

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет»

На правах рукописи

Киркин Александр Павлович



УПРАВЛЕНИЕ УДАРООПАСНОСТЬЮ МАССИВА СПЛОШНЫХ
СУЛЬФИДНЫХ РУД БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ В УСЛОВИЯХ
СЛОЖНОГО НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ

Специальность 2.8.6. Геомеханика, разрушение горных пород,
рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель
доктор технических наук, профессор
Господариков А.П.

Санкт – Петербург – 2023

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
ГЛАВА 1 КРАТКИЙ ОБЗОР СОСТОЯНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ТЕМЕ ДИССЕРТАЦИИ.....	9
1.1 Общие положения об управлении горным давлением и противоударных мероприятиях	9
1.2 Закладка выработанного пространства	11
1.2.1 Оценка прочности закладочного массива глубоких рудников Талнаха	11
1.3 Формы сечений выработок.....	14
1.4 Бурение разгрузочных скважин	15
1.5 Разгрузка массива горных пород взрывным способом.....	18
1.5.1 Опережающее камуфлетное взрывание	19
1.5.2 Обзор отечественного опыта разгрузки целиков и приведения массива горных пород в неудароопасное состояние буровзрывным способом.....	24
1.5.2.1 Разгрузка ленточных целиков и краевых частей массива горных пород на руднике «Октябрьский».....	25
1.5.2.2 Разгрузка внутриблоковых целиков на руднике «Глубокий».....	28
1.5.2.3 Опыт разгрузки массива горных пород вблизи тектонических нарушений на рудниках СУБРа	32
1.5.3 Анализ зарубежного опыта применения взрывной разгрузки целиков.....	31
1.6 Выводы по главе	39
ГЛАВА 2 ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ И ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ТАЛНАХСКОГО И ОКТЯБРЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	40
2.1 Общие сведения об удароопасности Талнахского и Октябрьского месторождений	40
2.2 Определение физико-механических свойств образцов горных пород.....	40
2.2.1 Определение предела прочности при одноосном сжатии.....	41
2.2.2 Предел прочности на одноосное растяжение	42
2.2.3 Деформационные характеристики.....	43
2.2.4 Предел прочности при объемном сжатии.....	43
2.2.5 Определение плотности горных пород	44
2.2.6 Определение скоростей распространения продольной и поперечной волн.....	45
2.2.7 Результаты испытаний	45
2.3 Оценка физико-механических свойств массива горных пород	48
2.4 Анализ методов оценки удароопасности горных пород	55
2.4.1 Методы оценки удароопасности по действующим в РФ нормативным документам.....	55

2.4.2 Оценка удароопасности по дискованию керна	55
2.4.3 Оценка удароопасности по хрупкости пород	56
2.4.4 Методы оценки удароопасности массива, приведенные в иностранной литературе	58
2.5 Оценка напряжений по разрушениям стенок скважины	69
2.6 Выводы по главе 2	72
ГЛАВА 3 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СПЛОШНЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ПРОТИВОУДАРНЫХ МЕРОПРИЯТИЙ	74
3.1 Основные вопросы для проведения испытаний	74
3.2 Определение остаточной прочности образцов сплошной сульфидной руды	76
3.2.1 Испытания на определение прочности предварительно разрушенных образцов горных пород при срезе со сжатием	76
3.2.2 Испытание на прямой срез по трещине	77
3.2.3 Испытание на прямой срез по распилу	78
3.2.4 Проведение испытаний на объемное сжатие с определением остаточной прочности.....	79
3.3 Моделирование применения разгрузочных мероприятий на образцах	82
3.3.1 Общие сведения о методике испытаний	82
3.3.2 Подготовка образцов к испытаниям.....	82
3.3.3 Разупрочнение образцов взрывным способом	88
3.3.4 Проведение испытаний.....	89
3.3.5 Калибровка графиков испытаний	91
3.3.6 Результаты испытаний	93
3.4 Выводы по главе 3	103
ГЛАВА 4 РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ РАЗГРУЗКИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ	105
4.1 Текущий вариант разгрузки горного массива скважинами	105
4.2 Рекомендации по разгрузке массива горных пород взрывным способом	105
4.3 Определение зоны разрушения рассредоточенными зарядами с воздушным промежутком в условиях сложного напряженного состояния	106
4.3.1 Расчетные методики оценки зоны разрушения	106
4.3.2 Сопоставление результатов аналитических расчетов и модельных испытаний.....	108
4.4 Определение устойчивости неразрушенного участка междускважинного целика.....	111
4.5 Параметры буровзрывных работ	112
4.6 Заряжание субгоризонтальных скважин.....	119
4.7 Геомеханическое обеспечение работ.....	123
4.8 Оценка экономической эффективности	123

4.9 Выводы по главе 4	126
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	127
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	128
ПРИЛОЖЕНИЕ А Свидетельство на программу ЭВМ	139
ПРИЛОЖЕНИЕ Б Акт внедрения	140
ПРИЛОЖЕНИЕ В Расчет экономической эффективности	142

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. При добыче руд подземным способом на больших глубинах рудников Талнахского и Октябрьского месторождений в крепких скальных породах очистные работы зачастую ведутся на участках, склонных или опасных по горным ударам. На этих участках в соответствии с Федеральными нормами и правилами и практикой ведения горных работ требуется предварительное создание защищенных зон. В настоящее время наиболее эффективным методом решения данной проблемы является бурение строчки разгрузочных скважин. Основная цель такого бурения – инициация управляемого процесса разрушения в режиме пластического деформирования локальной области массива горных пород, приводящая его к снижению значений действующих напряжений. Применение при разработке удароопасных месторождений данного метода подтвердило свои надежность и эффективность при ведении горных работ. Отметим при этом имеющийся ряд недостатков метода: необходимость бурения скважин большого и, соответственно, потребность в специализированном буровом оборудовании; значительный объем буровых работ и высокая стоимость бурения скважин большого диаметра; технологические сложности при организации горных работ в подземных условиях.

В настоящее время возникла тенденция по снижению мощностей обрабатываемых рудных тел, сложенных из сплошных сульфидных руд. Так, 10 лет назад обрабатываемая мощность Хараелахской основной залежи составляла порядка 30 м, а введенные в последнее время в эксплуатацию залежи Северная третья и Северная четвертая Октябрьского месторождения имеют мощности в пределах 15-18 м. Поэтому для поддержания темпа производства необходимо увеличивать как площади ведения очистных работ, так и увеличение площадей разгрузки, а следовательно, и объемов бурения. В 2015 году объем бурения разгрузочных скважин на руднике «Таймырский» составлял порядка 70 тыс. м, а на 2023 год были заложены объемы бурения порядка 90 тыс. м. На руднике «Скалистый» увеличение объема бурения разгрузочных скважин за последние 7 лет выросло с 30000 м до 55000 м, то есть увеличилось практически в 2 раза. На остальных рудниках Талнахского и Октябрьского месторождений значительного увеличения объемов бурения не происходит, но текущие показатели объемов бурения также высоки: порядка 20000 м (рудники «Октябрьский» «Комсомольский»).

Таким образом, совершенствование и применение метода разгрузочных скважин является очень актуальной задачей при разработке подземным способом месторождений, склонных и опасных по горным ударам.

Степень ее разработанности.

Вопросам приведения массива горных пород в неудароопасное состояние посвящены работы ученых: Б.Н. Кутузова, И.М. Петухова, В.Н. Тюпина, Р.Р. Andrieux, Н. Mitri, М.Р. Saharan, В. Tang и др.

Исследованию напряженно-деформированного состояния массива горных пород, в том числе и склонного к хрупкому разрушению, посвящены работы ученых: С.Г. Авершина, К.В. Ардашева, Н.С. Булычева, В.А. Еременко, А.П. Господарикова, В.П. Зубова, М.Д. Ильинова, М.А. Карасева, А.А. Козырева, А.М. Линькова, Т.И. Лазаревича, В.П. Марысюка, Н.Ю. Рассказова, В.Д. Паляя, А.Г. Протосени, А.Н. Ставрогина, В.С. Сидорова, Д.В. Сидорова, Б.Г. Тарасова, А.П. Тапсиева, В.Л. Трушко, Г.Л. Фисенко, А.А. Филинкова, А.Н. Шабарова, Е.И. Шемякина и др.

Объект исследования. Удароопасность массива сплошных сульфидных руд.

Предмет исследования. Изменение физико-механических свойств удароопасных сплошных сульфидных руд при их разупрочнении взрывом.

Цель работы. Разработка способа снижения удароопасности массива сплошных сульфидных руд в условиях сложного напряженного состояния.

Идея работы. Понижение удароопасности массива сплошных сульфидных руд в условиях сложного напряженного состояния достигается буровзрывным способом с учетом изменения их физико-механических свойств при разупрочнении.

Задачи:

1. Обзор отечественного и зарубежного опыта в вопросах управления горным давлением и предупреждения горных ударов.
2. Обоснование оценки и критерия удароопасности массива горных пород на основе исследования основных физико-механических свойств сплошной сульфидной руды с учетом ее нарушенности.
3. Разработка эффективной методики проведения специализированных механических испытаний по оценке удароопасности массива горных пород при разработке месторождений сплошных сульфидных руд.
4. Обоснование и выбор основных параметров буровзрывных работ по приведению массива горных пород в неудароопасное состояние.

Научная новизна работы:

1. Получена зависимость изменения прочностных свойств сплошных сульфидных руд при их разупрочнении взрывным способом рассредоточенными зарядами с воздушным промежутком в условиях действия напряженного состояния;

2. Получены зависимости изменения деформационных свойств сплошных сульфидных руд при их разупрочнении взрывным способом рассредоточенными зарядами с воздушным промежутком в условиях действия напряженного состояния.

Теоретическая и практическая значимость работы:

1. Получены количественные оценки изменения прочностных и деформационных свойств сплошной сульфидной руды в результате применения мероприятий по предупреждению горных ударов.

2. Определено влияние напряжений в массиве горных пород на изменение физико-механических свойств сплошных сульфидных руд разупрочнением взрывным способом.

3. Разработаны методические рекомендации для обоснования основных параметров буровзрывных работ для разгрузки массива горных пород с применением рассредоточенных зарядов с воздушным промежутком и дополнительного инструментального контроля удароопасности массива в условиях рудников Октябрьского и Талнахского месторождений. Разработана программа для ЭВМ (приложение А) для обеспечения дополнительной оценки удароопасности.

4. Результаты диссертационной работы приняты к использованию в деятельности ООО «Институт Гипроникель» в рамках научного сопровождения по безопасной и эффективной отработке руд глубоких рудников Талнаха (акт о внедрении результатов от 23.05.2023 (приложение Б)).

Методология и методы исследований. Работа выполнена с использованием комплексного метода исследований, включающего анализ опубликованных источников и результатов исследований, оценку нарушенности массива горных пород эмпирическими подходами, физико-механические испытания руд и пород, специализированные модельные испытания. В качестве основного метода применен лабораторный эксперимент.

Положения, выносимые на защиту.

1. При слабой нарушенности сплошных сульфидных руд, отличие упругих свойств в образце от аналогичных свойств в массиве находится в пределах 20%;

2. Изменения физико-механических свойств сплошных сульфидных руд при разупрочнении взрывом с применением рассредоточенных зарядов с воздушным промежутком в условиях действия сложного напряженного состояния описываются линейными зависимостями с коэффициентами детерминации, превышающими значение 0,93;

3. Применение предварительной разгрузки массива сплошных сульфидных руд взрывным способом с обоснованным применением рассредоточенных зарядов позволяет перевести его в неудароопасное состояние с пластическим режимом деформирования.

Степень достоверности и апробация результатов подтверждается представительным объемом выполненных испытаний по определению физико-механических свойств руд и пород Норильского промышленного района, значительным количеством данных о нарушенности массива горных пород, результатами специализированных модельных экспериментов и их удовлетворительной сходимостью с результатами по методикам других авторов.

Результаты исследований и основные научные положения докладывались на следующих конференциях:

- Всероссийский этап международного конкурса молодых ученых «Актуальные проблемы недропользования (апрель 2021 года, г. Санкт-Петербург);

- Международно-практическая конференция Горное дело в XXI веке: технологии, наука, образование (октябрь 2021 года, г. Санкт-Петербург);

- XXXI Международный научный симпозиум «Неделя горняка 2023» (февраль 2023 года, г. Москва).

Личный вклад автора заключается в постановке целей и задач исследования; формулировке научных положений; анализе зарубежной и отечественной научной литературы по теме исследования, а также нормативной документации; проведении испытаний по определению физико-механических свойств пород и руд Норильского промышленного района; разработке методики и проведении специализированных механических испытаний по определению степени изменения физико-механических свойств сплошных сульфидных руд при применении противоударных мероприятий, анализе полученных экспериментальных результатов; разработке практических рекомендаций по выбору параметров для приведения массива горных пород в неудароопасное состояние буровзрывным способом.

Публикации. Результаты диссертации в достаточной степени освещены в 6 печатных работах (пункты списка литературы № 8,20,40,76,77,110), в том числе в 2 статьях - в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук, в 3 статьях - в изданиях, входящих в международную базу данных и систему цитирования Scopus. Получено 1 свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ (пункт списка литературы № 42).

Структура диссертации. Диссертация состоит из оглавления, 4 глав с выводами по каждой из них, заключения, списка литературы, включающего 119 наименований. Диссертация изложена на 150 страницах машинописного текста, содержит 79 рисунков, 37 таблиц и 3 приложения.

ГЛАВА 1 КРАТКИЙ ОБЗОР СОСТОЯНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ТЕМЕ ДИССЕРТАЦИИ

1.1 Общие положения об управлении горным давлением и противоударных мероприятиях

Высокий уровень значений напряжений, тесно связанный с увеличением глубины разработки месторождения подземным способом, является неизбежным результатом проведения очистных работ. На таких глубинах горное давление проявляется в виде заколообразования, шелушения, треска в массиве, толчков, стреляния и горных ударов [26,36,37,43]. Несмотря на прогресс, достигнутый в настоящее время в разработке методов исследований, достоверно предсказать точное время и место возникновения горных ударов не является возможным [48,49]. Например, такой метод регионального прогноза как сейсмический мониторинг [47,59] показывает только сейсмическую активность различной энергии в массиве горных пород на достаточно протяженных участках месторождения. В дополнение к региональному прогнозу также производится локальный прогноз удароопасности, если на каком-либо участке регистрируются сейсмические события выше допустимых (значения которых обычно представлены в Указаниях по безопасному ведению горных работ для каждого конкретного месторождения, склонного и опасного по горным ударам), с последующим проведением необходимых мероприятий по предупреждению горных ударов.

Таким образом, существуют проблемы прогнозирования горных ударов, и эта неопределенность требует заблаговременного проведения полного комплекса мероприятий, направленных на снижение удароопасности массива горных пород.

Следует отметить, что согласно «Федеральным нормам и правилам» [58], проведение очистных горных работ должно производиться в пределах защищенной зоны. С целью уменьшения числа динамических форм проявления горного давления необходимо также проведение мероприятий по снижению значений напряжений в массиве горных пород.

В настоящее время разработаны различные способы управления горным давлением, включающие применение специальных систем разработки, усиленное крепление горных выработок, предварительную подготовку рудного массива перед проведением очистной выемки (рисунок 1.1) [15,105].

Крепление удароопасных участков может осуществляться с учетом применения динамической крепи, которая представляет собой податливые анкера в сочетании с поверхностной крепью в виде сетки или торкретбетона. Основными требованиями к такому виду крепи являются: 1) достаточная прочность, чтобы противостоять горным ударам; 2) достаточная жесткость для поглощения сейсмической энергии [15,25].



Рисунок 1.1 – Способы управления горным давлением и методы предотвращения горных ударов [8,105]

С целью сокращения времени и затрат на крепление и поддержку горных выработок был разработан динамический анкер «Versa-superbolt (рисунок 1.2) [70], который можно использовать без дополнительного крепления сеткой или торкретбетоном. Согласно проведенным испытаниям, динамический анкер типа «Versa-Superbolt» хорошо работает как в условиях прямой, так и косвенной динамической нагрузки. Энергопоглощающая способность анкера при первом ударном нагружении составляет не менее 30 кДж и 45 кДж при прямом и непрямом динамическом нагружении соответственно. Результаты испытаний показали, что накопительная энергоемкость анкера превышает 70 кДж.



Рисунок 1.2 – Динамический анкер «Versa-superbolt» [70]

Согласно [15,25] при креплении динамической крепью скальных пород поглощение энергетической нагрузки анкерами составляет 75%, а поверхностной крепью оставшиеся 25%. В слабых породах наблюдается обратная картина: 30% нагрузки приходится на анкера, а 70% на поверхностную крепь. В работах представлены расчетная методика выбора крепи, рассмотренная с учетом энергопоглощения и деформируемости.

Отдельного внимания заслуживают «противоударные мероприятия», цель которых заключается в локальном снижении напряжений до значений ниже критических.

Согласно [26] при приведении массива горных пород в неудароопасное состояние следует руководствоваться следующими предложениями (подходами):

- понижение уровня максимальных действующих напряжений вблизи контура выработки;
- перенос в глубину массива максимальных действующих напряжений.

Первый подход зависит от технологии ведения горных работ (создание защитных зон проходкой выработок и последующей их закладкой, выбор параметров систем разработки, позволяющих минимизировать наличие концентраторов напряжений, проходка выработок вдоль действия максимальных главных напряжений, выбор порядка отработки рудного тела и т.д.) и требует строгого планирования, что не всегда достигается в условиях роста объема производства [17,52,106].

Второй подход — это формирование защищенных зон, то есть создание в массиве локальных участков податливости, препятствующих накоплению упругой энергии. Основными методами при таком подходе являются камуфлетное взрывание и бурение разгрузочных скважин [23,24,27,53].

Ниже приведены некоторые способы управления горным давлением на подземных рудниках, применимых в том числе и к объекту настоящего исследования.

1.2 Закладка выработанного пространства

Системы разработки с закладкой выработанного широко распространены на подземных рудниках, где добыча ценных руд производится в сложных горно-геологических условиях. Применение закладки помимо снижения уровня напряжений в очистных забоях также решает вопрос безотходного производства, в результате которого пустые породы, металлургический шлак и прочие использованные материалы могут включаться в состав закладочных смесей. В рамках противоударных мероприятий закладка выработанного пространства применяется при формировании защитных слоев, то есть надработанных или подработанных участков массива горных пород, где произведена выемка горной массы, а образованные пустоты заполняются закладочным материалом. Из-за разницы в упругих свойствах (модуль упругости закладочного массива существенно ниже модуля упругости массива горных пород) формируется зона податливости и обрабатываемый участок находится в защищенной зоне.

1.2.1 Оценка прочности закладочного массива глубоких рудников Талнаха

Соблюдение требований безопасности обуславливает и высокие требования к качеству закладочного массива. Основным критерий оценки качества — это прочность закладочного

материала. Одним из способов, обеспечивающих качественную оценку прочности закладочного массива, является акустический способ ее контроля на основе стандартов [9,10,11].

Ультразвуковые измерения в бетоне проводят методами сквозного или поверхностного прозвучивания. Прочность бетона в конструкциях определяют по экспериментально установленным градуировочным зависимостям косвенного показателя от прочности бетона. Построение градуировочной зависимости производят по данным ультразвуковых измерений образцов-кубов и последующем их разрушении на испытательном прессе.

После проведения лабораторных испытаний образцов из закладочных смесей АШЩЦ (ангидрит, шлак, щебень, цемент), АЩЦ (ангидрит, шлак, цемент), ШЩЦ (шлак, щебень, цемент), ШХЦ (шлак, хвосты, цемент) через 7, 28, 45, 70, 90 суток твердения построены графические зависимости прочности образцов от скорости распространения волн (рисунок 1.3). В таблице 1.1 представлены полученные экспериментальные зависимости как для продольных, так и для поперечных волн.

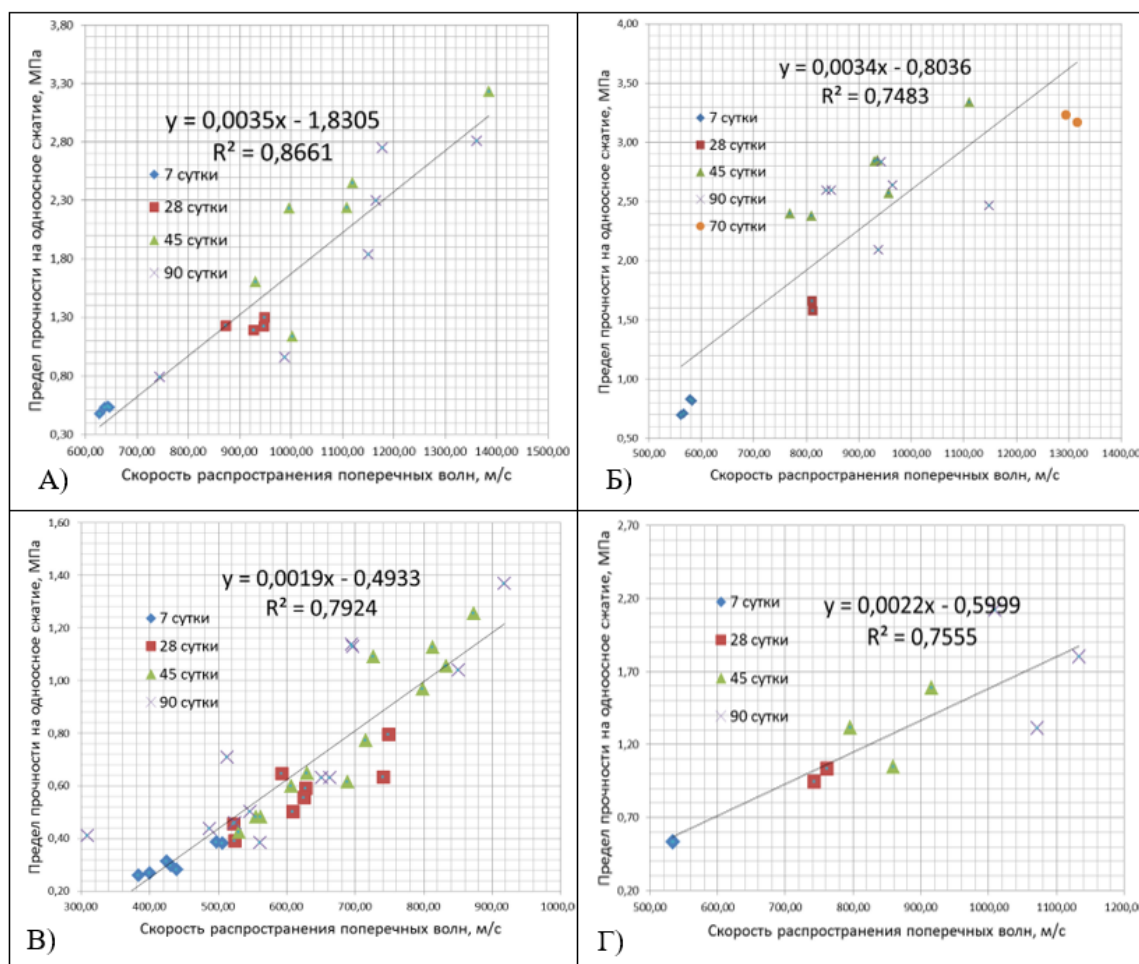


Рисунок 1.3 – Зависимости прочности на одноосное сжатие и скорости распространения поперечной волны в образцах лабораторного приготовления на 7, 28, 45, 90 суток твердения: а) АШЩЦ; б) ШЩЦ; в) АШЩЦ; г) ШХЦ [110]

Подтверждение возможности использования экспресс-метода производилось на закладочной перемычке камеры 38/4-1 на руднике «Скалистый» сквозным прозвучиванием в просверленных шпурах с последующим отбором проб.

Отмечено, что в ранние сроки набора прочности (7, 28, 45, 90 суток) наилучшая сходимость результатов имелась при рассмотрении распространения поперечных волн (рисунок 1.3). Совместное рассмотрение результатов ультразвукового контроля прочности лабораторных и промышленных составов позволило выстроить единую зависимость скорости распространения волны и прочности образцов (рисунок 1.4). Причем, в отличие от возраста до 90 суток на сроке твердения в 180 суток наблюдается лучшая корреляция с продольными волнами, так как влажность закладочного бетона снижается к этому сроку.

Таблица 1.1 – Экспериментальные зависимости прочности закладки от измеренных скоростей распространения продольных и поперечных волн [110]

Тип закладки	Зависимость для определения прочности на одноосное сжатие, МПа	
	Для продольных волн v_p , [м/сек]	Для поперечных волн v_s , [м/сек]
АЩЦ	$\sigma_{сж} = 0,0021 \cdot v_p - 2,2$	$\sigma_{сж} = 0,0035 \cdot v_s - 1,8305$
ШЩЦ	$\sigma_{сж} = 0,0009 \cdot v_p - 1,16$	$\sigma_{сж} = 0,0034 \cdot v_s - 1,8306$
АШЩЦ	$\sigma_{сж} = 0,0008 \cdot v_p - 0,38$	$\sigma_{сж} = 0,0019 \cdot v_s - 0,4933$
ШХЦ	не измерялась	$\sigma_{сж} = 0,0022 \cdot v_s - 0,8036$

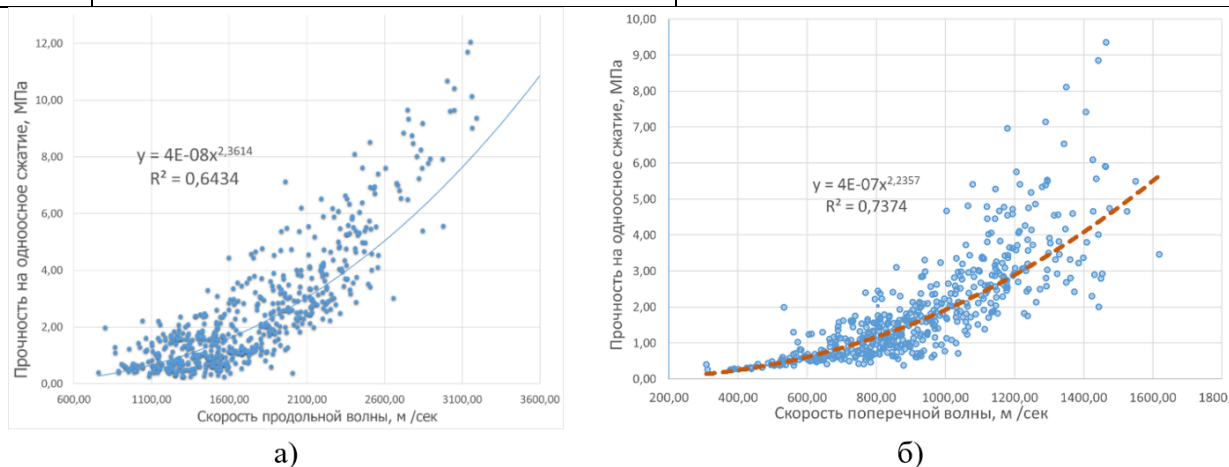


Рисунок 1.4 – Сопоставление результатов ультразвукового контроля при сроке твердения 90 суток: а) зависимость «прочность-скорость продольной волны»; б) зависимость «прочность-скорость поперечной волны» [110]

На основе сопоставления результатов были получены необходимые аппроксимирующие зависимости для их практического применения.

Установлено, что для оценки прочности закладочного массива со сроком твердения менее 90 суток следует использовать функциональную градуировочную зависимость прочности от скорости распространения поперечной волны, а при сроке твердения более 90 суток – от скорости распространения продольной волны.

1.3 Формы сечений выработок

Одним из вариантов снижения концентрации напряжений в краевой части выработок является проходка выработок, форма сечения которых разрабатывается с учетом значений компонент тензора напряжений. Так, для шахт СУБРа было обосновано применение полуэллипсового сечения (рисунок 1.5 а) с углом наклона большей оси, близким к падению рудного тела для выработок субмеридионального направления. Для выработок, пройденных в субширотном направлении, совпадающим с направлением с действием главного напряжения σ_1 , применялось шатровое сечение (рисунок 1.5 б).

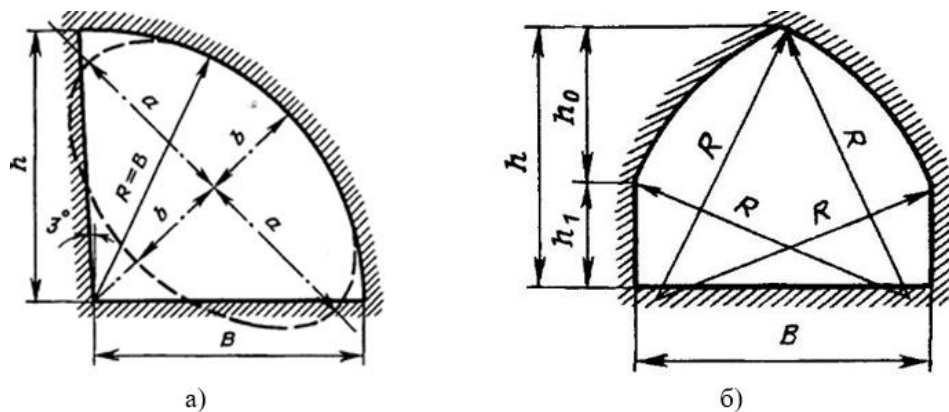


Рисунок 1.5 – Полигональные формы сечений полевых выработок: а) полуэллипсоидного сечения; б) шатрового сечения [37]

Известно, что выработка квадратного сечения является наименее удароопасной. В работе [37] указано, что в прямоугольной выработке (с соотношением ширины к высоте как 2:1) коэффициенты концентрации напряжений значительно меньше, чем для такой же прямоугольной выработки с усеченными углами, а при дополнительном формировании щелей в углах (рисунок 1.6), напряжения концентрируются в глубине массива в этих щелях, что способствует защите каждой из сторон выработки.

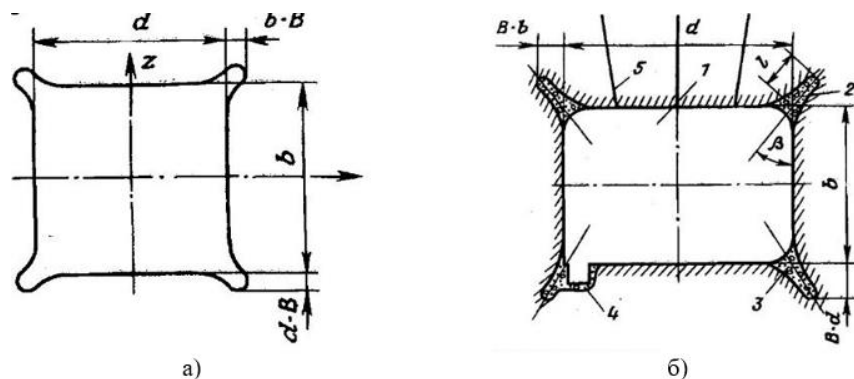


Рисунок 1.6 – Четырехугольная выработка со щелями в углах: а) схема моделирования; б) сечение выработок в натуре; 1 – прямоугольная выработка; 2 – разгрузочная щель; 3 – бетонный наполнитель; 4 – водоотливная канавка, частично совмещенная с щелью; 5 – штанговая крепь [37]

Так как концентрация напряжений в выработке зависит от глубины и типа щели, то для предотвращения ее возможного разрушения щель заполняется торкрет-бетоном.

1.4 Бурение разгрузочных скважин

Бурение строчки разгрузочных скважин для создания защищенных зон нашло свое широкое применение как на рудных, так и на угольных месторождениях [19,27,28,44,45,46,47,57]. При данном способе зона разрушения создается путем бурения ряда (или нескольких рядов) скважин, находящихся на близком расстоянии друг от друга. Образующиеся междускважинные целики разрушаются в результате воздействия на них высоких напряжений, а тангенциальные напряжения перемещаются вглубь массива за зону разрушения [37]. Бурение строчки скважин приводит к образованию саморазвивающейся локальной зоны с высокой податливостью, препятствующей накоплению упругой энергии в приконтурном массиве [7,27,37,44]. Следует также отметить, что разрушение стенок разгрузочных скважин может происходить уже непосредственно в процессе бурения, при условии наличия высокого уровня начальных напряжений [7,27]. В случаях, когда нагрузки не превышают предела прочности пород вокруг скважины, разрушение стенок не происходит. При нагрузках более 0,6-0,8 предела прочности руды начинается деформирование контура скважин (рисунок 1.7 а).

Из-за разрушения стенок, поперечное круглое сечение скважины превращается в эллиптическое, что способствует уменьшению размеров междускважинного целика (рисунок 1.7б). Это приводит к сокращению участка с высокими напряжениями в районе зоны разрушения. Следовательно, чем меньше расстояние между смежными скважинами, тем интенсивнее разрушается целик между ними. Эффективность данного способа зависит от диаметра скважин, их глубины и расстояния между скважинами. Так, в соответствии с выводами работы [37], минимальную глубину скважин следует принимать равной высоте выработки. При разгрузке массива на рудниках Талнаха принята глубина скважин 25 м, а в случае проведения разгрузки широких целиков встречными скважинами их глубина может достигать до 40 м (рисунок 1.8) [27].

Отмечено, что процесс деформирования в междускважинных целиках, а следовательно, и снижение уровня напряжений растянуто во времени [7,57]. Так, в начальный период начинают образовываться трещины в целиках, увеличиваются значения деформаций. Через 3-4 месяца с ростом трещиноватости массива из-за уменьшения размеров междускважинного целика растут и деформации. Напряжения перераспределяются вне зоны разгрузки, и разрушение целиков прекращается.

Помимо формирования защищенных зон при ведении очистных работ, представленный метод применяется для предварительной площадной разгрузки геодинамически активных участков шахтных полей и для создания зон податливости в безрудных массивах [7].

Расстояние между скважинами определяется, исходя из параметров бурения (диаметр скважины) и физико-механических свойств горных пород. При определении расстояния между скважинами на рудниках Талнаха учитывались предел прочности на одноосное сжатие и нарушенность пород, а для практического расчета использовалась гипотеза Турнера-Шевякова [18,29]. Для условий Николаевского месторождения параметры разгрузки определялись путем численного моделирования [45,46].

Бурение разгрузочных скважин может производиться как одной строчкой, так и несколькими (рисунок 1.9), однако такой подход значительно увеличивает объем буровых работ.

Для разгрузки широких целиков (шириной порядка 60 м) применяется бурение встречных скважин (рисунок 1.8). При разгрузке встречными скважинами (при условии разгрузки широких целиков) на рудниках Талнаха бурятся скважины глубиной до 40 м, при этом зона перекрытия встречных скважин составляла до 15 м. Проведенные испытания показали эффективность применяемого метода. Значения действующих напряжений в массиве уменьшились на 40-50%.

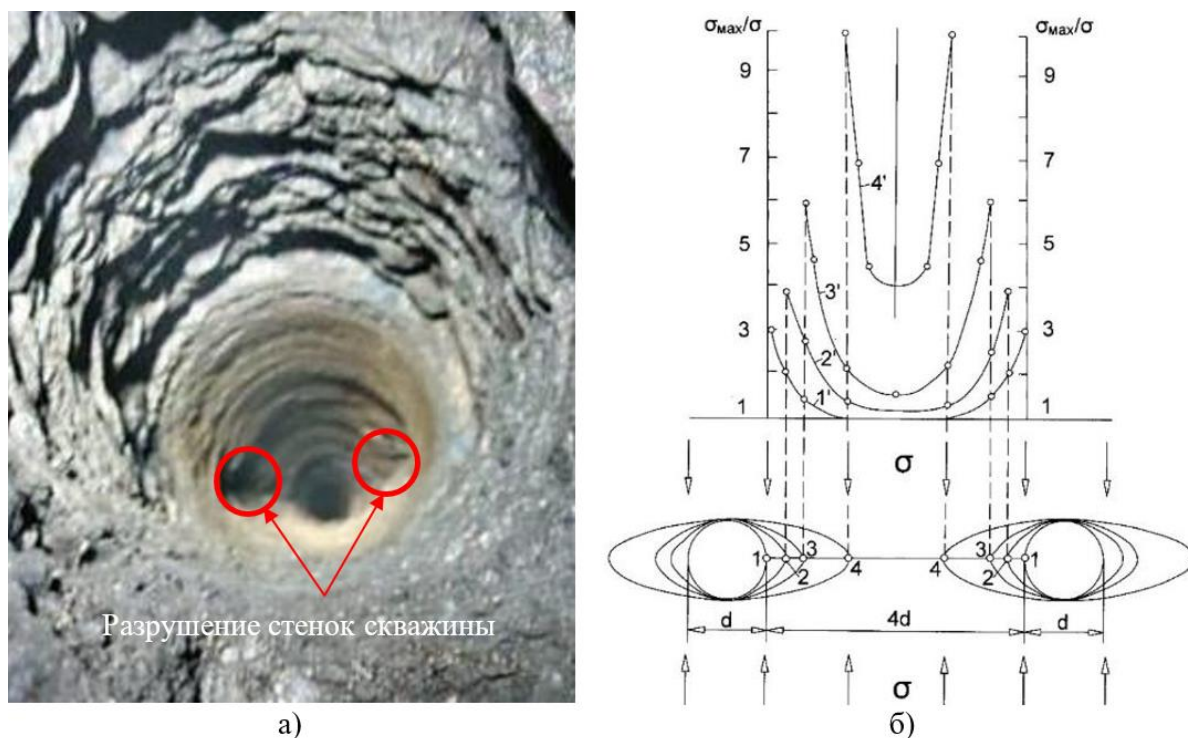


Рисунок 1.7 – Разрушение стенок разгрузочной скважины: а) пластические деформации контура разгрузочной скважины в массиве сплошных сульфидных руд; б) зависимость коэффициентов концентрации напряжений в межскважинном целике при изменении геометрии скважин за счет разрушения стенок [37]; 1', 2', 3', 4' – эпюры относительных напряжений σ_{\max}/σ по 1-1, 2-2, 3-3, 4-4

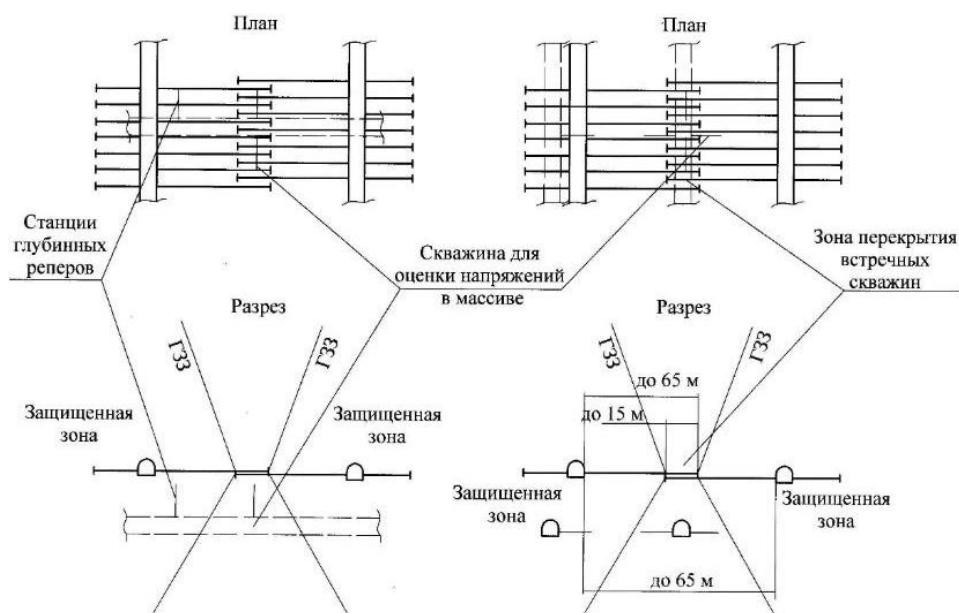


Рисунок 1.8 – Схемы бурения встречных разгрузочных скважин (ГЗЗ – граница защищенной зоны) [29]

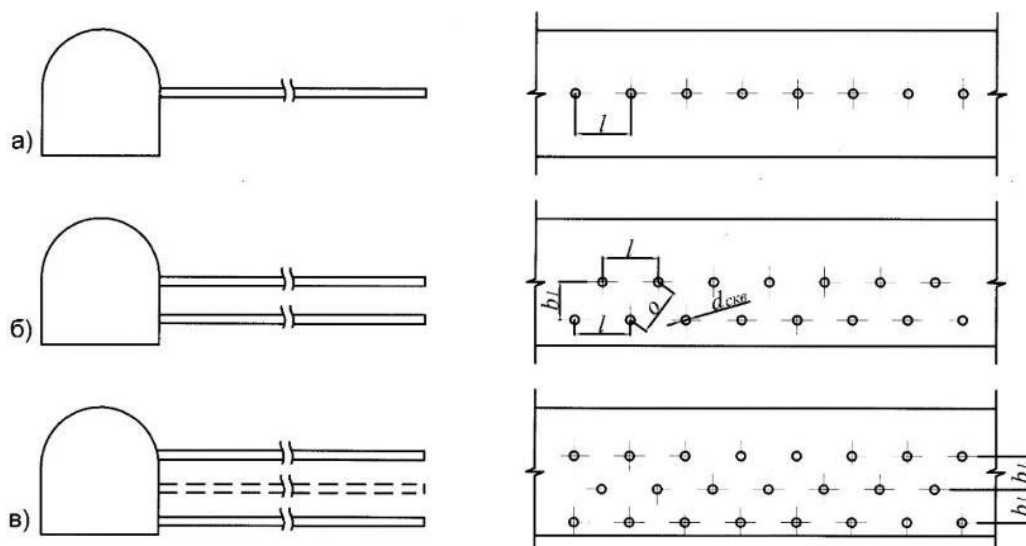


Рисунок 1.9 – Схемы бурения скважин с расположением в один ряд (а), в два ряда (б) и в три ряда (в); l – расстояние между центрами скважин; b_1 , b_2 – расстояния между рядами скважин; $d_{скв}$ – диаметр скважин [55,56]

Контроль эффективности метода производился путем бурения керновых скважин до и после разгрузки с целью оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород по дискванию керна.

К положительным сторонам данного метода разгрузки следует отнести:

- достаточно эффективное снижение горного давления в массиве, подтвержденное сериями проведенных опытно-промышленных испытаний и практикой ведения таких работ на рудниках России;

- безопасность;

- не требуется проведение дополнительных мероприятий.

Данный метод является относительно технологичным по сравнению с методом создания защитных зон, так как не требует создания дополнительного «противоударного» горизонта, и все мероприятия можно проводить на добычных горизонтах.

Однако, имеются и следующие существенные недостатки:

- необходимость бурения скважин большого диаметра (от 105 мм и более) для эффективной разгрузки: уменьшение диаметра приводит к увеличению числа скважин и повышенным затратам на бурение;
- наличие специализированного бурового оборудования;
- значительные затраты из-за большого объема буровых работ;
- наличие технологических сложностей при организации горных работ в подземных условиях;
- высокие требования к качеству пробуренных скважин (соблюдение параллельности в случае бурения скважин длиной более 25 м);

Таким образом, проведение разгрузки массива горных пород бурением строчки скважин является достаточно эффективным методом управления горным давлением. Однако, имеющиеся недостатки как длительность процесса деформирования стенок скважин и создаваемые технологические сложности в условиях увеличения темпов отработки могут весьма отрицательно сказаться при ведении горных работ.

1.5 Разгрузка массива горных пород взрывным способом

В настоящее время одним из самых распространенных методов разгрузки массива является применение буровзрывных работ (БВР). Сущность данного способа разгрузки состоит в разрушении массива горных пород путем наведения радиальной трещиноватости скважинными или шпуровыми зарядами. Исследованием формирования зон разрушения и определения их размеров занимался ряд отечественных и зарубежных ученых [4,14,21,86,90,97,109]. Также были разработаны методики расчета параметров БВР с учетом этих зон [5,27]. Интенсивная трещиноватость уменьшает способность массива горных пород накапливать запасы упругой энергии, спонтанное высвобождение которой может вызвать горный удар.

Эффект взрывной разгрузки проявляется в снижении значений напряжений и модуля упругости. В работе [68] было введено понятие коэффициента диссипации напряжений (stress dissipation factor) β , изменяющийся от 0 до 1.

Эффективность камуфлетного взрывания как способа противоударной профилактики, определяется расположением камуфлетных шпуров/скважин, их ориентировкой относительно действующих напряжений, глубиной создаваемой зоны раздробленности пород и степенью раздробленности пород в ней. И если первые три параметра достаточно хорошо изучены, то

последний параметр обоснован недостаточно, поскольку его невозможно установить из-за широкого спектра свойств горных пород. Так, в работе [37] упомянуто, что методом конечных элементов определялась степень разгрузки массива в зависимости от длины щели и отношения модуля упругости материала, заполняющего щель, к модулю упругости породы, изменяющегося от 0 до 0,1. В зарубежных источниках также встречается подобное отношение модулей упругости, имеющее название коэффициента фрагментации породы (rock fragmentation factor), разработанный W. Blake (1.1) [68]:

$$E_{db} = \alpha \cdot E, \quad (1.1)$$

где E_{db} – модуль упругости разрушенной горной породы, МПа,

α – коэффициент фрагментации породы,

E – модуль упругости горной породы, МПа.

Развитием модели (1.1) является модель Saharan и Mitri (1.2, 1.3) [105], учитывающая анизотропию среды и снижение значений напряжений в массиве путем введения вышеуказанного коэффициента β :

$$E_{idb} = \alpha_i \cdot E, \quad (1.2)$$

$$\sigma_{idb} = (1 - \beta)\sigma_i, \quad (1.3)$$

где α_i – коэффициент фрагментации породы, учитывающий анизотропию свойств,

σ_{idb} – напряжение в массиве после разгрузки, МПа,

β – коэффициент снижения напряжений,

σ_i – главные напряжения в массиве горных пород до разгрузки, МПа,

Последняя модель учитывает тот факт, что измененное проведением выработок напряженно-деформированное состояние массива влияет на степень трещиноватости массива таким образом, что наибольшее распространение трещин совпадает с направлением главного напряжения σ_1 . Данный подход часто применяется при численном моделировании оценки состояния разгрузки массива [104,114,115].

Эффективность использования взрывного метода разгрузки доказана на многих предприятиях России и зарубежья. Однако, при его применении требуются значительные объемы применения буровзрывных работ и существенные затраты времени на подготовительные работы.

К областям применения видов взрывной разгрузки можно отнести опережающее камуфлетное взрывание при проходке выработок и разгрузку удароопасных целиков и краевых частей массива.

1.5.1 Опережающее камуфлетное взрывание

Опережающее камуфлетное взрывание применяется при проходке выработок в удароопасных участках массива горных пород. Разгрузка приконтурной области осуществляется

путем перемещения области высоких напряжений вглубь массива за счет образованной взрывом зоны дробления [37,95]. Сетка шпуров для камуфлетного взрывания определяется в паспортах БВР и может представлять собой как расположение шпуров в один ряд для создания вертикальной или горизонтальной разгрузочной щели (в зависимости от направления максимальных напряжений), так и расположение камуфлетных шпуров по периметру забоя.

Суть метода заключается в том, что совместно с отбойными и врубовыми шпурами бурятся опережающие шпуры, глубина которых обычно в 2 раза превышает зону трещиноватости. На рисунке 1.10 представлена схема расположения камуфлетных шпуров: 4 шпура бурятся по углам забоя с их углом наклона 45° по горизонтали и 30° по вертикали (для двух верхних шпуров), 2 шпура бурятся горизонтально посередине забоя. Внутри этих шпуров в районе забоя помещается небольшой заряд взрывчатого вещества, которого достаточно, чтобы развить зону трещинообразования для снижения напряжений в массиве. Перемещение высоких напряжений за зону трещинообразования исключает возможность образования удароопасных условий [95].

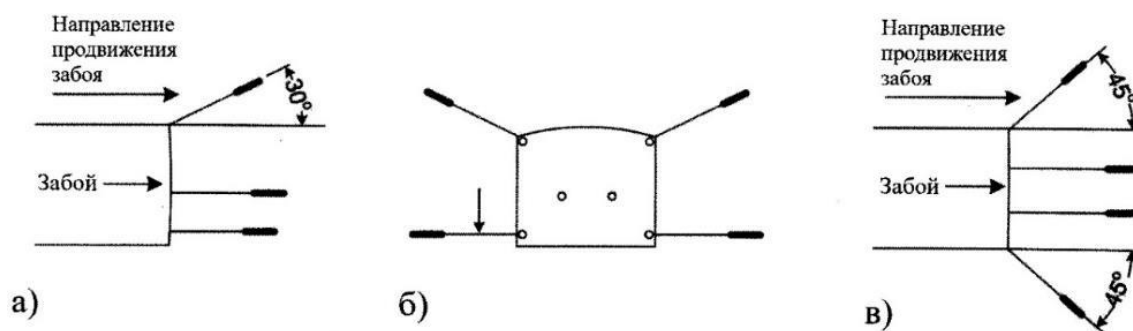


Рисунок 1.10 – Схема расположения камуфлетных шпуров [95]: а) – вид сбоку; б) – вид сверху и сторону забоя; в) – вид сверху

В работе [103] представленная выше «классическая» схема расположения камуфлетных шпуров была промоделирована в модуле LS-DYNA с использованием модели разрушения RHT. Выявлены недостатки данной схемы в виде недостаточного развития зоны трещинообразования, что ограничивает возможности по перераспределению напряжений данной схемой взрывания.

Для разгрузки при проходке туннеля круглого сечения предложено бурение и последующее взрывание трех рядов шпуров, создающих при взрыве плоскости разрушения, которые уменьшили значения напряжений в призабойной части (рисунок 1.11).

Использование квазистатического подхода (без моделирования непосредственно взрывного разрушения) для оценки эффективности опережающего камуфлетного взрывания при проходке выработок на руднике в Садбери (Канада) в численном моделировании с учетом модели по Saharan и Mitri представлено в работе [104]. Было произведено сравнение 2 подходов: традиционного (зона разрушения распределена равномерно по всему забою) и альтернативного (зона разрушения создается для каждой отдельной скважины). В случае альтернативного подхода

первоначально оценивались зоны разрушения при помощи динамического анализа. Сравнение результатов показало, что традиционный подход значительно завышает эффект разгрузки массива на руднике. Авторами рекомендовалось пересмотреть с учетом полученных результатов параметры буровзрывных работ.

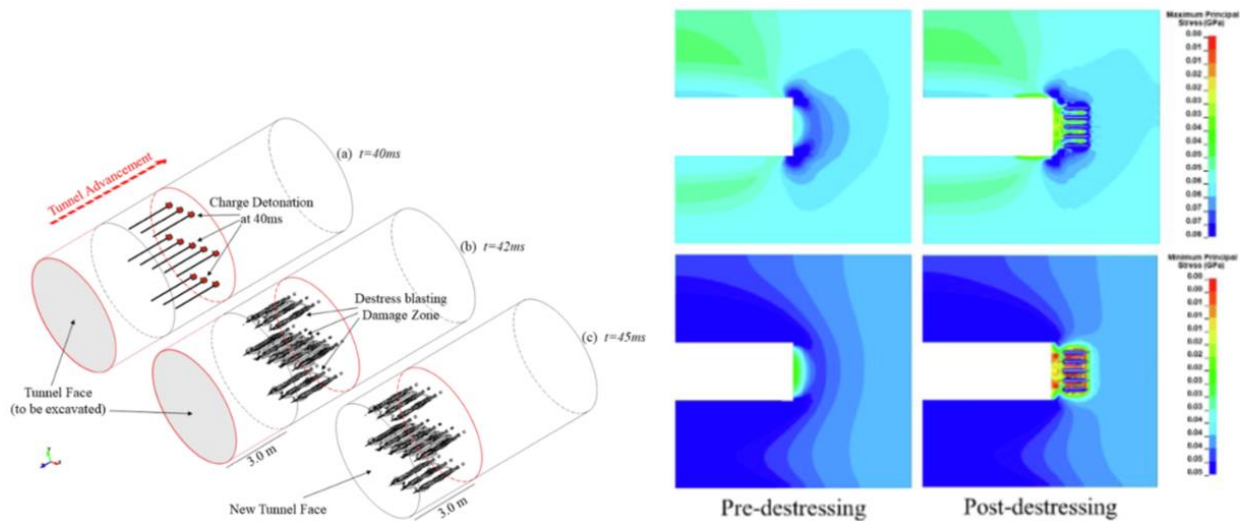


Рисунок 1.11. – Моделирование влияния предложенных в [103] параметров взрывных работ на напряженное состояние забойной части массива

Авторами работ [30,31] предлагается несколько иной способ проведения опережающего взрывания (рисунок 1.12). Камуфлетный заряд располагается в центральной, опережающей компенсационной скважине в рубца между гидроампулами для обеспечения концентрированного воздействия заряда.

Диаметр компенсационной скважины должен составлять 125 мм, а ее глубина в 2 раза больше глубины врубовых шпуров. Заряд в компенсационной скважине взрывается в первую очередь, образуя зону трещинообразования, а заряды врубовых шпуров во вторую.

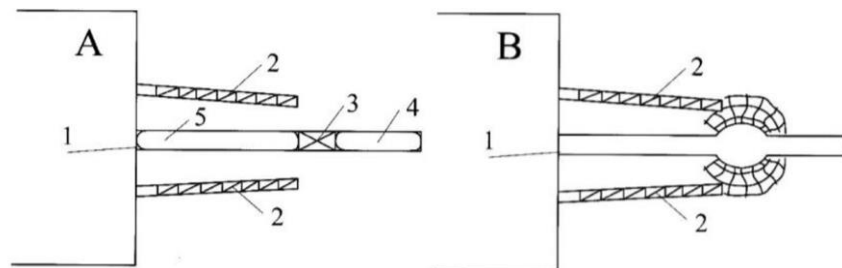


Рисунок 1.12 – Схема камуфлетного взрывания при проходке [30,31]: А) – конструкция заряда; Б) – зона разрушения созданная при взрыве; 1- компенсационная скважина; 2 – врубовые шпуров; 3 – камуфлетный заряд; 4,5 – гидроампулы; 6 – зона трещинообразования

Имеется достаточно сведений о применении опережающего камуфлетного взрывания на рудниках Северо-Уральского бокситового бассейна, как при проходке вертикальных стволов, так и при проходке горизонтальных выработок [37].

Предотвращение горных ударов до глубины 1200 м при проходке вертикальных стволов могло осуществляться в соответствии с двумя схемами: схема 1 при повышенной удароопасности в стенках и забое ствола (рисунок 1.13 а); схема 2 – при повышенной удароопасности только в забое ствола (рисунок 1.13 б). Ниже 1200 м предотвращение горных ударов осуществлялось комбинированием камуфлетных и холостых скважин (рисунок 1.13 в).

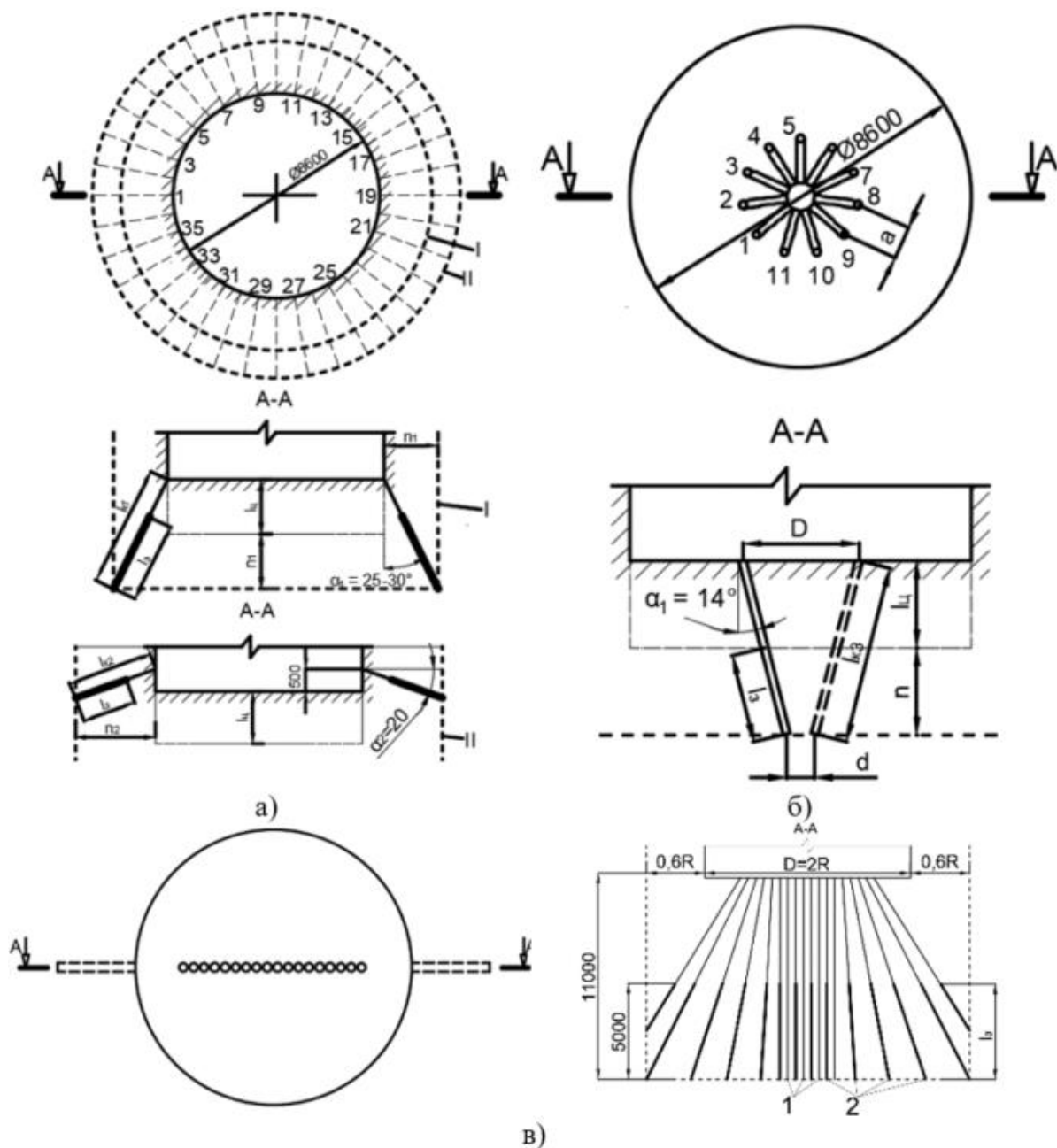


Рисунок 1.13 – Схема камуфлетного взрывания шпуров при удароопасности: а) в стенках и забое ствола; б) в забое ствола; в) схема разгрузки пород при проходке ствола с применением комбинации камуфлетных и компенсационных скважин $l_{к1}, l_{к2}, l_{к3}$ – длина камуфлетных шпуров; l_3 – величина заряда ВВ; $l_ц$ – уход ствола за цикл; n, n_1, n_2 – величина защитной зоны; I, II – контур защитной зоны вокруг ствола; 1 – компенсационные скважины; 2 – камуфлетные скважины; n_3 – ширина защитной зоны впереди забоя [37]

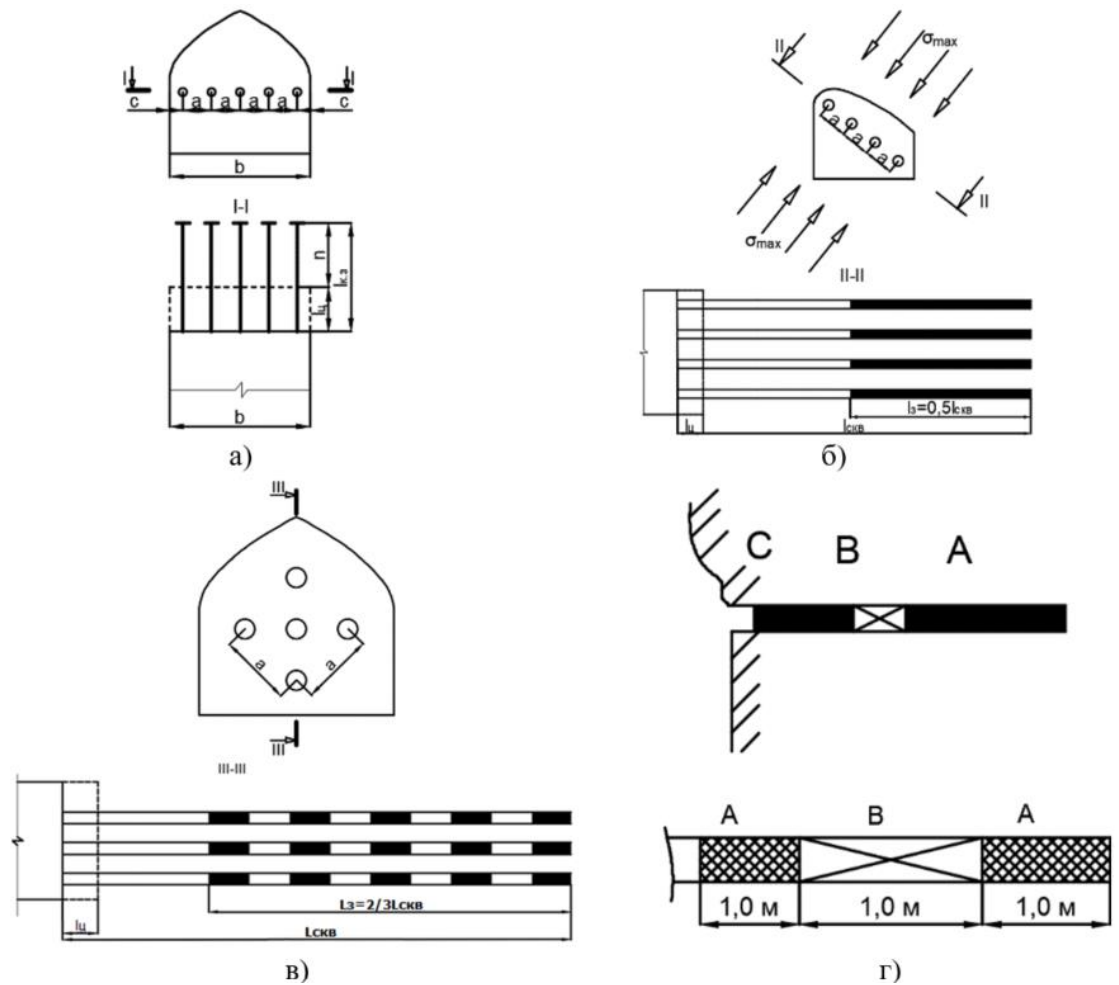


Рисунок 1.14 – Камуфлетное взрывание зарядов ВВ в забое: а) в шпурах, б), в) в скважинах, г) комбинированный заряд шпуров, д) конструкция рассредоточенного заряда в скважинах: А - камуфлетный заряд; В – инертная прокладка; С – технологический заряд; с- расстояние от стенки выработки до скважины; b – ширина выработки [37]

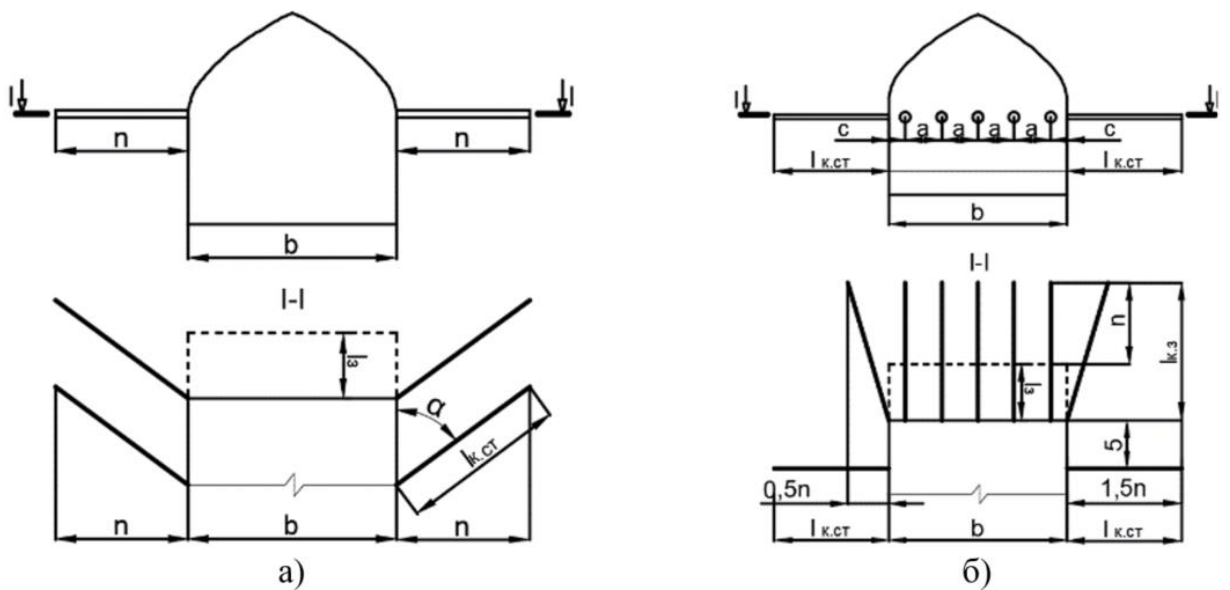


Рисунок 1.15 – Камуфлетное взрывание шпуров при удароопасности: а) в стенках выработки; б) в забое и стенках выработки; $l_{к.ст.}$ – длина камуфлетных шпуров в стенках [37]

1.5.2 Обзор отечественного опыта разгрузки целиков и приведения массива горных пород в неудароопасное состояние буровзрывным способом

1.5.2.1 Разгрузка ленточных целиков и краевых частей массива горных пород на руднике «Октябрьский»

Исследования по применению взрывной разгрузки на Октябрьском месторождении [34] начались непосредственно с момента ввода в эксплуатацию рудника «Октябрьский». Так, в этих условиях проводились опытно-промышленные испытания по разгрузке ленточных целиков и краевых частей массива, сложенных из сплошных сульфидных руд, камуфлетными зарядами. Причиной проведения разгрузки данных участков стали следующие признаки проявления динамических форм горного давления: шелушение, отслоение торкретбетона, треск в массиве. В таблице 1.2 представлена сводная информация о параметрах буровзрывных работ, местах проведения разгрузки и результатах взрывов.

Таблица 1.2 – Параметры БВР и результаты разгрузки целиков способом камуфлетного взрывания на руднике «Октябрьский» [34]

Место взрыва	Глубина шпуров, м	Расстояние м/у шпурами, м	Масса заряда в шпуре, кг	Глубина зоны разгрузки, м	Глубина заложения заряда ВВ, м	Предпосылки к проведению разгрузки	Результаты взрыва
ВФУ-5	2,6	1,5	0,75	2,81	1,35	Шелушение бортов, отслоение торкретбетона, треск в массиве	Отмечено снижение напряжения в массиве
РО-6	3,0	1,0	0,5	3,21	2,25	Шелушение бортов, отслоение торкретбетона,	Динамические формы проявления горного давления прекратились
ВТШ-2	2,5	1,5	0,75	2,71	1,25	Шелушение бортов, отслоение торкретбетона	Динамические формы проявления горного давления прекратились
ВФУ-8	3,0	1,0	0,75	3,21	1,75	Шелушение бортов, отслоение торкретбетона, треск в массиве	Динамические формы проявления горного давления прекратились
ВШ6-13-9	1,7	1,0	0,5	1,91	0,95	Толчок, треск в массиве, шелушение бортов	Треск в массиве продолжался
ВТШ-1	2,5	1,0	0,75	2,71	1,5	Шелушение бортов, потрескивание в массиве	Целик осел, осыпь бортов

В большинстве случаев после применения камуфлетного взрывания проявление динамических форм горного давления либо прекратилось, либо уменьшилось, что соответствует снижению значений напряжений в массиве горных пород до безопасных.

Исследования по разгрузке взрывом методом целлообразования проводились на целике в районе ДУ-9. Метод целлообразования заключался в формировании щели взрыванием

рассредоточенных зарядов в сквозных скважинах диаметром 105 мм. Заряд состоял из патронов аммонита № 6ЖВ диаметром 90 мм, рассредоточенных гидроампулами (рисунок 1.16 а).

В таблице 1.3 представлены проектные параметры буровзрывных работ. Однако, в виду частичной деформации стенок скважин, фактические параметры отличались от проектных, также была увеличена глубина недозаряда (рисунок 1.16 б).

Таблица 1.3 – Проектные параметры БВР по разгрузке целика методом щелеобразования

Параметр	Номера скважин										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	Всего
Диаметр скважин, мм	105										
Длина скважин, м	25,0	26,0	26,5	27,8	28,2	31,8	30,6	32,3	31,0	30,0	291,2
Расстояние между скважинами, м	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	-
Величина недозаряда, м	4,0	4,0	4,0	4,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	34,0
Заряжаемая глубина, м	18,0	19,0	19,5	20,8	22,2	25,8	24,6	26,3	26,0	24,0	226,2
Вместимость, кг/м	6,5	6,6	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	6,5	-
Масса заряда, кг	58,5	61,23	63,3	67,6	72,25	83,8	79,9	83,4	84,5	78,0	734,5
Очередность взрывания	1	2	3	4	5	6	5	4	3	2	-

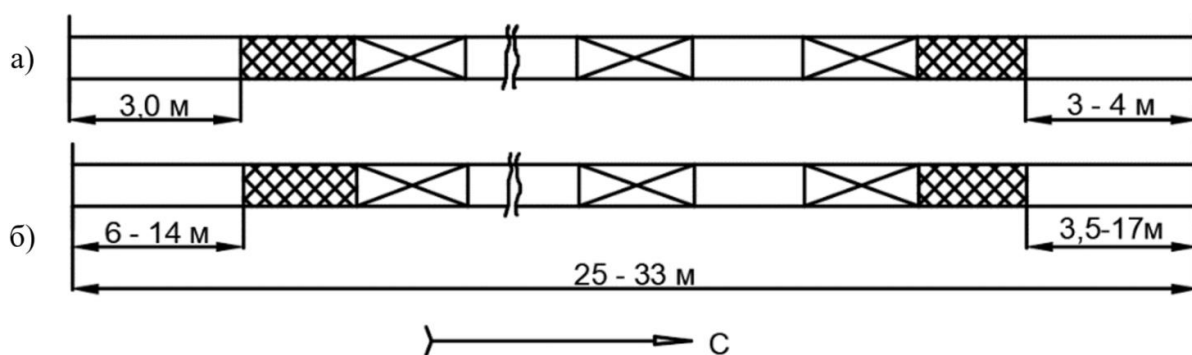


Рисунок 1.16 – Конструкция зарядов ВВ: а) – проектная; б) – фактическая [34]

После проведения разгрузки динамические проявления в целике прекратились. Как видно из рисунка 1.17а, трещинообразование вокруг устьев скважин на входе было ориентированно как в горизонтальном, так и в вертикальном направлениях, а вокруг устьев скважин на выходе (рисунок 1.17 б) направление трещинообразования было преимущественно в вертикальной плоскости. Причинами этого является как невыдержанное расстояние между скважинами в виду сложности бурения глубоких горизонтальных скважин, так и большое значение глубины недозаряда, которое в некоторых скважинах достигало 17 м.

В дальнейшем через нарушенный массив проходилась разрезной штрек, где в начальные 10 метров наблюдались вывалообразование и отслоение кусков руды с кровли выработки. На последующем участке проходки данных явлений уже не выявлялось.

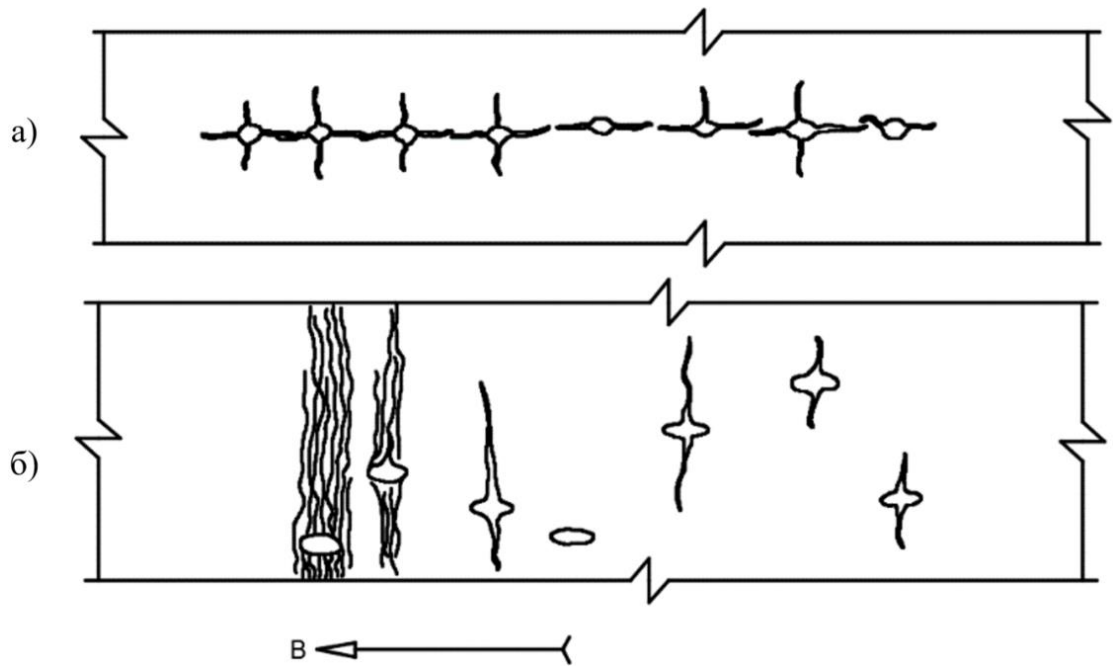


Рисунок 1.17 – Характер распространения трещин при разгрузке целика способом камуфлетного взрывания: а) – устья скважин на входе; б) – устья скважин на выходе [34]

Полученный опыт при проведении опытно-промышленных испытаний был учтен при создании методики, учитывающей энергетику камуфлетных зарядов ВВ. В этом случае определение удельной концентрации энергии (1.4) экспериментальным способом осуществлялось на основе ее расчета по параметрам, примененным при опытно-промышленных испытаниях:

$$E_{уд} = \frac{Q \cdot A_{и}}{a \cdot b \cdot L_p}, \text{ ккал/м}^3, \quad (1.4)$$

где Q – масса ВВ, кг,

$A_{и}$ – полная идеальная работа ВВ, ккал/кг,

a – расстояние между шпурами, м,

b – высота зоны разгрузки, равная радиусу влияния заряда ($b = 70R_{зар}$), м,

L_p – глубина зоны разгрузки ($L_p = l_{шп} + 10R_{зар}$), м,

$l_{шп}$ – глубина шпура, м,

$10R_{зар}$ – глубина зоны влияния ударных волн (глубина зоны разрушения, распространяющаяся за забой шпура), м.

Таким образом, формула (1.4) имеет вид (1.5):

$$E_{уд} = \frac{Q \cdot A_{и}}{a \cdot 70R_{зар} \cdot (l_{шп} + 10R_{зар})}, \text{ ккал/м}^3, \quad (1.5)$$

а величина заряда ВВ определяется из соотношения (1.6):

$$Q = \frac{70E_{уд} \cdot (l_{шп} + 10R_{зар}) \cdot a}{A_{и}}, \text{ кг}. \quad (1.6)$$

При двухсторонней прострелке целиков вводится поправочный коэффициент $K_1 = 1,3$, а при рассредоточении зарядов ВВ водой необходимо ввести другой поправочный коэффициент $K_2 = 1,5$.

С учетом данных поправок, формула (1.6) имеет следующий вид (1.7):

$$Q = \frac{70E_{уд} \cdot (l_{шп} + 10R_{зар}) \cdot a}{A_{и} \cdot K_1 \cdot K_2}, \text{ кг.} \quad (1.7)$$

Анализ полученных результатов показал, что необходимое значение удельной концентрации энергии $E_{уд}$ варьируется в пределах 180-220 ккал/м³. Был сделан следующий вывод: метод разгрузки целиков при помощи камуфлетного взрывания в условиях рудника «Октябрьский» является достаточно эффективным способом снижения напряжений в целиках и способствует предотвращению проявления горного давления в виде толчков, стреляния, заколообразования и шелушения горной породы.

1.5.2.2 Разгрузка внутриблоковых целиков на руднике «Глубокий»

Опыт разгрузки внутриблоковых целиков вблизи тектонических разломов и приведении горных выработок в неудароопасное состояние буровзрывным способом описан в работах В.Н. Тюпина [22,53,54]. В них рассмотрено совершенствование методики разгрузки целиков взрывом в условиях рудника «Глубокий» месторождения урановых руд «Антей» (восточное Забайкалье). На этом месторождении поле напряжений тектоническое, боковые напряжения превышают вертикальные в 2-3 раза.

При разработке данного технического решения было учтено, что одним из основных механизмов действия взрыва является сдвигение массива либо по естественным трещинам, либо вдоль тектонического разлома [2,75,116].

Согласно [35], для проведения разгрузки взрывным способом производится бурение строчки скважин (рисунок 1.18) вдоль тектонического разлома. Расположение скважин относительно друг друга зависит от физико-механических свойств горных пород, напряженного состояния массива, диаметра зарядов, детонационных характеристик взрывчатых веществ и порядка взрывания. Затем производится зарядание скважин и последовательное их взрывание с определенными интервалами замедления, зависящими от вышеуказанных параметров.

Расстояние между скважинами и между концами скважин определяется по следующей формуле (1.8) [53]:

$$a_i = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D \rho_B d_3 c}{\Phi P \mu} \left(1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu}\right) \sum_{i=1}^n N_i^{-1,5}, \quad (1.8)$$

где D – скорость детонации, м/с,

ρ_B – плотность заряжения ВВ, кг/м³,

d_3 – диаметр заряда ВВ, м,

c – скорость распространения продольной волны, м/с,

Φ – показатель трещиноватости массива,

P – величина горного давления, Па,

μ – коэффициент трения между отдельностями массива,

ν – коэффициент Пуассона отдельности массива,

n – общее число скважин,

N_i – численный порядок взрывающейся скважины.

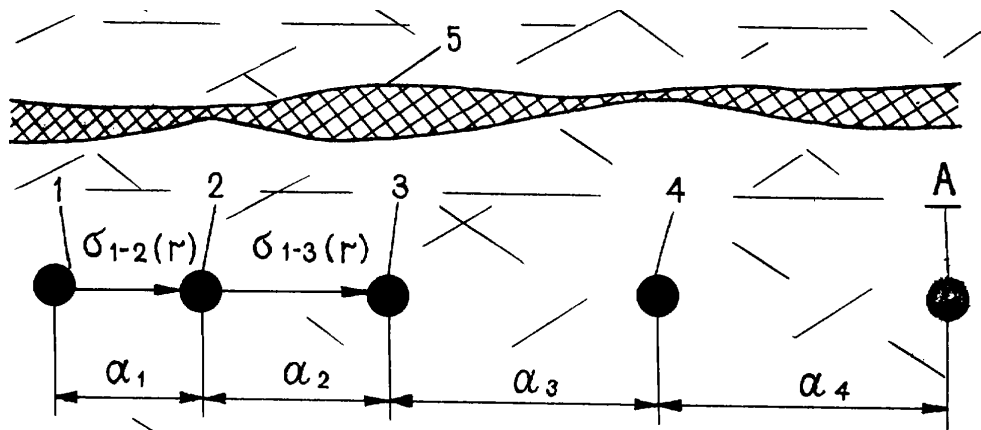


Рисунок 1.18 – Принципиальная схема расположения скважинных зарядов: a_1 - a_4 – расстояние между скважинами; 1-4, - порядок взрывания скважин; 5 – тектонический разлом;

$\sigma_{1-2(r)}$, $\sigma_{1-3(r)}$ – направление действия радиальных напряжений [35]

При определении интервала замедления следует учитывать, что взрывание последующей скважины необходимо производить с учетом начала процесса смещения массива в ее окрестности. Таким образом, расчет интервала замедления между соседними зарядами определяется по формуле (1.9) [53]:

$$\tau_i = a_i \left[\frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D \rho_B d_3}{\rho a_i \Phi^{0.5}} \left(1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu} \right) \ln \left(\frac{2a_i}{d_3} \right) \sum_{i=1}^n N_i^{-1.5} - \frac{\mu P \Phi^{0.5}}{\sqrt{2} \rho c} \right]^{-1}, \text{ мс}, \quad (1.9)$$

где ρ – плотность горной породы, кг/м³.

По данной методике в течение почти 30 лет было проведено 22 разгрузочных взрыва. При проведении взрывной разгрузки целиков скважины располагались как при параллельном расположении (рисунок 1.19 а), так и при параллельно-веерном (рисунок 1.19 б) и веерном расположении. Основные параметры БВР представлены в таблице 1.4.

Результаты разгрузки взрывным способом массива горных пород в области тектонического разлома подтверждались путем проведения ультразвукового контроля, сейсмического прозвучивания и замеров сдвижения реперов.

Помимо разупрочнения целиков в работе [22] также рассматривалось и проведение разгрузочных мероприятий при проходке выработок, когда одновременно с проходческими шпурами бурились разгрузочные шпуры, и они взрывались после оконтуривающих шпуров.

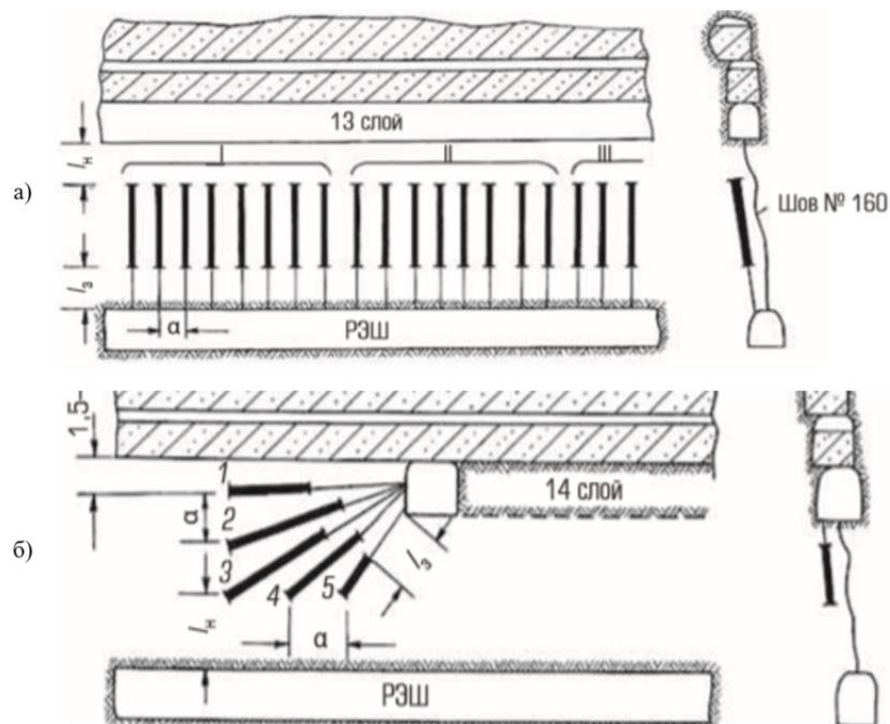


Рисунок 1.19 – Разгрузка целика: а) при помощи восходящих параллельных скважин; б) нисходящими веерными скважинами (a – расстояние между скважинами; l_3 – длина забойки; расстояние от забоя скважины до почвы заходки; 1-5 – порядок взрывания скважин; РЭШ – разведочно-эксплуатационный штрек) [22]

Таблица 1.4 – Параметры БВР для разгрузки внутриблоковых целиков скважинными зарядами ВВ на руднике «Глубокий» [22]

Высота целика, м	Диаметр скважин, мм	Расположение скважин	Расстояние между скважинами, м	Длина скважин, м	Длина заряда ВВ, м	Число скважин	Интервалы замедлений, мс	Величина деформаций бортов выработок, мм
14-15	65	Параллельное	1,5-2,5	12	7-9	8-25	50-6000	3-10
7,5-20	105	То же	2,5-3,5	4-16	2-10	5-42	50-2000	10-28
12-14	105	Параллельно- веерное	2,5-4,5	9-15	5-10	16-21	20-6000	4-30
17-22	105	Параллельное (восходящие и нисходящие)	3,0-3,5	8-17	5-12	28-80	50-4000	2-35

В исследовании [13] производилась оценка эффективности применения камуфлетного взрывания для разгрузки удароопасных межполублочных целиков на основе метода конечных элементов. В рамках плоского напряженного состояния для проведения разгрузки предлагалась проходка очистной выработки по тектоническому нарушению с бурением нисходящих скважин диаметром 105 мм и глубиной 24 м.

Массив горных пород в модели рассматривался как линейно-деформируемая среда со следующими значениями физико-механических свойств горных пород (таблице 1.5). В принятой модели горизонтальная компонента тензора напряжений равна $P_h = 3\gamma H = 39,9$ МПа, а вертикальная $P_v = \gamma H = 13,3$ МПа.

Таблица 1.5 – Физико-механические свойства горных пород [13]

Материал	Модуль Юнга, МПа	Коэффициент Пуассона	Объемный вес, кН/м ³
Гранит	78000	0,21	27
Руда	45000	0,2	27
Порода в тектоническом нарушении	10000	0,3	26
Закладка	7000	0,3	20

Моделирование воздействия взрыва камуфлетного заряда на массив горных пород производился путем изменения упругих свойств (модуля Юнга) в зоне трещинообразования, рассчитанной по формуле (1.10) [13]:

$$b_0 = 0,5d_3 \cdot \sqrt{\frac{P_0}{\sigma_p}}, \text{ м} \quad (1.10)$$

где d_3 – диаметр заряда, м,

P_0 – давление продуктов детонации, МПа,

σ_p – предел прочности пород при растяжении МПа.

Модуль упругости в зоне трещинообразования был принят от 0,1 до 0,5 модуля упругости руды (E_p).

По результатам моделирования было установлено, что при разгрузке целика камуфлетным взрыванием величина горизонтальных напряжений в почве очистной выработки снизилась на 40-50% (рисунок 1.20).

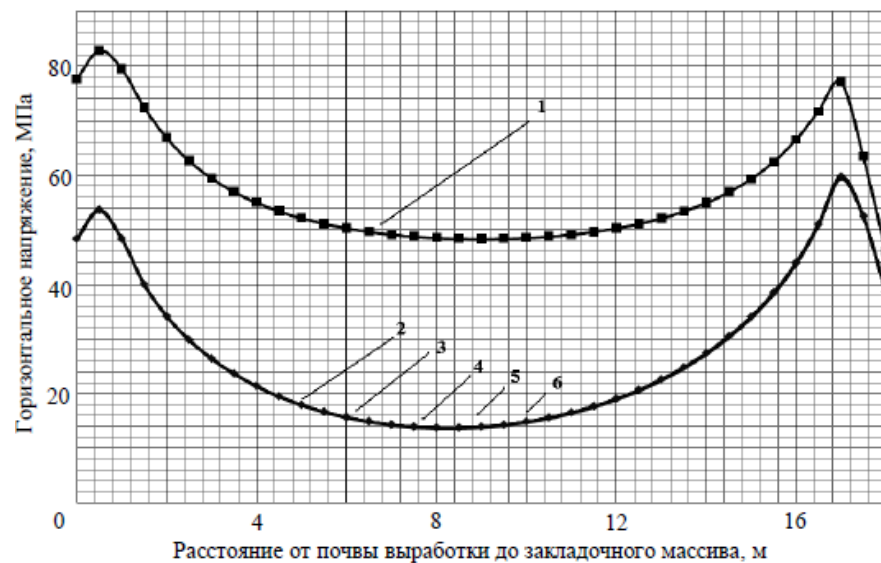


Рисунок 1.20 – Зависимость горизонтальных напряжений по вертикальному разрезу в середине целика: 1 – до разгрузки; 2 – после разгрузки ($E = 0,1E_p$); 3 – после разгрузки ($E = 0,2E_p$); 4 – после разгрузки ($E = 0,3E_p$); 5 – после разгрузки ($E = 0,4E_p$); 6 – после разгрузки при ($E = 0,5E_p$) [13]

1.5.2.3 Опыт разгрузки массива горных пород вблизи тектонических нарушений на рудниках СУБРа

Поскольку одним из основных природных очагов горных ударов являются крупные тектонические нарушения, на швах которых возникают зоны с повышенными нарушениями, то имеется необходимость проведения разгрузки массива непосредственно вблизи нарушений. По данным работы [37] на рудниках СУБРа для нейтрализации проявлений динамических форм горного давления на данных участках и для возможности управления толчкообразным деформированием массива без накопления в нем упругой энергии применялась опережающая разгрузка взрывами веера скважинных зарядов (рисунок 1.21). Они располагались параллельно плоскости сместителя на расстоянии не более 3 м; расстояние между концами скважин не превышало 3 м. Длина заряда составляла половину от длины скважины, а при применении рассредоточенных зарядов увеличивалась до $2/3$.

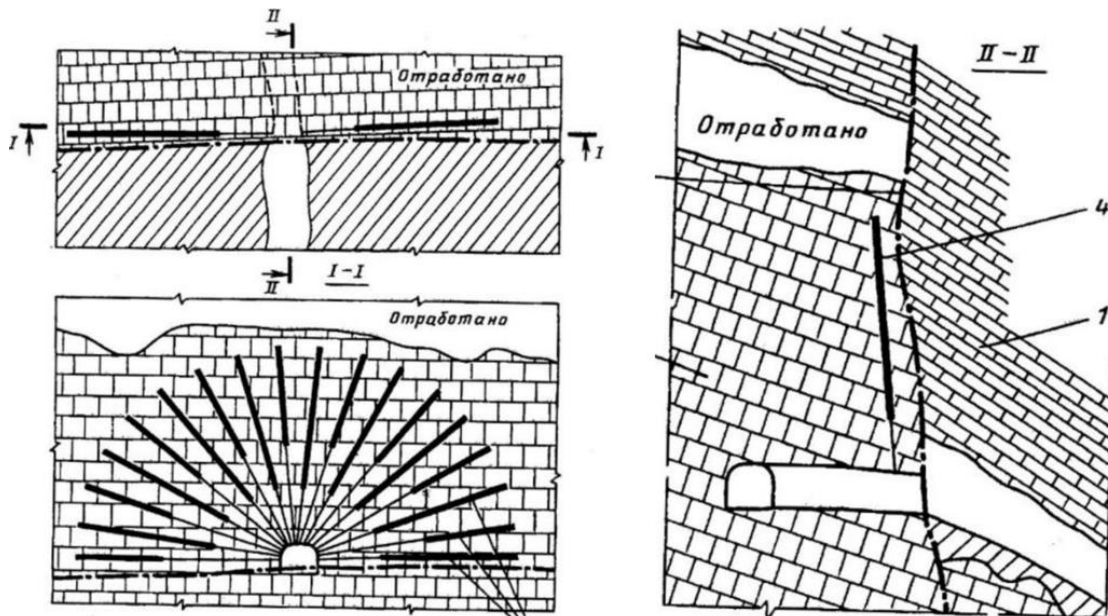


Рисунок 1.21 – Разгрузка активного тектонического нарушения веером камуфлетных скважин [37]: 1 – покрывающее рудное тело породы; 2- подстилающие породы; 3 – плоскость тектонического нарушения; 4 – веер скважин

1.5.3 Анализ зарубежного опыта применения взрывной разгрузки целиков

Анализ зарубежной литературы показывает широкое применение буровзрывных работ для разгрузки удароопасных целиков. В таблице 1.6 приведены результаты проведения взрывной разгрузки рудных целиков на больших глубинах с указанием их размеров. Также для сравнения приведены параметры БВР при разупрочнении крупномасштабного целика (regional pillar) на руднике Stobie в Канаде в 1998 г.

Таблица 1.6 – Сводный анализ результатов разгрузки целиков буровзрывным способом на рудниках США, Канады и Австралии [99]

Рудник	Глубина	Размеры целика			Параметры скважин				ВВ			Примечание
		Длина	Ширина	Высота	Длина	Диаметр	Шаг бурения	Объем бурения	Тип	Масса заряда	Удельный расход	
		м	м	м	м	мм	м	м		кг	кг/м ³	
Galena	1130	30	3	6,7	6	47	1,5	-	ANFO	-	-	Целик отработан, горных ударов не наблюдалось
Star	2350	-	-	-	-	92-101	-	1370	-	4090	-	Целик отработан без сейсмичности
Star	2410	180	3	28	-	92	-	2200	-	4545	-	Целик отработан с незначительной сейсмичностью
Campbell	820	45	4,5	6	5	45	1,8	90	ANFO	245	0,2	При отработке целика произошел горный удар
Campbell	820	25	4,5	7,5	6	45	1,8	112	ANFO	-	-	Целик был разрушен, но не отработан
Macassa	1750	70	3	20	16-21	64	3	-	ANFO	630	0,15	Целик частично разгрузился. Год спустя произошел горный удар в смежном целике
Lucky Friday	1525	176	3	24	24	127	-	1415	Арех	6360	-	Многочисленные горные удары
Mt. Charlotte	850-950	36	3,5	36	53	140	6,4	901	ЭВВ	3480	-	Схлопывание целика без увеличения уровня напряжений
Sigma	1500	13	1,2	8,5	8,5	38	1,8	128	ANFO	27	0,2	Целик не был отработан, была изучена эффективность разгрузки
Lucky Friday	2255	-	-	-	-	-	-	-	-	770	-	Отработка не сопровождалась горными ударами
Stobie	550	190	120	550	21,3	102	1,2	1150	ЭВВ	10045	5,6	Через 45 производилась отработка
		47	1,8	21	-	-	-	-	-	-	-	

Разупрочнение целика на руднике Galena (район Кер-д'Ален, штат Айдахо) описано в [67]. Целик с параметрами 30 м × 3 м × 6,7 м, расположенный на глубине 1130 м, был разупрочнен взрывом с применением взрывчатого вещества ANFO. Глубина скважин для зарядов составляла 6 м, а диаметр 47 мм.

Оценка эффективности разгрузки взрывным способом, произведенная по результатам определения значений скоростей распространения сейсмических волн до и после разгрузки, показала положительный результат. Отработка целика проходила без динамических форм проявления горного давления.

В 1980-х годах на руднике Campbell в провинции Онтарио (Канада) [98] было проведено 4 разгрузки взрывным способом. Разгрузка междуэтажного и надштрекового целиков на глубине 820 м были наиболее успешными. При разупрочнении целиков применялись следующие параметры БВР: диаметр скважин – 44 мм, длина скважин 5-6 м, расстояние между скважинами – 1,8 м, тип применяемого ВВ – ANFO.

Через 30 секунд после взрыва произошел горный удар, и в течение следующих нескольких часов были зарегистрированы многочисленные сейсмические события с низкими значениями энергии. Был нанесен значительный урон выработке 18-го горизонта, однако выемка междуэтажного целика прошла успешно. Надштрековый целик также разгрузился, но не был отработан, поскольку под ним не было жесткого основания.

На руднике Macassa (Онтарио) целики, показатель извлечения которых превышал 60 %, становились удароопасными при уменьшении их ширины до 18 м [79]. В 1987 году был разупрочнен целик 5840 (рисунок 1.22). В качестве взрывчатого вещества использовался ANFO, его удельный расход составил 0,15 кг/м³. Диаметр бурения скважин 64 мм, а их глубина изменялась от 16 до 21 м. Расстояние между скважинами составляло 3 м. Результаты разгрузки оказались неудовлетворительными, при отработке целика произошел горный удар, повредивший крепь. Год спустя, в результате серии горных ударов были повреждены смежные с целиком выработки. В последствии была изменена система разработки на слоевую с закладкой выработанного пространства, что привело к уменьшению количества целиков и необходимости их разгрузки [79].

Золотоносная минерализация на руднике Mt. Charlotte (Австралия) залегала в прочных и жестких долеритах вблизи крупных разломов [94]. Рядом располагались вертикальные рудные тела мощностью от 30 до 80 м и с длиной по простиранию от 200 до 300 м.

Большой породный целик с высокой вероятностью проявления в нем динамических форм горного давления был предварительно разгружен перед его очистной выемкой буровзрывным способом. Цель состояла в том, чтобы перераспределить напряжения на более прочные целики.

Это было достигнуто путем взрывного разрушения тонкой зоны породы в целике, где локально была уменьшена его жесткость.

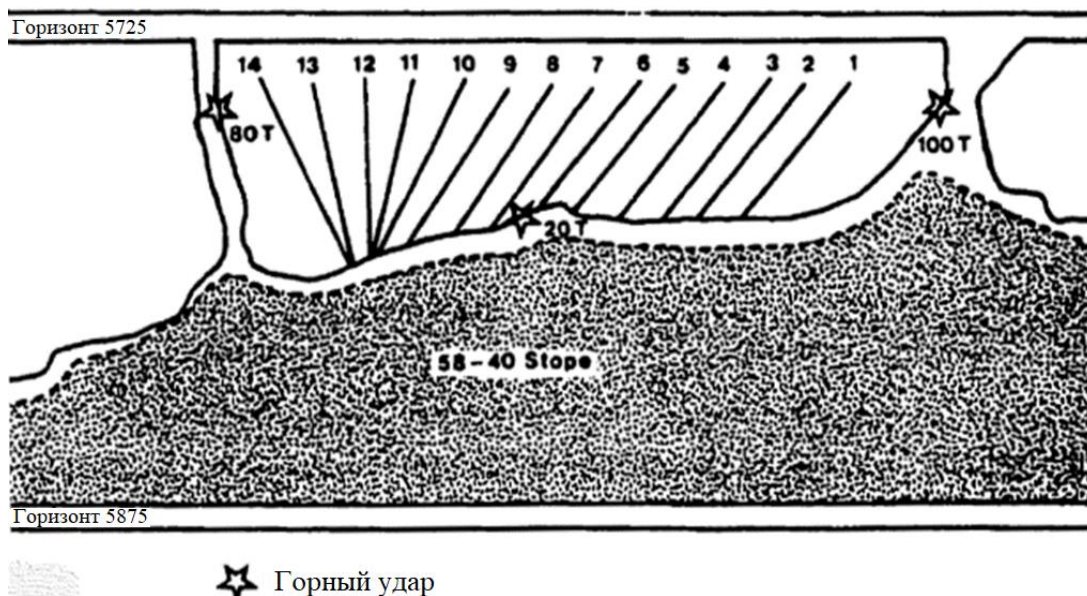


Рисунок 1.22 – Схема бурения скважин в разгружаемом целике на руднике Macassa [79]

Схема бурения скважин представлена на рисунок 1.23. Данная схема состояла из 17 вертикальных взрывных скважин с диаметров 140 мм и глубиной 53 м. Шесть пар скважин, каждая из которых должна была сформировать отрезную щель, были пробурены на расстоянии 2 м друг от друга с интервалом в 6,4 м. Остальные взрывные скважины были пробурены между парными скважинами. Отклонение пробуренных скважин находилось в пределах 2%. Заряд ВВ в сдвоенных скважинах составлял порядка 49 кг и размещался в средних частях скважин с воздушным промежутком в донной и в верхней частях. Во взрывные скважины был помещен рассредоточенный заряд эмульсионного ВВ (четыре части по 150 кг каждая). В качестве промежуточного и забоечного материала выступал щебенистый наполнитель. Инертный промежуток между рассредоточенными зарядами составлял 4,5 м. Задача взрывных скважин разрушить горную породу между предварительно сформированными отрезными щелями, чтобы создать направленную трещиноватость, перпендикулярно сформированным отрезным щелям. Взрыв контролировался следующим образом: (1) колебания грунта измерялись как в подземных условиях, так и на поверхности; (2) применялся сейсмический мониторинг с использованием 33-канальной системы PSS; (3) проводился мониторинг изменения напряжений с помощью экстензометров CSIRO-NI cell, обычно применяемых для определения напряженно-деформированного состояния массива горных пород методом полной разгрузки керна (overcoring); (4) использовался мониторинг при помощи экстензометра для измерения сдвижения в известных геологических структурах. Несколько сейсмических событий было зарегистрировано в пределах целика, но большая их часть была зафиксирована в почве и в окрестных выработках.

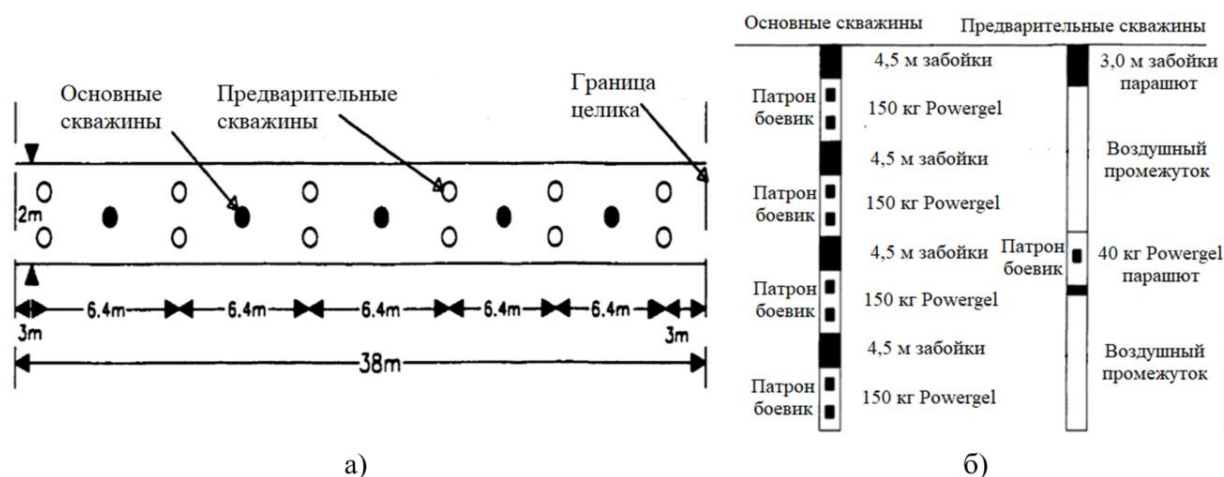


Рисунок 1.23 – Сетка скважин а) и конструкции скважинных зарядов б), использованные для разупрочнения целика на руднике Mt. Charlott в Австралии [94]

Разгрузка целика оказалась успешной [94], поскольку не было зафиксировано значительных сейсмических событий и повышения значений напряжений.

На руднике Sigma (Квебек, Канада) проводились испытания на целике на глубине 1500 м, чтобы определить эффективность разгрузки для снижения вероятности проявления горного удара в напряженном массиве горных пород [92].

Рудная зона с углом падения 55° , которая содержит кварц-турмалиновые жилы и вторичные сульфидные, хлоритовые и углеродистые минералы, расположена в относительно однородном порфириновом диорите. Горная порода хорошего качества со значением рейтингового показателя RMR (по Бенявскому) выше 80 и индексом Q (по Бартону), варьирующимся от 1,6 до 3,3.

Схема бурения представлена на рисунке 1.24а и состояла из 15 скважин длиной 8,5 м и диаметром 38 мм, пробуренных под углом в 55 градусов к горизонтали. Скважины были пробурены в шахматном порядке в две строчки на расстоянии 1,2 м между ними. Расстояние между скважинами в ряду составляло 1,8 м.

В скважинах размещался заряд ANFO. В качестве забоечного материала выступал цементирующий материал. Длина забойки составляла 3 м. Для предотвращения взаимодействия ANFO с цементирующим материалом, между ними располагались пластиковые пробки (рисунок 1.24б). Удельный расход ВВ составил порядка $0,2 \text{ кг/м}^3$. Взрывание зарядов производилось одновременно.

Геотомографические исследования проводились в отдельно пробуренных скважинах до и после взрыва. Несмотря на снижение скорости распространения сейсмозврывных волн в целике после взрыва, провести оценку изменения свойств породы не удалось. Изменения напряжения были зафиксированы в центре целика и на обеих сторонах от выработок. Изменение максимальных напряжений было следующим: напряжение в центре целика уменьшилось с 104

МПа до 59 МПа; на восточной стороне целика зафиксировано падение напряжений с 64 МПа до 19 МПа: однако в западной части наблюдалось увеличение напряжений от 34 МПа до 42 МПа. Модуль деформации, измеренный в скважинах, в среднем составлял 55 ГПа. Решение об эффективности разгрузки так и не было принято из-за изменения свойств горных пород и трудностей в получении результатов с использованием контрольно-измерительных приборов [92].

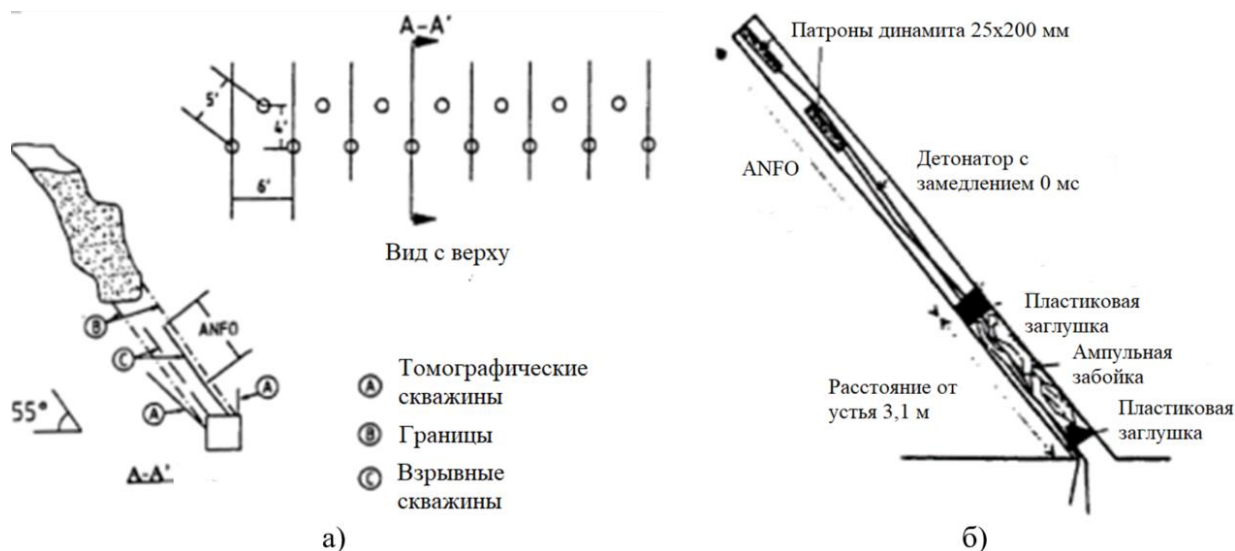


Рисунок 1.24 – Сетка скважин а) и конструкция скважинных зарядов б), примененные при разупрочнении целика на руднике Sigma (Квебек, Канада) [92]

В работах [114,115] разгрузка рудных целиков на руднике Коппер-Клиф (Канада) осуществлялась путем создания разгрузочной панели в непосредственной близости от целика, которая и создала зону пониженных напряжений (рисунок 1.25 а). Подобный метод представлен в работе [62], где описывается разгрузка целиков на руднике Брансуик.

Формирование разгрузочной панели производится взрыванием двух рядов из веерообразных скважин (рисунок 1.25б). Расположение веерообразных скважин относительно друг друга – шахматное. Диаметр скважин 114 мм, расстояние между веерами 1,8 м, а между концами скважин 2,6 м. Общая масса заряда составила 23484 кг, а масса на одну ступень замедления равна 223 кг.

В [115] производилось исследование по оценке напряженного состояния массива горных пород на основе полевых измерений (установка датчиков в скважинах). Регистрация данных с датчиков могла производиться один раз в день или раз в неделю в зависимости от ведения буровзрывных работ на соседних участках.

Результаты ведения взрывных работ анализировались в [115] путем численного моделирования с помощью программы FLAC3D. Была применена модель разгрузки массива (1.2)-(1.3), учитывающая коэффициент фрагментации породы α и коэффициент снижения напряжений β . Количественно склонность к ударам рудного массива в защищенной зоне определялась как отношение коэффициента хрупкого сдвига (BSR) и индекса потенциальной

удароопасности (BPI). Также проводилась оценка изменения показателей BSR и BPI. Наилучшая корреляция между численной моделью и полевыми измерениями была достигнута при следующих параметрах: $\alpha = 0,05$ и $\beta = 0,95$ в разупрочненной панели.

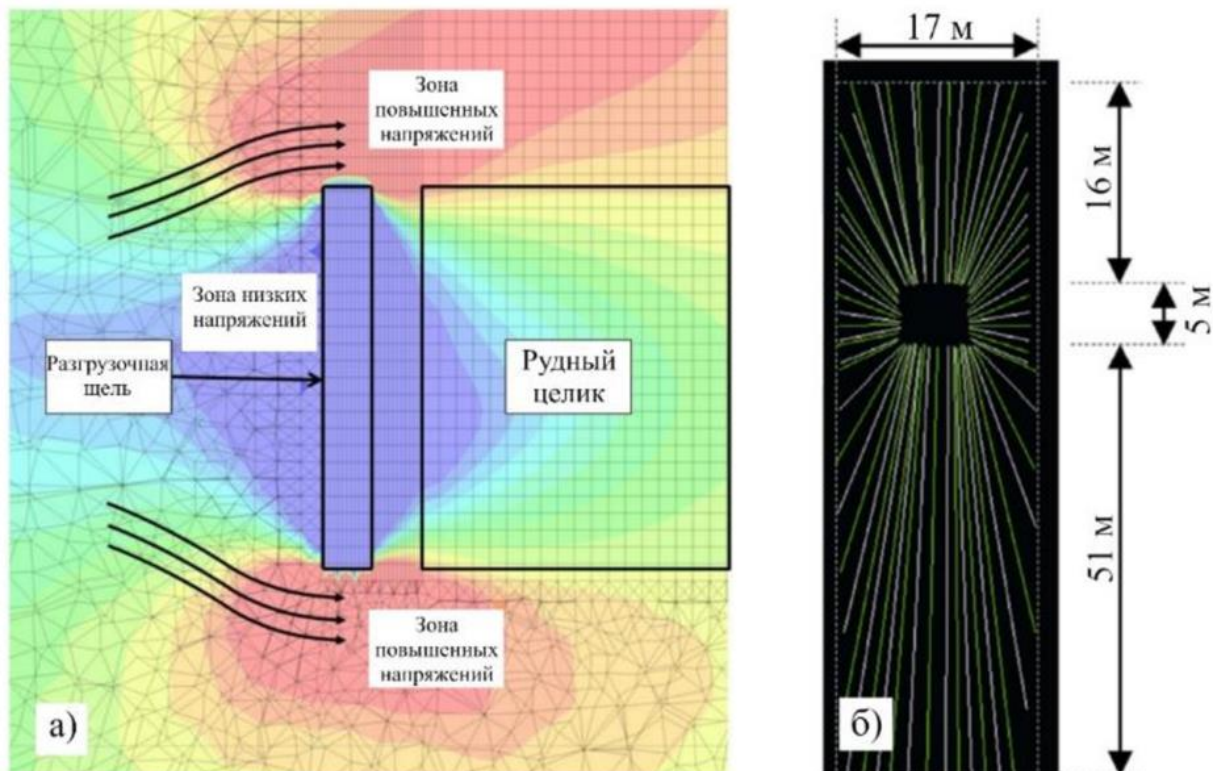


Рисунок 1.25 – Разгрузка целика путем создания разгрузочной панели [114,115]: а) картина распределения напряжений при создании разгрузочной панели; б) схема бурения скважин

В случае с рудником Fraser [61], был произведен взрыв в 10 000 тонн горной массы. По результатам численного моделирования, ожидалось, что надштрековый целик разрушится, когда останется один или два пролета, а скорость добычи будет низкой из-за повышенной сейсмической активности по мере того, как целик станет тоньше. Цель разгрузки массива взрывным способом заключалась в том, чтобы разрушить висячий бок и отвести высокое напряжение, вызванное горными работами, в сторону от горных работ. Таким образом, выемка следующих нескольких выработок будет облегчена, тем не менее, с учетом того, что глобальное разрушение висячего бока ускорится, была предпринята попытка применения взрывных работ для снижения значений напряжения в закрытой панели. Разгружаемая панель имела высоту 18 м, ширину 27,5 м и толщину 3 м. Масса составила 10 075 тонн. Из штрека были пробурены 2 параллельных веера скважин. В каждом веере было 14 скважин, пробуренные с сеткой 3 м на 3 м. Их диаметр 114 мм и зарядание производилось эмульсионными ВВ. Всего было использовано 4,4 тонны взрывчатых веществ. Были установлены три одноосных датчика напряжения, и было зафиксировано внезапное снижение главного основного напряжения на 1,5 МПа в разгруженной

зоне на расстоянии 25 м от панели. Тот же датчик уже через неделю показал снижение напряжения на 6 МПа. С помощью вертикальных экстензометров были измерены значения деформаций, указывающих на разрушения в разгруженной зоне. Были сделаны общие выводы о том, что взрывные работы с целью разгрузки целика прошли успешно.

Разработка методологии оценки «успешности» разгрузки взрывным способом (крупномасштабные разгрузочные взрывы) представлена в работе [63]. Она основана на методике RES (rock engineering systems), разработанной J.A. Hudson, и включает в себя 9 параметров: P_1 – жесткость массива пород; P_2 – хрупкость пород; P_3 – степень трещиноватости массива; P_4 – вероятность разрушения массива под действием статического поля напряжений; P_5 – направление проведения взрывной разгрузки относительно направления главных напряжений; P_6 – протяженность ведения взрывных работ; P_7 удельные затраты энергии на разрушение 1 кг горной массы; P_8 – размещение зарядов ВВ, P_9 – результат взрывной разгрузки (рисунок 1.26).

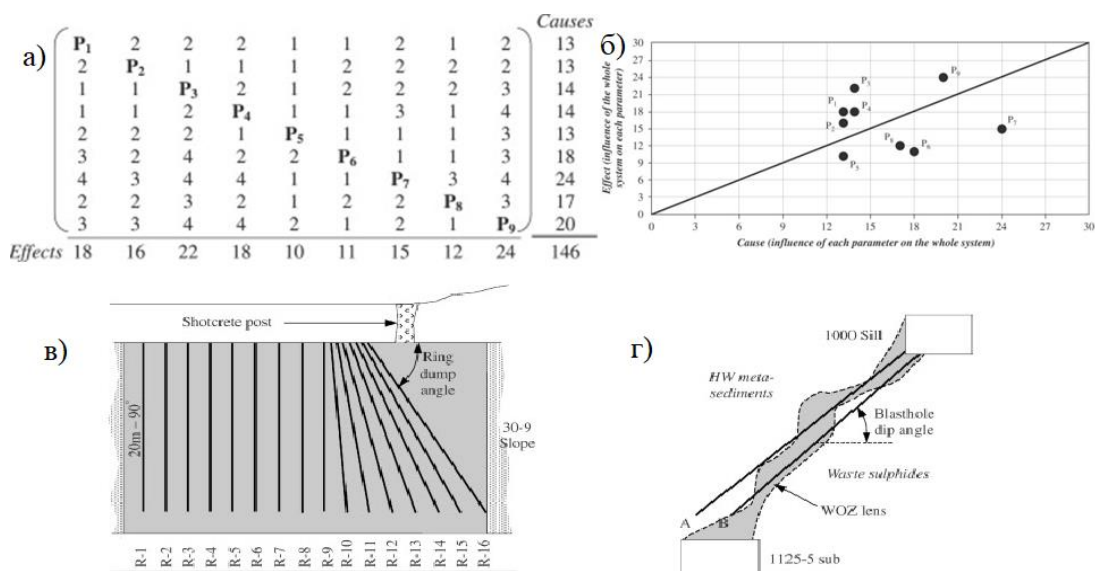


Рисунок 1.26 – Расчет индекса разгружаемости массива и его применение: а) закодированная матрица параметров методики; б) графическое представление влияния каждого параметра на эффективность разгрузки массива; в) продольный разрез разгруженного целика на руднике Брансуик; г) поперечный разрез [63]

Таким образом, отметим, что данная методика требует проведение оценки нарушенности массива, а также знаний о направлении значений главных напряжений и результаты лабораторных испытаний по определению физико-механических свойств горных пород. Данная методика проверялась при разгрузке целика на руднике Брансуик.

Идея использования индекса разгружаемости в том, что он показывает: способствует ли данная горнотехническая обстановка снижению значений напряжений при условии крупномасштабного разгрузочного взрыва, и если да, то подходят ли параметры взрывных работ для достижения этой цели. Для разгрузки целика на руднике Брансуик по вышеописанной

методике был спрогнозирован «хороший» результат, что и было подтверждено результатами сейсмического мониторинга в течении 6 месяцев после разгрузки.

1.6 Выводы по главе 1

1 Рассмотрены основные способы управления горным давлением и противоударные мероприятия. Основными видами противоударных мероприятий являются разгрузка массива горных пород взрывным способом и разгрузка массива бурением строчки разгрузочных скважин. Представлен опыт применения буровзрывного способа разгрузки удароопасных целиков.

2 Недостатком бурения разгрузочных скважин является высокий объем буровых работ. При разгрузке массива взрывным способом к недостаткам можно отнести потенциальное повреждение контура выработки (в том числе и крепи), исключающее применение стандартных сплошных колонковых зарядов.

3 Несмотря на широкий опыт применения разгрузки массива горных пород взрывом, весьма скудно освещены расчётные методики для определения параметров буровзрывных работ, а те, что представлены, разрабатывались с учетом характерных особенностей месторождений, где они применяются.

4 Практически отсутствуют количественные данные о влиянии взрыва зарядов ВВ на изменение физико-механических свойств горных пород, находящихся в напряженном состоянии. Модель, разработанная Saharan и Mitri, учитывает снижение модуля упругости в массиве, однако это происходит путем калибровки численных моделей со сравнением натуральных замеров напряжений в массиве во время разгрузки взрывом.

ГЛАВА 2 ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ И ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ТАЛНАХСКОГО И ОКТЯБРЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ

2.1 Общие сведения об удароопасности Талнахского и Октябрьского месторождений

Согласно [58] Октябрьское и Талнахское месторождения с глубины в 700 м являются опасными по горным ударам. К удароопасным породам относят сульфидные руды, габбро-долериты, роговики, аргиллиты (таблице 2.1). Ежегодно значение критической глубины удароопасности месторождений подтверждается на заседании «Комиссии по горным ударам ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель». Поэтому очень важно ведение необходимой оценки удароопасности массива горных пород разрабатываемого месторождения как региональными, так и локальными методами прогноза.

Таблица 2.1 – Фрагмент таблицы о месторождениях, склонных и опасных по горным ударам [58]

Месторождение	Породы и руды, склонные к хрупкому разрушению	Критическая глубина по условию удароопасности, м
Октябрьское и Талнахское (за исключением рудника «Маяк»)	Сплошные сульфидные руды, роговики, аргиллиты, оливиносодержащие габбро-долериты, пикритовые габбро-долериты, мергели	700

По результатам исследований, проведенным ВНИМИ [28], значения напряжений, которые являются критическими по удароопасности для условий рудников Талнаха, соответствуют следующему критерию (2.1):

$$\sigma_{кр} = 0,7 \cdot \sigma_{сж}, \text{ МПа} \quad (2.1)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие в образце, МПа.

Таким образом, применение разгрузочных мероприятий направлено на достижение значений напряжений ниже критических. Оценка удароопасности массива горных пород является важной задачей. Разработано большое количество различных способов ее оценки как инструментальных, так и теоретических. Значительная часть из этих методов предполагает учет физико-механических свойств пород. Дополнительно следует учитывать и естественную нарушенность массива горных пород, так как значительная трещиноватость может играть роль природной разгрузки.

2.2 Определение физико-механических свойств образцов горных пород

Проведение испытаний на определение физико-механических свойств горных пород является одной из базисных проблем в области исследования массива горных пород.

Лабораторные испытания проведены в соответствии с ГОСТами.

Результаты испытаний на растяжение и сжатие были использованы для построения паспорта прочности по методу кругов Мора с целью определения параметров сцепления и угла внутреннего трения.

Испытания проводились в Лаборатории геотехники ООО «Институт Гипроникель», которая имеет аттестат аккредитации на проведение исследований физико-механических свойств горных пород (Аттестат аккредитации РОСС RU.0001.22ЭС28).

Проведены испытания руды и породы Октябрьского (рудник «Таймырский», шахта «Глубокая» рудника «Скалистый») и Талнахского (шахта «Верхняя» рудника «Скалистый») месторождений.

Испытания проводились на пробах следующих литологических разностей:

- сплошные сульфидные руды;
- вкрапленные руды (габбро-долериты такситовые, габбро-долериты пикритовые);
- роговики;
- породная интрузия (габбро-долериты оливинные).

Данные породные разности, согласно таблице 2.1 являются удароопасными.

2.2.1 Определение предела прочности при одноосном сжатии

Испытания на определение предела прочности на одноосное сжатие производились согласно ГОСТ 21153.2 «Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном сжатии».

Предел прочности при одноосном сжатии определяется по формуле (2.2):

$$\sigma_{сж} = \frac{10P_{разр}}{S_0}, \text{ МПа} \quad (2.2)$$

где $P_{разр}$ – разрушающая образец сила, кН,

S_0 – площадь поперечного сечения образца, см².

При определении прочности на сжатие образцы цилиндрической формы высотой, равной двум диаметрам (рисунок 2.1а), были подвержены разрушению сжатием на испытательном гидравлическом прессе ТО 317Е (рисунок 2.1б) с максимальной нагрузкой 2000 кН с погрешностью ± 20 кН.

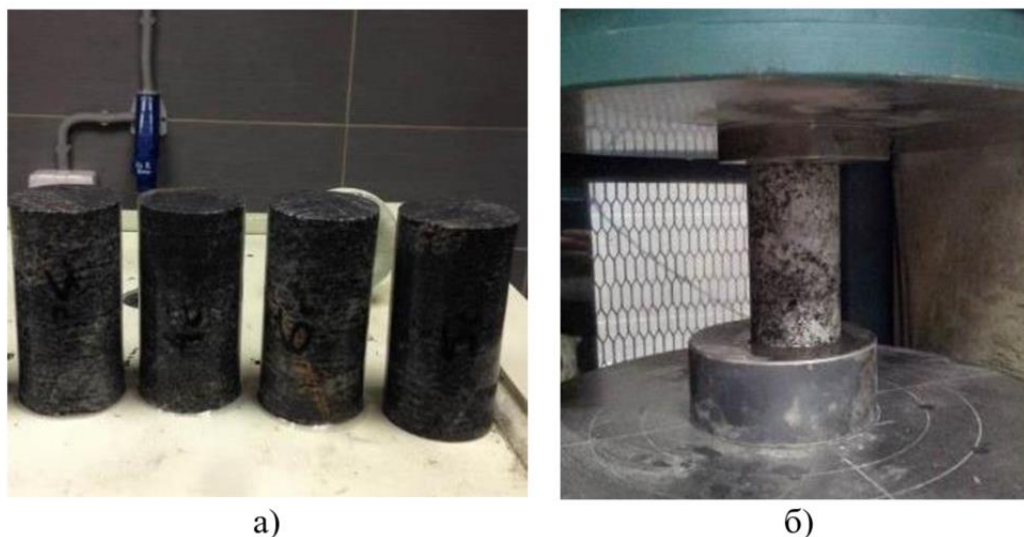


Рисунок 2.1 – Проведение испытаний на определение предела прочности при одноосном сжатии: а) образцы для испытаний; б) испытательный пресс ТО 317Е

2.2.2 Предел прочности на одноосное растяжение

Испытания на определение предела прочности на одноосное сжатие производились согласно ГОСТ 21153.3 «Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном растяжении».

Для определения предела прочности при растяжении цилиндрические образцы, высота которых равна диаметру (рисунок 2.2а), раскалывали клиньями по образующим (рисунок 2.2б) со скоростью нагружения 1-5 МПа/с на гидравлическом испытательном прессе Super L60, рассчитанном на нагрузку до 300 кН с погрешностью $\pm 0,5$ кН.

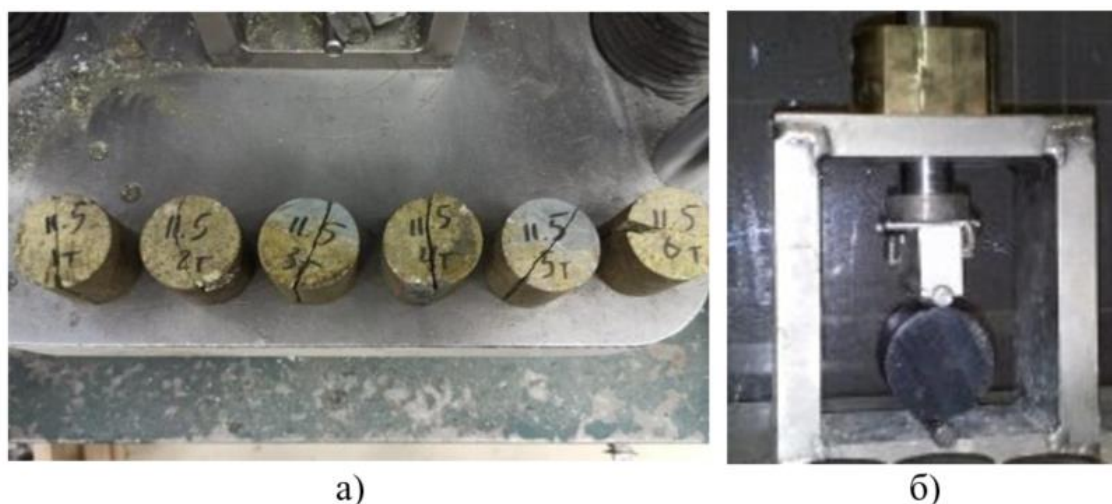


Рисунок 2.2 – Определение предела прочности при одноосном растяжении: а) испытанные образцы; б) образец горной породы в испытательном сооснике
Предел прочности при одноосном растяжении σ_p определяется по формуле (2.3):

$$\sigma_p = K \frac{10P_{\text{разр}}}{S}, \text{ МПа} \quad (2.3)$$

где K – коэффициент пропорциональности, равный 1,0 – при нагружении клиньями,
 S – площадь продольного сечения образца, см².

2.2.3 Деформационные характеристики

Деформационные характеристики определялись в соответствии с ГОСТ 28985 «Породы горные. Метод определения деформационных характеристик при одноосном сжатии».

В процессе испытаний образцы подвергались испытанию сжатием на электромеханическом испытательном прессе Н100КУ (рисунок 2.3), рассчитанном на нагрузку до 100 кН. Для измерения продольных и поперечных деформаций использовались экстензометры с LVDT датчиками перемещений Ametek Solartron с разрешением 1 мкм.

Полученные данные регистрировались встроенным контролером испытательной машины Н100КУ и выводились на персональный компьютер для последующей обработки в специализированном программном обеспечении Horizon.

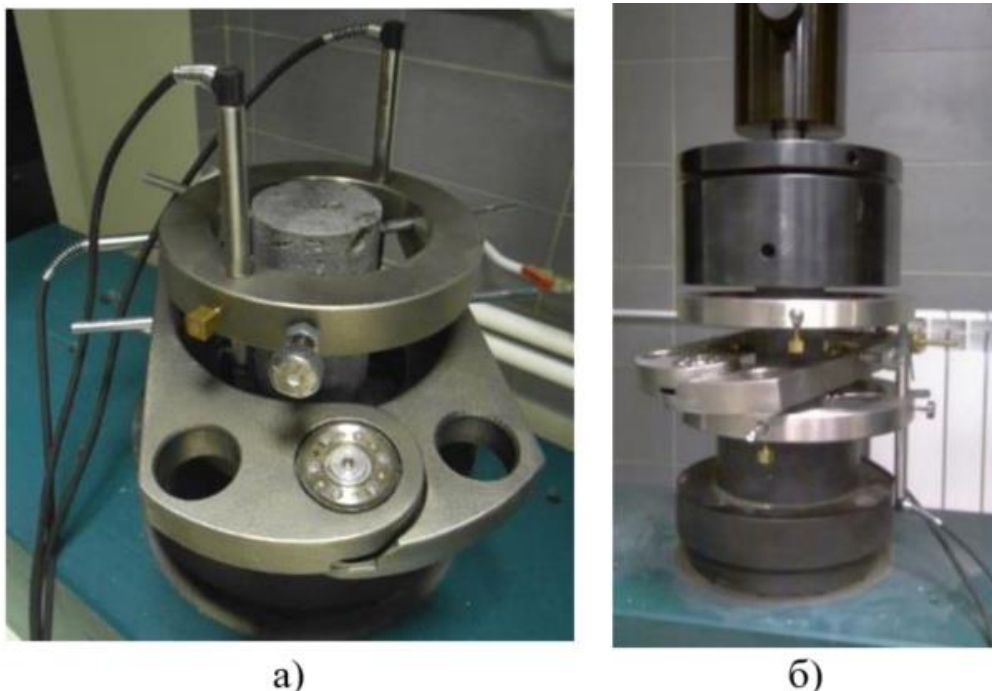


Рисунок 2.3 – Определение деформационных характеристик: а) образец горной породы с установленными экстензометрами продольных и поперечных деформаций; б) испытательный пресс Н100КУ

2.2.4 Предел прочности при объемном сжатии

Предел прочности горных пород при объемном сжатии $\sigma_{сж}^0$ определялся в соответствии с ГОСТ 21153.8 «Породы горные. Метод определения предела прочности при объемном сжатии».

Предел прочности при объемном сжатии $\sigma_{сж}^0$ при заданном значении бокового давления вычисляется по формуле (2.4):

$$\sigma_{сж}^0 = \frac{P_{разр}}{S_0}, \text{ МПа} \quad (2.4)$$

где $P_{разр}$ – разрушающая образец сила, кН,

S_0 – площадь поперечного сечения образца, см².

При определении предела прочности при объемном сжатии цилиндрические образцы высотой равной два диаметра подвергаются разрушению в камере объемного сжатия (рисунок 2.4а). Боковое давление создавалось маслостанцией TS 709/B15 (рисунок 2.4б). Осевая сжимающая нагрузка в зависимости от требуемой нагрузки, создавалась на испытательном гидравлическом прессе Tinius Olsen TO 317E с максимальной нагрузкой 2000 кН.



Рисунок 2.4 – Испытания на трехосное сжатие: а) камера объемного сжатия на испытательном прессе TO 317E; б) маслостанция TS 709/B15

Испытания проводились при нескольких ступенях бокового давления (10 и 15 МПа). По результатам испытаний на объемное сжатие, а также по испытаниям на определение предела прочности при одноосном сжатии и растяжении были построены паспорта прочности исследуемых геологических разностей.

2.2.5 Определение плотности горных пород

Плотность горных пород определяется в соответствии с ГОСТ 30629 «Материалы и изделия облицовочные из горных пород», п. 6.3. на образцах правильной (цилиндрической формы).

Плотность в г/см³ рассчитывается по формуле (2.5):

$$\rho = \frac{m}{V}, \quad (2.5)$$

где m – масса образца, г,

V – объем образца, см³.

2.2.6 Определение скоростей распространения продольной и поперечной волн

Определение скоростей распространения продольных и поперечных волн осуществляется в соответствии с ГОСТ 21153.7 «Породы горные. Метод определения скоростей распространения упругих продольных и поперечных волн».

Для определения скорости распространения продольных волн использовался ультразвуковой дефектоскоп УСД-60Н (рисунок 2.5).

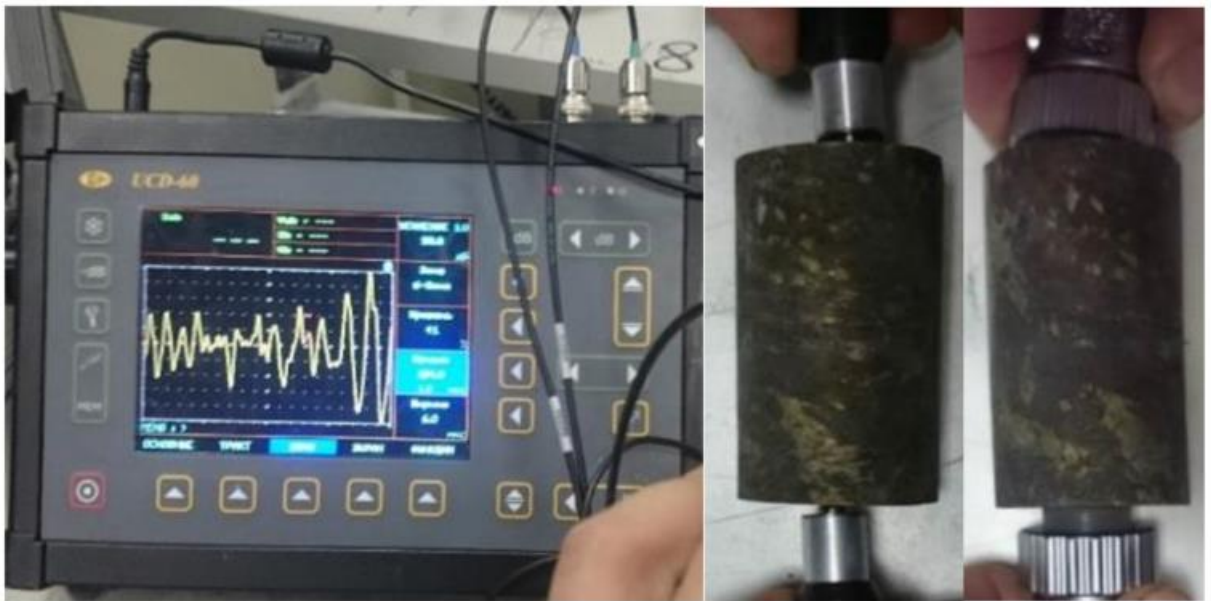


Рисунок 2.5 – Ультразвуковой дефектоскоп УСД-60Н

2.2.7 Результаты испытаний

Результатам испытаний по определению физико-механических свойств исследуемых литологий приведены в таблицах 2.2-2.4. В этих таблицах отражены минимальное, максимальное и медианное значения для каждой из определяемых характеристик.

Таблица 2.2 – Физико-механические свойства горных пород (по результатам испытаний) руд и пород в рудном поле рудника «Таймырский»

Порода	Модуль упругости, ГПа	Кoeff. Пуассона	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Плотность, г/см ³	Скорость распространения продольных волн, м/с	Скорость распространения поперечных волн, м/с
Сульфидная руда	<u>59,7- 78,9</u> 60,8	<u>0,19-0,24</u> 0,23	<u>50,1-132,1</u> 82,9	<u>4,5-11,6</u> 8,5	18	43	<u>3,88-4,36</u> 4,21	<u>3600-4700</u> 4340	<u>1910-2570</u> 2300
Роговики	<u>35,0-78,8</u> 63,2	<u>0,15-0,3</u> 0,24	<u>73,3-187,4</u> 126,8	<u>10,1-18,1</u> 13,7	26	36	<u>2,72-2,84</u> 2,77	<u>4120-5560</u> 5240	<u>2410-2950</u> 2810
Габбро-долериты	<u>68,9-115,7</u> 103,0	<u>0,22-0,3</u> 0,29	<u>95,9-204,1</u> 150,7	<u>11,3-20,0</u> 17,8	28	40	<u>2,82-3,05</u> 2,99	<u>4680-6750</u> 6110	<u>2690-3360</u> 3080
Вкрапленные руды	<u>49,6-98,8</u> 74,3	<u>0,22-0,3</u> 0,24	<u>54,8-166,6</u> 126,6	<u>10,1-17,3</u> 13,3	24	38	<u>2,89-3,19</u> 3,07	<u>5220-6050</u> 5680	<u>2730-3350</u> 2940

Таблица 2.3 – Физико-механические свойства горных пород (по результатам испытаний) руд и пород в рудном поле рудника «Скалистый» шахта «Верхняя»

Порода	Модуль упругости, ГПа	Кoeff. Пуассона	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Плотность, г/см ³	Скорость распространения продольных волн, м/с	Скорость распространения поперечных волн, м/с
Сульфидная руда	<u>48,1- 63,1</u> 51,8	<u>0,14-0,28</u> 0,21	<u>60,7-100,7</u> 68,8	<u>5,8-9</u> 7,7	<u>17,0-23,0</u> 21	<u>43-45</u> 44	<u>3,89-4,06</u> 3,96	<u>3640-4480</u> 3725	<u>2150-2590</u> 2305
Роговики	<u>45,9-70,5</u> 53,1	<u>0,15-0,27</u> 0,2	<u>62,3-150,5</u> 89,7	<u>7,95-16,5</u> 12,7	<u>21,0-26,0</u> 26	<u>40-42</u> 41	<u>2,62-2,79</u> 2,66	<u>4590-5660</u> 5210	<u>2730-3070</u> 3020
Габбро-долериты	<u>49,8-101,3</u> 89,4	<u>0,20-0,29</u> 0,23	<u>41,3-171,5</u> 142,0	<u>8,5-18,5</u> 15,6	<u>28-37</u> 36	<u>36-42</u> 38	<u>2,67-3,00</u> 2,95	<u>4160-6870</u> 5900	<u>2570-3280</u> 3170
Вкрапленные руды	<u>61,1-92,8</u> 72,3	<u>0,18-0,3</u> 0,2	<u>84,4-145,0</u> 107,0	<u>9,6-14,0</u> 12,2	<u>23-35</u> 26	<u>31-41</u> 34	<u>2,88-3,20</u> 3,00	<u>4880-6190</u> 5680	<u>2640-3460</u> 3090

Таблица 2.4 – Физико-механические свойства горных пород (по результатам испытаний) руд и пород в рудном поле рудника «Скалистый» шахта «Глубокая»

Порода	Модуль упругости, ГПа	Коэфф. Пуассона	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Плотность, г/см ³	Скорость распространения продольных волн, м/с	Скорость распространения поперечных волн, м/с
Сульфидная руда	<u>46,9-66,5</u> 62,7	<u>0,19-0,24</u> 0,2	<u>74,0-101,5</u> 89,6	<u>4,7-6,6</u> 6,3	16	41	<u>4,31-4,59</u> 4,39	<u>3700-4250</u> 4010	<u>2220-2730</u> 2520
Роговики	<u>60,4-96,9</u> 79,7	<u>0,17-0,3</u> 0,25	<u>98,0-225,6</u> 173,5	<u>12,6-23,3</u> 17,4	20	36	<u>2,74-2,29</u> 2,84	<u>4920-5600</u> 5380	<u>2960-3680</u> 3270
Габбро-долериты	<u>110,4-127,9</u> 115,1	<u>0,27-0,29</u> 0,28	<u>191,5-215,8</u> 212,3	<u>17,6-24,9</u> 18,1	38	45	<u>2,98-3,04</u> 3,02	<u>5800-6270</u> 6250	<u>3760-3940</u> 3880
Вкрапленные руды	<u>79,3-108,9</u> 89,6	<u>0,22-0,3</u> 0,25	<u>129,4-195,9</u> 149,7	<u>11,76-15,3</u> 13,5	25	44	<u>2,99-3,13</u> 3,04	<u>5210-5810</u> 5670	<u>3140-3620</u> 3370

2.3 Оценка физико-механических свойств массива горных пород

Как известно, физико-механические свойства массива горных пород ниже чем в образце, что обусловлено наличием структурного ослабления. Для учета трещиноватости массива горных пород на рудниках Талнаха в последнее время получила распространение оценка массива горных пород с учетом рейтинга Q по Бартону [39,64,112], являющаяся основным типом геотехнической оценки. Для получения исходных данных производилось как картирование горных выработок рудника «Скалистый» с целью оценки трещин согласно «Регламенту по оценке нарушенности массива на рудниках ЗФ ПАО «ГМК Норильский никель» так и изучение паспортов крепления и управления кровлей. Картирование проводилось на участках выработок, непокрытых набрызг-бетоном.

В процессе картирования определялись необходимые параметры для расчетов рейтинга Q . Ниже представлены основные параметры для определения рейтинга, более подробное описание которых можно найти в [64,112].

Q -система — это метод, применяющийся для оценки устойчивости очистных выработок, целиков, штреков, рудоспусков, а также для выбора типа и параметров крепи.

Численное значение Q определяется по формуле (2.6) [64]:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}, \quad (2.6)$$

где RQD – показатель качества породы,

J_n – показатель количества систем трещин,

J_r – показатель шероховатости поверхности трещин,

J_a – показатель измененности (сцепления) трещин,

J_w – водный фактор;

SRF – фактор снижения напряжений.

Следует отметить, что определение параметра SFR является весьма трудоемкой задачей, поскольку для этого необходимо знать достоверные значения напряжений в массиве, получаемые с высокой точностью только инструментальными методами.

Для получения приближенной оценки нарушенности массива и избегания недостоверного учета напряженно-деформированного состояния использовался параметр Q' (Q_{prime}). Он позволяет расчетным путем определить необходимый показатель GSI (геологический индекс прочности), используемый для расчета физико-механических свойств массива горных пород.

Показатель RQD определялся в результате камеральной обработки данных, полученных по фотографиям стенок выработок при установленной на них рейки для масштабирования. Исходные данные для показателей J_n , J_r , J_a , J_w , азимут и угол падения трещин, определялись

непосредственно на участках картирования. Затем производилась камеральная обработка. Отметим, что все видимые трещины, по которым можно было измерить азимут и угол падения, документировались с помощью горного компаса (рисунок 2.6а).

Для определения количества систем трещин по результатам картирования были построены круговые диаграммы трещиноватости (рисунок 2.6б).

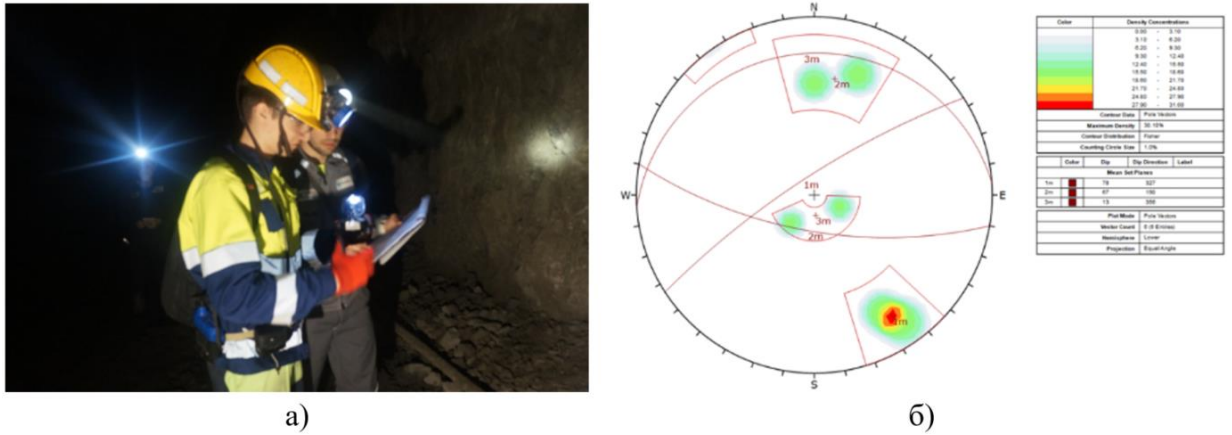


Рисунок 2.6 – Картирование горных выработок: а) определение азимута падения трещин; б) построение круговой диаграммы трещиноватости

По результатам картирования, обработки паспортов крепления и данным скважин эксплуатационной разведки приняты следующие усредненные значения Q' (таблица 2.5). Данные по параметру RMR [65] обобщены Golder Associates (UK) Ltd и также приведены в таблице 2.5. Таблица 2.5 – Основные первичные геотехнические характеристики исследуемых литологий и рейтинговые параметры Q' и RMR.

Порода	Шахта «Верхняя» (Рудник «Скалистый»)		Шахта «Глубокая» (Рудник «Скалистый»)	Рудник «Таймырский»
	RMR	Q'	Q'	Q'
Сульфидная руда	68	94	66,7	25
Роговики	68	50	7,67	9,38
Интрузия габбро-долеритов	68	19	7,67	7,35
Вкрапленная руда	68	16	7,67	7,35

Пересчет значений физико-механических свойств с образцов на массив горных пород выполнен по следующему алгоритму:

определение параметра GSI по значению Q' по формуле (2.7) [84]:

$$GSI = 9 \cdot \ln(Q') + 44; \quad (2.7)$$

определение параметра GSI по значению RMR по формуле (2.8) [84]:

$$GSI = RMR - 5; \quad (2.8)$$

модуль упругости массива с учетом параметра GSI [83] равен (2.9):

$$E_{mGSI} = E \cdot \left(0,02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{60 + 15D - GSI}{11}}} \right), \text{ МПа}, \quad (2.9)$$

где D – фактор возмущения (при наведении трещин буровзрывными работами $D = 1$),

E – модуль упругости образца, МПа;

величина сцепления в массиве (2.10) [113]:

$$C_{mGSI} = \frac{G_{mGSI}}{2} \cdot \left(\frac{1 - \sin\varphi}{\cos\varphi} \right), \text{ МПа}, \quad (2.10)$$

где G_{mGSI} – предел прочности на сжатие в массиве, МПа,

φ – угол внутреннего трения, град;

предел прочности на сжатие в массиве определяется по формуле (2.11) [118]:

$$G_{mGSI} = 0,036 \cdot \sigma_{сж} \cdot e^{GSI/30}, \text{ МПа}, \quad (2.11)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности на одноосное сжатие образца, МПа.

Для определения коэффициента Пуассона массива горных пород в настоящее время не существует достаточно обоснованных и широко используемых эмпирических зависимостей. Поэтому, в работе принято, что коэффициент Пуассона массива горных пород равен коэффициенту Пуассона образца.

В таблице 2.6 представлены основные физико-механические свойства массива горных пород, рассчитанные с учетом рейтингов Q' и RMR.

Таблица 2.6 – Основные физико-механические свойства массива горных пород (рассчитанные через RMR и Q')

Рудник «Таймырский»						
Порода	GSI		Модуль упругости массива, E_{mGSI} , ГПа		Сцепление в массиве, C_{mGSI} , МПа	
	Q'	RMR	Q'	RMR	Q'	RMR
Сульфидная руда	72,97	---	47,7	---	7,4	---
Роговики	64,15	---	38,8	---	9,9	---
Интрузия габбро-долеритов	61,95	---	58,1	---	10,0	---
Вкрапленные руды	61,95	---	41,9	---	8,8	---
Рудник «Скалистый», шахта «Верхняя»						
Порода	GSI		Модуль упругости массива, E_{mGSI} , ГПа		Сцепление в массиве, C_{mGSI} , МПа	
	Q'	RMR	Q'	RMR	Q'	RMR
Сульфидная руда	85	63	47,9	30,5	8,9	4,3
Роговики	79	63	46,3	31,2	10,3	6,0
Интрузия габбро-долеритов	70	63	66,3	52,6	13,1	10,2
Вкрапленные руды	69	63	51,6	42,5	10,2	8,4

Продолжение таблицы 2.6

Рудник «Скалистый», шахта «Глубокая»						
Порода	GSI		Модуль упругости массива, E_{mGSI} , ГПа		Сцепление в массиве, C_{mGSI} , МПа	
	Q'	RMR	Q'	RMR	Q'	RMR
Сульфидная руда	81,8	---	47,9	---	11,2	---
Роговики	62,34	---	46,3	---	12,7	---
Инtruзия габбро-долеритов	62,34	---	66,3	---	12,6	---
Вкрапленные руды	62,34	---	51,6	---	9,1	---

Сводная информация по физико-механическим свойствам в образце и в массивов описанных литологических разностей для условий рудников Октябрьского и Талнахского месторождений представлена в таблицах 2.7-2.9.

Таблица 2.7 – Сводные данные по физико-механическим свойствам в образце и в массиве (рудник «Таймырский»)

Порода	Модуль упругости, ГПа	Коэфф. Пуассона	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Плотность, г/см ³	Скорость распространения продольных волн, м/с	Скорость распространения поперечных волн, м/с
Сульфидная руда	60,8	0,23	82,9	8,5	18	43	4,21	4340	2300
Роговики	63,2	0,24	126,8	13,7	26	36	2,77	5240	2810
Габбро-долериты	103,0	0,29	150,7	17,8	28	40	2,99	6110	3080
Вкрапленные руды	74,3	0,24	126,6	13,3	24	38	3,07	5680	2940
Порода	Q'		GSI	Модуль упругости массива, E_{mGSI} , ГПа		Прочность массива на сжатие, G_{mGSI} , МПа		Сцепление в массиве, C_{mGSI} , МПа	
Сульфидная руда	25		72,97	47,7		34,0		7,4	
Роговики	9,38		64,15	38,8		38,7		9,9	
Габбро-долериты	7,35		61,95	58,1		42,8		10,0	
Вкрапленные руды	7,35		61,95	41,9		35,9		8,8	

Таблица 2.8 – Сводные данные по физико-механическим свойствам в образце и в массиве (шахта «Верхняя», рудник «Скалистый»)

Порода	Модуль упругости, ГПа	Коэфф. Пуассона	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Плотность, г/см ³	Скорость распространения продольных волн, м/с	Скорость распространения поперечных волн, м/с
Сульфидная руда	51,8	0,21	68,8	7,7	21	44	3,96	3725	2305
Роговики	53,1	0,20	89,7	12,7	26	41	2,66	5210	3020
Габбро-долериты	89,4	0,23	142	15,6	36	38	2,95	5900	3170
Вкрапленные руды	72,3	0,24	107,0	12,2	26	34	3,00	5680	3090

Продолжение таблицы 2.8

Порода	Q'	RMR	GSI		Модуль упругости массива, E_{mGSI} , ГПа		Прочность массива на сжатие, G_{mGSI} , МПа		Сцепление в массиве, C_{mGSI} , МПа	
			Q'	RMR	Q'	RMR	Q'	RMR	Q'	RMR
Сульфидная руда	94	68	85	63	47,9	30,5	42,0	20,2	8,9	4,3
Роговики	50	68	79	63	46,3	31,2	45,3	26,4	10,3	6,0
Габбро-долериты	19	68	70	63	66,3	52,6	53,6	41,7	13,1	10,2
Вкрапленные руды	16	68	69	63	51,6	42,5	38,4	31,5	10,2	8,4

Таблица 2.9 – Сводные данные по физико-механическим свойствам в образце и в массиве (шахта «Глубокая», рудник «Скалистый»)

Порода	Модуль упругости, ГПа	Коэфф. Пуассона	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Предел прочности на растяжение, МПа	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Плотность, г/см ³	Скорость распространения продольных волн, м/с	Скорость распространения поперечных волн, м/с
Сульфидная руда	62,7	0,2	89,6	6,3	16	41	4,39	4010	2520
Роговики	79,7	0,25	173,5	17,4	20	36	2,84	5380	3270
Габбро-долериты	115,1	0,28	212,3	18,1	38	45	3,02	6250	3880
Вкрапленные руды	89,6	0,25	149,7	13,5	25	44	3,04	5670	3370
Порода	Q'	GSI	Модуль упругости массива, E_{mGSI} , ГПа		Прочность массива на сжатие, G_{mGSI} , МПа		Сцепление в массиве, C_{mGSI} , МПа		
Сульфидная руда	66,67	81,80	56,4		49,3		11,2		
Роговики	7,67	62,34	45,7		49,9		12,7		
Габбро-долериты	7,67	62,34	65,9		61,0		12,6		
Вкрапленные руды	7,67	62,34	51,3		43,1		9,1		

Согласно таблице 2.6, следует отметить, занижение свойств в массиве согласно рейтингу RMR существенно выше, чем через Q' , что приводит к сильному занижению прочностных и упругих свойств. Следовательно, необходимо оценивать нарушенность массива по параметру GSI (Q').

Нарушенность массива горных пород, выраженная при помощи индекса GSI (Q'), показывает неравномерное снижение физико-механических свойств в зависимости от типа литологии. Так, согласно таблицам 2.7-2.9 модуль упругости богатых руд как относительно монолитных, снижается всего лишь на 7,5-21,5 %, тогда как для вкрапленных руд снижение модуля упругости происходит в диапазоне 28,7-52 %; для роговиков в диапазоне 12,8-38,6 %; а для породных габбро-долеритов в диапазоне 25,8-43,6 %.

Представленный на рисунке 2.7 выбуренный керн исследуемых литологических разностей наглядно демонстрирует степень нарушенности каждого. Так, на представленном интервале бурения сплошных сульфидных руд не имеется открытых естественных трещин, только искусственные, образованные в результате извлечения керна. На остальных литологических разности наблюдаются как искусственные, так и естественные трещины.

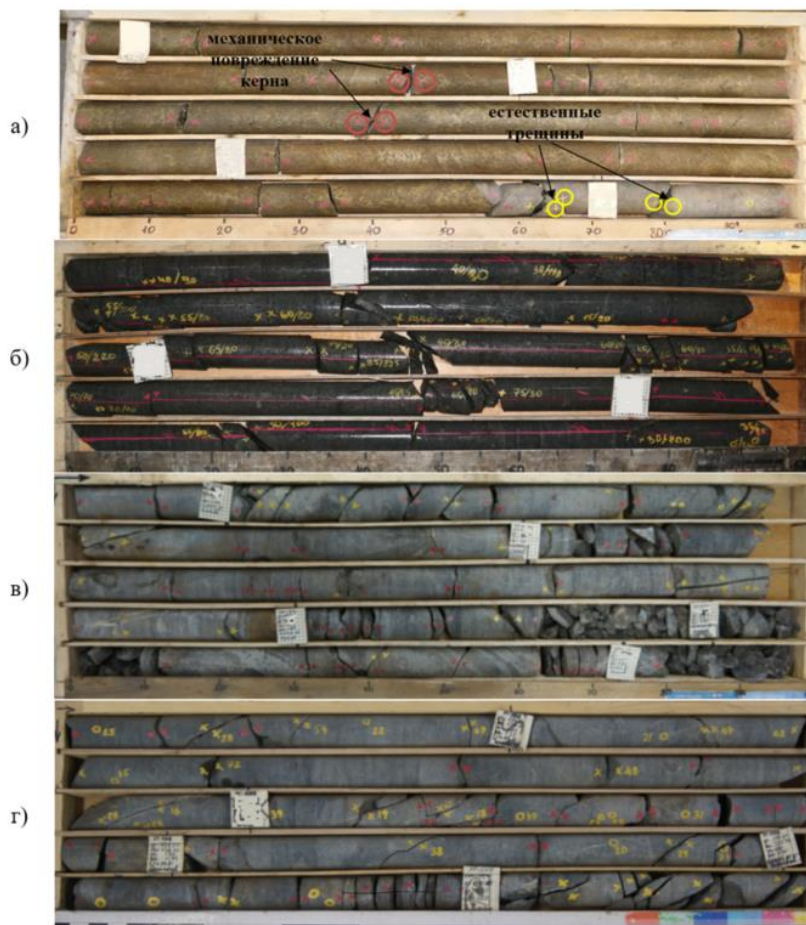


Рисунок 2.7 - Керновый материал: а) Сплошная сульфидная руда; б) вкрапленные руды; в) роговики; г) породные габбро-долериты

2.4 Анализ методов оценки удароопасности горных пород

2.4.1 Методы оценки удароопасности по действующим в РФ нормативным документам

В соответствии с [32], основным методам определения склонности месторождения к горным ударам относят метод дискования керна и оценку хрупкого разрушения.

Дополнительными способами оценки удароопасности массива горных пород являются геомеханические, геологические и геофизические методы [32].

Локальный прогноз удароопасности участков массива горных пород и руд, а также оценка эффективности мер предотвращения горных ударов производятся геомеханическими, геофизическими методами или визуальными наблюдениями за разрушением приконтурного массива выработок.

В качестве базового метода локального прогноза удароопасности участков массива горных пород принимается метод дискования керна. Региональный прогноз удароопасности заключается в проведении микросейсмического мониторинга.

2.4.2 Оценка удароопасности по дискованию керна

Оценка напряженно-деформированного состояния массива горных пород до проведения разгрузки и после производится по дискованию керна [28,32]. Данный метод относится к геомеханическим методам, является базовым при проведении локального прогноза удароопасности массива горных пород и широко распространен при исследовании напряженного состояния массива на рудниках Талнаха.

Метод отличается сравнительной простотой применения. Приближенная оценка значения нормальных напряжений для условий рудников Талнаха выполняется по формуле (2.12):

$$\sigma = 0,5 \sqrt{\frac{d_k}{t_d}} \sigma_{сж}, \text{ МПа} \quad (2.12)$$

где d_k – диаметр керна, см,

t_d – толщина диска, см,

$\sigma_{сж}$ – предел прочности при одноосном сжатии, МПа.

При данном способе оценки напряженно-деформированного состояния массива толщина выбуриваемых из скважин дисков при неизменном соотношении между $\sigma_{ос}$ -осевыми и σ_p - радиальными напряжениями ($\sigma_{ос}/\sigma_p$) и других одинаковых факторах зависит от величины радиальных напряжений (рисунок 2.8). Чем больше радиальные напряжения, тем интенсивнее процесс разделения керна на диски. Следует отметить, что выбуренные диски имеют выпукло-вогнутую форму, имеющие выпуклость в направлении массива.

Данная методика не предполагает проведения отдельных испытаний по предела прочности при одноосном сжатии. Поэтому вполне обосновано применение данных из [16] или более новых данных (протоколы испытаний).

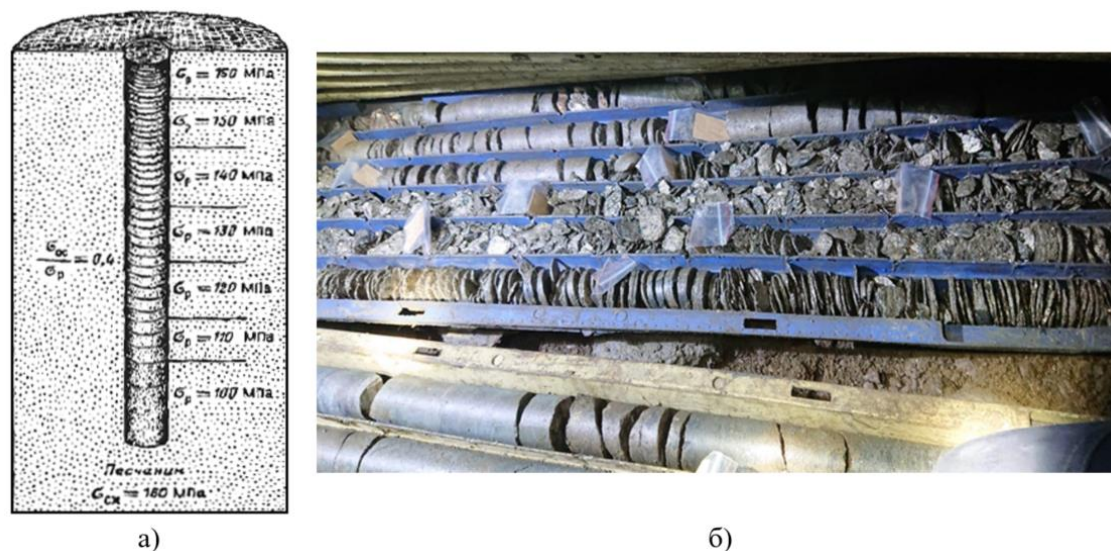


Рисунок 2.8 – Дискование керна: а) общий вид уменьшения толщины дисков с увеличением уровня напряженности $\sigma_p/\sigma_{сж}$ и соотношения $\sigma_{ос}/\sigma_p = 0$ [32]; б) выбуренные диски, рудник «Таймырский»

2.4.3 Оценка удароопасности по хрупкости пород

В соответствии с методическими рекомендациями [32], при проведении оценки удароопасности массива следует отбирать все породы, если его содержание среди объема, подлежащего выемке при отработке месторождения, превосходит 10 %.

Для испытаний горных пород на сжатие с получением графиков полного деформирования в соответствии с работой [32], рекомендовано применение таких типов испытательного оборудования как: стабилметры, жесткие пресса БР-5, испытательные гидравлические пресса типа ЦД-100, испытательные управляемые сервогидравлические пресса.

Перечисленное оборудование позволяет проводить испытания образцов как в до предельной области деформирования, так и за пределом прочности. Такой вид испытаний необходим, чтобы получить график полного деформирования, представленный на рисунок 2.9. Особенностью такого режима испытаний заключается в том, чтобы поддерживать постоянную скорость продольного деформирования образца породы при нагружении.

По графику полного деформирования, представленного на рисунок 2.9, определяются модуль упругости (деформации) E и модуль спада M . При отношении $E/M \leq 1$ порода считается удароопасной; при $E/M > 1$ - неудароопасной.

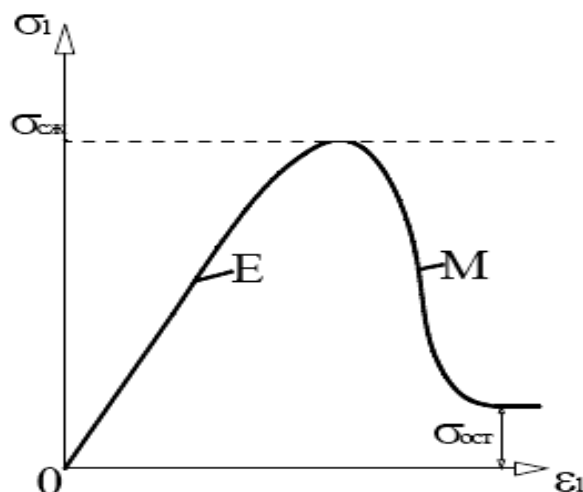


Рисунок 2.9 – Схема диаграммы «напряжение – деформация» при одноосном сжатии [32]: σ_1 - осевое давление на образец, МПа; ε_1 - продольная деформация образца; E - модуль упругости образца, МПа; M - модуль спада образца, МПа; $\sigma_{ост}$ - предел остаточной прочности, МПа; $\sigma_{сж}$ - предел прочности при одноосном сжатии, МПа

Метод Я.А. Бича заключается в оценке склонности горной породы к хрупкому разрушению – величине коэффициента удароопасности K_y (2.13) определяемого по допредельным значениям деформаций [32]:

$$K_y = \frac{\varepsilon_{упр}}{\varepsilon_{полн}} \cdot 100\%, \quad (2.13)$$

где $\varepsilon_{упр}$ – упругая деформация,

$\varepsilon_{полн}$ – полная деформация (до предела прочности).

При $K_y \geq 70\%$ породу рекомендуется считать удароопасной.

Методическими рекомендациями [32] допускается при нахождении корреляции между отношением E/M и коэффициентом удароопасности K_y , проводить испытания в условиях допредельных нагрузок с шестого и последующих образцов.

На рисунке 2.10 представлены примеры испытаний образцов андезита Ново-Широкинского рудника [3], где явно можно увидеть пример как неудароопасной породы, так и склонной к хрупкому разрушению.

На рисунке 2.11 представлены некоторые характерные кривые деформирования образцов при одноосном сжатии основных литотипов рудников Талнаха (на примере руд и пород рудника «Скалистый» шахты «Глубокая», испытанных в Научном центре геомеханики и проблем горного производства Санкт-Петербургского горного университета) [6]. В рамках этого исследования для специализированных испытаний на удароопасность использован сервоуправляемый испытательный пресс MTS-816.

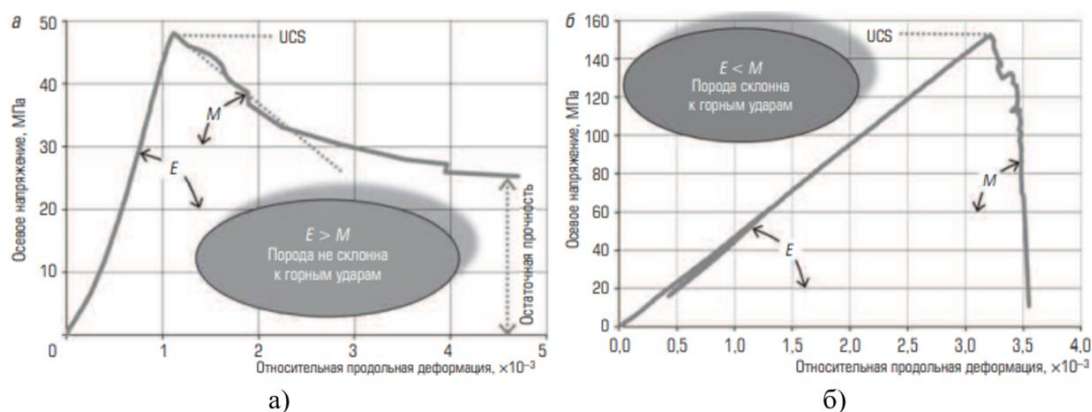


Рисунок 2.10 – Деформирование и разрушение образцов андезита при одноосном сжатии [3]: а) неудароопасный образец; б) удароопасный образец

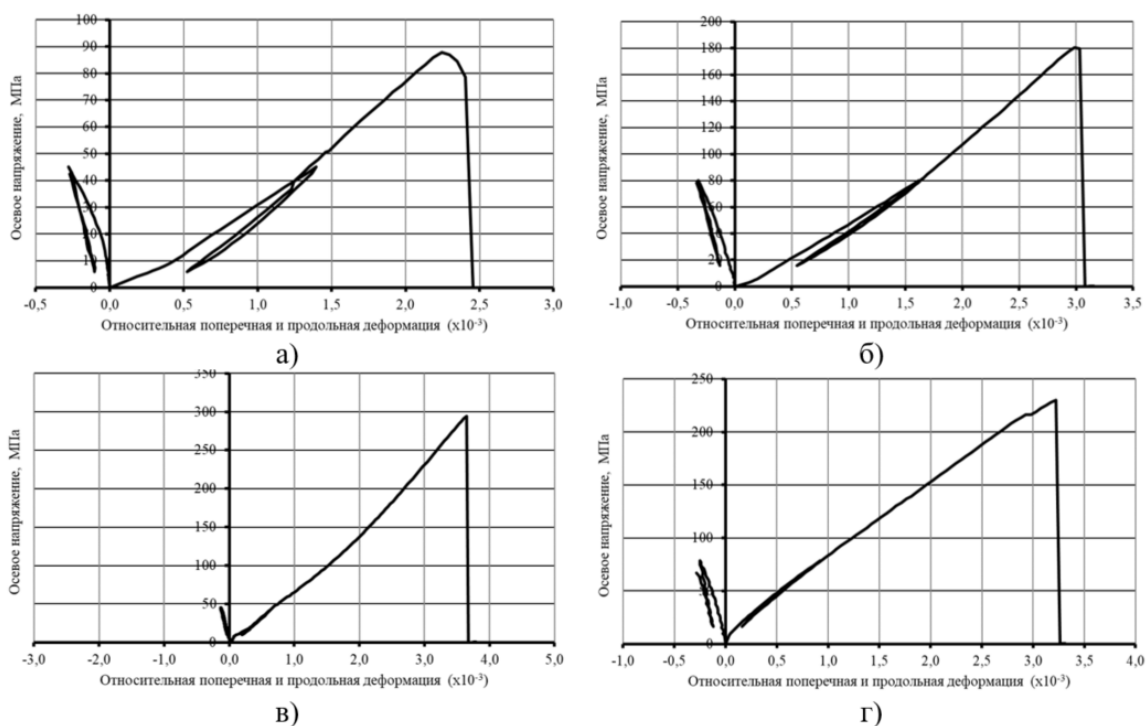


Рисунок 2.11 – Кривые деформирования руд и горных пород Октябрьского месторождения [6]: а) богатая сульфидная руда; б) вкрапленные руды; в) интрузия габбро-долеритов; г) роговики

Из рисунка 2.11 следует, что представленные литологические типы горных пород, являются склонными к хрупкому разрушению.

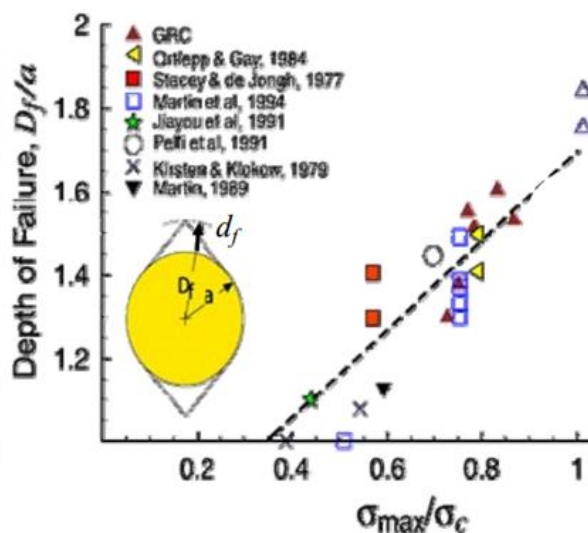
2.4.4 Методы оценки удароопасности массива, приведенные в иностранной литературе

Для расширения спектра применяемых методов следует рассмотреть также теоретические и эмпирические методы оценки удароопасности массива горных пород в зарубежной литературе.

Согласно [88,93], разрушение в скальных массивах хрупких пород, ослабленных трещинами, обычно начинается, когда максимальные тангенциальные напряжения на границе

выработки (определяемые для границы выработки круглого сечения с радиусом a как $\sigma_{\max} = 3\sigma_1 - \sigma_3$) превышают 40% от предела прочности на одноосное сжатие в образце.

Глубина разрушения d_f является величиной, пропорциональной соотношению максимального тангенциального напряжения в массиве (на контуре выработки) к пределу прочности при одноосном сжатии (рисунок 2.12).



with $d_f = D_f - a$ and $\sigma_{\max} = 3\sigma_1 - \sigma_3$

Рисунок 2.12 – Определение глубины разрушения d_f [88]

Согласно [89], данное соотношение имеет вид (2.14):

$$\frac{d_f}{a_r} = C_1 \frac{\sigma_{\max}}{\sigma_{\text{сж}}} - C_2 = C_1 SL - C_2, \quad (2.14)$$

где d_f – глубина разрушения, м,

a_r – радиус выработки круглого сечения, м,

C_1, C_2 – эмпирические коэффициенты,

σ_{\max} – максимальное тангенциальное напряжение на контуре выработки, МПа;

$\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности при одноосном сжатии в образце, МПа.

Для статических условий коэффициенты C_1 и C_2 равны 1,37 и 0,57. В случае учета влияния динамического (сейсмического) воздействия σ_{\max} определяется по формуле (2.15) [87]:

$$\sigma_{\max} = 3\sigma_1 - \sigma_3 + \{4\rho c_s p r v_s\}, \quad (2.15)$$

где σ_1 – максимальное главное напряжение, МПа,

σ_3 – минимальное главное напряжение, МПа,

ρ – плотность горных пород, кг/см³,

c_s – скорость распространения поперечных волн, м/с,

$p r v_s$ – максимальная скорость смещения частиц, м/с.

Однако, приведенная зависимость (2.15) неприменима для оценки разрушений контура выработок, где глубина разрушения вызвана релаксацией напряжений и влиянием гравитации, а не ростом значений напряжений из-за ведения горных (проходческих или очистных) работ.

В качестве примера рассмотрен вывал из бока выработки в шахте «Верхняя» рудника «Скалистый» (рисунок 2.13).



Рисунок 2.13 – Оценка размеров вывала

Согласно полученной оценке, глубина вывала составляла порядка 1,35 м. Ширина выработки равна 5 м. Таким образом, величина $\frac{\sigma_{max}}{\sigma_c}$ составляет 0,61. При условии, что предел прочности вмещающих пород на одноосное сжатие можно принять равным 90 МПа, тогда $\sigma_{max} = 54,9$ МПа.

При глубине расположения выработки в 800 м, вертикальные напряжения σ_1 составляют 21,2 МПа. С учетом того, что коэффициент бокового распора определяется по гипотезе Динника, горизонтальная нагрузка σ_3 составляет 5,79 МПа. В итоге получим:

$$\sigma_{max} = 3\sigma_1 - \sigma_3 = 3 \cdot 21,2 - 5,79 = 57,81 \text{ МПа}$$

Полученное значение напряжений σ_{max} превышает $0,4\sigma_{сж}$, что говорит об инициации разрушения массива горных пород в приконтурной части выработки, но не превышает $0,7\sigma_{сж}$, что говорит о состоянии «неопасно».

Индекс геологической прочности (GSI) (рисунок 2.14) [82,88,111], как один из наиболее практически ориентированных способов классификации горных пород, позволяет на качественном уровне оценить степень удароопасности горного массива. Фактически показатель GSI позволяет заменить отношение модуля упругости к модулю спада по структурным признакам массива, то есть выделяет пластическое течение при сдвиге по естественным трещинам от хрупкого разрушения.

По критерию GSI рядом авторов установлено, горный массив считается потенциально удароопасным с рейтингом в диапазоне 65-85 единиц [80,107,118].

В разделе 2.3 настоящей работы представлены результаты оценки нарушенности массива с определением индекса GSI (таблица 2.6). Индекс GSI породных и рудоносных габбро-долеритов в некоторых случаях меньше значения 65, что соответствует их потенциальной неудароопасности. Однако, эти данные являются усредненными и недопустимо принимать их ко всему массиву. При этом, допускается, что на некоторых участках с сильной нарушенностью габбро-долериты являются неудароопасными. В случае сульфидной руды и роговиков индекс GSI превышает значение 65, что говорит о потенциальной удароопасности пород.

Диаграмма Франклина [111] (рисунок 2.15) показывает, какие скальные массивы с точки зрения удароопасности в зависимости от трещиноватости и предела прочности пород, определенного раскалыванием сферическими инденторами (в зарубежных стандартах данный вид испытаний известен как Point load test [108]), можно охарактеризовать как наиболее прочные, склонные при разработке месторождения к горным ударам.

Согласно кадастру [16], прочность горных пород по испытаниям Point load test представлена в таблице 2.10.

Таблица 2.10 – Результаты испытаний Point Load test (по данным кадастра)

Литология	Индекс прочности пробы, МПа
Богатая сульфидная руда	5,6
Роговики	10,2
Вкрапленная руда	8,85
Интрузия габбро-долеритов	11,7

Размеры отдельностей определены согласно [100]. Использована корреляция (2.16) между параметром RQD (показатель качества породы) и Jv (объемное количество трещин):

$$RQD = 110 - 2,5Jv. \quad (2.16)$$

Объем отдельности Vb определяется из отношения (2.17) [101,102]:

$$Vb = \beta \cdot Jv^{-3}, \text{ м}^3, \quad (2.17)$$

где β – фактор формы блока: для кубических или соразмерных по разным сторонам блоков - $\beta = 27$; для призматических и плитчатых блоков $\beta = 28 - 32$; для умеренно длинных или плоских блоков $\beta = 33 - 59$; для длинных и плоских блоков $\beta = 60 - 200$; для очень протяженных и плоских блоков $\beta > 200$.

Среднее расстояние между трещинами приближенно определяется по формуле (2.18):

$$Sa \approx \sqrt[3]{Vb}, \text{ м}. \quad (2.18)$$

В таблице 2.11 представлены основные показатели расчета средней блочности.

Таблица 2.11 – Состояние блочности массива (на примере рудника «Таймырский» по результатам оценки разных серий геотехнических скважин)

Литология	RQD	Jv	Vb	Sa
Сплошная сульфидная руда	84,56	10,18	0,19	0,6
	99,1	4,36	2,41	1,34
Роговики	76,25	13,50	0,041	0,34
	80,9	11,64	0,063	0,40
	85,0	10,00	0,1	0,46
	89,0	8,40	0,16	0,55
	90,2	7,92	0,20	0,59
Габбро-долериты	71,43	15,43	0,027	0,30
	84,7	10,12	0,09	0,46
	81,8	11,28	0,07	0,41
Вкрапленные руды	71,43	15,43	0,027	0,30
	87,6	8,96	0,14	0,52
	92,3	7,08	0,28	0,66

Способы выемки горной массы, которые напрямую связаны с удароопасностью, проиллюстрированы на рисунке 2.16. На выбор способа добычи влияют такие параметры как предел прочности пород, определенный по методу Point load test, и природная степень нарушенности пород. Исходные данные представлены в таблицах 2.10 - 2.11.

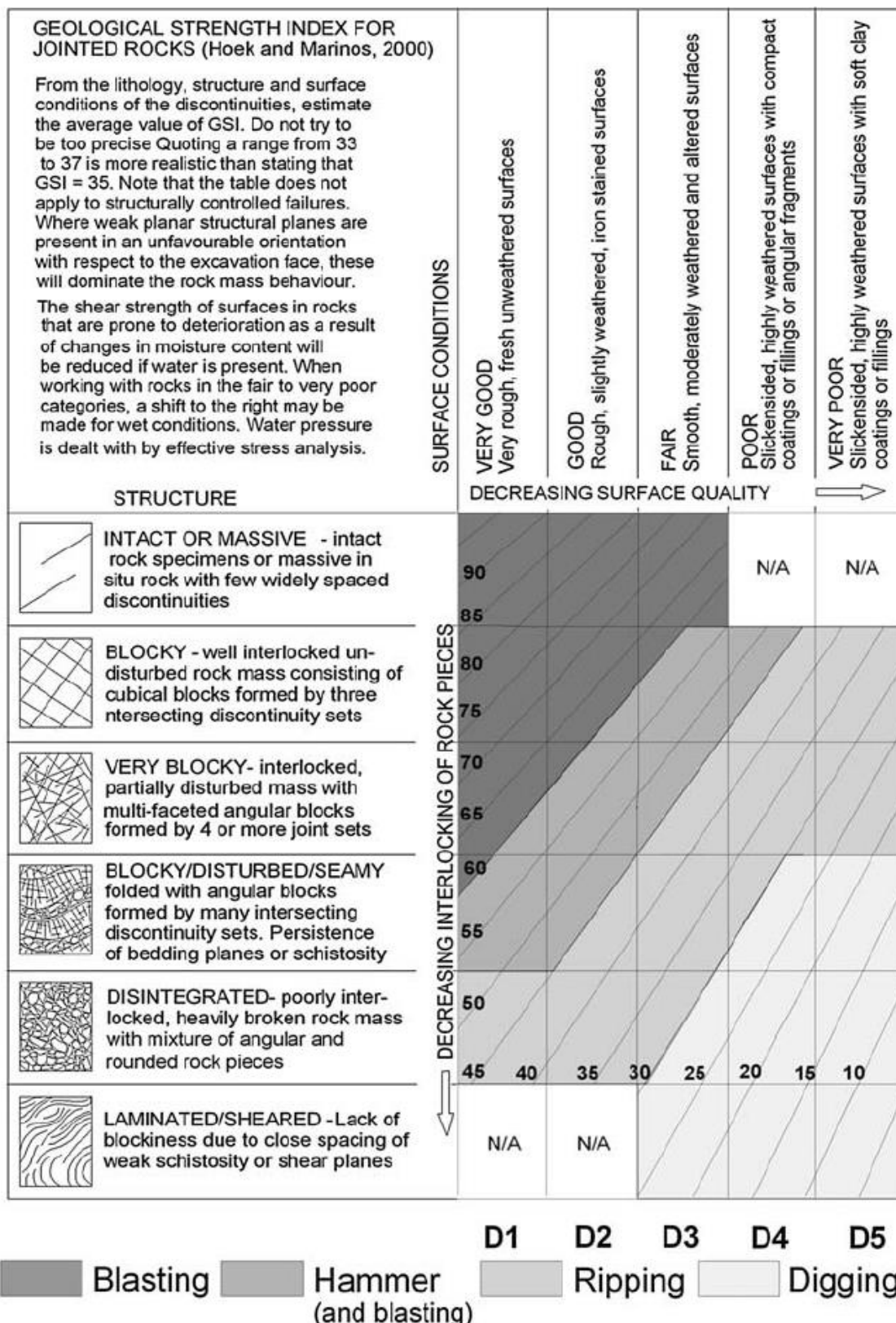


Рисунок 2.14 – Критерий GSI. В нижней части схемы цветами представлен выбор метода выемки горного массива, что служит эквивалентом удароопасности массива горных пород [82]

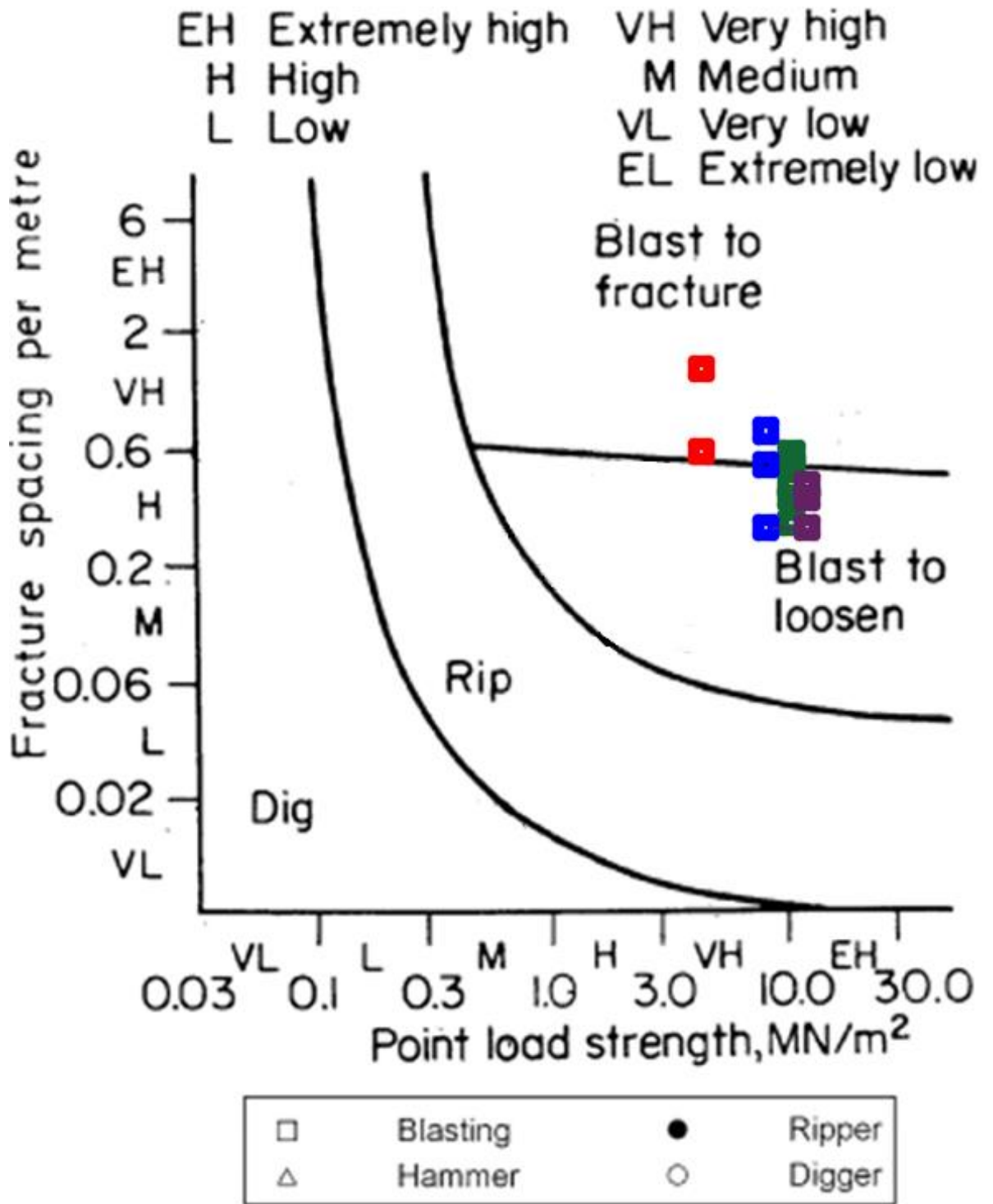


Рисунок 2.15 – Диаграмма Франклина [111] (красный цвет – богатая руда; зеленый – роговики; синий – вкрапленные руды; фиолетовый – породная интрузия)

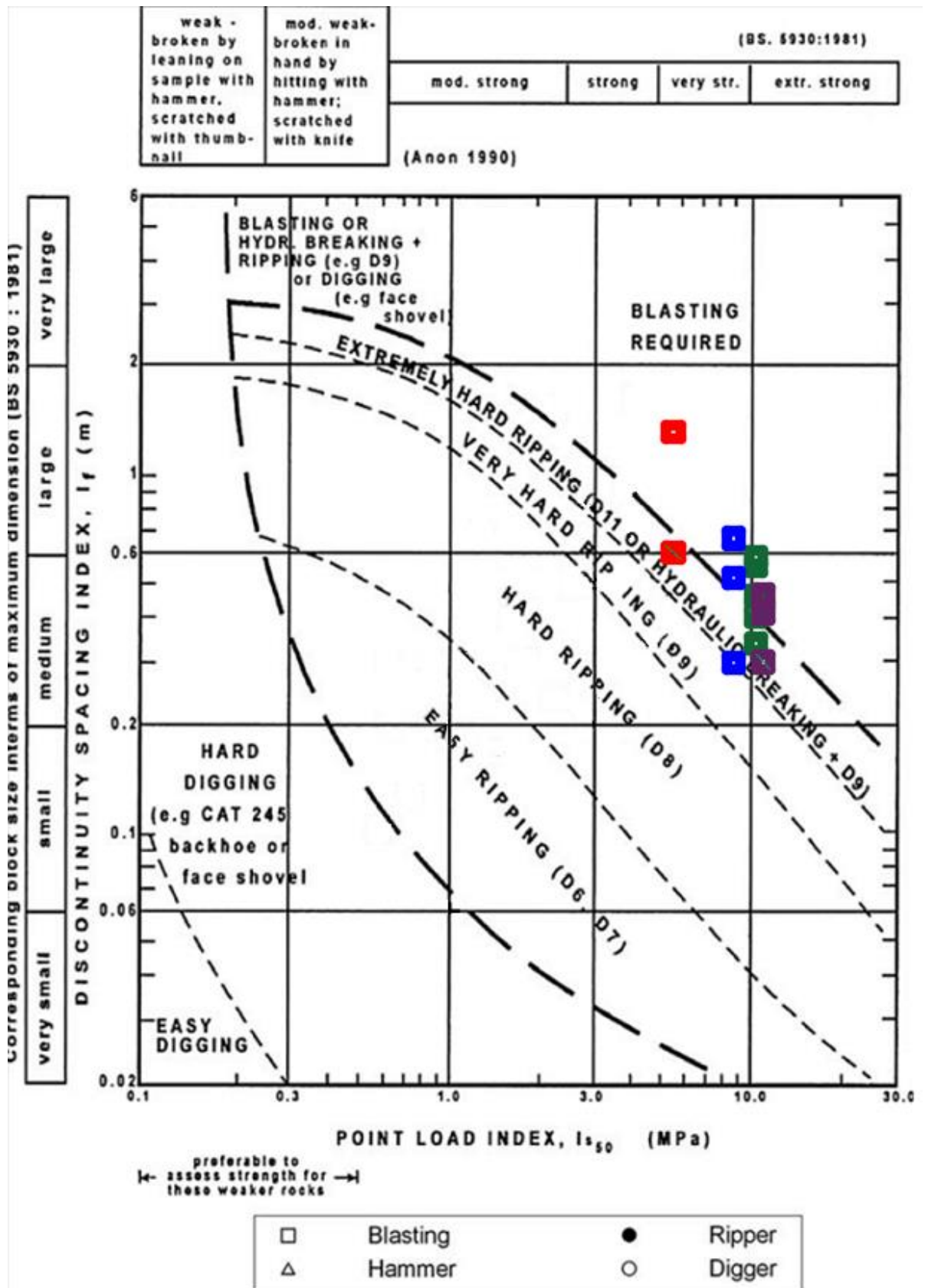


Рисунок.2.16 – Способы извлечения горной массы в зависимости от прочности пород и степени раздробленности [111] (красный цвет – богатая руда; зеленый – роговики; синий – вкрапленные руды; фиолетовый – породная интрузия)

По результатам Канадской исследовательской программы горных ударов (Canadian Rockburst Program) определено, что можно оценивать удароопасность по величине такого параметра как потенциал удароопасности, учитывающий такие параметры как предел прочности пород на одноосное сжатие, так и коэффициент хрупкости пород $\sigma_{сж}/\sigma_p$ [69]. Первый параметр определяет количество энергии, накапливаемое в породе к моменту ее разрушения. Коэффициент хрупкости характеризует склонность пород к скалыванию их тонких пластин в результате отрыва. В работе [69] для определения потенциала удароопасности была предложена диаграмма, представленная на рисунок 2.17.

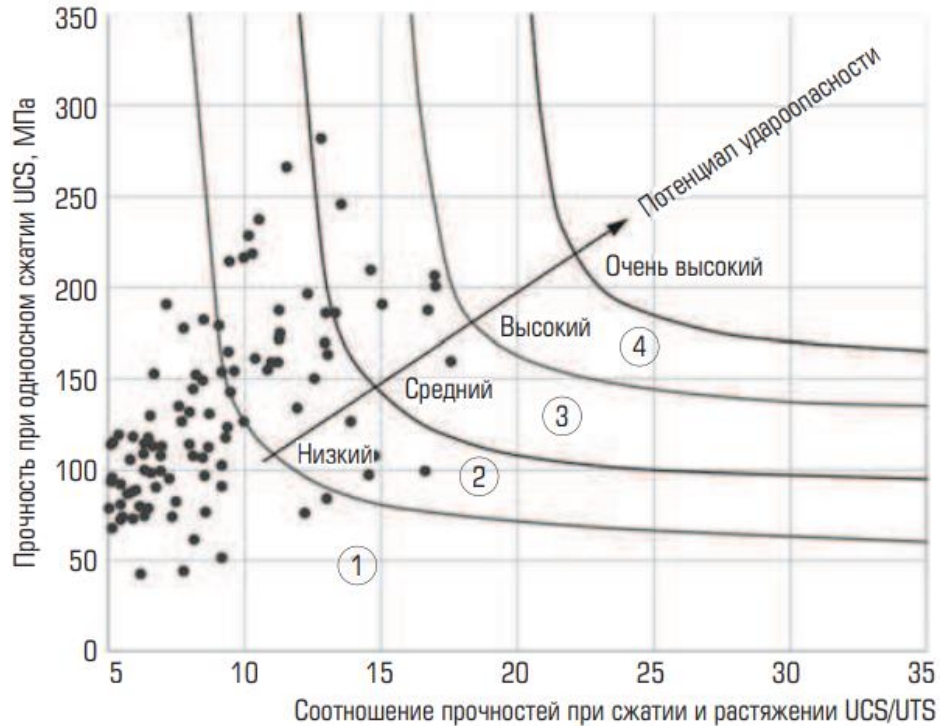


Рисунок.2.17 – Диаграмма уровней потенциала удароопасности в зависимости от хрупкости пород [3]

Учитывая, что в последние годы проводилась широкомасштабная программа по изучению физико-механических свойств рудного и породного массивов на рудниках Талнаха, и имеется значительная база данных по различным литологическим типам, были построены диаграммы уровней потенциала удароопасности для основных типов пород. Диаграммы построены как по результатам испытаний, полученных по отечественным методикам, так и по зарубежным стандартам (для определения предела прочности на одноосное сжатие – ASTM D7012-14. Standard Test Methods for Compressive Strength and Elastic Moduli of Intact Rock Core Specimens under Varying States of Stress and Temperatures; для определения предела прочности на растяжение – ISRM Suggested Methods for Determining Tensile Strength of Rock Materials, part 2).

Всего для оценки потенциала удароопасности были следующие литологические разности:

- сплошная сульфидная руда – 43 пробы (рисунок 2.18 а);

- роговики – 69 проб (рисунок 2.18 б);
- вкрапленные руды (представленные такситовыми и пикритовыми габбро-долеритами) – 105 проб (рисунок 2.18 в);
- интрузия габбро-долеритов (вмещающие породы) – 112 проб (рисунок 2.18 г).

Дополнительно включены результаты испытаний 42 проб ангидритов (рисунок 2.18 д) как пород, не склонных к хрупкому разрушению.

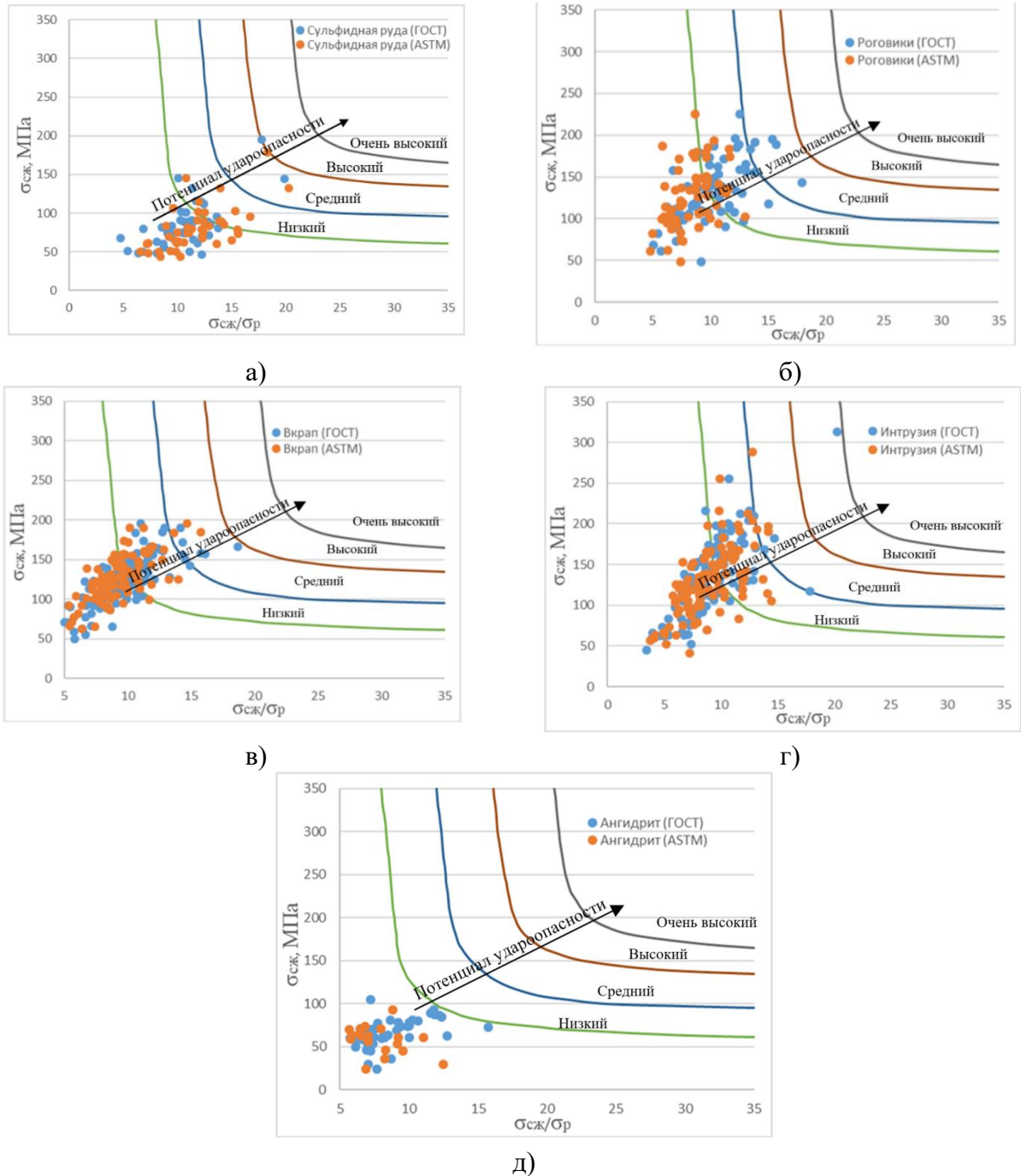


Рисунок 2.18 – Потенциал удароопасности основных литологических разновидностей:
 а) сплошная сульфидная руда; б) роговики; в) вкрапленные руды; г) интрузия габбро-долеритов; д) ангидрит

Представленные на рисунке 2.18 распределения потенциала удароопасности внесены в таблицу 2.12 для количественной оценки для каждой из литологических разновидностей.

Таблица 2.12 – Распределение потенциала удароопасности по пробам

Потенциал удароопасности	Процент проб									
	Сульфидная руда		Роговики		Вкрапленная руда		Породная интрузия		Ангидрит	
	ГОСТ	ASTM	ГОСТ	ASTM	ГОСТ	ASTM	ГОСТ	ASTM	ГОСТ	ASTM
Отсут.	81,82	70,45	49,30	76,06	63,56	72,03	62,50	66,96	100	100
Низкий	13,64	25,00	43,66	23,94	31,36	25,42	33,93	29,46	0,00	0,00
Средний	4,55	4,55	7,04	0,00	5,08	2,54	2,68	3,57	0,00	0,00
Высокий	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,89	0,00	0,00	0,00

Согласно результатам, приведенным на рисунке 2.18 и таблице 2.12, испытанные пробы в большинстве случаев не обладают потенциалом удароопасности, а 1/4-1/3 всех проб обладают низким потенциалом удароопасности. В случае сульфидных руд наблюдается существенное расхождение между результатами, полученными по зарубежным и отечественным методикам испытаний. Однако, данный параметр базируется на определении пределов прочности на сжатие и растяжение по зарубежным стандартам, и как результат оценки учтены испытания именно по ним. В таком случае, можно утверждать, что приблизительно 1/3 часть испытанных проб обладает потенциалом удароопасности.

Представленные результаты по ангидриту наглядно показали, что данная порода не является удароопасной.

Для выполнения численного моделирования оценки удароопасности в рамках линейно-упругой модели возможно применение критериев, основанных на энергетике или параметрах напряженного состояния. Такими критериями являются:

- Energy release rate (ERR) – скорость высвобождения энергии [72];
- Burst potential index (BPI) – индекс потенциальной удароопасности [95].

ERR – это показатель кинетической энергии, выделяемой на каждом шаге, рассчитывающийся на основе энергетического баланса упругого материала.

Приведенный показатель ERR не играет особой роли в параметре энергии критической деформации массива горных пород и, следовательно, не может оценить степень разрушения и необходимость в разгрузке массива горных пород.

Индекс потенциальной удароопасности BPI (2.19) связывает скорость накопления энергии горной породы с ее критической энергией деформации:

$$BPI = \frac{ESR}{e_c}, \quad (2.19)$$

где ESR – полная энергия деформации в породе,

e_c – емкость энергии упругой деформации.

Еще одним критерием является критерий BSR (2.20) – brittle shear ratio (коэффициент хрупкого сдвига) [71]:

$$BSR = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{UCS_{intact}}. \quad (2.20)$$

где σ_1 – максимальное главное напряжение, МПа,

σ_3 – минимальное главное напряжение, МПа,

UCS_{intact} – предел прочности на сжатие вмещающего массива, МПа.

Данный критерий основан на работе [93], где было установлено, что порода подвергается хрупкому сдвигу, поскольку отношение напряжения сдвига к пределу прочности на сжатие превышает величину 0,4, а риск проявления удароопасности считается значительным, когда данное отношение превышает величину 0,7. Поэтому рудные зоны в используемых численных моделях с $BSR > 0,7$, называются "подверженными риску".

2.5 Оценка напряжений по разрушениям стенок скважины

Известно, что пробуренные в подземных условиях скважины под влиянием толщи массива деформируются с разрушением стенок, причем разрушение происходит на участках, перпендикулярных направлению наибольших главных напряжений. В регламентирующих документах предложена формула (2.21) для определения величины максимальных нормальных напряжений [55,56]:

$$\sigma_1 = 0,85 \cdot \sigma_{сж} \cdot (3,85 \frac{d_{изм}}{d_{скв}} - 0,5), \text{ МПа}, \quad (2.21)$$

где $d_{изм}$ – измеренный диаметр скважины, мм,

$d_{скв}$ – диаметр скважины, мм.

Данная модель позволяет определить только одну компоненту тензора напряжений и требует бурения веера скважин. Однако при возможности проведения анализа разрушения стенок скважин по данным акустического сканирования, можно получить данные о характере их разрушения. В этом случае, в начальный момент разрушение прискважинной зоны можно описать моделью оценки напряжений по Zoback и др. [60,119]. В основе модели заложены задача Кирша и теория прочности Навье-Кулона (2.22):

$$\begin{cases} \sigma_r(r, \varphi_{окр}) = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} \cdot \left(1 - \frac{r_0^2}{r^2}\right) + \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \left(1 - 4 \cdot \frac{r_0^2}{r^2} + 3 \cdot \frac{r_0^4}{r^4}\right) \cos 2\varphi_{окр}; \\ \sigma_\theta(r, \varphi_{окр}) = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} \cdot \left(1 + \frac{r_0^2}{r^2}\right) - \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \left(1 + 3 \cdot \frac{r_0^4}{r^4}\right) \cos 2\varphi_{окр}; \\ \tau_{r,\theta}(r, \varphi_{окр}) = -\frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \cdot \left(1 + 2 \cdot \frac{r_0^2}{r^2} - 3 \cdot \frac{r_0^4}{r^4}\right) \sin 2\varphi_{окр}; \\ \sigma_r = \tau_0 - \mu \sigma_\theta, \end{cases} \quad (2.22)$$

где σ_1 – максимальное главное напряжение, МПа,

σ_2 – минимальное главное напряжение, МПа,

r_0 – радиус скважины, м,

r – расстояние удаления от центра окружности, м;

$\varphi_{\text{окр}}$ – угол относительно центра окружности, град,

σ_r – нормальные радиальные напряжения, МПа,

τ_0 – касательные напряжения, МПа,

μ – коэффициент трения (определяется как тангенс угла внутреннего трения),

σ_θ – тангенциальные напряжения, МПа.

Модель (2.23) позволяет по глубине разрушения скважины r_b и угле образования клина разрушения φ_b (рисунок 2.19) оценить напряжения в массиве:

$$\begin{cases} \sigma_1 = 2 \cdot C \cdot \frac{d-b}{ad-bc}; \\ \sigma_2 = 2 \cdot C \cdot \frac{a-c}{ad-bc}, \end{cases} \quad (2.23)$$

где C – сцепление, МПа,

a, b, c, d – коэффициенты, определяемые по формулам (2.24):

$$\begin{cases} a = \left((1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} - \mu \right) \cdot (1 - 2 \cdot \cos(2\theta_b)); \\ b = \left((1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} - \mu \right) \cdot (1 + 2 \cdot \cos(2\theta_b)); \\ c = -\mu + (1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} - \frac{R^2}{r_b^2} \left((1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} + 2\mu \right) + \frac{3R^4}{r_b^4} (1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}}; \\ d = -\mu - (1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} - \frac{R^2}{r_b^2} \left(3 \cdot (1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} + 2\mu \right) - \frac{3R^4}{r_b^4} (1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}}; \end{cases} \quad (2.24)$$

где θ_b – угол образования клина разрушения относительно вертикального направления, град.

R – радиус скважины, м,

r_b – глубина разрушения скважины, м.

Угол θ_b (2.25) определяется как:

$$\theta_b = 90^\circ - \varphi_b. \quad (2.25)$$

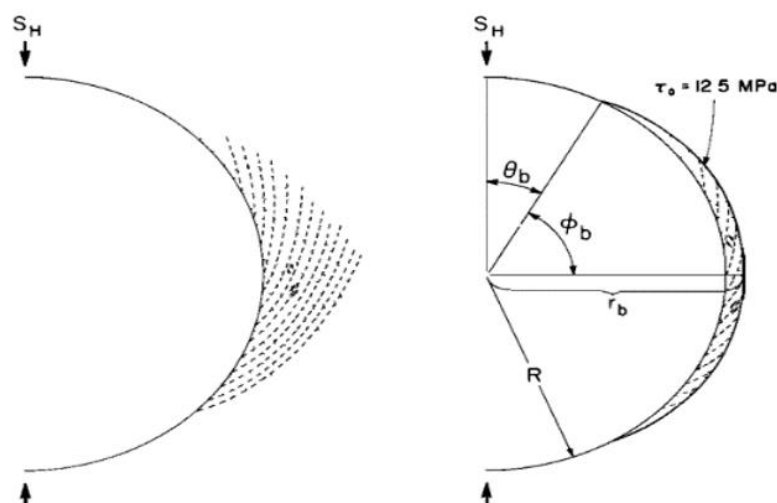


Рисунок 2.19 – Модель оценки зоны разрушения стенок скважин [119]

Далее, имея представление о напряженном состоянии массива горных пород, можно предварительно оценить разрушение, что может быть полезно как при изучении механизма

действия разгрузочных скважин, так и при бурении специальных технологических скважин (пилотные скважины для подачи закладки, дренажные скважины, геотехнические скважины. Однако, данная модель дает только крайние значения (начало разрушения стенок, характеризующееся углом разрушения, и конец разрушения, характеризующееся глубиной разрушения). Расчет промежуточного состояния контура разрушения вне крайних позиций является трудозатратой задачей для неавтоматизированных вычислений. Поэтому данная математическая модель была заложена в основу разработанного программного комплекса (Свидетельство регистрации № 2022663971) [42]. Разработанный программный комплекс (рисунок 2.20) позволяет как оценить напряженно деформированное состояние (определить две компоненты тензора напряжений) по известным параметрам разрушения скважины и прочностным свойствам горных пород, так и решить обратную задачу, связанную с оценкой характера разрушения стенок скважин, с учетом известного поля напряжений.

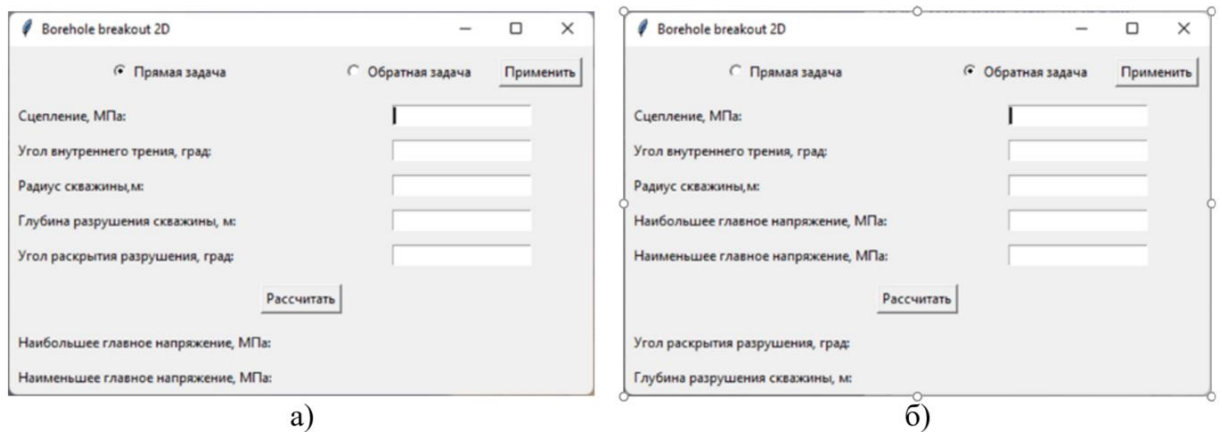


Рисунок 2.20 – Оболочка программного комплекса: а) прямая задача; б) обратная задача

Решение обратной задачи основано на рассмотрении двух систем уравнений (2.26) и (2.27):

$$\begin{cases} a = \left((1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} - \mu \right) \cdot (1 - 2 \cdot \cos(2\theta_b)); \\ b = \left((1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} - \mu \right) \cdot (1 + 2 \cdot \cos(2\theta_b)); \\ C = 0,5 \cdot (a \cdot \sigma_1 + b \cdot \sigma_2); \end{cases} \quad (2.26)$$

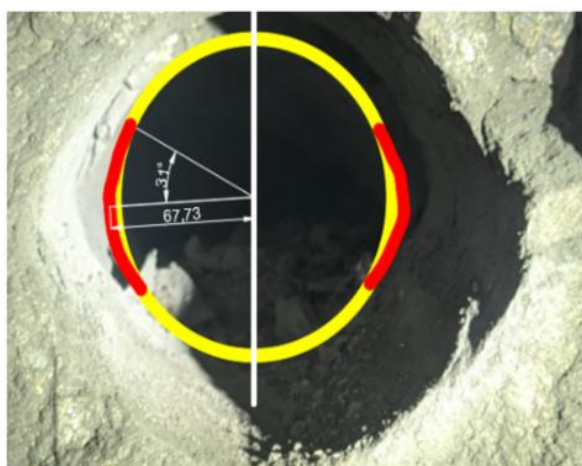
$$\begin{cases} c = -\mu + (1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} - \frac{R^2}{r_b^2} \left((1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} + 2\mu \right) + \frac{3R^4}{r_b^4} (1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}}; \\ d = -\mu - (1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} - \frac{R^2}{r_b^2} \left(3 \cdot (1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}} + 2\mu \right) - \frac{3R^4}{r_b^4} (1 + \mu^2)^{\frac{1}{2}}; \\ C = 0,5 \cdot (c \cdot \sigma_1 + d \cdot \sigma_2); \end{cases} \quad (2.27)$$

Пример расчета представлен на рисунке 2.21, где представлено «схлопывание» разгрузочной скважины. Физико-механические свойства массива взяты из таблицы 2.3.

Согласно расчетам, было получено, что максимальное главное напряжение составляет порядка 50 МПа (рисунок 2.21), что приблизительно равняется значению вертикальной компоненты напряжений на глубине порядка 800 м в приконтурной части массива.

Для более качественной оценки необходимо производить оценку разрушения стенок скважин на глубине, равной 2-3 характерным размерам выработок. Для получения трех компонент тензора нормальных напряжений необходимо бурение 3-х ортогональных скважин.

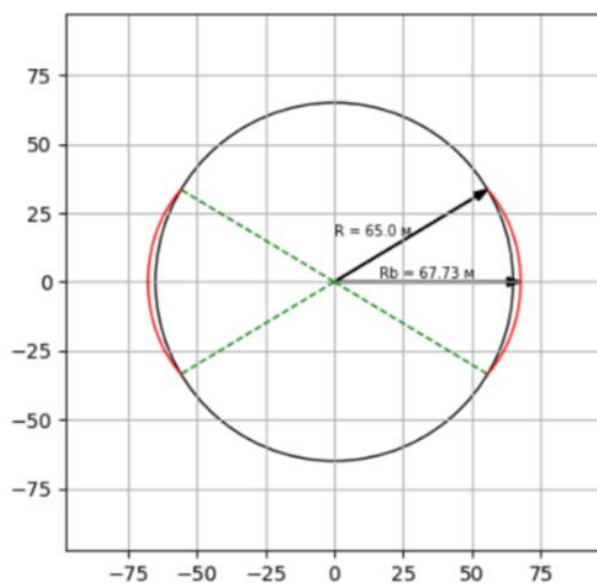
Таким образом, данный метод значительно уступает в точности такому инструментальному методу, как метод полной разгрузки керна; однако он не требует серьезных затрат на специализированные датчики деформаций, высокого качества бурения и достаточно продолжительных камеральных работ. По оценке разрушения скважин, можно определить значение и направление максимального главного напряжения, которых зачастую достаточно для различного типа расчетов.



а)

Borehole breakout 2D	
Прямая задача	Обратная задача
Сцепление, МПа:	21
Угол внутреннего трения, град:	44
Радиус скважины, м:	65
Глубина разрушения скважины, м:	67.73
Угол раскрытия разрушения, град:	31
<input type="button" value="Рассчитать"/>	
Наибольшее главное напряжение, МПа:	50.61
Наименьшее главное напряжение, МПа:	13.5

б)



в)

Рисунок 2.21 – Оценка напряженно-деформированного состояния: а) разрушение стенок разгрузочной скважины в богатых рудах; б) интерфейс программы с исходными данными и результатами; в) контур разрушения стенок скважины

2.6 Выводы по главе 2

1. Произведено сопоставление физико-механических свойств в образце и массиве основных типов руд и пород Норильского промышленного района. В виду слабой нарушенности сплошных сульфидных руд (по сравнению с другими литологическими разностями) упругие и

прочностные свойства в массиве и образце отличаются незначительно, разница между ними составляет порядка 20 %.

2. Проведенный комплексный анализ позволяет судить о том, что руды и породы Норильского промышленного района является удароопасными в образце. Однако, с учетом того, что вкрапленные руды и породная интрузия габбро-долеритов имеет высокую трещиноватость, то об удароопасности на основании испытаний образцов говорить некорректно. Наибольшую опасность в плане горных ударов представляет сплошная сульфидная руда как слабонарушенная, обладающая сравнительно низким пределом прочности в образце по сравнению с остальными описанными литологическими разностями.

3. Локальную оценку удароопасности помимо метода дискования керна можно осуществлять по начальному этапу деформирования стенок скважин, позволяющего на основе аналитических методов расчета определять значения компонент тензора напряжений. В виду высоких объемов буровых работ, проводимых на рудниках Талнаха с целью разгрузочных мероприятий, данный метод является весьма актуальным, позволяющим получить большой объем информации о НДС массива без бурения дополнительных керновых скважин.

ГЛАВА 3 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СПЛОШНЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ПРОТИВОУДАРНЫХ МЕРОПРИЯТИЙ

3.1 Основные вопросы для проведения испытаний

Для изучения состояния массива горных пород, подвергнувшегося разупрочнению как при применении скважинной разгрузки, так и при ведении взрывных работ, необходимо иметь полное представление о его физико-механических свойствах. Наиболее корректным (и достаточно достоверным) способом определения остаточной прочности является испытание образцов горной породы при одноосном и трехосном сжатии на жестких или сервогидравлических прессах, позволяющие выдерживать постоянную скорость процесса деформирования. По результатам такого типа испытаний строятся полные диаграммы деформирования и паспорта остаточной прочности. Однако, такие испытания обусловлены сложностью и дороговизной их выполнения. Подобные испытания на образцах сплошных сульфидных руд проводились А.Н. Ставрогиным [50,51], взятые за основу при последующей оценке их остаточной прочности (рисунок 3.1).

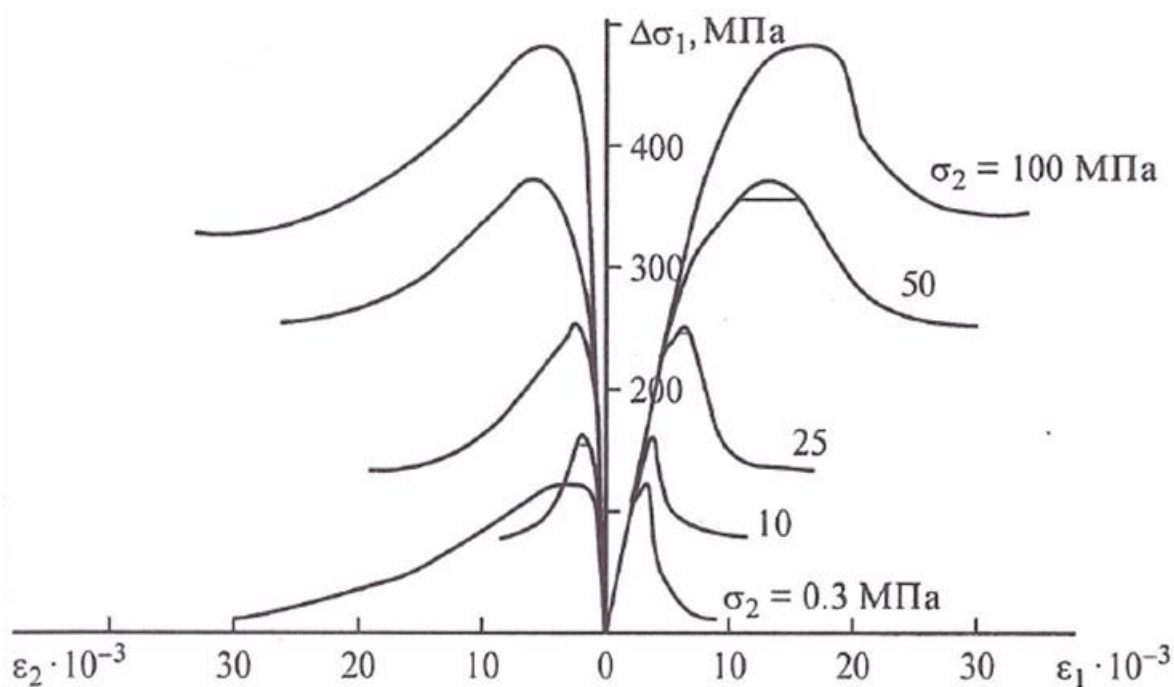


Рисунок 3.1 – Графические зависимости запредельного деформирования образцов сплошной сульфидной руды [51]

По результатам испытаний в работе [51], построен паспорт остаточной прочности (предел прочности на растяжение равен нулю). Принимались значения прочности руды при выходе на «полку», что соответствовало пределу остаточной прочности (рисунок 3.2).

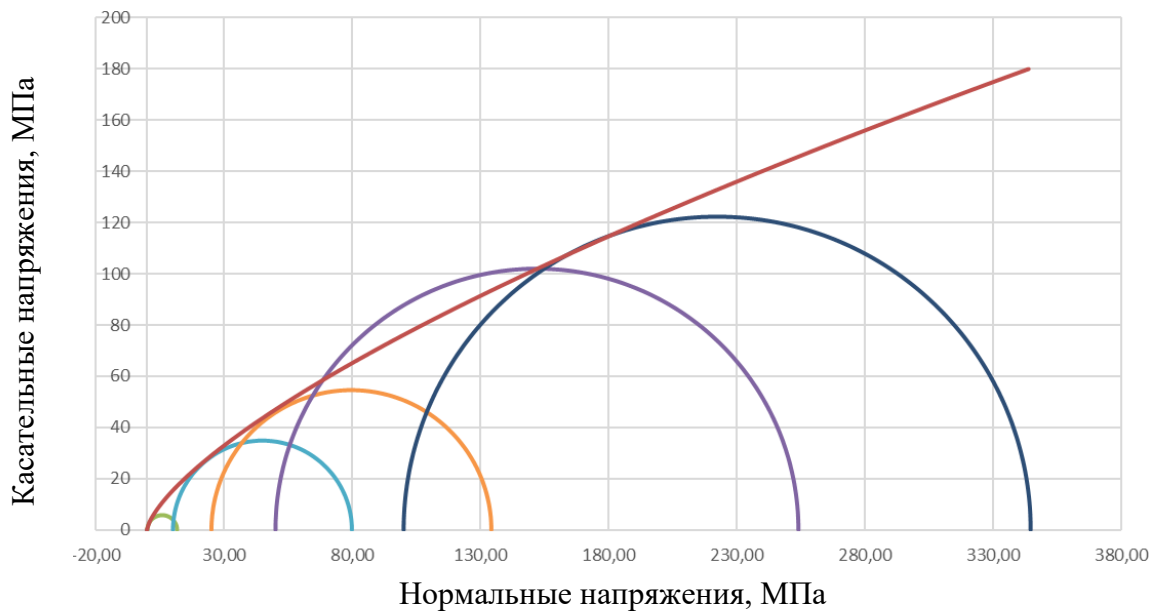


Рисунок 3.2 – Паспорт остаточной прочности, построенный по результатам запредельного деформирования сплошной сульфидной руды по [51]

По результатам построения паспорта прочности определены сцепление и угол внутреннего трения (1 МПа и 40° соответственно). Для сравнения построен паспорт прочности по результатам определения предела прочности (рисунок 3.3). Предел прочности материала образца на растяжение для построения его паспорта принят по результатам испытаний, указанным в главе 2.

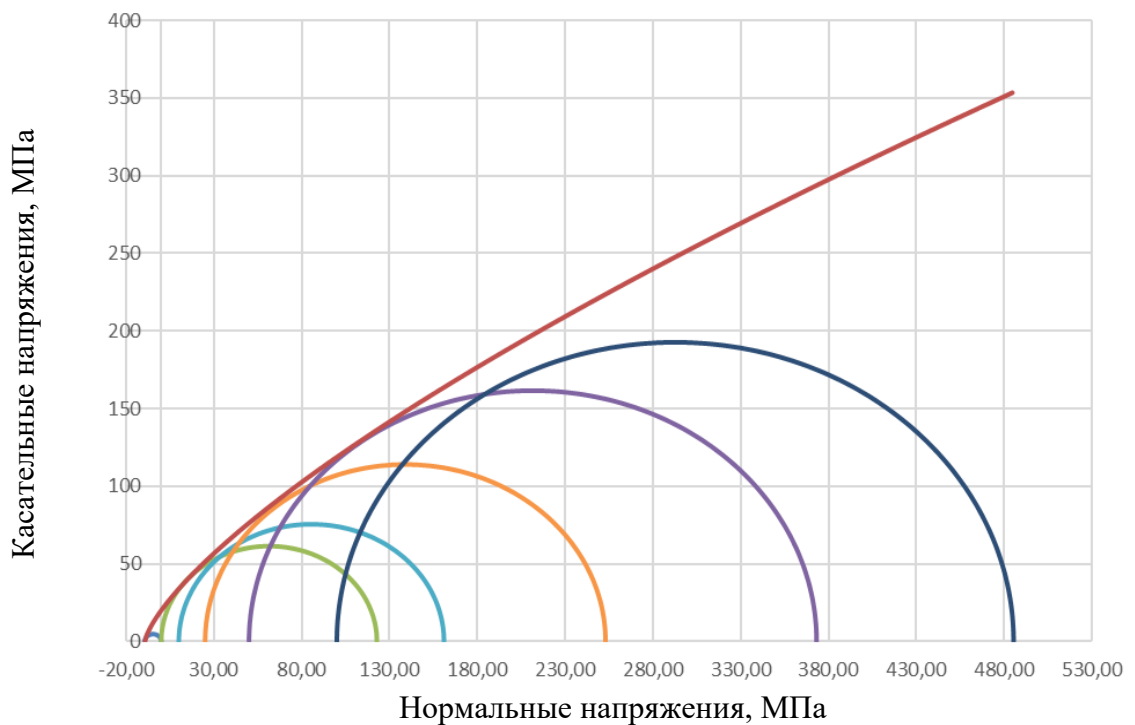


Рисунок 3.3 – Паспорт прочности по результатам испытаний на запредельное деформирование

Для данного случая сцепление и угол внутреннего трения приняты равными 20 МПа и 42° соответственно. Предположительно, эти результаты получены по испытаниям руд рудника

«Октябрьский», где сплошные руды из наличия вкрапленности ксенолитов имеют более высокие прочностные свойства. Далее представлены результаты испытаний на определение остаточной прочности руд рудника «Скалистый».

3.2 Определение остаточной прочности образцов сплошной сульфидной руды

3.2.1 Испытания на определение прочности предварительно разрушенных образцов горных пород при срезе со сжатием

Для определения сцепления и угла внутреннего трения разупрочненной руды были проведены испытания по оценке предела прочности при срезе со сжатием согласно «ГОСТ 21153.5 Породы горные. Методы определения предела прочности при срезе со сжатием» уже разрушенных образцов руды., то есть образцы раскалывались цилиндрическими инденторами по образующей на две половинки. Затем полученные половинки образцов скреплялись скотчем, помещались в предварительно установленную в гидравлический пресс ТО 317Е матрицу для косо́го среза и под воздействием вертикальной нагрузки сдвигались вдоль плоскости раскола (рисунок 3.4). Была проведена серия испытаний по 6 образцов на каждый угол (25° , 35° , 45°) и построен паспорт прочности (рисунок 3.5).

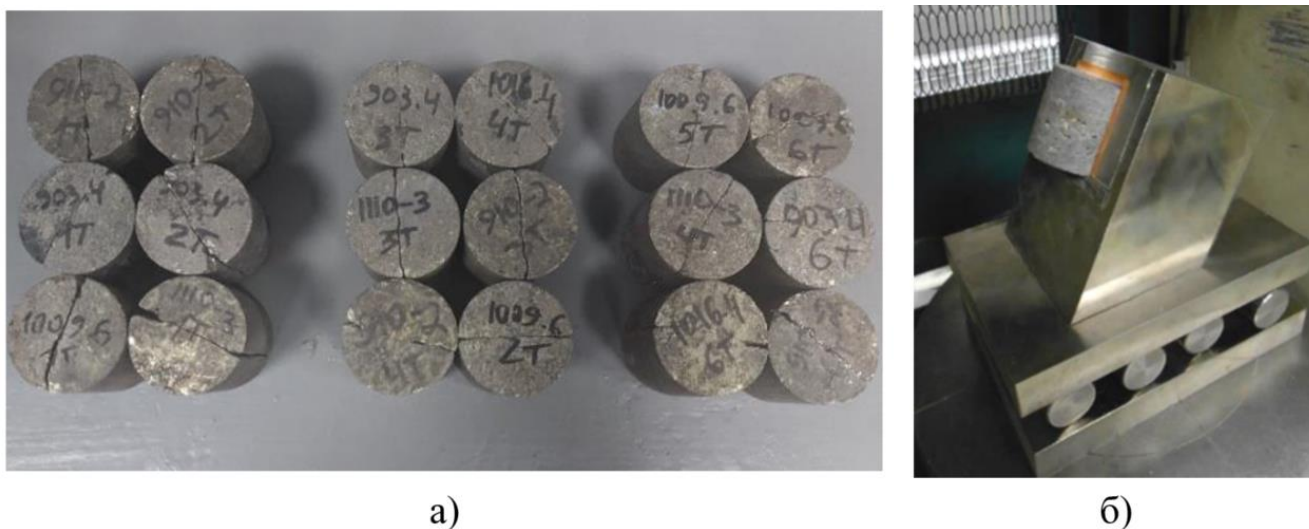


Рисунок 3.4 Испытание на срез со сжатием расколотых образцов: а) образцы для испытаний; б) образец в матрице для косо́го среза

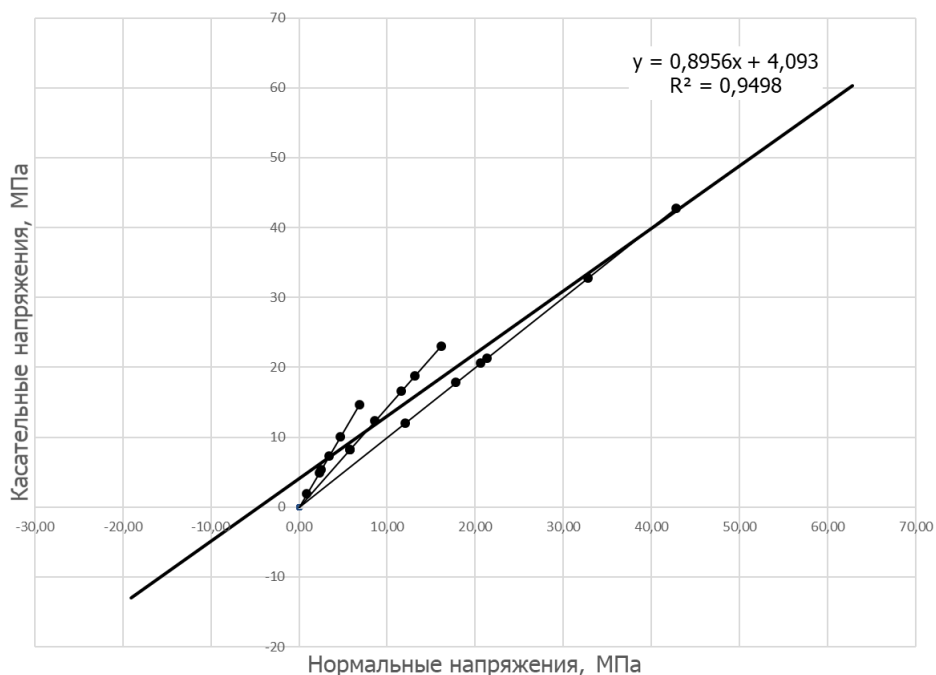


Рисунок 3.5 – Паспорт прочности, полученный по результатам испытаний при срезе со сжатием

По результатам испытаний получены следующие значения: сцепление – 4,1 МПа и угол внутреннего трения равен 41,8°. Расчет значения предела прочности на одноосное сжатие (3.1) в соответствии с теорией прочности Кулона-Мора, дает результат:

$$\sigma_{\text{сж}} = \frac{2C \cdot \cos\varphi}{1 - \sin\varphi} = \frac{2 \cdot 4,1 \cdot \cos(41,8)}{1 - \sin(41,8)} = 18,3 \text{ МПа.} \quad (3.1)$$

Значение $\sigma_{\text{сж}}$ совпадает с экспериментальным значением величины остаточной прочности для сплошной сульфидной руды, полученной в работе [50], и оно равно 20 МПа.

3.2.2 Испытание на прямой срез по трещине

Испытание на сдвиг по трещине было произведено согласно международному стандарту ASTM D 5607-16. Standard Test Method for Performing Laboratory Direct Shear Strength Tests of Rock Specimens Under Constant Normal Force. Метод заключается в срезе с постоянной скоростью вдоль горизонтально ориентированной плоскости образца горной породы по естественной трещине с постоянной вертикальной нагрузкой. Однако, вместо образцов с естественными трещинами, использовались образцы, предварительно разрушенные при испытании на срез со сжатием в соответствии с ГОСТ 21153.5 Породы горные. Методы определения предела прочности при срезе со сжатием. Они заливались в испытательные матрицы при помощи алебаstra и сдвигались в 4 шага при нормальных вертикальных нагрузках в 1, 2, 3 и 4 МПа при помощи измерительной системы «АСИС 2017» с установкой для испытаний образцов методом одноплоскостного среза (рисунок 3.6, 3.7). В испытаниях участвовали три образца. На каждом

образце проведено три серии испытаний с целью оценки уменьшения сцепления и угла внутреннего трения по мере истираемости плоскости сдвига.

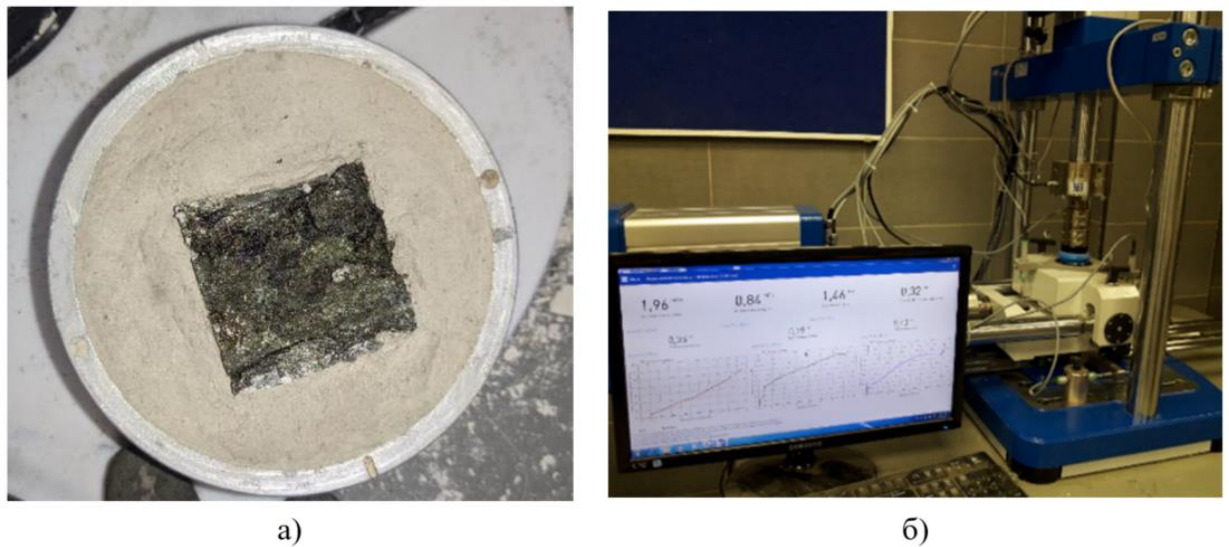


Рисунок 3.6 – Испытания на прямой сдвиг по трещине: а) «половинка» образца, залитая в испытательную матрицу; б) измерительная система «АСИС 2017»

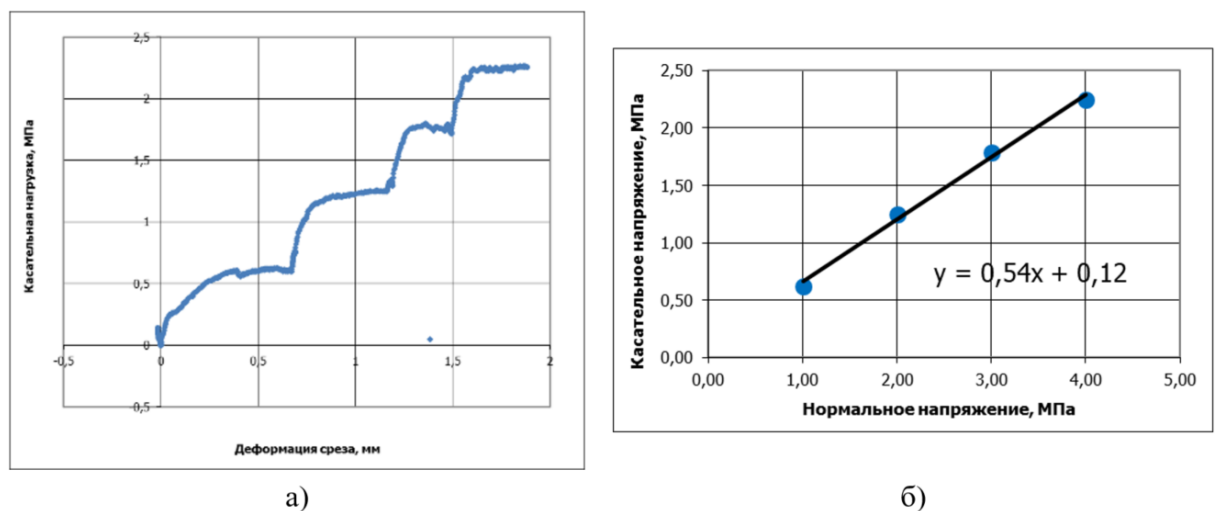


Рисунок 3.7 – Результаты испытаний на прямой сдвиг: а) график касательных нагрузок; б) паспорт прочности

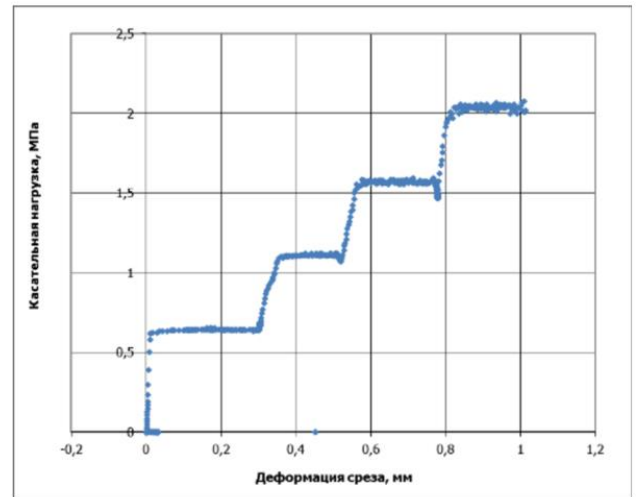
3.2.3 Испытание на прямой срез по распилу

Испытание на сдвиг по распилу выполнялось аналогично вышеописанному испытанию с одним отличием: вместо образца с трещиной использовался образец, распиленный пополам (рисунок 3.8). Данные образцы также заливались в испытательные матрицы и сдвигались с постоянной скоростью при нормальных напряжениях 1, 2, 3 и 4 МПа.

Такой вид испытаний позволяет оценить только угол внутреннего трения, сцепление при этом принималось равным нулю.



а)



б)

Рисунок 3.8 – Испытание на прямой сдвиг по распилу: а) залитый образец в матрицу;
б) график касательных нагрузок

Результаты испытаний (значения сцепления и угла внутреннего трения) представлены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Результаты испытаний

Вид испытания	Номер испытания	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Среднее сцепление, МПа	Средний угол внутреннего трения, град
Срез по распилу	1	0	25,2	0	25,7
	2	0	26,6		
	3	0	25,2		
Срез по трещине (трещине сдвига)	1,1	0,74	36,5	0,35	32,5
	1,2	0,18	32,6		
	1,3	0,12	28,4		
	2,1	0,60	33,4	0,30	34,2
	2,2	0,20	33,8		
	2,2	0,10	35,4		
	3,1	0,60	35,0	0,63	34,3
	3,2	0,78	33,4		
	3,3	0,50	34,6		

3.2.4 Проведение испытаний на объемное сжатие с определением остаточной прочности

Испытания на объемное сжатие [91] с возможностью получения графических зависимостей запредельного (полного) деформирования были проведены в Научном центре геомеханики и проблем горного производства Санкт-Петербургского горного университета.

Перед испытаниями образцы помещались в оболочку из термоусадочной трубки с целью исключения прямого контакта с маслом (рисунок 3.9а).

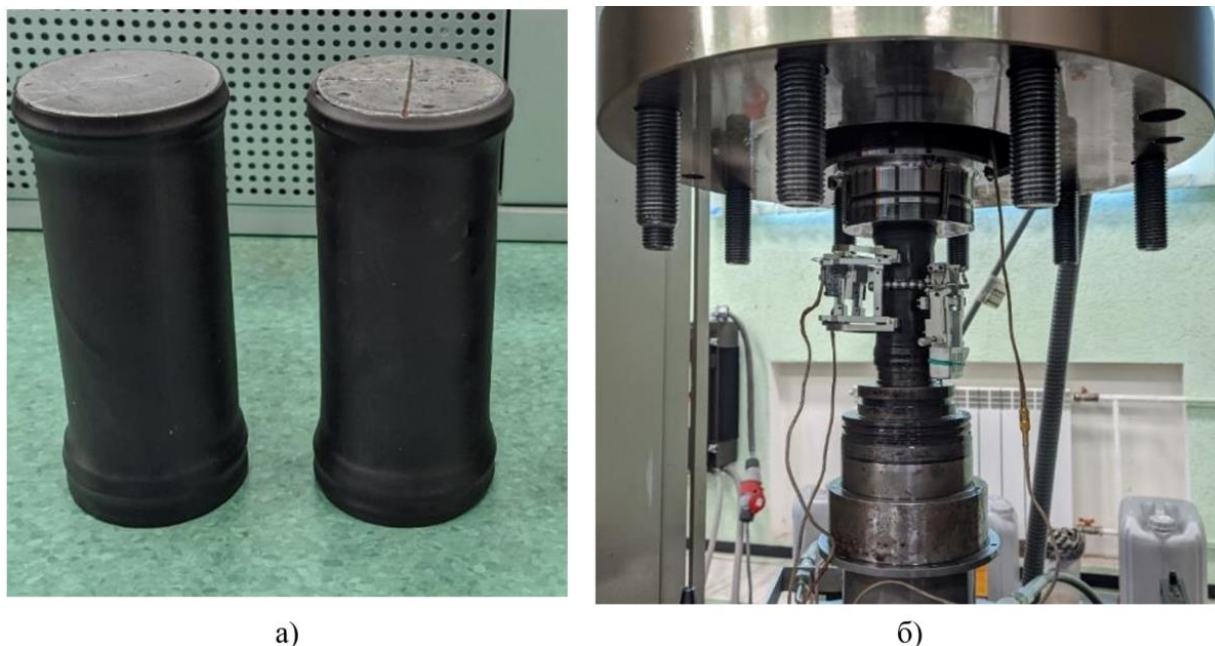


Рисунок 3.9 – Испытание на трехосное сжатие: а) подготовка образцов к испытаниям; б) испытательная установка MTS 815

Ступени бокового давления для испытаний составляли 5, 15 и 30 МПа. Всего испытано 12 образцов (по 4 на каждую ступень нагружения). Испытания проводились на сервогидравлическом прессе MTS 815 (рисунок 3.9 б). Замер значений деформаций осуществлялся поперечным и продольным экстензометрами, входящими в комплект с испытательным прессом.

Для оценки влияния бокового давления на изменение модуля деформации образцы предварительно подвергались испытаниям на определение деформационных характеристик при одноосном сжатии.

По полученным в результате испытаний графикам полного деформирования образца определены модуль деформации, модуль спада, предел прочности на сжатие, остаточная прочность. При этом отметим, что определение остаточной прочности было осложнено двумя причинами:

- в момент разрушения образца его обломки нарушали целостность изоляционной оболочки, что приводило к попаданию масла на площадки скольжения, тем самым сильно искажало картину деформаций (рисунок 3.10);
- разрушение образца в зоне установки продольного экстензометра также искажало результаты. Поэтому полученные результаты значения для оценки остаточной прочности можно считать достаточно условными.



Рисунок 3.10 – Состояние образца при испытании на объемное сжатие:

а) до испытаний; б) после испытаний (образец в масле)

Склонность образцов к хрупкому разрушению определялась как соотношение модуля деформации E_d к модулю спада M [32,50]. При соотношении $E_d/M > 1$, образец принимался неудароопасным, а в случае $E_d/M \leq 1$ – удароопасным. В некоторых случаях, где картина продольных деформаций за пределом прочности была сильно искажена, удароопасность определялась по методу Я.А. Бича [32] по формуле (2.13).

Сводные результаты испытаний на запределное деформирование представлены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Сводные результаты испытаний на объемное сжатие с получением графиков полного деформирования

№ образца	Модуль деформации, МПа	Боковое давление, МПа	Предел прочности на сжатие, МПа	Средняя прочность, МПа	Модуль деформации при объемном сжатии, МПа	Модуль спада, МПа	E_d/M (κ_y)	Остаточная прочность, МПа	Средняя остаточная прочность, МПа
1	40400	5	101,64	144,8	42100	44990	0,94	23,14	46,6
4	58900		150,80		56300	77500	0,73	49,39	
7	70300		148,65		67560	24700	2,74	54,16	
10	65100		178,25		66130	21160	3,13	59,71	
2	64600	15	271,97	263,6	66450	26900	2,47	93,57	90,2
5	63700		242,07		51720	30120	1,72	100,4	
8	76900		345,30		75490	128330	0,59	105,3	
11	56400		194,90		52950	---	0,81*	61,4	
3	61600	30	403,88	336,2	69790	---	0,57*	196,02	166,6
6	52900		317,48		65370	---	0,68*	140,99	
9	59700		273,04		66710	79210	0,84	177,28	
12	50000		350,38		53970	6600	8,18	151,99	

* - оценка удароопасности данных образцов была произведена по методу Я.А. Бича

Согласно таблице 3.2 можно отметить, что существенное влияние на изменение модуля деформации оказала лишь степень бокового нагружения 30 МПа (увеличение значения модуля

на 20% на одном образце), в остальных случаях разница в результатах измерений незначительна. Также можно отметить, что с ростом бокового давления уменьшается количество удароопасных образцов.

3.3 Моделирование применения разгрузочных мероприятий на образцах

3.3.1 Общие сведения о методике испытаний

Эксперимент заключался в количественной оценке изменения прочностных и деформационных свойств массива сплошной сульфидной руды в процессе применения разгрузочных мероприятий по предупреждению горных ударов. Было выполнено моделирование двух основных способов разгрузки массива горных пород: применение разгрузочных скважин и взрывная разгрузка. Для реализации моделирования противоударных мероприятий потребовались существенно разные подходы при подготовке образцов к испытаниям. В первом случае в продольном сечении образцов были сделаны концентраторы напряжений круглого сечения, имитирующих разгрузочные скважины. Во втором случае образцы, находящиеся в напряженном состоянии, подверглись предварительному разупрочнению взрывным способом [76]. Путем испытания образцов на одноосное сжатие в режиме запредельного деформирования [50,51], была оценена эффективность используемых способов разгрузки на снижение удароопасности, изменение прочностных и деформационных его характеристик. На всех этапах подготовки производился неразрушающий ультразвуковой контроль.

3.3.2 Подготовка образцов к испытаниям

Для моделирования процессов разгрузки массива горных пород были подготовлены образцы из керна сплошной сульфидной руды Норильского промышленного района. Выбуривание керна производилось силами подрядных буровых организаций, занимающихся бурением геотехнических скважин в данном регионе. Для бурения были применены коронки типоразмеров HQ (диаметра керна 63,5 мм) и NQ (диаметр керна 47,6 мм). Фактический диаметр керна составлял 45 ± 1 мм и 60 ± 1 мм.

Керн сплошной сульфидной руды диаметром 45 ± 1 мм использовался для образцов, имитирующих массив горных пород, без применения разгрузочных мероприятий (далее – контрольные образцы) и для образцов с отверстиями в центре продольного сечения, имитирующих разгрузочные скважины. Образцы, подвергшиеся предварительному разупрочнению взрывным воздействием, были изготовлены из керна материала диаметром 60 ± 1 мм. Соотношение высоты к диаметру для всех образцов одинаковое и составляло 2:1.

После пробоподготовки образцы проходили процедуру неразрушающего контроля, заключающего в проведении следующих типов испытаний:

- определение скоростей распространения продольных и поперечных волн.
- определение деформационных характеристик.

После определения исходных свойств образцов было произведено создание концентраторов напряжений, имитирующих скважинную разгрузку. Сверление отверстий в образцах осуществлялось на сверлильном станке при помощи сверла по керамике. Также, дополнительно были подготовлены образцы, имитирующие процесс разрушения междускважинных целиков при работе разгрузочных скважин. Это было осуществлено путем раскалывания центральной части образца сферическими инденторами.

Всего были изготовлены следующие типы образцов (рисунок 3.11):

- стандартные (контрольные) образцы – 7 шт.;
- образцы (отверстие \varnothing 3 мм) – 6 шт.;
- образцы (отверстие \varnothing 5 мм) – 2 шт.;
- образцы (отверстие \varnothing 10 мм) – 6 шт.;
- образцы (2 отверстия \varnothing 5 мм) – 6 шт.;
- образцы (2 отверстиями \varnothing 5 мм и поперечная трещина между ними) – 6 шт.

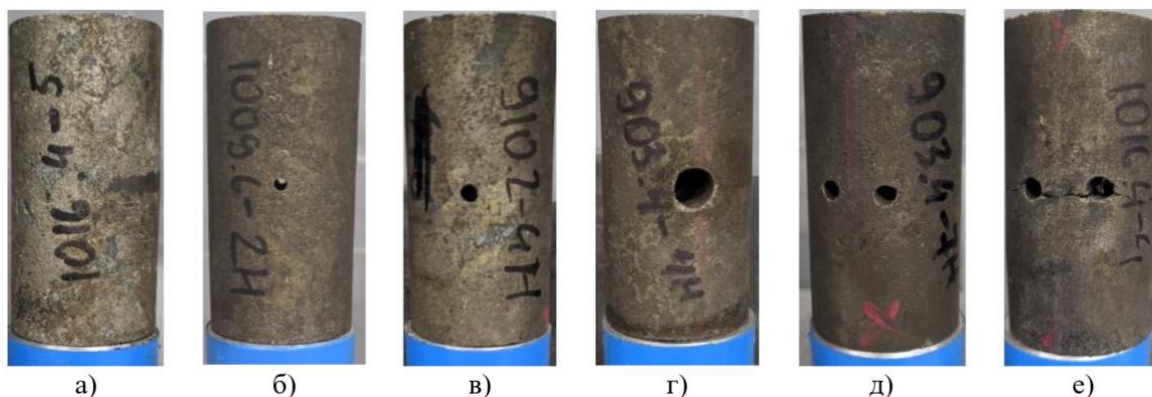


Рисунок 3.11 – Подготовленные образцы: а) – контрольный образец; б) образец с отверстием 3 мм; в) образец с отверстием 5 мм; г) образец с отверстием 10 мм; д) образец с двумя отверстиями 5 мм; е) образец с двумя отверстиями 5 мм и поперечной трещиной [76]

После рассверловки, повторными испытаниями были актуализированы деформационные характеристики на подготовленных образцах. Было выявлено, что одиночные отверстия диаметром 3 и 5 мм на изменение модуля деформации/упругости влияли незначительно, поэтому в последующем для сравнения использовались их первоначальные значения.

Подготовка образцов для последующего их разупрочнения взрывом потребовала иного подхода. Формирование воздействия бокового давления на образцы производилось путем их запрессовки в стальные обоймы, внешний диаметр которых составлял 67 мм. Внутренний диаметр каждой стальной обоймы определялся расчетным путем для шагов преднатяга 0, 15, 30

и 45 МПа. Данные ступени преднатяга были выбраны с учетом прочностных свойств образцов, поскольку предполагалось, что в процессе посадки образца в натяг с напряжением 60 МПа, при запрессовке могли происходить разрушения вдоль образующей образца и значительные повреждения торцов в виду воздействия растягивающих напряжений.

При определении внутреннего диаметра стальных обойм было принято допущение, что его изменение будет происходить при неизменном или весьма незначительном изменении диаметра самого образца. Таким образом, конечный внутренний диаметр обоймы равен диаметру зерна. Расчет начального диаметра обоймы до запрессовки выполнен для каждого образца по его среднему диаметру. Измерение диаметра зерна производилось в шести точках. Изменение внутреннего радиуса обоймы при запрессовке было определено по формуле (3.2) [12]:

$$U_{r_1} = \frac{pr_1}{E_{ст}} \left(\frac{1+k^2}{1-k^2} + \nu \right), \quad (3.2)$$

где p – внутреннее давление, МПа;

r_1 – начальный внутренний радиус втулки, м,

$E_{ст}$ – модуль упругости стали (200 ГПа, сталь 20), МПа,

k – отношение внутреннего радиуса обоймы к внешнему,

ν – коэффициент Пуассона.

Внутренний диаметр втулки до запрессовки определялся с учетом того, что увеличение диаметра происходит на величину $2U_{r_1}$ (до размера диаметра образца), то есть, начальный внутренний диаметр втулки равен (3.3):

$$d_1 = d_{обр} - 2U_{r_1} \quad (3.3)$$

Запрессовка образцов осуществлялась на испытательном прессе Tinius Olsen Super L 60. Скорость запрессовки образца во втулку составляла 1 мм/мин на начальном этапе (на глубину запрессовки 20 мм) и 5 мм/мин при последующем. При запрессовке наблюдались разрушения передовых запрессовываемых торцов образцов. После запрессовки образцов в стальные обоймы было осуществлено измерение внешних диаметров. Фактические значения напряжений рассчитывались с учетом формулы (3.4) [12]:

$$U_{r_2} = \frac{pr_2}{E} \cdot \frac{2k^2}{1-k^2}, \quad (3.4)$$

где r_2 – внешний радиус втулки, м.

Образцами, на которые боковая нагрузка не предусматривалась, помещались в стальные обоймы и фиксировались в них при помощи эпоксидной смолы для минимизации эффекта разлета осколков. На каждую ступень преднатяга было изготовлено по 3 образца.

Измерения внешнего диаметра большей части используемых обойм показал хорошую сходимость их с прогнозными результатами (таблица 3.3).

Таблица 3.3 – Геометрические параметры втулок. Расчетные значения напряжений, действующих на образец

№ образца	Диаметр образца, мм	№ втулки под образец	Внутренний диаметр втулки, мм	До запрессовки		После запрессовки	
				Внешний диаметр втулки, мм	Расчетное напряжение прогнозное, МПа	Внешний диаметр втулки, мм	Расчетное напряжение фактическое, МПа
4	60,73	1	60,69	67,25	10-15	67,30	15-20
5	60,67	2	60,59	67,41	25-30	67,51	35-40
3	60,84	3	60,79	67,54	15-20	67,60	20-25
1	59,99	5	59,9	67,15	30-35	67,23	30-35
10	60,73	6	60,49	67,10	45-50	67,23	40-45
15	59,34	7	59,32	67,12	10-15	67,15	10-15
11	60,73	8	60,65	67,28	45-50	67,42	45-50
9	60,76	9	60,67	67,47	25-30	67,57	35-40
8	60,24	4	60,13	67,32	40-45	67,46	45-50

После запрессовки была осуществлена попытка определения скорости распространения упругих волн. Однако, разрушения торцов образца при запрессовке (дискование) препятствовали такой возможности, скорость прохождения волны была значительно ниже, чем в случае измерения образцов в стандартном состоянии.

После того, как образцы были запрессованы в обоймы, в них были просверлены отверстия.

Как было указано ранее, для более щадящего воздействия взрыва на контур выработки следует применять рассредоточенные заряды с воздушным промежутком. В качестве исходных (натурных) параметров было рассмотрено применение рассредоточенного заряда из патронированного аммонита № 6ЖВ диаметром 90 мм и длиной 500 мм в скважинах 130 мм. Рассмотрены следующие варианты рассредоточения заряда:

- вариант №1, интервал рассредоточения патронов 1 м (далее - патрон через 2 патрона);
- вариант №2, интервал рассредоточения патронов 0,75 м (далее - патрон через 1,5 патрона);
- вариант №3, интервал рассредоточения патронов 0,5 м (далее - патрон через 1 патрон);
- вариант №4, интервал рассредоточения патронов 0,25 м (далее - патрон через 0,5 патрона).

В качестве взрывчатого материала (ВМ) для взрывного нагружения образцов был рассмотрен детонирующий шнур марки ДШЭ-12 поскольку обладает небольшим диаметром (5 мм) и не требует серьезной подготовки.

Поскольку при моделировании эффект рассредоточения зарядов учесть невозможно, в качестве критерия принято значение напряжений, действующих на стенки скважин при контурном взрывании. Сопоставление расчетных значений напряжений для промышленных условий и модельных производилось путем подбора диаметра отверстия в образце, то есть,

определялись такие диаметры отверстий, при которых совпадают значения напряжений при представленных параметрах рассредоточения заряда.

Напряжения у стенок скважины рассчитывались по формуле (3.5) [1]:

$$\sigma_{rk} = P_c \cdot k_{pd} \cdot \left(\frac{d_{\text{патр}}^2}{d_k^2} \right)^\gamma \cdot \left(1 + \frac{l_{\text{пр}}}{l_{\text{п}}} \right)^{-3}, \quad (3.5)$$

где P_c - среднее давление продуктов детонации, МПа,

k_{pd} - коэффициент преломления в породе,

$d_{\text{патр}}$ - диаметр патрона ВВ гирлянды, м,

d_k - диаметр контурной скважины, м,

γ - показатель изоэнтропы продуктов детонации; (установлено, что для приближенных расчетов можно принять $\gamma=1,5$),

$l_{\text{пр}}$ - длина промежутка между патронами, м,

$l_{\text{п}}$ - длина патрона ВВ, м.

Среднее давление продуктов детонации после взрыва определяется по формуле (3.6):

$$P_c = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D_{\text{ВВ}}^2}{8}, \quad (3.6)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ - плотность ВВ, кг/м³ (для патронированного аммонита № 6 ЖВ принята 1000 кг/м³),

$D_{\text{ВВ}}$ - скорость детонации, м/с (для патронированного аммонита № 6 ЖВ принята $D_{\text{ВВ}} = 4200$ м/с).

Коэффициент преломления ударной волны равен (3.7):

$$k_{pd} = \frac{2 \cdot \rho \cdot C_p}{\rho \cdot C_p + D_{\text{ВВ}} \rho_{\text{ВВ}}}, \quad (3.7)$$

где ρ - плотность горной породы, кг/м³,

C_p - скорость распространения продольных волн, м/с.

При расчете параметров для ДШЭ-12 показатель рассредоточения $\frac{l_{\text{пр}}}{l_{\text{п}}}$ не учитывался.

Результаты расчетов при различных параметрах рассредоточения заряда ВВ в скважине представлены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Рассмотренные варианты для рассверливания образцов

Вариант	Вариант 1		Вариант 2		Вариант 3		Вариант 4	
Параметр рассредоточения	Патрон через 2 патрона		Патрон через 1,5 патрона		Патрон через 1 патрон		Патрон через 0,5 патрона	
Тип ВВ/ВМ	Аммонит №6ЖВ	ДШЭ-12	Аммонит №6ЖВ	ДШЭ-12	Аммонит №6ЖВ	ДШЭ-12	Аммонит №6ЖВ	ДШЭ-12
Диаметр скважины, мм	130	24	130	20	130	16	130	12
Диаметр заряда, мм	90	5	90	5	90	5	90	5
Плотность заряда г/м ³	1000	611	1000	611	1000	611	1000	611

Продолжение таблицы 3.4

Вариант	Вариант 1		Вариант 2		Вариант 3		Вариант 4	
Скорость детонации м/с	4200	6200	4200	6200	4200	6200	4200	6200
Линейная плотность заряда кг/м	2,1	0,012	2,4	0,012	3,0	0,012	4,05	0,012
Длина патрона, мм	500	---	500	---	500	---	500	---
Расстояние между зарядами, мм	1000	---	750	---	500	---	250	---
Напряжения на стенках скважины, МПа	43	44	74	76	145	148	343	342
Коэффициент преломления	1,58	1,65	1,58	1,65	1,58	1,65	1,58	1,65
Средняя скорость звука, м/с	3700	3954	3700	3954	3700	3954	3700	3954
Средняя плотность, кг/м ³	4300	4520	4300	4520	4300	45120	4300	4520

Для проведения моделирования наилучшими из представленных вариантов оказались варианты №2 и №3. Для проведения испытаний согласно варианту №1 необходимо произвести сверление отверстий диаметром 24 мм, что является значительным для образцов диаметром 60 мм. В варианте № 4, согласно расчетам, получены достаточно высокие напряжения, действующие на стенки скважины, что является избыточным, а в рудничных условиях даже опасным, так как невозможно предсказать поведение удароопасного массива горных пород при взрыве нескольких таких зарядов, когда глубина скважин составляет 25 метров. Поэтому с целью минимизации размеров отверстия в работе был принят вариант № 3.

Сверление отверстий было осуществлено на сверлильном станке специальными сверлами по керамике и сверлами по бетону диаметром 10 мм с последующим расширением сверлами по керамике диаметрами 12 и 16 мм (рисунок 3.12а).

Результаты сверления подтвердили, что в торцевых участках образцов из-за высоких напряжений произошел отжим породы (рисунок 3.13), не позволивший произвести точное измерение времени прохождения продольной волны через образец.



а)



б)

Рисунок 3.12 – Образцы для взрывного разупрочнения: а) рассверленные образцы; б) образцы с приваренными крышками [76]

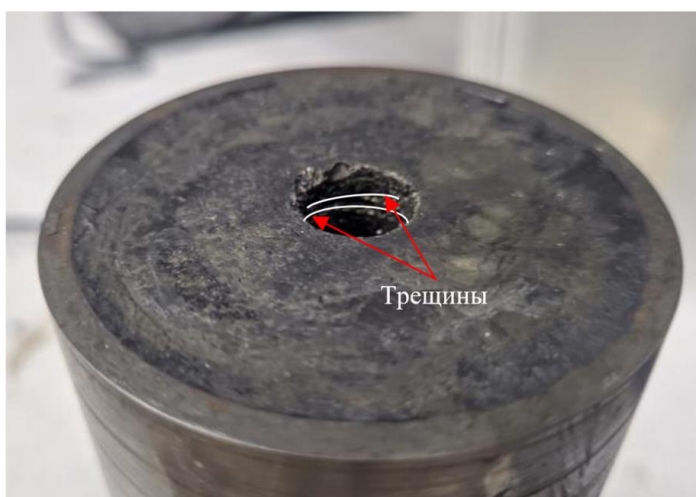


Рисунок 3.13 – Трещины в образце, образовавшиеся в результате запрессовки

На торцевые стороны образцов были приварены стальные крышки с целью предупреждения возможного вылета осколков породы. Отверстия в крышках были покрыты алюминиевой фольгой для изолирования детонирующего шнура от стальных крышек.

3.3.3 Разупрочнение образцов взрывным способом

Разупрочнение образцов, находящихся в напряженном состоянии, взрывным нагружением было произведено в условиях полигона. Образцы были расположены в ряд, сквозь них через отверстия была продета нить ДШЭ-12 (рисунок 3.14 а).

Первичный осмотр образцов показал, что после взрыва были сильно разрушены торцы, которые отслаивались и осыпались при любом незначительном воздействии на них. Оценить наличие наведенной трещиноватости ввиду действия сжимающих напряжений от втулок на образцы на данном этапе не представилось возможным.

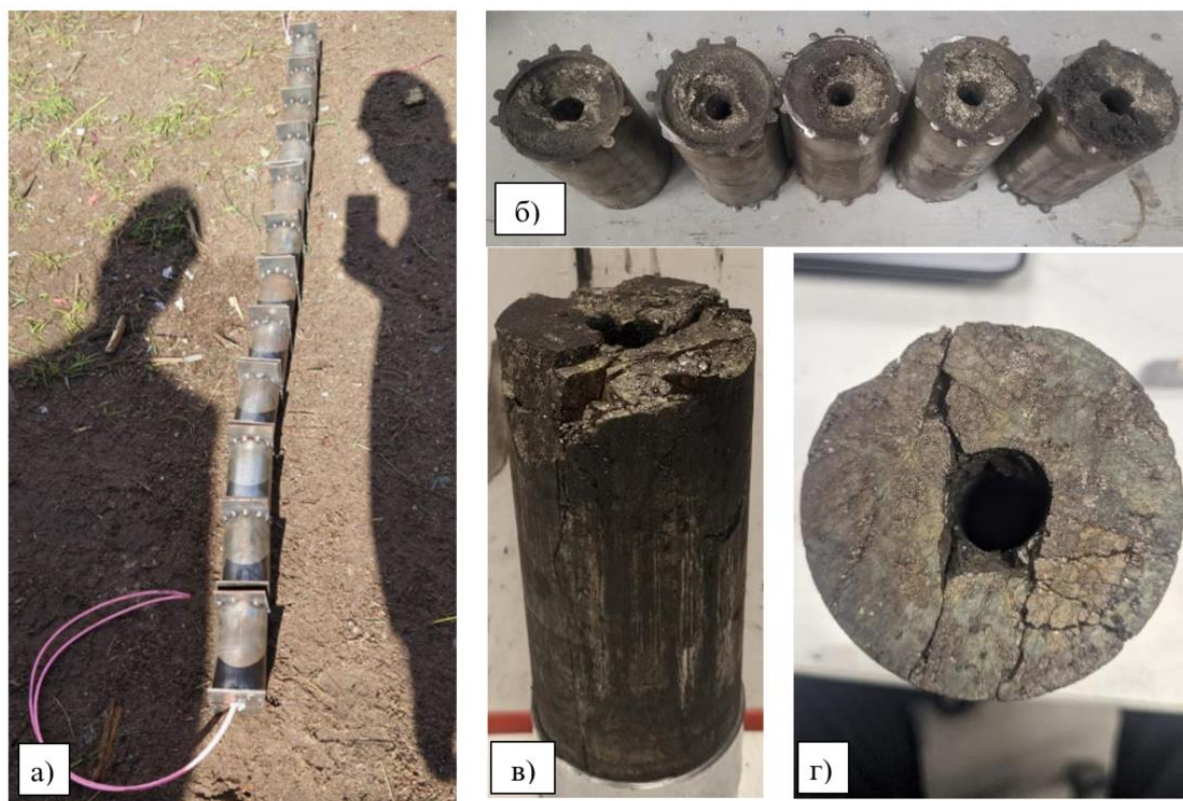


Рисунок 3.14 – Разупрочнение образцов взрывным способом: а) подготовка к взрыву; б) вскрытие обойм; в) извлеченный образец; г) развитие радиального трещинообразования [76]

Извлечение образцов из обойм производилось в лабораторных условиях (рисунок 3.14б-3.14в). Разрушенные торцы образцов были отрезаны (рисунок 3.14г), после производилось повторное измерение геометрических размеров (диаметр и высота образцов) для проведения испытаний.

Комплекс испытаний включал в себя определение следующих физико-механических свойств:

- модули упругости / деформации;
- предел прочности при одноосном сжатии;
- остаточная прочность.

3.3.4 Проведение испытаний

Методической основой для испытаний послужили методики, представленные в работах [32,74].

Для испытаний образцов был использован испытательный сервоуправляемый пресс ТО Super L60 с предельным нагружением 300 кН. Сервопривод позволяет испытательной машине выравнивать нагрузку с учетом скорости роста значений поперечных деформаций при поддержании постоянной скорости продольного деформирования, что является аналогом жесткого режима нагружения. Особенностью применения сервоуправляемых прессов является

получение петель «спад-нагрузка» с целью выравнивания скорости деформирования при нагружении на образец. (рисунок 3.15а).

Контроль скорости продольного деформирования осуществлялся по скорости роста значений поперечных деформаций. Это позволило на ранней стадии фиксировать рост трещин и увеличение размеров поперечного сечения, и предотвратить разрушение образца в результате высвобождения упругой энергии. Измерение деформаций производилось экстензометрами: поперечных - Epsilon 3544-100M-060M-HT2 и продольных - Epsilon 3542RA2-100M-600M-HT2 с базой измерения 100 мм (рисунок 3.15б) [77].

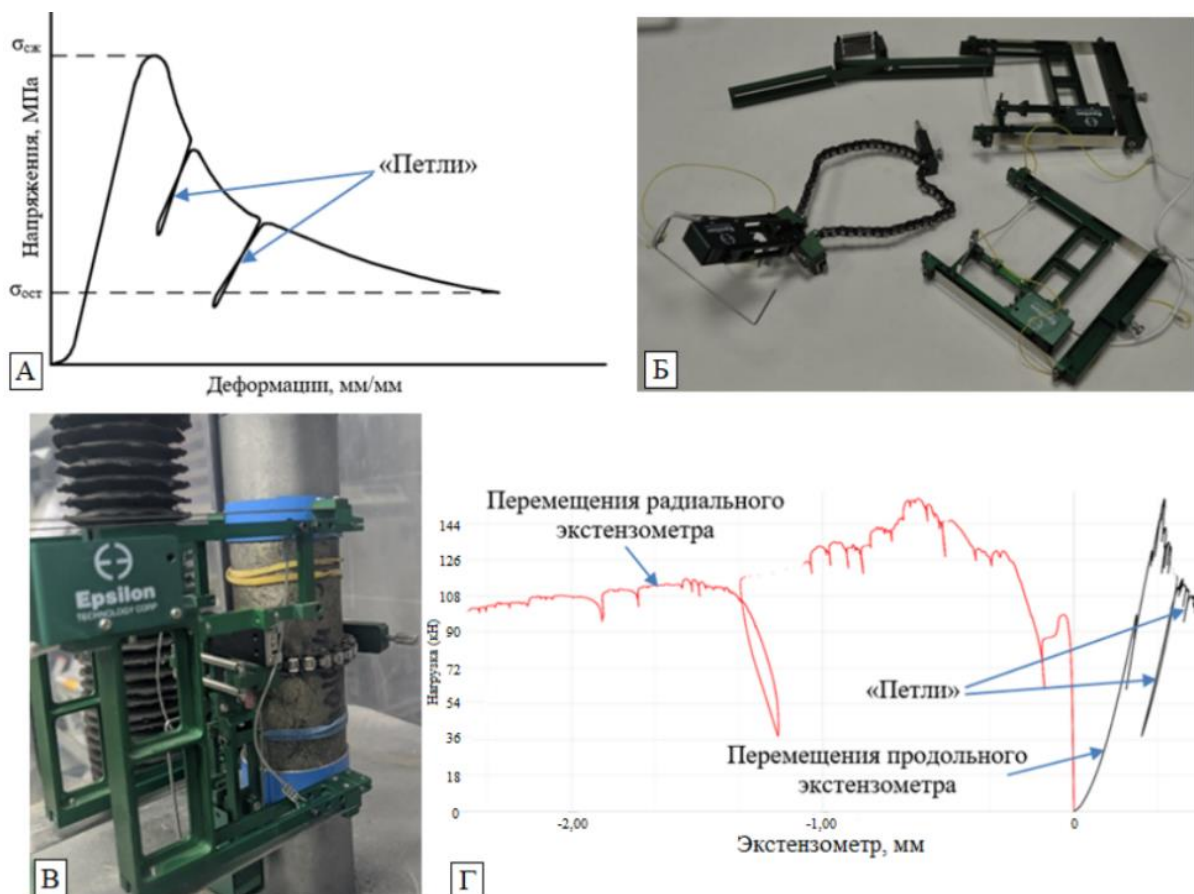


Рисунок 3.15 – Проведение испытаний: а) диаграмма «напряжение-деформация» с «петлями» разгрузки и нагружения; б) экстензометры продольных и поперечных деформаций Epsilon; в) установка для испытаний; г) график нагружения с «петлями», сформированный ПО «Horizont» [77]

Контроль продольной деформации осуществлялся по стальным пуансонам, между которыми был установлен образец (рисунок 3.15в). При разрушении образца отдельные части, сформированные при образовании новых поверхностей, испытывают перемещения в непрогнозируемых направлениях и могут перемещаться относительно друг друга, не отражая общего направления деформирования. Результирующим видом разрушения образца является сжимающая деформация и для её надёжной регистрации необходимо устанавливать продольный экстензометр на нагрузочные пуансоны. Такой подход позволяет уменьшить искажение

результатов измерения при разрушении образца (что наблюдалось при испытаниях, указанных в разделе 3.2.4), так как исключает потерю контакта экстензометра с поверхностью образца. Однако, при этом регистрируются дополнительные деформации, возникающие на контакте торца образца с пуансоном. При интерпретации полученных результатов измерений этот эффект был учтен путем соответствующего проведения калибровки.

Создание испытательной методики и управление процессом производились через оболочку специализированного программного обеспечения «Horizon», поставляемого вместе с прессами TO Super L 60 (рисунок 3.15г).

Расчет скорости изменения значений поперечных деформаций производился пересчетом со скорости нагружения образца в 0,1 мм/мин.

3.3.5 Калибровка графиков испытаний

Для отсека лишней деформации, возникших на контакте образца с пуансоном, была проведена калибровка полученных графиков по зоне упругости. В калибровку заложено допущение, что отклонение $\Delta\varepsilon$ является функцией нагрузки P на образец, то есть (3.8):

$$\Delta\varepsilon = f(P). \quad (3.8)$$

Для построения этой функциональной зависимости были использованы аппроксимирующие функции ветвей нагрузки с целью первоначального определения деформационных характеристик (в случае образцов с отверстиями после рассверловки последних) при помощи LVDT-датчиков (далее – деформации (LVDT)) и в зоне упругости при испытании на запредельное деформирование (далее - деформации (Epsilon)).

Затем были определены значения деформаций по аппроксимирующим кривым при одинаковых значениях напряжений и вычислены значения $\Delta\varepsilon$, (разница между деформациями (Epsilon) и деформациями (LVDT)), а также построены графики диаграмм «напряжение-деформация». Наилучшая сходимость результатов достигалась при аппроксимации степенными функциями. На рисунке 3.16 представлен процесс калибровки.

В виду различия свойств и характере разрушения образцов, калибровка графиков проведена индивидуально для каждого образца в необходимом интервале напряжений, поэтому степенная аппроксимация графика диаграммы «напряжения-деформация» (рисунок 3.16в) в каждом случае уникальная.

Пересчет деформаций производился по формуле (3.9):

$$\varepsilon_{\text{калибр}} = \varepsilon_{Eps} - \Delta\varepsilon(P), \quad (3.9)$$

где ε_{Eps} – деформации, регистрируемые экстензометром Epsilon 3542RA2-100M-600M-HT2, мм/мм,

$\Delta\varepsilon(P)$ – степенная функция типа $\Delta\varepsilon = A \cdot P^B$, мм/мм,

P – нагрузка на образец, МПа,

A и B – эмпирические коэффициенты.

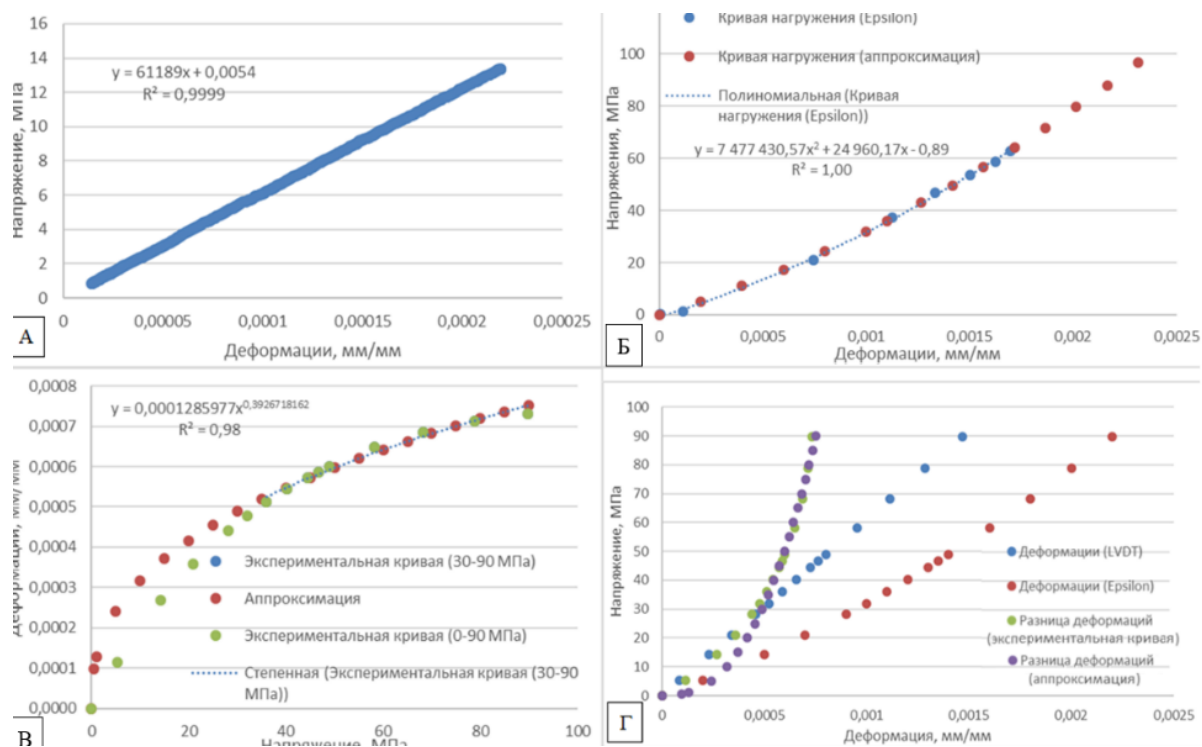


Рисунок 3.16 – Определение калибровочной функции: а) Кривая нагружения первоначального испытания (LVDT); б) упругий участок графика запредельного деформирования; в) определение аппроксимации зависимости напряжения от $\Delta \epsilon$; г) сопоставление экспериментальных данных и полученной аппроксимации [77]

Пример обработки графика испытаний одного из образцов представлен на рисунке 3.17.

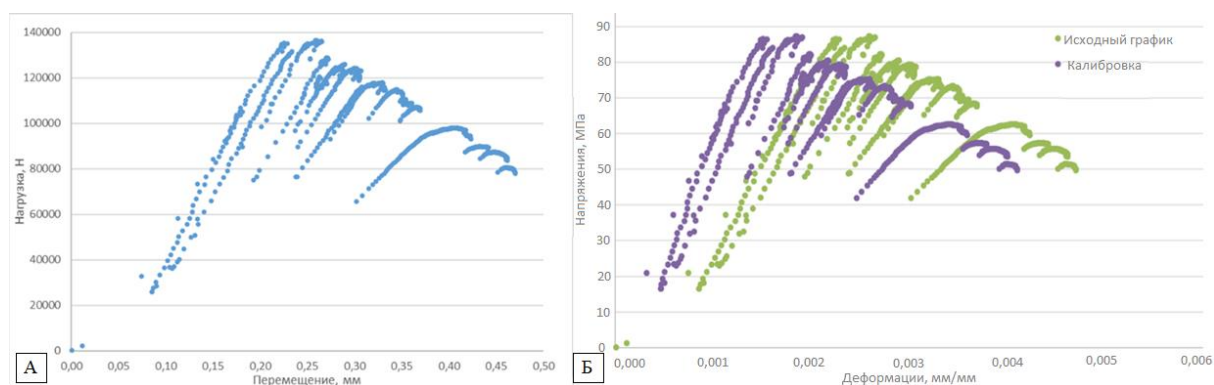


Рисунок 3.17 – Пример графика испытаний: а) исходный график «нагрузка-перемещение»; б) графики «деформация-напряжение» до и после калибровки [77]

После калибровки графиков полного деформирования выполнялось определение модулей упругости и деформации на петлях «спад-нагружение» и производилась оценка склонности образцов к хрупкому разрушению.

3.3.6 Результаты испытаний

Обработка результатов специализированных механических испытаний позволила выполнить как качественную (склонность образцов к хрупкому разрушению), так и количественную (пределы прочности на одноосное сжатие, модули деформации / упругости) оценки изменения свойств сплошных сульфидных руд в процессе разрушения под действием статического и динамического нагружения.

Деформационные характеристики образцов, имитирующих скважинную разгрузку) определялись в трех состояниях. Состояние 1 – монолитный образец до испытаний на сжатие, состояние 2 – образец с отверстиями, состояние 3 – образец в процессе разрушения (таблица 3.5). При разупрочнении образцов взрывом, деформационные характеристики определялись на в двух состояниях. Состояние 1 - монолитный образец до запрессовки в стальные обоймы; состояние 2 - образец после разупрочнения взрывом и извлечения из обойм (таблица 3.6). Определение модуля упругости и модуля деформации образцов, разупрочненных взрывом, в процессе одноосного сжатия в режиме контроля роста скорости поперечных деформаций по петлям нагружения и спада не производилось.

Таблица 3.5 – Изменение упругих свойств образцов в процессе разрушения (образцы с отверстиями)

Образцы	Модуль деформации (Ед0), МПа	Модуль упругости (Еу0) МПа	Модуль деформации (с отверстиями) (Ед1), МПа	Модуль упругости (с отверстиями) (Еу1), МПа	Модуль деформации при разупрочнении (Ед2), МПа	Модуль упругости при разупрочнении (Еу2), МПа	Ед0/Ед1, ед.	Еу0/Еу1, ед.	Ед0/Ед2, ед.	Еу0/Еу2, ед.	Ед1/Ед2, ед.	Еу1/Еу2, ед.
Контрольные образцы 45 мм	48400	56700	---	---	7109	11219	---	---	6,81	5,05	---	---
	65300	68600	---	---	17264	27047	---	---	3,78	2,54	---	---
	60500	64000	---	---	20538	41382	---	---	2,95	1,55	---	---
	40300	45300	---	---	---	---	---	---	---	---	---	---
	38500	44400	---	---	33598	38393	---	---	1,15	1,16	---	---
	34100	37700	---	---	25136	25210	---	---	1,36	1,50	---	---
	52200	52300	---	---	8388	12402	---	---	6,22	4,22	---	---
Образцы с отверстиями 3-5 мм	59200	61300	59200	61300	10349	11569	1,00	1,00	5,72	5,30	5,72	5,30
	31900	36700	31900	36700	9173	8220	1,00	1,00	3,48	4,46	3,48	4,46
	66100	72100	66100	72100	36444	21045	1,00	1,00	1,81	3,43	1,81	3,43
	64100	64800	64100	64800	48613	53710	1,00	1,00	1,32	1,21	1,32	1,21
	30300	36000	30300	36000	6402	6444	1,00	1,00	4,73	5,59	4,73	5,59
	66700	71200	66700	71200	---	---	1,00	1,00	---	---	---	---
	58400	62700	58400	62700	---	---	1,00	1,00	---	---	---	---
	79000	80800	79000	80800	---	---	1,00	1,00	---	---	---	---
Образцы с отверстиями 10 мм	50100	58000	42200	47500	---	---	1,19	1,22	---	---	---	---
	63400	74800	59400	69500	---	---	1,07	1,08	---	---	---	---
	65000	66600	61000	62500	---	---	1,07	1,07	---	---	---	---
	81900	82200	78000	78300	29259	24976	1,05	1,05	2,80	3,29	2,67	3,14
	50800	54100	42700	45500	---	---	1,19	1,19	---	---	---	---
	43600	49300	36600	41400	18617	32614	1,19	1,19	2,34	1,51	1,97	1,27

Продолжение таблицы 3.5

Образцы с двумя отверстиями 5 мм	48600	52200	44200	47500	15414	---	1,10	1,10	3,15	---	2,87	---
	76300	76900	63100	63600	25453	17735	1,21	1,21	3,00	4,34	2,48	3,59
	40900	44100	24900	32800	14547	12621	1,64	1,34	2,81	3,49	1,71	2,60
	53900	59200	49700	54300	42257	41618	1,08	1,09	1,28	1,42	1,18	1,30
	72900	76000	61100	67400	39301	39167	1,19	1,13	1,85	1,94	1,55	1,72
	57300	65000	45900	52700	25176	24965	1,25	1,23	2,28	2,60	1,82	2,11
Образцы с двумя отверстиями 5 мм+ трещина	56200	64300	32200	43600	20250	---	1,75	1,47	2,78	---	1,59	---
	38100	45000	32100	38300	15908	15182	1,19	1,17	2,39	2,96	2,02	2,5
	37300	40800	31800	31400	----	---	1,17	1,30	---	---	---	---
	39400	46600	32900	40100	2572	5324	1,20	1,16	15,32	8,75	12,8	7,5
	44600	56900	35800	43100	5031	----	1,25	1,32	8,86	---	7,12	---
	31000	37400	10200	---	---	---	3,04	---	---	---	---	---

Таблица 3.6 – Изменение упругих свойств образцов в процессе взрывного разрушения

Образец	Модуль деформации, МПа	Модуль упр., МПа	Модуль деформации после взрыва, МПа	Модуль упругости после взрыва, МПа	Коэффициент снижения модуля деформации, ед.	Коэффициент снижения модуля упругости, ед.
Натяг 0 МПа	63000	68800	11300	21000	5,6	3,3
	52700	59900	11712*	21258*	4,5	2,8
	59100	63900	14900	26400	4,0	2,4
Натяг 15 МПа	58200	66400	19300	27000	3,0	2,5
	66100	66900	16500	27000	4,0	2,5
	67000	67900	14100	29000	4,8	2,3
Натяг 30 МПа	59000	61500	18800	26100	3,1	2,4
	92800	93600	28300	35100	3,3	2,7
	58400	64500	12200	32800	4,8	2,0
Натяг 45 МПа	62100	67400	20300	29900	3,1	2,3
	60700	60200	31400	37400	1,9	1,6
	59000	67000	20500	34300	2,9	2,0

*- модуль упругости принят по результатам определения скорости распространения продольной волны.

По результатам обработки данных, полученных при испытании разрушенных взрывом образцов, была выявлена зависимость между коэффициентами снижения модулей деформации / упругости и величиной бокового давления, действующего на образец. (рисунок 3.18).

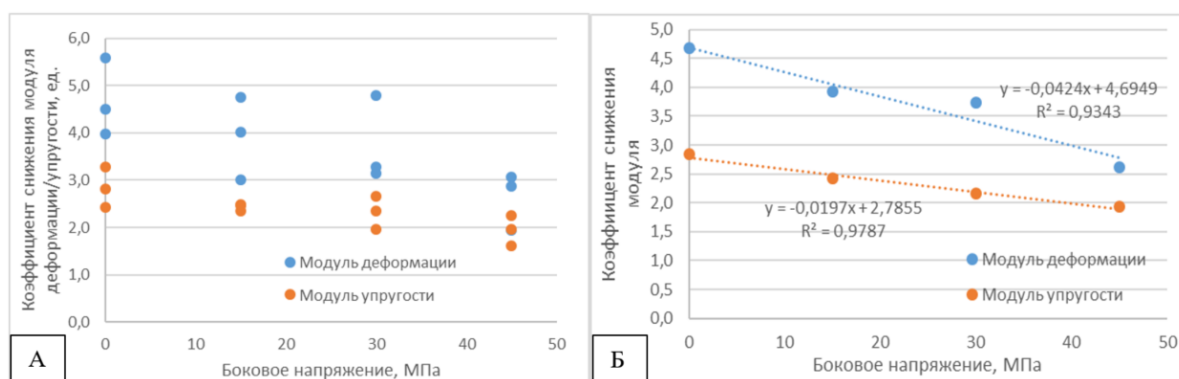


Рисунок 3.18 – Зависимость изменения модулей деформации/упругости в зависимости от боковой нагрузки на образец: а) по всем значениям; б) по средним значениям

Таким, образом, зависимости снижения физико-механических свойств при взрыве рассредоточенного заряда с воздушным промежутком от действующей боковой нагрузки σ_l имеют следующий вид (3.10, 3.11) [76]:

- для модуля деформации (коэффициент детерминации 0,93):

$$K_{E_d} = -0,042\sigma_l + 4,69 \quad (3.10)$$

- для модуля упругости (коэффициент детерминации 0,98):

$$K_{E_y} = -0,02\sigma_l + 2,79 \quad (3.11)$$

Значения пределов прочности образцов с концентраторами напряжений представлены в таблице 3.7. Произведено сопоставление с средним пределом прочности на сжатие контрольных образцов, выраженное показателем коэффициент разупрочнения.

Таблица 3.7 – Изменение прочностных свойств в образцах при наличии концентраторов (без взрывной разгрузки)

Отверстия	Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	Средний предел прочности на сжатие, МПа	Коэффициент разупрочнения, ед.
Контрольные образцы 45 мм	42,83	71,12	---
	63,24		
	87,27		
	70,88		
	71,96		
	66,08		
	95,54		
Образцы с отверстиями 3-5 мм	49,81	63,16	1,13
	53,96		
	49,88		
	47,83		
	53,21		
	87,23		
	63,26		
Образцы с отверстиями 10 мм	100,08	56,81	1,25
	64,32		
	71,20		
	39,07		
	74,05		
	33,62		
Образцы с двумя отверстиями 5 мм	58,60	54,14	1,31
	42,33		
	65,17		
	32,03		
	98,95		
	104,28		
Образцы с двумя отверстиями 5 мм+ трещина	77,03	45,77	1,55
	52,65		
	56,86		
	54,27		
	47,01		
	38,72		
25,10			

Согласно результатам, представленным в таблице 3.7, в образцах с отверстиями диаметром 3-5 мм снижение предела прочности произошло в среднем на 11%. В образцах с двумя отверстиями снижение произошло на 24%. Наличие поперечной трещины позволило снизить прочность образцов в среднем на 36% (более чем в 1,5 раза).

Сравнение предела прочности образцов, разупрочненных взрывом, производилось с пределами прочности образцов сплошной сульфидной руды, не участвовавших в данных экспериментах, но обладающих схожими модулем упругости и плотностью по сравнению с образцами, разупрочненными взрывом (таблица 3.8).

Таблица 3.8 – Изменение прочностных свойств при взрывном разупрочнении

Образцы	Предел прочности на сжатие, МПа	Предел прочности на сжатие разупрочненной породы взрывом, МПа	Коэффициент разупрочнения, ед.	Среднее значение коэффициента разупрочнения, ед.
Натяг 0 МПа	84,73	18,8	4,52	4,18
	132,56	26,5	5,00	
	131,10	43,6	3,01	
Натяг 15 МПа	163,54	29,2	5,61	3,72
	43,82	12,6	3,49	
	63,48	30,8	2,06	
Натяг 30 МПа	99,78	29,9	3,34	2,92
	71,63	32,7	2,19	
	41,87	12,9	3,24	
Натяг 45 МПа	64,40	39,2	1,64	2,50
	55,33	19,1	2,90	
	62,66	21,3	2,95	

Обработка показателей предела прочности на сжатие также выявила тенденцию к уменьшению коэффициента разупрочнения в зависимости от роста значений бокового давления, действующего на образец (рисунок 3.19). Отметим, что при разупрочнении взрывом при боковом давлении 45 МПа коэффициент снижения прочности на сжатие в образцах оказался значительно выше, чем при создании в них отверстий и поперечной трещины.

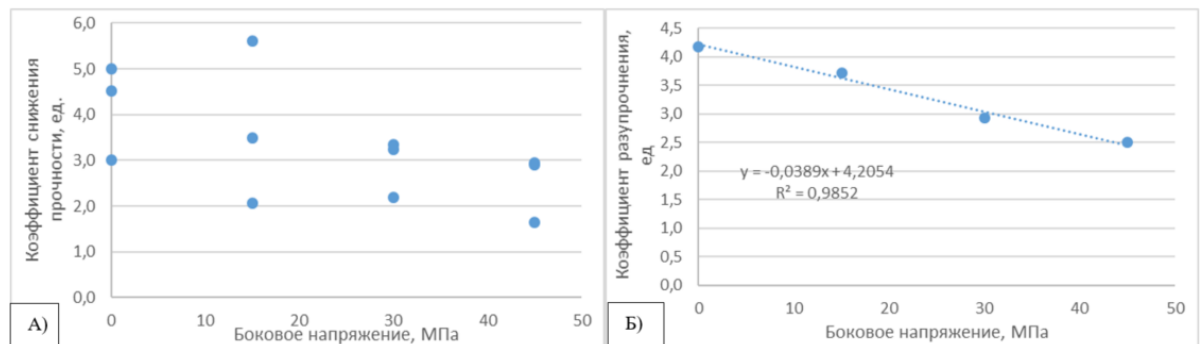


Рисунок 3.19 – Зависимость изменения предела прочности на сжатие в зависимости от боковой нагрузки на образец: а) по всем значениям; б) по средним значениям

Зависимость коэффициента разупрочнения от боковой нагрузки (коэффициент детерминации 0,98) (3.12):

$$K_{\sigma_{сж}} = -0,039\sigma_l + 4,21 \quad (3.12)$$

Использованные подходы по оценке удароопасности представлены в разделе 3.2.4, где представлены способы оценки удароопасности по данным диаграмм запредельного деформирования (рисунок 3.20).

Оценка удароопасности одного из образцов с нулевым натягом (разрушен при попытке извлечения) производилась визуально при разрушении фрагментов образца сферическими инденторами. Разрушение фрагментов не сопровождалось резкими выбросами осколков, как это обычно происходит при испытании удароопасных руд и пород, а напротив, происходило с постепенным уменьшением нагружающего воздействия. Таким образом, было принято, что данный образец не являлся удароопасным. Разрушение одного из образцов с поперечной трещиной произошло при определении его деформационных характеристик. Результаты оценки образцов на удароопасность представлены в таблице 3.9.

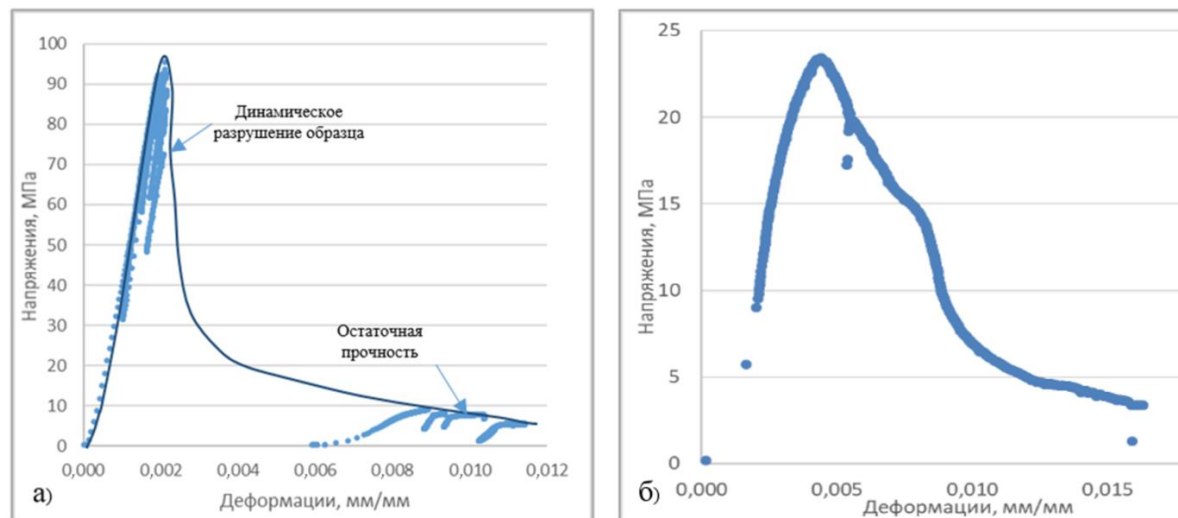


Рисунок 3.20 – Графики полного деформирования модельных образцов:

а) удароопасных; б) неудароопасных

Таблица 3.9 – Оценка удароопасности образцов

Образец	Модуль деформации, МПа	Модуль спада, МПа	E_d/M	Категория	Примечание	Процент удароопасных образцов
Контрольные образцы 45 мм	48400	25127	1,93	неудароопасно		57,1
	65300	10284	6,35	неудароопасно		
	60500	13060	4,63	неудароопасно		
	38500	49178	0,78	удароопасно		
	34100	67341	0,51	удароопасно		
	54800	147346	0,37	удароопасно		
	40300	---	---	удароопасно	По методу Я.А. Бича	
Образцы с отверстиями 3-5 мм	59200	27574	2,15	неудароопасно		62,5
	31900	6074	5,25	неудароопасно		
	66100	99762	0,66	удароопасно		
	64100	246839	0,26	удароопасно		
	30300	49154	0,62	удароопасно		
	66700	---	----	удароопасно	По методу Я.А. Бича	
	58400	----	0,66	неудароопасно		
Образцы с отверстиями 10 мм	79000	191864	0,41	удароопасно		16,7
	42200	39784	1,06	неудароопасно		
	59400	37833	1,57	неудароопасно		
	61000	17991	3,39	неудароопасно		
	78000	92728	0,84	удароопасно		
	42700	27469	1,55	неудароопасно		
36600	8422	4,35	неудароопасно			

Продолжение таблицы 3.9

Образцы с двумя отверстиями 5 мм	24900	8157	3,05	неудароопасно		0
	61100	50750	1,20	неудароопасно		
	63100	47419	1,33	неудароопасно		
	45900	28245	1,63	неудароопасно		
	49700	25121	1,98	неудароопасно		
	44200	8303	5,32	неудароопасно		
Образцы с двумя отверстиями 5 мм+ трещина	35800	17868	2,00	неудароопасно		0
	32200	18169	1,77	неудароопасно		
	32900	19314	1,70	неудароопасно		
	31800	29992	1,06	неудароопасно		
	32100	14271	2,25	неудароопасно		
	10200	---	0,52	неудароопасно	По методу Я.А. Бича	
Натяг 0 МПа	14900	9302	1,60	неудароопасно		0
	11300	---	0,69	неудароопасно	По методу Я.А. Бича	
	11700	---	---	неудароопасно		
Натяг 15 МПа	19300	3182	6,1	неудароопасно		0
	16500	4907	3,4	неудароопасно		
	14100	4036	3,5	неудароопасно		
Натяг 30 МПа	18800	10904	1,7	неудароопасно		0
	28300	14036	2,0	неудароопасно		
	12200	1617	7,5	неудароопасно		
Натяг 45 МПа	31400	2643	11,9	неудароопасно		0
	20300	12401	1,6	неудароопасно		
	20500	4504	4,6	неудароопасно		

Согласно результатам, представленным в таблице 3.9, больше половины контрольных образцов, не имеющих концентраторов) являлись удароопасными. Следует напомнить, что согласно методике определения потенциала удароопасности, представленной в разделе (3.2.4), процент удароопасных проб составил около 30 %, что явно говорит о том, что сплошные сульфидные руды на некоторых участках не являются удароопасными. Наличие отверстия небольшого диаметра никак не сказалось на удароопасности образцов. Свыше 50% образцов разрушились хрупко. В случае с образцами с отверстием 10 мм ситуация более благоприятная. В удароопасном режиме был разрушен только 1 образец. Остальные случаи (образцы с двумя отверстиями, и образцы, разупрочнённые взрывом) показали благоприятный результат и состояние образцов было оценено как неудароопасное.

Остаточная прочность определялась по полученным графикам запредельного деформирования. В случае хрупкого разрушения образца получение данного показателя (остаточной прочности) было невозможно (таблица 3.10).

Таблица 3.10 – Определение остаточной прочности

Образец	Остаточная прочность, МПа	Средняя остаточная прочность, МПа
Контрольные образцы 45 мм	3,2	3,5
	-	
	-	
	3,4	
	1,96	
	5,4	
	-	

Продолжение таблицы 3.10

Образцы с отверстиями 3-5 мм	2,5	3,2
	3,2	
	3,89	
	2,3	
	3,7	
	-	
	-	
Образцы с отверстиями 10 мм	1,5	2,0
	1,0	
	1,65	
	2,0	
	2,5	
	2,2	
Образцы с двумя отверстиями 5 мм	4,1	4,85
	5,4	
	11,2	
	2,2	
	1,34	
	-	
Образцы с двумя отверстиями 5 мм+ трещина	4,4	4,85
	3,1	
	-	
	5,0	
	6,9	
	-	
Натяг 0 МПа	3,0	3,1
	-	
	3,2	
Натяг 15 МПа	6,2	4,7
	2,5	
	5,5	
Натяг 30 МПа	2,5	3,6
	3,6	
	4,6	
Натяг 45 МПа	3,65	3,6
	3,5	
	3,7	

Анализ результатов значений остаточной прочности показал отсутствие какой-либо зависимости как от характера воздействия на образцы (динамической или статической), так и от конфигурации концентраторов напряжений и изначальной прочности образцов. Таким образом, можно судить о том, что остаточная прочность при одноосном сжатии сплошной сульфидной руды изменяется в пределах 3-5 МПа, а созданное предварительное ослабление никак на него не влияет (таблица 3.10).

Следует отметить, что независимо от влияния конфигурации отверстий на характер поведения образца при разрушении, наличие последних позволило сохранить разрушенные образец в более устойчивом состоянии, чем образцы без отверстий. Так, из 7 контрольных образцов, не имевших отверстия, свою форму после разрушения выдержали только 3 образца, остальные полностью разрушились на отдельные фрагменты. Однако, образцы с отверстиями сохранили форму, поскольку отверстия концентрировали на себе трещины, в отличие от

стандартных образцов, где трещиноватость распределена относительно равномерно по всему образцу. В случае взрывного разупрочнения характерной картиной являлось развитие радиальной трещиноватости со стороны отверстий. В некоторых случаях наблюдалось развитие поперечной трещиноватости. Характер разрушения некоторых образцов представлен на рисунке 3.21.




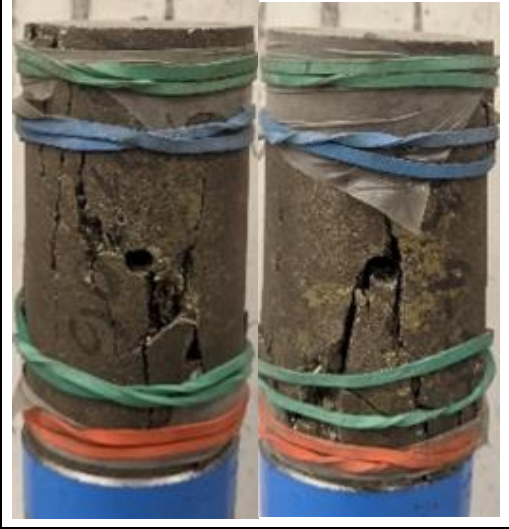
Фото образцов		Комментарий
Контрольные образцы		<p>Развитие трещиноватости преимущественно в вертикальном направлении. Картина разрушения, характерная для разрушения образцов на сжатие</p>
		
До	После	
Образцы (отверстия 3 мм)		<p>Развитие трещиноватости в вертикальном направлении, с их концентрацией вокруг отверстия</p>
		
До	После	







Фото образцов		Комментарий
Образцы (отверстия 10 мм)		<p>Развитие трещиноватости в вертикальном направлении, с их концентрацией вокруг отверстия</p> <p>Наблюдается разрушение отверстий в верхней и нижней части</p>
		
До	После	
Образец с двумя отверстиями 5 мм		<p>Развитие вертикальной трещиноватости наблюдалось непосредственно вблизи отверстий. Наблюдается сращивание трещин, образованных вдоль смежных отверстий. «Междускважинный» целик практически не разрушен</p>
		
До	После	
Образец с двумя отверстиями 5 мм+трещина		<p>Развитие вертикальной трещиноватости наблюдалось непосредственно вблизи отверстий. Развитие вертикального трещинообразования в «междускважинном» целике</p>
		
До	После	


Фото образцов	Комментарий
<p data-bbox="240 210 917 241">Разупрочнение взрывом, боковая нагрузка 0 МПа</p> 	<p data-bbox="1018 320 1469 461">После взрывного разупрочнения наблюдалось разрушение по образующей образца и развитие радиальной трещиноватости.</p> <p data-bbox="1007 472 1481 577">После испытаний на сжатие образовалась характерная картина разрушения «песочные часы».</p> <p data-bbox="1070 584 1417 651">Развитие разрушения по образованным трещинам</p>
<p data-bbox="236 792 925 824">Разупрочнение взрывом, боковая нагрузка 15 МПа</p> 	<p data-bbox="995 994 1493 1211">После взрывного разупрочнения наблюдалось как радиальное (продольное), так и поперечное трещинообразование. Разрушение в результате сжатие развивалось по образованным трещинам</p>
<p data-bbox="236 1442 925 1473">Разупрочнение взрывом, боковая нагрузка 30 МПа</p> 	<p data-bbox="1018 1615 1469 1756">После взрывного разупрочнения наблюдалось как радиальное (продольное), так и поперечное трещинообразование.</p> <p data-bbox="983 1767 1506 1872">После испытаний на сжатие наблюдалось развитие разрушения по образованным трещинам</p>

Фото образцов	Комментарий
<p data-bbox="236 203 922 232">Разупрочнение взрывом, боковая нагрузка 45 МПа</p> 	<p data-bbox="997 369 1492 474">После взрывного разупрочнения наблюдалось радиальное (продольное) трещинообразование.</p> <p data-bbox="981 488 1508 593">После испытаний на сжатие наблюдалось развитие разрушения по образованным трещинам</p>

Рисунок 3.21 – Характер разрушения образцов

3.4 Выводы по главе 3

1. Сравнение деформационных свойств сплошных сульфидных руд, определенных при одноосном и объемном нагружении, показали незначительное отличие в значениях модуля деформации, что позволяет проводить специализированные испытания в рамках испытаний на одноосное сжатие.

2. Проведение лабораторных испытаний образцов на одноосное сжатие на сервоуправляемых испытательных прессах в режиме контроля роста скорости поперечных деформаций с построением графиков полного деформирования является одним из эффективных способов оценки характера разрушения горной породы поскольку позволяет изучить изменение как прочностных, так и деформационных характеристик в процессе разрушения образцов.

3. По результатам проведения специализированных модельных испытаний, направленных на исследование влияния разгрузочных мероприятий на состояние сплошных сульфидных руд, определены их физико-механические свойства на каждом этапе испытаний. По результатам испытаний образцов с концентраторами напряжений, определено, что модули деформации / упругости в процессе разрушения образцов снижались, в среднем, в 2-5 раз. Сильнее всего модули снизились в образцах с двумя отверстиями и поперечной трещиной. По результатам анализа испытаний на определение деформационных характеристик образцов с предварительным взрывным разупрочнением получены линейные зависимости снижения коэффициентов модулей деформации / упругости при взрыве рассредоточенного заряда с воздушным промежутком от величины бокового давления, действовавшего на образец.

4. При определении предела прочности образцов с концентраторами напряжений на одноосное сжатие было выявлено влияние конфигурации отверстий на снижение прочности. Так

для образцов с отверстиями диаметром 3-5 мм коэффициент разупрочнения составлял 1,13. Предел прочности на сжатие образцов с двумя отверстиями и поперечной трещиной меньше уменьшилась в 1,5 раза по сравнению с контрольными образцами. По результатам определения влияния бокового давления, действующего на образцы, на уменьшение значения коэффициента разупрочнения при взрыве рассредоточенного заряда с воздушным промежутком получена линейная зависимость.

5. Результаты оценки удароопасности образцов показали эффективность как скважинной разгрузки, так и разгрузки взрывом. Все образцы были неудароопасными. Однако, следует отметить, что в случае взрывного воздействия на образец в условиях бокового давления 45 МПа, средний коэффициент разупрочнения образцов составил 3,5. При исследовании образцов, которые имеют два отверстия и поперечную трещину, было установлено, что коэффициент разупрочнения составил 1,55. Исходя из этого, можно сделать вывод, что применение взрывного способа разгрузки горных пород, склонных к хрупкому разрушению может быть эффективной альтернативой скважинной разгрузке в условиях глубоких рудников, обрабатывающих удароопасные сульфидные медно-никелевые руды

ГЛАВА 4 РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ РАЗГРУЗКИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

4.1 Текущий вариант разгрузки горного массива скважинами

Скважинная разгрузка массива горных пород производится из непосредственно добычного горизонта в участок горного массива, подлежащий очистной выемке (камера). Бурение строчки скважин глубиной до 25 м и расстояние между ними определяются, исходя из прочностных свойств, трещиноватости массива и значения диаметра скважин. Согласно рабочей документации рудника «Скалистый» (проекта бурения скважин разгрузки (рисунок 4.1), наиболее предпочтительными диаметрами скважин являются 130 и 160 мм. Расстояние между скважинами находится в пределах 0,9-1,3 м с учетом прочности сплошных сульфидных руд. В случае разгрузки массива горных пород, сложенных роговиками, это расстояние уменьшается до 0,9-1,1 м. Скважины бурятся субгоризонтально, по падению или по восстанию залежи рудного тела.

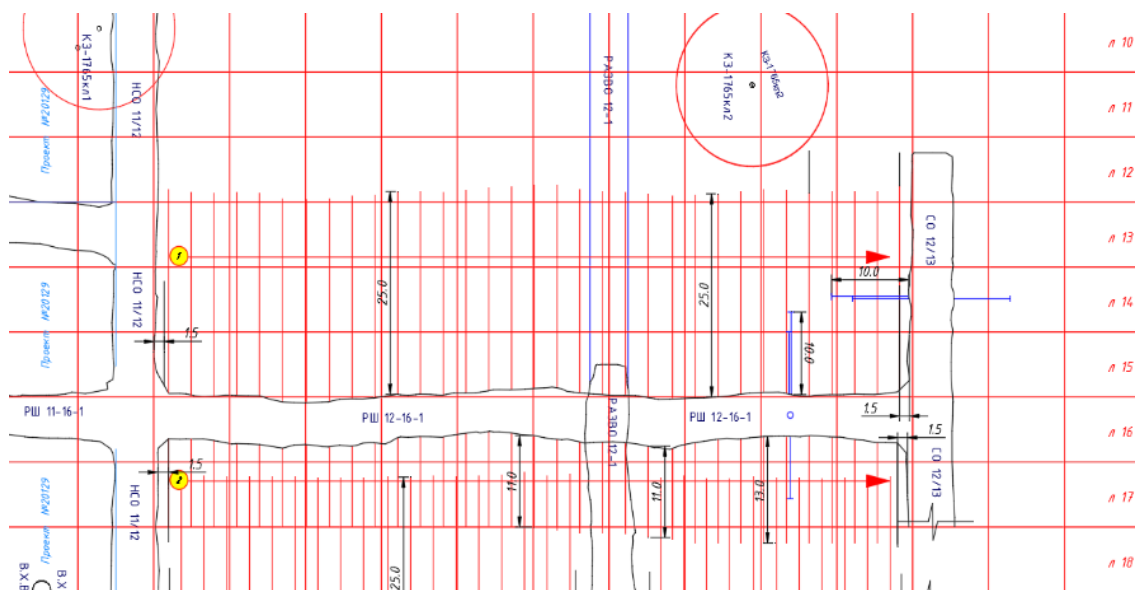


Рисунок 4.1 – Фрагмент плана бурения разгрузочных скважин

Очередность бурения скважин определяется согласно проекту на бурение с учетом рекомендаций, изложенных в указаниях [55,56].

4.2 Рекомендации по разгрузке массива горных пород взрывным способом

Предлагаемый метод (применение рассредоточенных зарядов ВВ с воздушным промежутком) имеет много общего с методом предварительного щелеобразования (МПЩ), применяемого при проведении контурного взрывания как для сохранности законтурного массива, так и для уменьшения возникающего сейсмического воздействия. В подземных условиях применение МПЩ возможно при проходке горных выработок. Однако, на практике

зачастую применяется метод последующего оконтуривания для приведения формы сечения выработки, близкой к проектному. Применение МПЩ в подземных условиях также осложняется наличием напряжений в массиве, уменьшающих рост магистральных трещин между зарядами, расположенных перпендикулярно направлению максимальных главных напряжений.

В зарубежных источниках приведено много информации о МПЩ. В таблице 4.1 представлены основные параметры для этого метода, рекомендуемые авторами [66,73,76].

Таблица 4.1 – Данные из зарубежных источников о контурном взрывании (МПЩ) при проходке выработок.

Источник	Диаметр скважин/ шпуров	Линейная плотность заряжения	Расстояние между скважинами/шпурами
Blaster's Handbook 1977 [66]	38-44 мм	0,12-0,38 кг/м	0,30-0,45 м
	51-64 мм	0,12-0,38 кг/м	0,45-0,6 м
	76-89 мм	0,20-0,75 кг/м	0,45-0,90 м
	102 мм	0,38-1,12 кг/м	0,60-1,20 м
Gustafsson 1981 [76]	25-32 мм	80 г (детонирующий шнур)	0,30-0,60 м
	25-32 мм	0,30 кг/м (трубчатый заряд 17 мм)	0,35-0,60 м
	40 мм	0,30 кг/м (трубчатый заряд 17 мм)	0,35-0,50 м
	51 мм	0,60 кг/м (трубчатый заряд 17 мм)	0,40-0,50 м
	64 мм	0,46 кг/м (заряд 25 мм)	0,60-0,80 м
Dick (Explosives and Blasting procedures manual [73])	1,50-1,75 дюйм	0,08-0,25 фунт/фут	1,00-1,50 футов
	2,00-2,50 дюйм	0,08-0,25 фунт/фут	1,50-2,00 футов
	3,00-3,50 дюйм	0,13-0,50 фунт/фут	1,50-3,00 футов
	4,00 дюйм	0,25-0,75 фунт/фут	2,00-4,00 футов

Отметим, что одной из эффективных мер при применении МПЩ является зарядание скважин контурного ряда через шпур. Такие компенсационные шпуры служат дополнительной свободной поверхностью для зарядов.

4.3 Определение зоны разрушения рассредоточенными зарядами с воздушным промежутком в условиях сложного напряженного состояния

4.3.1 Расчетные методики оценки зоны разрушения

Ближайшим аналогом применения упомянутого выше типа конструкции зарядов является контурное взрывание, а именно: метод предварительного щелеобразования. Таким образом, для определения зоны разрушения необходимо воспользоваться расчетными схемами для определения параметров контурного взрывания. При этом следует учитывать, что разгрузка

массива горных пород происходит в условиях действия сложного напряженного состояния, препятствующего процессу образования радиальных трещин. То есть, кроме предела прочности на растяжение, необходимо также преодолеть имеющееся НДС. Следовательно, в этом случае невозможно рассчитывать на развитие значительного радиального трещинообразования, а именно на формирование сплошной горизонтальной нарушенности. Однако, разрушение прискважинной зоны позволяет увеличить размеры междускважинных целиков – участков породного или рудного массива между разгрузочными скважинами.

Расчет зоны разрушения был произведен по двум расчетным моделям:

- по методике работы [1] с учетом влияния поля напряжений (далее методика 1);
- по методике [41], рассматривающей совместное действие статического и динамического полей напряжений вокруг горной выработки круглого сечения (далее методика 2).

В методике 1 расстояние между контурными скважинами определяется из условия превышения напряжений, возникающих при одновременном взрыве зарядов, предела прочности при растяжении (4.1):

$$\sigma_R = \frac{2\sigma_{сж}}{k_{то}} \cdot \left(\frac{d_c}{a_k}\right)^{1,5} \cdot \left(0,85 + \frac{\nu}{1-\nu}\right) \geq \sigma_p, \text{ МПа} \quad (4.1)$$

где d_c – диаметр скважины, м,

$k_{то}$ – коэффициент трещиноватости,

$\sigma_{сж}$ – предел прочности горной породы на сжатие, МПа,

a_k – расстояние между зарядами, м,

ν – коэффициент Пуассона,

σ_p – предел прочности породы на растяжение.

При этом значения напряжений на стенки скважин σ_{rk} , возникающих в процессе детонации ВВ и определяемых по формуле (3.46) не должны превышать предела прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ с целью минимизации воздействия их на стенки скважины. Это имеет смысл в случае контурного взрывания, цель которого – это формирование направленной щели без существенного повреждения горных пород вблизи скважин. Однако, в случае применения рассредоточенного заряда для разгрузки массива этим условием необходимо пренебречь для обеспечения развития трещиноватости.

В условиях действия одиночного заряда на образование трещин вокруг скважины, формула (4.1) приводится к виду (4.2):

$$\sigma_R = \sigma_{rk} \cdot \left(\frac{d_c}{a_k}\right)^{1,5} \cdot \left(0,85 + \frac{\nu}{1-\nu}\right) \geq \sigma_p + \gamma H, \text{ МПа} \quad (4.2)$$

где γ – объемный вес вышележащей толщи пород, Н/м³,

H – глубина ведения работ, м.

Таким образом, радиус зоны разрушения вокруг скважины в горизонтальной плоскости рассчитывается по формуле (4.3):

$$R_{p1(r)} = \frac{d_c}{2} \cdot \left(\frac{\sigma_{rk} \cdot \left(0,85 + \frac{\nu}{1-\nu}\right)}{\sigma_p + \gamma H} \right)^{\frac{1}{1,5}}, \text{ м.} \quad (4.3)$$

Для случая развития вертикальной трещиноватости учитывается коэффициент бокового распора. В случае гравитационного поля напряжений коэффициент бокового распора можно определить по гипотезе Динника, то есть, формула определения радиуса зоны разрушения в вертикальной плоскости имеет вид (4.4):

$$R_{p1(v)} = \frac{d_c}{2} \cdot \left(\frac{\sigma_{rk} \cdot (0,85 + \lambda)}{\sigma_p + \gamma \lambda H} \right)^{\frac{1}{1,5}}, \text{ м} \quad (4.4)$$

где λ – коэффициент бокового распора ($\lambda = \frac{\nu}{1-\nu}$).

Согласно методике 2, определение расстояния между скважинами, производится по формуле (4.5):

$$a = d_c \sqrt{\frac{2P_{дин} - \gamma H(1+\lambda)}{\sigma_p + 2\lambda\gamma H}}, \text{ м,} \quad (4.5)$$

где $P_{дин}$ – динамическая нагрузка на массив горных пород, $P_{дин} = \sigma_{rk}$, МПа.

При учете одиночного воздействия заряда на массив горных пород размеры зоны разрушения в горизонтальном направлении определяется из следующего соотношения (4.6):

$$R_{p2(r)} = \frac{d_c}{2} \sqrt{\frac{2\sigma_{rk} - \gamma H(1+\lambda)}{\sigma_p + 2\gamma H}}, \text{ м,} \quad (4.6)$$

в вертикальном направлении (4.7):

$$R_{p2(v)} = \frac{d_c}{2} \sqrt{\frac{2\sigma_{rk} - \gamma H(1+\lambda)}{\sigma_p + 2\lambda\gamma H}}, \text{ м.} \quad (4.7)$$

Таким образом, форму зоны разрушения можно охарактеризовать как условный эллипс, направленный большой полуосью в сторону распространения максимальных главных напряжений.

4.3.2 Сопоставление результатов аналитических расчетов и модельных испытаний

По результатам испытаний, представленных в главе 3, получены следующие данные о развитии зоны трещинообразования в предварительно напряженных образцах сплошной сульфидной руды. В зависимости от величины бокового давления можно выделить 3 основных варианта формирования трещин:

– вариант 1 – зона трещинообразования равна или превышает размеры образца (рисунок 4.2а). Данное поведение характерно для образцов с нулевым натягом и с боковым давлением 15 МПа;

- вариант 2 – зона трещинообразования меньше размеров образца (рисунок 4.2б). Наблюдалось на образцах с боковым давлением 30 МПа;
- вариант 3 – отсутствие явной зоны наведенного трещинообразования, раскрытие имеющихся трещин (рисунок 4.2). В большей степени характерно для образцов с уровнем напряжения преднатяга 45 МПа.

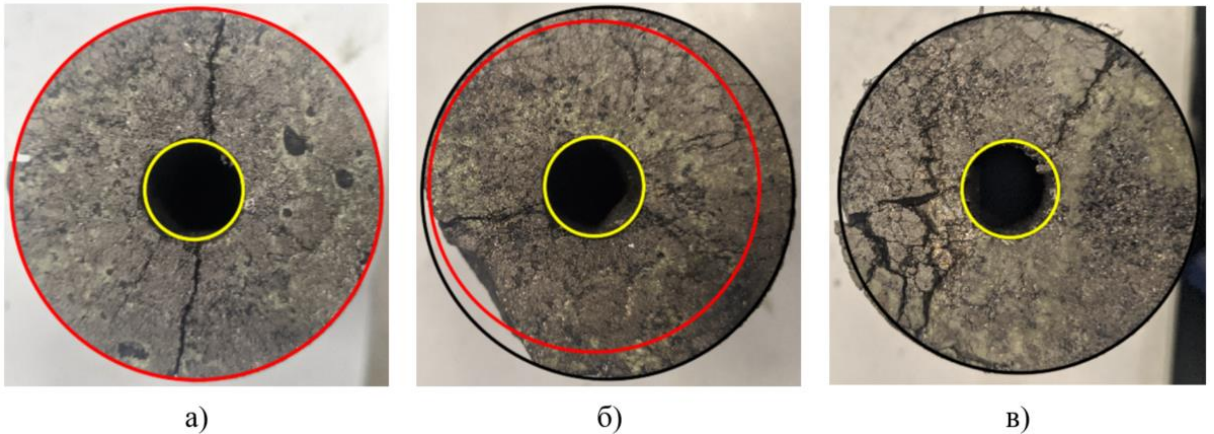


Рисунок 4.2 – Размеры зоны трещинообразования: а) зона трещинообразования равна или превышает размеры образца; б) зона трещинообразования меньше размеров образца; в) отсутствие зоны трещинообразования, раскрытие имеющихся трещин

Сопоставление результатов расчетных методик с результатами лабораторных испытаний представлены в таблице 4.2. Согласно полученным результатам, при расчете по методике 2 наблюдается значительное занижение размеров зоны трещиноватости по сравнению с экспериментальными данными. Расчет по методике 1 является более приближенным к фактическим результатам экспериментов. Поэтому, для последующих расчетов наиболее целесообразным является применение методики 1, позволяющей наиболее точно описать зону разрушения с учетом полученных данных на экспериментальных образцах.

Таблица 4.2 – Сопоставление расчетных и фактических зон разрушения

Номер образца	12	13	14	15	3	4	1	5	9	8	10	11
Боковое давление, МПа	0	0	0	15	15	15	30	30	30	45	45	45
Предел прочности на сжатие, МПа	84,73	85,37	131,1	163,5	43,8	63,5	99,8	71,6	41,9	64,4	55,3	62,7
Предел прочности на растяжение, МПа	7,7	7,8	12,0	14,9	4,0	5,8	9,1	6,5	3,8	5,9	5,0	5,7
Коэффициент Пуассона	0,2	0,17	0,2	0,183	0,26	0,24	0,23	0,33	0,2	0,2	0,28	0,17
Коэффициент бокового распора	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Диаметр зоны трещинообразования (методика 1), мм	121,95	117,99	91,16	48,69	71,02	65,55	42,60	49,45	45,59	34,73	38,00	33,84
Средний диаметр зоны трещинообразования (методика 1), мм	110,37			61,7			45,9			35,5		
Диаметр зоны трещинообразования (методика 2), мм	98,96	98,59	79,56	38,92	44,73	43,60	29,55	30,12	30,75	23,44	23,54	23,46
Средний диаметр зоны трещинообразования (методика 2), мм	92,37			42,42			30,14			23,48		
Фактическая зона разрушения, мм	60,0*	60,0*	60,0*	60,0*	60,0*	60,0*	53,0	56,0	60	раскрытие трещин		
Средняя фактическая зона, мм	60			60			56,3			---		

*- зона разрушения ограничена размерами образцов

4.4 Определение устойчивости неразрушенного участка междускважинного целика

Поскольку для создания зоны разупрочнения исключительно взрывным способом путем взрывания рассредоточенных зарядов с воздушным промежутком расчетные расстояния между скважинами должны быть меньше, чем при бурении стандартных разгрузочных скважин, применение такого подхода принято нецелесообразным. Однако, образованные в результате взрыва зоны трещинообразования вокруг скважин инициируют начало деформационных процессов вглубь междускважинного целика, расположенного между скважинами. Также, ввиду развития трещиноватости, конфигурация данного междускважинного целика будет отличаться от исходной. Поэтому, вполне обосновано определение предельной несущей способности неразупрочненного участка междускважинного целика сформированного с учетом воздействия взрыва.

Как было указано в разделе 1.4, методологической основой для расчета расстояния между разгрузочными скважинами для условия рудников Талнаха является гипотеза Турнера-Шевякова [18], применяемая для расчета устойчивости целиков.

Поскольку массив горных пород между скважинами можно принять как ленточный целик, то условие прочности в этом случае имеет вид (4.8) [33]:

$$q = \frac{\gamma H K_3 K_H K_\alpha}{\sigma_{сж} K_{вр} K_{со}}, \quad (4.8)$$

где γ – удельный вес налегающих горных пород, Н/м³,

H – глубина ведения работ, м,

K_3 – коэффициент запаса прочности ($K_3 = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3$; K_1 – коэффициент, учитывающий вариации прочностных характеристик при выборе среднего значения прочности пород в образце,

$K_1 = 1,4$; K_2 – коэффициент неоднородности напряжений в сечении целика, имеющая тот же порядок, что и неоднородность прочностных характеристик вследствие того, что эти величины сопряженные, $K_2 = 1,4$; K_3 – коэффициент отклонения фактических размеров целика, $K_3 = 1,1$),

K_H – коэффициент нагрузки,

K_α – коэффициент влияния угла падения рудного тела (для целиков, располагаемых длинной осью по падению: $K_\alpha = \cos^2 \alpha + \lambda \cdot \sin^2 \alpha$; для целиков, ориентированных длинной осью по простиранию:

$$K_\alpha = \frac{\lambda \cdot \sin \alpha}{\cos \beta \cdot \sin (\alpha - \beta)}, \quad \alpha \quad - \quad \text{угол} \quad \text{падения}, \quad \text{град};$$

$\beta = \alpha - \arctg(\lambda \cdot \tg \alpha)$, β – угол наклона напряжений, град.),

$\sigma_{сж}$ – прочность горных пород на сжатие, Па,

$K_{вр}$ – коэффициент, учитывающий длительность существования целиков (в расчетах принимается $K_{вр} = 1$),

K_{co} – коэффициент структурного ослабления.

Коэффициент структурного ослабления K_{co} можно определить приблизительно, исходя из средней трещиноватости массива (таблица 4.3).

Таблица 4.3 – Значения коэффициента структурного ослабления K_{co} при сжатии [33]

Число трещин на 1 п.м.	Нарушенность	Угол падения трещин, градус		
		0-20	20-30	30-50
<4	слабая	0,50-0,60	0,35-0,50	0,30-0,35
4-10	средняя	0,35-0,40	0,30-0,35	0,25-0,30
10-20	сильная	0,30-0,35	0,25-0,30	0,20-0,25
>20	весьма сильная	0,25-0,30	0,20-0,25	0,10-0,20

Определение ширины целика производится с учетом коэффициента формы целика K''_{ϕ} (4.9):

$$q(a_n + l) = a_n \cdot K''_{\phi}, \quad (4.9)$$

где a_n – ширина целика, м,

l – ширина пролета, м,

K''_{ϕ} - коэффициент формы ($K''_{\phi} = \frac{a_n}{h}$, h - высота целика, м).

После проведения взрывных работ прискважинная зона будет нарушена трещинами, что может привести к потере ее несущей способности. Поэтому необходимо определить устойчивость участка междускважинного целика, не нарушенного трещинами от ведения взрывных работ. Неравномерность развития зоны трещин из-за наличия НДС массива влияет также и на высоту междускважинного целика, что отразится на значении коэффициента K''_{ϕ} . Формула (4.9) примет следующий вид (4.10):

$$q(a_n + d_{\text{разр}(r)}) = a_n \cdot \frac{a_n}{d_{\text{разр}(B)}}. \quad (4.10)$$

Расстояние между скважинами приближенно определяется по формуле (4.11):

$$a = a_n + d_{\text{разр}(r)}. \quad (4.11)$$

4.5 Параметры буровзрывных работ

Параметры буровзрывных работ должны обеспечивать как достаточное разупрочнение участка горных пород, способствующее снижению его несущей способности (разгрузке) так и экономическую эффективность, выраженную в уменьшении объемов бурения скважин, поскольку последнее является очень энергоемким и трудозатратным процессом [20].

Схема бурения скважин представлена на рисунках 4.3 и 4.4.

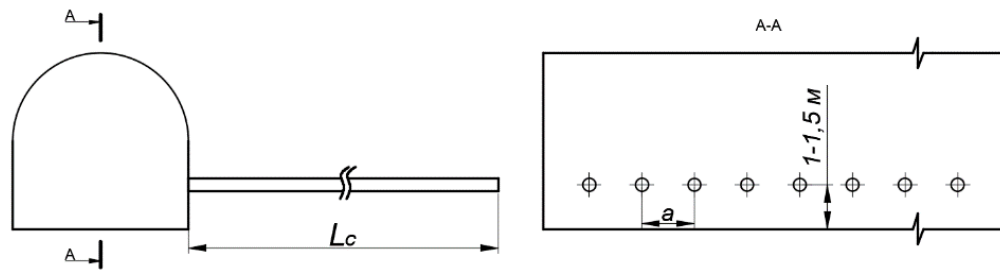


Рисунок 4.3 – Схема бурения скважин

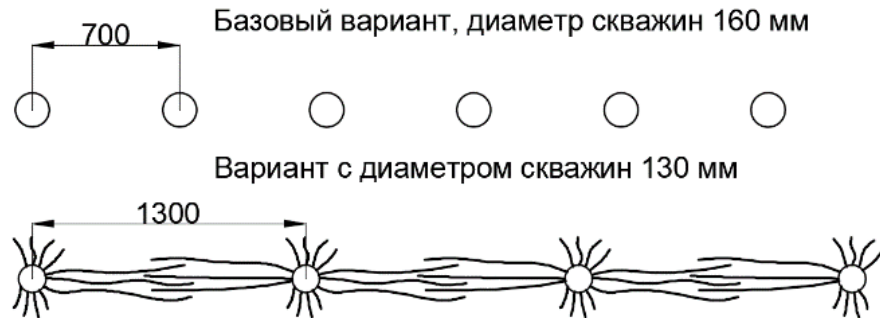


Рисунок 4.4 – Варианты бурения разгрузочных скважин исходя из диаметра (размеры показаны условно) [40]

Взрывные скважины должны буриться из бортов передовых выработок, попадающих в сорокаметровую зону влияния опорного давления, и имеющих защитную зону. Длина скважин должна составлять 25 м. Бурение скважин осуществляется на высоте 1 – 1,5 метра от почвы [40].

Предлагаемые параметры БВР соответствуют различным вариантам рассредоточения зарядов в зависимости от прочности и нарушенности массива горных пород:

- вариант № 1 - диаметр патрона Аммонита № 6ЖВ 90 мм, рассредоточение – 2 длины патрона (1000 мм);
- вариант № 2 - диаметр патрона 90 мм, рассредоточение – 1,5 длины патрона (750 мм);
- вариант № 3 - диаметр патрона 90 мм, рассредоточение – 1 длина патрона (500 мм);
- вариант № 4 - диаметр патрона 90 мм, рассредоточение – 0,5 длины патрона (250 мм).

Согласно проведенным модельным испытаниям (раздел 3.3), имитирующим поведение массива богатых руд в разных условиях напряженного состояния при взрыве заряда, аналогично предложенному варианту № 3, получено значительное уменьшение как прочностных, так и деформационных характеристик. Вариант № 4 возможен к применению для более прочных и крепких пород (роговики) при условии взрывания заряда ВВ по ступеням. Возможен также вариант, где производится сдваивание патронов аммонита №6 ЖВ.

В таблице 4.4 представлены результаты расчетов расстояний между заряжаемыми скважинами в зависимости от прочностных свойств образца и нарушенности массива горных пород как это сделано для разгрузки скважинами в указаниях [55,56]. В таблицах 4.5-4.7. представлено сравнение параметров при взрывной разгрузке и при условии применения

разгрузочных скважин с расстояниями между ними 0,9, 1,1 и 1,3 м. Графические зависимости расстояний между скважинами от предела прочности на сжатие представлены на рисунке 4.5-4.6.

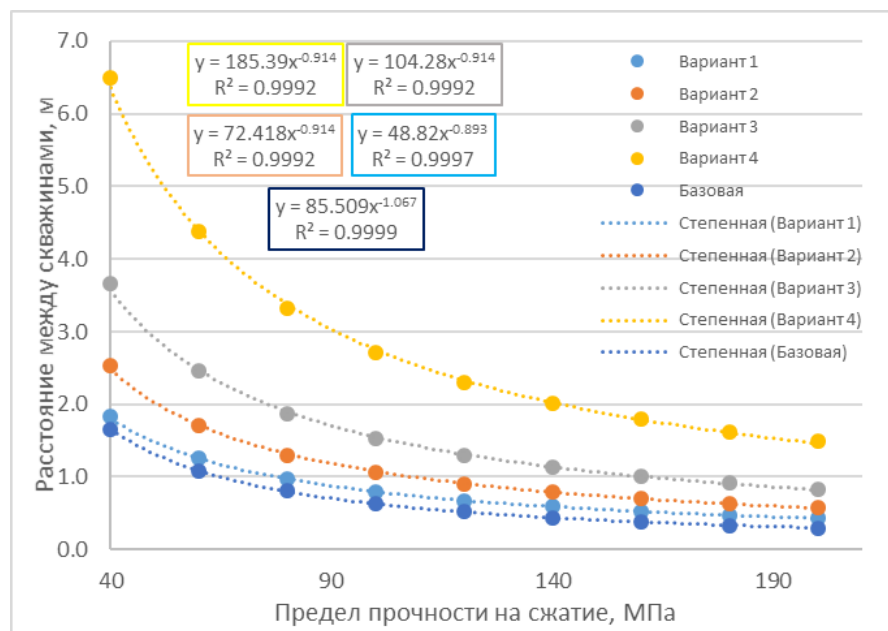


Рисунок 4.5 – Зависимости расстояний между скважинами при различных параметрах раскрепления от предела прочности на сжатие (для массива слабой нарушенности)

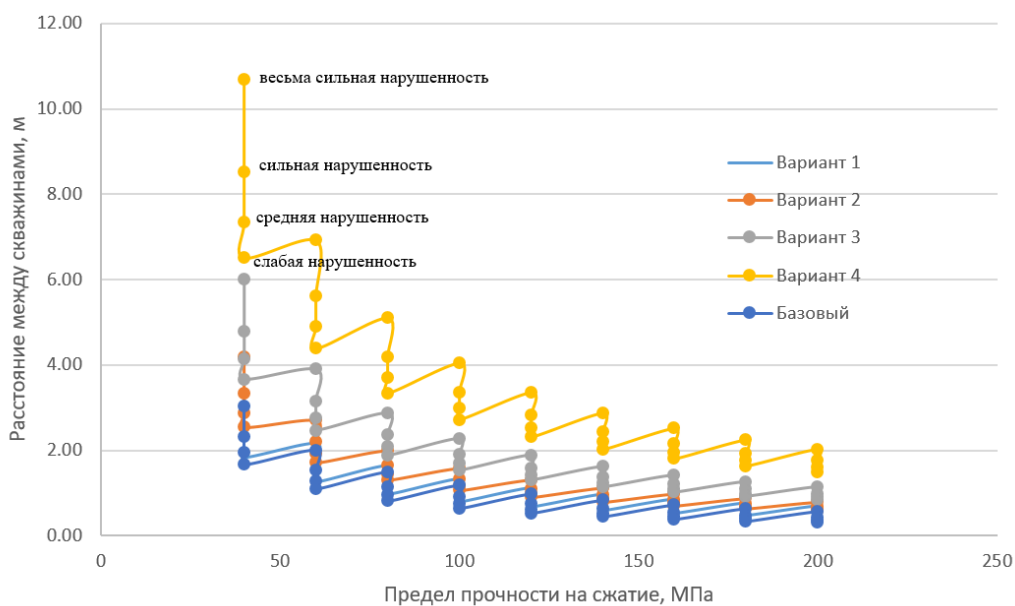


Рисунок 4.6 – Зависимости расстояния между скважинами при различных параметрах раскрепления от предела прочности на сжатие и нарушенности массива

Таблица 4.4 – Расстояния между скважинами при различных значениях прочности и нарушенности массива горных пород (диаметр 130 мм)

Предел прочности пород на сжатие, МПа	Нарушенность	Патрон через 2 патрона		Патрон через 1,5 патрона		Патрон через 1 патрон		Патрон через 0,5 патрона	
		Падение	Простирание	Падение	Простирание	Падение	Простирание	Падение	Простирание
40	Весьма сильная	3,20	3,31	4,17	4,30	6,01	6,19	10,68	11,01
	Сильная	2,49	2,58	3,33	3,43	4,79	4,93	8,51	8,77
	Средняя	2,11	2,18	2,87	2,96	4,13	4,26	7,35	7,56
	Слабая	1,83	1,89	2,54	2,61	3,66	3,76	6,51	6,69
60	Весьма сильная	2,17	2,24	2,70	2,78	3,89	4,01	6,92	7,12
	Сильная	1,69	1,75	2,19	2,25	3,15	3,24	5,60	5,76
	Средняя	1,44	1,49	1,91	1,96	2,75	2,83	4,89	5,02
	Слабая	1,26	1,30	1,71	1,75	2,46	2,53	4,38	4,49
80	Весьма сильная	1,65	1,70	1,99	2,05	2,87	2,95	5,10	5,24
	Сильная	1,29	1,34	1,64	1,68	2,35	2,42	4,19	4,29
	Средняя	1,10	1,14	1,44	1,48	2,08	2,13	3,69	3,78
	Слабая	0,97	1,00	1,30	1,33	1,87	1,92	3,33	3,41
100	Весьма сильная	1,34	1,38	1,58	1,62	2,27	2,33	4,04	4,14
	Сильная	1,05	1,09	1,31	1,34	1,89	1,93	3,36	3,44
	Средняя	0,90	0,93	1,17	1,19	1,68	1,72	2,98	3,05
	Слабая	0,79	0,81	1,06	1,08	1,53	1,56	2,71	2,77
120	Весьма сильная	1,13	1,16	1,31	1,34	1,88	1,93	3,35	3,43
	Сильная	0,89	0,92	1,10	1,12	1,58	1,62	2,81	2,88
	Средняя	0,76	0,79	0,98	1,00	1,42	1,45	2,52	2,57
	Слабая	0,67	0,69	0,90	0,92	1,30	1,32	2,30	2,35
140	Весьма сильная	0,98	1,01	1,12	1,15	1,61	1,65	2,87	2,93
	Сильная	0,77	0,80	0,95	0,97	1,37	1,40	2,43	2,48
	Средняя	0,67	0,69	0,85	0,87	1,23	1,26	2,19	2,23
	Слабая	0,59	0,61	0,79	0,80	1,13	1,15	2,01	2,05
160	Весьма сильная	0,86	0,89	0,98	1,00	1,41	1,44	2,51	2,57
	Сильная	0,69	0,71	0,84	0,85	1,21	1,23	2,14	2,19
	Средняя	0,59	0,61	0,76	0,77	1,09	1,11	1,94	1,98
	Слабая	0,52	0,54	0,70	0,71	1,01	1,03	1,79	1,83
180	Весьма сильная	0,77	0,80	0,87	0,89	1,26	1,29	2,24	2,29
	Сильная	0,62	0,64	0,75	0,77	1,08	1,10	1,92	1,96
	Средняя	0,53	0,55	0,68	0,70	0,99	1,00	1,75	1,78
	Слабая	0,47	0,49	0,63	0,65	0,91	0,93	1,63	1,65
200	Весьма сильная	0,70	0,72	0,79	0,81	1,14	1,16	2,02	2,06
	Сильная	0,56	0,58	0,68	0,70	0,98	1,00	1,75	1,78
	Средняя	0,49	0,50	0,62	0,64	0,90	0,92	1,60	1,63
	Слабая	0,43	0,45	0,58	0,59	0,84	0,85	1,49	1,51

Таблица 4.5 – Предлагаемые параметры БВР по сравнению с базовым вариантом (расстояние между разгрузочными скважинами 0,9 м)

Параметры	Размерность	Варианты рассредоточения зарядов				Базовый вариант
		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	
Диаметр скважины, d_c	мм	130	130	130	130	130
Расстояние между скважинами, a	м	1,1	1,31	1,89	3,36	0,9
Длина участка под разгрузку, $L_{ц}$	м	120	120	120	120	120
Диаметр патрона, $d_з$	мм	90	90	90	90	
Длина скважины, L_c	м	25	25	25	25	25
Недозаряд, $L_{нед}$	м	5,0	5,0	5,0	5,0	
Масса 1 патрона ВВ, $m_{п}$	кг	3,0	3,0	3,0	3,0	
Длина патрона ВВ, $L_{п}$	мм	500	500	500	500	
Расстояние между патронами ВВ, $L_{пр}$	мм	1000	750	500	250	
Линейная плотность заряда, $\rho_{л}$	кг/м	1,95	2,40	3,00	3,90	
Число патронов ВВ (на скважину), $N_{п}$	шт	13,0	16,0	20,0	26,0	
Масса заряда (на скважину), Q_c	кг	39,0	48,0	60,0	78,0	
Число скважин, N_c	шт	114	92	63	36	133
Шпурометры, $L_{ш}$	шпм	2850,0	2300,0	1575,0	900,0	3325,0
Число патронов ВВ, $N_{общ}$	шт	1482	1472	1260	936	
Масса заряда, Q	кг	4446	4416	3780	2808	
Длина ДШ на разгрузку (без учета магистрали)	м	800,0	800,0	800,0	800,0	

Таблица 4.6 – Предлагаемые параметры БВР по сравнению с базовым вариантом (расстояние между разгрузочными скважинами 1,1 м)

Параметры	Размерность	Варианты рассредоточения зарядов				Базовый вариант
		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	
Диаметр скважины, d_c	мм	130	130	130	130	130
Расстояние между скважинами, a	м	1,3	1,71	2,46	4,38	1,10
Длина участка под разгрузку, $L_{ц}$	м	120	120	120	120	120
Диаметр патрона, $d_з$	мм	90	90	90	90	
Длина скважины, L_c	м	25	25	25	25	25
Недозаряд, $L_{нед}$	м	5,0	5,0	5,0	5,0	
Масса 1 патрона ВВ, $m_{п}$	кг	3,0	3,0	3,0	3,0	
Длина патрона ВВ, $L_{п}$	мм	500	500	500	500	
Расстояние между патронами ВВ, $L_{пр}$	мм	1000	750	500	250	
Линейная плотность заряда, $\rho_{л}$	кг/м	1,95	2,40	3,00	3,90	
Число патронов ВВ (на скважину), $N_{п}$	шт	13,0	16,0	20,0	26,0	
Масса заряда (на скважину), Q_c	кг	39,0	48,0	60,0	78,0	
Число скважин, N_c	шт	95	70	49	27	109
Шпурометры, $L_{ш}$	шпм	2375,0	1750,0	1225,0	675,0	2725
Число патронов ВВ, $N_{общ}$	шт	1235	1120	980	702	
Масса заряда, Q	кг	3705	3360	2940	2106	
Длина ДШ на разгрузку (без учета магистрали)	м	800,0	800,0	800,0	800,0	

Таблица 4.7 – Предлагаемые параметры БВР по сравнению с базовым вариантом (расстояние между разгрузочными скважинами 1,3 м)

Параметры	Размерность	Варианты рассредоточения зарядов				Базовый вариант
		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	
Диаметр скважины, d_c	мм	130,0	130,0	130,0	130,0	130
Расстояние между скважинами, a	м	1,44	1,91	2,75	4,89	1,3
Длина участка под разгрузку, $L_{ц}$	м	120,0	120,0	120,0	120,0	120
Диаметр патрона, $d_з$	мм	90,0	90,0	90,0	90,0	
Длина скважины, L_c	м	25,0	25,0	25,0	25,0	25
Недозаряд, $L_{нед}$	м	5,0	5,0	5,0	5,0	
Масса 1 патрона ВВ, $m_{п}$	кг	3,0	3,0	3,0	3,0	
Длина патрона ВВ, $L_{п}$	мм	500	500	500	500	
Расстояние между патронами ВВ, $L_{пр}$	мм	1000	750	500	250	
Линейная плотность заряда, $\rho_{л}$	кг/м	1,95	2,40	3,00	3,90	
Число патронов ВВ (на скважину), $N_{п}$	шт	13,0	16,0	20,0	26,0	
Масса заряда (на скважину), Q_c	кг	39,0	48,0	60,0	78,0	
Число скважин, N_c	шт	83,0	63,0	44,0	25,0	92,0
Шпурометры, $L_{ш}$	шпм	2075,0	1575,0	1100,0	625,0	2300,0
Число патронов ВВ, $N_{общ}$	шт	1079	1008	880	650	
Масса заряда, Q	кг	3237	3024	2640	1950	
Длина ДШ на разгрузку (без учета магистрали)	м	800,0	800,0	800,0	800,0	

Отметим, что конструкция заряда представляет собой гирлянду из патронов аммонита №6 ЖВ диаметром 90 мм и массой 3 кг и детонирующего шнура (ДШ). Принципиальная схема конструкций заряда представлена на рисунке 4.7.

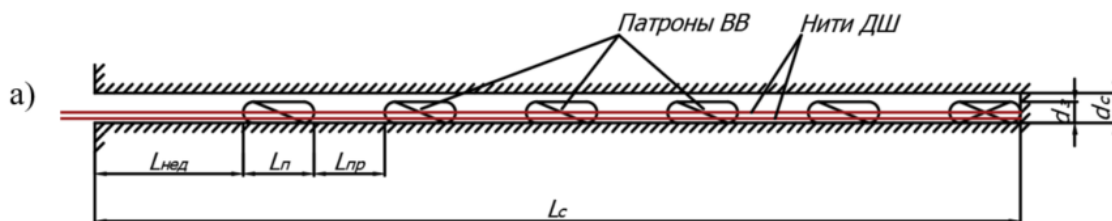


Рисунок 4.7 – Конструкция заряда с промежутками между патронами ВВ (для патронов диаметром 90 мм)

4.6 Заряжание субгоризонтальных скважин

Заряжание скважин рассредоточенными зарядами ВВ производится путем их подачи при помощи наращиваемых алюминиевых штанг. Передовая штанга должна быть оборудована крюком. Патроны ВВ должны быть обвязаны веревкой, ближайший к забою патрон должен быть с петлей, для удобного зацепления крюком. Возможно также производить подачу заряда деревянными шестами, которые используются для ликвидации зависаний в рудоспусках. Соединение штанг осуществляется при помощи алюминиевых крепежей (или крепежей из иных материалов, не имеющих свойство накапливать статическое электричество). Запрещается соединять штанги стальными или полимерными крепежами. Крепежи не должны иметь острых кромок, чтобы избежать зацепления патронов ВВ и стенок скважин. Порядок заряжания рассредоточенного заряда в скважину представлен на рисунке 4.8.

Схема представления заряда	Описание
	<p>Формирование заряда из 4-5 патронов. Зацепление передней штангой за петлю. Начало заряжения</p>
	<p>Заряжение передней части заряда до забоя скважины путем наращивания штанг</p>
	<p>Извлечение штанг</p>
	<p>Установка фальшпатрона с длиной, равной длине рассредоточения между зарядами (опционально)</p>
	<p>Подача последующих частей заряда до требуемой длины. При подаче зарядов, необходимо поддерживать ДШ в легком натяжении</p>
	<p>Заряжение до требуемой длины. Забутовка устьев скважин забойкой</p>

Рисунок 4.8 – Порядок заряжения горизонтальной скважины рассредоточенным зарядом по частям

На практике зарядание субгоризонтальных скважин является весьма трудоемкой задачей, поскольку в данном случае нельзя доставить заряд ВВ к забою скважин под собственным весом; напротив, собственный вес заряда будет препятствовать заряданию. Применение механизации при зарядании скважин рассредоточенным патронированным зарядом ВВ также невозможно. Поэтому единственно возможным вариантом остается ручное зарядание. В случае создания и дальнейшего развития технологических процессов по производству эмульсионных ВВ для подземных условий (Subtek и т.п.) возможно рассмотрение полуавтоматизированной технологии зарядания скважин String Loading, что нашло свое применение в зарядании контурных шпуров при проходке горизонтальных горных выработок.

Для оценки возможности ручного зарядания глубоких субгоризонтальных скважин было произведено «зарядание» скважины массогабаритным макетом. Подготовка массогабаритного макета проводилась на базе Центра геодинамической безопасности ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель». За основу были взяты пластиковые бутылки объемом 1,5 л, соединенные попарно (рисунок 4.9). Таким образом, при наполнении их водой достигалась необходимая масса патрона аммонита № 6 ЖВ диаметром 90 мм при сопоставимых геометрических параметрах.



Рисунок 4.9 – Основание для макета заряда: а) пластиковые бутылки объемом 1,5 л, общий вид; б) попарное соединение бутылок «дном ко дну»

Для подачи макета заряда в скважину применялись наращиваемые алюминиевые штанги (рисунок 4.10) с резьбовым соединением. Общий метраж штанг составил 28 м. Передовая штанга оснащена медным крюком для зацепления заряда петлей из веревки.



Рисунок 4.10 – Алюминиевая штанга

Проведение «зарядания» производилось на руднике «Октябрьский» в горной выработке с недавно пробуренными разгрузочными скважинами диаметром 130 мм и глубиной 25 м. Бурение скважин осуществлялось под углом в 10 градусов по восстанию.

В шахтных условиях производилось наполнение бутылок водой и обвязка их сдвоенной капроновой веревкой с петлей на первом патроне. Пластиковая термоусадка выполняла роль детонирующего шнура. Был сформирован передовой заряд из 4-х «патронов» общей массой 12 кг (рисунок 4.11 а, б).

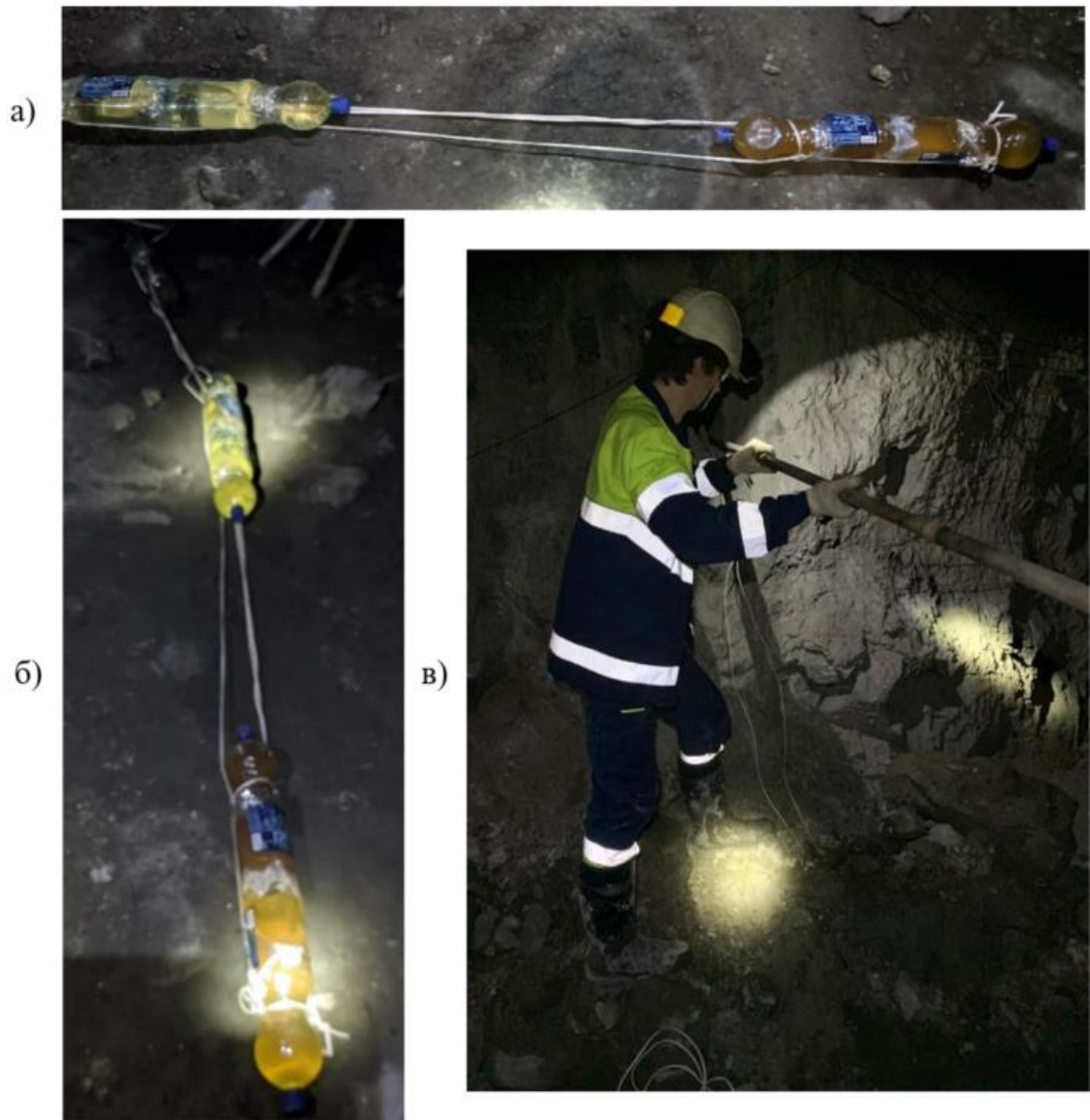


Рисунок 4.11 – Макет заряда: а) первые два патрона; б) общий вид; в) процесс «заряжания» скважины

При зарядании крюк первой штанги зацеплялся за первый патрон, и штанга протаскивалась в скважину (рисунок 4.11 в). Затем производилось наращивание штанг (по 2-3 штуки). При достижении забоя скважины крюк вынимался из петли и производился разбор штанг. Затем процедура повторялась до полного «заряжания» скважины. За 4 цикла был установлен в скважину макет заряда, состоящий из 16 патронов общей массой 48 кг.

4.7 Геомеханическое обеспечение работ

Оценку удароопасности участков массива горных пород подлежащих разгрузке необходимо производить согласно [55,56] Для оценки удароопасности разгружаемого участка массива горных пород, необходимо бурить веер керновых скважин глубиной 10-15 м с последующим отбором проб интервалами через 1 м для оценки напряженного состояния по дискованию керна. Дополнительно, в виду имеющего объема бурения рекомендуется производить оценку удароопасности массива горных пород путем проведения инструментальных замеров разрушения стенок технологических (взрывных скважин) с последующим пересчетом на значения напряжений, что реализовано в [42].

4.8 Оценка экономической эффективности

Оценка экономической эффективности вполне обоснована для прогнозирования возможности применения предлагаемого способа разгрузки массива горных пород в зависимости от прочности и нарушенности массива горных пород.

Расчет произведен на примере рудника «Скалистый», где объемы бурения разгрузочных скважин диаметром 130-160 мм в год составляют порядка 54900 п.м. Задача экономического расчета в этом случае состоит в оценке объемов бурения при взрывных работах и расходов на взрывные работы непосредственно. Расчет выполнен как на разгрузку одного целика протяженностью 120 м, так и годовой объем работ.

Снижение объема бурения скважин определялось исходя из длины разгружаемого участка массива 120 м по следующей формуле (4.12):

$$\Delta l_{\text{бур}} = \frac{l_{\text{разгр}}}{l_{\text{взр}}}, \quad 4.12$$

где $l_{\text{разгр}}$ – шпурометры на бурение разгрузочных скважин, м; $l_{\text{взр}}$ – шпурометры на бурение скважин для взрывной разгрузки, м.

Объемы бурения скважин для взрывной разгрузки определялись по формуле (4.13):

$$l_{\text{взр год}} = \frac{l_{\text{разгр год}}}{\Delta l_{\text{бур}}}, \quad 4.13$$

где $l_{\text{разгр год}}$ – годовой объем бурения разгрузочных скважин, м.

В качестве примера представлены результаты расчета экономической эффективности при пределе прочности горной породы в образце 80 МПа и весьма сильной, и слабой нарушенности (таблицы 4.8, 4.9). Расчеты для остальных параметров представлены в Приложении В.

Таблица 4.8 – Сравнение экономической эффективности при применении взрывной и скважинной разгрузки (предел прочности горной породы 80 МПа, весьма сильная нарушенность)

Основные параметры	Размерность	Вариант с отрезной щелью (весьма сильная нарушенность)				Базовый вариант
		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	
Диаметр скважины	мм	130	130	130	130	130
Расстояние между скважинами	м	1,65	1,99	2,87	5,10	1,49
Длина целика под разгрузку	м	120	120	120	120	120
Диаметр заряда	мм	90	90	90	90	
Длина скважины	м	25	25	25	25	25
Недозаряд	м	5,0	5,0	5,0	5,0	
Длина патрона ВВ	мм	500	500	500	500	
Расстояние между патронами ВВ	м	1,00	0,75	0,50	0,25	
Линейная плотность заряда	кг/м	2,0	2,4	3,0	3,9	
Число патронов ВВ (1 скважина)	шт	13	16	20	26	
Масса заряда (1 скважина)	кг	39	48	60	78	
Число скважин	шт	73	60	42	24	81
Шпурометры	шпм	1825	1500	1050	600	2025
Число патронов ВВ	шт	949	960	840	624	
Масса заряда	кг	2847	2880	2520	1872	
Длина ДШ на разгрузку	м	7300	6000	4200	2400	
Затраты на аммонит №6ЖВ	млн. руб.	0,30	0,31	0,27	0,20	
Затраты на ДШ	млн. руб.	0,13	0,11	0,08	0,04	
Затраты на забойку	млн. руб.	0,06	0,05	0,04	0,02	
Затраты на бурение скважин	млн. руб.	3,7	3,0	2,1	1,2	4,1
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м	млн. руб.	4,2	3,6	2,6	1,6	4,1
Стоимость разгрузки одного шпурометра	тыс. руб.	2,3	2,4	2,5	2,6	2,0
Снижение объема бурения разгрузочных скважин		1,1	1,4	1,9	3,4	1,0
Объем бурения разгрузочных скважин	м	49477,8	40666,7	28466,7	16266,7	54900
Затраты на разгрузку	млн. руб.	115,1	96,6	69,9	42,3	109,8
Экономический эффект по руднику в год	млн. руб. год.	-5,3	13,2	39,9	67,5	130

Таблица 4.9 – Сравнение экономической эффективности при применении взрывной и скважинной разгрузки (предел прочности горной породы 80 МПа, слабая нарушенность)

Основные параметры	Размерность	Вариант с отрезной щелью (слабая нарушенность)				Базовый вариант
		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	
Диаметр скважины	мм	130	130	130	130	130
расстояние между скважинами	м	0,97	1,30	1,87	3,33	0,80
Длина целика под разгрузку	м	120	120	120	120	120
Диаметр заряда	мм	90	90	90	90	
Длина скважины	м	25,0	25,0	25,0	25,0	25
Недозаряд	м	5,0	5,0	5,0	5,0	
Длина патрона ВВ	мм	500	500	500	500	
Расстояние между патронами ВВ	м	1,00	0,75	0,50	0,25	
Линейная плотность заряда	кг/м	2,0	2,4	3,0	3,9	
Число патронов ВВ (1 скважина)	шт	13,0	16,0	20,0	26,0	
Масса заряда (1 скважина)	кг	39,0	48,0	60,0	78,0	
Число скважин	шт	124	92	64	36	149
Шпурометры	шпм	3100	2300	1600	900	3725
Число патронов ВВ	шт	1612	1472	1280	936	
Масса заряда	кг	4836	4416	3840	2808	
Затраты на Аммонита №бЖВ	млн. руб.	0,52	0,47	0,41	0,30	0,0
Затраты на ДШ	млн. руб.	0,22	0,17	0,12	0,06	0,0
Затраты на забойку	млн. руб.	0,10	0,08	0,05	0,03	0
Затраты на бурение скважин	млн. руб.	6,2	4,6	3,2	1,8	7,5
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м	млн. руб.	7,1	5,4	3,9	2,3	7,5
Стоимость разгрузки одного шпурометра	тыс. руб.	2,3	2,4	2,4	2,5	2,0
Снижение объема бурения разгрузочных скважин		1,2	1,6	2,3	4,1	1,0
Объем бурения разгрузочных скважин	м	45688,6	33898,0	23581,2	13264,4	54900
Затраты на разгрузку	млн. руб.	105,3	79,8	57,2	33,8	109,8
Экономический эффект по руднику в год	млн. руб. год.	4,5	30,0	52,6	76,0	

Анализ выполненных укрупненных экономических расчетов показывает, что в случае сильной трещиноватости вариант с самым большим рассредоточением зарядов ВВ является нерентабельным. Объемы бурения скважин по сравнению с базовым методом отличаются незначительно, а имеющиеся операционные расходы непосредственно только на взрывные работы увеличивают стоимость разгрузки массива. В случае слабой нарушенности вариант № 1 и базовая разгрузка сопоставимы по стоимости. Наиболее перспективными вариантами являются варианты № 2 и № 3. При варианте № 4 очень вероятно сильное разрушение массива горных пород при ведении взрывных работ.

4.9 Выводы по главе 4

1. Разработана методика расчета междускважинного расстояния в случае разгрузки массива взрывным способом. Определены параметры буровзрывных работ при различных вариантах рассредоточения: патрон через 2 патрона, патрон через 1,5 патрона, патрон через 1 патрон, патрон через 0,5 патрона.

2. Выполнена оценка трудоемкости заряжания субгоризонтальных глубоких скважин в условиях рудника «Октябрьский». В результате «заряжания» субгоризонтальной скважины, модельный заряд был установлен отдельно за 4 цикла.

3. Произведено сравнение экономической эффективности при разгрузке массива взрывным способом и стандартным методом разгрузки. При применении рассредоточения зарядов по варианту № 1 в условиях сильнонарушенных пород наблюдается отрицательный экономический эффект, не позволяющий эффективно использовать БВР в этих условиях.

4. Вариант рассредоточения по варианту №4 обеспечивает избыточную нарушенность массива, что может привести к значительному нарушению контура выработки и разрушению крепи. Вариант 1 напротив, может быть недостаточным для разгрузки массива горных пород.

5. Результаты исследований подтверждается, что наиболее предпочтительными вариантами разупрочнения массива горных пород являются варианты по № 2 и № 3.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации рассмотрено влияние воздействия взрывного нагружения на изменение как физико-механических свойств, так и степени склонности к удароопасности массива горных пород, сложенных из сплошных сульфидных руд. Полученные результаты могут быть использованы для решения актуальной научной задачи – разработки способа снижения удароопасности массива сплошных сульфидных руд в условиях сложного напряженного состояния, имеющей значение для развития горнодобывающей промышленности.

Выполненные исследования позволяют сделать следующие выводы и рекомендации:

1. Упругие свойства сплошных сульфидных руд в массиве в виду своей слабой нарушенности незначительно отличаются от упругих свойств в образце. Это позволяет производить описание поведения массива при помощи модельных испытаний.

2. Установлена зависимость изменения прочностных свойств сплошных сульфидных руд при их разупрочнении взрывным способом рассредоточенными зарядами с воздушным промежутком от действия напряженно-деформированного состояния. Зависимость линейная и имеет вид: $K_{\sigma_{сж}} = -0,039\sigma_l + 4,21$.

3. Определены зависимости изменения деформационных свойств сплошных сульфидных руд при их разупрочнении взрывным способом рассредоточенными зарядами с воздушным промежутком от действия напряженно-деформированного состояния. Зависимости также линейные и имеют вид: для модуля деформации - $K_{E_d} = -0,042\sigma_l + 4,69$, для модуля упругости - $K_{E_y} = -0,02\sigma_l + 2,79$.

4. Получена количественная оценки уменьшения прочностных и деформационных свойств сплошных сульфидных руды в результате применения мероприятий по предупреждению горных ударов, произведена оценка удароопасности модельных образцов. В случае разупрочнения взрывом все образцы были неудароопасными.

5. Разработаны рекомендации для обоснования параметров буровзрывных работ для разгрузки массива горных пород с применением рассредоточенных зарядов с воздушным промежутком в условиях рудников «Октябрьского» и «Галнахского» месторождений. В качестве дополнительного метода прогноза удароопасности предлагается производить оценку напряженного состояния по состоянию стенок скважин, что обеспечит большую информативность без увеличения объемов бурения скважин.

Дальнейшее развитие темы диссертации предполагает проведение натуральных исследований, связанных с корректировкой параметров буровзрывных работ и оценкой их влияния на напряженно-деформированное состояние разгруженного участка массива сплошных сульфидных руд.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Азаркович, А. Е. Взрывные работы вблизи охраняемых объектов / А. Е. Азаркович, М. И. Шуйфер, А. П. Тихомиров – М.: Недра, 1983. – 136 с.
2. Аксенов, А. А. Применение метода акустической эмиссии для прогноза удароопасности массива горных пород / А. А. Аксенов, И. А. Ожиганов, О. А. Исьянов // Горный журнал. – 2014. – № 9. – С. 82–84.
3. Бирючев, И. В. Геомеханическая модель. Часть 2. Использование / И. В. Бирючев, А. Б. Макаров., А. А. Усов // Горный журнал. – 2020. – № 2. – С. 35-44. DOI: 10.17580/gzh.2020.02.04.
4. Боровиков, В. А. Волны напряжений в обводненном трещиноватом массиве. Учебное пособие / В. А. Боровиков, И. Ф. Ванягин, М. Г. Менжулин, С. В. Цирель – Ленинград, 1989. – 85 с.
5. Вохмин, С. А. Методика расчёта параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок / С. А. Вохмин, Г. С. Курчин, А. К. Кирсанов, П. А. Дерягин // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2014. – № 4 (48). – С. 5-9.
6. Геологическое и геомеханическое доизучение в поле шахты «Глубокая» рудника «Скалистый» в контуре залежи богатых руд С-6 Октябрьского месторождения. Физико-механические испытания 24 проб рудных интервалов, интерпретация результатов испытаний. Отчет о НИР (промежуточ.) / Санкт-Петербургский горный университет; рук. Ильинов М. Д.; исполн. Шоков А. Н. [и др.] - СПб., 2022. – 183 с. № 21 155 у.
7. Горпинченко, В. А. Методика определения эффективных параметров разгрузочных скважин для безопасной разработки удароопасных месторождений Норильского промышленного района / В. А. Горпинченко, В. В. Сазнов, А. А. Андреев, В. Б. Вильчинский // Горный журнал. – 2015. – № 6. – С. 68-73. DOI: 10.17580/gzh.2015.06.14.
8. **Господариков, А. П. О некоторых локальных методах предупреждения горных ударов / А. П. Господариков, А. П. Киркин, В. Н. Ковалевский // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2021. – №2. – С. 77-93.**
9. ГОСТ 10180-2012. Бетоны. Методы определения прочности по контрольным образцам = Concretes. Methods for strength determination using reference specimens : межгосударственный стандарт : издание официальное : утвержден и введен в действие Приказом Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии от 27 декабря 2012 г. N 2071-ст : введен взамен ГОСТ 10180-90 : дата введения 2013-07-01 / разработан Научно-исследовательским, проектно-конструкторским и технологическим институтом бетона и

железобетона "НИИЖБ" - филиалом ФГУП "НИЦ "Строительство". – Москва : Стандартинформ, 2013. – IV, 30, [1] с.

10. ГОСТ 17624-2012. Бетоны. Ультразвуковой метод определения прочности = Concrete. Ultrasonic method of strength determination : межгосударственный стандарт : издание официальное : утвержден и введен в действие Приказом Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии от 27 декабря 2012 г. N 1972-ст : введен взамен ГОСТ 17624-87 : дата введения 2014-01-01 / разработан Научно-исследовательским, проектно-конструкторским и технологическим институтом бетона и железобетона им. А. А. Гвоздева (НИИЖБ), подразделением ОАО "НИЦ "Строительство". – Москва : Стандартинформ, 2013. – III, 15, [1] с.

11. ГОСТ 28570-2019. Бетоны. Методы определения прочности по образцам, отобранным из конструкций = Concretes. Methods of strength determination on cores selected from structures : межгосударственный стандарт : издание официальное : утвержден и введен в действие Приказом Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии от 26 апреля 2019 г. N 172-ст : введен взамен ГОСТ 28570-90 : дата введения 2019-09-01 / разработан Научно-исследовательским, проектно-конструкторским и технологическим институтом бетона и железобетона им. А. А. Гвоздева (НИИЖБ им. А. А. Гвоздева) Акционерного общества "Научно-исследовательский центр "Строительство" (АО "НИЦ "Строительство"). – Москва : Стандартинформ, 2019. – II, 12, [1] с.

12. Гоц, А. Н. Численные методы расчета в энергомашиностроении: учеб. пособие. В 2 ч. Ч. 2 / А. Н. Гоц; Владим. гос. ун-т имени Александра Григорьевича и Николая Григорьевича Столетовых. – 2-е изд., испр. и доп. – Владимир: Изд-во ВлГУ, 2013. – 182 с. ISBN 978-5-9984-0318-7.

13. Дорджиев, Д. Ю. Выбор параметров камуфлетного взрывания для снижения удароопасности при отработке рудных месторождений / Дорджиев, Д. Ю. // Записки Горного института. – 2011. – Т. 189. – С. 210-213.

14. Друкованный, М. Ф. Управление действием взрыва скважинных зарядов на карьерах / М. Ф. Друкованный, В. С. Куц, В. И. Ильин – М., Недра, 1980, – 223 с.

15. Еременко, В. А. Методика выбора "динамической" крепи выработок для месторождений склонных и опасных по горным ударам / В. А. Еременко, В. Н. Лушников // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – №12. – С. 5-12.

16. Кадастр физико-механических свойств горных пород месторождений Норильского промышленного района. - Санкт-Петербург, 2018. – 83 с.

17. Казанин, О. И. Численные исследования пучения почвы штреков при применении разгрузочных щелей на шахте «Талдинская-Западная 2» / О. И. Казанин, А. А. Сидоренко,

А. А. Ильинец, В. Ф. Васильев // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2018. – Вып. 3. – С. 171-178.

18. Казикаев, Д. М. Геомеханика подземной разработки руд: учебник для вузов / Д. М. Казикаев – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2005. – 542 с.

19. Карпов, Г. Н. Определение параметров разгрузки массива горных пород на концевых участках монтажной камеры / Г. Н. Карпов, Е. Р. Ковальский, А. Д. Смычник // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 8. – С. 95–107.

20. Киркин, А. П. Формирование защищенных зон буровзрывным способом в условиях глубоких рудников Талнаха / А. П. Киркин // Тезисы докладов XIX Всероссийской конференции-конкурса студентов и аспирантов «Актуальные проблемы недропользования», Санкт-Петербург, СПГУ – 2021. – С. 33-34.

21. Кутузов, Б. Н. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлиненными зарядами взрывчатых веществ / Б. Н. Кутузов, А. П. Андриевский – Новосибирск: Наука, 2002. – 96 с.

22. Кутузов, Б. Н. Разгрузка удароопасных внутриблоковых целиков в районе активных тектонических разломов с использованием энергии / Б. Н. Кутузов, В. Н. Тюпин // Горный журнал. – 2018. – № 1. – С. 54-57.

23. Леонтьев, А. В. Обзор данных инструментального контроля напряжений в массиве Таштагольского месторождения / А.В. Леонтьев // Проблемы недропользования. – 2018. – № 3. – С. 44-52.

24. Ловчиков, А. В. Профилактика горных ударов в низких рудных целиках посредством образования разгрузочных щелей (для условий Ловозерского редкометалльного месторождения) / А. В. Ловчиков, А. В. Земцовский // Вестник МГТУ. – 2019. – №1. – С. 158-166.

25. Лушников, В. Н. Выбор анкерной крепи для выработок, пройденных в шахтах, склонных к горным ударам / В. Н. Лушников, В. А. Еременко, М. П. Сэнди, М. А. Косырева // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2017. — № 3. — С. 86—95. DOI 10.1134/S1062739117032439.

26. Макаров, А. Б. Практическая геомеханика. Пособие для горных инженеров / А. Б. Макаров – М.: «Горная книга», 2006. – 391 с.

27. Марысюк, В. П. Определение параметров скважинных зарядов ВВ при очистной отбойке на основе расчета зон разрушения и районирования руд по физико-механическим свойствам / В. П. Марысюк, Г. В. Сабянин, А. В. Трофимов, А. П. Киркин // Горный журнал. – 2020. – №1. С. 58-62.

28. Марысюк, В. П. Оценка напряженного состояния рудного массива при ведении очистных работ на глубоких рудниках Талнаха / В. П. Марысюк, Г. В. Сабянин, А. А. Андреев, Д. А. Васильев // Горный журнал. – 2020. – №6. – С. 17-22.
29. Марысюк, В. П. Совершенствование способов разгрузки массива скважинами большого диаметра при отработке сульфидных руд / В. П. Марысюк, В. И. Корнейчук, С. Н. Фендер и др. // Горный журнал. – 2014. – №4. – С. 15-18.
30. Масаев, В. Ю. Новые разработки в области проведения капитальных горных выработок в удароопасных породах / В. Ю. Масаев, К. В. Кузнецова // Вестник Научного центра. – 2015. – №4. – С. 30-33.
31. Масаев, Ю. А. Пути совершенствования эффективности сооружения горных выработок в удароопасных породах рудных шахт / Ю. А. Масаев, А. И. Копытов, В. Ю. Масаев // Вестник КузГТУ. – 2017. – №2 (120). – С. 36-42.
32. Методические рекомендации по оценке склонности рудных и нерудных месторождений к горным ударам // Утверждены приказом № 216 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 23.05.2013.
33. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. – Чита, 1986 г. – 126 с.
34. Опыт применения буровзрывных работ для приведения приконтурного массива в неудароопасное состояние на руднике «Октябрьский». Сообщение / ГМОИЦ. Норильский Орден Ленина и Ордена Трудового красного знамени горно-металлургический комбинат имени А. П. Завенягина. Рук.: Рябов Л. Г.; исполн.: Семенякин Н. И. [и др.] – Норильск. 1978. – 71 с.
35. Патент № 2210671 Российская Федерация, МПК E21F 5/00 (2000.01), F42D 3/04 (2000.01) Способ взрывной разгрузки удароопасных участков горного массива : № 2001122599/03 : заявлено 09.08.2001 : опубликовано 20.08.2023 / Галинов Ю. Н. Тюпин В. Н. Фофанов Н. П.; заявитель Акционерное общество открытого типа "Приаргунское производственное горно-химическое объединение". – 9 с. : ил.
36. Петухов, И. М., Механика горных ударов и выбросов / И. М. Петухов, А. М. Линьков – М.: Недра, 1983. – 279 с.
37. Прогноз и предотвращение горных ударов на рудниках / Под ред. И. М. Петухова, К. Н. Трубецкого. – М.: Издательство АГН, 1997. – 376 с.
38. Рыльникова, М. В. Способ разгрузки удароопасных и структурно нарушенных участков месторождений / М. В. Рыльникова, В. А. Еременко, Е. Н. Есина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 12. – С. 32–39.

39. Сабянин, Г. В., Методика выполнения геомеханических работ на руднике «Октябрьский» / Г. В. Сабянин, В. В. Баландин, А. В. Трофимов, С. В. Кузьмин // Горный журнал – 2020. – №6. – С. 11-16. DOI: 10.17580/gzh.2020.06.01.

40. Сабянин, Г. В. Разгрузка массива горных пород взрывным способом на глубоких рудниках ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» / Г. В. Сабянин, С. Ю. Шиленко, А. В. Трофимов, А. П. Киркин // Горный журнал. – 2021. – №2. – С. 32-36.

41. Сальников, В. Л. Обоснование параметров контурного взрывания с учетом напряженно-деформированного состояния массива горных пород при подземной добыче высокоценных руд : специальность 05.15.02 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Сальников Вячеслав Леонидович ; Российский университет дружбы народов – Москва, 1995. – 186 с.

42. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2022663971 Российская Федерация, Программа для оценки зоны разрушения массива горных пород вокруг скважины : № 2022663436: заявлено 19.07.2022 : опубликовано 21.07.2022 / Господариков А. П., Киркин А. П.; заявитель ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет». – 1 с.

43. Семенова, И. Э. Комплексные геомеханические исследования массива горных пород удароопасного месторождение «Олений ручей» при ведении подземных горных работ / И. Э. Семенова, А. В. Земцовский, Д. А. Павлов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 4. – С. 46-55.

44. Сергунин, М. П. Оценка напряжений впереди фронта очистных работ при увеличении ширины зоны разгрузки в условиях Октябрьского и Талнахского месторождений / М. П. Сергунин, А. Э. Алборов, А. А. Андреев, М. А. Буслова // Горный журнал. – 2020. – №6. – С. 38-41.

45. Сидляр, А. В. Геомеханическое обоснование мер безопасности при разработке Николаевского полиметаллического месторождения, опасного по горным ударам / А. В. Сидляр, М. И. Потапчук, А. А. Терёшкин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – №7. – С. 184-194.

46. Сидляр, А. В. Обоснование параметров скважинной разгрузки массива горных пород Николаевского полиметаллического месторождения, опасного по горным ударам / А. В. Сидляр, М. И. Потапчук // Проблемы недропользования. – 2017. – №1 (12). – С. 102-110.

47. Сидоров, Д. В. Методология снижения удароопасности при применении камерно-столбовой системы разработки Североуральских бокситовых месторождений на больших

глубинах / Д. В. Сидоров // Записки Горного института. – 2017. – Т. 223. – С. 58-69. DOI: 10.18454/PMI.2017.1.58.

48. Сидоров, Д. В. Оценка удароопасности при освоении глубоких горизонтов Николаевского месторождения / Д. В. Сидоров, М. И. Потапчук, А. В. Сидляр, Г. А. Курсакин // Записки Горного института. – 2019. – Т. 238. – С. 392-398. DOI 10.31897/PMI.2019.4.392.

49. Сидоров, Д. В. Прогнозирование удароопасности тектонически нарушенного рудного массива на глубоких горизонтах Николаевского полиметаллического месторождения / Д. В. Сидоров, М. И. Потапчук, А. В. Сидляр // Записки Горного института. – 2018. – Т. 234. – С. 604-611.

50. Ставрогин, А. Н. Механика деформирования и разрушения горных пород / А. Н. Ставрогин, А. Г. Протосеня – М.: Недра, 1992. – 224 с.

51. Ставрогин, А. Н. Экспериментальная физика и механика горных пород / А. Н. Ставрогин, Б. Г. Тарасов – СПб.: Наука, 2001. – 342 с.

52. Трушко, В. Л. Оценка напряженно-деформированного состояния очистных выработок полигональной формы при разработке неустойчивых железных руд / В. Л. Трушко, К. В. Созонов // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2019. – № 2. – С. 331-340.

53. Тюпин, В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах: монография. - Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. – 192 с.

54. Тюпин, В. Н. Управление геомеханическим состоянием удароопасных горных массивов на рудниках АОТ «Приаргунское производственное горно-химическое объединение» с использованием энергии взрыва / В. Н. Тюпин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. – № 6. – С. 234-235.

55. Указания по безопасному ведению горных работ на Октябрьском месторождении, склонном и опасном по горным ударам. – Норильск, Санкт-Петербург, 2021. – 106 с.

56. Указания по безопасному ведению горных работ на Талнахском месторождении, склонных и опасных по горным ударам. – Норильск, Санкт-Петербург, 2021. – 107 с.

57. Уфатова, З. Г. Разгрузка удароопасных участков массивов бурением разгрузочных (камуфлетных) скважин в условиях рудников Октябрьский и Таймырский / З. Г. Уфатова // Достижения науки и техники - развитию Норильского промышленного района: сб, материалов региональной научно-технической конференции. - Норильск: НИИ, 2005. – С. 169-171.

58. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых промышленных ископаемых» : официальное издание : утверждены Федеральной службой по экологическому,

технологическому и атомному надзору от 08.12.20 : введены в действие 01.01.21 – Москва : НТЦ ПБ, 2022. – 520 с.

59. Филиппов, В. Н. Прогноз и предупреждение геодинамических явлений при подготовке технологического блока к отработке на Таштагольском месторождении / В. Н. Филиппов А. А. Еременко, А. Н. Александров и др. // ГИАБ. – 2018. – №5. – С. 74-80.
60. Amadei, B. Rock Stress and Its Measurements / B. Amadei O. Stephansson - New York: Chapman and Hall, 1997. - 490 p.
61. Andrieux, P. Application of rock engineering systems to large-scale confined destress blasts in underground pillars. PhD Thesis. Laval University, Quebec, 2005. – 414 p.
62. Andrieux, P. P. Large-scale panel destress blast at Brunswick mine / P. P. Andrieux [and others] // CIM Bulletin. – 2003. – Vol. 96. – P. 78–87.
63. Andrieux, P. The destressability index methodology for the assessment of the likelihood of success of a large-scale confined destress blast in an underground mine pillar / P. Andrieux, J. Hadjigeorgiou // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2008. – Is. 45(3). 407-421. DOI 10.1016/j.ijrmms.2007.07.006.
64. Barton, N. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support / N. Barton, R. Lien, J. Lunde // Rock Mechanics. – 1974. – 6(4). – P. 183-236.
65. Bieniawski, Z.T. Engineering Rock mass classification / Z.T. Bieniawski – New York: John Wiley & Sons, 1989. – 272 p.
66. Bhandari, S. Engineering Rock Blasting Operations / S. Bhandari – Rotterdam: A. A. Balkema, 1997. — 375 p.
67. Blake, W. Destressing test at the Galena Mine / W. Blake // Transaction of SME-AIME. – 1972. – P. 294-299.
68. Blake, W. Rock-burst mechanics / W. Blake // Colorado School of Mines Quarterly. – 1972. – Vol. 67(1). – P. 1 – 64.
69. Cai, M., Rockburst Support: Reference Book. Vol.1. Rockburst Phenomenon and Support Characteristics / M. Cai, P. K. Kaiser – Sudbury: Laurentian University, 2018. – 284 p.
70. Cai, M. Rock support in strainburst-prone ground /M. Cai // International Journal of Mining Science and Technology. – 2019. – Is. 29(4). – P. 529-534. DOI 10.1016/j.ijmst.2019.06.008;
71. Castro, L. A. M. Damage initiation through extension fracturing in a moderately jointed brittle shear rock mass / L. A. M Castro, M. W. Grabinsky, D. R. McCreath / International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 1997; – Vol. 34(3-4). – P. 1-13.
72. Cook, N. G. W. The design of underground excavations. / N. G. W. Cook // The 8th U.S. symposium on Rock Mechanics (USRMS), Minneapolis, American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers Inc. – 1966. – P. 167-193.

73. Dick, R. A. Explosives and Blasting Procedure Manual / R. A. Dick, L. R. Fletcher, D. V. D'Andrea – Forest Grove: University Press of the Pacific, 2004. — 116 p.
74. Eberhardt, E. The complete ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 1974-2006 // Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics. – 2009. – 628 p.
75. Furtney, J. K. Simple models for the complex process of rock blasting / J. K. Furtney, E. Sellers, I. Onederra // Rock Fragmentation by Blasting: Fragblast 10, – Leiden: CRC Press, 2013. – P. 275–282.
- 76. Gospodarikov, A. P. Determination of physical and mechanical properties of rocks using anti-burst distress easures / A. P. Gospodarikov, A. P. Kirkin, A. V. Trofimov, V. N. Kovalevsky // Gornyi Zhurnal. – 2023. – № 1. – P. 26- 34. DOI: 10.17580/gzh.2023.01.04.**
- 77. Gospodarikov, A. P. Evaluation of deformation characteristics of brittle rocks beyond the limit of strength in the mode of uniaxial servohydraulic loading / A. P. Gospodarikov, A. V. Trofimov, A. P. Kirkin // Journal of Mining Institute. – 2022. – Is. 256. – P. 539-548. DOI: 10.31897/PMI.2022.87.**
78. Gustafsson, R. Blasting technique, Austrian Edition. – Vienna: Dynamite Nobel Wien, 1981, – 327 p.
79. Hanson, D. Destressing a rockburst prone crown pillar, Macassa Mine. Division Report MRL 87-82 (TR) / D. Hanson, W. Quesnel, R. Hong // CANMET, Energy, Mines and Resources Canada. – 1987. – 66 p.
80. Hatzor, Y. H. Scaling rockburst hazard using the DDA and GSI methods / Y. H. Hatzor, B.G. He, X. T. Feng // Tunnelling and Underground Space Technology. – 2017. – Vol. 70. – P. 343-362.
81. Hedley, D. G. F. Rockburst Handbook for Ontario Hardrock Mines. / D. G. F. Hedley // CANMET Special Report. – 1992. – Vol. 92(1). – 305 p.
82. Hoek, E. Applicability of the Geological Strength Index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. The case of the Athens Schist Formation / E. Hoek, P. Marinos, M. Benissi // Bulletin of Engineering Geology and the Environment. – 1998. – Vol. 57(2). – P. 151–160.
83. Hoek, E. Empirical estimation of rock mass modulus / E. Hoek, M. Diedrierichs // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2006. – Vol. 43(2) – P. 203-215.
84. Hoek, E. Support of Underground Excavations in Hard Rock (1st ed.) / E. Hoek, P.K. Kaiser, W.F. Bawden – London: CRC Press, 2000. – 228 p.
85. Hoek, E. The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition / E. Hoek, E. T. Brown // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. – 2019. – Vol. 11(3). – P. 445–463.

86. Hustrulid, W. 2002, Some general concepts regarding the control of blast-induced damage during rock slope excavation / W. Hustrulid, W. Lu // 7th International symposium, rock fragmentation by blasting. Beijing: China, 2002. – pp 595-604.
87. Kaiser, P. K. Canadian Rockburst Support Handbook / P. K. Kaiser, D. R. McCreath, D. D. Tannant. Geomechanics Research Centre. – 1995. – 293 p.
88. Kaiser, P. K. Seismic excavation hazard evaluation in underground construction / P. K. Kaiser, S. Maloney, P. Vasak, G. Wang // 7th RaSiM6, Dalian, China, – 2009. – P. 1-26.
89. Kaiser, P. K. Rock mechanics considerations for construction of deep tunnels in brittle rock / P. K. Kaiser // Proceedings 4th Asian Rock Mechanics Symposium, Singapore, 2006. – pp. 47–58.
90. Kanchibolta, S. S. Modeling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding / S. S. Kanchibolta, W. Valery., S. Morrell. // *Explo'99: a Conference On Rock Breaking*, Proceedings, Kalgoorlie. AusIMM. – 1999. – pp. 137-144.
91. Kovári, K. Suggested methods for determining the strength of rock materials in triaxial compression: revised version / K. Kovári, A. Tisa, H. Einstein, J. Franklin // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. – 1983. – Vol. 20. – P. 283-290.
92. Labrie, D. Destress Blast testing at Sigma Mine: Experimentation and results / D. Labrie, M. Plouffe, A. Harvey, C. Major // *Proceeding 19th session on Blasting Techniques*, Societe d'energie explosive du Quebec, Quebec, 1997. – 26 p.
93. Martin, C. D. Hoek-Brown parameters for predicting the depth of brittle failure around tunnels / C. D. Martin, P. K. Kaiser, D. R. McCreath // *Canadian Geotechnical Journal*. – 1999. – Vol. 36(1). – P. 136-151.
94. Mikula, P. A. Preconditioning a large pillar at Mt. Charlotte Mine / P. A. Mikula, M. F. Lee, K. Guilfoyle // *Proceedings of the underground Operators conference*, Kalgoorlie, Australia, 1995. – P. 265-272.
95. Mitri, H. Destress Blasting – From Theory to Practice / H. Mitri // *Proceedings of the 4th World Congress on Mechanical, Chemical, and Material Engineering*, Madrid. – 2018. – pp. 1-5.
96. Mitri, H. S. FE modelling of mining-induced energy release and storage rates / H. S. Mitri, B. Tang, R. Simon // *Transactions of South African Institute of Mining and Metallurgy*. – 1999. – Vol. 99(2). – P. 103-110.
97. Mosinets, V. N. A seismological method of determining the parameters of the zones of deformation of rock by blasting / V. N. Mosinets, N. P. Gorbacheva // *Soviet Mining Science*. -1972. – Vol. 8(6). – P. 640–647.
98. Neuman, N. M. Case study of microseismic monitoring of the "F-2"zone at Campbell Red Lake Mine Limited / N. M. Neuman, T. Makuch // *In: Microseismic Monitoring in Canadian Mines*,

Proceedings CANMET sponsored workshop, Sudbury. CANMET Division Report MRP/MRL 85-23. – 1983. – pp. 3-50.

99. O'Donnell, Sr. J. Denis P. The Development and Application of Destressing Techniques in the Mines of INCO Limited, Sudbury, Ontario. Master's thesis. Laurentian University, Sudbury, Ontario, 1999. – 141 p.

100. Palmstrom, A. Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation (RQD) / A. Palmstrom // *Tunnels and Underground Space Technology*. – 2005. – Vol. 20. – P. 362-377.

101. Palmstrom, A. RMI – a rock mass characterization system for rock engineering purposes. PhD thesis. University of Oslo, Department of Geology, Oslo, 1995. – 400 p.

102. Palmstrom, A. The weighted joint density method leads to improved characterization of jointing. / A. Palmstrom // *International Conference on Recent Advances in Tunnelling Technology*, New Delhi, India, 1996. – 6 p.

103. Saadatmand, H. A. Tunnel face preconditioning using destress blasting in deep underground excavations / H. A Saadatmand, P. Katsabanis // *Tunnelling and Underground Space Technology*. – 2021. – Vol. 117. – № 104126. DOI 10.1016/j.tust.2021.104126.

104. Sainoki, A. Study on the efficiency of destress blasting in deep mine drift development / A. Sainoki, M. Z. Emad, H.S. Mitri // *Canadian Geotechnical Journal*. – 2017. – Is. 54(4). – P. 518-528. DOI 10,1139/cgj-2016-0260.

105. Saharan, M.R. Destress Blasting as a Mines Safety Tool: Some Fundamental Challenges for Successful Applications / M.R. Saharan, H.S. Mitri // *Procedia Engineering*, – 2011. – Vol. 26. – P. 37-47.

106. Simpler, B. P. Rockburst management in Canadian hard rock mines / B. P. Simpler // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. – 2019. – Vol. 11. – P. 1036-1043.

107. Sonmez, H. Modifications to the geological strength index (GSI) and their applicability to stability of slopes / H. Sonmez, R. Ulusay // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 1999. – Vol. 36(6). – P. 743–760.

108. Standard Test Method for Determination of the Point Load Strength Index of Rock and Application to Rock Strength / ASTM Book of Standards. – Vol. 4.08: Construction: Soil and Rock (I). Canada. – 2013.

109. Torbica, S. Rock Breakage by Explosives / S. Torbica, V. Lapcevic // *European International Journal of Science and Technology*. – 2014. – Vol.3(2). – P. 96-104.

110. Trofimov, A.V. Non-destructive ultrasonic method of testing the strength of backfill concrete at deep Talnakh mines / A.V. Trofimov, A.E. Rummyantsev, A.P. Gospodarikov, A.P. Kirkin // *Tsvetnye Metally*. – 2020. – № 12. P. 28–32. DOI: 10.17580/tsm.2020.12.04.

111. Tsiambaos, G. Excavatability assessment of rock masses using the Geological Strength Index (GSI) / G. Tsiambaos, H. Saroglou, // *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*. – 2010. – Vol.69. – P. 13–27.
112. Using the Q-System. Rock mass classification and support design. – Oslo: NGI, 2015. – 54 p.
113. Vásárhelyi, B. Empirical methods of calculating the mechanical parameters / B. Vásárhelyi, D. Kovács // *Periodica Polytechnica Civil Engineering*. – 2017. – Vol. 61(1). P. 39–50. DOI: 10.3311/PPci.10095.
114. Vennes, I. Geomechanical effects of stress shadow created by large-scale destress blasting / I. Vennes, H. Mitri // *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. – 2017. – Vol. 9, no, 6, pp, 1085-1093.
115. Vennes, I. Large-scale destress blasting for seismicity control in hard rock mines: A case study / I. Vennes, H. Mitri, D. R. Chinnasane, Yao, M. // *International Journal of Mining Science and Technology* – 2020. – Vol. 30(2). – P. 141-149.
116. Woodward, K. Observed spatial and temporal behaviour of seismic rock mass response to blasting / K. Woodward, J. Wesseloo // *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. – 2015. – Vol. 115(11). – P. 1045–1056.
117. Zhang, W. A rockburst intensity criterion based on the Geological Strength Index, experiences learned from a deep tunnel / W. Zhang, X. T. Feng, Yaxun X. [et al.] // *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*. – 2020. –Vol. 79. – P. 3585-3603.
118. Zhang, L. Estimating the strength of jointed rock masses / L. Zhang // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. – 2010. – Vol. 43(4). – P. 391-402. DOI:10,1007/s00603-009-0065-x.
119. Zoback, M. D. Well bore breakouts and in situ stress / M. D. Zoback, D. Moos, L. G. Mastin, R. N. Anderson // *Journal of Geophysical Research*. – 1985. – Vol. 90. – P. 5523-5530.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Свидетельство на программу ЭВМ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2022663971

**Программа для оценки зоны разрушения массива
горных пород вокруг скважины**

Правообладатель: *федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет» (RU)*

Авторы: *Господариков Александр Петрович (RU), Куркин
Александр Павлович (RU)*

Заявка № 2022663436

Дата поступления 19 июля 2022 г.

Дата государственной регистрации

в Реестре программ для ЭВМ 21 июля 2022 г.



Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Ю.С. Зубов

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Акт внедрения



НОРНИКЕЛЬ

ИНСТИТУТ
ГИПРОНИКЕЛЬ

УТВЕРЖДАЮ
Директор Департамента по
исследованиям и разработкам
д.т.н., профессор
Л.Б. Цымбулов
«23» 105 2023 г.

АКТ

*о внедрении результатов кандидатской диссертации
Киркина Александра Павловича по научной специальности
2.8.6 Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная
аэрогазодинамика и горная теплофизика*

Комиссия в составе:

Председатель комиссии: - Трофимов Андрей Викторович – заведующий лабораторией геотехники, к.т.н.

Члены комиссии:

Вильчинский Владислав Борисович – заведующий горной лабораторией, к.т.н.;

Румянцев Александр Евгеньевич – главный специалист лаборатории геотехники, к.т.н.;

Федосеев Антон Владимирович – ведущий научный сотрудник лаборатории геотехники, к.т.н.

составили настоящий акт о том, что результаты кандидатской диссертации Киркина А.П. на тему «Управление удароопасностью массива сплошных сульфидных руд буровзрывным способом в условиях сложного напряженного состояния», представленной на соискание ученой степени кандидата наук, использованы «ООО Институт Гипроникель» в рамках научного сопровождения по безопасной и эффективной отработке руд глубоких рудников Талнаха в виде экспериментальных исследований физико-механических свойств разупрочненных сплошных сульфидных руд и рекомендаций для обоснования параметров буровзрывных работ для приведения массива горных пород в неудароопасное состояние путем применения рассредоточенных зарядов с воздушными промежутками.

Использование указанных результатов позволяют:

- оценивать параметры массива сплошных сульфидных руд, опираясь на свойства в образце;

- существенно улучшить качество выполнения численного моделирования разгруженных участков массива горных пород, сложенных сплошными сульфидными рудами за счет полученных зависимостей изменения прочностных и упругих свойств руды при их разупрочнении взрывом от влияния напряженного состояния;

- сократить объемы бурения разгрузочных скважин за счет применения разгрузки массива горных пород взрывным способом.

Председатель комиссии

Заведующий
Лабораторией Геотехники, к.т.н.

Члены комиссии:

Заведующий
Горной лабораторией, к.т.н.
Главный специалист, к.т.н.
Ведущий научный сотрудник, к.т.н.



А.В. Трофимов

В.Б. Вильчинский

А.Е. Румянцев

А.В. Федосеев

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Расчет экономической эффективности

Таблица В.1 – Расчет затрат (Предел прочности на сжатие 40 МПа)

Основные параметры	Весьма сильная нарушенность				Сильная нарушенность				Средняя нарушенность				Слабая нарушенность			
	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант
	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	
Диаметр скважины, мм	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130
Шаг бурения, м	3,20	4,17	6,01	3,03	2,49	3,33	4,79	2,32	2,11	2,87	4,13	2,01	1,83	2,54	3,66	1,66
Длина целика под разгрузку, м	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120
Длина скважины, м	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Расстояние между патронами ВВ, м	1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50	
Число патронов ВВ на скважину, шт	13	16	20		13	16	20		13	16	20		13	16	20	
Масса заряда на скважину, шт	39	48	60		39	48	60		39	48	60		39	48	60	
Число скважин, шт	37	29	20	40	48	36	25	52	57	42	29	60	65	47	33	72
Объем бурения, м	925	725	500	1000	1200	900	625	1300	1425	1050	725	1500	1625	1175	825	1800
Число патронов ВВ ,шт	481	464	400		624	576	500		741	672	580		845	752	660	
Масса заряда, кг	1443	1392	1200		1872	1728	1500		2223	2016	1740		2535	2256	1980	
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	1,9	1,5	1	2	2,4	1,8	1,3	2,6	2,9	2,1	1,5	3	3,3	2,4	1,7	3,6
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м, млн. руб.	2,2	1,8	1,3	2	2,8	2,2	1,6	2,6	3,3	2,5	1,8	3	3,8	2,8	2	3,6
Стоимость разгрузки 1 м скважины, тыс. руб.	2,4	2,4	2,6	2	2,4	2,4	2,5	2	2,3	2,4	2,5	2	2,3	2,4	2,5	2
Снижение объема бурения скважин	1,1	1,4	2	1	1,1	1,4	2,1	1	1,1	1,4	2,1	1	1,1	1,5	2,2	1
Объем бурения скважин в год, м	50800	39800	27450	54900	50675	38000	26400	54900	52150	38425	26525	54900	49575	35850	25175	54900
Затраты на бурение скважин, млн. руб	120,8	97,4	70,2	109,8	119,3	92	66,5	109,8	122,1	92,4	66,3	109,8	115,6	85,8	62,4	109,8
Экономический эффект по руднику в год, млн. руб.	-11	12,4	39,6		-9,5	17,8	43,3		-12,3	17,4	43,5		-5,8	24	47,4	

Таблица В.2 – Расчет затрат (Предел прочности на сжатие 60 МПа)

Основные параметры	Весьма сильная нарушенность				Сильная нарушенность				Средняя нарушенность				Слабая нарушенность			
	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант
	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	
Диаметр скважины, мм	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130
Шаг бурения, м	2,17	2,70	3,89	2,00	1,69	2,19	3,15	1,53	1,44	1,91	2,75	1,27	1,26	1,71	2,46	1,09
Длина целика под разгрузку, м	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120
Длина скважины, м	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Расстояние между патронами ВВ, м	1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50	
Число патронов ВВ на скважину, шт	13	16	20		13	16	20		13	16	20		13	16	20	
Масса заряда на скважину, шт	39	48	60		39	48	60		39	48	60		39	48	60	
Число скважин, шт	55	44	31	60	71	55	38	79	83	63	44	94	96	70	49	110
Объем бурения, м	1375	1100	775	1500	1775	1375	950	1975	2075	1575	1100	2350	2400	1750	1225	2750
Число патронов ВВ ,шт	715	704	620		923	880	760		1079	1008	880		1248	1120	980	
Масса заряда, кг	2145	2112	1860		2769	2640	2280		3237	3024	2640		3744	3360	2940	
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	2,8	2,2	1,6	3,0	3,6	2,8	1,9	4,0	4,2	3,2	2,2	4,7	4,8	3,5	2,5	5,5
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м, млн. руб.	3,2	2,6	1,9	3,0	4,1	3,3	2,3	4,0	4,8	3,7	2,7	4,7	5,6	4,1	3,0	5,5
Стоимость разгрузки 1 м скважины, тыс. руб.	2,3	2,4	2,5	2,0	2,3	2,4	2,5	2,0	2,3	2,4	2,5	2,0	2,3	2,4	2,4	2,0
Снижение объема бурения скважин	1,1	1,4	1,9	1,0	1,1	1,4	2,1	1,0	1,1	1,5	2,1	1,0	1,1	1,6	2,2	1,0
Объем бурения скважин в год, м	50325	40275	28375	54900	49350	38225	26400	54900	48475	36800	25700	54900	47925	34950	24450	54900
Затраты на бурение скважин, млн. руб	120,8	97,4	70,2	109,8	119,3	92	66,5	109,8	122,1	92,4	66,3	109,8	115,6	85,8	62,4	109,8
Экономический эффект по руднику в год, млн. руб.	-8,2	13,2	39,2		-5,1	18,7	44,7		-2,7	22,5	46,8		-1,0	27,1	50,1	

Таблица В.3 – Расчет затрат (Предел прочности на сжатие 80 МПа)

Основные параметры	Весьма сильная нарушенность				Сильная нарушенность				Средняя нарушенность				Слабая нарушенность			
	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант
	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	
Диаметр скважины, мм	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130
Шаг бурения, м	1,65	1,99	2,87	1,49	1,29	1,64	2,35	1,13	1,10	1,44	2,08	0,94	0,97	1,30	1,87	0,80
Длина целика под разгрузку, м	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120
Длина скважины, м	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Расстояние между патронами ВВ, м	1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50	
Число патронов ВВ на скважину, шт	13	16	20		13	16	20		13	16	20		13	16	20	
Масса заряда на скважину, шт	39	48	60		39	48	60		39	48	60		39	48	60	
Число скважин, шт	73	60	42	81	93	73	51	106	109	83	58	128	124	92	64	149
Объем бурения, м	1825	1500	1050	2025	2325	1825	1275	2650	2725	2075	1450	3200	3100	2300	1600	3725
Число патронов ВВ, шт	949	960	840		1209	1168	1020		1417	1328	1160		1612	1472	1280	
Масса заряда, кг	2847	2880	2520		3627	3504	3060		4251	3984	3480		4836	4416	3840	
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	3,7	3,0	2,1	4,1	4,7	3,7	2,6	5,3	5,5	4,2	2,9	6,4	6,2	4,6	3,2	7,5
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м, млн. руб.	4,2	3,6	2,6	4,1	5,4	4,3	3,1	5,3	6,3	4,9	3,5	6,4	7,1	5,4	3,9	7,5
Стоимость разгрузки 1 м скважины, тыс. руб.	2,3	2,4	2,5	2,0	2,3	2,4	2,4	2,0	2,3	2,4	2,4	2,0	2,3	2,4	2,4	2,0
Снижение объема бурения скважин	1,1	1,4	1,9	1,0	1,1	1,5	2,1	1,0	1,2	1,5	2,2	1,0	1,2	1,6	2,3	1,0
Объем бурения скважин в год, м	49475	40675	28475	54900	48175	37800	26425	54900	46750	35600	24875	54900	45675	33900	23575	54900
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	115,1	96,6	69,9	109,8	111,5	89,4	64,4	109,8	107,9	84,0	60,5	109,8	105,3	79,8	57,2	109,8
Экономический эффект по руднику в год, млн. руб.	-5,3	13,2	39,9		-1,7	20,4	45,4		1,9	25,8	49,3		4,5	30,0	52,6	

Таблица В.4 – Расчет затрат (Предел прочности на сжатие 100 МПа)

Основные параметры	Весьма сильная нарушенность				Сильная нарушенность				Средняя нарушенность				Слабая нарушенность			
	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант
	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	
Диаметр скважины, мм	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130
Шаг бурения, м	1,34	1,58	2,27	1,18	1,05	1,31	1,89	0,89	0,90	1,17	1,7	0,74	0,8	1,06	1,5	0,63
Длина целика под разгрузку, м	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120
Длина скважины, м	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Расстояние между патронами ВВ, м	1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50	
Число патронов ВВ на скважину, шт	13	16	20		13	16	20		13	16	20		13	16	20	
Масса заряда на скважину, шт	39	48	60		39	48	60		39	48	60		39	48	60	
Число скважин, шт	90	76	53	102	114	92	64	134	133	103	72	162	152	113	79	190
Объем бурения, м	2250	1900	1325	2550	2850	2300	1600	3350	3325	2575	1800	4050	3800	2825	1975	4750
Число патронов ВВ, шт	1170	1216	1060		1482	1472	1280		1729	1648	1440		1976	1808	1580	
Масса заряда, кг	3510	3648	3180		4446	4416	3840		5187	4944	4320		5928	5424	4740	
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	4,5	3,8	2,7	5,1	5,7	4,6	3,2	6,7	6,7	5,2	3,6	8,1	7,6	5,7	4,0	9,5
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м, млн. руб.	5,2	4,5	3,2	5,1	6,6	5,4	3,9	6,7	7,7	6,0	4,4	8,1	8,7	6,6	4,8	9,5
Стоимость разгрузки 1 м скважины, тыс. руб.	2,3	2,4	2,4	2,0	2,3	2,4	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0
Снижение объема бурения скважин	1,1	1,3	1,9	1,0	1,2	1,5	2,1	1,0	1,2	1,6	2,3	1,0	1,3	1,7	2,4	1,0
Объем бурения скважин в год, м	48450	40925	28525	54900	46700	37800	26225	54900	45075	34900	24400	54900	43925	32650	22825	54900
Затраты на бурение скважин, млн. руб	112,2	96,6	69,5	109,8	107,7	88,7	63,6	109,8	103,8	82,0	59,0	109,8	100,9	76,6	55,1	109,8
Экономический эффект по руднику в год, млн. руб.	-2,4	13,2	40,3		2,1	21,1	46,2		6,0	27,8	50,8		8,9	33,2	54,7	

Таблица В.5 – Расчет затрат (Предел прочности на сжатие 120 МПа)

Основные параметры	Весьма сильная нарушенность				Сильная нарушенность				Средняя нарушенность				Слабая нарушенность			
	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант
	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	
Диаметр скважины, мм	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130
Шаг бурения, м	1,13	1,31	1,88	0,97	0,89	1,10	1,58	0,74	0,76	0,98	1,4	0,61	0,7	0,90	1,3	0,52
Длина целика под разгрузку, м	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120
Длина скважины, м	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Расстояние между патронами ВВ, м	1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50	
Число патронов ВВ на скважину, шт	13	16	20		13	16	20		13	16	20		13	16	20	
Масса заряда на скважину, шт	39	48	60		39	48	60		39	48	60		39	48	60	
Число скважин, шт	107	92	64	123	135	109	76	162	157	122	85	196	178	133	93	231
Объем бурения, м	2675	2300	1600	3075	3375	2725	1900	4050	3925	3050	2125	4900	4450	3325	2325	5775
Число патронов ВВ, шт	1391	1472	1280		1755	1744	1520		2041	1952	1700		2314	2128	1860	
Масса заряда, кг	4173	4416	3840		5265	5232	4560		6123	5856	5100		6942	6384	5580	
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	5,4	4,6	3,2	6,2	6,8	5,5	3,8	8,1	7,9	6,1	4,3	9,8	8,9	6,7	4,7	11,6
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м, млн. руб.	6,2	5,4	3,9	6,2	7,8	6,4	4,6	8,1	9,0	7,1	5,1	9,8	10,2	7,8	5,6	11,6
Стоимость разгрузки 1 м скважины, тыс. руб.	2,3	2,4	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0
Снижение объема бурения скважин	1,1	1,3	1,9	1,0	1,2	1,5	2,1	1,0	1,2	1,6	2,3	1,0	1,3	1,7	2,5	1,0
Объем бурения скважин в год, м	47750	41050	28575	54900	45750	36950	25750	54900	43975	34175	23800	54900	42300	31600	22100	54900
Затраты на бурение скважин, млн. руб	110,3	96,7	69,2	109,8	105,3	86,7	62,2	109,8	101,0	80,1	57,3	109,8	97,1	74,0	53,1	109,8
Экономический эффект по руднику в год, млн. руб.	-0,5	13,1	40,6		4,5	23,1	47,6		8,8	29,7	52,5		12,7	35,8	56,7	

Таблица В.6 – Расчет затрат (Предел прочности на сжатие 140 МПа)

Основные параметры	Весьма сильная нарушенность				Сильная нарушенность				Средняя нарушенность				Слабая нарушенность			
	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант
	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	
Диаметр скважины, мм	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130
Шаг бурения, м	0,98	1,12	1,61	0,83	0,77	0,95	1,37	0,63	0,67	0,85	1,23	0,52	0,59	0,79	1,13	0,44
Длина целика под разгрузку, м	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120
Длина скважины, м	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Расстояние между патронами ВВ, м	1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50	
Число патронов ВВ на скважину, шт	13	16	20		13	16	20		13	16	20		13	16	20	
Масса заряда на скважину, шт	39	48	60		39	48	60		39	48	60		39	48	60	
Число скважин, шт	123	107	74	145	155	127	88	192	180	140	97	232	204	153	106	272
Объем бурения, м	3075	2675	1850	3625	3875	3175	2200	4800	4500	3500	2425	5800	5100	3825	2650	6800
Число патронов ВВ, шт	1599	1712	1480		2015	2032	1760		2340	2240	1940		2652	2448	2120	
Масса заряда, кг	4797	5136	4440		6045	6096	5280		7020	6720	5820		7956	7344	6360	
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	6,2	5,4	3,7	7,3	7,8	6,4	4,4	9,6	9,0	7,0	4,9	11,6	10,2	7,7	5,3	13,6
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м, млн. руб.	7,1	6,3	4,5	7,3	8,9	7,4	5,3	9,6	10,3	8,2	5,8	11,6	11,7	8,9	6,4	13,6
Стоимость разгрузки 1 м скважины, тыс. руб.	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0
Снижение объема бурения скважин	1,2	1,4	2,0	1,0	1,2	1,5	2,2	1,0	1,3	1,7	2,4	1,0	1,3	1,8	2,6	1,0
Объем бурения скважин в год, м	46570	40500	28025	54900	44325	36325	25175	54900	42600	33125	22950	54900	41175	30900	21400	54900
Затраты на бурение скважин, млн. руб	107,3	95,1	67,7	109,8	101,8	85,0	60,6	109,8	97,7	77,5	55,2	109,8	94,4	72,2	51,3	109,8
Экономический эффект по руднику в год, млн. руб.	2,5	14,7	42,1		8,0	24,8	49,2		12,1	32,3	54,6		15,4	37,6	58,5	

Таблица В.7 – Расчет затрат (Предел прочности на сжатие 160 МПа)

Основные параметры	Весьма сильная нарушенность				Сильная нарушенность				Средняя нарушенность				Слабая нарушенность			
	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант
	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	
Диаметр скважины, мм	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130
Шаг бурения, м	0,86	0,98	1,41	0,72	0,69	0,84	1,21	0,54	0,52	0,76	1,09	0,38	0,52	0,70	1,01	0,38
Длина целика под разгрузку, м	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120
Длина скважины, м	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Расстояние между патронами ВВ, м	1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50	
Число патронов ВВ на скважину, шт	13	16	20		13	16	20		13	16	20		13	16	20	
Масса заряда на скважину, шт	39	48	60		39	48	60		39	48	60		39	48	60	
Число скважин, шт	139	122	85	167	175	143	100	221	229	158	110	315	229	171	119	315
Объем бурения, м	3475	3050	2125	4175	4375	3575	2500	5525	5725	3950	2750	7875	5725	4275	2975	7875
Число патронов ВВ, шт	1807	1952	1700		2275	2288	2000		2977	2528	2200		2977	2736	2380	
Масса заряда, кг	5421	5856	5100		6825	6864	6000		8931	7584	6600		8931	8208	7140	
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	7,0	6,1	4,3	8,4	8,8	7,2	5,0	11,1	11,5	7,9	5,5	15,8	11,5	8,6	6,0	15,8
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м, млн. руб.	8,0	7,1	5,1	8,4	10,0	8,4	6,0	11,1	13,1	9,2	6,6	15,8	13,1	10,0	7,1	15,8
Стоимость разгрузки 1 м скважины, тыс. руб.	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0
Снижение объема бурения скважин	1,2	1,4	2,0	1,0	1,3	1,5	2,2	1,0	1,4	2,0	2,9	1,0	1,4	1,8	2,6	1,0
Объем бурения скважин в год, м	45700	40100	2750	54900	43475	35525	24850	54900	39925	27550	19175	54900	39900	29800	20750	54900
Затраты на бурение скважин, млн. руб	105,1	94,0	67,3	109,8	99,8	83,1	59,7	109,8	91,4	64,3	46,0	109,8	91,4	69,6	49,7	109,8
Экономический эффект по руднику в год, млн. руб.	4,7	15,8	42,5		10,0	26,7	50,1		18,4	45,5	63,8		18,4	40,2	60,1	

Таблица В.8 – Расчет затрат (Предел прочности на сжатие 180 МПа)

Основные параметры	Весьма сильная нарушенность				Сильная нарушенность				Средняя нарушенность				Слабая нарушенность			
	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант
	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	
Диаметр скважины, мм	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130
Шаг бурения, м	0,77	0,87	1,26	0,63	0,62	0,75	1,08	0,48	0,53	0,68	0,99	0,39	0,47	0,63	0,91	0,33
Длина целика под разгрузку, м	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120
Длина скважины, м	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Расстояние между патронами ВВ, м	1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50	
Число патронов ВВ на скважину, шт	13	16	20		13	16	20		13	16	20		13	16	20	
Масса заряда на скважину, шт	39	48	60		39	48	60		39	48	60		39	48	60	
Число скважин, шт	155	137	95	190	194	160	111	251	225	175	122	304	253	189	131	358
Объем бурения, м	3875	3425	2375	4750	4850	4000	2775	6275	5625	4375	3050	7600	6325	4725	3275	8950
Число патронов ВВ, шт	2015	2192	1900		2522	2560	2220		2925	2800	2440		3289	3024	2620	
Масса заряда, кг	6045	6576	5700		7566	7680	6660		8775	8400	7320		9867	9072	7860	
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	7,8	6,9	4,8	9,5	9,7	8,0	5,6	12,6	11,3	8,8	6,1	15,2	12,7	9,5	6,6	17,9
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м, млн. руб.	8,9	8,0	5,7	9,5	11,1	9,3	6,7	12,6	12,9	10,2	7,3	15,2	14,5	11,0	7,8	17,9
Стоимость разгрузки 1 м скважины, тыс. руб.	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0
Снижение объема бурения скважин	1,2	1,4	2,0	1,0	1,3	1,6	2,3	1,0	1,4	1,7	2,5	1,0	1,4	1,9	2,7	1,0
Объем бурения скважин в год, м	44800	39600	27450	54900	42450	35000	24275	54900	40650	31600	22050	54900	38800	29000	20100	54900
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	102,9	92,6	66,0	109,8	97,3	81,7	58,2	109,8	93,0	73,7	52,8	109,8	88,8	67,6	48,1	109,8
Экономический эффект по руднику в год, млн. руб.	6,9	17,2	43,8		12,5	28,1	51,6		16,8	36,1	57,0		21,0	42,2	61,7	

Таблица В.9 – Расчет затрат (Предел прочности на сжатие 200 МПа)

Основные параметры	Весьма сильная нарушенность				Сильная нарушенность				Средняя нарушенность				Слабая нарушенность			
	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант	Вариант с отрезной щелью			Базовый вариант
	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	
Диаметр скважины, мм	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130	130
Шаг бурения, м	0,70	0,79	1,14	0,57	0,56	0,68	0,98	0,43	0,49	0,62	0,90	0,35	0,43	0,58	0,84	0,30
Длина целика под разгрузку, м	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120
Длина скважины, м	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25
Расстояние между патронами ВВ, м	1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50		1,0	0,75	0,50	
Число патронов ВВ на скважину, шт	13	16	20		13	16	20		13	16	20		13	16	20	
Масса заряда на скважину, шт	39	48	60		39	48	60		39	48	60		39	48	60	
Число скважин, шт	171	152	106	212	214	176	122	282	246	192	133	341	276	206	143	402
Объем бурения, м	4275	3800	2650	5300	5350	4400	3050	7050	6150	4800	3325	8525	6900	5150	3575	10050
Число патронов ВВ, шт	2223	2432	2120		2782	2816	2440		3198	3072	2660		3588	3296	2860	
Масса заряда, кг	6669	7296	6360		8346	8448	7320		9594	9216	7980		10764	9888	8580	
Затраты на бурение скважин, млн. руб.	8,6	7,6	5,3	10,6	10,7	8,8	6,1	14,1	12,3	9,6	6,7	17,1	13,8	10,3	7,2	20,1
Итого стоимость разгрузки целика 120 на 25 м, млн. руб.	9,8	8,9	6,4	10,6	12,3	10,3	7,3	14,1	14,1	11,2	8,0	17,1	15,8	12,0	8,5	20,1
Стоимость разгрузки 1 м скважины, тыс. руб.	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0	2,3	2,3	2,4	2,0
Снижение объема бурения скважин	1,2	1,4	2,0	1,0	1,3	1,6	2,3	1,0	1,4	1,8	2,6	1,0	1,5	2,0	2,8	1,0
Объем бурения скважин в год, м	44300	39375	27450	54900	41675	34275	23750	54900	39600	30900	21425	54900	37700	28150	19525	54900
Затраты на бурение скважин, млн. руб	101,6	92,0	65,9	109,8	95,4	79,9	56,9	109,8	90,6	72,1	51,2	109,8	86,2	65,6	46,7	109,8
Экономический эффект по руднику в год, млн. руб.	8,2	17,8	43,9		14,4	29,9	52,9		19,2	37,7	58,6		23,6	44,2	63,1	