокие напряжения указывают на то, что этот метод не рекомендуется.

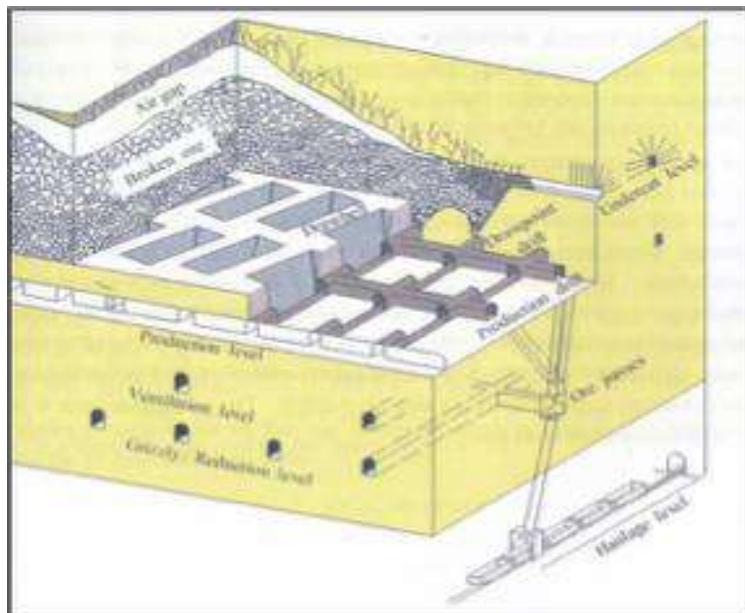


Рисунок 1.17 – Пост-подсечка (Brown, 2007)

При методе предварительной подсечки (pre-undercut) - подсечка выполняется перед формированием концентрационного горизонта (рисунок

1.18). Фронт подсечки опережает любые работы на концентрационном горизонте. Подрыв пунктов выпуска и развитие концентрационного горизонта производится в условиях ненапряженного массива. Преимущество этого метода состоит в минимальных объемах крепления выработок концентрационного горизонта, а эффективный срок службы выпускных выработок выше, чем при использовании метода пост-подсечки. Недостатками предварительной подсечки являются сложности в организации работ в части строительства и продвижения фронта подсечки [74].

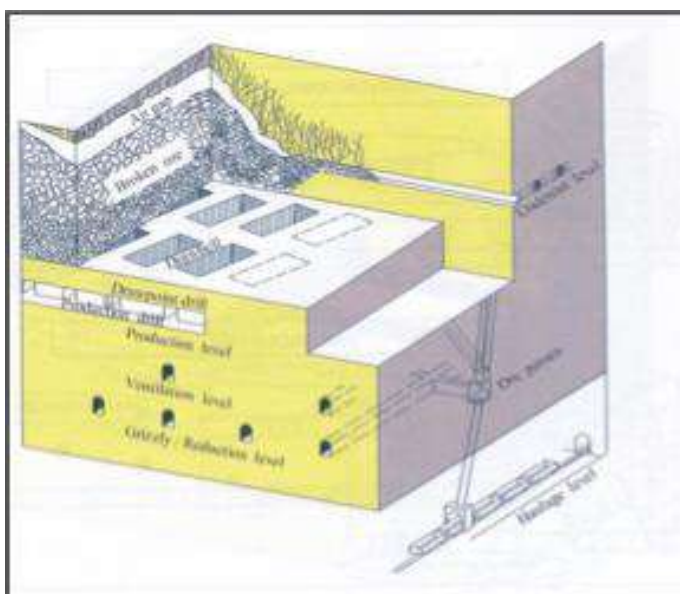


Рисунок 1.18 – Предварительная подсечка (Brown, 2007)

В методе заблаговременной подсечки (advance-undercut) фронт подсечки продвигается с опережением формирования пунктов выпуска, а часть работ при строительстве концентрационного горизонта выполняется до прохождения фронта подсечки (рисунок 1.19). Преимущество этого метода состоит в том, что он сокращает время, необходимое для завершения разработки и создания концентрационного горизонта. Кроме того, как и метод предварительной подсечки, он требует меньшего крепления концентрационного горизонта. Тем не менее, инфраструктура, построенная до начала формирования горизонта подсечки, нуждается в усиленном креплении, а после того, как фронт подсечки пройден, иногда необходимо произвести некоторый ремонт. Этот метод увеличивает эффективный срок службы

пунктов выпуска по сравнению с методом последующей подсечки. Недостатком метода является сложность согласования работ по конфигурации и продвижению фронта подсечки одновременно. Как и в случае с предварительной подсечкой, метод заблаговременной подсечки требует вдвое большей степени развития на уровне подсечки, чтобы перемещать отбитую рудную массу [72, 81].

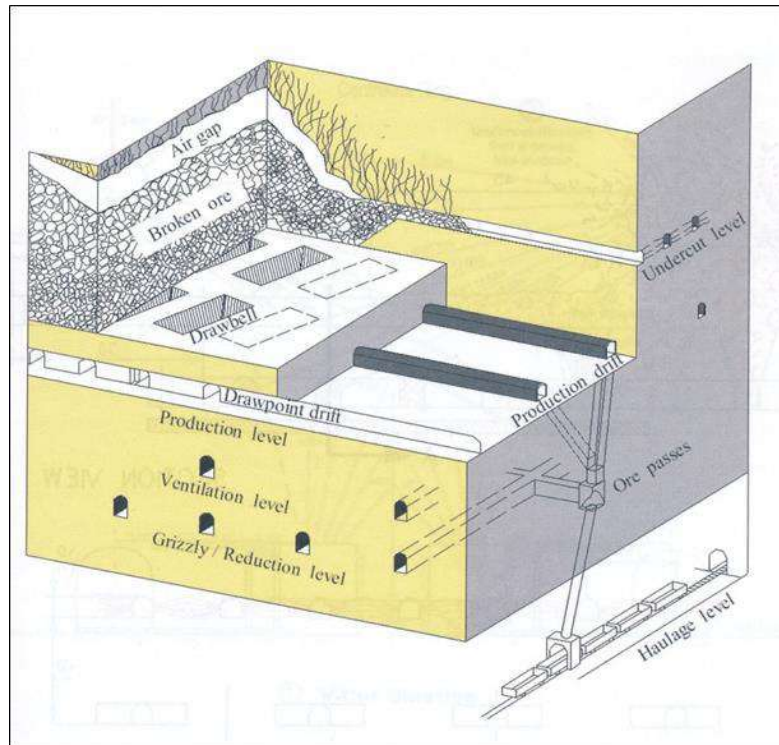


Рисунок 1.19 – Заблаговременная подсечка (Brannon, 2011)

Определение формы и размеров подсечки является важным аспектом при проектировании процессов блокового и панельного самообрушения, для инициирования и развития процессов самообрушения в горном массиве.

Обзор технической литературы показывает, что, когда впервые были применены способы самообрушения, незначительное внимание было уделено высоте подсечки. Рекомендации для эффективного практического применения самообрушения почти все свое внимание фокусировали на необходимой площади подсечного пространства или на соотношении сторон по периметру подсечки (гидравлический радиус) подсечного пространства.

Карзулович и др. [91] изучали влияние геометрии подсечки на целики горизонта подсечки на Секторе Эль Тиниенте в Чили, и установили, что

высота подсечки влияет на концентрацию граничных напряжений, что может привести к разрушению целиков. Определено, что малая величина высоты подсечки при схеме панельного самообрушения, с предварительной подсечкой, может вызвать значительную концентрацию напряжений.

Выводы, представленные Карзуловичем были подтверждены при моделировании в программе FLAC3D (ITASCA Consaltin Group 2015).

Результаты моделирования показали, что уменьшение высоты подсечки приводит к концентрации напряжений на фронте подсечки, приводят к разрушениям целиков, увеличению величины главных основных напряжений σ_1 на почве выработок горизонта подсечки (для тех же расстояний фронта обрушения). Результаты, полученные для малой высоты подсечки показывают, что увеличивается концентрация напряжений (на почве горизонта подсечки) по сравнению с высокой подсечкой. Эти результаты также предполагают, что на концентрационном горизонте, состояние напряжений лучше при малой высоте подсечки.

Базируясь на опытных данных блокового самообрушения первичных руд на рудниках в Чили, и на полученных результатах от математического анализа, представленных в исследовании [91], высота подсечки больше, чем 10 м способствует развитию самообрушения и сокращает количество оставленных целиков. Однако, высота подсечки больше 10 м требует более широких целиков и более тщательного поддержания целиков и выработок. С другой стороны, высота подсечки меньше 10 м может влиять на процесс развития самообрушения, увеличивая вероятность оставления целиков, особенно если используется опережающая предварительная подсечка. [70]

Управление процессом подсечки оказывает определяющее влияние на производительность и себестоимость производства. Особое внимание следует уделить тому факту, что подсечка вызывает повышенное опорное давление во вмещающих породах и в выработках горизонта откатки, которое в свою очередь может способствовать задержке в добыче и приводить к избыточным

затратам по поддержанию выработок. При формировании подсечного пространства необходимо обеспечить:

- создание обнажения достаточных размеров для инициирования процесса самообрушения;
- достижение требуемых размеров подсечки для начала обрушения с минимальным нарушением вмещающих пород;
- развитие подсечки по временному фактору до параметров гидравлического радиуса обрушения, инициирование обрушения, распространение обрушения с одновременным снижением опорного давления в районе подсечки [30].

Таким образом, мировой опыт применения систем разработки с самообрушением показал, что они позволяют вовлечь в эксплуатацию руды с низким содержанием полезных компонентов за счет низкой себестоимости, при этом обеспечить высокую производственную мощность.

Несмотря на значительный мировой опыт применения систем разработки с самообрушением руд и вмещающих пород в настоящее время, отсутствует отечественный опыт реализации систем разработки с самообрушением, нормативная база проектирования, не изучена связь основных параметров со свойствами горного массива, характеризующимися высокой неопределенностью, что безусловно сдерживает их широкое промышленное внедрение в России.

Опыт горных работ на ряде рудников показывает, что для успешной реализации технологии необходимо точное определение параметров подсечки, что зависит от физико-механических свойств горного массива, от его склонности к самообрушению. При этом неправильное определение параметров подсечки ведет к таким серьезным последствиям, как разрушение пунктов выпуска, прекращение самообрушения, потеря запасов блока и т.д., что характеризует данную технологию высоким уровнем риска. Также необходимо учитывать отсутствие опыта применения систем разработки с

самообрушением в характерных для кимберлитовых месторождений Якутии условиях, а именно, в условиях вечной мерзлоты, в опасных по газопроявлению и т.д., что требует разработки технологических схем для их эффективного применения и обоснования их параметров с учетом всех факторов.

1.3 Анализ методик расчета параметров системы с самообрушением

Основные параметры, которые необходимо определять при применении систем с самообрушением, следующие: обрушаемость, дробимость, размеры пролетов между пунктами и зонами выпуска, последовательность проведения подсечки, схема организации работ, крепление выработок доставочного горизонта.

Возможность применения систем с самообрушением зависит от физико-механических свойств горных пород, трещиноватости массива и параметров рудных тел. Свойства горных массивов достаточно разнообразны, и для определения их устойчивости или обрушаемости в мировой практике используются классификации, в которых физико-механические свойства и геомеханические характеристики массивов сведены к общему числовому рейтинговому показателю.

Разработанные на настоящий момент методики оценки условий развития процесса самообрушения (Лобшир, Мэтьюз-Потвин, Мавдеслей и др.) основаны на рейтинговой оценке массива и определении необходимой величины гидравлического радиуса (он же фактор формы S), определяемого площадью и формой подсечки. Оценка устойчивости обнажения (возможности развития самообрушения) производится по диаграмме, построенной по опытным данным из практики работы рудников всего мира.

Основным показателем обрушаемости массива является «гидравлический радиус», в зарубежной литературе HR (Hydraulic Radius), под которым понимается отношение площади обнажения висячего бока (или

кровли) к его периметру. Если камера оформлена наклонной по падению рудного тела, то самым опасным ее элементом является обнажение висячего бока (рисунок 1.19). В этом случае в расчете HR используют пролеты камер по падению – h и по простиранию – w [30].

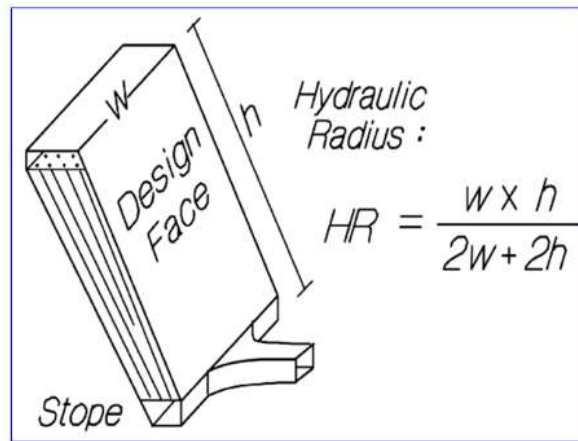


Рисунок 1.19 – Схема к расчету гидравлического радиуса HR

В отечественной литературе по геомеханике аналогом гидравлического радиуса HR является понятие эквивалентного пролета обнажения L_s , предложенное еще в 1948 г. В.Д. Слесаревым равного удвоенному значению гидравлического радиуса.

$$L_s = \frac{h \cdot w}{h + w} = \frac{2S}{P} \quad (1.1)$$

Наиболее полной на сегодняшний день является классификация проф. Дениса Лобшира (ЮАР), который привел ее в приемлемую для горняков систему, учитывая весь комплекс физико-механических свойств массива [95]. На основе больших объемов эмпирических данных проф. Д. Лобширом построен график зависимости величины гидравлического радиуса от показателя MRMR, с делением массивов горных пород на области обрушаемые, переходные и устойчивые [34].

Диаграмма Лобшира Д., с помощью которой определяются полупролеты (гидравлические радиусы) обнажений, при которых происходит обрушение руды и налегающих пород, приведена на рисунке 1.20 [87].

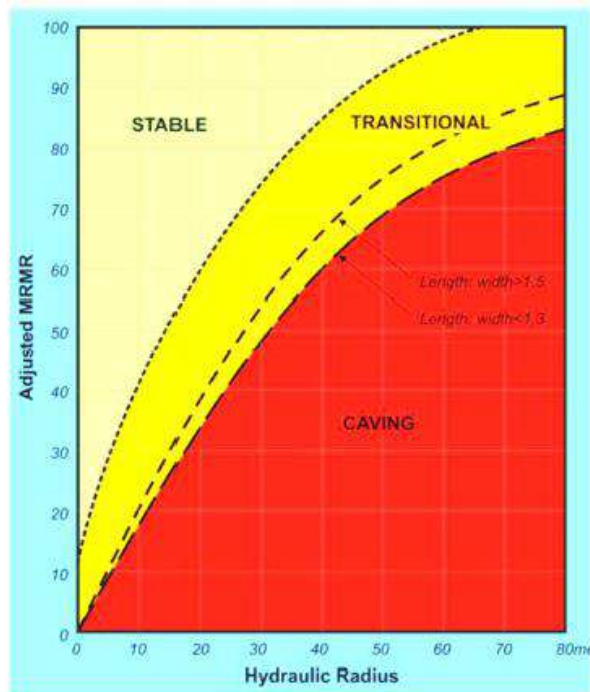


Рисунок 1.20 – Диаграмма Лобшира для оценки обрушаемости пород

Сущность метода Д. Лобшира заключается в том, что все учитываемые параметры массива оцениваются баллами. Каждый параметр состояния массива вносит определенное количество баллов, которые в итоге суммируются.

Схема к определению рейтингового показателя массива на основе классификации MRMR (1977-1990 гг.) представлена на рисунке 1.21.

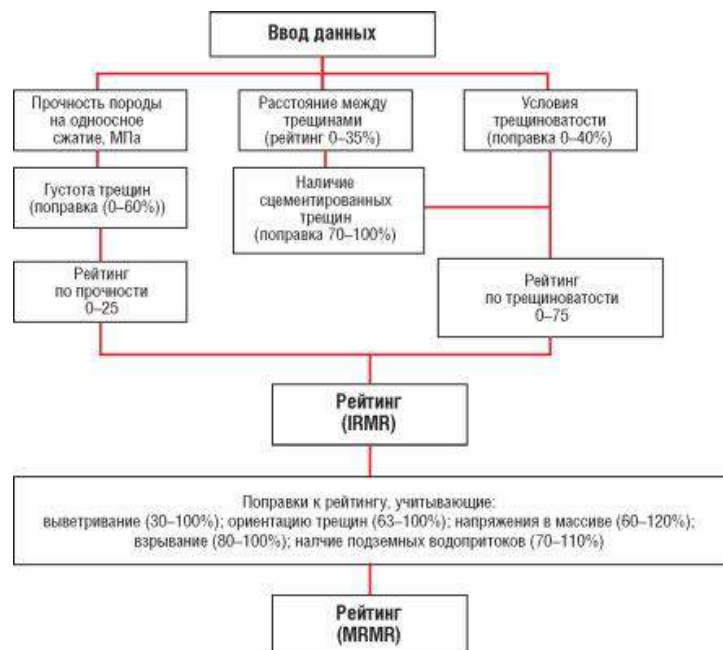


Рисунок 1.21 - Алгоритм к определению рейтингового показателя (MRMR) по классификации проф. Д. Лобшира

Сегодня в мире ни один проект не начинается без геомеханической оценки массива по системе Д.Лобшира. Удобство ее заключается еще и в том, что большая часть сведений об изучаемом массиве может быть получена задолго до строительства рудника, путем исследований кернов пробуренных скважин. [40]

Все собранные данные о состоянии фактических обнажений пород в камерах Мэтьюзом и Потвиным нанесены на одну диаграмму в координатах гидравлический радиус HR и показатель устойчивости N (Stability Number). Обобщенный таким образом мировой практический опыт позволил определить области состояния обнажений:

- устойчивого (Stable) – (кружки белого цвета на рисунке 1.22),
- неустойчивого (Unstable) – (треугольники серого цвета на рисунке 1.22),
- полностью обрушенного (Caved) – (квадраты черного цвета на рисунке 1.22).

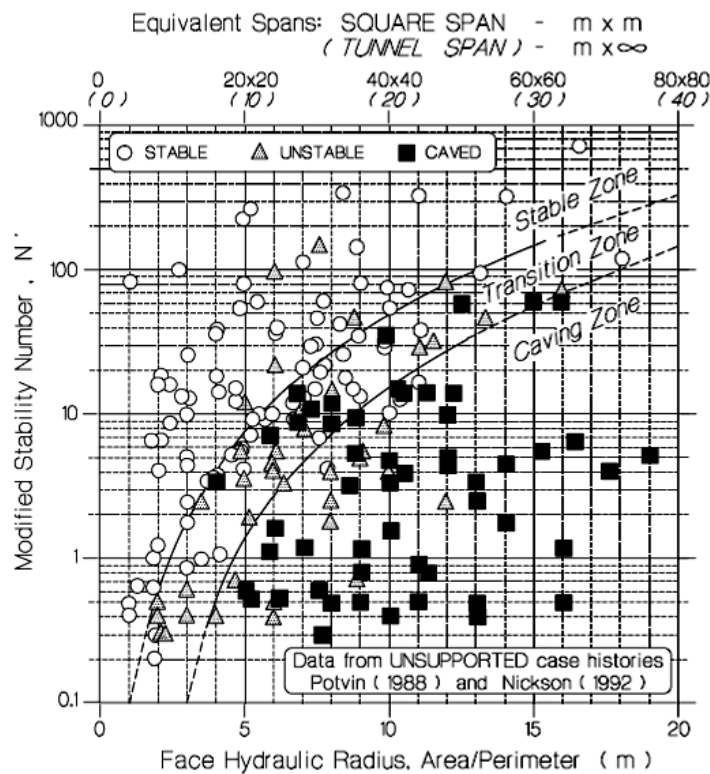


Рисунок 1.22 – Диаграмма Мэтьюза-Потвина для оценки устойчивости обнажений

Для оценки необходимого гидравлического радиуса подсечки, обеспечивающего устойчивый процесс самообрушения руды (попадания в область Caved) также применяется величина N (модифицированного критерия Бартона Q).

В последнее десятилетие база практических данных об условиях обрушения руд средней и высокой крепости и устойчивости интенсивно пополнялась. Ее последняя версия опубликована Мавдеслеем [78]. При пополнении базы практических данных изменяются (корректируются) критерии перехода толщи пород из устойчивого состояния в неустойчивое (с образованием свода обрушения) и полного обрушения подработанной толщи с посадкой до земной поверхности (или до карьера, расположенного выше) с ликвидацией всех завесаний.

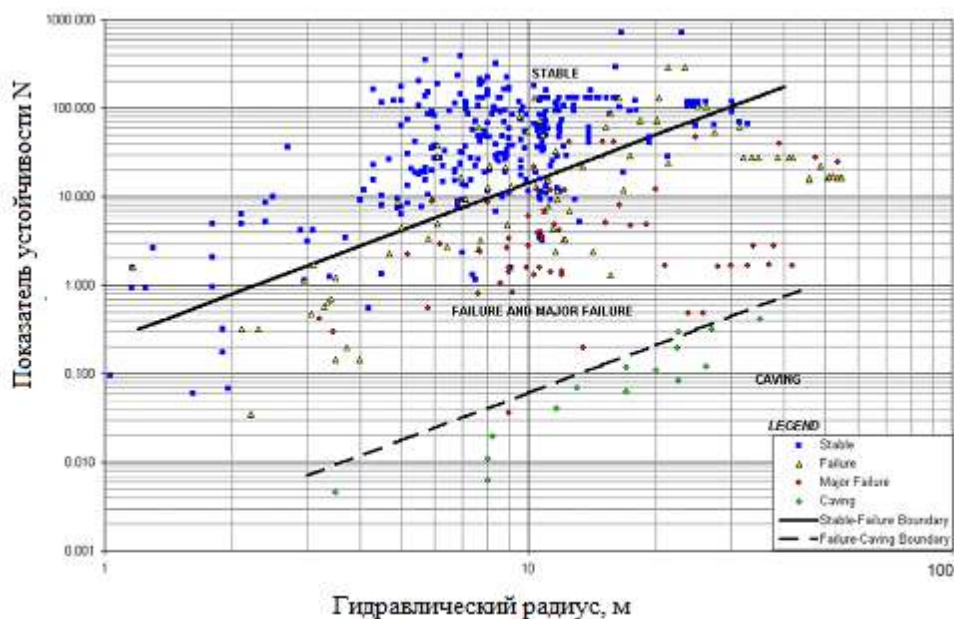


Рисунок 1.23 – Оценка устойчивости выработанного пространства по методике Мэтьюза с использованием данных, пополненных Мавдеслеем

Исходя из полученных значений гидравлического радиуса осуществляется пересчет и определение параметров подсечки (ширина и длина).

Согласно исследованиям, наиболее оптимальными являются круглая и квадратная формы подсечки, поскольку при этом возможно достижение требуемой величины гидравлического радиуса при минимальной площади обнажения, определяющей необходимый объем горно-подготовительных работ.

Анализ существующих методик расчета параметров системы разработки с самообрушением руд показал, что практически все методики основаны на рейтинговой системе и практическом опыте, которые в первую очередь зависят от физико-механических свойств горного массива. Поэтому достоверное определение исходных физико-механических свойств и соответственно определение параметров системы с самообрушением во многом определяет эффективность ее реализации.

Примером, насколько важен расчет параметров системы разработки с самообрушением руд, является прекращение работ по обрушению в шахте Нордпарк (Northparkes). Риск воздушного удара был известен и первоначально контролировался путем поддержания столба обрушенных пород (отбитых пород) над выпускными отверстиями, плюс имела место воздушная пробка около 10 м и менее между обрушенными и выпускаемыми породами, которая аккумулировала количество воздуха, которое впоследствии спровоцировало внезапное обрушение пород.

Также важным при определении параметров систем разработки с самообрушением является величина и ориентация местных напряжений, направление подсечки. Подсечка по направлению максимального напряжения будет способствовать обрушению и дроблению, также может спровоцировать повреждения при сжатии или внезапные обрушения пород. Существует несколько примеров, как горизонтальные напряжения зажимали доминантные структуры, препятствуя таким образом обрушению – шахта Шэбени (Shabanie) и Нордпарк (Northparkes). [101]

На шахте Сан Мануэль (San Manuel) подсечка от менее устойчивой породы к более устойчивой привело к трудностям в обрушении и грубому дроблению, однако, после изменения направления подсечки от устойчивой к менее устойчивой породе произошло обрушение, а качество дробления улучшилось. Продвижение фронта подсечки в сторону основного напряжения обеспечит лучшие условия для обрушения.

Важным параметром, который необходимо учитывать является высота разрыхленной породы над точками выпуска. В работе, написанной R. Kendrick, где он описывает обширный воздушный удар на шахте Юрэд (Urad) в октябре 1968 г., отмечено, что люди были сбиты с ног воздухом, прошедшим через 60 м навала. Однако, поперечные сечения, начерченные в августе 1968 г., показывали, что минимальная высота навала составляла 30 м и что имелись каналы, ведущие в пустоту. Поэтому, можно сделать заключение, что 30 м не было достаточно для предотвращения ущерба от воздушного взрыва на шахте Юрэд (Urad), где, согласно отчетам, погрузочно-доставочные машины были смещены по тоннелям.

Опасность, часто связанная с развитием самообрушением, горного удара вследствие изменения напряжений происходит на ранних стадиях самообрушения. Эта опасность лучше всего управляется посредством применения гидроразрыва или интенсивной предподготовкой, которая является комбинацией гидроразрыва и технологией щадящего взрывания. В случае гидроразрыва, оптимальной практикой является создание наведенной трещиноватости вдоль всей высоты блока с более частой сеткой трещин в дне блока. В части интенсивной предварительной подготовки, щадящее взрывание применяется только в нижней части блока, например, в первых 100-150 от уровня подсечки.

Каталан (2015) определил предварительную подготовку как процесс, выполняемый с целью изменения горного массива, дающий возможность лучше контролировать или управлять процессом самообрушения. Термин

«изменение» использован в контексте, означающим процесс искусственно наведенных изменений в горном массиве посредством гидроразрыва или массового щадящего взрывания в объеме, необходимом для самообрушения. Эти процессы включает обработку или изменение характеристик горного массива посредством использования нагнетания жидкости или полностью щадящего взрывания [82].

Исследование предподготовки основывалось на широком диапазоне эмпирических данных, без детальных фундаментальных познаний о механике протекающих процессов в горном массиве (например увеличение склонность к самообрушению и фрагментации, и сокращению сейсмики).

Основываясь на успешном инициировании и выходе на поверхность зоны обрушения блока PC1 на руднике Cadia East, ретроспективный анализ был связан с подтверждением проектных геомеханических параметров с целью оптимизировать стратегию выпуска и для понимания влияния предподготовки на прочность массива горных пород и характера оседания поверхности.

Основываясь на исследованиях, проделанных в течении развития процесса самообрушения, в целом было установлено 5 существенных фактов, характерных для PC1. Фактические условия были установлены базируясь на мониторинге данных, полученных посредством пробуренных с поверхности скважин для визуального наблюдения и получения сейсмических данных. Все они скомпилированы ниже.

Гидроразрыв был проведен сразу над зоной самообрушения. Изначально скорость самообрушения был на уровне 3-4,5 м/день. Такой уровень распространения развился до отметки 5050 м (260 м зоны самообрушения) и продолжил развиваться до 5250 м почти без проблем. Так как зона самообрушения распространилась до 5250 м RL, наблюдения показали, что подушка обрушения начала сокращаться (сужаться).

В начале 2014 г. зона самообрушения (в настоящее время 750 м высотой) достигла крепких и устойчивых пород (порфириты), что залегали на отметке

5 470 м RL., приблизительно 450 м ниже уровня поверхности. Так как зона обрушения достигла места их расположения, самообрушение замедлилось и образовался свод устойчивого равновесия.

Из-за срыва самообрушения в порфиритах, программа интенсивного гидроразрыва была проведена с поверхности на глубину 450 м. В течении октября 2014 г. развитие самообрушения достигло скорости 10 м /день. Оседание поверхности произошло 22 октября 2014.

В результате анализа рассмотрения принципов ведения горных работ, специалистами Petra Diamonds на руднике Finch были установлены основные причины аварии, повлекшей полное разрушение горизонта выпуска:

1. неверный расчет вертикальных нагрузок при развитии купола обрушения, что привело к полной потере прочности целиков горизонта выпуска;

2. числовая модель, принятая при проектировании как однородна и изотропная, не подходила для моделирования систем с самообрушением для расчета устойчивости целиков горизонта выпуска;

3. недостаточный учет фактических значений прочности пород и включения слабых пород типа аргиллитов;

4. недостаточный учет прочностных свойств кимберлитов на горизонте выпуска (прочность могла меняться от 28 до 68 Мпа).

На основании полученных выводов рудник усовершенствовал подходы к моделированию и программное обеспечение в области проектирования, маркшейдерского и геофизического контроля устойчивости и систем крепления [103].

Анализ существующих методик расчета параметров систем разработки с самообрушением показал, что они основаны на использовании опыта подземной разработки и учитывают большое количество факторов, достоверность определения которых во многом обуславливает эффективность самообрушения. Необходимо отметить, что применяемые в настоящее время

методики не учитывают горно-геологические и горнотехнические особенности отработки кимберлитовых месторождений в криолитозоне, а также не учитывают риски, связанные с надежностью исходных данных.

Правильное определение параметров технологии во многом зависит от достоверности исходных горно-геологических факторов, использованных при расчете, таких как сложные горно-геологические условия отработки кимберлитовых месторождений Якутии, расположенных в зонах вечной мерзлоты, отсутствие широкого опыта применения систем разработки с самообрушением и методик расчета параметров, адаптированных к специфике месторождений Якутии, что приводит к высокому уровню геотехнического риска и необходимости его оценки и учета при обосновании параметров системы разработки с самообрушением.

1.4 Состояние изученности вопросов геотехнического риска при разработке месторождений подземным способом

Вопросам анализа геотехнических рисков посвящено много трудов, которыми определены факторы геотехнических рисков, методы их оценки [10,14,24,33,38,51,54,60, 64].

Согласно исследованиям Лебедева М.О. и Романевич К.В. [10] одними из основных видов в подземном строительстве являются геотехнические риски. Ввиду нелинейной изменчивости как по площади и глубине, так и во времени они вносят значительный вклад в уровень неопределенности при принятии проектных и конструктивных решений.

В работе [53] говорится, что информация обеспечивает процесс управления рисками необходимыми данными. Теоретически, чем больше информации, тем точнее оценка риска. В процессе эволюции теории риска информация стала звеном для перехода от неопределенности к определенности, от неисчисляемого риска к исчисляемому.

В статье А.И. Кривцова [33] информация определяется в качестве ведущего ресурса анализа рисков. Автор приводит ряд требований к качеству данного ресурса: своевременность, достоверность, достаточность, объективность, сопоставимость и эффективность. Можно сделать вывод, что информация для риск-менеджмента является важнейшей составляющей. От ее качества будет зависеть эффективность анализа рисков и результат управления.

Анализ научно-методических источников показал, что в основном под риском понимается событие, которое может произойти в будущем с определенной вероятностью и нанести определенный ущерб. При этом риск может быть результатом как действия, так и бездействия.

Экономисты под риском понимают угрозу частичной или полной потери эффективности производственно-хозяйственной деятельности фирмы в результате наступления той или иной неблагоприятной ситуации, связанной с производством, взаимоотношениями с потребителем, изменчивостью конъюнктуры рынка, использованием материальных, трудовых, финансовых, интеллектуальных ресурсов [51].

Согласно государственным стандартам Российской Федерации, риск может быть классифицирован как сочетание вероятности события и его последствия. Термин «риск» обычно используют только тогда, когда существует возможность негативных последствий [14].

В работах Твердова А.А., Жура А.В., Никишичева С.Б. говорится, что понятие «риски» при работе опасных производств может трактоваться по-разному и носить различные практические характеристики – от вероятности наступления негативного события, до показателя, учитывающего ущерб от наступления негативного сценария [64].

Таким образом, существует большое количество определений термина «риск» в разных отраслях. Обобщив вышесказанное, применительно к условиям горного производства под риском понимается количественная и

качественная оценка опасности в результате осуществления процессов строительства, эксплуатации и реконструкции при освоении месторождений полезных ископаемых. Однако данное определение является неофициальным и не закреплено в нормативных документах.

Хотя в горнодобывающей промышленности риски присутствуют постоянно, в теоретическом плане они изучены недостаточно. В настоящее время система управления рисками геологических и горных проектов осуществляется по традиционной схеме оценки финансовых рисков производственных проектов, часто без учета геологических особенностей недр, технологии горного производства и специфического горного права.

Наука о рисках горно-геологического производства находится на стыке экономических наук, информатики, горного права, наук о недрах Земли и горного искусства [7].

Согласно исследованиям Боярко Г.Ю., в качестве классификационных признаков рисков горнодобывающих отраслей использованы: масштаб проявления — к отраслевым рискам отнесены только те их виды и варианты, которые свойственны исключительно горнодобывающей промышленности; масштаб решений — рассматриваются только стратегические риски; возможность количественной оценки — оцениваемые (параметрические) и непараметрические; по источнику возникновения — внутренние, внешние и внешневнутренние риски. Классификация стратегических рисков горнодобывающей промышленности представлена на рисунке 1.24.



Рисунок 1.24 - Принципиальная схема классификации стратегических отраслевых рисков горнодобывающей промышленности

В работе Боярко Г.Ю. технологические риски возникают в результате недостатка информации о технологических свойствах минерального сырья на стадиях геологического изучения.

К примеру, в Селигдарском месторождении на заключительной стадии были выявлены руды с неизвестным ранее свойством зашламовывания апатитового концентрата тальком, который содержится только в богатых апатитовых рудах периферийных частей месторождения, поэтому для исправления стандартной технологической схемы пришлось произвести дополнительные исследования [6].

В результате ограниченности информации, получаемой на стадиях геологических исследований, горнотехнический риск связан с вероятностью появления невыявленных ранее негативных горнотехнических и инженерно-геологических условий эксплуатации – недостаточная устойчивость бортов карьера, необходимость дополнительного крепления подземных горных выработок, избыточная крепость вскрышных пород, избыточный водоприток, высокие эксплуатационные потери минерального сырья в недрах, избыточное разубоживание и т.д.

Горнотехнические риски возникают в случае встречи нетипичных или экзотических горнотехнических факторов, которые на стадии геологического изучения пропускаются или игнорируются. В качестве примера можно привести факторы повышенной льдистости пород вскрыши, закарстованности рудной массы, склонности к самовозгоранию углесодержащих и сульфидосодержащих пород и т.д. [11].

Риски в горнодобывающей промышленности имеют свое происхождение в геологическом строении месторождения, технико-технологической и экономической структуре горно-обогатительного комбината и его окрестностях. [9].

Согласно исследованиям [85] горнодобывающая промышленность работает в среде риска, отличной от среды большинства других отраслей, не потому что риски неизбежны или неуправляемы, как когда-то широко предполагалось, а из-за постоянно меняющейся среды, в которой работает рудник.

Геотехнический риск занимает одно из первых мест среди категорий рисков, с которыми сталкиваются любые горные работы, особенно подземные.

В контексте геотехнических факторов разработка комплексного плана геотехнических опасностей необходима для поддержания контроля над постоянно меняющейся геотехнической средой. Изменяющиеся геотехнические факторы могут включать:

- Величины и / или направления напряжений до начала добычных работ.
- Изменение литологии рудного тела / месторождения или вмещающей породы.
- Изменение свойств породы даже в пределах одного и того же типа породы.
- Изменение концентрации или характера деформаций, влияющих на свойства массива горных пород.
- Наличие и характер основных геологических структурных дефектов.

- Наличие водоносных горизонтов, давление воды и / или газа и т.д.

Под геотехническим риском также понимают риск нанесения вреда здоровью человеку или имуществу (в связи с возникновением/возможностью возникновения аварийной ситуации, изменением исходных параметров окружающей среды), в частности существующим зданиям, а также сложившимся геологической, гидрогеологической и экологической ситуациям участка строительства при проведении работ по возведению подземных и заглубленных сооружений или в результате последствия проведения данных работ [60]. Таким образом, геотехнические риски можно определить как произведение вероятности и серьезности проявления геотехнической опасности. Проявление геотехнических рисков приводит к негативным событиям, которые, в свою очередь, ведут к удорожанию проекта, увеличения сроков строительства и аварийным ситуациям [53].

В [39,75] рассматривается унифицированная упрощенная количественная классификация рисков при строительстве тоннелей, разработанная для предоставления страховым организациям средства для оценки общего технического риска, связанного с любым тоннельным проектом.

Классификация основана на следующих пяти ключевых опасностях подземного строительства: сейсмичность района строительства; геологические и гидрогеологические условия; размер и геометрические параметры сооружения; глубина заложения сооружения; оценка деформаций массива и конструкций крепей в процессе строительства.

Однако выше представленные методики расчета горнотехнического риска не учитывают особенности горного производства, такие как изменение условий ведения горных работ, этапы жизненного цикла горного производства.

Подходы к оценке риска используются в международной практике горной промышленности с конца 1980 гг. Большинство основных компаний

развивали процедуры (методы) оценки и управления рисками, связанными с ранжированием аспектов их деятельности. В Австралии, например, существует стандарт управления рисками (Стандарт Австралии 1999), Подходы к оценке и управлению риском используются с целью развития основных или главных планов управления опасностями, такими как горный удар [61].

Для условий применения систем разработки с самообрушением существует методика CaveRisk, разработанная как часть ICSS (Summers 2000a).

Идентификация областей риска, проводимая в течение развития процесса самообрушения, предложена членами команды International Caving Study, используется в методике CaveRisk как набор деревьев решений. Эти области риска были сгруппированы в пять главных блоков:

- Склонность к самообрушению
- Фрагментация пород
- Характер обрушения – в том числе процесс обрушения и обрушение по проекту
- Стабильность отгрузки – в том числе горный проект и проект экскавации
- Главные опасности – факторы, которые требуют особого внимания в течение разработки и реализации проекта.

Каждый из пяти блоков в дальнейшем разделяется на несколько основных факторов. Главные блоки включают факторы, которые могут быть классифицированы, как процессы и характеристики, которые оказывают влияние на измеряемое представление о каждом блоке, как показано ниже в таблице.

Риск определяется для каждого блока по следующей зависимости:

$$\text{Риск} = \text{Возможность} \cdot \text{Последствие}$$

Оценка возможностей и последствий осуществляется пользователем исходя из исследований потенциальных опасностей и советов квалифицированных консультантов.

Чтобы посчитать все варианты управления разработан коэффициент управления, который будет эффективно определять вес уровня риска. Таким образом, управление риском для каждого блока будет определяться как:

Управление риском = Балл риска * Коэффициент управления

Уровень управления для каждого главного фактора предложен в CaveRisk, но проектировщик может отменить это, если имеет достаточные основания или причины для этого. Очевидно, что не в интересах проекта сокращать коэффициент управления просто по причине сокращения балла риска.

С 2014 года в области промышленной безопасности Ростехнадзор перешел на риск-ориентированный подход. Иными словами, ранее был тотальный и одинаковый надзор над всеми объектами, а сейчас все они разделены на классы опасности [49,60,67].

Однако, отечественные предприятия не уделяют достаточного внимания анализу и оценке проектных рисков [32,41]. Большинство российских горнодобывающих предприятий на настоящий момент не применяют комплексных мер по управлению рисками при реализации инвестиционных проектов, отсутствует системный подход, что может привести к значительным последствиям, например, к невозможности реализации проекта или даже к остановке деятельности предприятия.

Таким образом, на сегодняшний день риск-ориентированный подход является одним из важных направлений эффективной работы предприятия. Однако анализ научной-методической и нормативной литературы показал, что отсутствуют четкое определение термина «геотехнический риск», который бы относился к горному производству, классификация факторов риска, а также методики количественной оценки. Оценка риска в основном основаны на

балльной системе, что осложняет применение данного подхода при проектировании и при непосредственной эксплуатации горного предприятия.

Если рассматривать геотехнический риск применительно к системам разработки с самообрушением, наибольшую сложность представляет инициирование процесса самообрушения горного массива, отсутствие или недостаточность которого может поставить под угрозу реализацию непосредственно самой системы разработки и привести к горным и воздушным ударам, неконтролируемому прорыву воды (шлама), последствия которых обуславливаются серьезными авариями, приводящими к гибели людей и потерям большого количества запасов [7,34,36,58]. Эффективность фрагментации и последующего самообрушения определяются достаточностью параметров подсечки, размеры которой зависят от свойств горного массива, характеризующегося большим разбросом данных и высокой неопределенностью. Также следует отметить, что определение параметров подсечки производится по различным методикам [18,35,89,73,94], в основу которых положены накопленный практический опыт, что повышает неопределенность определения параметров системы разработки. Вышеперечисленные обстоятельства обуславливают высокие геотехнические риски как на этапе проектирования, так и на последующих стадиях реализации системы блокового самообрушения и необходимость его учета при обосновании параметров систем разработки с самообрушением на всех этапах отработки месторождения.

1.5 Цель, задачи и методы исследования

В ухудшающихся горно-геологических условиях разработки месторождений и высокой волатильности цен на минеральные ресурсы горные предприятия проявляют всё больший интерес к высокопроизводительным системам разработки с самообрушением, характеризующимся низкими операционными затратами, сопоставимыми с издержками открытых горных

работ. Мировой опыт применения систем разработки с самообрушением показал их несомненный потенциал в России для отработки кимберлитовых трубок Якутии, месторождений золотосодержащих и медно-порфировых руд по завершению открытых горных работ. Основными сдерживающими факторами их широкого применения в нашей стране являются недостаточность знаний о горном массиве, изменчивость его характеристик и отсутствие отечественного практического опыта реализации проектных решений, что обуславливает высокие риски реализации технологий с самообрушением.

Наибольшую сложность в реализации блокового самообрушения представляет инициирование процесса самообрушения горного массива, отсутствие или недостаточность которого может поставить под угрозу реализацию непосредственно самой системы разработки и привести к горным и воздушным ударам, неконтролируемому прорыву воды (шлама), последствиями которых могут быть серьезные аварии, приводящие к гибели людей и потери большого количества запасов. Эффективность фрагментации и последующего самообрушения определяются достаточностью параметров подсечки, размеры которой зависят от свойств горного массива, характеризующегося большим разбросом данных и высокой неопределенностью. Также следует отметить, что определение параметров подсечки производится по различным методикам, в основу которых положены накопленный эмпирический опыт, что повышает неопределенность установления параметров системы разработки. Вышеперечисленные обстоятельства обуславливают высокие геотехнические риски как на этапе проектирования, так и на последующих стадиях реализации системы с самообрушением.

Поэтому, разработка технологии и обоснование параметров системы разработки с самообрушением с учетом существующего геотехнического

риска для условий отработки кимберлитовых месторождений Якутии представляет актуальную научную задачу.

В связи с этим целью работы является обоснование параметров технологии освоения кимберлитовых месторождений Якутии высокопроизводительными и эффективными системами разработки с самообрушением.

Идея работы заключается в том, что эффективное и безопасное освоение кимберлитовых месторождений Якутии достигается применением систем разработки с самообрушением, параметры которых определяются с учётом геотехнического риска.

Объект исследования – технология освоения кимберлитовых месторождений подземным способом.

Предмет исследования – параметры системы разработки с самообрушением.

Задачи:

1. Анализ и обобщение современного опыта отработки месторождений системами разработки с самообрушением.
2. Анализ существующих методов расчета параметров систем разработки с самообрушением и учета геотехнических рисков.
3. Разработка технологических схем освоения кимберлитовых месторождений системами с самообрушением.
4. Идентификация факторов, структура геотехнического риска при системах с самообрушением руды и пород.
5. Разработка методики определения параметров системы разработки с самообрушением и оценки геотехнического риска.
6. Разработка рекомендаций по использованию систем разработки с самообрушением для освоения кимберлитовых месторождений Якутии и их технико-экономическая оценка.

ГЛАВА 2. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С САМООБРУШЕНИЕМ

2.1 Горно-геологические условия месторождения «Удачное»

Анализ горно-геологических и горнотехнических условий трубок «Мир», «Айхал», «Юбилейная», «Удачная» и других, показал, что они схожие по генезису и строению, что обуславливает возможность использования метода аналогий и применения идентичных технических решений по отработке для всех вышеперечисленных месторождений, поэтому в дальнейших исследованиях в качестве базового месторождения принята трубка Удачная, которая открыта в 1955г. и находится на площади Далдынского кимберлитового поля в северной части Далдынско-Алакитского алмазоносного района. Она располагается на правом берегу р. Далдын в 2,5 км от русла реки, на левобережном склоне руч. Пиропового. Кимберлитовая трубка Удачная приурочена к Вилуйско-Котуйской зоне разломов северо-западного простирания (рисунок 2.1).

Трубка Удачная приурочена к узлу пересечения субширотной системы разломов с разломом северо-западного простирания. В верхней части разреза (интервал глубин от 0 до 250 м) месторождение было представлено единым телом, которое с глубины 250 м разделилось на два обособленных рудных тела конусообразной формы: западное рудное тело (далее – ЗРТ) и восточное рудное тело (далее – ВРТ).

С глубиной расстояние между рудными телами заметно возрастает. Так, на горизонте минус 480 м оно составляет 193 м, на горизонте минус 680 м – 304 м, на горизонте минус 880 м – 317 м, на горизонте минус 1080 м – 325 м. Увеличение расстояния между телами происходит вследствие сужения кимберлитовых диатрем.

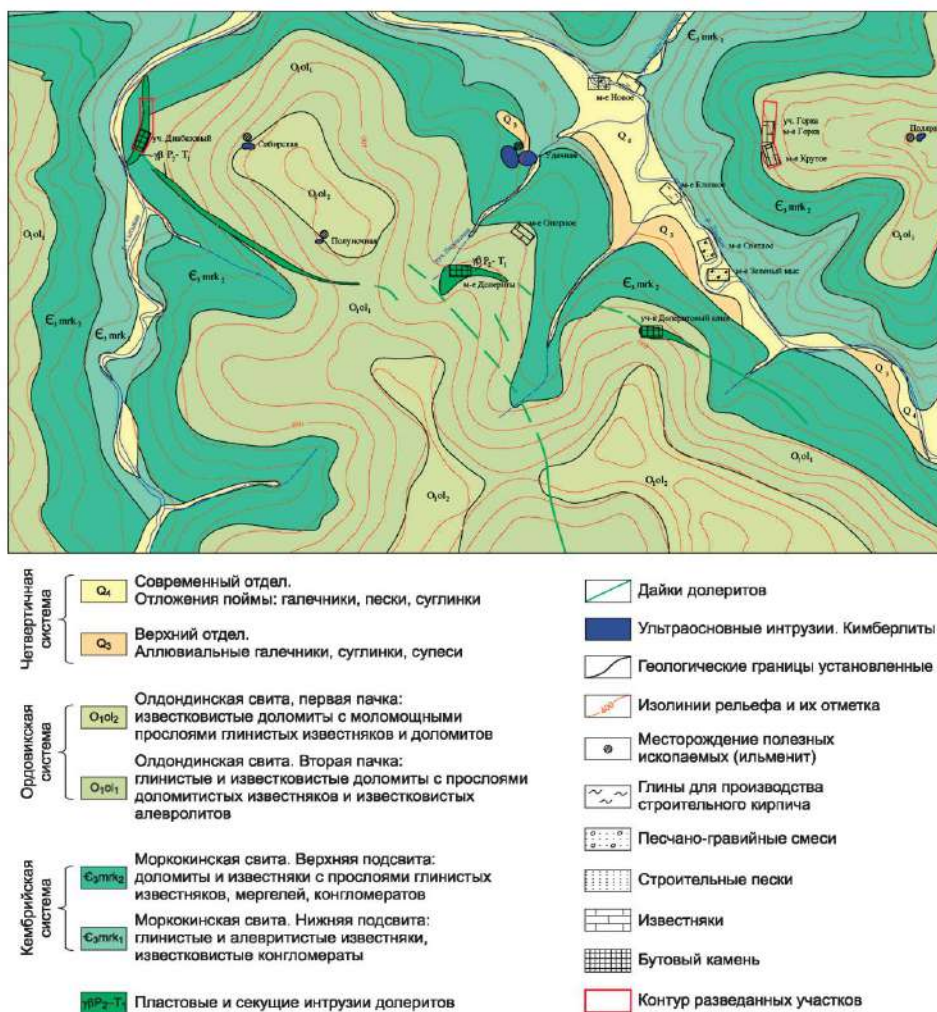


Рисунок 2.1 – Геологическая карта района трубки Удачная

Морфологические параметры ЗРТ и ВРТ в отметке горизонта минус 480 метров и ниже приведены в таблице 2.1

Таблица 2.1 – Морфологические параметры рудных тел трубки Удачная

Абсолютные отметки горизонтов, м	Западное рудное тело (ЗРТ)		Восточное рудное тело (ВРТ)	
	Площадь горизонтальная, кв. м.	Размер по осям, м	Площадь горизонтальная, кв. м.	Размер по осям, м
-480	56 169,6	270×240	45 535,7	270×190
-580	42 361,5	245×195	40 264,0	280×175
-680	25 314,5	190×175	36 555,0	270×175
-780	18 611,7	160×135	40 931,3	280×190

ЗРТ характеризуется несколько вытянутой в северо-западном направлении эллипсовидной формой. С глубиной форма горизонтальных сечений меняется, приобретая всё более изометричные очертания. Контакты

рудного тела с вмещающими породами, в основном, резкие, четкие и лишь в редких случаях отмечаются «плавающие» контакты, образующиеся в результате брекчирования вмещающих пород в зоне ближнего экзоконтакта. Падение контактов тела направлено к центру и поэтому размеры его с глубиной постепенно уменьшаются.

Углы падения западного борта рудного тела между горизонтами минус 580 м и 1080 м составляют 80–85°, а его восточный борт до горизонта минус 780 м имеет выдержанное падение под углом 60°, а ниже (до горизонта минус 1080 м) угол падения постепенно увеличивается вплоть до вертикального.

Строение ЗРТ достаточно неоднородное. Тело, в основном, сложено автолитовой кимберлитовой брекчией, а в краевых частях диатремы нередко отмечаются реликты порфиривого кимберлита, сформировавшегося на раннем этапе кимберлитобразования. Обломки порфиривого кимберлита встречаются также и в самой кимберлитовой брекчии. Вместе с тем, в последней иногда отмечаются достаточно крупные (до 10 м и более) ксенолиты вмещающих пород, так называемые «плавающие рифы».

ЗРТ на всю глубину пронизано многочисленными крутопадающими зонами дробления и поэтому представляет собой хорошо проницаемую систему, вследствие чего кимберлиты здесь сильно выщелочены и дезинтегрированы.

ВРТ в горизонтальном сечении имеет эллипсовидную форму, несколько вытянутую в северо-восточном направлении. Очертания контуров рудного тела в горизонтальных сечениях достаточно плавные и лишь в юго-восточной части трубки на горизонте минус 480 м отмечается небольшой раздув тела, сопровождающийся резким изгибом контура. Контакты рудного тела с вмещающими породами, в основном, резкие, четкие, в редких случаях «плавающие» за счет брекчирования вмещающих пород в зоне ближнего экзоконтакта. Падение западного борта трубки почти вертикальное, южный

борт более пологий (85°), а северо-восточный имеет обратное падение под углом 80° .

Строение ВРТ неоднородное. Так же, как и ЗРТ, оно сложено преимущественно автолитовой кимберлитовой брекчией, а в краевых частях диатремы отмечаются реликты порфиривого кимберлита ранней фазы внедрения. Обломки порфиривого кимберлита нередко встречаются и в самой кимберлитовой брекчии наряду с крупными (многие метры) ксенолитами вмещающих пород. В отличие от Западного рудного тела, Восточное менее трещиновато. Зоны повышенной трещиноватости отмечены здесь преимущественно в приконтактных частях трубки.

В ВРТ вторичные минералы: галит, амакинит, брусит, серпентин, кальцит фиксируются только в трещинах и зеркалах скольжения. Окремнение отмечено, преимущественно, в приконтактной части.

В процессе геологической съемки бортов карьера трубки Удачная выявлено два основных направления трещиноватости вмещающих пород – северо-восточное (азимут простирания от 75° до 80° , угол падения от 80° до 88°) и северо-западное (азимут простирания от 330° до 340° с углами падения от 80° до 90°). Вертикальные перемещения по зонам трещиноватости, а также по зонам брекчирования, отсутствуют.

Кроме зафиксированных в бортах карьера основных направлений трещиноватости выделяются участки повышенной и интенсивной трещиноватости (зоны дробления) вмещающих пород по сравнению с основным фоном. Мощность участков трещиноватости вмещающих пород изменяются от 2–5 до 66 м, зон дробления – от 0,5 до 9,8 м. Интенсивность трещиноватости пород резко убывает с глубиной.

Общее для района спокойное залегание осадочных пород сменяется вблизи трубки участками повышенной трещиноватости, зонами дробления и дизъюнктивных нарушений. Зона нарушений вмещающих пород образует вокруг трубки полосу шириной от нескольких метров до 10 м. Мощность

приконтактной зоны дробления вмещающих пород иногда достигает от 5 до 10 м. Нарушение дизъюнктивного характера отмечено к северо-востоку от месторождения и характеризуется смещением пород по плоскости сместителя до 10 м.

Трещины служат основными каналами миграции подземных рассолов и активных природных флюидов (нефть, газ) в массиве. Раскрытость отдельных трещин может достигать до 10 см. При подсечении зон региональных трещин возможны выбросы рассолов с начальным дебитом до 50 м³/ч с постепенной разгрузкой массива до 3-5 м³/ч. На начальный период вскрытия трещин, гидростатическое давление напора воды может достичь до 40 атм., также возможны заколо- и вывалообразования на границе региональных трещин.

Трубка Удачная расположена в Анабаро-Оленекской провинции, относящейся к северной геокриологической зоне со сплошным распространением многолетнемерзлых пород, для которой характерно наличие мощной (до 1350 м) криолитозоны, состоящей из многолетнемерзлых, морозных пород (от подошвы мерзлых до кровли первого водоносного комплекса) и обводненной зоны с отрицательными температурами горных пород.

Многолетнемерзлые породы (далее - ММП) расположены выше первого водоносного комплекса. Их разделяет толща морозных безльדיстых пород мощностью 10-50 м. ММП представлены карбонатно-глинистыми отложениями моркокинской, реже мархинской свит, а на водоразделах породами онхойюряхской и олдондинской свит. Подошва ММП в районе трубки залегает на абсолютных отметках от -48 до +313 м. Мощность толщи ММП зависит от рельефа и тектонических факторов и колеблется, в основном, в пределах 100-320 м, в долинах рек уменьшается до 82 м, на трапповом плато увеличивается до 0-650 м.

Фоновые значения температур ММП изменяются в интервале значений минус 1,9 – минус 8 °С на глубине 20 м до минус 0,3 – плюс 6 °С - на глубине порядка 1000 м.

Анализ полученных результатов показывает, что вмещающие породы Восточной зоны имеют более низкие температуры, чем породы Западной зоны. Подошва криолитозоны к востоку от трубки Удачная погружается до глубины 1350 м (отм. -1000 м), а в Западной зоне резко поднимается до глубины 730–750 м.

Кимберлиты месторождения характеризуются следующими прочностными параметрами и физическими характеристиками: средняя величина прочности на одноосное сжатие составляет 50,7 МПа; средняя величина прочности на растяжение составляет 3,8 МПа; средняя величина удельного сцепления составляет 18,9 МПа; среднее значение угла внутреннего трения – 37,5°; влажность составляет 1,23%; объёмная масса – 2,64 г/см³.

Для кимберлитов ЗРТ и ВРТ характерной закономерностью является увеличение с глубиной значений всех показателей физико-механических свойств в 1,1–6 раз. Так, средний объёмный вес по блокам на верхних горизонтах месторождения (+300 /-280м) варьирует от 2,34-2,37 до 2,48-2,6 т/м³, а на глубоких горизонтах (-280/-1080м) – от 2,52-2,62 до 2,62-2,69 т/м³.

Между гор. -480/-780 м средние значения сопротивления одноосному сжатию ($\sigma_{сж}$) изменяются в пределах 31,7-55,2 МПа, а пределы прочности на одноосное растяжение ($\sigma_{раст}$) равны 4,1-5,9 МПа. По средним значениям кимберлиты обоих рудных тел по прочности на сжатие относятся к прочным ($\sigma_{сж}$ – 50-120 МПа) и средней прочности ($\sigma_{сж}$ – 15-50 МПа) породам.

Кимберлиты ЗРТ являются не морозостойкими. Кимберлитовые породы ВРТ после проведения испытаний на замораживание остаются практически без изменений и лишь отдельные образцы разрушаются после 15-19 циклов. Следует отметить, что и в ВРТ отдельные интервалы (мощностью до 100 м)

обладают свойством интенсивно разрушаться на поверхности в течение 3–6 месяцев.

Характеристика прочностных параметров и физических свойств петрографических разновидностей кимберлитов ЗРТ приведены в таблице 2.2

Таблица 2.2 – Средние значения физических и прочностных свойств кимберлитов

Наименование	Влажность, % W	Объёмная масса, г/см ³ δ	Предел прочности при одноосном сжатии, МПа σ_{сж}	Предел прочности при растяжении, МПа σ_{раст}
ЗРТ в отм. -465/-565 м				
Кимберлитовая брекчия n=49	<u>1,12-6,85</u> 2,29	<u>2,5-2,63</u> 2,56	<u>9,8-52,0</u> 31,7	<u>2,4-9,6</u> 5,9
ЗРТ в отм. -565/-780 м				
Автолитовая кимберлитовая брекчия n=27	<u>2,07-3,4</u> 2,63	<u>2,48-2,57</u> 2,53	<u>18,5-37,5</u> 27,3	<u>1,7-7,0</u> 5,0
Кимберлитовая брекчия n=79	<u>1,12-6,85</u> 2,29	<u>2,5-2,63</u> 2,56	<u>14,2-72,9</u> 37,7	<u>2,5-8,4</u> 5,9
Порфиновый кимберлит n=18	<u>1,41-2,89</u> 1,91	<u>2,53-2,60</u> 2,57	<u>15,6-44,5</u> 34,7	<u>1,3-3,7</u> 2,9
<u>Характеристика кимберлитов ЗРТ</u>				
Кимберлиты	<u>1,12-6,85</u> 2,28	<u>2,48-2,63</u> 2,55	<u>14,2-72,9</u> 33,2	<u>1,3-8,4</u> 4,6

Характеристика прочностных параметров и физических свойств основной петрографической разновидности (КБ) кимберлитов ВРТ приведены в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Средние значения физических и прочностных свойств кимберлитов

Наименование	Предел прочности при одноосном сжатии, МПа σ_{сж}	Предел прочности при растяжении, МПа σ_{раст}	Угол внутреннего трения, град,	Условное сцепление, МПа	Влажность, % W	Объёмная масса, г/см ³ δ
ВРТ в отм. -465/-565 м						

Кимберлитовая брекчия n=60	$\frac{28,5-89,7}{55,2}$	$\frac{2,6-6,9}{4,1}$	$\frac{32,1-44,3}{37,4}$	$\frac{8,7-52,2}{20,5}$	$\frac{0,28-1,39}{0,62}$	$\frac{2,64-2,75}{2,66}$
<u>ВРТ в отм. -565/-780 м</u>						
Кимберлитовая брекчия n=78	$\frac{27,4-85,8}{54,8}$	$\frac{2,6-6,4}{4,2}$	$\frac{23,2-42,7}{37,1}$	$\frac{9,2-41,4}{20,3}$	$\frac{0,14-1,77}{0,62}$	$\frac{2,56-2,91}{2,69}$

Анализ физических и прочностных параметров вмещающих пород месторождения показал, что с увеличением глубины залегания соответственно увеличивается объёмный и удельный вес и прочность.

Характеристика прочностных параметров и физических свойств известняков и доломитов приведены в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Средние значения физических и прочностных свойств основных литологических разностей

Наименование	Предел прочности при одноосном сжатии, МПа; $\sigma_{сж}$	Предел прочности при растяжении, МПа; $\sigma_{раст}$	Угол внутреннего трения, град,	Условное сцепление, МПа	Влажность, % W	Объёмная масса, г/см ³
<u>вмещающие породы ЗРТ известняково-доломитовой толщи (C₂ id) в отм. -480/-565 м</u>						
Известняки n=94	$\frac{34,5-150,7}{81,4}$	$\frac{2,1-8,7}{5,9}$	$\frac{31,8-42,4}{37,9}$	$\frac{11,3-60,9}{30,3}$	$\frac{0,12-4,19}{0,96}$	$\frac{2,45-2,77}{2,71}$
Доломиты n=33	$\frac{56,1-128,3}{85,7}$	$\frac{5,2-8,2}{6,6}$	$\frac{35,7-38,3}{37,3}$	$\frac{17,9-48,2}{29,9}$	$\frac{0,53-1,36}{0,84}$	$\frac{2,72-2,75}{2,73}$
<u>вмещающие породы ЗРТ известняково-доломитовой толщи (C₂ id) в отм. -565/-600 м</u>						
Известняки n=26	$\frac{80,4-131,5}{99,2}$	$\frac{6,4-8,1}{7,1}$	$\frac{37,1-38,8}{37,8}$	$\frac{26,7-52,7}{35,5}$	$\frac{0,18-1,44}{0,76}$	$\frac{2,71-2,75}{2,73}$
Доломиты n=25	$\frac{64,3-119,8}{95,7}$	$\frac{3,1-9,2}{5,9}$	$\frac{36,7-42,1}{39,0}$	$\frac{20,0-47,8}{37,3}$	$\frac{0,72-3,33}{2,16}$	$\frac{2,60-2,76}{2,68}$
<u>ВРТ удачинской свиты (C_{1,2} ud) в отм. -600/-780 м</u>						
Известняки n=26	$\frac{77,3-114,7}{92,8}$	$\frac{4,0-5,0}{4,6}$	$\frac{38,7-42,1}{40,1}$	$\frac{30,7-54,3}{39,7}$	$\frac{0,15-0,39}{0,23}$	$\frac{2,68-2,70}{2,69}$
Доломиты n=118	$\frac{30,1-108,4}{78,7}$	$\frac{3,5-7,9}{5,1}$	$\frac{32,4-41,9}{38,3}$	$\frac{9,1-49,1}{30,2}$	$\frac{0,10-2,94}{0,68}$	$\frac{2,64-2,77}{2,69}$

Коэффициент крепости для вмещающих пород по шкале проф. М. М. Протодяконова колеблется от 1 до 8, а для кимберлитов от 5 до 7. Наиболее низкие значения коэффициента крепости зафиксированы в зонах дробления, а

максимальные его значения соответствуют интенсивно окремнённым породам.

Особо следует отметить, что вмещающие породы (от дневной поверхности и до гор. -780 м) характеризуются частым чередованием горизонтально залегающих слоев доломитов, известняков, мергелей, глинистых известняков, мощность которых изменяется в широких пределах: от 5-6 мм до 30-55 см. Поэтому в процессе проходки подземных горных выработок под воздействием горного давления возможно отслоение (по плоскости напластования) и обрушение кровли выработок.

Общее для района спокойное залегание осадочных пород сменяется вблизи трубки участками повышенной трещиноватости, зонами дробления и дизъюнктивных нарушений. Зона нарушений вмещающих пород образует вокруг трубки полосу шириной от нескольких метров до 10 м.

Мощность приконтактной зоны дробления вмещающих пород иногда достигает от 5 до 10 м. Нарушение дизъюнктивного характера отмечено к северо-востоку от трубок и характеризуется смещением пород по плоскости сместителя до 10 м.

Интенсивность трещиноватости пород резко убывает с глубиной. По данным бурения, трещины мощностью от 1,5 до 3,0 см (в количестве от 1 до 2 трещин на погонный метр) наблюдаются до глубины 50 м. Ниже встречаются только единичные трещины (от 1 до 2 трещин на 5 м керна), мощность которых не превышает нескольких миллиметров. Фиксируются трещины как открытого типа, так и залеченные кальцитом, реже гипсом, битумом и льдом.

Рудник «Удачный» отнесен к категории «негазовый с отнесением отдельных интервалов горных пород к газоопасным». Горные выработки (зоны) на горном отводе подземного рудника «Удачный» относились как к газоопасным, так и опасным по нефтепроявлениям, но со временем их класс газоопасности и группы нефтеопасности изменяется.

Проведенный анализ динамики изменения газодинамических, гидрогеологических и горно-геологических условий рудника, а также анализ случаев загазирования, ежеквартальных заключений об отнесении горных выработок к классам и группам по газонефтепроявлениям, дают возможность говорить о распространении «газового режима» не на весь рудник, а на отдельные горизонты (выработки).

Основные источники поступления газов в рудник связаны с газонасыщенностью рассолов, миграция которых отмечена как в горные выработки, так и скважины различного назначения.

Характер нефтебитумопроявлений во вмещающих породах и кимберлитах различен. Отсутствует четкая пространственная связь этих проявлений. Данные визуальной документации керна свидетельствуют о том, что нефтенасыщенность кимберлитов в целом в несколько раз меньше, нежели вмещающих пород.

Наибольшей нефтебитумонасыщенностью обладают вмещающие породы отм. +100м/-480 м. Содержание нефтебитумов во вмещающих породах в указанном интервале изменяется от 0,6 до 2,35 %, а ниже по разрезу (абс.отм. -480м/-1280 м) уменьшается до 0,01 %. Битумы содержат по групповому анализу около 50-60 % масел, 40-45 % смол, а в нижних частях разреза содержание масел уменьшается до 15-20 %. Нефть в районе тр. Удачная содержит меньше смол (30-35 %) по сравнению с битумами, а содержание в ней асфальтенов не превышает 4 %.

Таким образом, возможно выделить следующие горно-геологические и горнотехнические особенности, влияющие на технологию отработки трубки «Удачная».

Геологические, тектонические, морфологические и горнотехнические:
- наличие карьера, глубиной более 600 м к которому отсутствует доступ;

- месторождение представлено двумя сближенными рудными телами, разделенных между собой массивом сильнонарушенных вмещающих пород горизонтальной мощностью от 140 м (гор. -290 м) до 350 м (гор. -580 м);

- значительная площадь рудных тел в плане;

- на контактах рудных тел и вмещающих пород развиты зоны брекчирования, в рудных тела присутствуют ксенолиты вмещающих пород размерами до десятков метров.

- в рудных телах и во вмещающих породах возможно обнаружение каверн, карстовых полостей;

- сильная трещиноватость руд и вмещающих пород различной природы;

- низкая устойчивость руд и склонность их к выветриванию под воздействием воздуха и влаги;

- значительная вариация свойств руд и пород по крепости и устойчивости.

Флюидные:

- наличие подмерзлотных высокоминерализованных газонасыщенных природных вод;

- отмечены газожидкостные и пульпообразные напорные скопления в карстовых полостях;

- значительная площадь чаши карьера, соответственно возможность значительного кратковременного увеличения поступления в карьер вод в периоды снеготаяния и сильных дождей.

Геокриологические и климатические:

- значительный по продолжительности период отрицательных температур (7 месяцев), отрицательная среднегодовая температура, и продолжительные по времени периоды экстремально низких температур;

- наличие криолитозоны до глубины 800м, состоящей из многолетнемерзлых, морозных пород (от подошвы мерзлых до кровли первого

водоносного комплекса) и обводненной зоны с отрицательными температурами горных пород.

Горно-геологической особенностью кимберлитовой трубки Удачная является наличие в рудных телах полостей и пустот, которые имеют небольшие размеры (0,1-1,5 м³), и как правило, целиком или частично заполнены гипсом, кальцитом и рассолом. Газо- и нефтепроявления в пределах самой трубки, наиболее вероятно, вторичные и связаны с миграцией нефти и газа из толщ пород осадочного чехла, вмещающего трубку, по разломным зонам, активизировавшимся после внедрения кимберлитов [12].

Выявленные наиболее неблагоприятные условия по карстопроявлениям на месторождении трубка «Удачная» характеризуются следующими параметрами:

- максимальный объем карстовой полости составляет до: по ЗРТ - 15 м³; по ВРТ – 3,8 м³; по вмещающим породам - 23 м³.

- максимальный установленный водоприток из карстовой полости до 80 м³/час;

- карстовые полости заполнены водой и растворенными газами

Согласно решениям технологической части проектной документации, отработка запасов месторождения предусматривается в 2 очереди:

- I очередь - вскрытие запасов в границах между дном карьера и до горизонта - 630 м, отработка запасов разделяется на этажи: -320 м/-380 м; -380 м/-480 м; -480 м/-630 м;

- II очередь - вскрытие и отработка запасов в границе между горизонтами -630 м и -1080 м.

Вскрытие запасов I очереди выполнено тремя вертикальными стволами, которые располагаются на единой промышленной площадке:

- скиповой ствол (далее по тексту - ствол СС);

- клетевой ствол (далее по тексту - ствол КС);

- вентиляционно-вспомогательный ствол (далее по тексту - ствол ВВС).

В связи с тем, что подземный рудник введен в эксплуатацию непосредственно после завершения горных работ в карьере «Удачный», для ускоренного вскрытия горизонта -380 м со стороны карьера пройден наклонный съезд № 1 (отм.-170 м/-380 м), который в дальнейшем будет ликвидирован. Высота этажа принята 100 м.

Согласно принятым технологическим решениям по отработке кимберлитовой трубки Удачная, была выбрана система разработки принудительного обрушения, хотя опыт применения систем разработки с самообрушением показал возможность его реализации при отработке запасов месторождения.

При системе разработки этажного принудительного обрушения ввод в эксплуатацию буровых подэтажей в эксплуатационном блоке осуществляется в нисходящем порядке, то есть первоначально рудная масса отбивается в самом верхнем подэтаже блока. Взрывание вееров скважин осуществляется на зажатую среду (ранее отбитую рудную массу). Для обеспечения необходимого разрыхления отбитой руды в очистном пространстве осуществляется выпуск 30% отбитой руды через торцы буровых подэтажных штреков.

Для обеспечения безопасности после подвигания фронта отбойки в подэтаже на расстояние 15 метров осуществляется подключение в отбойку нижерасположенного подэтажа. Аналогично производится подключение нижерасположенных буровых подэтажей в отбойку.

Основной выпуск отбитой рудной массы осуществляется на уровне почвы блока и организуется по всей его площади с обязательным соблюдением планаграммы выпуска.

Таким образом, отгрузка основного объема руды в блоке при данной системе разработки для обеспечения плавного «прогиба» контакта отбитой руды и пород «подушки» будет осуществляться по мере увеличения площади отбойки на самом нижнем буровом подэтаже.

То есть обязательным условием начала выпуска на днище блока является проходка всех выработок на подэтажных горизонтах.

Схема формирования фронта очистных работ, их положение на подэтажных горизонтах с учётом отставания отбойки на нижележащем подэтаже по отношению к вышерасположенному на 15 метров представлена на рисунке 2.2.

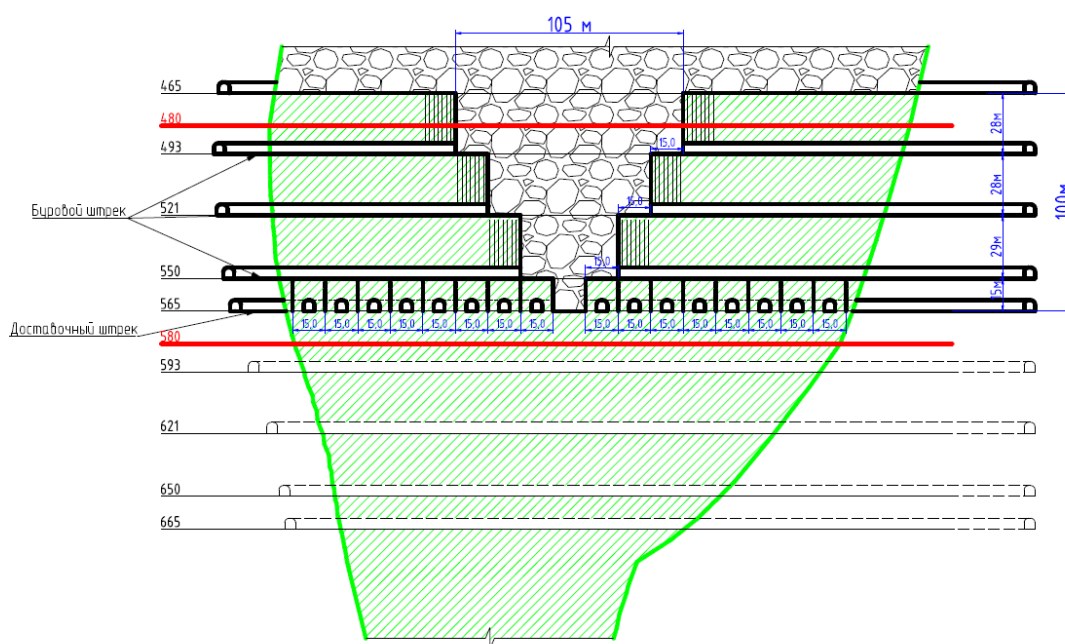


Рисунок 2.2 – Система разработки этажного принудительного обрушения

Система этажного принудительного обрушения характеризуется значительно более сложной по сравнению с системой самообрушения организацией работ с увязкой проходки, отбойки и выпуска руды на большом количестве горизонтов. Характеризуется повышенными потерями и разубоживанием руды, высоким объёмом ПНР, большими объёмами бурения и расходом ВВ. Система этажного блокового самообрушения имеет гораздо более выгодные технологические показатели по сравнению с системой этажного принудительного обрушения. Её использование наиболее целесообразно по экономическим причинам. Однако отсутствие опыта применения системы разработки с самообрушением именно в условиях

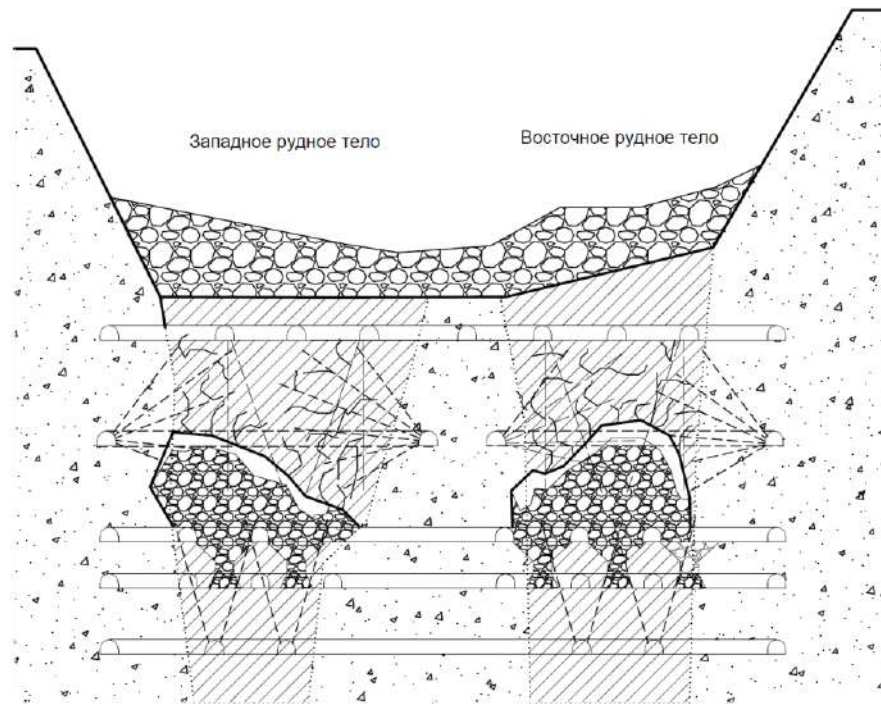
отработки кимберлитовых месторождений, обуславливает высокие горнотехнические риски и необходимость разработки технологических схем освоения месторождений с целью повышения эффективности их применения.

2.2 Разработка технологических схем освоения алмазонасных месторождений с использованием систем разработки с самообрушением

Анализ практики применения различных вариантов систем разработки показал, что существует достаточно большой опыт отработки кимберлитовых месторождений системами разработки с самообрушением. Однако отсутствует опыт применения данной технологии в осложненных условиях, характерных для кимберлитовых месторождений Якутии.

Кимберлитовые месторождения Якутии, которые введены в эксплуатацию первоначально обрабатывались открытым способом, далее доработка подкарьерных запасов осуществлялась подземным способом. Поэтому для них характерно наличие карьерного выработанного пространства, в чаше которого может образоваться водный объект из-за скопления просыпи и атмосферных осадков, что может привести к прорывам воды в выработанное пространство подземного рудника. Для исключения прорыва воды в подземные горные выработки необходима разработка мероприятий по водопонижению. Также следует отметить, что открытые горные работы прекращены и во многих случаях отсутствует доступ к дну карьера.

На рисунке 2.3 представлена технологическая схема освоения запасов месторождения Удачное системой разработки самообрушением, которая предусматривает нейтрализацию таких негативно влияющих факторов, как нефтетегазопроявления, наличие рассолов и карстовых полостей.



Условные обозначения:

	– граница карьера		– выработки геомеханического мониторинга
	– рудо-породная подушка		– горизонт подсечки и горизонт выпуска
	– рудный массив		– рудная масса
	– вмещающие породы		– процесс самообрушения

Рисунок 2.3– Технологическая схема освоения запасов кимберлитового месторождения системой с самообрушением

Рудник «Удачный» отнесен к категории негазовый, с отнесением отдельных интервалов горных пород к опасным. Газовый режим устанавливается на отдельных интервалах пород применяется при строительстве горных выработок во вмещающих породах и зонах эндо- и экзоконтактов до получения результатов опережающего бурения в интервалах отдельных отметок.

Перед отработкой запасов вне зависимости от применяемой системы разработки, на месторождении Удачное требуется предварительная дегазация массива для обеспечения безопасности горных работ.

Комплекс дегазационных мероприятий включает в себя:

- проведение дегазационного горизонта. Схема расположения выработок дегазационного и дренажного горизонтов на гор. -495 м представлена на рисунке 2.4;

- бурение дегазационных скважин из выработок дегазационного горизонта. Направление дегазационных скважин - в сторону контакта рудного тела и вниз. Количество скважин и шаг их бурения будет определяться на стадии проектирования;

- Дегазационные мероприятия предусматривается производить в течение 5-ти лет;

- В случае значительной газоотдачи из дегазационных скважин возникают риски загазовывания выработок рудника. Для исключения поступления газов в эксплуатируемые выработки конструкция дегазационного горизонта предусматривает возможность установки изолирующих перемычек в местах сбоек дренажного горизонта с другими выработками.

Определяется месторасположения дегазационной установки с откачкой выделяющихся из массива газов по трубам.

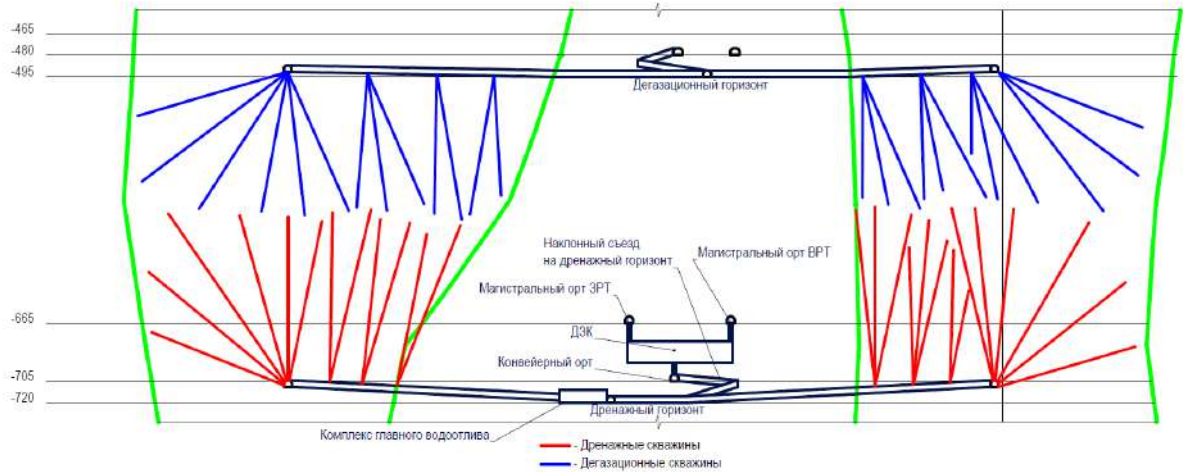


Рисунок 2.4 – Принципиальная схема дегазации и дренажа подземных вод

Массив на руднике Удачный является слабопроницаемым, что осложняет процесс дегазации. Так в кавернах и полостях в массиве могут скапливаться газы, которые при бурении дегазационных скважин не были обнаружены.

Следует отметить достоинство систем разработки с самообрушением при выполнении дегазации, состоящее в том, что при подготовке массива происходит увеличение трещиноватости массива и ее проницаемости, что, по сути, будет являться контрольной дегазацией и обеспечит безопасность дальнейшего ведения горных работ. При дегазации осуществляется бурение скважин, что позволяет в дальнейшем, используя керны, откорректировать данные по физико-механическим свойствам рудного масс (рисунок 2.5).

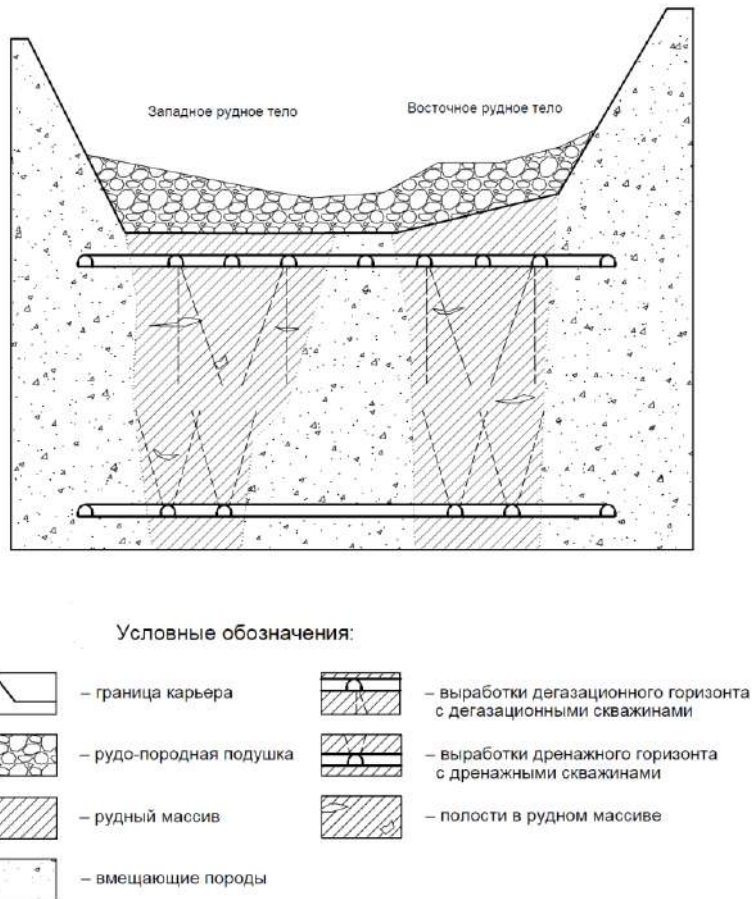
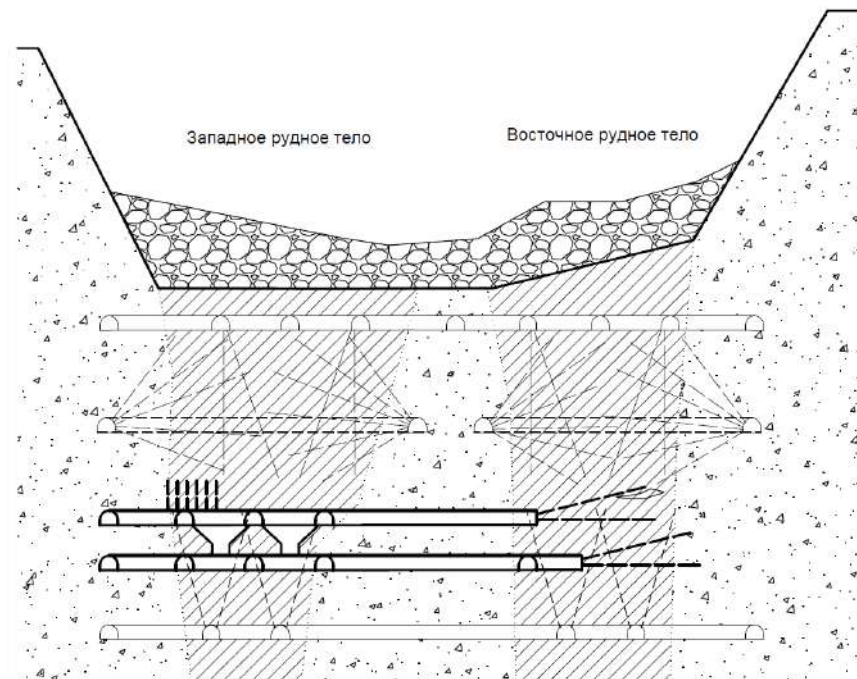


Рисунок 2.5 – Технологическая схема дегазации массива

После дегазации массива осуществляется проходка подготовительно-нарезных выработок (рисунок 2.6) и подготовка массива, с целью формирования новых и развития имеющихся трещин (рисунок 2.7). При проходке выработок проводится опережающая дегазация.



Условные обозначения:


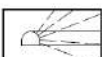

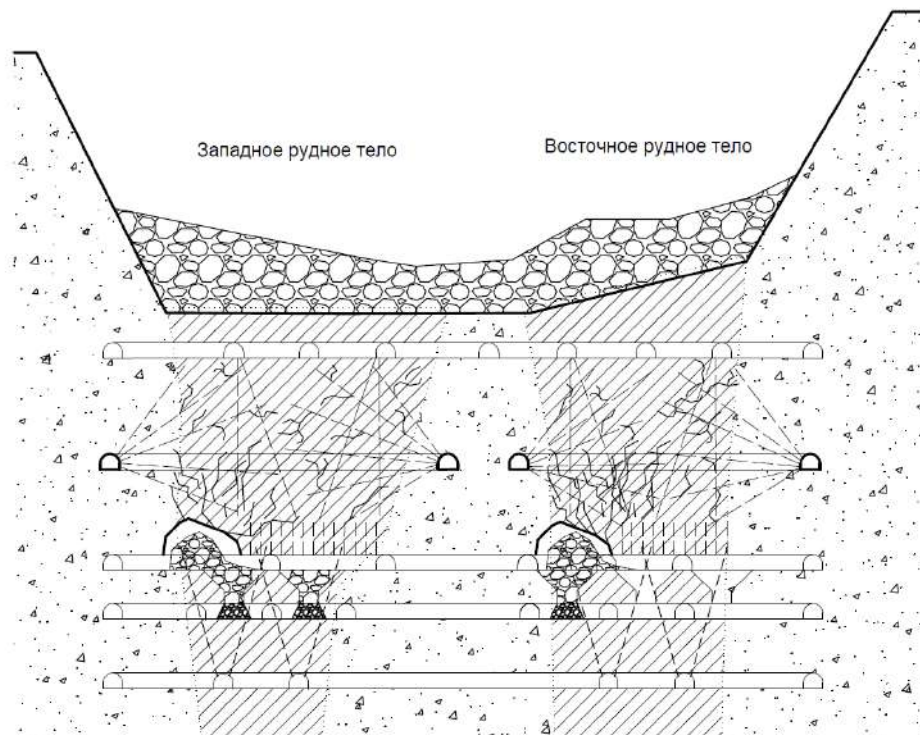
	– граница карьера		– выработки дегазационного и дренажного горизонтов
	– рудо-породная подушка		– опережающая дегазация массива (горизонт подсечки и горизонт выпуска)
	– рудный массив		– выработки технологического горизонта со скважинами гидроразрыва
	– вмещающие породы		– подготовка массива

Рисунок 2.6 – Технологическая схема проходки выработок

Параметры и вид подсечки определяется исходя из физико-механических свойств горного массива и должен обеспечивать равномерное самообрушение рудного, а за ним и породного массива. Установлено, что при недостаточной трещиноватости массива может произойти остановка процесса самообрушения, что может привести к аварийным ситуациям. Поэтому методы для создания новых трещин с целью ослабления горного массива и усиления склонности к его самообрушению необходимы, особенно если присутствуют незначительная трещиноватость, крепкие породы, и должны производиться с высокой степенью надежности при системах разработки с

самообрушением. Подготовка должна приводить к продолжительному самообрушению в рудном теле и однородному формированию кусков.



Условные обозначения:

	– граница карьера		– выработки дегазационного горизонта
	– рудо-породная подушка		– горизонт подсечки и горизонт выпуска
	– рудный массив		– скважины гидроразрыва, обуриваемые с технологического горизонта
	– вмещающие породы		– рудная масса

Рисунок 2.7 – Технологическая схема подготовки массива

Из методов подготовки массива возможно применение гидроразрыва. При этом реализовать метод возможно 2 способами:

1. Использовать дегазационные и дренажные скважины (рисунок 2.8);
2. Проходка дополнительного технологического горизонта, который используется для мониторинга сейсмоактивности и бурения скважин (рисунок 2.9).

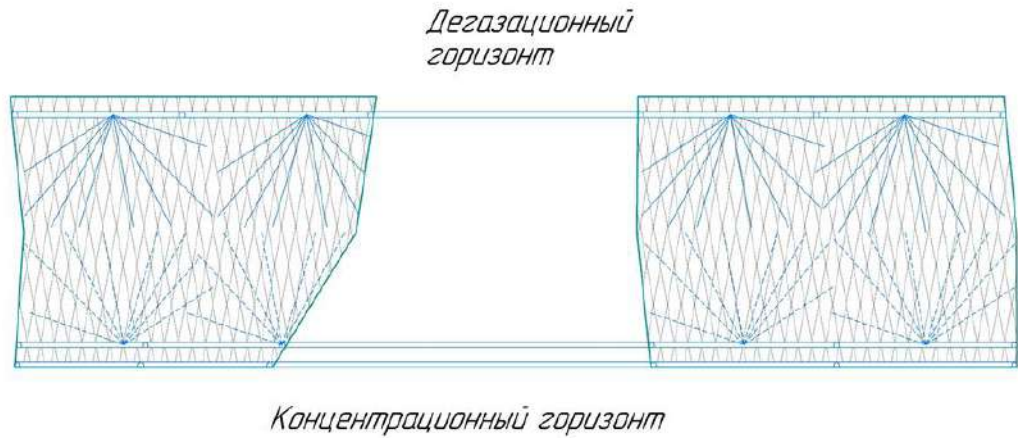


Рисунок 2.8 – Использование пробуренных дегазационных скважин

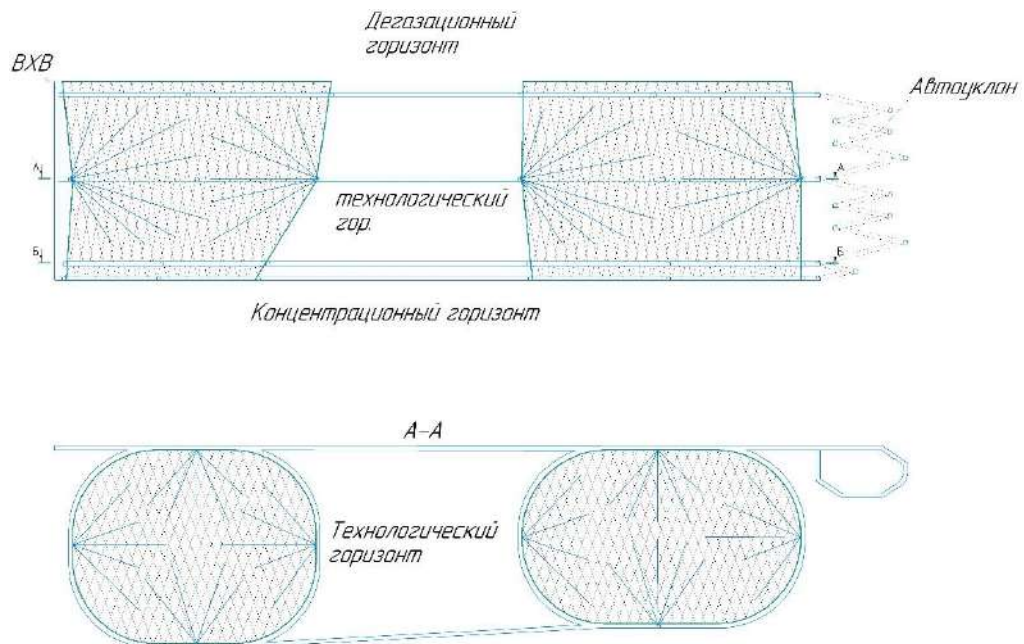


Рисунок 2.9 – Наведение трещин с технологического горизонта

Во втором случае эффективность подготовки значительно выше, так как пучок горизонтальных и наклонных скважин пересекает большее количество трещин.

После того как подготовлена подсечка и осуществлена подготовка массива должны начаться процессы фрагментации массива и самообрушения.

По мере увеличения площади подсечки до расчётной величины начинается процесс самообрушения кимберлита. В это время оформляются пункты выпуска и производится выпуск рудной массы.

По мере самообрушения через оформленные пункты выпуска производится выпуск обрушенной руды с соблюдением необходимой планограммы с помощью погрузочно-доставочных машин (ПДМ).

Стратегический контроль отгрузки является инструментом, который устанавливает объём руды, который должен быть отгружен из отдельного погрузочного заезда, во избежание накопления большого объёма пустот в выработанном пространстве или раннего разубоживания рудной массы породами. Реальная производительность погрузочных заездов, количество и качество рудной массы должна контролироваться мониторинговой системой.

В период выпуска руды осуществляется контроль равномерности самообрушения, отсутствия зависаний. При необходимости осуществляется их ликвидация.

Эффективная реализация технологических схем применения систем разработки с самообрушением возможна только при обосновании их параметров, таких как размеры блока, подсечки, параметры метода предподготовки массива (к примеру, гидроразрыв), дегазации и дренажа, которые определяются исходя из величины гидравлического радиуса с учетом специфических горно-геологических и горнотехнических условий месторождений.

2.3 Методика определения параметров технологических схем освоения кимберлитовых месторождений системами разработки с самообрушением

Объектами расчетов при использовании систем разработки с самообрушением являются: размеры подсечки, блока, параметры предподготовки массива, дегазации и дренажа, крепления Исследования

показали, что основным фактором, определяющим надежность расчетных параметров и соответствие их горно-геологическим условиям, применительно к системам разработки с самообрушением – это корректность и представительность исходной горно-геологической информации.

Основным параметром, значение и правильность расчета которого, во многом определяет эффективность реализации систем с самообрушением является площадь подсечки, которая зависит от величины гидравлического радиуса. На рисунке 2.10 приведена взаимосвязь величины гидравлического радиуса с характеристиками горного массива и возможными последствиями на этапах жизненного цикла реализации систем разработки: проектирование, строительство, эксплуатация [48].

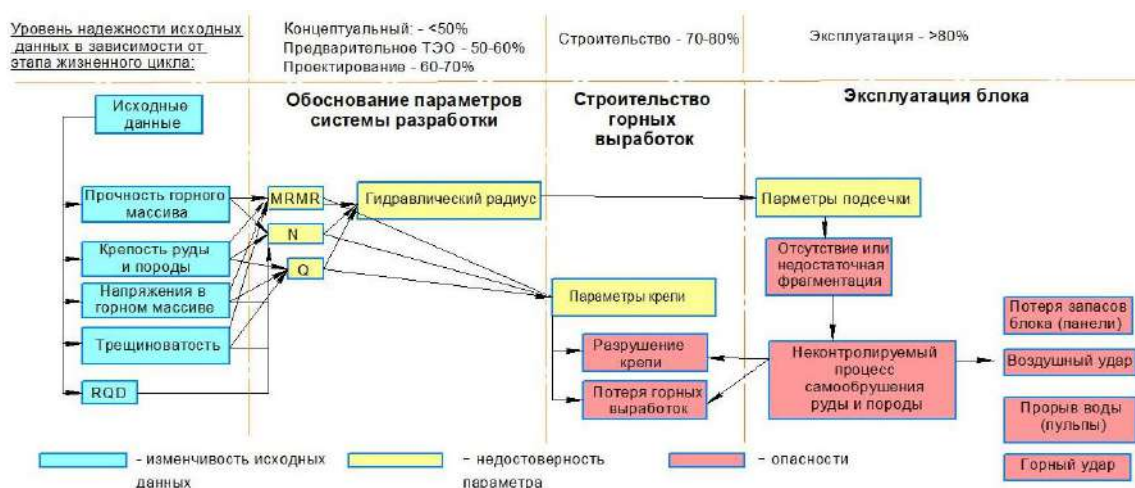


Рисунок 2.10 - Взаимосвязь параметров систем разработки с самообрушением с характеристиками горного массива на этапах жизненного цикла

На этапе проектирования на основе исходной горно-геологической информации при помощи различных методик (Лобшира, Метьюза, Мавдслея и др.) определяются показатели устойчивости MRMR, N, Q, на основе которых вычисляются величина гидравлического радиуса, тип и параметры крепи. При проектировании систем разработки с самообрушением руд и вмещающих пород наиболее важным фактором риска является полнота и достоверность исходной горно-геологической информации, которая положена в основу

определения надежных параметров системы разработки – параметры подсечки, тип крепления горных выработок, трассировка выработок и т.д. Неопределенность исходной горно-геологической информации наряду с осложняющими специфическими условиями разработки приводит к высоким геотехническим рискам. Так на этапе проектирования использование недостоверной горно-геологической информации может привести к неверным его параметрам.

Также необходимо учесть существенное различие характеристик рудного и породного массивов наряду с широким диапазоном их изменения, которые вызывают неопределенность и сложность принятия количественного значения свойства горного массива для определения склонности руд к самообрушению.

Анализ мирового опыта оценки достоверности исходных данных показал широкое распространение вероятностных методов оценки уровня их надежности с использованием показателей стандартного отклонения, коэффициента вариации, процентиля и критерия надежности.

Под коэффициентом вариации понимается мера относительного разброса величин. Он показывает, какую долю занимает средний разброс цен от среднего значения величины. Этот показатель может принимать следующие значения:

1. Менше 10%. В таком случае разница в значениях признается незначительной.
2. От 10% до 20%. Разброс считается средним.
3. От 20% до 33%. Разница признается значительной, но допустимой.
4. Свыше 33%. Данные неоднородны [21].

Read (2013) [102] описал, что, значение коэффициента вариации менее 10% считается низким, а значения, превышающие 30%, считаются высокими. Read (2013) пришел к выводу, что хотя коэффициент вариации является ценным механизмом скрининга при принятии решений об уровне доверия к

выбранному проектному параметру, однако он является субъективным и не дает численной оценки надежности данных и предложил второй подход для преодоления этой трудности, основанный на модифицированном байесовском подходе (Harr 1996) для оценки ожидаемого значения надежности набора данных - критерий надежности. На основе байесовского подхода ожидаемое значение критерия надежности $E[R]$ определяется как:

$$E[R]=(S+1)/(S+F+2) \quad (2.1)$$

где S - число успехов и F - это число неудач в n испытаниях.

Процентиль — это доля значений из выборки, результат которых ниже определённого показателя. Это мера, в которой процентное значение общих значений равно этой мере или меньше таковой.

Процентиль определяется по формуле:

$$P = (n/N) \times 100 \quad (2.2)$$

где, P — процентиль

n – Количество значений ниже «х»

N – Общее количество данных.

Например, «90-й процентиль проб прочности массива составляет 40 МПа». Это означает, что 90 % проб при оценке прочности массива, меньшим либо равно 40 МПа, а 10 % - больше 40 МПа. Критерий надежности, по своей сути является обратным показателю процентиля.

Предложенные инструменты оценки надежности характеристик горного массива носят общеприменительный характер и в основном используются для оценки надежности устойчивости конструкций. Определение достаточной величины NR является обратной задачей с разнохарактерным влиянием значимых факторов – прочность массива, степень его трещиноватости и напряженности, которое необходимо учитывать при выборе критерия оценки надежности.

Характер влияния прочности, напряженного состояния и трещиноватости массива на показатели устойчивости массива разные. Для

значений прочности, напряженного состояния (чем меньше, тем лучше) искомое значение параметра целесообразно оценивать с помощью процентиля - мерой, в которой процентное значение общих значений равно этой мере или меньше ее. Характер влияния трещиноватости на самообрушаемость массива обратный (чем выше, тем лучше), то значение степени трещиноватости определяется через критерий надежности.

Принимая во внимание существующие методы сбора исходной горно-геологической информации, предложенный подход Read и Stacey (2009) оценки надежности исходных данных [21,80,102] исходя из этапа жизненного цикла принимаются следующие значения критерия надежности (процентиля):

- концептуальный: <50%;
- предварительное технико-экономическое обоснование: 50-60%;
- проектирование: 60-70%;
- начальное строительство: 70%;
- эксплуатация на ранней и средней стадии: 80%;
- эксплуатация: 85%.

Для расчета величины гидравлического радиуса рекомендуется использовать апробированные и нашедшие признание методики Метьюза-Потвина и Мавдслея, которые развивают и дополняют метод Лобшира, базирующегося на определении показателей устойчивости, а также зависимостей величины гидравлического радиуса от геомеханических характеристик горного массива: напряжения, прочность, крепость, трещиноватость породного и рудного массивов.

На сегодняшний день в мировой практике наиболее многофункциональной и практичной является рейтинговая классификация Д. Лобшира (MRMR – Mining Rock Mass Rating). Рейтинговая классификация Лобшира применяется для следующих целей: составление проекта крепления, составление диаграмм зон обрушения, расчет устойчивости целиков,

определение степени обрушаемости и дробимости при самообрушении, обоснование порядка ведения горных работ и т.д.

Рейтинг MRMR складывается из частных рейтингов (IRMR), учитывающих прочностные характеристики массива, количественные и качественные характеристики трещиноватости, которая, в свою очередь, домножается на поправочные коэффициенты, отражающие степень выветрелости пород, ориентацию трещин в массиве, параметры напряженного состояния, гидрогеологические условия и др.

Рейтинг MRMR определяется:

$$MRMR = RMR \times K; \quad (2.3)$$

$$RMR = RRBS + J_S + J_C, \quad (2.4)$$

где $RRBS$ – прочность породного блока; J_S – рейтинг по количеству трещин; J_C – рейтинг условий трещиноватости; K – коэффициенты, учитывающие выветривание, ориентацию трещин, напряжения в массиве, взрывание, наличие подземных водопритоков.

Составляющая рейтинга RBS в однородном массиве, без жил, даек и разрывов, вычисляется

$$RBS = IRS \times 0,8, \quad (2.5)$$

где IRS – прочность нетронутого массива (Intact Rock Strenght).

Если же массив сильнотрещиноватый, имеются разрывы сплошности, параметр RBS определяется по номограмме, учитывающей крепость пород, а также степень трещиноватости.

Перемножив данные показатели, по номограмме (рисунок 2.11) находят показатель степени снижения $IRS - FF/m$ (количество трещин на 1 м).

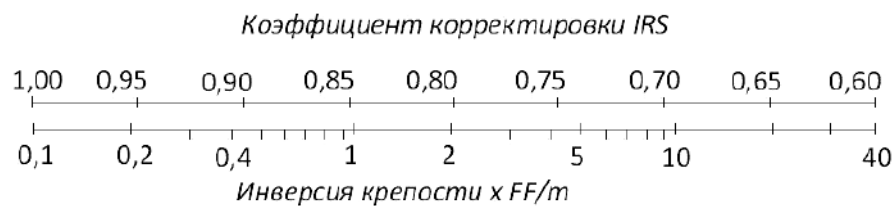


Рисунок 2.11 - Номограмма корректировки прочности нетронутого массива с учетом крепости руды и густоты трещин

Таким образом, RBS определяется как

$$RBS = IRS \times 0,8 \times k, \quad (2.6)$$

где k – коэффициент корректировки IRS , доли ед.

В номограмме под инверсией понимается величина, обратная коэффициенту крепости заполнителя по шкале Мооса.

По графику на рисунке 2.12, находится составляющая рейтинга RMR – $RRBS$.

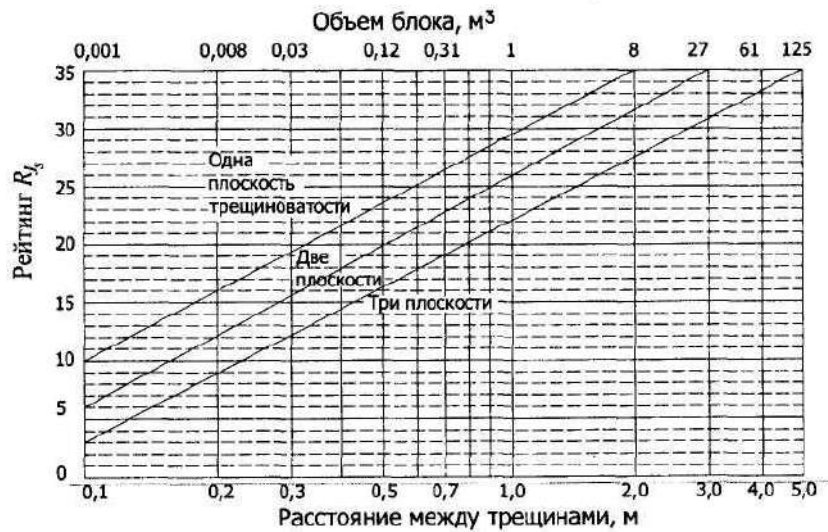


Рисунок 2.12 - Рейтинг трещиноватости массива J_5

Рейтинг J_5 зависит от густоты трещин (FF/m) или от расстояния между ними в массиве.

По зависимости [15] определен показатель рейтинга условий трещиноватости J_c :

$$J_c = 40 \cdot \left(\frac{A}{100}\right) \cdot \left(\frac{B}{100}\right) \cdot \left(\frac{C}{100}\right) \cdot \left(\frac{D}{100}\right) \cdot \left(\frac{E}{100}\right) \quad (2.7)$$

Максимальное значение J_c равно 40 и подлежит корректировке с помощью коэффициентов: $A - E$. Для вычисления рейтинга $MRMR$ необходимо умножить рейтинг RMR на соответствующие коэффициенты.

Следующая методика определения величины HR через численное значение Q -индекса Н. Бартона, которое определяется по формуле [8]:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}, \quad (2.8)$$

где RQD – показатель качества массива;

J_n - показатель количества систем трещин;

J_r - показатель шероховатости поверхности трещин;

J_a - показатель измененности трещин;

J_w - водный фактор;

SRF — фактор снижения напряжений.

Сущность следующей методики расчета в обобщении всех данных о состоянии фактических обнажений пород в камерах и размещении их на одной диаграмме в координатах «гидравлический радиус HR и показатель устойчивости N (Stability Number)». Обобщенный таким образом мировой практический опыт позволил определить области состояния обнажений:

Для оценки необходимого гидравлического радиуса подсечки, обеспечивающего устойчивый процесс самообрушения руды (попадания в область Caved) также применяется величина N (модифицированного критерия Бартона Q):

$$N = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot A \cdot B \cdot C, \quad (2.9)$$

где RQD – показатель нарушенности массива трещинами (качества массива – *Rock Quality Designation*), определяемый по кусковатости керна скважин;

J_n – коэффициент, учитывающий количество систем трещин;

J_r – коэффициент, учитывающий шероховатость трещин;

J_a – коэффициент, учитывающий сцепление поверхностей трещин;

A – коэффициент, учитывающий прочность и напряженное состояние пород (Rock Stress/Strength Factor);

B – коэффициент, учитывающий ориентацию трещин (нарушений);

C – коэффициент, учитывающий угол падения (наклон) обнажения.

При отсутствии фактических данных показателя RQD , для его оценки используется регрессионное уравнение [65]:

$$RQD = 100(0,1\lambda + 1)^{-0,1\lambda} = -3,68\lambda + 110,4 \quad (2.10)$$

где: λ - средняя частота трещин.

В последнее десятилетие база практических данных об условиях обрушения руд средней и высокой крепости и устойчивости интенсивно пополнялась. Ее последняя версия опубликована Мавдеслеем (рисунок 2.13) [78]. При пополнении базы практических данных изменяются (корректируются) критерии перехода толщи пород из устойчивого состояния в неустойчивое (с образованием свода обрушения) и полного обрушения подработанной толщи с посадкой до земной поверхности (или до карьера, расположенного выше) с ликвидацией всех завесаний.

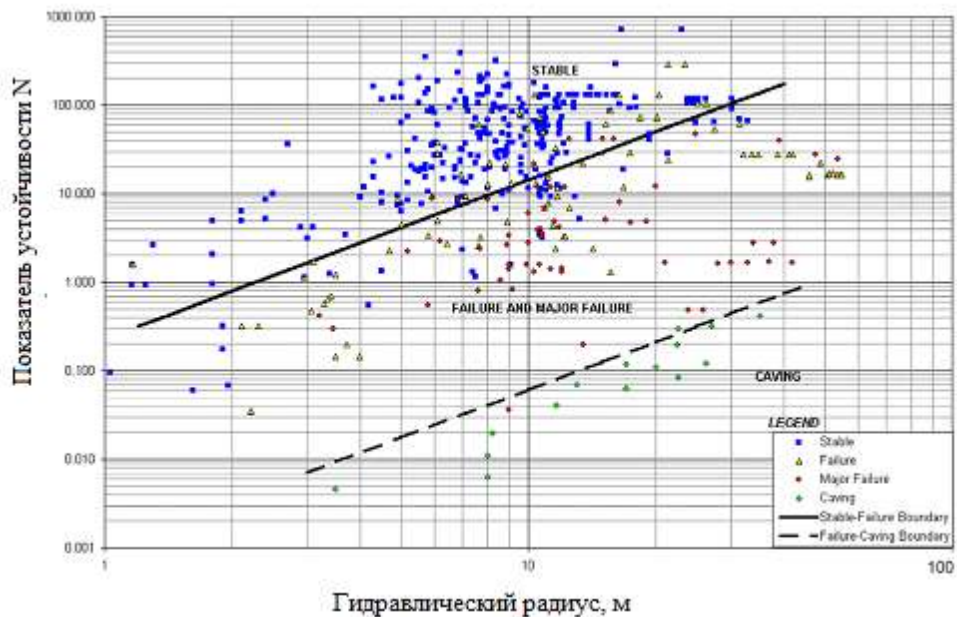


Рисунок 2.13 – Оценка устойчивости выработанного пространства по методике Мэтьюза с использованием данных, пополненных Мавдеслеем

Исходя из полученных значений гидравлического радиуса для рудного и породного массивов определяются размеры подсечки прямоугольной формы с размерами сторон a и b можно определить исходя из величины гидравлического радиуса HR следующим образом:

$$HR = \frac{a \cdot b}{2a + 2b} \Rightarrow a = \frac{2b \cdot HR}{b - 2 \cdot HR} \quad (2.11)$$

Согласно исследованиям, наиболее оптимальными являются круглая и квадратная формы, поскольку при этом возможно достижение требуемой величины гидравлического радиуса при минимальной площади обнажения.

Анализ исследований, проведенных в разделе 1.3, показал, что оптимальная высота подсечки не менее 10 м. При ее обосновании необходимо учитывать горно-геологические и геомеханические условия отработки месторождения.

Для полученных параметров подсечки производится расчет объема горно-подготовительных работ.

На этапе строительства применение недостоверных исходных данных может привести к разрушению крепи и потере горных выработок. При эксплуатации рудника, при реализации технологии с самообрушением руд и вмещающих пород, применение недостоверных исходных данных и, соответственно, недостаточные параметры подсечки могут привести к потере запасов, воздушному и (или) горному удару и прорыву воды (пульпы), к гибели и (или) травмированию персонала. Таким образом, прослеживается тенденция с каждым этапом жизненного цикла повышения уровня последствий, вследствие принятия недостоверных исходных данных. Поэтому на всех этапах жизненного цикла необходим контроль и расчет параметров, исходя из пополнения горно-геологической информации в результате разведочных работ.

В результате проведения подземных выработок равновесно-напряженное состояние горного массива нарушается, вокруг выработок происходит перераспределение напряжений и происходит воздействие горного давления на массив, целики. Величина и характер горного давления зависят от многих факторов. Часть определяется природными условиями, другие создаются в процессе разработки месторождений. Выбору типа крепления выработок в соответствии с действующими нагрузками позволит обеспечить устойчивость и исключить разрушение окружающего выработку массива.

Для рационального выбора типа крепления горных выработок необходим горно-геологических условий месторождения, а именно

структурное строение, гидрогеологические условия, напряженно-деформированное состояние и качество массива, так и технологические решения по отработке рудной залежи.

При определении устойчивости и типа крепления подземных горных выработок в настоящее время применяются зарубежные системы классификации RMR и Q, основанные на эмпирическом опыте строительства подземных тоннелей и горных выработок и имеющие широкую степень использования в международной и отечественной практике [71,83,99,105].

На этапе эксплуатации применение недостоверных исходных данных может привести к недостаточности параметров подсечки, что может повлечь за собой отсутствие или недостаточности процесса фрагментации. Для обеспечения плавного самообрушения необходима предподготовка массива.

Обоснование параметров предподготовки массива будет зависеть от выбранного способа (гидроразрыв, гидровзрывание). К примеру, основным параметром при проведении гидроразрыва будет являться давление гидроразрыва. Давление гидроразрыва — это давление, при котором нарушается целостность горной породы в стенках скважины, и образуются искусственные трещины.

Давление разрыва не поддается надежному теоретическому определению, так как связано с необходимостью знания некоторых параметров пласта, измерение которых недоступно. При отсутствии фактических данных ориентировочное давление гидроразрыва может быть определено по нескольким методикам, предложенных разными авторами [19,46,68].

Давление на стенках скважины, которое должно вызвать развитие трещины называется давление гидроразрыва P_b . Принимая во внимание, что эта скважина расположена вдоль направления минимальных основных напряжений, давление гидроразрыва для продольных трещин может быть подсчитано формулой (Jaeger и Cook, 1976):

$$P_b = 3\sigma_2 - \sigma_1 + T - p \quad (2.12)$$

В формуле 1 (которая применяется для состояния, представленного на рисунке 1 б), σ_2 является минимальным главным в плоскости напряжением, и σ_1 является максимальным главным напряжением в плоскости, обоими напряжениями воздействуя в плоскости перпендикулярно оси скважины. Прочность пород на растяжение обозначена T и p - поровое давление в породе. Формула 1 дает давление, необходимое развития осевых трещин на стенках скважины, без упруго-деформируемых эффектов. Давление гидроразрыва для скважины в однородной среде, для изотропных упруго-деформируемых пород представлено формулой 2 (Detournay и Cheng, 1993):

$$P_b = \frac{3\sigma_2 - \sigma_1 + T - 2\eta p}{2(1-\eta)} \quad (2.13)$$

где η - величина упругих деформаций (изменяется от 0 до 0,5 и обычно составляет 0,25-0,35 для песчаных пород, 0,08-0,16 для гранитов (Detournay и Cheng, 1993)).

Окончательное определение фактического давления гидроразрыва производится только после опытно-промышленных испытаний.

Также следует отметить, что на этапе эксплуатации необходимо учитывать осложняющие факторы, характерные для кимберлитовых месторождений Якутии. Одним из таких факторов является газопроявления. Обоснование параметров дегазация осуществляется исходя из метанообильности и коэффициента дегазации выемочного участка. В настоящее время в основном применяются стандартные методики расчета, разработанные для дегазации на угольных рудниках [20,55,57,62].

Таким образом, при определении параметров систем разработки применяются различные общепринятые методики. Однако они рассчитываются без учета существующих геотехнических рисков, что может привести к неблагоприятным последствиям и авариям. Учет этапа жизненного цикла горного предприятия, надежности исходных данных, существующих

горнотехнических и горно-геологических особенностей позволит повысить эффективность применения систем разработки с самообрушением.

2.4 Методика оценки риска технологических схем освоения кимберлитовых месторождений системами разработки с самообрушением

Таким образом, геотехнический риск систем разработки с самообрушением связан с состоянием горного массива, изменчивость которого при процессах самообрушения может привести к экономическим и неэкономическим последствиям, оказывающим негативное влияние на производительность системы разработки с самообрушением, вследствие возникновения аварий, травмирования и гибели персонала. Под геотехническим риском системы разработки с самообрушением понимается мера его вероятности и величина экономических и неэкономических последствий на всех этапах жизненного цикла горного производства.

Первичным источником геотехнического риска при системах разработки с самообрушением является отсутствие или недостаточность самообрушения вследствие плохой фрагментации горного массива, что зачастую обусловлено недостаточными параметрами подсечки, которая определяется исходя из величины гидравлического радиуса на основе исходной горно-геологической информации (рисунок 2.14) [47].

Поэтому основными факторами геотехнического риска при системах разработки с самообрушением являются:

- недостоверность, а в некоторых случаях недостаточность исходной горно-геологической информации;
- различие характеристик рудного и породного массива;
- разброс диапазона данных рудного и породного массива.

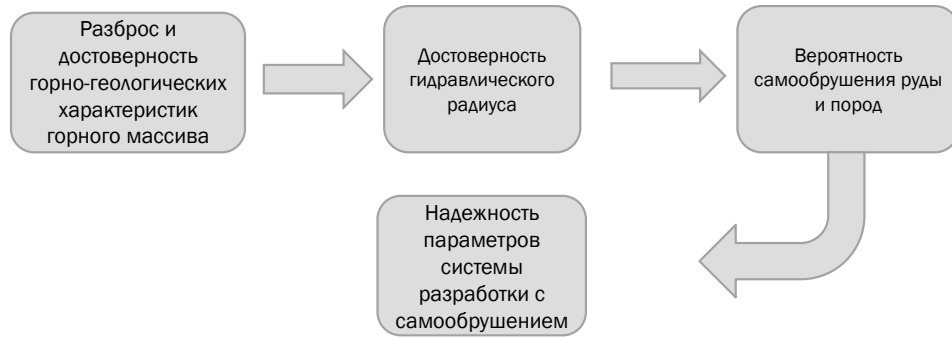


Рисунок 2.14 – Источники геотехнического риска при системах разработки с самообрушением

Таким образом, специфика системы с самообрушения, надежность параметров которой напрямую зависит от свойств горного массива, характеризующихся большой неопределенностью и разбросом данных, обуславливает актуальность их идентификации не только на стадии строительства подземных сооружений, а в том числе и в процессе проектирования, эксплуатации и ликвидации (консервации).

Для определения источников геотехнического риска при системах разработки с самообрушением, а именно объектов, процессов, которые имеют потенциал, чтобы вызвать риск в период всего жизненного цикла, проведено структурирование геотехнического риска (таблица 2.5).

Таблица 2.5 - Структура геотехнического риска при системах разработки с самообрушением

Стадия жизненного цикла горного производства	Факторы риска	Источник риска	Опасности	Условия возникновения опасностей
Проектирование	Методы и полнота определения исходной информации по результатам проектно-изыскательских работ. Наличие методического обеспечения расчёта параметров	Склонность руд и вмещающих пород к самообрушению	Недостовверные параметры системы разработки с самообрушением: форма и высота подсечки, параметры блока самообрушения	Использование «непроверенных» методик на основании недостаточного количества исходных данных
Строительство	Методы и полнота корректировки горно-геологической информации и корректировки проектных решений по данным эксплуатационной разведки	Выработки подсечки, пунктов выпуска, концентрационного горизонта Целики Наличие выработанного карьерного пространства Наличие опасных газов	Нарушение устойчивости выработок	Неконтролируемое самообрушение (или сползание) блока или большого объема налегающих пород за зоной самообрушения под влиянием силы тяжести в результате напряжений, вызванных горными работами Опорное горное давление Наличие разломов, разрывов Недостаточная мощность целика налегающих пород
			Потери выработок, приводящие к потерям запасов	
Эксплуатация	Параметры системы разработки с самообрушением	Фрагментация	Задержка развития самообрушения	Неконтролируемое обрушение больших блоков или объемов пород за зоной подсечки или, что более типично, за зоной самообрушения
			Зависания руды над горизонтом выпуска	
			Воздушный удар	
		Выпуск руды	Прорыв обводненной рудной массы мелкой фракции	Наличие минералов, формирующих пульпу в зоне обрушения Наличие воды

				Иницирующие механизмы – взрывание, сейсмическое воздействие, выпуск руды	
				Пустоты, через которые вода достигнет зону горных работ	
	Устойчивость горных выработок			Воздушный удар	Неконтролируемое обрушение целиков с выходом на поверхность или на зону самообрушения руды
					Аэродинамические связи с карьерным пространством
Консервация (ликвидация)	Состояние массива горных пород	Локализация процессов	Образование провалов, обвалов	Прорыв шлама	
	Размеры зоны самообрушения			Неконтролируемое самообрушение	
	Состояние земной поверхности				

Особенностью реализации систем блокового самообрушения является стадийность технологических процессов (строительство концентрационного и подсечного горизонтов, созревание блока самообрушения и выпуск руды) значительно растянутых во времени, что предопределяет различные геотехнические риски на каждой стадии жизненного цикла.

На стадии проектирования главным фактором риска является достоверность методов и полнота горно-геологических данных, используемых для расчета величины гидравлического радиуса, на основании которой определяются параметры подсечки и тип крепления выработок концентрационного горизонта. Основным источником риска при этом является горный массив в части его склонности к самообрушению. Несоответствие параметров системы блокового самообрушения: форма и высота подсечки, параметры блока самообрушения, размер целиков представляют основную опасность на стадии проектирования, связанную с использованием «неапробированных» методик расчета гидравлического радиуса, отсутствием достаточного количества исходных данных (трещиноватость массива, наличие пустот, разломов, водопроницаемость и т.д.).

На стадии строительства важную роль играет фактор полноты корректировки горно-геологической информации по данным эксплуатационной разведки с целью оценки адекватности принятых параметров системы разработки. Источники риска - выработки подсечки, пунктов выпуска, концентрационного горизонта, целики. Главные опасности стадии строительства связаны с нарушением устойчивости и разрушением горных выработок, что может привести к потере части запасов самообрушаемого блока руды. Неконтролируемое самообрушение (или сползание) блока или большого объема налегающих пород за зоной самообрушения под влиянием силы тяжести в результате напряжений, вызванных горными работами, опорное горное давление, наличие разломов,

разрывов, недостаточная мощность целика налегающих пород являются достаточными условиями разрушения и потери горных выработок.

В процессе реализации технологии самообрушения недостаточность площади подсечки, устойчивости целиков, принятого типа крепления горных выработок могут привести к ряду неблагоприятных событий. Стратегия выпуска руды и отсутствие (недостаточность) фрагментации горного массива являются основными источниками риска недостаточного или отсутствия самообрушения руды в блоке, разрушения горных выработок и целиков. Прорыв обводненной рудной массы мелкой фракции в процессе выпуска, задержка развития самообрушения, зависания руды над горизонтом выпуска, воздушный и горный удары в результате недостаточной фрагментации горного массива представляются основными опасностями, которые могут препятствовать достижению основных технико-экономических показателей системы разработки с самообрушением. Наличие минералов, формирующих пульпу в зоне обрушения, пустот, через которые вода достигнет зоны горных работ, увеличение фактических водопритоков, инициирующие механизмы – взрывание, сейсмическое воздействие, выпуск руды может привести к прорыву воды (пульпы) в пунктах выпуска и как следствие их закрытию и потере части запасов самообрушаемого блока. Неконтролируемое обрушение больших блоков или объемов пород за зоной подсечки или, что более типично, за зоной самообрушения, неконтролируемое обрушение целиков с выходом на поверхность или на зону самообрушения руды, аэродинамические связи с карьерным пространством, прорыв шлама приводят к задержкам самообрушения руды в блоке, зависаниям руды и могут спровоцировать воздушный удар.

Состояние горного массива и земной поверхности, размер сформированной зоны самообрушения являются основными факторами риска на стадии ликвидации. На стадии ликвидации основным источником риска является неравномерная локализация процессов самообрушения, которая

может привести к неблагоприятным последствиям в виде провалов, обвалов и т.д., возникновение которых будет обусловлено неконтролируемым обрушением.

Систематизация методов управления геотехническим риском позволит на каждом этапе жизненного цикла определить возможные факторы и источники риска, опасности и условия их возникновения, что позволит оперативно разработать меры по их предупреждению, либо снижению их последствий (таблица 2.6).

Таблица 2.6 - Систематизация методов управления геотехническим риском при системах разработки с самообрушением

Стадия жизненного цикла горного производства	Объект управления		
	Предупреждение опасности событий	Предупреждение опасных последствий, когда события все же произошли	Смягчение последствий
Проектирование	Использование достоверных апробированных методик расчета RMR. Использование достоверных апробированных методик расчета категории устойчивости пород	Расчет параметров подсечки с учетом надежности исходных данных Расчет параметров крепления выработок с учетом надежности исходных данных	Определение параметров подсечки с учетом вероятности самообрушения Определение параметров крепления выработок с учетом фактора безопасности
Строительство	Применение видов крепления горных выработок в соответствии с категорией устойчивости	Применение усиленных видов крепления пунктов выпуска и горных выработок: тросовое, арочное, опережающее Локализация пустот, имеющих связь с зоной самообрушения	Ликвидация провалов и обрушений в выработках посредством закладки, цементации. Закрытие пункта выпуска
Эксплуатация	Выпуск руды в соответствии с планограммой выпуска – установление предела выпуска с одного пункта Дегазация массива Опережающее водопонижение Гидрогеологический и геомеханический мониторинг Контроль пустот Вторичное дробление Контроль воздушных потоков	Гидроразрыв: одиночными скважинами, пучком скважин, по периметру блока самообрушения и вмещающих пород Контроль величины воздушного промежутка - не более 10-20% от высоты блока Контроль наличия мелкой фракции в пунктах выпуска	Закрытие пункта выпуска
Ликвидация	Контроль равномерного самообрушения вмещающих пород и оседания поверхности	Принудительное самообрушение вмещающих пород Гидроразрыв массива вмещающих пород	Локализация провалов и обвалов

Анализ существующих методик оценки геотехнического риска, его факторов показал, что в настоящее время отсутствует критерий, который бы учитывал все факторы при системах разработки с самообрушением, а именно недостоверность и широкий разброс исходных данных, различие физико-механических свойств рудного и породного массива.

Предлагаемый динамический критерий (2.14) позволит определять уровень геотехнического риска и своевременно реагировать на изменение свойств горного массива на всех стадиях реализации технологий с самообрушением в зависимости от изменяющихся факторов внешней и внутренней среды.

$$\begin{cases} P_i^{\text{геот}} = \{B_i^{\text{геот}}; \Pi_i^{\text{геот}}\}; \\ P_i^{\text{геот}} \leq P_{\text{доп}}^{\text{геот}} \end{cases} \quad (2.14)$$

где i – стадия реализации жизненного цикла горного производства; $B_i^{\text{геот}}$ – вероятность геотехнического риска при системах разработки с самообрушением на i -ой стадии жизненного цикла горного производства; $\Pi_i^{\text{геот}}$ – экономические и неэкономические последствия геотехнического риска на i -ой стадии жизненного цикла горного производства; $P_{\text{доп}}^{\text{геот}}$ – допустимый геотехнический риск на i -ой стадии жизненного цикла горного производства.

Вероятность геотехнического риска при системах разработки с самообрушением на i -ой стадии жизненного цикла горного производства определяется интегральной вероятностью ошибки исходной горно-геологической информации с учетом значимости влияния физико-механических свойств массива на величину гидравлического радиуса и вероятностью отсутствия или недостаточности самообрушения массива (2.15).

$$\begin{cases} B_i^{\text{геот}} = V_i^{\text{исх}} + B_i^{\text{самообр}}, \\ V_i^{\text{исх}} = (K_{\text{знач}}^{\text{проч}} \cdot V_i^{\text{проч}}) + (K_{\text{знач}}^{\text{трещ}} \cdot V_i^{\text{трещ}}) + (K_{\text{знач}}^{\text{напряж}} \cdot V_i^{\text{напряж}}) \end{cases} \quad (2.15)$$

где $V_i^{\text{исх}}$ – вероятность ошибки исходных данных на i -ой стадии реализации жизненного цикла горного производства (определяется по модифицированной диаграмме Мавдслея путем сопоставления рассчитанной по методике Лобшера или Бартона величины гидравлического радиуса с показателем устойчивости массива N для фактических горно-геологических

условий); $V_i^{\text{самообруш}}$ – вероятность отсутствия или недостаточности самообрушения массива на i -ой стадии реализации жизненного цикла горного производства; $K_{\text{знач}}^{\text{проч}}, K_{\text{знач}}^{\text{трещ}}, K_{\text{знач}}^{\text{напряж}}$ – коэффициенты значимости соответственно предела прочности массива, трещиноватости и коэффициента напряженности (определяются путем аналитических расчетов оценки их влияния на величину гидравлического радиуса на основании фактических горно-геологических данных); $V_i^{\text{проч}}, V_i^{\text{трещ}}, V_i^{\text{напряж}}$ – вероятности ошибки определения соответственно предела прочности массива, трещиноватости и коэффициента напряженности на i -ой стадии реализации жизненного цикла горного производства.

Согласно предложенному критерию, для оценки вероятности геотехнического риска необходимо определить вероятность ошибки исходных данных и отсутствия или недостаточности самообрушения руд и вмещающих пород.

Для оценки вероятности ошибки исходных данных производится определение коэффициентов значимости, соответственно, предела прочности массива, трещиноватости и коэффициента напряженности, который показывает цифровое выражение степени их влияния и вероятности ошибки каждого фактора.

Вероятность ошибки исходных данных оценивается исходя из их уровня надежности с использованием вероятностных методов оценки – критерия надежности и процентиля [79].

Исследования показали, что для определения ошибки исходных данных для прочности и напряженного состояния массива используется процентиль, а для трещиноватости массива - критерий надежности. Это обусловлено их влиянием на величину гидравлического радиуса и соответственно параметры подсечки. Для параметров подсечки более благоприятнее, если массив имеет высокую трещиноватость, при этом низкую прочность и напряженное состояние. Требуемые значения критерия надежности и процентиля определяются этапом жизненного цикла горного предприятия и приведены в пп. 2.3.

Коэффициенты значимости основных характеристик горного массива, используемых для расчета гидравлического радиуса - предел прочности массива, трещиноватость и коэффициент напряженности - определяются путем математического моделирования оценки их влияния на величину гидравлического радиуса на основании фактических горно-геологических данных методами математического моделирования [69].

Для определения коэффициента значимости каждого фактора, рассматривается влияние каждого из них и в совокупности. Так для определения влияния отдельного фактора на величину гидравлического радиуса, к примеру, меняются значения трещиноватости руды, в рамках существующего диапазона согласно исходным данным, при этом значения напряженного состояния и прочности остается постоянным. В результате оценки коэффициента значимости определяется наиболее значимый фактор геотехнического риска и направления разработки мероприятий для предподготовки массива и обеспечения эффективного самообрушения.

Вероятность отсутствия или недостаточности самообрушения определяется по модифицированной диаграмме Мавдслея (рисунок 2.15) путем сопоставления полученной величины гидравлического радиуса с показателем устойчивости массива N для заданных горно-геологических условий. Величину гидравлического радиуса при этом рассчитывают по методике Лобшира, либо Бартона.

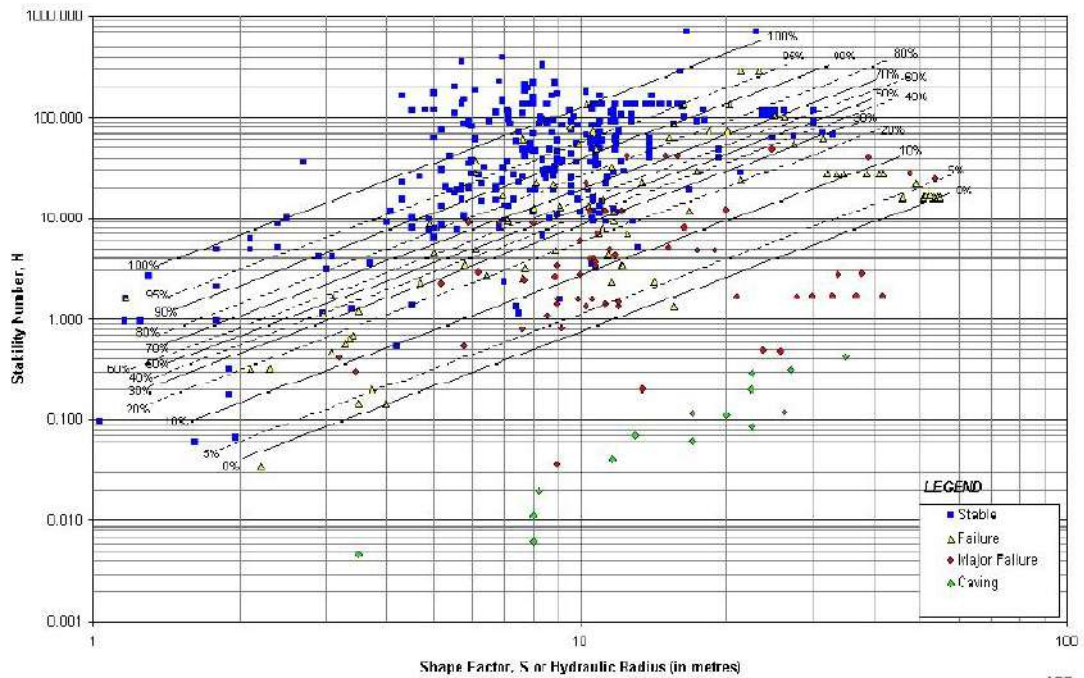


Рисунок 2.15 - Оценка вероятности самообрушения в зависимости от значения показателя N и гидравлического радиуса [73]

Возможные последствия можно сгруппировать по трем направлениям – экономические, экологические и безопасность ведения горных работ. Следует отметить, что величина последствий в результате недостаточности или отсутствия самообрушения будет определяться стадией жизненного цикла горного производства и сложными горно-геологическими условиями разработки кимберлитовых трубок Якутии (наличие обводненного карьерного пространства, повышенный водоприток рассолов, газопроявлений, существенное различие физико-механических свойств кимберлита и вмещающих пород и т. д.). Чем выше стадия реализации проектных решений, тем выше уровень возможных последствий.

Экономические и неэкономические последствия геотехнического риска при системах разработки с самообрушением в совокупности будут определяться величиной риска, соблюдением требований охраны недр в части нормативов потерь и как следствие потерями, связанными с дополнительными капитальными и эксплуатационными затратами, простоями, связанными с ликвидацией техногенных аварий и инцидентов. Предлагается возможные последствия техногенных аварий оценивать по их уровню: низкий, средний и

высокий в соответствии с критериями оценки (таблица 2.7). Достоверность оценки последствий оценивается по фактическим данным аварийности на предприятии, соблюдением нормативов потерь и реальными затратами, понесенными на ликвидацию техногенных аварий и инцидентов. На стадии проектирования технологические решения, когда решения принимаются без отклонений от действующих нормативных требований, допускается принять средний уровень последствий.

Таблица 2.7 - Оценка уровня возможных последствий геотехнического риска при системах разработки с самообрушением

Уровень последствий	Критерии последствий геотехнического риска при системах разработки с самообрушением					
	Индивидуальный риск Безопасности [20]	Экологические	Экономические потери [13]			
			Стоимость активов	Ежегодные операционные затраты	Остановка проекта	
Низкий	$\leq 1 \times 10^{-6}$ (для всех)	Потери ниже нормативного уровня	$\leq 1 \%$	$\leq 5 \%$	меньше 1 месяца	
Средний	1×10^{-3} - 1×10^{-6} для работников предприятия; 1×10^{-4} - 1×10^{-6} для населения	Потери в пределах установленных нормативов	1 – 10 %	5 – 10 %	1 -6 месяцев	
Высокий	$\geq 1 \times 10^{-3}$ для работников предприятия; $\geq 1 \times 10^{-4}$ для населения.	Потери выше установленных нормативов	$\geq 10 \%$	$\geq 10 \%$	Больше 6 месяцев	

Оценка уровня геотехнического риска при системах разработки с самообрушением производится в соответствии с картой геотехнических рисков (таблица 2.8), ранжированных по уровням – приемлемый, контролируемый и недопустимый. Уровень риска – приемлемый и контролируемый – соответствуют допустимому уровню геотехнического риска. При этом уровень риска «контролируемый» требует дополнительных мер управления свойствами горного массива, соответствующих стадии реализации технологических решений. Уровень геотехнического риска

«недопустимый» требует пересмотра параметров системы разработки с самообрушением или отказ от реализации данной системы разработки.

Таблица 2.8 - Карта определения уровня геотехнического риска при системах разработки с самообрушением

Вероятность геотехнического риска, %	Уровень последствий		
	Низкий	Средний	Высокий
< 50	Приемлемый	Приемлемый	Контролируемый
50 - 90	Приемлемый	Контролируемый	Недопустимый
> 90	Контролируемый	Недопустимый	Недопустимый

Методика оценки геотехнического риска при системах разработки с самообрушением, в основу которой положен разработанный динамический критерий оценки, позволяет оценивать уровень геотехнического риска на различных стадиях жизненного цикла с учетом изменчивости и надежности горно-геологической информации, вероятности самообрушения руд и величины возможных последствий. Под динамической оценкой геотехнических рисков понимается оценка достаточности для эффективной реализации блокового самообрушения совокупности главных параметров, процессов и характеристик технологии, производимой на всех стадиях жизненного цикла проекта горных работ с учетом повышения достоверности информации о горно-геологических характеристиках горного массива, технологических параметров и процессов. Схема динамической оценки геотехнического риска представлена на рисунке 2.16 [29,92,93].

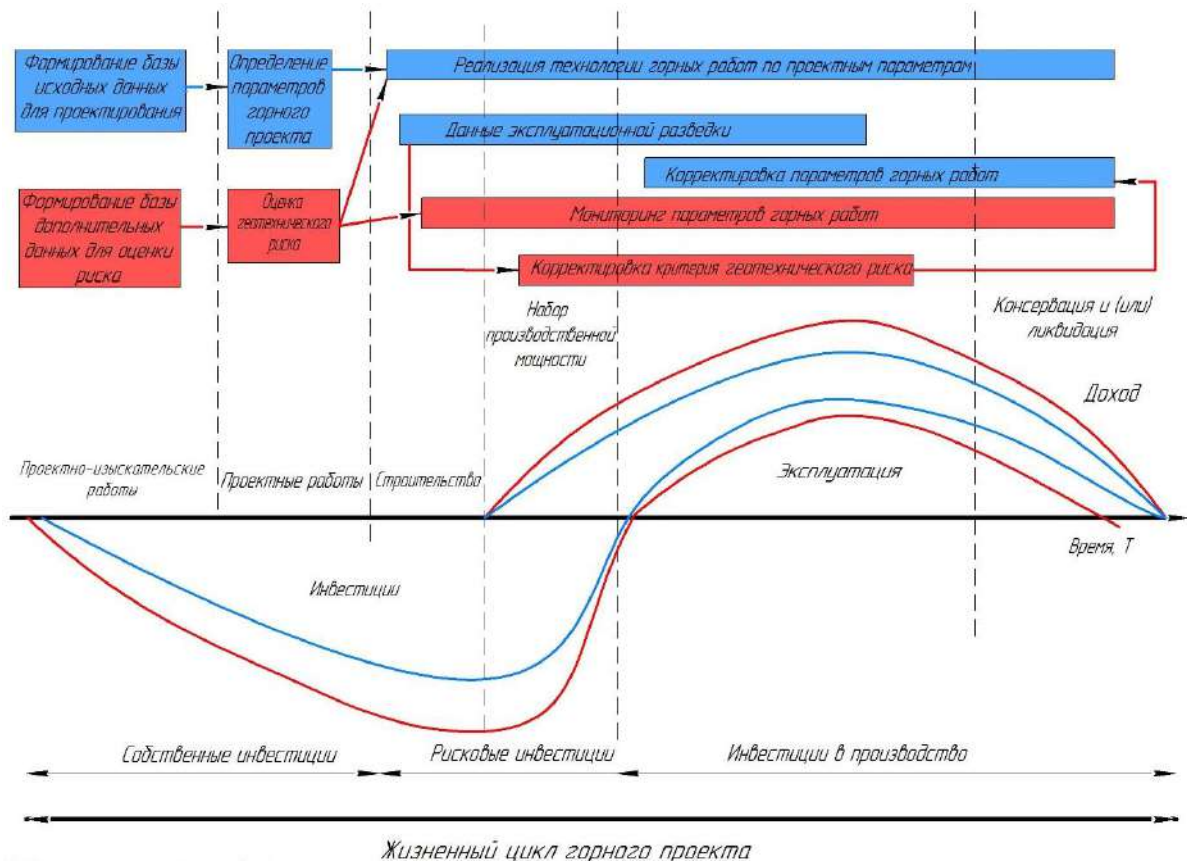


Рисунок 2.16 - Схема динамической оценки геотехнического риска на разных стадиях жизненного цикла горного проекта.

Так как определение параметров системы разработки производится в условиях большой неопределенности на всех этапах жизненного цикла системы блокового самообрушения предусматривается организация постоянного мониторинга состояния горного массива, что позволит своевременно реагировать на изменения состояния массива посредством разработки соответствующих методов управления.

Таким образом, разработанная методика оценки технологического риска при системах разработки с самообрушением позволит оперативно оценивать риск достаточности параметров подсечки для фрагментации массива, обеспечивающей последующее равномерное его самообрушение, и применять методы подготовки.

Выводы по главе 2

1. Проведен анализ горно-геологических и горнотехнических условий освоения при отработке трубки «Удачная» и выделены особенности и факторы, которые следует учесть при разработке технологии системами с самообрушением.

2. На основе анализа горно-геологических и горнотехнических условий кимберлитовой трубки Удачная разработаны технологические схемы освоения кимберлитовых месторождений с использованием систем разработки с самообрушением.

3. Разработана структура геотехнического риска при применении систем разработки с самообрушением, учитывающая этапы жизненного цикла горного предприятия. Предложены методы управления геотехническим риском для условий кимберлитовых месторождений Якутии.

4. Предложен динамический критерий оценки геотехнического риска при применении систем разработки с самообрушением для условий подземной разработки кимберлитовых месторождений Якутии, который учитывает изменчивость и надежность горно-геологической информации, вероятности самообрушения руд и величины возможных последствий.

5. Разработана методика расчета параметров систем разработки с самообрушением, которая позволяет оценивать параметры с учетом влияния геотехнического риска на различных стадиях жизненного цикла, изменчивости и надежности горно-геологической информации.

ГЛАВА 3 ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С САМООБРУШЕНИЕМ С УЧЕТОМ ГЕОТЕХНИЧЕСКОГО РИСКА

3.1 Исследование влияния неопределенности данных на параметры систем разработки с самообрушением

Анализ опыта применения систем разработки с самообрушением, возможности его использования в горнотехнических и горно-геологических условиях кимберлитовых месторождений Якутии показал, что эффективность реализации технологии обусловлена высоким уровнем геотехнического риска ввиду [26-28]:

- недостоверности, а в некоторых случаях недостаточности исходной горно-геологической информации;
- различия свойств рудного и породного массива;
- значительного разброса данных рудного и породного массива.

При этом эффективность систем разработки с самообрушением определяется склонностью пород к самообрушению и обеспечением устойчивой фрагментации в рудном массиве за счет достоверной площади подсечки, определяемой исходя из значения NR .

Анализ физико-механических свойств горного массива кимберлитовых месторождений Якутии показал их большой разброс, что обуславливает неопределенность при выборе их значения для обоснования достаточной площади подсечки (таблица 3.1) [80,88].

Таблица 3.1 – Физико-механические характеристики горного массива кимберлитовых месторождений Якутии

Параметры	Месторождения					
	Мир		Удачная		Юбилейная	
	кимберлиты	вмещающие породы	кимберлиты	вмещающие породы	кимберлиты	вмещающие породы
Объемная масса, ρ , т/м ³	2,26-2,78	2,10-3,08	2,27-3,2	2,15-3,01	2,33	2,44-2,61
Предел прочности при сжатии, МПа	16,1-45,1	0,9-161	3-87,6	2,1-174,1	1,73-5,65	6,7-152

Параметры	Месторождения					
	Мир		Удачная		Юбилейная	
	кимберлиты	вмещающие породы	кимберлиты	вмещающие породы	кимберлиты	вмещающие породы
Предел прочности при растяжении, σ_r , МПа	1,9-4,2	0,21-29	0,5-4,6	0,8-12,1	0,78-1,43	0,4-15,7
Крепость по шкале Протоdjяконова	2,0-5	2,0-8	2,5-4,5	2-5	5-6	2-6
Системы трещин	четыре системы трещин	четыре системы трещин	три системы трещин	три системы трещин	три системы трещин	три системы трещин
Степень трещиноватости, тр/м	от 2-3 до 5-10	от 3 до 10	от 1-3 до 4-6	3-4	1,0-6,2	до 3-4

Как правило, на этапе проектирования расчет гидравлического радиуса осуществляется по средним значениям физико-механических свойств либо по максимальным и минимальным значениям, используя одну из вышеприведенных методик, что не позволяет учитывать изменчивость характеристик горного массива. Учитывая различия подходов известных методик, результаты расчета величины гидравлического радиуса будут отличаться.

Для оценки влияния неопределенности данных на величину гидравлического радиуса проведены его расчеты по минимальным, средним и максимальным значениям (табл. 3.1).

Минимальные значения исходных данных для определения гидравлического радиуса в условиях кимберлитового месторождения Удачная приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 - Минимальные значения физико-механических свойств кимберлитов месторождения Удачная

Параметры	кимберлиты
Объемная масса, ρ , т/м ³	2,27
Предел прочности при сжатии, $\sigma_{сж}$, МПа	3
Предел прочности при растяжении, σ_r , МПа	0,5
Крепость по шкале Протоdjяконова	2,5
Системы трещин	три системы трещин
Степень трещиноватости, тр/м	1

1. Методика Лобшира

Методика расчета по Лобширу представлена в работе [40]. Порядок вычисления рейтинга iMRMR показан на рисунке 1.18 и подробно описан в [83] и ведется в следующей последовательности.

Производится расчет RBS – показатель прочности породного блока:

$$RBS = IRS \cdot 0,8 \cdot k, \quad (3.1)$$

где IRS – прочность нетронутого массива;

k – коэффициент корректировки IRS, доли ед.

Коэффициент корректировки принимается исходя из крепости заполнителя (принят 2) и инверсии крепости, который составил 0,5. Исходя из шкалы корректировки прочности нетронутого массива с учетом крепости руды и густоты трещины коэффициент корректировки k составит 0,83. Тогда:

$$RBS = 3 \cdot 0,8 \cdot 0,83 = 1,99.$$

Исходя из показателя RBS, определяется рейтинг R_{RBS} , он составляет 0,6.

По зависимости [15] определен показатель рейтинга условий трещиноватости J_c :

$$J_c = 40 \cdot \left(\frac{A}{100}\right) \cdot \left(\frac{B}{100}\right) \cdot \left(\frac{C}{100}\right) \cdot \left(\frac{D}{100}\right) \cdot \left(\frac{E}{100}\right) \quad (3.2)$$

$$J_c = 40 \cdot \left(\frac{90}{100}\right) \cdot \left(\frac{60}{100}\right) \cdot \left(\frac{75}{100}\right) \cdot \left(\frac{80}{100}\right) \cdot \left(\frac{95}{100}\right) = 12,96$$

Рейтинг трещиноватости J_s массива определен, исходя из расстояния между трещинами и объема блока, и составляет 9.

$$RMR = R_{RBS} + J_c + J_s$$

$$RMR = 0,6 + 12,96 + 9 = 22,56$$

Для получения рейтингового показателя MRMR необходимо умножить рейтинг RMR на коэффициенты, представленные в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Коэффициенты поправки к рейтингу RMR

Коэффициент влияния выветривания	30-100 %	0,9
Коэффициент ориентации трещин	70-95 %	0,8

Коэффициент напряженного состояния	60-120 %	0,6
Коэффициент по фактору взрывных работ	80-100 %	1
Коэффициент, учитывающий подземные воды	70-95 %	0,9
Коэффициент смерзаемости пород	100-120 %	1,1

$$MRMR=22,56 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 1,1=9,6$$

Согласно диаграмме представленной на рисунке 1.17, определяется значение $HR=6$ м.

2. Методика Метьюза-Потвина

Для оценки необходимого гидравлического радиуса подсечки, обеспечивающего устойчивый процесс самообрушения руды (попадания в область Saved) рассчитывается величина N (модифицированного критерия Бартона Q):

$$N = \frac{75,42}{6} \cdot \frac{1,5}{3} \cdot 1 \cdot 0,4 \cdot 3 = 7,54,$$

где RQD – показатель нарушенности массива трещинами (качества массива – Rock Quality Designation), определяемый по кусковатости керна скважин;

J_n – коэффициент, учитывающий количество систем трещин;

J_r – коэффициент, учитывающий шероховатость трещин;

J_a – коэффициент, учитывающий сцепление поверхностей трещин;

A – коэффициент, учитывающий прочность и напряженное состояние пород (Rock Stress/Strength Factor);

B – коэффициент, учитывающий ориентацию трещин (нарушений);

C – коэффициент, учитывающий угол падения (наклон) обнажения.

Исходя из значения $N=7,54$ по диаграмме 1.19 определяется величина $HR=9$ м.

3. Методика Мавдслея

Расчет величины N при использовании методики аналогичен методике Метьюза-Потвина и составляет $N=7,54$. Величина HR определяется по диаграмме представленной на рисунке 2.9 и составляет 10 м.

Аналогично рассчитываются значения HR для среднего и максимального значений.

Расчет величины гидравлического радиуса по минимальным, средним и максимальным значениям характеристик рудного и породного массива для условий самообрушения кимберлитовой трубки Удачная по методикам Лобшира, Метьюза-Потвина и Мавдслея представлен в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Результаты расчета гидравлического радиуса по известным методикам

			Удачная	
			руды	породы
Гидравлический радиус, м	минимум	Методика Лобшира	6	6,5
		Методика Метьюза-Потвина	9	9
		Методика Мавдслея	10	11
	среднее	Методика Лобшира	11	13
		Методика Метьюза-Потвина	10	9
		Методика Мавдслея	11	10
	максимум	Методика Лобшира	16	17
		Методика Метьюза-Потвина	14	15
		Методика Мавдслея	13	14

Анализ данных таблиц 3.4 свидетельствует о существенном различии значений HR в зависимости от используемой методики расчета. Для условий трубки Удачная величина гидравлического радиуса, рассчитанная по минимальным значениям физико-механических свойств HR_{min} , изменяется от 6 до 10 м, средним значениям HR_{cp} – 10-11 м и максимальная HR_{max} – 13-16 м, что обуславливает сложность принятия решения о достоверном значении гидравлического радиуса, который обеспечит эффективное самообрушение. Соответствующие результаты получены и для условий эффективного самообрушения кимберлитовых трубок Мир, Юбилейная.

В связи с существенным различием физико-механических свойств руды и породы, величина гидравлического радиуса, обеспечивающая эффективное

самообрушение по породе, превышает величину гидравлического радиуса рудного массива, что обуславливает сложности самообрушения на контакте «руда-порода» и плавное самообрушение породы вслед за рудой. Даже при максимальном HR_{max} рудного массива эффективное самообрушение породы не обеспечивается. Поэтому при определении величины гидравлического радиуса необходимо использовать вероятностный подход для определения его значения с целью повышения достоверности параметров подсечки.

Наличие диапазона HR в зависимости от изменчивости свойств массива, применяемой методики расчета определяет наличие диапазона площади подсечки, что наглядно демонстрируют данные таблицы 3.5 и рисунки 3.1-3.2.

Таблица 3.5 - Результаты расчета горизонтальной подсечки для руд и пород кимберлитовой трубки Удачная при применении различных методик

Параметры системы разработки с самообрушением		Лобшир		Метьюза-Потвина		Мавдслей	
		руда	порода	руда	порода	руда	порода
минимум	HR	6	6,5	9	9	10	11
	Ширина подсечки, м	23	25	35	35	40	43
	Длина подсечки, м	25	27	37	37	40	45
	Площадь подсечки, м ²	575	675	1295	1295	1600	1936,8
	Объем подсечки, тыс. м ³	5,75	6,75	13	13	16	19,4
среднее	HR	11	13	10	9	11	10
	Ширина подсечки, м	43	50	40	35	43	40
	Длина подсечки, м	45	54,17	40	37	45	40
	Площадь подсечки, м ²	1936,8	2708,5	1600	1295	1936,8	1600
	Объем подсечки, тыс. м ³	19,368	27,085	16	13	19,4	16
максимум	HR	16	17	14	15	13	14
	Ширина подсечки, м	60	66	55	60	50	55
	Длина подсечки, м	68,57	70	57	60	54,17	57
	Площадь подсечки, м ²	4114,2	4620	3135	3600	2708,5	3135
	Объем подсечки, тыс. м ³	41,142	46,2	31,4	36	27,085	31,4

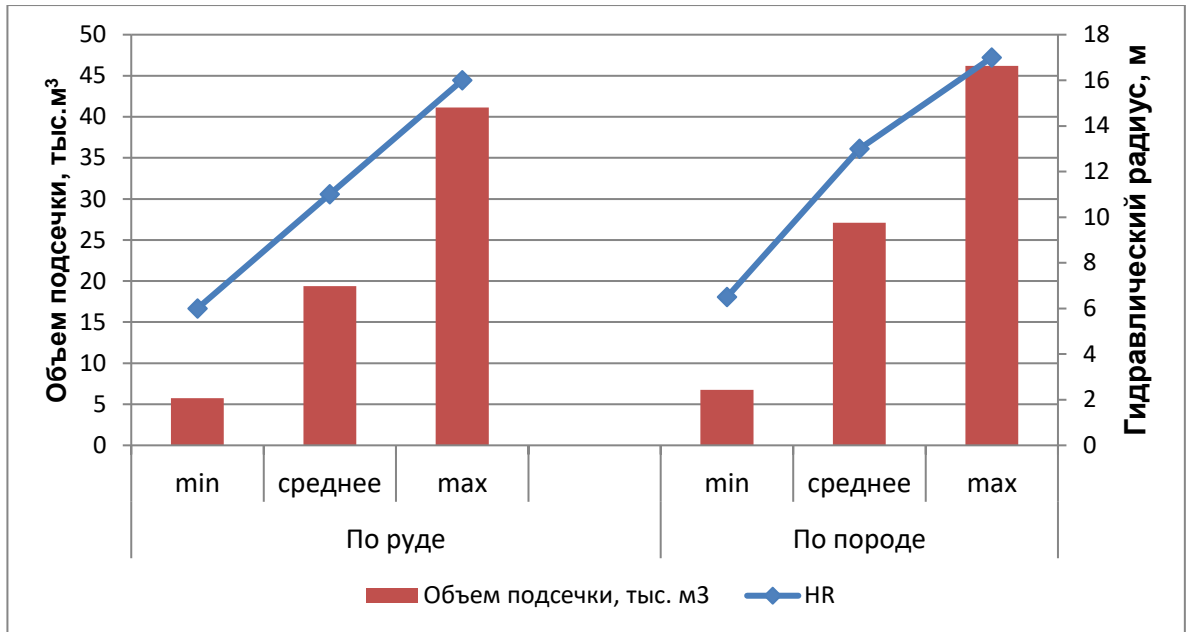


Рисунок 3.1 – Графики зависимости величины гидравлического радиуса и объема подсечки от исходных данных в условиях обработки трубки Удачная для рудного и породного массивов

Результаты расчета показали, что объем проходки подсечки для условий самообрушения кимберлитовой трубки Удачная при расчете по средним значениям физико-механических свойств, соответственно, по рудному массиву составит 19,36 тыс. м³, по породному массиву – 27,08 тыс. м³. Объем необходимой подсечки, рассчитываемый по максимальным значениям характеристик горного массива, превышает значения, рассчитанные по средним значениям для условий самообрушения кимберлитовой трубки Удачная в 2,1 раз, что обуславливает соответствующий разбег капитальных затрат на проходку горно-капитальных выработок.

Таким образом, известные на данный момент методики приводят к существенному различию получаемых результатов расчета возможного диапазона HR - для условий самообрушения трубке Удачная, от 6 до 15 м (+/- 45% от среднего значения), как следствие к существенному разбросу площади подсечки (от 0,5 до 3 тыс.м²), что обуславливает значительный разбег объема горнопроходческих работ и соответствующее время ввода блока в

эксплуатацию (от 10 до 60 мес.) и ухудшение технико-экономических показателей разработки месторождения в целом (рисунок 3.2).

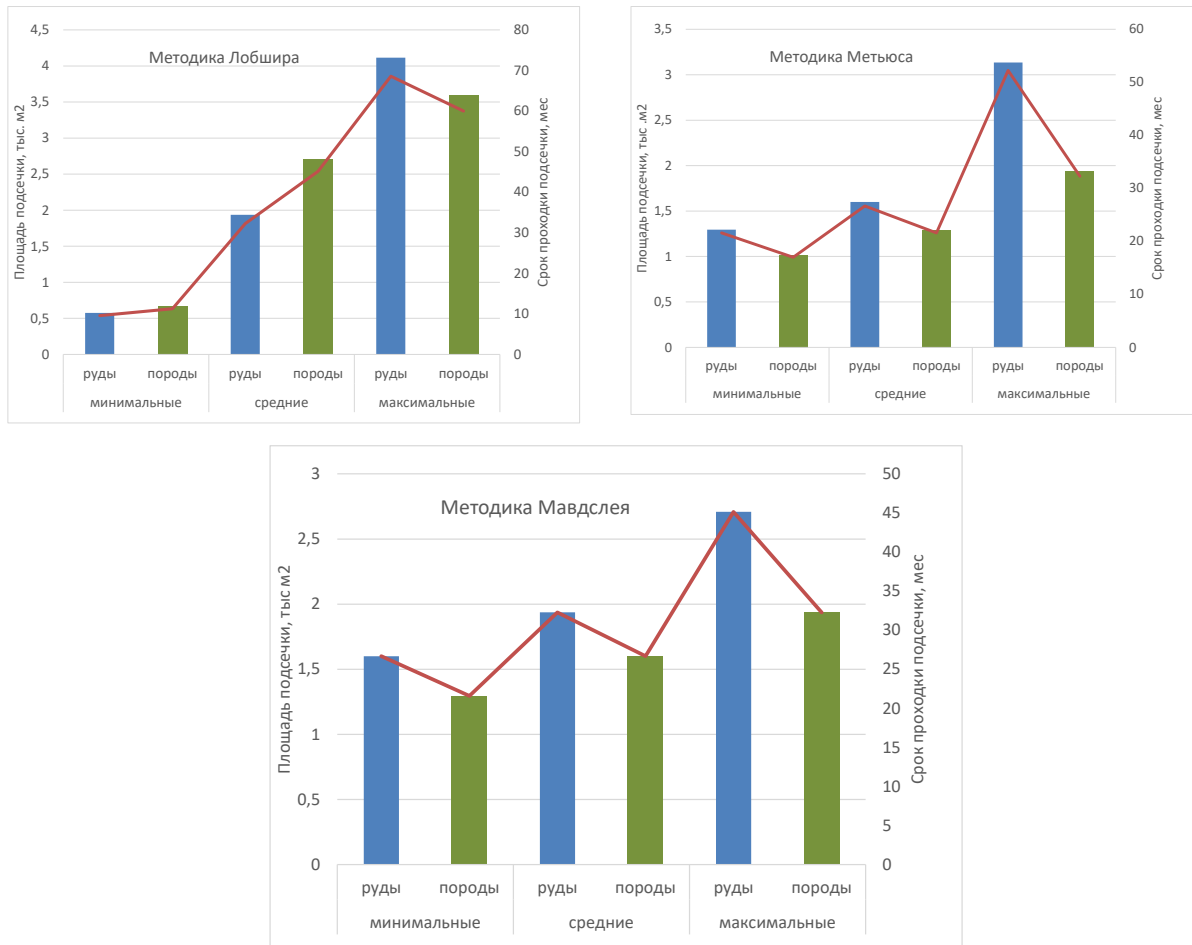


Рисунок 3.2 – Площадь подсежки и сроки ввода блока в эксплуатацию для условий трубки Удачная в зависимости от принятия значений диапазона исходных данных

Анализ мирового опыта оценки достоверности исходных данных показал широкое распространение вероятностных методов оценки уровня их надежности с использованием показателей стандартного отклонения, коэффициента вариации, процентиля и критерия надежности (п. 2.4).

Оценка влияния характеристик горного массива на величину гидравлического радиуса, рассчитанного по методике Лобшира, представлена в таблице 3.6.

Таблица 3.6 – Результаты расчета стандартного отклонения и коэффициента вариации для кимберлитовой трубки Удачная

Результаты анализа	Диапазон изменения показателя	HR, м	Среднее значение HR, м	Стандартное отклонение характеристики	Коэффициент вариации характеристик
Предел прочности на сжатие, МПа	3-87,6	6,5-12	9,28	1,58	53%
Степень трещиноватости, тр/м	1-6	8-15	11,50	2,30	48%
Коэффициент напряженного состояния	0,6-1,2	6-14	9,91	2,54	22%

Анализ результатов таблицы 3.6 показал, что наименьшее значение коэффициента вариации составляет 22%, что определяет разброс данных, при рассмотрении значений коэффициента напряженного состояния. При исследовании степени трещиноватости значение коэффициента вариации составляет 48%, а предела прочности на сжатие – 53%. Таким образом, все исследуемые характеристики горного массива характеризуются значительной изменчивостью, что предопределяет необходимость оценки их влияния на величину гидравлического радиуса.

Учитывая характер влияния на степень самообрушаемости горного массива прочности и напряженного состояния массива (чем меньше, тем лучше) искомое значение параметра с требуемым уровнем надежности целесообразно оценивать с помощью процентиля - мерой, в которой процентное значение общих значений равно этой мере или меньше ее. Так как характер влияния трещиноватости на самообрушаемость массива обратный (чем выше, тем лучше), то значение степени трещиноватости при требуемом уровне надежности определится через критерий надежности. Исходя из величины HR определяются величины прочности образцов на сжатие, степени трещиноватости и напряженного состояния массива для заданного значения процентиля либо критерия надежности (таблица 3.7).

Таблица 3.7 – Определение значений исходных данных для расчета гидравлического радиуса при системах разработки с самообрушением кимберлитовой трубки Удачная с учетом требуемого уровня надежности

Результаты анализа	Прочность образцов на сжатие, МПа	Степень трещиноватости, тр/м	Напряженное состояние, дол.ед
Стандартное отклонение	24,45	1,64	0,197
Коэффициент вариации	53%	48%	22%
Стадия проектирования HR=9 м			
Процентиль 70%	36		1
Критерий надежности 70%		8	
Стадия эксплуатации на ранней стадии HR=8 м			
Процентиль 80%	40		1,1
Критерий надежности, 80%		9	
Стадия эксплуатации HR=8 м			
Процентиль, 85%	40		1,2
Критерий надежности 85%		9	

Чем выше процентиль и критерий надежности, тем с большей вероятностью определены значения физико-механических свойств. Величина гидравлического радиуса с уровнем надежности исходных 70% для условий отработки трубки Удачная системой разработки с самообрушением составила 9 м, что на 20% и 56% меньше величины гидравлического радиуса, рассчитанной соответственно по средним и максимально неблагоприятным значениям исходных данных.

Анализ данных показывает, что уровень надежности исходных данных оказывает существенное влияние на параметры систем с самообрушением и определяет главный вектор управления геотехническим риском на стадии проектирования – повышение полноты и достоверности исходной информации и ее непрерывного пополнения и анализа по данным мониторинга горного массива – геомеханическим, гидрологическим, сейсмическим и т.д. с применением самого современного инструментария. Применение любого

метода повышения полноты и исследования исходных данных не может обеспечить его достоверность на 100 %, так как изменчивость является природным свойством горного массива, поэтому альтернативным варианту создания максимально большой подсечки, является предподготовка массива с целью обеспечения равномерного характера распределения свойств массива и как следствие планомерного процесса самообрушения в блоке. Недостоверность исходных данных, связанная с низким уровнем их надёжности и с изменчивостью обуславливает необходимость оценки геотехнического риска и определение параметров систем разработки с самообрушением с учетом геотехнического риска.

3.2 Оценка влияния различия свойств рудного и породного массивов на величину гидравлического радиуса

Оценка влияния неопределенности исходных данных при расчете HR показала, что для самообрушения породного массива требуется большая площадь подсечки, чем для самообрушения рудного массива для всех исследуемых объектов, что обуславливает высокие геотехнические риски при самообрушении на контакте руда-порода и во вмещающих породах. При принятии гидравлического радиуса по данным рудного массива возможно образование свода естественного равновесия и прекращение процесса самообрушения, и как следствие образованию воздушных промежутков и опасности возникновения воздушных ударов.

Вместе с тем при определении параметров подсечки, следует учитывать не только различие в характеристиках рудного и породного массива, но и значительную изменчивость прочности на сжатие, трещиноватости и напряженного состояния.

Оценка влияния факторов геотехнического риска производилась путем аналитических расчетов величины HR в сравнении на всем исследуемом диапазоне исходных данных рудного и породного массивов с традиционными

способами их выбора по средним значениям (HR_{cp}). При выполнении расчета использована методика Лобшира, основные положения которого представлены в разделе 1.3. Расчет влияния значений физико-механических свойств рудного и породного массивов на величину HR приведен в приложении А.

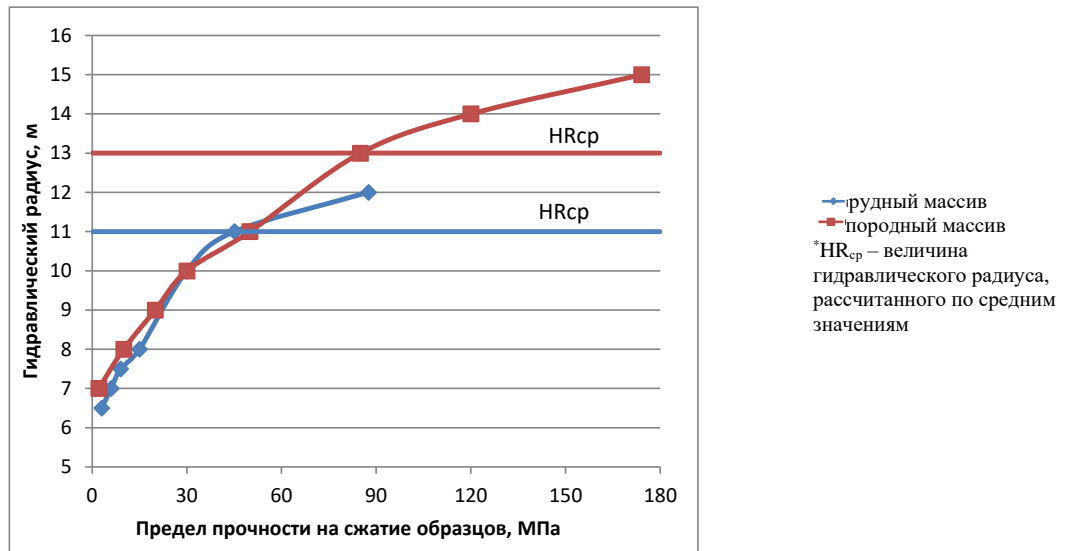


Рисунок 3.3 – Зависимость гидравлического радиуса от предела прочности образцов на сжатие руды и породы для условий отработки трубки Удачная системой разработки с самообрушением

Анализ результатов расчета показал, что с повышением прочности образцов руды и пород увеличивается величина гидравлического радиуса. Диапазон изменения прочности руды для условий самообрушения трубки Удачная составляет 5-90 МПа, что в два раза меньше диапазона изменения прочности пород 4-180 МПа, что обуславливает соответствующие изменения гидравлического радиуса для условий самообрушения рудного массива от 6,5 до 12 м, а для породного – от 7 до 15 м. Из графика (3.3а) видно, что при самообрушении массива прочностью более 50 МПа $HR_{cp}=11$ м будет недостаточно для эффективного самообрушения, что указывает на необходимость проектирования методов управления трещиноватостью массива, направленных на его разупрочнение для инициации процесса самообрушения.

При этом анализ графиков показал, существенное различие величины HR рассчитанного по средним значениям рудного и породного массива. Величина HR рассчитанного по средним значениям характеристик массива выше для породного массива в 1,18 раз, чем для рудного для условий трубки Удачная.

Результаты оценки влияния степени трещиноватости на гидравлический радиус представлены на рисунке 3.3.

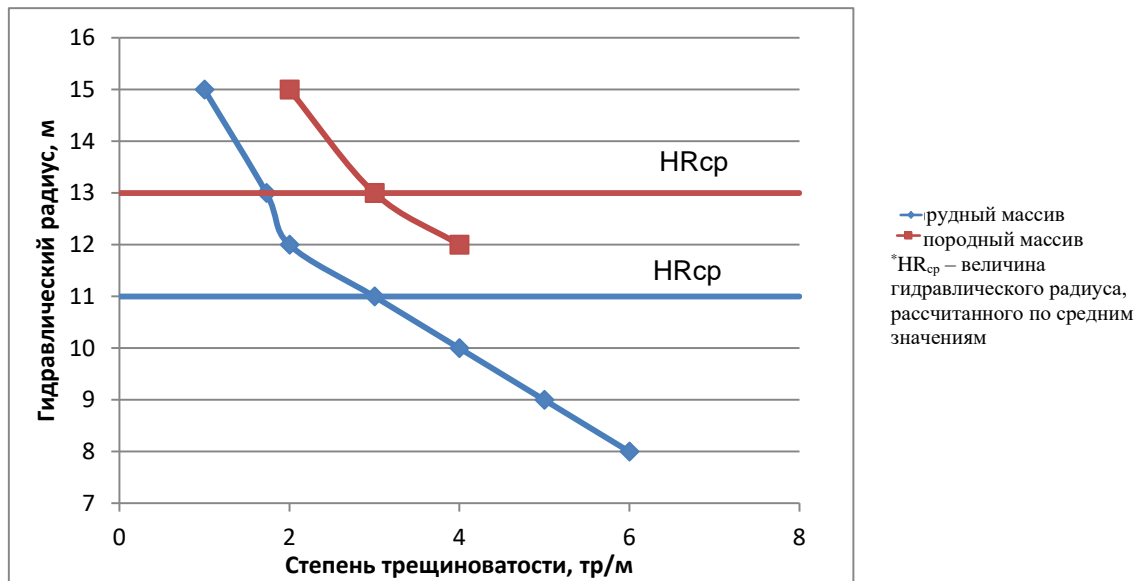


Рисунок 3.4 – Зависимость гидравлического радиуса от степени трещиноватости рудного и породного массива для отработки трубки Удачная системой разработки с самообрушением

Исследование влияния степени трещиноватости на гидравлический радиус показало, что с увеличением степени трещиноватости происходит линейное снижение значения гидравлического радиуса. Диапазоны изменения степени трещиноватости для рудного и породного массивов относительно одинаковы.

При изменении степени трещиноватости руды трубки Удачная от 1 до 6 тр/м диапазон изменения гидравлического радиуса составит от 8 до 15 м, а для породы при изменении степени трещиноватости от 2 до 4 тр/м – от 12 до 15 м.

Анализ графика, приведенного на рисунке 3.4, показал, что для условий трубки Удачная при значении степени трещиноватости рудного и породного массива ниже 3 тр/м, величины $HR_{cp}=11$ м будет недостаточно для развития

самообрушения, что обуславливает необходимость разработки методов подготовки массива для обеспечения ее трещиноватости более 3 тр/м.

Увеличение трещиноватости рудного и породного массивов в 1,5 раза позволяет снизить величину гидравлического радиуса в 1,1-1,2 раза по сравнению с гидравлическим радиусом определенным по средним значениями исходных характеристик.

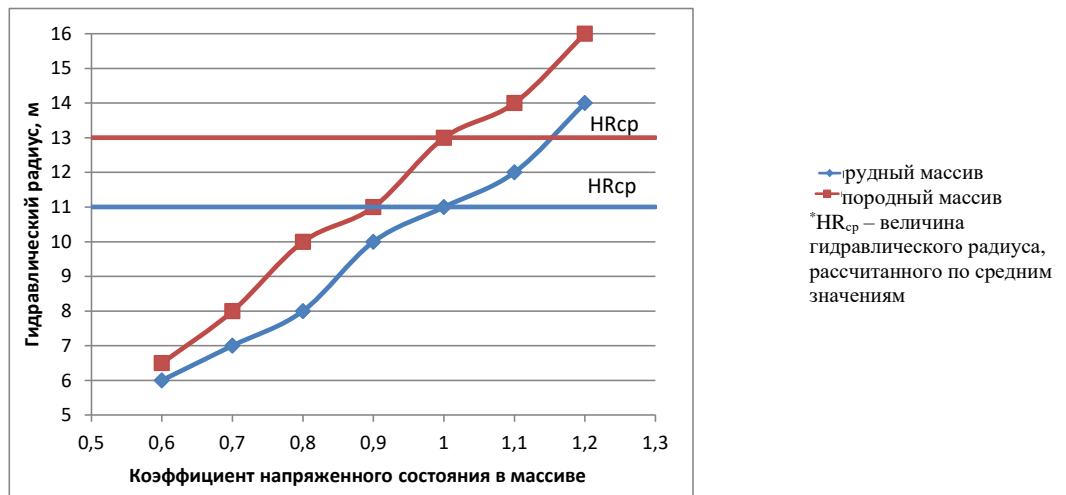


Рисунок 3.5 – Зависимость гидравлического радиуса от напряженного состояния рудного и породного массива для отработки трубки Удачная системой разработки с самообрушением

Анализ влияния напряженного состояния массива на величину гидравлического радиуса показал, чем выше напряженное состояние массива, тем больше величина гидравлического радиуса (рисунок 3.5). Это обусловлено тем, что сжимающие напряжения повышают устойчивость массива и при высоких напряжениях высока вероятность образования завесаний.

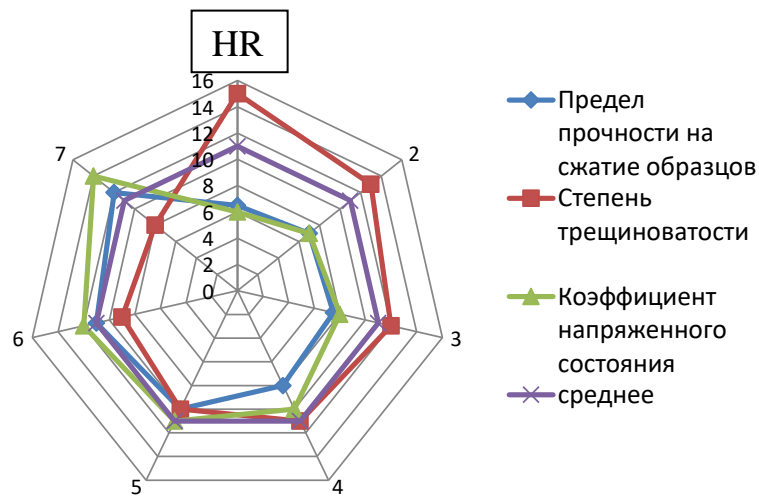
Для условий отработки трубки Удачная коэффициент напряженного состояния массива изменяется в диапазоне от 0,6 до 1,2 как для рудного, так и для породного массива. Значение коэффициента напряженного состояния выше 1 обуславливает сложности с обеспечением процесса самообрушения и необходимость обеспечения его снижения до 1 и ниже

Проведенные расчеты для условий трубок Мир и Юбилейная показали аналогичные результаты, что подтверждает сделанные выводы.

	<i>Породный массив месторождения Удачное</i>							
Предел прочности на сжатие образцов, МПа	2,1	10	20	30	50	85	120	174,1
HR, м	7	8	9	10	11	13	14	15
Степень трещиноватости, тр/м	2	3	4					
HR, м	15	13	12					
Напряжения	0,6	0,7	0,8	0,9	1	1,1	1,2	
HR, м	6,5	8	10	11	13	14	16	
Среднее значение HR	13	13	13	13	13	13	13	13

Результаты оценки совокупного влияния факторов на величину гидравлического радиуса для условий применения систем разработки с самообрушением на кимберлитовой трубке Удачная приведены на рисунке 3.6.

а



б

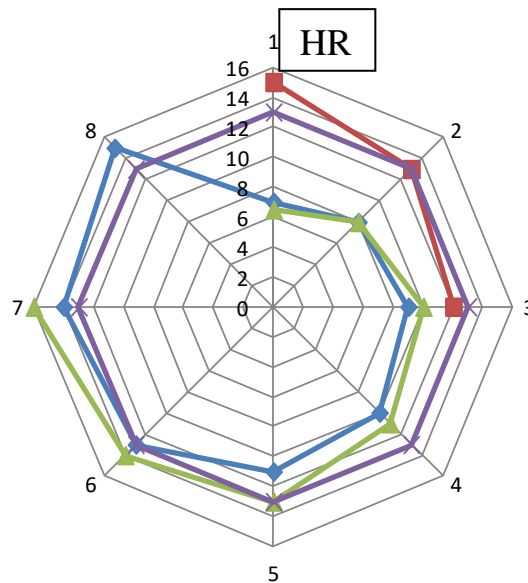


Рисунок 3.6 – Диаграммы влияния степени трещиноватости, коэффициента напряженного состояния и предела прочности на сжатие на величину гидравлического радиуса для: а – рудного; б - породного массива

Согласно данным таблицы 3.8, величина гидравлического радиуса для рудного массива месторождения Удачное меняется от 6 до 15 м. Анализ результатов совокупного влияния факторов на величину гидравлического радиуса показал, что наиболее значимыми факторами для рудного массива является степень трещиноватости и напряжения, а для породного – напряженное состояние и прочность массива. Наибольшее отклонение от среднего значения в большую сторону показывает степень трещиноватости в 1,36 раз для рудного массива и напряженное состояние в 1,2 раза для породного массива. Следовательно, для эффективного самообрушения рудного и породного массивов требуется увеличение трещиноватости массива, что позволит обеспечить процесс фрагментации на контакте руда-порода даже при существенном их отличии.

Таким образом, Анализ влияния свойств массива на величину HR показал, что наиболее значимыми факторами влияния на HR рудного массива является степень трещиноватости, а для HR породного массива – коэффициент напряженного состояния (рисунок 3), поэтому для эффективного самообрушения массива на контакте руда-порода даже при существенном их отличии требуется разработка мероприятий по его подготовке, направленных на повышение трещиноватости рудного и снижение напряженности породного массивов. Полученный в процессе исследований массив данных был использован для установления зависимости величины гидравлического радиуса от изучаемых факторов методом множественной корреляции. Аппроксимацией результатов аналитических расчетов для реализации систем разработки с самообрушением при отработке кимберлитовых месторождений Якутии установлены эмпирические зависимости HR от степени трещиноватости (t), предела прочности на сжатие (f) и коэффициента напряженного состояния (σ) рудного и породного массивов (достоверность $R^2 = 96$):

$$HR = m_1 \cdot f + m_2 \cdot t + m_3 \cdot \sigma + a \quad (3.3)$$

где a , m_1 , m_2 , m_3 – постоянные, установленные по данным математического моделирования множественной линейной регрессии, которые составляют:

- для рудного массива: $a=1,59$, $m_1=0,085$, $m_2=-1,04$, $m_3=9,33$;

- для породного массива: $a=0,5$, $m_1=0,048$, $m_2=-1,25$, $m_3=12,2$.

Полученное в результате аппроксимации выражение (3.3) позволяет определить наиболее значимый фактор и разработать мероприятия по управлению геотехническим риском самообрушения.

Таким образом, для условий кимберлитовых месторождений Якутии при использовании систем разработки с самообрушением на гидравлический радиус оказывают влияние степень трещиноватости, предел прочности руд и пород на сжатие и напряженное состояние массива, а также все данные факторы в совокупности. Установлено, что для обеспечения равномерного и эффективного самообрушения руд и пород необходимо предусматривать методы управления их физико-механическими свойствами. Оценка влияния факторов на величину гидравлического радиуса показала, наиболее значимым является трещиноватость массива, которым возможно управлять для обеспечения равномерного и эффективного самообрушения.

С целью мониторинга и определения величины гидравлического радиуса при отработке месторождения трубки «Удачная» системой разработки с самообрушением был произведен отбор керна для лабораторных испытаний и его документирование скважин КС-91 и ЭС-98 по методике, разработанной SRK Consulting (UK) Ltd [56].

Результаты документирования керна по геомеханическим параметрам представлены в Приложении 2, которые необходимы для определения оптимальных параметров отработки месторождения. Установлено, что количество систем трещин варьируется от случайных единичных до 2 систем трещин, шероховатость трещин -- от ступенчатых беспорядочных до плоских отполированных. Частота трещин на подавляющем числе интервалов бурения

составляет от 1 до 4-6 тр/м (за исключением зон тектонического дробления и развития каверн). Выход керна почти по всем скважинам составил 80-100%. Показатель качества породы RQD, согласно зависимости 1.3, для условий скважины КС-91 составил 34-100 %, а для скважины ЭС-98 -30-100 %, чаще всего принимает значение больше 77%.

Для определения коэффициента А, учитывающего соотношение прочности пород, слагающих кровлю камер, на одноосное сжатие в образце σ_0 и максимальных напряжений σ_1 , действующих в кровле выработанного пространства, используется диаграмма. Поскольку величина напряжений в кровле будет меняться по мере развития обрушения (нарастать по мере набора высоты), коэффициент А принят максимальным, $A=1$.

Для определения коэффициента В, необходимо знать угол между контуром кровли выработанного пространства и наиболее опасной (доминирующей) системой трещин. Как показывает анализ документации кернов, в кимберлитах трубки «Удачная» развиты субгоризонтальные, субвертикальные и наклонные трещины. Наиболее развиты трещины с углами падения до 45^0 . При организации горизонтальной подсечки наиболее опасный угол встречи составит 45^0 , т. е. коэффициент В примет значение $B=0,4$.

Коэффициент С служит для учета угла наклона обнажения (кровли). При вертикальном рудном теле и горизонтальной подсечке величина коэффициента С составит $C = 3$.

С учетом данных эксплуатационной разведки на кимберлитовой трубке Удачная произведен расчет величины гидравлического радиуса с использованием методики Метьюза, результаты расчета представлены в таблице 3.9.

Таблица 3.9 – Результаты расчета гидравлического радиуса по методике Метьюза

№ скважины	КС-91																			
Параметр качества породы RQD	34,3	77,5	77,8	86,7	86,9	87,1	87,6	87,8	90	93,2	95,3	95,9	96,9	97,4	98,2	99	100	100	100	100
Количество систем трещин Jп	1	3	1	1	3	1	1	1	1	0,5	3	2	0,5	1	1	3	1	3	0,5	1
Показатель шероховатости трещин Jг	1	2	0,5	2	0,5	2	1	0,5	2	1	2	1	1	1	0,5	2	1	2	1	1
Показатель сцепления поверхности трещин, Ja	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
A	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
B	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4
C	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Показатель устойчивости N	13,71	20,7	15,6	69,4	5,79	69,7	35,1	17,6	72,0	74,5	25,4	19,2	77,6	38,9	19,6	26,3	39,6	26,7	80,	40,
HR	9	11	10	16	8	16	12	10	16	17	12	11	17	13	11	12	13	12	17	13

HR=8÷13

продолжение таблицы 3.6

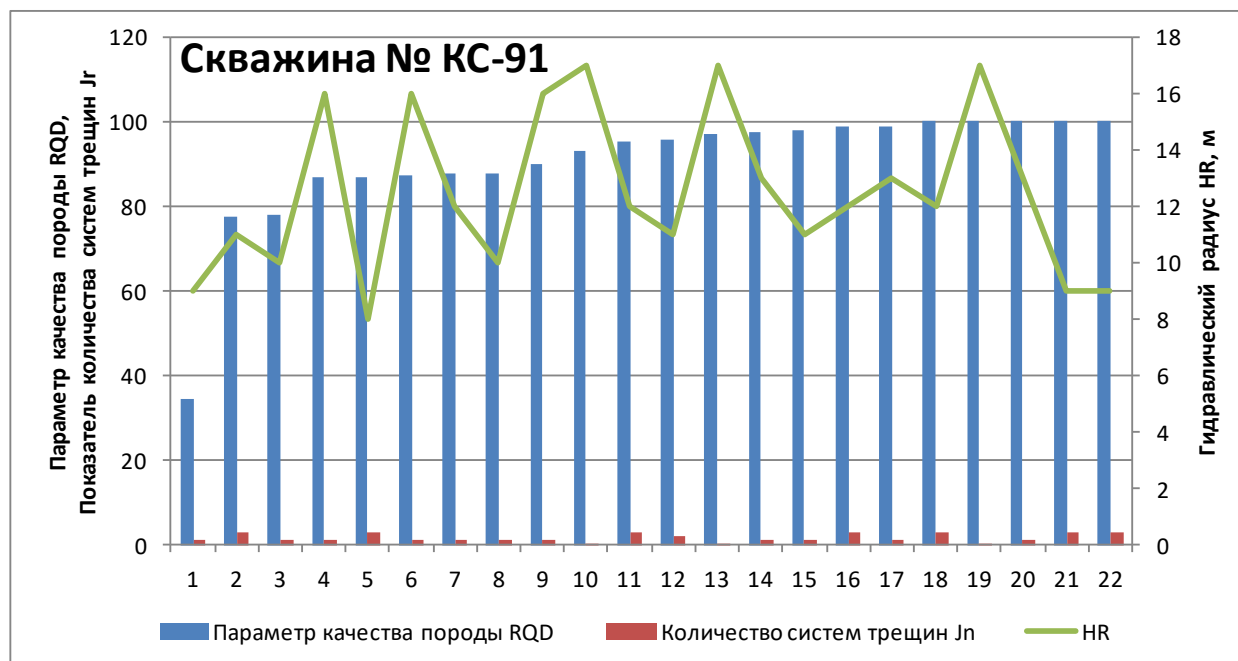
№ скважины	ЭС-98												
	Параметр качества породы RQD	100	30	50	100	100	88,89	97,35	100	100	90	95	100
Количество систем трещин Jn	1	2	2	1	3	1	3	6	3	1	1	3	20
Показатель шероховатости трещин Jг	1	1,5	1	1	2	2	2	2	2	0,5	1	2	0,5
Показатель сцепления поверхности трещин, Ja	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
A	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
B	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4
C	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Показатель устойчивости N	40	9	10	40	26,7	71,1	25,9	13,3	26,7	18	38	26,6	0,89
HR	13	8	8	13	12	16	12	9	12	10	13	12	4

№ скважины	ЭС-98														
	Параметр качества породы RQD	100	100	100	100	100	85,58	99,16	100	100	100	97,07	100	100	94,23
Количество систем трещин Jn	0,5	1	0,5	1	0,5	1	0,5	1	0,5	1	0,5	1	1	3	1
Показатель шероховатости трещин Jг	1	1	1	1	1	1,5	1	2	1	2	1	2	2	0,5	1
Показатель сцепления поверхности трещин, Ja	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
A	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
B	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4
C	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Показатель устойчивости N	80	40	80	40	80	51,3	79,3	80	80	80	77,6	80	80	6,3	40
HR	17	13	17	13	17	14	17	17	17	17	17	17	17	8	13

HR=8÷17

По данным эксплуатационной разведки, проведенной на трубке Удачная, произведен расчет величины гидравлического радиуса и получены зависимости величины гидравлического радиуса от параметра качества породы RQD и коэффициента количества систем трещин для скважин № КС-91 и ЭС-98, которые представлены на рисунке 3.7.

а



б

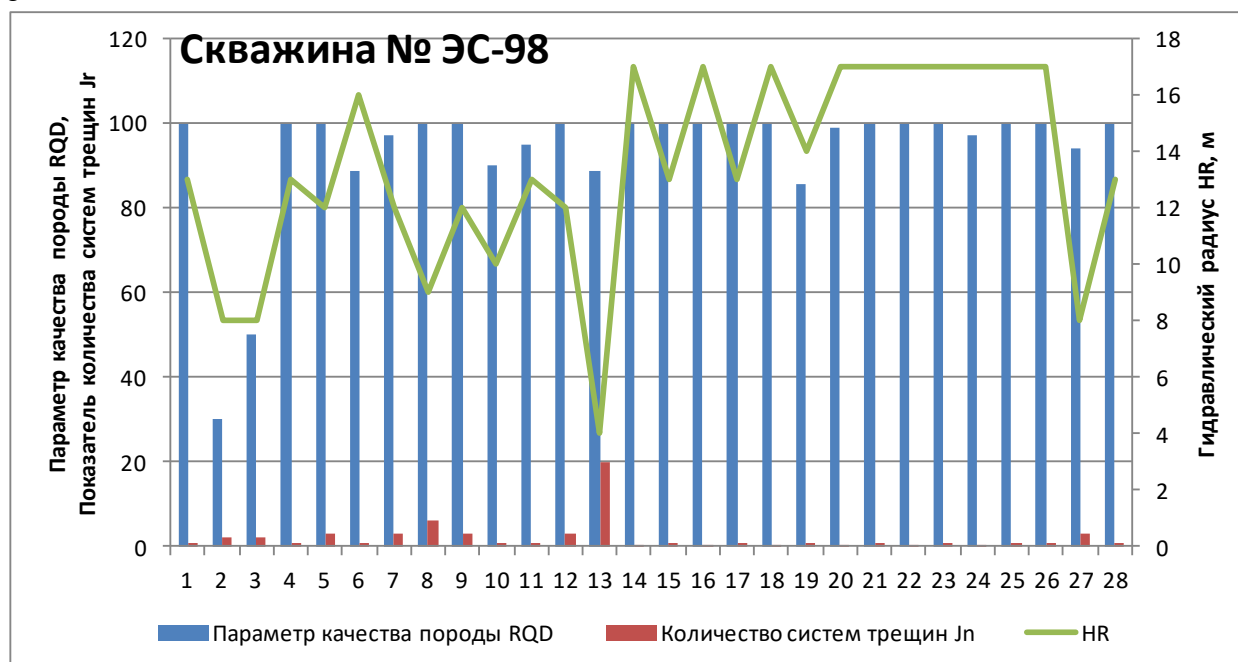


Рисунок 3.7 - Графики зависимости величины гидравлического радиуса от параметра качества породы RQD и показателя количества систем трещин для условий кимберлитовой трубки Удачная для скважины №: а – КС-91; б – ЭС-98.

Исследования показали, что по результатам эксплуатационной разведки величина гидравлического радиуса будет в диапазоне от 4 до 15 м для рудного и породного массивов. При этом величина гидравлического радиуса по данным, полученным для скважины № КС-91 составляет 8-17 м, ЭС-98 – от 4 до 17 м. Согласно расчетам, представленным в п.п. 3.2, по данным использованным для проектирования рудника, величина гидравлического радиуса составляет от 6 до 16 м, что больше в 1,1-1,5 раза. Мониторинг физико-механических свойств горного массива в период эксплуатации позволяет повысить достоверность параметров системы разработки и тем самым обеспечить эффективность самообрушения.

Анализ зависимостей рисунка 3.7 показал, что наибольшее влияние оказывает модуль трещиноватости. Четкой связи величины гидравлического радиуса и параметра качества породы нет. Из расчетов следует, чем выше коэффициент количества систем трещин, тем меньшая величина гидравлического радиуса ей соответствует. При этом, коэффициенту $J_n = 0,5$ соответствует зона в которой отсутствуют трещины, а $J_n = 20$ – зона дробления. Наименьшее значение гидравлического радиуса равно 4 м, соответствует зонам дробления, а максимальное значение - $HR=15$ м, соответствует условиям, когда отсутствуют трещины и RQD равен 100.

Оценивая полученные значения HR, можно сделать вывод, что необходимо постоянно производить мониторинг физико-механических свойств массива для получения более точных значений параметров системы разработки с самообрушением, которые позволят обеспечить равномерное самообрушение руд и пород путем разработки мероприятий, направленных на изменение трещиноватости горного массива.

3.4 Определение площади подсечки с учетом допустимого уровня геотехнического риска

Определение параметров систем разработки с самообрушением необходимо производить с учетом геотехнического риска, что позволит обеспечить эффективность самообрушения горного массива, повысить достоверность параметров системы и расширить область применения таких технологий при отработке рудных месторождений.

Оценка влияния достоверности исходных данных на уровень геотехнического риска при применении систем разработки с самообрушением для условий отработки кимберлитовой трубки Удачная оценивалась согласно предложенной методике, представленной в пп. 2.4.

В процессе исследований в заданных диапазонах ($\pm 50 \div 75$ % от среднего значения) варьировались следующие характеристики горного массива:

- степень трещиноватости рудного массива;
- уровень надежности исходных данных.

Исходные данные представлены в таблице 3.10.

Таблица 3.10 – Исходные данные для моделирования для условий кимберлитовой трубки Удачная

	2-3	2-4	2-5	1-6	1-10
Среднее значение степени трещиноватости	2,52	3,03	3,39	3,39	5,70
Стандартное отклонение	0,50	0,81	1,11	1,69	3,49
Коэффициент вариации	20%	27%	33%	50%	61%
Значение предела прочности на сжатие, МПа	28,5				
Значение напряженного состояния	0,7				

Изначально оценивалась вероятность геотехнического риска в зависимости от коэффициента вариации и надежности исходных данных, используемых для расчета гидравлического радиуса. Результаты расчета вероятности геотехнического риска для условий отработки кимберлитовой трубки Удачная системой разработки с самообрушением представлены на рисунке 3.8.

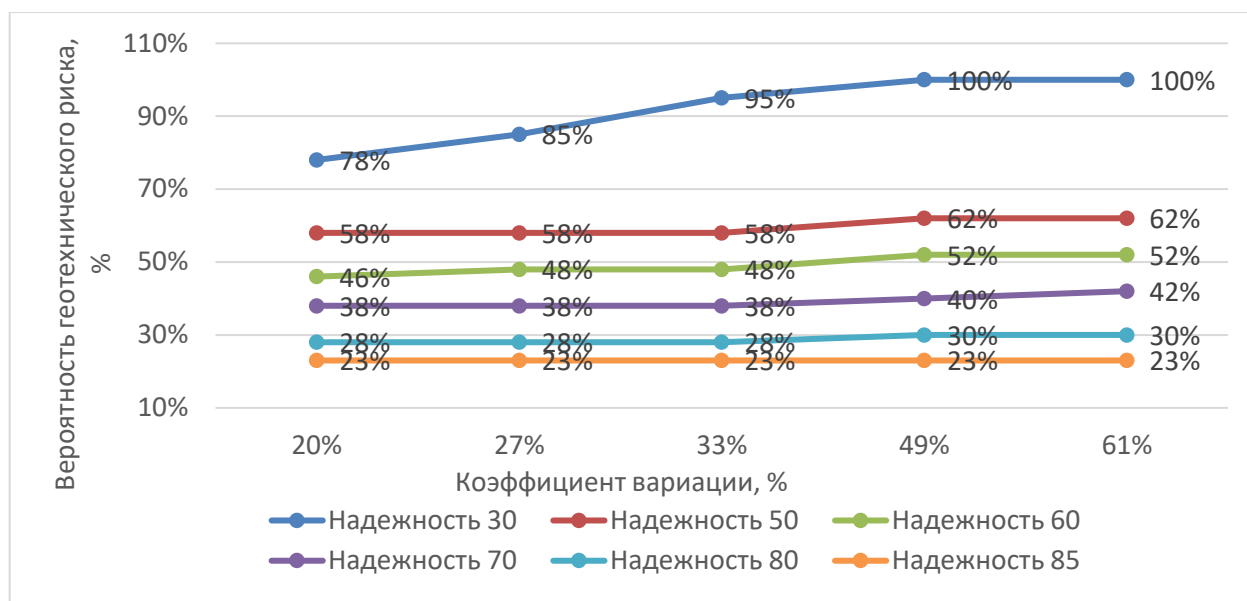


Рисунок 3.8 – Графики зависимости вероятности геотехнического риска от коэффициента вариации и надежности степени трещиноватости при отработке кимберлитовой трубки Удачная системами разработки с самообрушением

Анализ зависимости вероятности геотехнического риска от коэффициента вариации и надежности степени трещиноватости показал, что увеличение коэффициента вариации и снижение надежности исходных данных повышают вероятность геотехнического риска. Наибольшее значение вероятности геотехнического риска (выше 90%) при надежности исходных данных ниже 30%.

При значительной изменчивости данных степени трещиноватости (коэффициент вариации $> 33\%$) и уровне их надежности менее 50% вероятность геотехнического риска составляет выше 90%. При этом сокращение изменчивости диапазона степени трещиноватости или повышения надежности исходных данных в 2 раза позволит снизить вероятность геотехнического риска соответственно в 1,7 и 2,25 раз для условий разработки кимберлитовой трубки Удачная.

Таким образом, для обеспечения эффективности самообрушения горного массива необходимо либо снижать разброс диапазона исходных данных ($K_{\text{вар}}$), либо повышать их надежность.

В заданных диапазонах от уровня надежности 50-85 % и изменчивости горного массива ($K_{\text{вар}}=14-50\%$) рассчитывались значения гидравлического

радиуса и, соответственно, площадь подсечки для условий отработки системой разработки с самообрушением кимберлитовой трубки Удачная (таблица 3.11-3.12). Исходя из опыта применения систем разработки с самообрушением, высота подсечки принята 10 м.

Таблица 3.11 – Величина гидравлического радиуса (м) для условий отработки кимберлитовой трубки Удачная системой разработки с самообрушением

Диапазон	20%	27%	32%	49%	62%	Отклонение 3,1
Надежность 50	11	11	11	11	7	0,6
Надежность 60	14	13	13	13	11	0,8
Надежность 70	15	15	15	14	13	0,9
Надежность 80	16	16	16	16	16	-
Надежность 85	16	16	16	16	16	-

Для условий отработки трубки Удачная системами разработки с самообрушением величина гидравлического радиуса изменяется при надежности исходных данных 50-85 % и изменчивости горного массива в диапазоне (коэффициент вариации от 20 до 62%) от 7 до 16м.

Таблица 3.12 – Величина площади подсечки (м²) для условий отработки кимберлитовой трубки Удачная

Диапазон	20%	27%	31%	49%	62%	Отклонение 3,1
Надежность 50	1785	1785	1785	1785	883	0,5
Надежность 60	3098	2654	2654	2654	1867	0,6
Надежность 70	3461	3461	3461	2987	2550	0,7
Надежность 80	3978	3978	3978	3978	3978	-
Надежность 85	4159	4159	4159	4159	4159	-

Соответствующая диапазону НР площадь подсечки для условий отработки системой с самообрушением запасов кимберлитовых руд трубки Удачная изменяется от 883 м² до 4159 м². Увеличение надежности исходных данных с 50% до 85 % при большой изменчивости массива (коэффициент вариации 62%) приводит к увеличению площади подсечки в 4,7 раза, при небольшой изменчивости свойств горного массива (коэффициент вариации 20%) увеличение площади подсечки составит 2,3 раза. Следовательно, снижение изменчивости свойств массива трубки Удачная в 3 раза приводит к уменьшению

площади подсечки в 1,4-2 раза, а при надежности 80 % и выше изменчивость массива на эффективную площадь подсечки не влияет.

Таким образом, для обеспечения эффективного самообрушения необходимо снижение коэффициента вариации, либо повышение надежности исходных данных.

Оценка влияния коэффициента вариации и надежности исходных данных на уровень геотехнического риска производилась на основе матрицы геотехнических рисков, представленной в пп. 2.4. Для каждого из этих уровней последствий произведено сопоставление с вероятностью риска (таблица 3.13).

Таблица 3.13 – Матрица оценки риска

Вероятность геотехнического риска, %	Низкий уровень последствий	Средний уровень последствий	Высокий уровень последствий
<50	10	30	60
50-90	20	50	80
>90	40	70	90

Значения геотехнического риска 10-30% соответствуют допустимому уровню риска, 40-60 % – контролируемому и более 70 % – неконтролируемому риску.

Результаты оценки геотехнического риска при применении систем разработки с самообрушением для отработки кимберлитовой трубки Удачная представлены в таблице 3.14.

Таблица 3.14 – Оценка уровня геотехнического риска при низком уровне последствий при отработке системой разработки с самообрушением кимберлитовой трубки Удачная

Диапазон	20%	27%	32%	49%	62%
Надежность 50	20	20	20	20	20
Надежность 60	10	10	10	20	20
Надежность 70	10	10	10	10	20
Надежность 80	10	10	10	10	10
Надежность 85	10	10	10	10	10

При низком уровне последствий, характеризующемся индивидуальным риском менее $1 \cdot 10^{-6}$ год⁻¹, потерями ниже нормативного уровня и др., при любой изменчивости физико-механических свойств горного массива и надежности

исходных данных обеспечивается допустимый уровень геотехнического риска (10-20%) для условий трубки Удачная, что обуславливает формирование минимальной подсечки при требуемой степени трещиноватости горного массива.

При низком уровне последствий (таблица 3.14) допустимый уровень геотехнического риска для условий реализации систем разработки с самообрушением при отработке трубок Мир, Удачная и Юбилейная обеспечивается надежностью исходных данных не менее 50 % при любой изменчивости диапазона степени трещиноватости массива, что обуславливает расчет площади подсечки с надежностью исходных данных исходя из этапа жизненного цикла реализации технологии.

При среднем уровне возможных последствий (таблица 3.15) геотехнический риск при использовании системы разработки с самообрушением для трубки Удачная находится на уровне контролируемого и допустимого в исследуемых диапазонах надежности (50-85 %) и изменчивости трещиноватости горного массива (14-62%).

Таблица 3.15 – Оценка уровня геотехнического риска при среднем уровне последствий при системе разработки с самообрушением (трубка Удачная)

Диапазон	20%	27%	32%	49%	62%
Надежность 50	50	50	50	50	50
Надежность 60	30	30	30	50	50
Надежность 70	30	30	30	30	50
Надежность 80	30	30	30	30	30
Надежность 85	30	30	30	30	30

Самообрушение руд трубки Удачная в пределах допустимого уровня риска при низкой изменчивости степени трещиноватости массива (20-32%) достигается при надежности исходных данных не менее 60%, при высокой изменчивости трещиноватости горного массива – не менее 70%.

Использование исходных данных с уровнем надежности 50% при эксплуатации трубки Удачная приведет к уровню риска – контролируемый (50%), что при определении площади подсечки обуславливает при данной надежности использование коэффициентов запаса для обеспечения допустимого уровня риска.

Коэффициент запаса для определения площади подсечки - это отношение площади подсечки при надежности, которая обеспечивает допустимый уровень риска к площади подсечки при одном и том же значении надёжности в зоне контролируемого риска при одинаковом значении коэффициента вариации.

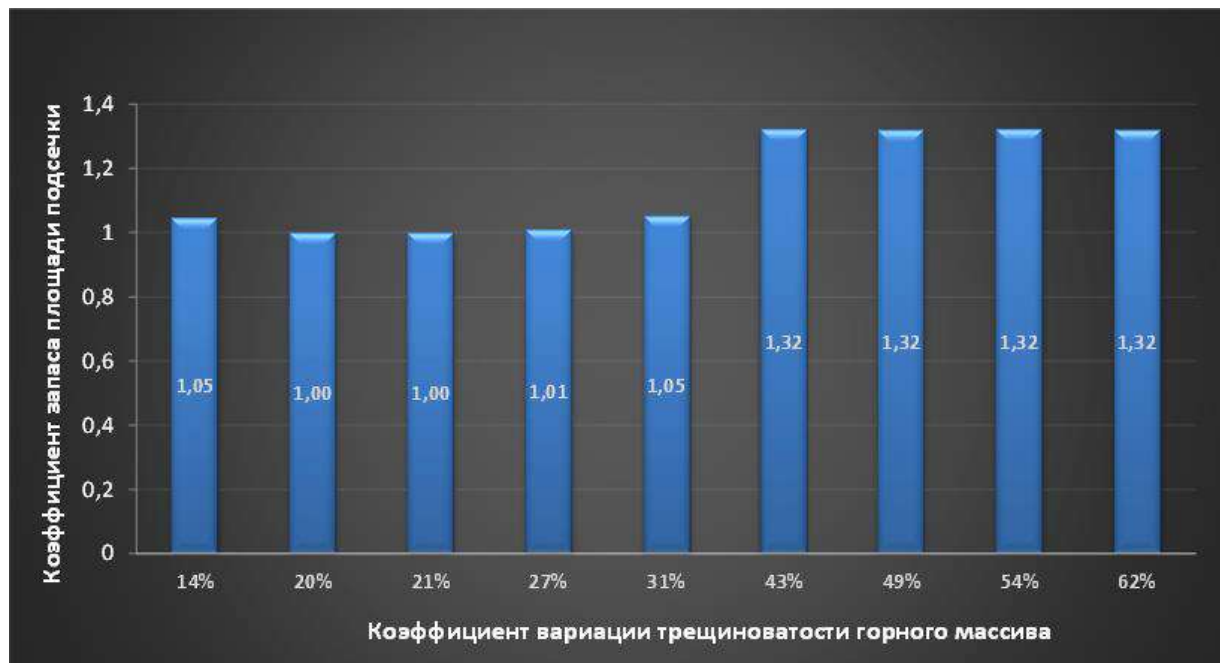


Рисунок 3.13 – Коэффициент запаса площади подсечки в зависимости от изменчивости трещиноватости массива кимберлитовых руд трубки Удачная

Анализ расчетов показал, что для обеспечения уровня допустимого риска при среднем уровне последствий и надежности исходных данных менее 50-60 % коэффициент запаса площади подсечки составит для условий самообрушения трубки Удачная 1,1-1,3, в зависимости от изменчивости трещиноватости массива. Чем выше изменчивость массива, тем большее требуется значение коэффициента запаса. Таким образом, использование исходных данных с уровнем надежности 50% обуславливает уровень риска – «контролируемый» (50%), что при определении площади подсечки требует применения коэффициента запаса площади подсечки для обеспечения допустимого уровня риска, равного при $K_{\text{вар}}$ до 30%—1,1, при $K_{\text{вар}}$ более 30% - 1,3.

При высоком уровне последствий, характеризующемся индивидуальным риском $\geq 1 \cdot 10^{-3}$ для работников предприятия и $\geq 1 \cdot 10^{-4}$ для населения, потерей запасов выше установленных нормативов, экономическими потерями $\geq 10\%$ от

стоимости активов, остановкой проекта более чем 6 месяцев, уровень геотехнического риска для условий кимберлитовой трубки Удачная находится в зоне неконтролируемых и контролируемых рисков в зависимости от надежности и изменчивости трещиноватости горного массива.

Таблица 3.16 – Оценка уровня геотехнического риска при высоком уровне последствий при отработке системой разработки с самообрушением кимберлитовой трубки Удачная

Диапазон	20%	27%	31%	49%	64%
Надежность 50	80	80	80	80	80
Надежность 60	60	60	60	80	80
Надежность 70	60	60	60	60	80
Надежность 80	60	60	60	60	60
Надежность 85	60	60	60	60	60

Самообрушение руд трубки Удачная в пределах контролируемого уровня риска при низкой изменчивости трещиноватости (20-31%) достигается при надежности исходных данных не менее 60%, при высокой изменчивости трещиноватости горного массива ($K_{\text{вар}} > 31\%$) – не менее 70%.

При высоком уровне последствий допустимый геотехнический риск не обеспечивается ни при каком уровне надёжности исходных данных, что обуславливает необходимость контроля требуемой трещиноватости горного массива и разработки мероприятий по ее повышению. Анализ влияния факторов на величину гидравлического радиуса, показал, что наиболее значимым фактором, обеспечивающим самообрушение руд является трещиноватость горного массива и поэтому реализация мероприятий повышения трещиноватости массива позволит увеличить вероятность самообрушения, тем самым снизить уровень геотехнического риска. На рисунке 3.14 представлена зависимость требуемой площади подсечки от трещиноватости массива в исследуемых диапазонах ее изменчивости при самообрушении кимберлитовых руд трубки Удачная.

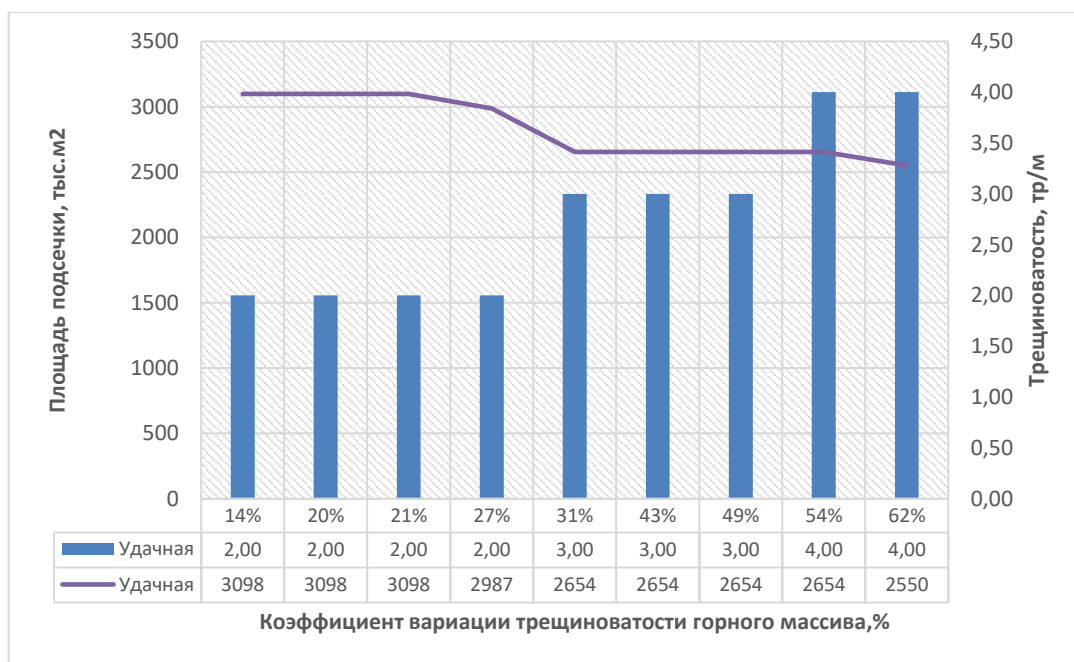


Рисунок 3.14 – Зависимость требуемой площади подсечки и трещиноватости массива от ее изменчивости для условий кимберлитовой трубки Удачная

Из рисунка 3.14 видно, что чем больше диапазон изменчивости трещиноватости, тем большее ее значение необходимо для обеспечения самообрушения массива. Так, при коэффициенте вариации 14 % - необходимое значение трещиноватости 2, при 31 % - 3 и при 62 % - 4, то есть при изменчивости трещиноватости массива с коэффициентом вариации 31 % необходимо увеличить трещиноватость массива в 1,5 раза, а при 62 % – до 2 раз. При этом, необходимо отметить, что повышение трещиноватости горного массива позволяет снизить площадь подсечки и, соответственно, объемы подготовительно-нарезных работ.

Исследования позволяют заключить, что при низком уровне последствий для обеспечения допустимого уровня геотехнического риска при применении систем разработки с самообрушением в условиях кимберлитового месторождения трубка Удачная необходимо обеспечить надежность исходных данных не менее 50-60 % вне зависимости от изменчивости трещиноватости массива. При среднем уровне последствий допустимый уровень геотехнического риска достигается обеспечением надежности не менее 70%, либо

использованием коэффициента запаса площади подсечки при коэффициенте изменчивости степени трещиноватости до 30 % - 1,1, при более 30 % - 1,3. При высоком уровне последствий для обеспечения допустимого уровня риска при изменчивости свойств массива с коэффициентом вариации не более 31%, требуется увеличить его трещиноватость в 1,5 раза, а при $K_{\text{вар}}$ более 62 % – до 2 раз.

Для оценки сходимости результатов произведены расчеты для условий кимберлитовых месторождений Мир и Юбилейная, которые позволяют подтвердить данные выводы.

3.5 Разработка методов предподготовки рудного массива при применении систем разработки с самообрушением

Мировой опыт применения систем разработки с самообрушением показал, что наиболее эффективным направлением предподготовки массива является гидроразрыв, в результате которого возможно обеспечить более равномерное и направленное изменение механических свойств массива, а также исключить площадное зависание. Гидроразрыв также получил широкое распространение как один из способов дегазации. [25,59,103]

Учитывая физико-механические характеристики кимберлитов, произведённые выше расчёты параметров подсечки, после достижения которой активизируется процесс самообрушения, успешность применения системы с самообрушением руды в условиях месторождения гарантируется с высокой вероятностью.

Основные риски для выполнения плановых показателей по добыче руды могут возникнуть только на стадии начала горных работ в блоке, когда процесс самообрушения руды может происходить медленнее, чем требуется для выполнения производственной программы добычи. В случае возникновения подобной ситуации одним из возможных способов снижения рисков задержки в развитии самообрушения может стать реализация гидравлического разрыва

массива кимберлита с целью создания в нём дополнительной трещиноватости и раскрытия уже существующих систем трещин.

Данный способ дезинтеграции рудного массива применяется в настоящее время на рудниках в Чили, осуществляющих разработки медно-порфировых месторождений системами разработки с самообрушением. С помощью гидроразрыва в крепких и слаботрещиноватых рудах создаётся искусственная система трещин с заданными параметрами. По данным трещинам в последующем происходит самообрушение рудной массы.

Натурный эксперимент гидроразрыва на руднике Northparkes Lift2 (Jeffrey и др, 2009) обеспечил понимание процесса гидроразрыва и результирующее уменьшение напряженности массива горных пород и степень такого снижения. Jeffrey и др. (2009) в своем отчете продемонстрировали, что гидроразрыв распространяется сквозь скальный массив, вдоль естественных трещин и проходит вдоль наклонных зон дробления [103].

Согласно исследованиям R.G. Jeffrey, A. van As и др., исходя из опыта руднике Northparkes, одна скважина гидроразрыва способна создать трещины в радиусе 50 м и более [90]. При этом применение гидроразрыва позволяет увеличить степень трещиноватости массива в 1,5-2 раза. Согласно исследованиям, направление скважины гидроразрыва для раскрытия трещин необходимо бурить вкрест направления минимальных напряжений.

Сущность метода заключается в нагнетании жидкости в скважины массива при высоком давлении (до 100 МПа), под действием которого в массиве образуется сеть трещин либо по заранее скорректированным плоскостям, либо вдоль естественных трещин (рисунок 3.15).

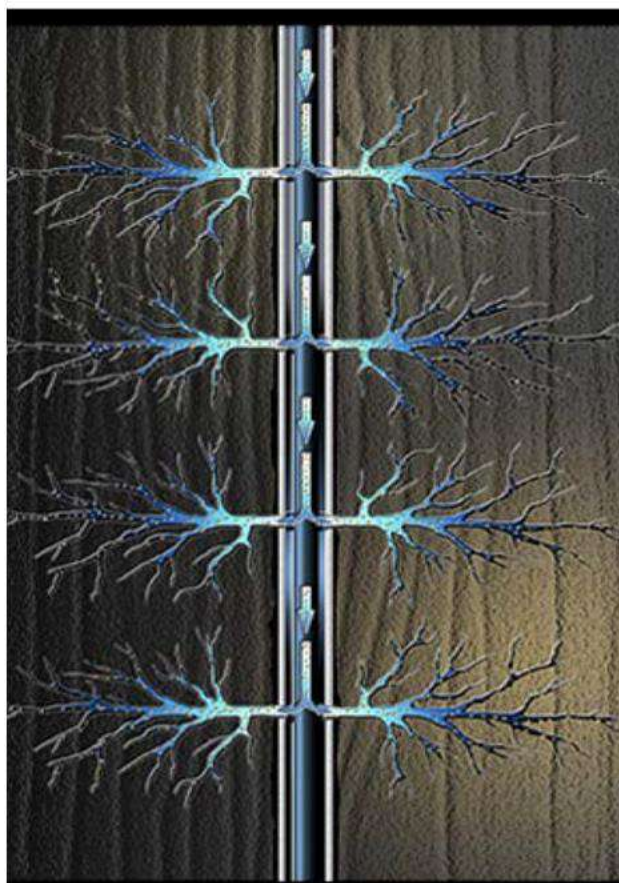


Рисунок 3.15 – Формирование трещин в процессе гидроразрыва горного массива

Гидроразрыв организуется посредством изолирования отдельной небольшой секции скважины, обычно с использованием пневматических пакеров. Раствор для гидроразрыва, который варьируется от простой воды до гелевого раствора, который затем нагнетается в изолированную часть скважины, увеличивая давление раствора на стенки скважины. Это давление вызывает растягивающие тангенциальное напряжение в стенках скважины и эти давления быстро достигают достаточного уровня для того, чтобы или создать новые трещины или раскрыть существующие трещины. Естественные трещины различной ориентации расположенные в месте осуществления такого давления могут быть открыты до того, как создадутся новые трещины, что определяется давлением на стенках скважины, направлением новых трещин и крепостью неразрушенных пород. Гидроразрыв, который инициируется с ориентацией σ_2 не сопоставим с распространением в дальней зоне естественных напряжений,

которые будут менять направление в плоскости по направлению σ_2 вкrest σ_3 . Рисунок 3.16 показывает два случая распространения трещины от скважины, которая была пробурена параллельно σ_3 . Рисунок 3.16а показывает пример распространения трещины вкrest от изменённых естественных трещин или щелей, прорезанных в стенке скважины. В этом случае гидроразрыв начинается от предпочтительного направления и продолжает распространяться в том же направлении (в той же плоскости). Рисунок 3.16б показывает пример, где трещина развивается вдоль оси скважины, посредством процесса попадания пород в процесс растяжения. Происходит переориентации трещин и вызывает изгиб и пошаговые (друг за дружкой идущие) трещины в изгибающихся участках [76,82].

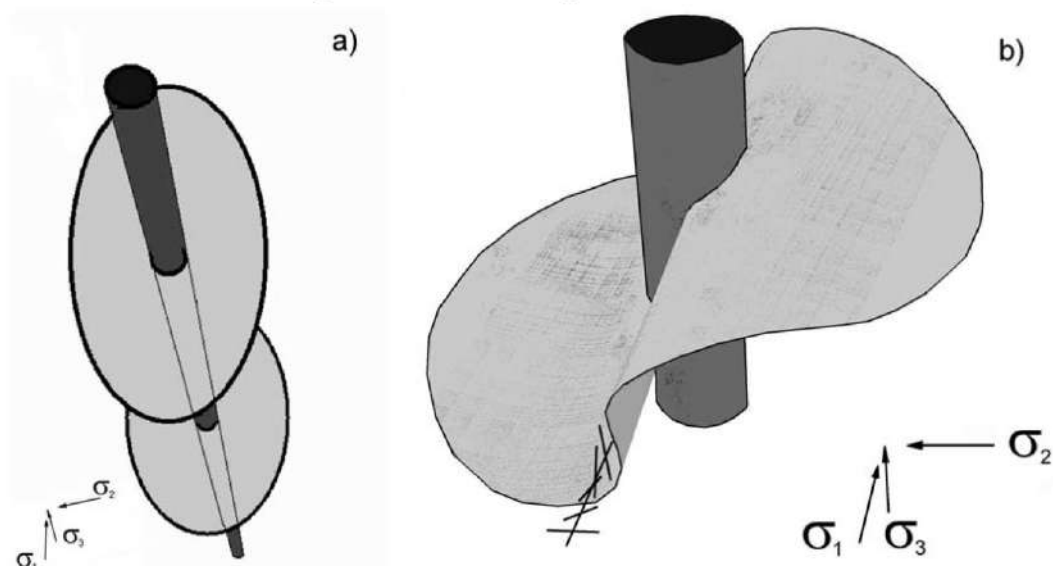


Рисунок 3.16 - Инициирование трещины вкrest скважины параллельно направлению σ_3 . Трещины образуются от круговых пазов (а) и от разрыва при растяжении вдоль оси скважины

Применение гидроразрыва рудного массива в значительной степени ускоряет его дегазацию и дренаж. Этому способствует полученная в результате гидроразрыва система трещин в массиве, по которым газоводяная смесь будет перемещаться более интенсивно (рисунок 3.17).

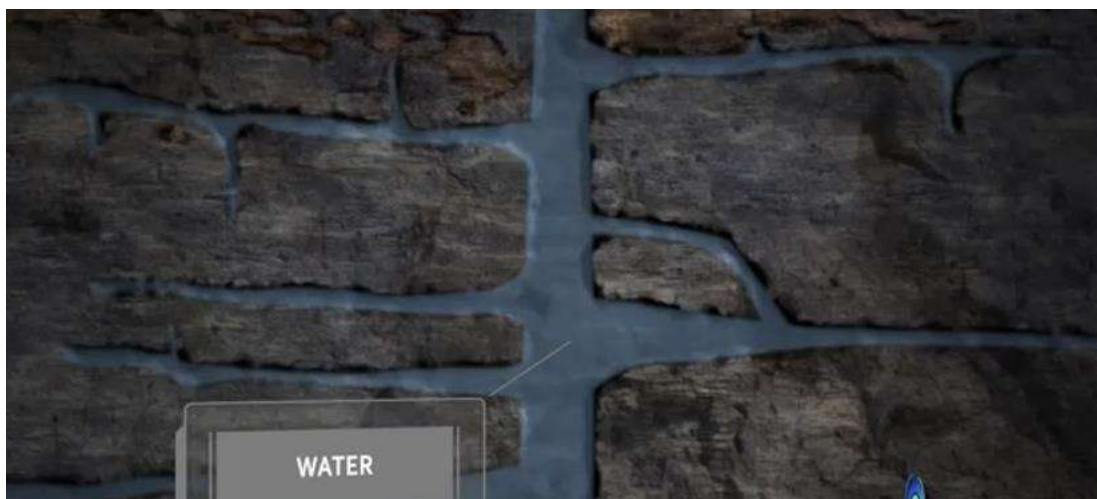


Рисунок 3.17 – Перемещение газовой смеси по трещинам гидроразрыва

В разных сферах горного дела используют большое количество жидкостей для гидроразрыва. Жидкость разрыва должна хорошо проникать в пласт или в трещину, но иметь высокую вязкость, чтобы не рассеиваться в объеме породы, и вызывать необходимое расклинивающее действие в образовавшейся трещине. В качестве жидкостей разрыва используют сырые дегазированные нефти; нефти, загущенные мазутными остатками; нефтекислотные эмульсии (гидрофобные); водонефтяные эмульсии (гидрофильные) и кислотно-керосиновые эмульсии.

Жидкости на углеводородной основе применяют при гидроразрыве пласта в добывающих скважинах. В нагнетательных скважинах в качестве жидкости разрыва используют чистую или загущенную воду. К загустителям относятся компоненты, имеющие крахмальную основу, полиакриламид, сульфит-спиртовая барда (ССБ), КМЦ (карбоксилметилцеллюлоза).

Для проектирования процесса гидроразрыва важно определить давление разрыва. Как уже указано выше давление разрыва не поддается надежному теоретическому определению. Поэтому прогнозировать результаты гидроразрыва на кимберлитовых месторождениях не представляется возможным, а делать выводы будет можно только после опытно-промышленных испытаний.

В настоящее время принцип гидроразрыва на подземных горных работах для разупрочнения массива руды нашёл применение на отдельных предприятиях с крепкими и устойчивыми породами – рудники Чили, Австралии. Что касается месторождений кимберлита, то данный метод в настоящее время не применяется.

На данных месторождениях в связи с отсутствием выработок в верхней части обрабатываемых блоков (все подготовительно-нарезные работы осуществляются только на уровне днища блока, так как дегазационные мероприятия не осуществляются) используются восходящие скважины гидроразрыва. Длина скважин достигает 100 метров и более. При этом требуется подача бурового става и задействование бурового станка, что осложняет компоновку необходимых агрегатов или покупку специализированных установок.

Перед принятием решения о проведении гидроразрыва массива кимберлитов рекомендуется осуществить опытно-промышленные испытания на небольшом участке шахтного поля, которые бы позволили сформировать представительные данные о целесообразности гидроразрыва и его параметрах. Предполагаемые объёмы испытаний и схема расположения скважин представлены на рисунке 3.18.

N рядов = 3 шт
N скв. в ряду = 5 шт.

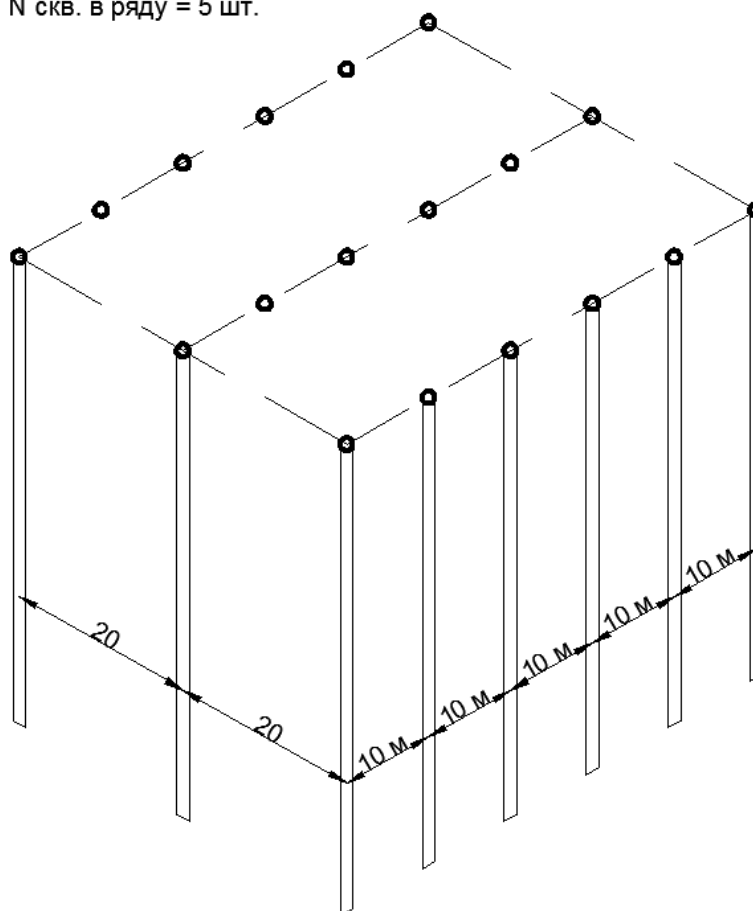


Рисунок 3.18 - Схема расположения скважин на участке опытно-промышленных испытаний гидроразрыва массива кимберлитов

Расстояние между рядами скважин – 20 метров. Расстояние между скважинами в ряду – 10 метров. Это позволит уточнить степень распространения гидроразрыва и радиус влияния скважины.

Для более точных данных скважины для гидроразрыва рекомендуется бурить с отбором керна. По окончании испытаний осуществить повторное разбуривание массива скважинами с отбором керна. Данные контрольные скважины расположить между рядами. Это позволит получить высокую точность результатов путем сравнения начальной и последующей трещиноватости.

Для осуществления гидроразрыва принимается оборудование АКВА-ГРП™ RHP-700:

- Диаметры 70 – 89 мм (для HQ) являются стандартными.

- Давление до 12 000 фунтов на кв. дюйм (850 бар)
- Выбор подформатов инъекций
- Универсальность и компактность — легко перемещается по шахтным туннелям
- Все электрическое оборудование и компьютерные системы находятся на борту — буровые установки AQUA-FRAC™ представляют собой автономные системы, которым требуется только подача электроэнергии оператором.
- 377л/мин при 72МПа

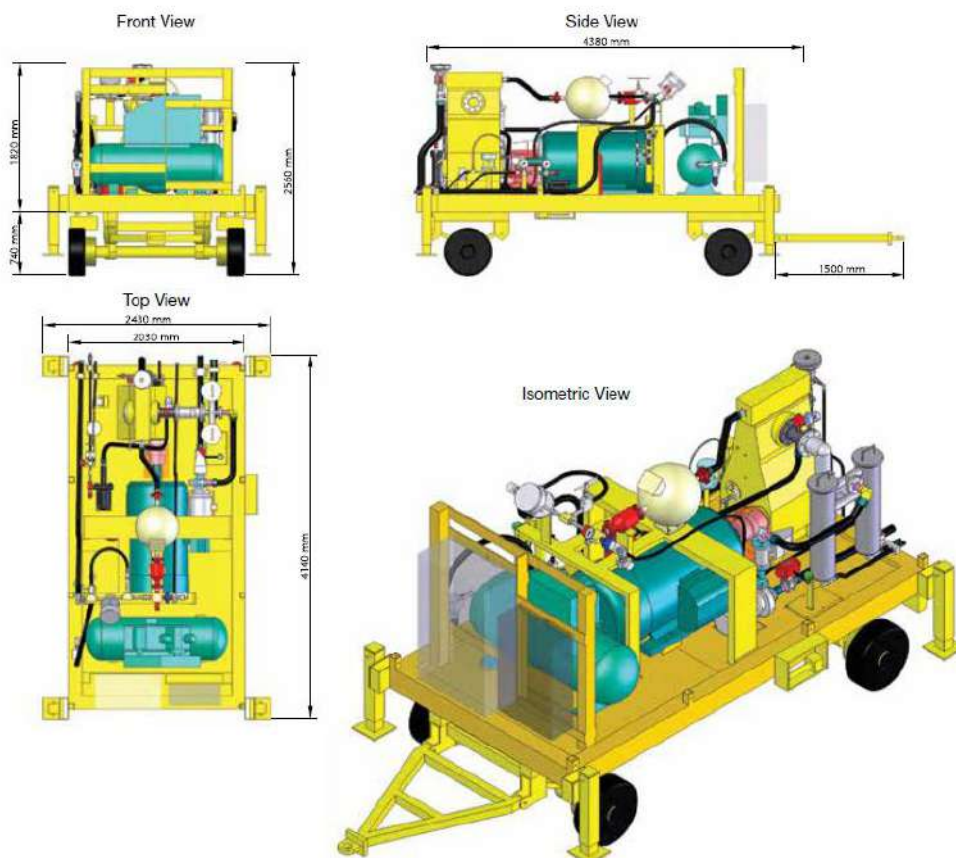


Рисунок 3.19 – Параметры оборудования для осуществления гидроразрыва
Ориентировочное количество и типы оборудования для проведения
опытных испытаний разупрочнения массива гидроразрывом:

- насос высокого давления – 1 шт;
- пакеры двойные – 3 шт;

- шланги высокого давления – 60-80 м;
- система управления режимом закачки и измерительная система для контроля давления;
- ручная лебёдка – 1 шт;
- трос для подвешивания пакера в скважине – 100 м.

Для выбора наиболее эффективного варианта предподготовки массива следует провести опытно-промышленные испытания в конкретных горно-геологических условиях и произвести экономические расчеты.

Выводы по главе 3

1. Проведена оценка влияния исходных данных на параметры системы разработки с самообрушением, которая показала, что уровень надежности исходных данных оказывает существенное влияние на параметры систем с самообрушением и определяет главный вектор управления геотехническим риском на стадии проектирования – повышение полноты и достоверности исходной информации и ее непрерывного пополнения и анализа по данным мониторинга горного массива – геомеханическим, гидрологическим, сейсмическим и т.д. с применением самого современного инструментария.

2. Проведена оценка влияния степени трещиноватости, прочности на сжатие и напряженного состояния массива на величину гидравлического радиуса, которая показала, что большой разброс и различие физико-механических свойств рудного и породного массивов обуславливают весьма широкий диапазон значений эффективного гидравлического радиуса, что предопределяет различные параметры подсечки, которые обеспечивают эффективное самообрушение горного массива. Для обеспечения эффективного самообрушения как руды, так и породы необходимо применять методы предподготовки, которые направлены на изменение параметров трещиноватости и прочности массива.

3. Анализ значимости физико-механических характеристик показал, что на эффективность самообрушения рудного и породного массивов наибольшее влияние оказывает степень трещиноватости, что обуславливает разработку мероприятий, направленных на ее повышение.

4. Установлено, что при низком уровне последствий для обеспечения допустимого уровня риска при применении систем разработки с самообрушением в условиях кимберлитового месторождения Удачная необходимо обеспечить надежность исходных данных не менее 50-60 % вне зависимости от изменчивости трещиноватости массива. При среднем уровне последствий эффективное самообрушение руды обеспечивается надежностью исходных данных не менее 70%, либо использованием коэффициента запаса площади подсечки, равного при коэффициенте вариации до 30 % - 1,1, при более 30 % - 1,3. При высоком уровне последствий для обеспечения допустимого уровня риска при применении систем разработки с самообрушением осуществлять предподготовку массива, а именно повышения трещиноватости массива в 1,5-2 раза методом гидроразрыва.

5. Рассмотрен метод гидроразрыва, который позволяет увеличить трещиноватость массива, также осуществить ее дегазацию, тем самым повысить не только эффективность процесса самообрушения, но и безопасность ведения горных работ.

ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ПРИМЕНЕНИЮ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С САМООБРУШЕНИЕМ ПРИ РАЗРАБОТКЕ КИМБЕРЛИТОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ УДАЧНАЯ

4.1 Проектные решения по освоению кимберлитовой трубки Удачная системами разработки с самообрушением

Кимберлитовая трубка Удачная находится на площади Далдынского кимберлитового поля в северной части Далдынско-Алакитского алмазоносного района. Алмазоносная трубка «Удачная» с дневной поверхности была представлена единой залежью, которая с глубины 250 м разделилась на два обособленных рудных тела конусообразной формы: западное рудное тело (ЗРТ) и восточное рудное тело (ВРТ). Сложные горно-геологические и горнотехнические условия характеризуются наличием прослоев соляных пород, высокоминерализованных рассолов, скоплением осадков в выработанном карьерном пространстве, подверженностью горного массива разупрочнению при увлажнении и размораживании, слеживаемостью руд, опасностями выделений горючих газов, нефтебитумопроявлениями, залеганием рудного тела в зоне непосредственного контакта с водовмещающими породами, в которых установлено наличие напорных вод, карстовых полостей

Верхняя часть месторождения отработана карьером до отметки -320 м [29,30,104]. Снижение ценности кимберлитовых руд с глубиной залегания предопределили выбор систем разработки с обрушением для доработки трубки Удачная подземным способом. Проектными решениями предусмотрена доработка запасов подземным способом ниже дна карьера в подэтаже -320м/-365м и этажа -365/-465 м системой разработки принудительного обрушения с одностадийной выемкой и площадным выпуском руды. Отработка прибортовых запасов (отм. -260м/-320м) производится системами разработки подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды, положительный опыт реализации которых подтвердил ее преимущество по сравнению с системами разработки

принудительного обрушения с одностадийной выемкой и площадным выпуском руды.

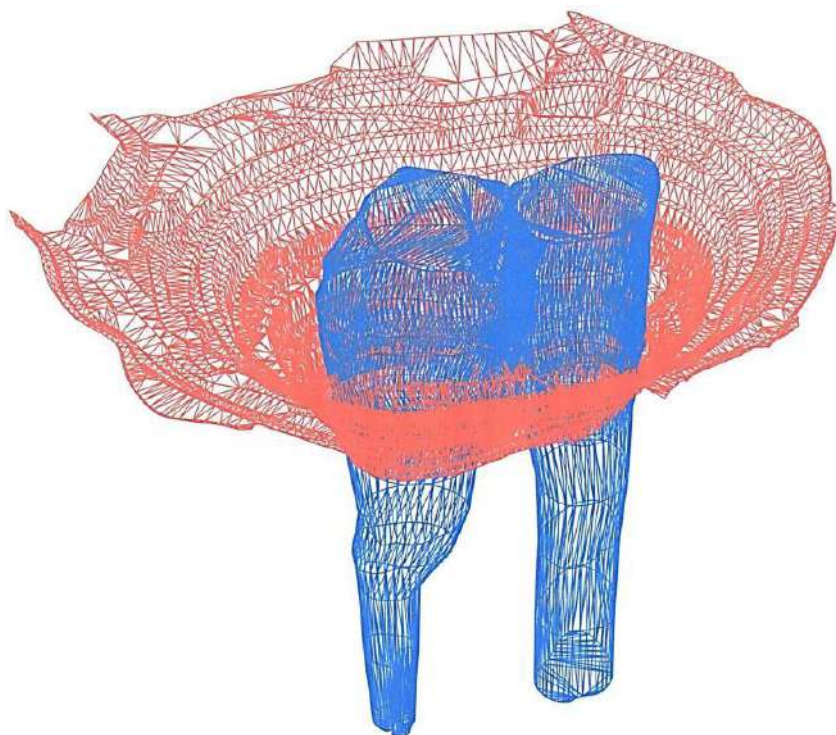


Рисунок 4.1 – Трубка «Удачная»

Для отработки запасов ниже отметки -465 м альтернативным вариантом является система блокового самообрушения, которая исходя из отечественного и мирового опыта по основным технико-экономическим показателям, представленным в таблице 4.1, обладает явным преимуществом при сопоставимых показателях производительности, что обуславливает целесообразность его применения [30].

Таблица 4.1 - Сравнительные технико-экономические показатели по вариантам системы разработки

Показатель	Подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды	Блоковое самообрушение	Отклонение
Подготовительно-нарезные работы	38,28 м ³ /1000 т	23,63 м ³ /1000 т	-40%
Потери	15,3%	12%	-22%
Разубоживание	26,6%	18,7%	-30%
Производительность, млн.т./год	4,0	4,0	-

В АК «АЛРОСА» (ПАО) применение систем разработки с самообрушением в условиях кимберлитовой трубки «Удачная» рассматривается достаточно давно. В 2017 году был разработан «Технологический регламент на проектирование разработки месторождения трубки «Удачная» до отм. -680м по двум вариантам системы разработки с принудительным обрушением и самообрушением» в котором определены основные технологические решения и параметры систем разработки с самообрушением.

Для выемки запасов месторождения рассмотрен вариант системы этажного блокового самообрушения с двойной подсечкой. Его отличие от других вариантов блокового самообрушения заключается в том, что помимо основного горизонта подсечки предусматривается дополнительный горизонт верхней подсечки.

Система разработки блокового самообрушения с двойной подсечкой, включает в себя следующие конструктивные элементы:

- доставочные штреки на горизонте -665 метров;
- погрузочные заезды на горизонте -665 метров, на стадии очистных работ над погрузочными заездами оформляют выпускные пункты;
- основные выпускные пункты (выпускные камеры высотой 15 метров) расположены на горизонте -665 метров;
- дополнительные выпускные пункты расположены на горизонтах: -540, -590, -620 и -640 метров;
- буровые штреки нижней подсечки на горизонте -650 метров (нижний подсечной горизонт);
- буровые штреки верхней подсечки на горизонте -640 метров (верхний подсечной горизонт).

Погрузочные заезды к выпускным камерам – диагональные. Расстояние между доставочными штреками 35 метров. Расстояние между погрузочными заездами и выпускными камерами 15 метров. Размеры элементарного блока

панели в плане 15×35 метров, площадь – 525 м². Расположение нижнего подсечного горизонта на отметке -650 метров.

Отработка запасов в блоке начинается с взрывания скважин верхней высокой подсечки, пробуренных с горизонта -640 метров. Взорванные камуфлетные заряды верхней подсечки создают дополнительную трещиноватость рудного массива для упрощения самообрушения руды на начальном этапе отработки блока. Оформление нижней подсечки и выпускных пунктов в блоке осуществляется после взрывания скважин верхней подсечки (горизонт -640 метров).

Конструктивное оформление системы разработки блокового самообрушения с двойной подсечкой представлено на рисунке 4.2.

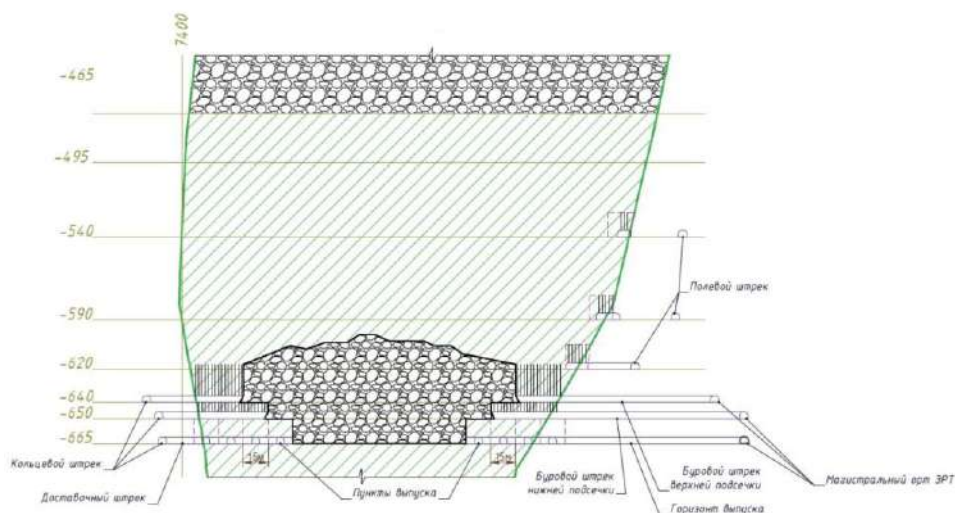


Рисунок 4.2 – Система разработки блокового самообрушения с двойной подсечкой

В промежутке между отметками -540 и -640 м происходит частичное уменьшение трубок в горизонтальной плоскости (в плане), в связи с чем контакт руда-порода из почти вертикального переходит в наклонный. В данных условиях осуществление основного выпуска руды на горизонт -665м будет приводить к потерям руды. В связи с этим, в целях сокращения потерь руды и ее разубоживания, предусматривается проведение дополнительных подэтажных горизонтов -540, -590 и -620м, из которых будет производиться выпуск

наклонных участков ВРТ и ЗРТ. Принципиальная схема выемки наклонных участков трубков представлена на рисунке 4.3.

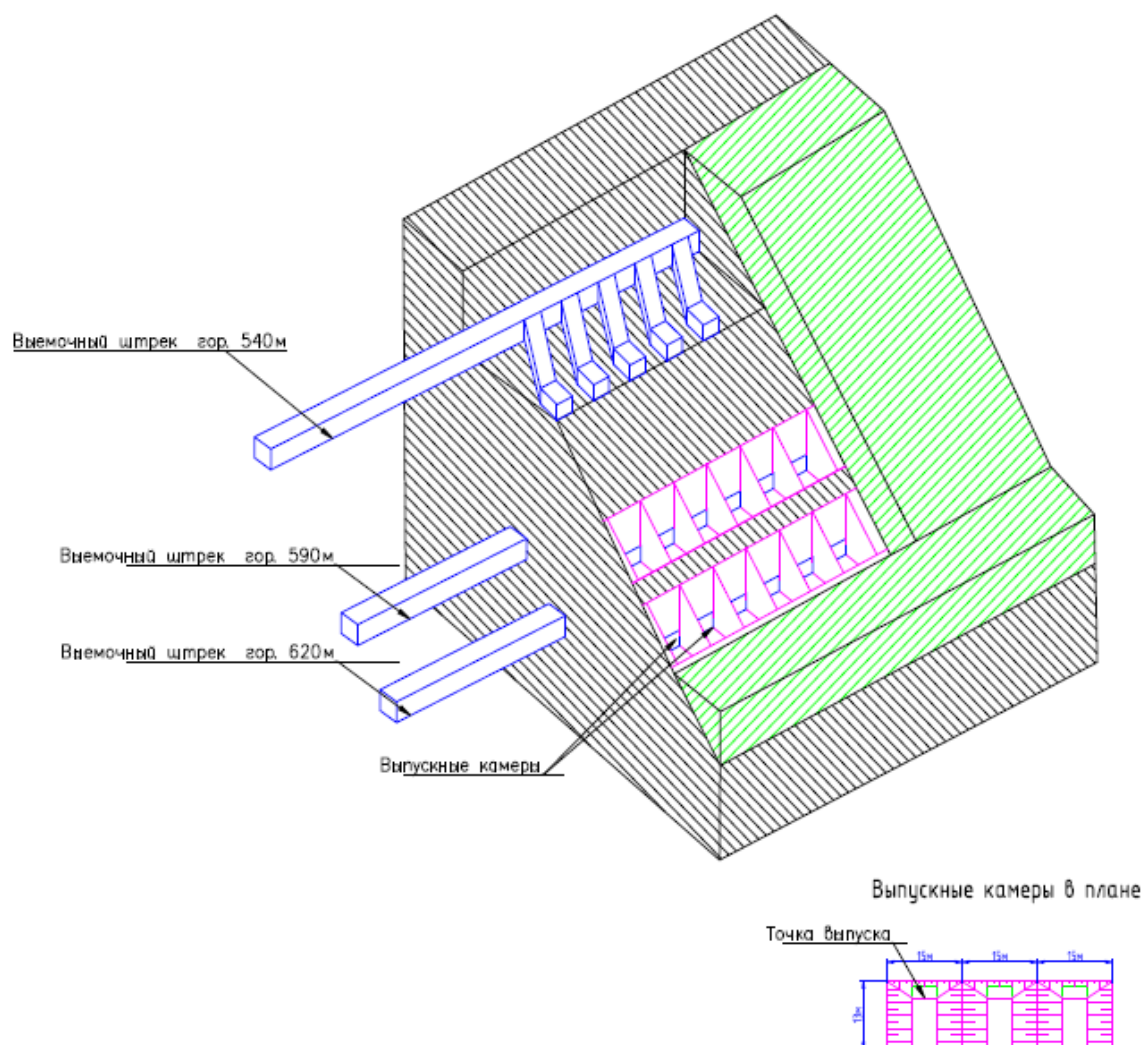


Рисунок 4.3 – Принципиальная схема выемки наклонных участков трубков

При применении системы разработки блокового самообрушения в отметках -465/-665 метров высота добычного блока составит 200 метров (равна высоте двух этажей по 100 метров). Подсечка блока осуществляется комплектами скважин, пробуренных из выработок горизонта верхней подсечки -640 м и выработок горизонта нижней подсечки -650 м. Выпуск основного объема рудной массы осуществляется через выпускные камеры элементарных блоков с помощью самоходных ПДМ на горизонте -665 метров.

В плане рудное тело разбивается на панели шириной 35 метров. Длина панелей соответствует протяженности рудного тела на конкретном участке.

Чтобы упростить организацию горных работ панели разделены на элементарные блоки в которых повторяется полный цикл горных работ. Деление панели на блоки условное (по сути блоки являются очередями выемки панели). Размеры элементарного блока панели в плане составляют 15×35 м, площадь элементарного блока – 525 м^2 .

В начале ведения очистных работ, горные работы осуществляются одновременно в трех смежных панелях по горизонту верхней подсечки и двух смежных панелях по горизонту нижней подсечки и горизонту выпуска (по пять блоков в двух смежных панелях) составляя в целом один пусковой блок. Данный пусковой блок в отметках -465/-665 м с размерами 70×75 метров оформляется для создания необходимой по площади подсечки.

Для активизации процесса самообрушения площадь подсечки согласно расчётам параметров гидравлического радиуса, равного 18 метров должна составлять не менее 5250 м^2 . То есть при ширине 2-х одновременно отрабатываемых панелей, равной 70 метров, длина подсечки для начала активизации самообрушения руды должна составлять не менее 75 метров.

Отработка запасов панелей осуществляется от центра к флангам расходящимися фронтами. В дальнейшем, по мере увеличения площади подработки в очистную выемку включаются соседние панели.

Подсечка рудного массива в блоке осуществляется веерными комплектами скважин, пробуренными из выработок подсечных горизонтов. Диаметр скважин при подсечке рудного массива принят равным 102 мм. Схема разбуривания веера при подсечке основного массива запасов представлена на рисунке 4.4.

Взрывание скважин подсечки осуществляется в условиях недостаточной компенсации. Для исключения «прострела» скважин и обеспечения качественной отбойки руды параметры БВР для подсечки массива рассчитаны с повышенными требованиями (как для взрывания в зажатой среде).

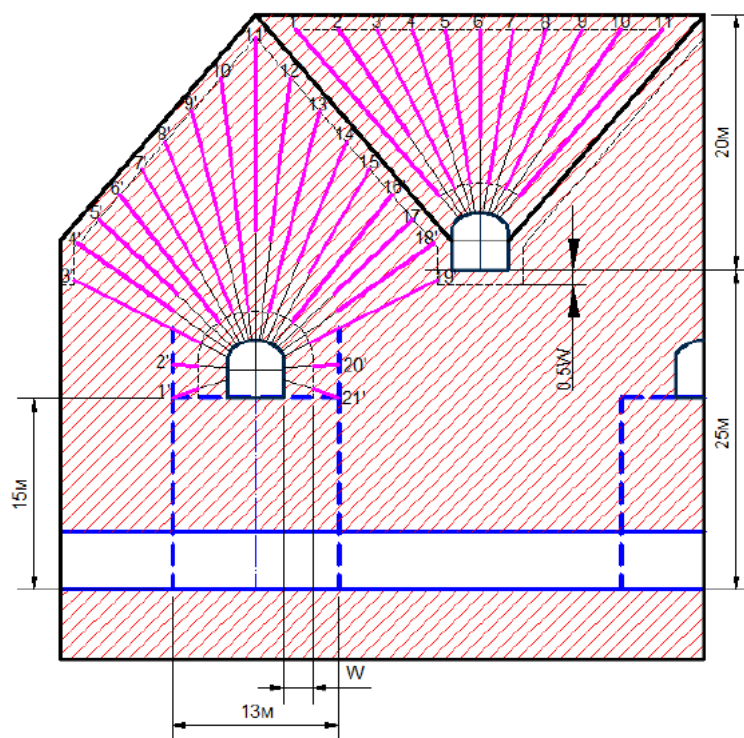


Рисунок 4.4 - Схема разбуривания веера при подсечке основного массива запасов (нижняя и верхняя подсечка), Ø скважин 102 мм

Для наблюдения за процессами самообрушения и развитием зон обрушения в пространстве и времени рекомендуется внедрить на руднике комплексную систему, разработанную австралийской компанией Elexon Mining, совместно с CRC Mining, Rio Tinto and Newcrest. Данная система позволяет отслеживать процесс самообрушения руды таким образом, что рудники могут более точно определять масштабы обрушения и отслеживать потоки руды. На основе обработки данных, собранных с помощью трекеров, становится возможным сохранить безопасность горных работ, а также повысить эффективность отработки.

Система слежения работает с помощью нескольких маяков – трекеров, которые помещаются в скважины, пробуренные в рудном массиве, на разной глубине (рисунок 4.5). Диаметр скважин, необходимый для размещения трекеров составляет 165 мм.

Данные нисходящие скважины могут разбуриваться из выработок дегазационного горизонта -495 метров.

Трекер обрушения представляет собой носитель, в котором передатчик создает сильное переменное магнитное поле (рисунок 4.6). Электрический двигатель внутри трекера вращает магнит через определенные промежутки. Индивидуальные калибровки заложены в микропроцессор и позволяют идентифицировать конкретный трекер и отслеживать траекторию его перемещения. Трекер выполнен из износостойких материалов и имеет независимое питание, которое способно поддерживать работу магнитного передатчика на протяжении многих лет.

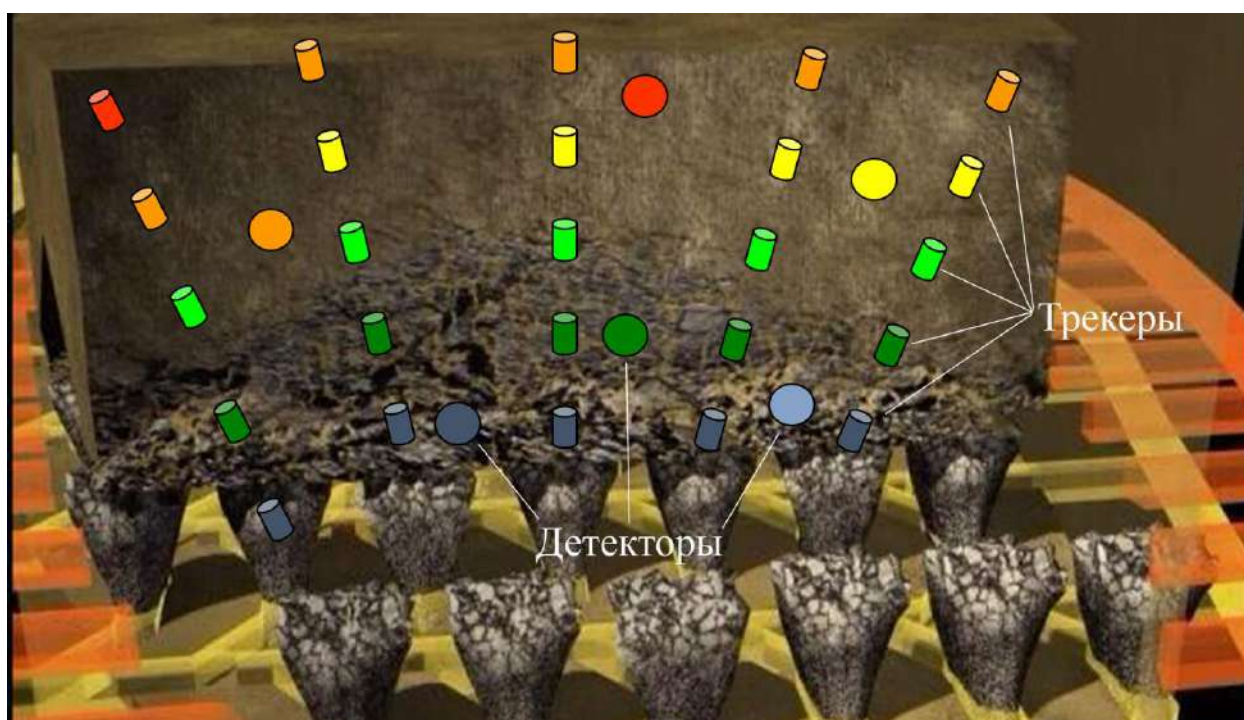


Рисунок 4.5 - Принципиальная схема работы системы слежения за самообрушением рудной массы



Рисунок 4.6 - Трекер регистрации самообрушения

Вокруг рудного массива устанавливаются приемопередатчики – детекторы, способные улавливать магнитное поле трекеров на расстоянии до 200 метров и определять величину силы магнитного поля. Детекторы отправляют данные на сервер обработки информации, и, в дальнейшем, в программе CaveCad строится

трехмерная модель массива обрушения. С помощью данной системы слежения становится возможным отслеживать рудопотоки и, соответственно, организовывать выпуск руды для обеспечения планомерного её опускания.

На основе принятых технологических решений составлена таблица 4.2, в которой приведены основные технологические показатели по системе блокового самообрушения.

Таблица 4.2 - Основные технологические показатели по системе блокового

Наименование показателя	Ед. изм	Система разработки блокового самообрушения
Потери	%	6,3
Разубоживание	%	9,6
Всего удельный объем ПНР, в т.ч.:	м ³ /1000т	12,8
- по руде	м ³ /1000т	4,7
- по породе	м ³ /1000т	8,1
Выход руды с 1 м скважин	т/м	68,1
Расход ВВ	кг/тонну	0,33

В работе были рассмотрены 2 варианта расчета параметров системы разработки с самообрушением для условий отработки месторождения Удачное:

1. Исходя из величины $HR=18\text{м}$, без учета геотехнического риска.
2. Обоснование HR с учетом геотехнического риска.

Для принятого в технологическом регламенте значения величины $HR=18\text{м}$ произведем оценку уровня геотехнического риска по разработанной методике и алгоритму определения площади подсечки. Результаты оценки значений надежности для принятых в расчетах исходных данных представлены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Исходные данные принятые в регламенте для расчета HR

Результаты	Прочность образцов на сжатие, МПа	Степень трещиноватости, тр/м	Напряженное состояние, дол.ед
Значение исходных данных	33,6	3	1

Стандартное отклонение	24,45	1,64	0,197
Коэффициент вариации	53%	48%	21,65%
Стадия проектирования			
Процентиль	33%		60%
Критерий надежности		50%	

Анализ исходных данных, принятых для расчета HR, показывает, что их надежность не соответствуют этапу проектирования и для прочности образцов на сжатие и степень трещиноватости менее 60%.

По эмпирическим данным (п. 3.3) произведена оценка влияния трещиноватости, предела прочности на сжатие и напряженности массива на величину гидравлического радиуса с целью определения соответствующих коэффициентов значимости - трещиноватость массива 0,43; предел прочности на сжатие и коэффициент напряженного состояния составили соответственно 0,31 и 0,26.

Далее производится расчет вероятности ошибки исходных данных:

$$B_i^{исх} = (0,31 \cdot 0,67) + (0,43 \cdot 0,5) + (0,26 \cdot 0,4) = 0,527$$

Вероятность отсутствия или недостаточности самообрушения определяется по модифицированной диаграмме Мавдслея путем сопоставления показателя устойчивости $N=35$ и рассчитанной величины гидравлического радиуса $HR=18$ м и составило 40 %. По формуле (1) производится расчет вероятности технологического риска при системах разработки с самообрушением:

$$B_i^{технол} = 0,527 + 0,4 = 0,927 = 92,7\%$$

На этапе проектирования уровень последствий принимается «высокий». Уровень технологического риска при системах разработки с самообрушением для значения вероятности риска 92,7% и уровня последствий «высокий» соответствует уровню «недопустимый», что обуславливает возможные сложности при реализации технологии в условиях рудника Удачный.

Далее производилась оценка величины HR с учетом геотехнического риска.

Согласно разработанной методике, первоначально оцениваются исходные данные, а именно трещиноватость, предел прочности на сжатие, напряженное состояние и т.д. (таблица 4.4).

Таблица 4.4 – Исходные данные для расчета площади подсечки для условий кимберлитовой трубки «Удачная»

Наименование	Единица измерения	Значение
Предел прочности на сжатие	МПа	3-87,6
Трещиноватость	тр/м	1-6
Коэффициент напряженности	доли ед.	0,6-1,2

Так как для условий трубки «Удачная» система разработки с самообрушением на этапе проектирования, надежность исходных данных принимается 60%. Исходя из данной надежности осуществляется выбор конкретных исходных данных для расчета.

Учитывая характер влияния на степень самообрушаемости горного массива прочности и напряженного состояния массива (чем меньше, тем лучше) искомое значение параметра с требуемым уровнем надежности целесообразно оценивать с помощью процентиля - мерой, в которой процентное значение общих значений равно этой мере или меньше ее. Так как характер влияния трещиноватости на самообрушаемость массива обратный (чем выше, тем лучше), то значение степени трещиноватости при требуемом уровне надежности определяется через критерий надежности (таблица 4.5).

Таблица 4.5 – Определение значение исходных данных для расчета гидравлического радиуса при системах разработки с самообрушением кимберлитовой трубки Удачная с учетом требуемого уровня надежности 60%

Результаты анализа	Прочность образцов на сжатие, Мпа	Степень трещиноватости, тр/м	Напряженное состояние, дол.ед
Стандартное отклонение	24,45	1,64	0,197

Результаты анализа	Прочность образцов на сжатие, Мпа	Степень трещиноватости, тр/м	Напряженное состояние, дол.ед
Коэффициент вариации	53%	48%	21,65%
Стадия проектирования			
Процентиль 60%	53,6		1
Критерий надежности 60%		4	

Исходя из выбранных исходных данных с надежностью 60 % осуществляется расчет NR по полученной в работе зависимости:

$$NR = 0,085 \cdot 53,6 - 1,04 \cdot 4 + 9,33 \cdot 1 + 1,59 = 11 \text{ м}$$

При надежности исходных данных 60 % величина гидравлического радиуса для условий трубки Удачная составит 11 м.

Анализ исходных данных показал, что коэффициент вариации для прочности на сжатие и степени трещиноватости массива более 44 %, что характеризует данные с высокой изменчивостью. Коэффициент напряженного состояния массива относится к исходным данным с малой изменчивостью. Анализ влияния факторов геотехнического риска показал, что наибольшее влияние оказывает трещиноватость массива, поэтому принимается, что изменчивость исходной информации высокая.

В соответствии с результатами исследований, при высокой изменчивости исходной информации вероятность самообрушения составляет 60-70 %. Для дальнейших расчетов принято значение 65 %.

Далее осуществляется оценка последствий геотехнического риска при системах разработки с самообрушением для условий трубки Удачная. На этапе проектирования, уровень последствий принят «высокий» и соответственно сопоставление вероятности геотехнического риска и уровня последствий показал, что уровень геотехнического риска соответствует уровню «недопустимый». Исходя из уровня геотехнического риска и изменчивости исходных данных осуществляется выбор метода управления. Для снижения

геотехнического риска и обеспечения эффективного самообрушения для вышесказанных условий необходимо произвести расчет величины гидравлического радиуса с надежностью исходных данных 70 % и предусмотреть методы повышения трещиноватости массива в 1,5-2 раза.

Произведен расчет величины HR с исходными данными с надежностью 70%, результаты которого приведены в таблице 4.6.

Таблица 4.6 – Определение значение исходных данных для расчета гидравлического радиуса при системах разработки с самообрушением кимберлитовой трубки Удачная с учетом требуемого уровня надежности 70%

Результаты анализа	Прочность образцов на сжатие, МПа	Степень трещиноватости, тр/м	Напряженное состояние, доли ед.
Значения	62,2	2	1

Исходя из выбранных исходных данных с надежностью 70 % осуществляется расчет HR по полученной в работе зависимости:

$$HR = 0,085 \cdot 62,2 - 1,04 \cdot 2 + 9,33 \cdot 1 + 1,59 = 14 \text{ м}$$

Величина гидравлического радиуса для условий трубки Удачная составила 14 м, что соответствует площади подсечки 3135 м². Также в качестве метода подготовки массива, а именно повышения трещиноватости массива в 1,5-2 раза, выбран метод гидроразрыва массива. Подготовка с помощью метода гидроразрыва массива также позволит осуществить контрольную дегазацию массива.

Для выбранного метода подготовки массива осуществляется обоснование основных технологических решений и параметров. Для проектирования процесса гидроразрыва важно определить давление разрыва. Как уже указано выше давление разрыва не поддается надежному теоретическому определению. Поэтому прогнозировать результаты гидроразрыва на кимберлитовых месторождениях не представляется возможным, а делать выводы будет можно только после опытно-промышленных испытаний.

- Для реализации гидроразрыва на кимберлитовых месторождениях в качестве жидкости для гидроразрыва целесообразно применять воду или рассолы подземных вод, так как это доступная и дешёвая субстанция.

- При отработке участка месторождения в отметках горизонтов -465/-665 метров в качестве буровых выработок для гидроразрыва имеется возможность использовать выпускные выработки вышележащего этажа на отметке -465 метров, а также выработки дегазационного горизонта -495 метров.

Поэтому для ведения гидроразрыва на месторождении рекомендуется использовать нисходящие скважины. При этом отпадает необходимость в дополнительном дорогостоящем оборудовании для подачи трубного става в скважину и удержания пакера на необходимом участке скважины. При использовании нисходящих скважин появляется возможность простого опускания оборудования на тросах.

Это ускорит процесс подготовки гидроразрыва и сделает его менее затратным и трудоёмким по сравнению с процессом при восходящем порядке бурения.

Оборудование для ведения гидроразрыва представлено на рисунках 4.7 и 4.8.

- Рекомендуемое оборудование для ведения работ. В состав комплексов горно-технологического гидроразрыва входят:

- скважинные пакерные устройства (рисунок 4.7 а);
- насосное оборудование (рисунок 4.7б);
- линии подачи жидкости (рисунок 4.7в).

Вспомогательное оборудование применяется для контроля над процессом разрыва массива. Может включать в себя:

- импрессионные пакеры;
- датчики контроля давления и скорости закачки (рисунок 4.8);
- система управления режимом закачки;

- инициаторы трещины гидроразрыва в заданном направлении (рисунок 4.8);

- специальное оборудование для подачи устройства разрыва в длинные горизонтальные скважины.

а - пакеры

б - насос

в — магистрали высокого давления



Рисунок 4.7 - Основное оборудования для ведения гидроразрыва в массиве кимберлита



Датчик контроля давления

Рисунок 4.8 - Вспомогательное оборудования для ведения гидроразрыва в массиве кимберлита

- Основываясь на анализе опыта применения гидроразрыва на подземных рудниках можно предположить следующие технические требования:

1. Для гидроразрыва нужна отдельная магистраль, и для расклинивания пакеров - отдельная.

2. Приблизительный расход жидкости на один гидроразрыв может достигать 4-5 м³.

3. С учётом существующих трещин в массиве скорость подачи жидкости гидроразрыва должна быть больше, чем скорость распространения жидкости по естественным трещинам.

4. На первоначальном этапе предлагается в качестве жидкости на Удачном месторождении использовать воду или рассолы подземных вод. Но в случае необходимости, по итогам опытно-промышленных испытаний может использоваться более вязкая жидкость.

Таким образом, обоснование параметров системы разработки с самообрушением с учетом геотехнического риска позволит снизить уровень риска до контролируемого. Окончательный выбор параметров системы разработки необходимо осуществлять с помощью экономических расчетов.

4.2 Технико-экономическая оценка рекомендаций

Для оценки экономической эффективности принятых технологических решений и их сравнения произведен расчет экономических показателей.

Для условий трубки Удачная рассмотрены 2 варианта систем разработки:

1 - система разработки этажного принудительного обрушения с площадным выпуском рудной массы (проектная);

2 – система разработки с самообрушением (с обоснованием параметров с учетом геотехнического риска).

Сравнение вариантов производится по себестоимости добычи, при расчетах укрупненно учитывались затраты на подготовительно-нарезные и очистные работы. При этом условно принимается, что показатели извлечения при применении данных систем разработки одинаковые. Стоимость доставки рудной массы в расчетах не учитывалась, так как она одинаковая и осуществляется с помощью ПДМ.

Стоимость проходки выработок принята условно равной 8540 руб./м³, бурения 1 п.м скважин – 950 руб./м, стоимость ВВ и заряжания – 270 руб./кг.

Вариант 1.

В качестве отчётной выемочной единицы принят эксплуатационный блок, включающий в себя запасы рудного тела (ЗРТ или ВРТ), по высоте ограниченные 100 метрами, что соответствует высоте блока при системе этажного принудительного обрушения.

Эксплуатационный блок условно разделяется на выемочные панели шириной 35 метров. Длина панелей в эксплуатационном блоке не постоянна и соответствует горизонтальной мощности рудного тела на конкретном участке, также для каждой панели изменяются углы контактов кимберлита и вмещающих пород.

При расчеты учтены следующие затраты:

- на проходку подготовительно-нарезных выработок;
- бурение скважин (в том числе для отрезного восстающего);

В качестве примера принят Блок 1 восточное рудное тело (далее – ВРТ), объемы горно-подготовительных работ и основные технико-экономические показатели приведены в таблице 4.7 и 4.8. Запасы руды блока составляют 11411 тыс. т руды.

Таблица 4.7 – Объем горно-подготовительных работ по ВРТ

Наименование выработки	Кол-во	S, м ²	L, м	L по породе, м	L по руде, м	V, м ³	V по породе, м ³	V по руде, м ³
ВРТ Блок 1								
Горизонт -565 м								
Доставочный штрек	8	17,7	2070	1145	925	36639	20267	16373
Кольцевой штрек	1	17,7	280	280	0	4956	4956	0
Погрузочный заезд	82	18	2715	215	2500	48870	3870	45000
Итого:			5065	1640	3425	90465	29093	61373
Горизонт -550 м								
Буровой штрек	13	18	3576	1160	2416	64368	20880	43488
Кольцевой штрек	1	17,7	740	740	0	1306мв98	13098	0
Магистральный орт ВРТ	1	20,4	365	365	0	7446	7446	0
Заезд к рудоспускам	1	17,7	61	61	0	1080	1080	0
Сбойка с лифтовым и вент. восстающими	2	13,4	18	18	0	241	241	0
Вент. Сбойка	1	5	27	27	0	135	135	0
Сбойка с рудо/породоспуском	3	17,7	37	37	0	655	655	0
Итого:			4824	2408	2416	87023	43535	43488
Горизонт -521 м								
Буровой штрек	14	18	3560	1170	2390	64080	21060	43020
Кольцевой штрек	1	17,7	770	770	0	13629	13629	0
Магистральный орт ВРТ	1	20,4	355	355	0	7242	7242	0
Заезд к рудоспускам	1	17,7	61	61	0	1080	1080	0
Сбойка с лифтовым и вент. восстающими	2	13,4	18	18	0	241	241	0
Вент. Сбойка	1	5	27	27	0	135	135	0
Сбойка с рудо/породоспуском	3	17,7	37	37	0	655	655	0
Итого:			4828	2438	2390	87062	44042	43020
Горизонт -493 м								
Буровой штрек	14	18	3480	1110	2370	62640	19980	42660
Кольцевой штрек	1	17,7	730	730	0	12921	12921	0
Магистральный орт ВРТ	1	20,4	360	360	0	7344	7344	0
Заезд к рудоспускам	1	17,7	61	61	0	1080	1080	0
Сбойка с лифтовым и вент. восстающими	2	13,4	18	18	0	241	241	0
Вент. Сбойка	1	5	27	27	0	135	135	0
Сбойка с рудо/породоспуском	3	17,7	41	41	0	726	726	0
Итого:			4717	2347	2370	85087	42427	42660
Всего по 1 блоку ВРТ			19434	8833	10601	349636	159096	190541

Таблица 4.8 – Основные технологические показатели по системе этажного принудительного обрушения

Наименование показателя	Ед. изм.	Система разработки этажного принудительного обрушения
Потери	%	10,0
Разубоживание	%	14,1
Всего удельный объем ПНР, в т. ч:	м ³ /1000т	36,1
- по руде	м ³ /1000т	19,0
- породе	м ³ /1000т	17,1
Выход руды с 1м скважин	т/м	10,88
Расход ВВ, кг/тонну		2,08

При производстве массовых взрывов в выработках (блоках) III класса газоопасности и 3 группы нефтеопасности могут быть использованы ВВ II класса штатные либо эмульсионные. В очистных выработках (блоках) не относящихся к III классу газоопасности и 3 группе нефтеопасности необходимо применять штатное либо эмульсионное ВВ не ниже III класса, разрешенное к применению на руднике Ростехнадзором. В расчетах принято эмульсионное ВВ НПГМ-ПРС.

Установлено, что в блоке необходимо пробурить 45538,5 м скважин (с учетом скважин для проходки отрезного восстающего). Затраты на перечисленные процессы приведены в таблицах 4.9 – 4.11.

Таблица 4.9 – Затраты на бурение скважин

Показатели	Значения
Общая длина скважин, м	1048805
Стоимость бурения 1 п.м. скважин, руб/м	950
Затраты на бурение скважин, млн руб.	996,4
Неучтенные расходы (10%), млн руб.	99,6
Итого затрат, млн руб.	1096

Таблица 4.10 – Затраты на проходку подготовительно-нарезных выработок

Показатели	Значения
Удельный объем ПНР, м ³ /1000 т	36,1
Объем добываемой руды, тыс. т	11411
Стоимость подготовительно-нарезных работ, руб./м ³	8540
Затраты на ПНР, млн руб.	3517
Неучтенные расходы (10%), млн руб.	351,8

Итого затрат, млн руб.	3868,8
------------------------	--------

Таблица 4.11 – Затраты на БВР

Показатели	Значения
Расход ВВ, кг/т	2,08
Объем добываемой руды, тыс. т	11411
Стоимость ВВ и заряжания, руб./кг	270
Затраты на БВР, млн руб.	6408,4
Неучтенные расходы (10%), млн руб.	640
Итого затрат, млн руб.	7048,4

Таким образом всего затрат на 1 блок составит 12013,2 млн руб., без учета затрат на выпуск и отгрузку руды. Себестоимость при применении системы разработки этажного принудительного обрушения составит 1052,8 руб/т.

Вариант 2.

Для второго варианта, при обосновании параметров системы разработки с учетом геотехнического риска затраты будут формироваться из следующих составляющих:

- затраты на покупку оборудования для выполнения гидроразрыва;
- затраты на проходку ПНР и подсечки;
- затраты на осуществление гидроразрыва.

При применении системы разработки блокового самообрушения в отметках -465/-665 метров высота добычного блока составит 200 метров (равна высоте двух этажей по 100 метров). Для расчетов принято ВРТ. Запасы блока составят 21628 тыс. т руды. Величина гидравлического радиуса с учетом геотехнического риска для условий трубки Удачная составила 14 м, что соответствует площади подсечки 3135 м².

Основные технико-экономические показатели системы разработки с самообрушением приведены в таблице 4.12.

Таблица 4.12 – Основные технологические показатели по системе этажного принудительного обрушения

Наименование показателя	Ед. изм.	Система разработки блокового самообрушения
Потери	%	6,3
Разубоживание	%	9,6
Всего удельный объем ПНР, в т. ч.	м ³ /1000т	12,8
- по руде	м ³ /1000т	4,7
- породе	м ³ /1000т	8,1
Выход руды с 1м скважин	т/м	68,1
Расход ВВ, кг/тонну		0,33

При выполнении гидроразрыва будут использоваться дегазационные скважины, поэтому затраты на бурение не будут учитываться.

Для осуществления гидроразрыва принимается оборудование АКВА-ГРП™ RHR-700. Рыночная стоимость на июль 2022 года составляет 25 000 000 руб. Приобретается 2 единицы оборудования. Затраты на монтаж оборудования, принимаются по укрупненным нормам, установленным в процентах от оптовой цены оборудования. Расчет затрат на покупку, доставку и монтаж оборудования представлен в таблице 4.13.

Таблица 4.13 – Расчет капитальных затрат

Показатели	Значения
Покупка оборудования, млн руб	50
Доставка, монтаж оборудования (27 %), млн руб	13,5
Капитальные затраты, млн руб	63,5
Неучтенные (10%), млн руб.	6,35
Итого затрат, млн руб	69,9

Во втором варианте, при обосновании параметров подсечки с учётом геотехнического риска затраты будут связаны с формированием подсечки площадью 3135 м². Принято, что высота подсечки составит 10 м.

Результаты расчета затрат на формирование подсечки представлены в таблице 4.14.

Таблица 4.14 – Расчет затрат на формирование подсечки

Показатели	Значения
Площадь подсечки, м ²	3135

Показатели	Значения
Объем подсечки, м ³	31350
Стоимость подготовительно-нарезных работ, руб./м ³	8540
Затраты на формирование подсечки, млн. руб.	267,73
Неучтенные расходы (10%), млн руб.	26,77
Итого затрат, млн руб.	294,5

Таблица 4.15 – Расчет затрат на формирование подсечки и предподготовку

Показатели	Значения
Капитальные затраты, млн руб	69,9
Затраты на формирование подсечки, млн руб	294,5
Затраты на материалы, заработную плату, млн руб	73,63
Итого затрат, млн руб	437,98

Таблица 4.16 – Затраты на бурение скважин

Показатели	Значения
Общая длина скважин, м	317591,8
Стоимость бурения 1 п.м. скважин, руб/м	950
Затраты на бурение скважин, млн руб.	301,7
Неучтенные расходы (10%), млн руб.	30,2
Итого затрат, млн руб.	331,9

Таблица 4.17 – Затраты на проходку подготовительно-нарезных выработок

Показатели	Значения
Удельный объем ПНР, м ³ /1000 т	12,8
Объем добываемой руды, тыс. т	21628
Стоимость подготовительно-нарезных работ, руб./м ³	8540
Затраты на ПНР, млн руб.	2364,2
Неучтенные расходы (10%), млн руб.	236,4
Итого затрат, млн руб.	2600,6

Таблица 4.18 – Затраты на БВР

Показатели	Значения
Расход ВВ, кг/т	0,33
Объем добываемой руды, тыс. т	21628
Стоимость ВВ и заряжания, руб./кг	270
Затраты на БВР, млн руб.	1927
Неучтенные расходы (10%), млн руб.	192,7
Итого затрат, млн руб.	2119,7

Таким образом всего затрат на 1 блок составит 5854,6 млн руб., без учета затрат на выпуск и отгрузку руды. Сравнительная себестоимость добычи при применении системы разработки с самообрушением составит 270,7 руб/т.

Таким образом, расчеты показали, что при реализации системы разработки с самообрушением для условий трубки Удачная, экономически эффективнее применение системы разработки с самообрушением при определении параметров с учетом геотехнического риска – при величине $HR=14$ м (площадь подсечки 3135 м²) с применением метода повышения трещиноватости массива – гидроразрыва. В таблице 4.19 приведено сравнение вариантов системы разработки.

Таблица 4.19 – Результаты расчета себестоимости добычи в условиях рудника «Удачная» по вариантам систем разработки

Показатели	Этажное принудительное обрушение с площадным выпуском	Система разработки блокового самообрушения
Объем ПНР, м ³ /1000 т	36,1	12,8
Потери, %	10	6,3
Разубоживание, %	14	9,6
Объем подсечки, м ³	-	31350
Удельный расход ВВ, кг/т	2,08	0,33
Выход руды с 1 п.м скважины, т/м	10,88	68,1
Объем руды в блоке, тыс. т	11411	21628
Итого затрат, млн руб	12013,2	5854,6
Себестоимость, руб./т	1052,8	270,7

Экономический эффект при применении системы разработки с самообрушением и обосновании параметров подсечки с учетом геотехнического риска составит 782,1 руб/т.

Экономические расчеты для условий применения системы разработки с самообрушением руд и вмещающих пород для условий трубки Удачная, показали, что учет геотехнического риска позволяет не только повысить

эффективность реализации технологии, снизить риски аварийных ситуаций, обусловленных отсутствием фрагментации, но и уменьшить экономические затраты до 3128, 4 млн руб./год.

4.3 Разработка алгоритма выбора и обоснование параметров систем разработки с самообрушением с учетом геотехнического риска при освоении кимберлитовых месторождений

На основе проведенных исследований, представленных в предыдущих главах, показана необходимость обоснования параметров системы разработки с самообрушением с учетом геотехнического риска для эффективной реализации данной системы разработки. Для практического применения результатов исследований разработан алгоритм определения площади подсечки с учетом геотехнического риска на этапе проектирования при системах разработки с самообрушением, представленный на рисунке 4.9.

В работе доказано, что для обоснования площади подсечки при системах разработки с самообрушением, обеспечивающих его успешную реализацию, необходимо учитывать надежность исходных данных. На первоначальном этапе осуществляется определение требуемого уровня надежности исходных данных, в соответствии с этапом жизненного цикла предприятий.

С учетом требуемой надежности осуществляется подготовка исходной горно-геологической информации для проведения рейтинговой оценки массива, а именно степени трещиноватости, предел прочности на сжатие, напряженное состояние.

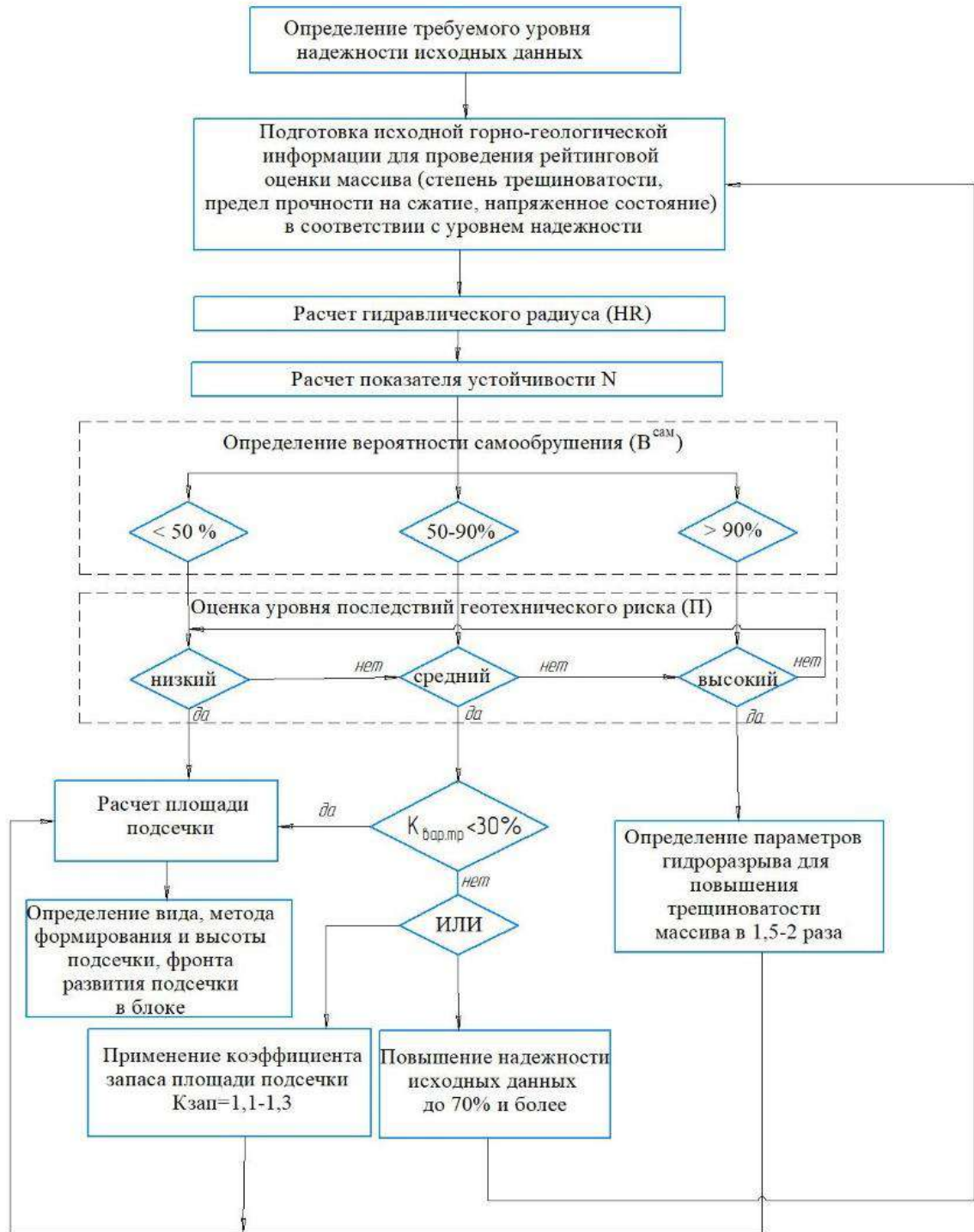


Рисунок 4.9 – Алгоритм определения площади подсечки с учетом геотехнического риска на этапе проектирования при системах разработки с самообрушением

После подготовки исходных данных производится расчет величины гидравлического радиуса по уставленной зависимости (3.3), либо по существующим рейтинговым методикам, а также показатель устойчивости N .

После определения величины HR , согласно разработанной методике определения параметров системы разработки с самообрушением (п.п. 2.3) и методике оценки геотехнического риска (п.п. 2.4), осуществляется оценка вероятности самообрушения путем сопоставления величины HR и показателя устойчивости N .

В зависимости от критериев последствий геотехнического риска при системах разработки с самообрушением, представленных в пп. 2.4, таблице 2.6, осуществляется оценка уровня последствий на низкие, средние и высокие.

Если уровень последствий геотехнического риска низкий, то осуществляется расчет площади подсечки с требуемым уровнем надежности.

При среднем уровне последствий геотехнического риска расчет площади подсечки при коэффициенте вариации менее 30% следует осуществлять с использованием исходных данных с надежностью 60 %, а при коэффициенте вариации более 30 % применяется коэффициент запаса площади 1,1-1,3, либо осуществляется повышение надежности исходных данных до 70% и более. При повышении надежности исходных данных до 70% и более производится подготовка исходной информации и пересчет всех величин.

При высоком уровне последствий геотехнического риска при системах разработки с самообрушением определяются параметры гидроразрыва для повышения трещиноватости массива в 1,5-2 раза и далее осуществляется расчет площади подсечки.

Разработанный алгоритм позволяет обосновать площадь подсечки с учетом геотехнического риска на этапе проектирования, который учитывает изменчивость горного массива, широкий разброс данных, значимость факторов, что позволит повысить эффективность реализации систем разработки с самообрушением.

Выводы по 4 главе:

1. Для условий отработки подземным способом кимберлитовой трубки Удачная разработаны технологические решения и обоснованы параметры системы разработки с самообрушением.

2. Применение систем разработки с самообрушением для отработки запасов кимберлитовых месторождений Якутии обеспечивает высокую полноту использования недр, эффективность безопасность горных работ. Реализация данной системы разработки с учетом рекомендаций позволит получить экономический эффект до 3128, 4 млн руб./год.

3. Разработан алгоритм определения параметров технологии освоения кимберлитовых месторождений Якутии с учетом геотехнического риска на этапе проектирования при системах разработки с самообрушением, учитывающий изменчивость свойств массива, надежность исходной горно-геологической информации.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, дано новое решение актуальной научной задачи, заключающейся в обосновании параметров систем разработки с самообрушением с учетом геотехнического риска для сложных горно-геологических условий подземной разработки кимберлитовых месторождений Якутии, имеющей важное значение для развития горнорудной промышленности страны.

Основные научные результаты, практические выводы и рекомендации:

1. Сконструирована технологическая схема освоения кимберлитовых месторождений Якутии с применением систем разработки с самообрушением с учетом негативного влияния гидрогеологических, геомеханических и газодинамических условий отработки при снижении качества полезного ископаемого с глубиной залегания рудных тел, учитывающая предварительную дегазацию, дренаж и предподготовку массива с целью компенсации негативного влияния осложняющих факторов и активации процессов фрагментации и самообрушения.

2. Предложены систематизации геотехнического риска и методов его управления при системах разработки с самообрушением руд и вмещающих пород, позволяющие определить основные опасности и условия их формирования в зависимости от стадии жизненного цикла проекта, факторов и источников риска.

2. Разработан динамический критерий оценки геотехнического риска, учитывающий основные факторы, оказывающие влияние на уровень геотехнического риска при применении систем разработки с самообрушением и позволяющий своевременно реагировать на изменение свойств горного массива на всех стадиях реализации технологии.

3. Установлено, что основными факторами геотехнического риска при системах разработки с самообрушением являются недостоверность, а в некоторых случаях недостаточность исходной горно-геологической

информации, различие характеристик рудного и породного массива и разброс диапазона данных массива.

4. Доказано, что на величину гидравлического радиуса оказывает совокупное влияние степени трещиноватости, прочности руд и пород на сжатие и напряженное состояние массива. Получены эмпирические зависимости в виде уравнений множественной регрессии, позволяющие осуществить расчет гидравлического радиуса в зависимости от вышеперечисленных факторов для условий реализации систем разработки с самообрушением при отработке кимберлитовых месторождений Якутии.

5. По результатам документирования керна подтверждено, что наибольшее влияние на гидравлический радиус, и соответственно на параметры подсечки, оказывает трещиноватость массива, что обуславливает необходимость разработки мероприятий, направленных на ее управление.

6. Установлено, что при низком уровне последствий для обеспечения допустимого уровня риска при применении систем разработки с самообрушением в условиях кимберлитовых месторождений Якутии, необходимо обеспечить надежность исходных данных не менее 50 % вне зависимости от изменчивости трещиноватости массива. При среднем уровне последствий наиболее эффективными методами обеспечения самообрушения руды являются обеспечение надежности исходных данных не менее 70%, либо использование коэффициента запаса площади подсечки – 1,1-1,3. При высоком уровне последствий для обеспечения допустимого уровня риска при применении систем разработки с самообрушением, в условиях кимберлитовых месторождений Якутии необходимо осуществлять оперативное управление трещиноватостью массива реализацией методов его заблаговременной подготовки посредством гидроразрыва.

7. Разработан алгоритм определения параметров технологии подземной разработки кимберлитовых месторождений Якутии с учетом уровня геотехнического риска на этапе проектирования систем разработки с

самообрушением, который учитывает надежность и изменчивость исходных данных.

8. Разработаны методические рекомендации по обоснованию параметров системы разработки с самообрушением с учетом геотехнического риска для условий кимберлитовой трубки Удачная, реализация которых позволила установить, что для эффективного применения системы на данном месторождении необходимо рассчитывать параметры с надежностью исходных данных не менее 70 % и повысить трещиноватость массива в 1,5-2 раза путем проведения гидроразрыва. Реализация данной системы разработки с учетом рекомендаций позволит получить экономический эффект до 3128,4 млн руб./год.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абдрахманов, Н. Х. Требования к информационному, организационному и техническому обеспечению построения информационно-управляющей системы безопасности для предприятий нефтегазоперерабатывающей промышленности/ Н. Х. Абдрахманов, К.Н. Абдрахманова, В. В. Ворохобко, Р. Н. Абдрахманов// Экспертиза промышленной безопасности и диагностика опасных производственных объектов. – 2016. – № 2 (8). – С. 14-17.
2. Бекбергенов, Д. К. Определение граничного влияния очистных работ при комбинированной геотехнологии на глубоких горизонтах шахт Донских хромитов / Д. К. Бекбергенов, Г. К. Джангулова, Б. К. Бектур// Комплексное использование минерального сырья. – 2020. – № 1(312). – С. 69-77. – DOI 10.31643/2020/6445.09.
3. Бекбергенов, Д. К. Оценка геомеханической ситуации в зоне выпускных выработок при системе самообрушения руды для безопасного и устойчивого развития добычи хромитов на глубоких горизонтах шахт ДонГОКа/ Д. К. Бекбергенов, Г. К. Джангулова, А.Т. Абаканов// Промышленность Казахстана. – 2019. – № 1. – С. 57-59.
4. Беляев, Н. М. Сопротивление материалов/ Н. М. Беляев. - М.: Наука, 1976. – 608 с.
5. Бокий, И. Б., Зотеев О. В., Пуль В. В. Прогноз положения границ зоны опасных сдвижений при дальнейшей отработке кимберлитовой трубки «Мир»/ И. Б. Бокий, О. В. Зотеев, В. В. Пуль// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2022. — № 5—2. — С. 48—57. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_52_0_48.
6. Боярко, Г. Ю. Стратегические отраслевые риски горнодобывающей промышленности: дис. ... доктора экономических наук. спец.: 08.00.05/ Боярко Григорий Юрьевич. — Томск, 2002. – 214 с.

7. Боярко. Г. Ю. Стратегические отраслевые риски горнодобывающей промышленности/ Г. Ю. Боярко// Отечественная геология. – 2003. — № 4-5. – С. 28-32.
8. Бушков, В. К. Определение устойчивости и обоснование систем крепления горных выработок при переходе к отработке Олимпиадинского месторождения подземным способом/ В. К. Бушков, Р. С. Шеметов// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2020. – № 9. – С. 40–54. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-9-0-40-54.
9. Виктор Кубински. Анализ рисков в горнодобывающей промышленности, связанных с безопасностью работы/ Ева Кубиньска-Ябзон, Александр Петров, Дариуш Сала, Д.Ю. Савон// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 11. – С. 168-176.
10. Высокие отвалы рудника «Железный» ОАО «Ковдорский ГОК», их параметры и размещение / В. В. Рыбин, А. В. Архипов, Е. В. Земцовская, Д. А. Потапов// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 4. – С. 41-45.
11. Геолого-экономические проблемы освоения апатитовых руд Южной Якутии/ Энтин, А. Р., Сучков В. Н., Тыллар А. Г., Боярко Г. Ю. – Якутск: ЯФ АН СССР, 1987. – 128 с.
12. Геомеханические аспекты разработки кимберлитового месторождения трубки «Интернациональная»/ А. А. Коваленко, Н. Е. Захаров, Э. К. Пуль, В. Г. Золотин// Горный журнал. – 2019. – № 2. – С. 27-31. – DOI 10.17580/gzh.2019.02.05.
13. Горная энциклопедия/ гл. ред. Е. А. Козловский; ред. кол.: М. И. Агошков, Н. К. Байбаков, А. С. Болдырев и др. – М.: Сов. энциклопедия, 1987.
14. ГОСТ Р 51344-99. Принципы оценки и определения риска. – М.: Издательство стандартов, 2001. – 151 с.

15. Губинский, Н. О. Определение рейтинга массива горных пород по геомеханической классификации Д. Лобшира для условий алмазного месторождения/ Н. О. Губинский// Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2009. – Т. 12, № 4. – С. 694-701. URL: http://vestnik.mstu.edu.ru/v12_4_n37/articles/22_gubins.pdf.

16. Дворник, Г. П. Закономерности распределения содержаний алмазов в кимберлитовых трубках Якутской провинции/ Г.П. Дворник // Известия Уральского государственного горного университета. – 2020. – №4 (60). – URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/zakonomernosti-raspredeleniya-soderzhaniy-almazov-v-kimberlitovyh-trubkah-yakutskoy-provintsii> (дата обращения: 06.09.2024).

17. Еременко, В. А. Оценка состояния массива горных пород на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»/ В. А. Еременко, И. И. Айнбиндер, П. Г. Пацкевич, Е. А. Бабкин// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. - № 1. – С. 5-17.

18. Еременко, В. А. Оценка состояния массива горных пород на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель»/ В. А. Еременко, И. И. Айнбиндер, П. Г. Пацкевич и Е. А. Бабкин// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 1. – С. 5-17.

19. Зайцев, В. И. Определение давления гидроразрыва пласта при бурении скважин на шельфе/ В. И. Зайцев// Известия Сибирского отделения РАН. Геология, поиски и разведка рудных месторождений. – 2018. – №1 (62). – URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/opredelenie-davleniya-gidrorazryva-plasta-pri-bureanii-skvazhin-na-shelfe> (дата обращения: 09.07.2024).

20. Инструкция по дегазации угольных шахт. Серия 05. Выпуск 22. – М.: Закрытое акционерное общество «Научно-технический центр исследований проблем угольной промышленности», 2012. – 250 с.

21. Интернет-источник. Лекция 5. Показатели вариации: сайт. URL: https://edu.tltsu.ru/sites/sites_content/site216/html/media96435/lec_5.pdf.
22. Интернет-источник. Digging Deeper: сайт. URL: <https://www.amcconsultants.com/ru/experience/underground-caving-larger-projects>.
23. Интернет-источник. El Teniente New Mine Level Project: сайт. URL: <https://www.mining-technology.com/projects/el-teniente-new-mine-level-project/?cf-view>.
24. Кауфман, Л. Л. Геотехнические риски подземного строительства/ Л. Л. Кауфман, Б. А. Лысиков. – Донецк: Норд-Пресс, 2009. – 362 с.
25. Клишин, В. И., Леконцев Ю. М. и Сажин П. В. Экспериментальные исследования перераспределения опорного давления в лаве при принудительной посадке кровли/ В. И. Клишин, Ю. М. Леконцев и П. В. Сажин// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – №3. – 2006. – С. 339-347.
26. Коваленко, А. А. О совершенствовании нормативной базы оценки рисков при разработке рудных месторождений/ А. А. Коваленко, В. Н. Калмыков, О. В. Петрова// Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу: Материалы докладов Международной конференции: сборник тезисов, Магнитогорск, 27–31 мая 2019 года. – Магнитогорск: Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2019. – С. 85-86.
27. Коваленко, А. А. Оценка подземного способа отработки месторождения трубки «Удачная» с применением системы с самообрушением / А. А. Коваленко, М. В. Тишков// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № 12. – С. 134-145.
28. Коваленко, А. А. Оценка технологического риска при комбинированной разработке с самообрушением кимберлитовых трубок Якутии/ А. А. Коваленко, О. В. Петрова, Ю. Д. Мамбетова// Комбинированная геотехнология: риски и глобальные вызовы при освоении и сохранении недр,

Магнитогорск, 24–28 мая 2021 года. – Магнитогорск: Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2021. – С. 150-152.

29. Коваленко, А.А. Оценка рисков при отработке кимберлитовых месторождений Якутии системами разработки с самообрушением/ А. А. Коваленко, О. В. Петрова, В. Н. Калмыков, Ю. Д. Мамбетова// Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья. Материалы международной научно-практической конференции, приуроченной к 90-летию со дня основания института «Уралмеханобр». – 2019. – С. 107-113.

30. Коваленко, А. А., Тишков, М. В. Оценка подземного способа отработки месторождения трубки «Удачная» с применением системы с самообрушением/ А. А. Коваленко, М. В. Тишков// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. - №12. – С. 134-145.

31. Колганов, В. Ф. Горно-геологические особенности коренных месторождений алмазов Якутии/ В. Ф. Колганов, А. Н. Акишев, А. В Дроздов // — LAP LAMBERT Academic Publishing, 2015. — 576 с.

32. Королькова, Е. М. Риск-менеджмент: управление проектными рисками: учебное пособие для студентов экономических специальностей/ Е. М. Королькова. - Изд-во ФГБОУ ВПО «ТГТУ», 2013. — С.53-62.

33. Кривцов, А. И. Информационное обеспечение анализа рисков/ А.И. Кривцов// Современные проблемы науки и образования: электронный научный журнал. — 2014. — № 6. — Режим доступа — URL: <https://science-education.ru/pdf/2014/6/453.pdf> (дата обращения: 10.12.2021).

34. Кузьмин, Е. В., Узбекова, А. Р. Применение систем с самообрушением в условиях кимберлитовых руд/ Е. В. Кузьмин, А. Р. Узбекова// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2005. – № 8. – С. 211 – 214.

35. Кузьмин, Е. В., Узбекова, А. Р. Рейтинговые классификации массивов скальных пород: предпосылки создания, развитие и область применения/ Е. В. Кузьмин, А. Р. Узбекова// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2004. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – № 4. – с.201-202.

36. Кузьмин Е. В., Узбекова А. Р. Самообрушение руд при подземной добыче: Учебное пособие. – М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2006. – 283 с.

37. Кузьмин, Е. В., Узбеков, А. Р. Технологии с самообрушением. Развитие и новые возможности/ Е. В. Кузьмин, А. Р. Узбекова// Горная промышленность. — 2005. — №3. — с. 36-39.

38. Куликова, Е. Ю. Стратегия управления рисками в городском подземном строительстве/ Е. Ю. Куликова, А. В. Корчак, А. Н. Левченко. — М.: Изд-во МГГУ, 2005. — 206 с.

39. Лебедев, М. О., Романевич, К. В. Оценка и контроль геотехнических рисков при строительстве подземных сооружений на примере тоннелей БАМ/ М.О. Лебедев, К.В. Романевич// Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. — т. 6, № 1. — 2019. — с. 157-162. DOI: 10.15372/FPVGN2019060127.

40. Лобшер, Д. Х., Якубек, Я. Классификация MRMR для трещиноватых массивов горных пород/ Д. Х. Лобшер, Я. Якубек// Underground mining methods, 2001. — pp. 475-482.

41. Марченко, Р. С. Проблемы и пути совершенствования систем управления проектными рисками на горнодобывающих предприятиях/ Р. С. Марченко// Экономика и менеджмент инновационных технологий. — 2016. — № 5. — URL: <http://ekonomika.snauka.ru/2016/05/11651>.

42. Методика определения зоны распространения повреждения породного массива вокруг горных выработок и камер с помощью численного

моделирования /В. Н. Лушников, М. П. Сэнди, В. А. Еременко, А. А. Коваленко, И. А. Иванов// Горный журнал. – 2013. – № 12. – С. 11-16.

43. Методика определения зоны распространения повреждения породного массива вокруг горных выработок и камер с помощью численного моделирования /В. Н. Лушников, М. П. Сэнди, В. А. Еременко, А. А. Коваленко, И. А. Иванов // Горный журнал. – 2013. - № 12. – С. 11-16.

44. Монтянова, А. Н. Формирование закладочных массивов при разработке алмазных месторождений в криолитозоне/ А. Н. Монтянова. - Москва: Горная книга, 2005. – 596 с.

45. Особенности отработки коренных месторождений алмазов в сложных горно-геологических условиях восточного сектора Арктики/ Складов Е.В., Алексеев С.В. и др.// РАН. – 2014. – С. 1-14.

46. Островская, А. К. Расчет эффективности проведения гидроразрыва пласта / А. К. Островская// Молодой ученый. — 2017. — № 44 (178). — С. 14-16. — URL: <https://moluch.ru/archive/178/46171/> (дата обращения: 09.07.2024).

47. Оценка рисков при отработке кимберлитовых месторождений Якутии системами разработки с самообрушением / А. А. Коваленко, О. В. Петрова, В. Н. Калмыков, Ю. Д. Мамбетова // Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья: Материалы международной научно-практической конференции, приуроченной к 90-летию со дня основания института «Уралмеханобр», Екатеринбург, 06–08 ноября 2019 года. – Екатеринбург: ОАО «Уралмеханобр», 2019. – С. 107-113.

48. Оценка факторов геотехнического риска при отработке кимберлитовых трубок Якутии системами разработки блокового самообрушения / А. А. Коваленко, О. В. Петрова, В. Н. Калмыков, Ю. Д. Мамбетова// Горнодобывающая промышленность в 21 веке: вызовы и реальность: Сборник тезисов докладов международной научно-практической конференции, посвященной 60-летию института «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО),

Мирный, 15–16 сентября 2021 года. – Мирный: Акционерная компания «АЛРОСА» (публичное акционерное общество), 2021. – С. 79-80.

49. Перспективы применения риск-ориентированного подхода в области промышленной безопасности/ Федосов А. В., Закирова З. А., Абдрахимова И. Р. - Сетевое издание «Нефтегазовое дело. – 2018. – № 1. С. 145 – 161.

50. Перспективы применения систем с самообрушением руды при искусственном днище блоков на глубоких горизонтах Донского хромитового рудника / И. Н. Савич, Д. К. Бекбергенов, Р. Ш. Насыров, Г. К. Джангулова// Горный журнал. – 2022. – № 2. – С. 35-40.

51. Петросов, А.А., Мангуш, К.С. Экономические риски горного производства. - М.: Изд-во МГГУ, 2002.- 142 с.

52. Подкаменный, Ю. А. Особенности минерального состава кимберлитовых руд Западной Якутии и гидрогеологические характеристика кимберлитовых трубок Накынского кимберлитового поля (якутская алмазаностная провинция / Ю. А. Подкаменный, П. П. Каратова// Проблемы минералогии, петрографии и металлогении. Научные чтения памяти П.Н. Чирвинского. – 2021. – № 24. – С. 180-186. – DOI 10.17072/chirvinsky.2021.180. – EDN KDMGYX.

53. Потапова, Е. В. Общие проблемы управления геотехническими рисками на примере строительства вертикальных стволов метрополитена в городе Москве/ Е. В. Потапова// Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 10. – С. 44–54. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-10-0-44-54.

54. Потапова, Е.В. Методика оценки геотехнических рисков для объектов метрополитена с использованием ресурса Big Data/ Е.В. Потапова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2021. — № 2—1. — С. 164–173. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-21-0-164-173.

55. Приказ Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору об утверждении федеральных норм и правил в области

промышленной безопасности «Инструкция по аэрологической безопасности угольных шахт» от 08.12.2020 N 506 [Электронный ресурс] – URL: <https://normativ.kontur.ru/document?moduleId=1&documentId=437999>.

56. Руководство по геомеханическому документированию керна. SRK Consulting (UK) Ltd. – 2009. – 46 с.

57. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К.: Основа, 1994. – 311 с.

58. Савич, И. Н. Научное обоснование технологических решений при подземной разработке кимберлитовых месторождений: диссертация ... доктора технических наук: 25.00.22/ Савич Игорь Николаевич. – Москва, 2004. – 304 с.

59. Сажин, П. В. Исследование влияния механических свойств уплотнений на направление развития иницирующей щели/ П. В. Сажин// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2004. — № 7. — С. 254-258.

60. Серова, Е. А., Чунюк, Д. Ю. Качественный анализ составляющих геотехнического риска при строительстве подземных и заглубленных сооружений/ Е. А. Серов, Д. Ю. Чунюк// Вестник МГСУ. — 2010. — Т. 4. — № 4. — С. 136—144.

61. Стандарт Австралии по рискам, 1999 г.

62. Стукало, В. А., Кавера, А. Л. Совершенствование методики обоснования необходимости применения дегазации источников метановыделения в угольных шахтах/ В. А. Стукало, А. Л. Кавера// Известия Донецкого горного института. – 2002. – №1. – С. 60-63.

63. Тарасов, И. А. Управление рисками инвестиционного проекта/ И. А. Тарасов// ЭнергоРынок. – 2009. – № 4. – С. 25-32.

64. Твердов, А. А., Жура, А. В., Никишичев, С. Б. Риски горнодобывающих проектов. Цели и методы их оценки/ А. А. Твердов, А. В. Жура, С. Б. Никишевич// Горная промышленность. – 2014. – № 2. – С 67-68.

65. Технологический регламент на проектирование разработки месторождения трубки «Удачная» до отм. -680м по двум вариантам системы разработки с принудительным обрушением и самообрушением (043-17/10)/ Екатеринбург: ОАО «Уралмеханобр», 2017.

66. Узбекова, А. Р. Обоснование параметров самообрушения кимберлитовых руд при их подземной разработке: автореф. дисс... к.т.н., Москва, 2004. – 20 с.

67. Федосов, А. В., Козлова, А. В. Изменения в законодательстве по охране труда и промышленной безопасности за последние три года/А. В. Федосов, А. В. Козлова// Вестник молодого ученого УГНТУ. – 2016. – № 4. – С. 202-206.

68. Швец, Е. С. Анализ результатов исследований методом кривой падения давления после гидроразрыва пласта/ Е. С. Швец// Вестник кибернетики. – 2023. – №2. – с. 68-74. – URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/analiz-rezultatov-issledovaniy-metodom-krivoy-padeniya-davleniya-posle-gidrorazryva-plasta>.

69. Assessment of the Influence of Technological Risk Factors on the Undercut Parameters When Mining Kimberlite Using Block Caving/ A. A Kovalenko et al// IOP Conf. Ser.: Earth Environ. Sci. 666 022049, <https://doi.org/10.1088/1755-1315/666/2/022049>.

70. Hormazabal, E, Alvarez, R, Russo, A & Acevedo, D. Influence of the undercut height on the behaviour of pillars at the extraction level in block and panel caving operations, in Y Potvin & J Jakubec (eds)/ Hormazabal, E; Alvarez, R; Russo, A; Acevedo, D// Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics, Perth. – pp. 351-362, URL: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1815_24_Alvarez

71. Barton, N. Rock quality, seismic velocity, attenuation and anisotropy/ Barton N.//Taylor & Francis Group, London, UK, 2007. – 756 p.

72. Brannon, C. A. Carlson, G. K. and Casten, T. P. Block Caving Chapter/ C. A. Brannon, G. K. Carlson, T. P. Casten// Mining Engineering Handbook, Darling, P. (ed) Third Edition, Volume Two (SME). –13.10 – 1437-1451.
73. Brown, E. T. Block caving geomechanics/ E. T. Brown// Australia, 2002 – 515 p.
74. Brown, E. T. The basic mining science challenges in underground mass mining/ E. T. Brown// Presentation for Codelco Chile. (Internal Presentation, Codelco Chile). – 2007.
75. Brox, D. A. Simplified quantitative risk assessment for the insurability of tunnel projects/ D. A. Brox// World Tunnel Congress 2018, International Tunnel Association, Dubai, UAE. – 2018. – pp. 3718 – 3731.
76. Butcher, R. J., Fallon M. Block caving strategic risks/ R. J. Butcher, M. Fallon// Proceedings of the Fourth International Seminar on Strategic versus Tactical Approaches in Mining, Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2011 – pp. 359-366. URL: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1108_29_Butcher.
77. Clayton, M. A., Dugie, M., LeRiche, A., McKane, C., Davies, AGL 2018, Development of a monitoring network for surface subsidence at New Gold's New Afton block cave operation/ M. A. Clayton, M. Dugie, A. LeRiche, C. McKane, AGL Davies// Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics, Perth. – 2018. – pp. 689-704, https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1815_53_Clayton.
78. Diavik Diamond mine Fact book, 2009. URL: https://www.miningnorth.com/_rsc/site-content/library/diamondmining/2013-10-30_Diavik_Ten_Year_Milestones_PUB_FINAL.pdf.
79. Dunn, M. J. How reliable are your design inputs?/ M. J. Dunn// Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining, Australian Centre for Geomechanics, Perth. – 2015. – pp. 367-381. URL: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1511_22_Dunn.

80. Dunn, M. J. Quantifying uncertainty in mining geomechanics design/ M. J. Dunn// Proceedings of the First International Conference on Mining Geomechanical Risk, Australian Centre for Geomechanics, Perth. – 2019. – pp. 391-402 URL: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1905_23_Dunn.

81. Fernando, V. Geomechanical evaluation of a mechanical undercutting system in block caving/ V. Fernando// A thesis submitted to the Faculty and the Board of Trustees of the Colorado School of Mines in partial fulfillment of the requirements for the degree of Doctor of Philosophy (Mining and Earth Systems Engineering). – 186 p.

82. Flores-Gonzalez, G. Major hazards associated with cave mining: are they manageable/ G. Flores-Gonzalez// Proceedings of the First International Conference on Mining Geomechanical Risk, Australian Centre for Geomechanics, Perth. – 2019. – pp. 31-46. URL: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1905_0.3_Flores-Gonzalez.

83. Gregory, Paul Dyke. A quantitative correlation between the mining rock mass rating and in-situ rock mass rating classification systems. Johannesburg, 2006. – 128 p.

84. Hartley, W. K. Changes in Mining Methods in the Kimberly Mines of DeBeers Consolidated Mines, Ltd, RSA. Block Caving to Caving, in Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines (Ed: D R Stewart), 1981. – pp. 3-16.

85. Hebblewhite, Bruce. Geotechnical risk in mining methods and practice: critical issues and pitfalls of risk management, 2019. – pp. 299-308.

86. Hormazabal, E, Alvarez, R, Russo, A., Acevedo. Influence of the undercut height on the behaviour of pillars at the extraction level in block and panel caving operations, in Y Potvin & J Jakubec (eds)// Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics, Perth, 018. – pp. 351-362. URL: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1815_24_Alvarez.

87. Hutchinson, D. J., Diederichs, M. S. Cablebolting in Underground Mines. 1996.

88. J.R.L., Read. Data gathering, interpretation, reliability and geotechnical models. Slope Stability 2013 – P.M. Dight (ed). Australian Centre for Geomechanics, Perth, ISBN 978-0-9870937-5-2. – pp. 81-89.
89. Jacubec, J., Laubscher, D. H. The MRMR rock mass rating classification system in mining practice/ Brisbane, 2000. – p.413-421.
90. Jeffrey, R. G., van As A., Zhang X., Bungler A. P., Chen Z. R. Measurement of hydraulic fracture growth in a naturally fractured orebody for application to preconditioning. Caving 2018 – Y Potvin and J Jakubec (eds). – pp. 647-662.
91. Karzulovic, A. Rock Mechanics Notes Related to Esmeralda Sector, El Teniente Division, Codelco, Santiago/ Karzulovic, A, Gaete, S, Pizarro, E, Rubio, J & Seguel, J// Effect of the Undercutting Geometry in the UCL Pillars, Esmeralda Sector, El Teniente Division, Codelco, Santiago, 2005.
92. Kovalenko, A. A. Assessment of the Influence of Technological Risk Factors on the Undercut Parameters When Mining Kimberlite Using Block Caving / A. A. Kovalenko, O. V. Petrova, Y. D. Mambetova // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Vladivostok, 06–09 октября 2020 года. – Vladivostok, 2021. – P. 022049. – DOI 10.1088/1755-1315/666/2/022049.
93. Kovalenko, A. A. Substantiation of Geotechnical Risk Assessment Criterion for Mining Systems with Uncontrolled Caving of Ore and Surrounding Formations / A. A. Kovalenko, O. V. Petrova, Y. D. Mambetova // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Virtual, Online, 10–12 января 2022 года. – Virtual, Online, 2022. – P. 032046. – DOI 10.1088/1755-1315/988/3/032046.
94. Laubscher, D. H., Jacubec J. The MRMR Rock Mass Classification for jointed rock masses/ Foundations for Design. Brisbane, 2000. – p.475-481.
95. Laubscher, D. H. A Geomechanics Classification System for the Rating of Rock mass in Mine Design/ J Sth Afr Inst Min Met, 1990. – p. 257-273.

96. Leventakis, Th. Geotechnical risk management // Geotechpedia blog (news, updates and more geotechnical information). — URL: <https://blog.geotechpedia.com/index.php/2017/05/geotechnical-risk-management/>.
97. Liu, Y., Zheng, J. Tongkuangyu mine's phase 2 project/ Liu Y., Zheng J.// Proceedings of MassMin 2008, Lulea, Sweden. — pp. 53-61.
98. M.J. Quantifying uncertainty in mining geomechanics design', in J Wesseloo (ed.)/ Proceedings of the First International Conference on Mining Geomechanical Risk, Australian Centre for Geomechanics, Perth. — 2019 — pp. 391-402. — URL: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1905_23_Dunn.
99. Meshram, V. M., Dahale, P. P., Tiwari, M. S., Ramteke, S. B. Advancement of support system for underground drift excavation — a review/ V. M. Meshram, P. P. Dahale, M. S. Tiwari, S. B. Ramteke// International Journal of Civil Engineering and Technology. — 2018. — Vol. 9. No 6. — pp. 332-339.
100. MJ, Dunn. Quantifying uncertainty in mining geomechanics design/ M. J. Dunn// Mining Geomechanical Risk 2019 – J Wesseloo (ed.). Australian Centre for Geomechanics, Perth, ISBN 978-0-9876389-1-5. doi:10.36487/ACG_rep/1905_23_Dunn. — pp. 391-401.
101. NSW Department of Industry, Resources Regulator, Mine Safety, March 2017.
102. Read, JRL. Data gathering, interpretation, reliability and geotechnical models/ Read JRL// in PM Dight (ed.), Proceedings of the 2013 International Symposium on Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering, Australian Centre for Geomechanics, Perth. — 2013. — URL: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1308_0.5_Read.
103. Sainsbury, B., Sainsbury, D., Carroll, D. Back-analysis of PC1 cave propagation and subsidence behaviour at the Cadia East mine/ in Y Potvin & J Jakubec (eds), Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics, Perth. — 2018 — pp. 167-178. — URL: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1815_10_Sainsbury.

104. Tishkov, M. Evaluation of caving as a mining method for the Udachnaya underground diamond mine project/ M. Tishkov// in Y Potvin & J Jakubec (eds), Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics, Perth. — 2018 — pp. 835-846. — URL: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1815_66_Tishkov.

105. Yetkin, M. E., Ozfirat, M. K., Yenice, H., Simsir, F., Kahraman, B. Examining the relation between rock mass cuttability index and rock drilling properties/ Yetkin, M. E., Ozfirat, M. K., Yenice, H., Simsir, F., Kahraman, B.// Journal of African Earth Sciences. — 2016. — Vol. 124. — pp. 151—158. DOI: 10.1016/j.jafrearsci.2016.09.025.

Приложение – Геомеханическое описание кернов

Специальная №: 898		Полное геомеханическое описание керна-Часть 1										Лист №:								
№ п/п	От. м	Дл. м	Длина, м	Выход керна			Дата окончания:			Минералы			Зачисленные трещины:							
				Общий выход керна (ТСР), м	Целевой выход керна (СЧР), м	Качество породы (RQR), м	Зона RMR?	Сохраненная литология	Наименование	Освиденность	Прочность (керн)	Прочность (слабые)	Открытие трещины	Нагрузка	Из них по ослаблению	Прочность	Количество	Литология заполнителя	Прочность заполнителя	Мошность заполнителя, мм
2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
1	45,6	45,3	0,7	0,7	0,7	0,7	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	1	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
2	46,3	45,9	0,4	0,5	0,5	0,5	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	1	-2	0	0	1	-2	-2	-2
3	46,9	45,8	0,9	0,9	0,9	0,9	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
4	45,8	46,4	0,6	0,9	0,9	0,9	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
5	46,7	47,9	2,2	2,15	2,15	2,15	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	8	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
6	51,9	53,4	1,5	1,35	1,35	1,2	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	3	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
7	53,4	57,0	3,6	3,4	3,3	3,3	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	4	-2	0	0	2	КОММ	GGT	4
8	62,0	62,3	0,3	0,1	0,1	0,1	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	12	-2	0	0	6	КОММ	STN	1
9	62,3	65,4	3,1	3,0	3,0	3,0	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	3	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
10	65,4	67,3	1,9	1,8	1,8	1,8	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	1	3	0	0	-2	-2	-2	-2
11	67,3	70,1	2,8	2,8	2,8	2,8	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	1	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
12	70,1	71,8	1,7	1,7	1,7	1,7	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	3	1	0	0	-2	-2	-2	-2
13	71,8	72,7	0,9	0,9	0,9	0,9	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
14	72,7	74,8	2,1	2,1	2,1	2,1	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
15	74,8	75,4	0,6	0,6	0,6	0,6	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	1	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
16	75,4	76,0	0,6	0,6	0,6	0,6	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
17	76,0	76,4	0,4	0,4	0,4	0,4	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
18	76,4	80,1	3,7	3,7	3,7	3,7	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	4	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
19	80,1	82,35	2,25	2,15	2,15	2,05	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
20	82,35	87,2	4,85	4,75	4,75	4,7	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
21	87,2	90,4	3,2	3,2	3,2	3,2	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
22	90,4	93,4	3,0	2,4	2,4	2,4	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
23	93,0	94,0	1,0	0,95	0,95	0,95	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2
24	94,0	97,6	3,6	3,5	3,5	3,5	TRUE KB	UV	W	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2

Полное геомеханическое описание керна-Часть 2

Документация: *Артекти МЛ*

Лист №:

№ п/п	Открытые трещины												Продольные						
	1-я группа : 0° - 30°						2-я группа : 31° - 60°							3-я группа : 61° - 90°					
	Количество трещин	Макрошероковатость	Литология заполнения	Прочность заполнения	Раскрытие, мм	Прочность стенок трещины	Количество трещин	Макрошероковатость	Литология заполнения	Прочность заполнения	Раскрытие, мм	Прочность стенок трещины	Количество трещин	Макрошероковатость	Литология заполнения	Прочность заполнения	Раскрытие, мм	Прочность стенок трещины	
1	R	-2	-2	CU	NON'	0	1	SE	CU	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	44
2	I	1	SE	CU	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2
3	I	-2	-2	CU	NON'	0	1	SE	CU	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2
4	R	-2	-2	CU	NON'	0	1	SE	CU	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2
5	R	2	SE	CU	NON'	0	1	PL	SS	NON'	0	1	2	SE	CU	NON'	0	1	-2
6	R	2	SE	CU	NON'	0	1	SE	CU	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2
7	R	2	SE	CU	NON'	0	1	UN	RS	NON'	0	1	UN	RS	NON'	0	1	UN	RS
8	R	9	PL	GP	NON'	0	1	UN	SHU	NON'	0	1	2	UN	RS	NON'	0	1	UN
9	R	1	PL	GP	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	2	PL	GP	NON'	0	1	-2
10	R	1	UN	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2
11	R	-2	-2	UN	RS	NON'	0	1	PL	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2
12	R	1	PL	GP	NON'	0	1	UN	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2
13	R	2	PL	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	18	-1	-1	NON'	0	1	-2
14	M	-2	-2	UN	RS	NON'	0	1	PL	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2
15	R	-2	-2	UN	RS	NON'	0	1	PL	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2
16	M	-2	-2	UN	RS	NON'	0	1	PL	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2
17	R	-2	-2	UN	RS	NON'	0	1	UN	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2
18	M	-2	-2	UN	RS	NON'	0	1	UN	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2
19	R	3	PL	SS	NON'	0	1	UN	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2
20	M	-2	-2	UN	RS	NON'	0	1	UN	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2
21	R	1	PL	GP	NON'	0	1	UN	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2
22	M	-2	-2	UN	RS	NON'	0	1	UN	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2
23	I	2	PL	GP	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2
24	M	-2	-2	UN	RS	NON'	0	1	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2	-2

открытые трещины стенок скважины
поверхности (вместе с трещинами)

№ п/п		От. м		До. м		Длина, м		Выход керн			Зона RMR			Строение			Прочность			Нарушения			Микроэффекты			Залеченные трещины																													
Сважина №: КС-91		Дата начала: 31.05.2019		Дата окончания: 08.06.2019		Лист №:		Общая длина керн (ТКР), м			Цельный выход керн (СКР), м			Качество пород (KQD), м			Сокращенная литология			Изменение			Обводненность			Прочность (крепле)			Прочность (скалке)			Структурные трещины			Излик по ослаблению			Интенсивность			Прочность			Количество			Литология заполнителя			Прочность заполнителя			Мощность заполнителя, мм		
2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22																																			
1	00	30	88	30	275	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	14	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
2	30	42	34	348	342	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	5	7	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
3	42	51	32	30	278	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	5	3	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
4	115	130	14	13	109	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	5	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
5	130	137	07	07	061	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	4	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
6	137	144	36	36	349	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	-2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
7	144	145	17	17	163	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
8	145	239	38	36	375	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	11	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
9	239	246	30	30	30	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	5	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
10	246	287	10	10	10	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	-2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
11	287	516	035	03	012	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	5	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
12	516	501	085	085	085	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	1	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
13	501	518	14	14	14	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	4	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
14	518	358	31	28	302	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	8	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
15	358	386	11	11	11	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	3	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
16	386	486	17	17	162	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	8	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
17	486	404	69	69	177	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	-2	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
18	404	504	96	96	843	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	26	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
19	504	523	16	13	124	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	5	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
20	523	548	22	20	198	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	3	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
21	548	563	17	17	149	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	6	-2	0	0	-2	-2	-2	-2																																			
22	563	81	80	79	792	TRUE KB	W	W	11	R3	100	-2	11	4	0	0	-2	-2	-2	-2																																			

* Данная информация была рассмотрена и согласована в соответствии с проектом

