

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования «Сибирский федеральный университет»

На правах рукописи



Кирсанов Александр Константинович

**ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ
СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ
ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Специальность 25.00.22 – «Геотехнология
(подземная, открытая и строительная)»

Диссертация на соискание
учёной степени кандидата
технических наук

Научный руководитель:
кандидат технических наук,
профессор С.А. Вохмин

Красноярск 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

| | |
|---|----|
| ВВЕДЕНИЕ | 4 |
| 1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ | 10 |
| 1.1 Анализ методик расчёта параметров буровзрывных работ при проходке выработок | 10 |
| 1.1.1 Методики расчёта параметров БВР на основе первоочередного определения удельного расхода ВВ..... | 11 |
| 1.1.2 Методики расчёта параметров БВР на основе первоочередного определения зон разрушения породного массива..... | 20 |
| 1.2 Анализ практики ведения БВР при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок на подземных рудниках Норильского промышленного района..... | 31 |
| 1.2.1 Рудник «Таймырский»..... | 36 |
| 1.2.2 Рудник «Октябрьский» | 41 |
| 1.2.3 Шахта «Комсомольская» | 48 |
| 1.2.4 Шахта «Скалистая»..... | 55 |
| 1.2.5 Рудник «Маяк» | 59 |
| 1.2.6 Рудник «Заполярный»..... | 64 |
| 1.3 Цель и задачи исследования | 69 |
| 2 АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ БВР ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК..... | 72 |
| 2.1 Количественная оценка факторов, влияющих на эффективность буровзрывных работ | 72 |
| 2.1.1 Глубина шпуров | 72 |
| 2.1.2 Качество и длина забойки..... | 75 |
| 2.1.3 Крепость и вязкость пород | 79 |
| 2.1.4 Тип ВВ и скорость детонации | 81 |
| 2.1.5 Трещиноватость массива | 84 |
| 2.2 Анализ влияния вруба на эффективность отбойки | 86 |

| | |
|---|-----|
| 2.2.1 Способы создания врубовой полости | 87 |
| 2.2.1.1 Наклонные врубы | 90 |
| 2.2.1.2 Прямые врубы | 94 |
| 2.2.2 Анализ существующих методов расчёта взрывных врубов | 103 |
| 2.3 Выводы | 112 |
| 3 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЁТА ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ОСНОВЕ ЗОН РЕГУЛИРУЕМОГО ДРОБЛЕНИЯ И ПРОВЕДЕНИЕ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ | 113 |
| 3.1 Образование основных зон разрушения породного массива | 113 |
| 3.2 Обоснование методики расчёта параметров буровзрывных работ | 116 |
| 3.2.1 Расчёт и построение взрывного вруба | 122 |
| 3.3 Опытное-промышленное испытание предлагаемой методики расчёта параметров БВР на подземных рудниках Талнахского рудного узла..... | 132 |
| 3.3.1 Рудник «Таймырский» | 136 |
| 3.3.2 Рудник «Октябрьский» | 139 |
| 3.3.3 Рудник «Комсомольский», шахта «Комсомольская»..... | 142 |
| 3.3.4 Рудник «Комсомольский», шахта «Скалистая» | 146 |
| 3.3.5 Рудник «Маяк» | 149 |
| 3.3.6 Рудник «Заполярный»..... | 153 |
| 3.4 Результаты опытно-промышленных испытаний | 157 |
| 4 ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЙ НА РУДНИКАХ НОРИЛЬСКОГО ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА | 161 |
| ЗАКЛЮЧЕНИЕ | 168 |
| БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК | 170 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ А | 183 |
| ПРИЛОЖЕНИЕ Б | 186 |

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Успешное развитие горнодобывающих предприятий в условиях рыночной экономики неразрывно связано с решением комплекса задач по повышению эффективности производства за счёт снижения затрат на строительство подземных горных выработок. Это объясняется тем, что строительство новых и реконструкция действующих шахт и рудников требуют выполнения большого объёма работ по проведению горных выработок, протяжённость которых только по одному предприятию может достигать десятков километров.

На эффективность производства значительное влияние оказывает оптимизация и интенсивность буровзрывных работ. Расчёт рациональных параметров буровзрывных работ при проходке выработок является одним из наиболее сложных вопросов в современном горном деле.

В настоящее время в технической литературе имеется большое количество работ, посвящённых решению этой проблемы. Исследованиями процесса разрушения массива горных пород и разработкой методик расчёта параметров буровзрывных работ занимались С.Р. Айверсон, А.П. Андриевский, Л.В. Баранов, В.И. Богомоллов, М.Ф. Друкованный, И.Е. Ерофеев, Б.Н. Кутузов, О.Э. Миндели, С.М. Петухов, Н.М. Покровский, М.М. Протодьяконов, Б.Р. Ракишев, В.М. Рогинский, Н.И. Рыбин, А.Ф. Суханов, П.Я. Таранов, В.Н. Тюпин и др.

Сформированные названными учёными представления о закономерностях и механизме разрушения горных пород, основанные на теоретических и экспериментальных работах, до настоящего времени принимаются за фундаментальные положения для дальнейших исследований по совершенствованию методик расчётов параметров буровзрывных работ.

Вместе с тем, несмотря на большое количество проведённых исследований, до настоящего времени нет единой методики определения параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок.

Существующие методики дифференцированно учитывают совокупное влияние основных факторов, таких как физико-механические свойства массива, тип применяемого взрывчатого вещества, диаметр, конструкция и длина заряда, величина недозаряда, длина и качество забойки, взаимодействие одновременно взрывааемых зарядов. Этим объясняется нестабильность показателей буровзрывных работ и низкая их эффективность.

В связи с изложенным, создание методик, направленных на повышение эффективности буровзрывных работ при строительстве горных выработок на подземных рудниках, является актуальной научно-практической задачей.

Цель работы – теоретическое и инженерное обоснование параметров буровзрывных работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок, как условие снижения объёмов бурения и расхода взрывчатых материалов при совокупном повышении коэффициента использования шпуров.

Идея работы заключается в том, что повышение коэффициента использования шпуров при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок достигается за счёт рационального расположения взрывных шпуров по плоскости забоя, основанного на совокупном учёте горнотехнических и горно-геологических условий ведения работ.

Основные задачи исследования:

1. Выполнить анализ существующих отечественных и зарубежных методик расчёта параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок;
2. Выявить основные горно-геологические и горнотехнические факторы, влияющие на эффективность ведения буровзрывных работ при проходке горных выработок;
3. Разработать методические рекомендации для расчёта прямых призматических взрывных врубов;
4. Разработать рекомендации по обоснованию универсальной методики расчёта рациональных параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок;

5. Провести апробацию и внедрение разработанных методик расчёта параметров буровзрывных работ при проходке выработок в условиях действующих предприятий.

Методы исследований:

При выполнении работы использовался комплексный метод исследований, включающий: анализ и обобщение научно-технической информации, аналитические исследования, графоаналитическое моделирование, эксперименты в производственных условиях, технико-экономический анализ.

Положения, выносимые на защиту:

1. Снижение объёма бурения и расхода взрывчатых материалов при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок достигается использованием в расчётах паспортов буровзрывных работ методики, базирующейся на первоочередном определении размеров зон регулируемого дробления.

2. Формирование прямого призматического вруба при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок необходимо производить, учитывая вязкость горных пород и размер зоны смятия.

3. Расстановку шпуров по плоскости забоя в паспортах буровзрывных работ с прямым призматическим врубом при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок целесообразно осуществлять по разработанному расчётно-графическому методу.

Научная новизна:

1. Установлена зависимость параметров буровзрывных работ и коэффициента использования шпуров от размеров зоны регулируемого дробления при строительстве подземных горизонтальных и наклонных горных выработок.

2. Выявлена зависимость скорости детонации аммиачно-селитренных взрывчатых веществ на размеры зон регулируемого дробления и её влияния на удельный расход взрывчатого вещества при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок.

3. Установлена закономерность изменения числа заряжаемых и компенсационных шпуров (скважин) прямого призматического взрывного вруба от вязкости горных пород и размеров зоны смятия.

4. Разработан расчётно-графический метод расстановки шпуров на плоскости забоя при проектировании паспортов буровзрывных работ с прямым призматическим врубом, учитывающий размеры зон регулируемого дробления, который позволяет увеличить коэффициент использования шпуров при проходке выработок.

Практическое значение работы состоит в разработке:

– методики расчёта рациональных параметров буровзрывных работ на основе учёта основных горно-геологических и горнотехнических факторов, влияющих на размеры зон смятия и трещинообразования;

– методики расчёта прямых призматических взрывных врубов, позволяющей определить количество заряжаемых и компенсационных шпуров (скважин), а также расстояние между ними, на основе размеров зоны смятия и вязкости горных пород;

– целостной модели определения мест рационального расположения взрывных шпуров по плоскости забоя с использованием графоаналитического метода.

Реализация результатов работы.

На основе выполненных исследований разработаны и внедрены на рудниках Норильского промышленного района и ООО «Шахтострой» паспорта буровзрывных работ для проходки горизонтальных и наклонных горных выработок. Основные положения использованы также при составлении нормативно-методических документов, регламентирующих подход к проектированию паспортов буровзрывных работ.

Ожидаемый экономический эффект от внедрения результатов исследования только в условиях рудника «Заполярный» составит более 400 руб./м³ строящейся выработки. Теоретические и практические результаты исследований использовались в учебном процессе на кафедре «Шахтное и подземное

строительство» Сибирского федерального университета при подготовке специалистов по направлению «Горное дело».

Обоснованность и достоверность работы подтверждена современными методами исследования и достаточным количеством промышленных наблюдений и экспериментов, соответствующим цели и задачам диссертационной работы.

Верификация результатов опытных взрывов произведена на 6 рудниках Норильского промышленного района. Достоверность работы подтверждена актами опытно-промышленных испытаний на рудниках Норильского промышленного района.

Апробация результатов работы. Основные положения диссертации докладывались, обсуждались и получили положительную оценку на конференциях различного уровня, в том числе: Международный форум-конкурс студентов и молодых ученых «Проблемы недропользования», г. Санкт-Петербург, 2014 г.; VII Молодёжный форум «Мингео Сибирь», г. Красноярск, 2014 г.; Международный Конгресс и Выставка «Цветные металлы и минералы» г. Красноярск, 2014 и 2015 гг.; Конференция АО «Атомредметзолото», г. Москва, 2013 и 2014 гг.; Международная научно-техническая конференция студентов, аспирантов и молодых учёных «Молодёжь и наука» г. Красноярск, 2013-2017 гг.

Исследования проводились при финансовой поддержке Благотворительного Фонда культурных инициатив (Фонда Михаила Прохорова) в рамках конкурсной программы финансирования трэвел-грантов в 2014 году, а также Гранта Президента РФ МК-5475.2015.8.

Личный вклад автора заключается в постановке цели и задач исследования; в развитии существующих представлений о зонах разрушения горной породы в момент взрыва заряда взрывчатого вещества; в сопоставлении отечественных и зарубежных методических практик в части расчётов оптимальных параметров буровзрывных работ; в сравнительном анализе факторов, значительно влияющих на эффективность взрывных работ; в разработке методики расчёта параметров прямых призматических врубов; в разработке графоаналитического метода определения схемы расположения

шпуров на плоскости забоя при проектировании паспортов буровзрывных работ на проходку выработок; в проведении опытно-промышленных испытаний.

Публикации. По теме диссертационного исследования опубликовано 10 печатных работ, из них 7 – в изданиях, входящих в Перечень ВАК Министерства науки и высшего образования Российской Федерации.

Объём и структура работы. Диссертационная работа изложена на 186 страницах машинописного текста, состоит из введения, 4 глав, заключения и 2 приложения. Содержит 121 библиографический источник, 49 таблиц, 63 рисунка и 144 формулы.

Автор выражает искреннюю признательность и благодарность научному руководителю профессору С.А. Вохмину и доценту Г.С. Курчину, а также всем сотрудникам кафедры «Шахтное и подземное строительство» за советы и неоценимую помощь при выполнении работы. Автор признателен за содействие в проведении экспериментальных работ инженерно-техническим работникам подземных рудников ЗФ ПАО «Горно-металлургическая компания «Норильский никель».

1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

На сегодняшний день существует большое количество методик определения параметров буровзрывных работ (БВР) при проходке горных выработок [1-28, 30, 34-43]. Данные методики имеют более или менее сложные схемы расчёта и нередко демонстрируют совершенно разные результаты.

Задача повышения эффективности ведения буровзрывных работ решается в каждом конкретном случае отдельно. В таких условиях, как правило, каждое горное предприятие, не опираясь на конкретные источники, может разработать собственный типовой паспорт буровзрывных работ на основе экспериментальных взрывов.

Совершенствование существующих и создание новых методик определения рациональных параметров буровзрывных работ, использование которых позволит снизить затраты на проведение подземных выработок за счёт улучшения качества взрываемого массива, являются одним из главных направлений повышения эффективности горной промышленности.

Использование универсальной методики расчёта параметров буровзрывных работ при проходке горных выработок существенно снизит время на разработку паспорта БВР и даст возможность не проводить дополнительных взрывов для уточнения его рациональных параметров.

1.1 Анализ методик расчёта параметров буровзрывных работ при проходке выработок

При проведении горизонтальных выработок к буровзрывным работам предъявляют повышенные требования в части обеспечения необходимого развала породы после взрыва и качественного её дробления, высокой устойчивости выработок, оконтуривания их в соответствии с проектом и высоким

коэффициентом использования шпура (КИШ). Эти задачи актуальны для всех рудников, где ведут строительство горных выработок с применением БВР.

Настоящее исследование базируется на результатах, опубликованных ведущими отечественными и зарубежными учёными: С.Р. Айверсон, Л.В. Баранов, В.И. Богомолов, Н. Джорджевич, Ш.И. Ирбаев, Б.Н. Кутузов, У. Лангефорс, О.Э. Миндели, С.М. Петухов, Н.М. Покровский, М.М. Протодьяконов, Б.Р. Ракишев, В.М. Рогинский, Н.И. Рыбин, А.Ф. Суханов, Г. Сзуладзинский, П.Я. Таранов, В.Н. Тюпин и др. Они внесли в современную науку значительный вклад в области теории и практики ведения взрывных работ. Однако несмотря на большое внимание, уделяемое исследованиям БВР, сегодня так и не решён вопрос о возможности создания универсального алгоритма расчёта параметров БВР.

Все существующие методики расчёта параметров БВР можно условно разделить на две большие группы: основанные на первоочередном определении удельного расхода взрывчатого вещества (ВВ) и базирующиеся на первоочередном определении зон разрушения породного массива вокруг взрываемого заряда ВВ.

1.1.1 Методики расчёта параметров БВР на основе первоочередного определения удельного расхода ВВ

В настоящее время большинство существующих методик расчёта параметров БВР представляет собой сложные эмпирические формулы. Эти методики предусматривают первоочередное определение удельного расхода ВВ, который определяют по данным практики, рассчитывают по эмпирическим формулам или принимают по табличным данным, приведённым в справочниках.

Недостатком такого подхода является, то, что используемые коэффициенты имеют весьма широкий диапазон изменения и принимаемые их значения, как правило, зависят от уровня подготовки и интуиции специалиста, выполняющего

расчёты. В результате параметры БВР устанавливаются по усреднённым значениям, что отрицательно сказывается на эффективности взрывных работ.

Наибольшее распространение для расчёта параметров БВР при проходке горных выработок получила методика, предложенная Н.М. Покровским [1]. Согласно этой методике первоначально определяется удельный расход ВВ:

$$q_{\text{вв}} = 0,1 \cdot f \cdot f_0 \cdot v_{\text{заж}} \cdot m \cdot e, \text{ кг/м}^3, \quad (1.1)$$

где f – коэффициент крепости породы по шкале М.М. Протодяконова; f_0 – коэффициент структуры породы; $v_{\text{заж}}$ – коэффициент зажима, учитывающий величину площади забоя выработки и число обнаженных плоскостей, кг/м³; m – коэффициент, учитывающий применяемый диаметр коронки; e – коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ.

Для ориентировочных расчётов удельного расхода ВВ Н.М. Покровский также предложил упрощённую формулу:

$$q_{\text{вв}} = q_{\text{эт}} \cdot f_0 \cdot v_{\text{заж}} \cdot e^{-1}, \text{ кг/м}^3, \quad (1.2)$$

где $q_{\text{эт}}$ – нормальный удельный расход эталонного ВВ, кг/м³.

Число шпуров в забое, рассчитываемых данной методикой определяют по следующей зависимости:

$$N = \frac{12,7 \cdot q_{\text{вв}} \cdot S}{\rho \cdot d_3 \cdot K_{\text{зан}}}, \text{ шт.}, \quad (1.3)$$

где S – площадь поперечного сечения горной выработки в проходке, м²; ρ – плотность ВВ, г/см³; d_3 – диаметр заряда ВВ, см; $K_{\text{зан}}$ – коэффициент заполнения шпуров (таблица 1.1) [2].

Таблица 1.1 – Значения коэффициентов заполнения шпура

| Наименование шпуров | Коэффициенты заполнения шпура при категории крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова | | | | | |
|-------------------------------------|--|-------------|-------------|-------------|------------|-------------|
| | I-II f=15-20 | III f=10 | IIIa f=8 | IV f=5-6 | V f=3-4 | VI f=1-2 |
| Для шахт, не опасных по газу и пыли | | | | | | |
| Врубовые | 0,80 | 0,70 | 0,65 | 0,60 | 0,55 | 0,50 |
| Вспомогательные | 0,70 | 0,60 | 0,55 | 0,50 | 0,45 | 0,40 |
| Оконтуривающие | 0,75 | 0,65 | 0,60 | 0,55 | 0,50 | 0,45 |
| Для шахт, опасных по газу и пыли | | | | | | |
| Врубовые | 0,65 | 0,65 | 0,65 | 0,65 | 0,60 | 0,50 |
| Вспомогательные | 0,65 | 0,65 | 0,60 | 0,60 | 0,55 | 0,45 |
| Оконтуривающие | 0,65 | 0,65 | 0,65 | 0,65 | 0,60 | 0,50 |

Окончательное число шпуров принимают после выбора типа вруба и принятого расположения шпуров в забое.

Число оконтуривающих шпуров:

$$N_{ок} = \sqrt{\frac{S}{K}}, \text{ шт.}, \quad (1.4)$$

где K – коэффициент, зависящий от крепости пород (таблица 1.2).

Таблица 1.2 – Значения коэффициента K

| Крепость породы f | Коэффициент K |
|---------------------|-----------------|
| 2 – 4 | 0,8 |
| 5 – 9 | 0,6 - 0,7 |
| 10 – 16 | 0,4 - 0,5 |
| более 15 | 0,3 |

Число вспомогательных (отбойных) шпуров:

$$N_{от} = N - N_{вр} - N_{ок}, \text{ шт.} \quad (1.5)$$

Вспомогательные шпуры располагают на расстоянии, не превышающем диаметр врубовой полости или линии наименьшего сопротивления (ЛНС).

Методики расчёта параметров БВР, предложенные М.М. Протодяконовым, О.Э. Миндели, А.Ф. Сухановым, Ш.И. Ибраевым, также базируются на определении удельного расхода ВВ с учётом структурных особенностей пород, коэффициента зажима взрывающей породы, поперечного сечения горных выработок, коэффициента использования шпура и т.д. Авторы учитывают, что число шпуров находится в прямой зависимости от физико-механических свойств горных пород, размеров и форм поперечного сечения выработок, диаметра заряда и других факторов.

М.М. Протодяконов предложил производить расчёт удельного расхода ВВ при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок в монолитных или со слабо развитой трещиноватостью породах крепостью $f \geq 3$ по выражению [3]:

$$q_{вв} = 1,1 \cdot e \cdot \sqrt{\frac{f}{S}}, \text{ кг/м}^3. \quad (1.6)$$

Количество шпуров определяют из выражений:

– приближенное:

$$n = 2,7 \cdot \sqrt{\frac{f}{S}}, \text{ шт.}; \quad (1.7)$$

– уточнённое:

$$n = \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2, \text{ шт.}, \quad (1.8)$$

где n – число шпуров на 1 м² поперечного сечения забоя, шт.

О.Э. Миндели в расчётах удельного расхода ВВ при проходке рекомендует учитывать также глубину заложения горной выработки [4]:

$$q_{\text{вв}} = e \cdot \left(2,92 + 0,135 \cdot f + \frac{5,4}{S} - 0,004 \cdot d_3 - 2,22 \cdot \eta - \right. \\ \left. - 0,48 \cdot l_{\text{ш}} + 0,096 \cdot l_{\text{ш}}^2 + 8 \cdot 10^{-5} \cdot H + 3 \cdot 10^{-7} \cdot H^2 \right), \text{ кг/м}^3, \quad (1.9)$$

где η – коэффициент использования шпура; $l_{\text{ш}}$ – глубина шпуров, м; H – глубина заложения горной выработки, м.

Число шпуров определяют из выражения:

$$N = \frac{S \cdot q_{\text{вв}}}{K_{\text{зан}} \cdot Q_1}, \text{ шт.}, \quad (1.10)$$

где $K_{\text{зан}}$ – коэффициент заполнения шпура; Q_1 – масса заряда ВВ, кг, определяемая как:

$$Q_1 = \gamma \cdot \rho \cdot d_3^2, \text{ кг.} \quad (1.11)$$

По методу А.Ф. Суханова расчёт удельного расхода ВВ необходимо проводить по эталонному показателю расхода ВВ с учётом числа открытых плоскостей [4]:

$$q_{\text{вв}} = Q_1 \cdot e \cdot K_{\text{пл}} \cdot K_{\text{гл}} \cdot K_{\text{зар}} \cdot \chi, \text{ кг/м}^3, \quad (1.12)$$

где $K_{\text{пл}}$ – коэффициент влияния площади поперечного сечения выработки; $K_{\text{гл}}$ – коэффициент, учитывающий глубину шпура; $K_{\text{зар}}$ – коэффициент, учитывающий форму заряда; χ – коэффициент, учитывающий число открытых плоскостей.

Число шпуров определяют из выражения:

$$N = 1,67 + 0,17 \cdot f - S \cdot (0,037 f + 0,027), \text{ шт.} \quad (1.13)$$

Расчёт удельного расхода ВВ по методу Ш.И. Ибраева [4] производится по зависимости:

$$q_{\text{вв}} = \frac{\sqrt{f} - (0,25 \div 0,30) \cdot \sqrt{S}}{b}, \text{ кг/м}^3, \quad (1.14)$$

где b – коэффициент, учитывающий тип ВВ (для аммонита скального №1 – 1,1-1,2).

Общее число шпуров определяют из выражения:

$$N = \frac{41 \cdot S \cdot \sqrt{f} - a \cdot \sqrt{f}}{K_{\text{вв}} \cdot d_3}, \text{ шт.}, \quad (1.15)$$

где a – коэффициент, зависящий от вида выработки (для горизонтальных 0,25-0,3; для стволов шахт 0,12-0,15 – меньшие значение коэффициента принимаются при больших сечениях выработок); $K_{\text{вв}}$ – коэффициент, учитывающий мощность и плотность ВВ; d_3 – диаметр заряда в шпуре, мм.

Борисов С.С. [5] предлагает свой метод расчёта параметров БВР, при котором масса заряда на забой определяется по зависимости:

$$Q_3 = q_{\text{вв}} \cdot S \cdot l_{\text{ш}} \cdot \eta, \text{ кг.} \quad (1.16)$$

Удельный расход ВВ предлагается принимать по практическим данным исходя из площади поперечного сечения выработки, крепости породы и мощности ВВ (предлагается диапазон от 1 до 3 кг/м³).

Число шпуров на забой:

$$N = \frac{q_{\text{вв}} \cdot S \cdot \eta}{5 \cdot d_{\text{ш}}^2 \cdot \rho}, \text{ м}, \quad (1.17)$$

где $d_{\text{ш}}$ – диаметр шпура, дм; ρ – плотность заряжения (плотность ВВ в шпуре), кг/дм³.

Плотность заряжения обычно составляет 0,7 – 1,0 плотности ВВ.

По данному методу длину шпуров определяют из выражения:

$$l = (0,5 \div 1) \cdot B, \text{ м}, \quad (1.18)$$

где B – ширина выработки, м.

Рогинским В.М. предложено определять удельных расход и число шпуров для горизонтальных горных выработок согласно эмпирическим зависимостям, полученным путём математической обработки статистических данных натуральных наблюдений на рудниках Норильского промышленного района [7].

Удельный расход предложено рассчитывать:

$$q_{\text{вв}} = (0,501 + 0,178 \cdot f) \cdot K_{\text{пл}}, \text{ кг/м}^3, \quad (1.19)$$

где $K_{\text{пл}}$ – коэффициент, учитывающий площадь поперечного сечения выработок (таблица 1.3).

Таблица 1.3 – Значения коэффициента $K_{\text{пл}}$

| Площадь поперечного сечения выработки | $S, \text{ м}^2$ | До 5 | 5,1-7 | 7,1-10 | 10,1-15 | Свыше 15 |
|---------------------------------------|------------------|------|-------|--------|---------|----------|
| Коэффициент | $K_{\text{пл}}$ | 1,3 | 1,0 | 0,86 | 0,8 | 0,75 |

Общее число шпуров в этом случае определяют по выражению:

$$N = 15,692 + 2,317 \cdot S, \text{ шт.} \quad (1.20)$$

Врубовые шпуров:

$$N_{\text{вр}} = \frac{S}{0,203 + 0,085 \cdot S}, \text{ шт.} \quad (1.21)$$

Оконтуривающие шпуров:

$$N_{\text{ок}} = \frac{S}{0,285 + 0,026 \cdot S}, \text{ шт.} \quad (1.22)$$

С.А. Давыдовым [2] предложено определять число шпуров на забой отдельно для врубовых и отбойных.

Число отбойных (вспомогательных и оконтуривающих) шпуров находят по выражению:

$$N_{\text{от}} = \frac{(S - s_{\text{вр}}) \cdot q'}{\rho_1 \cdot K_{\text{зан}}}, \text{ шт.}, \quad (1.23)$$

где $S_{\text{вр}}$ – площадь сечения, оконтуренная врубовыми шпурами, м^2 ; ρ_1 – вместимость 1 м шпура, кг/м ; $K_{\text{зан}}$ – коэффициент заполнения, принимаемый по таблице 1.1 как среднее для вспомогательных и оконтуривающих шпуров.

Общее количество шпуров на забой составляет:

$$N = \frac{(S - s) \cdot q'}{\rho_1 \cdot b} + n, \text{ шт.} \quad (1.24)$$

Расстояние оконтуривающих шпуров от кровли, почвы и боков проектного контура выработки принимают (в зависимости от крепости породы) от 0,1 до 0,25 м.

Все вышеприведённые методики опираются на расчёт удельного расхода ВВ. Данный показатель определяется различными способами. При этом расхождение при сравнительных расчётах по этим методикам для одних и тех же условий может достигать значительных величин. Поэтому удельный расход ВВ в большинстве случаев определяют опытным путём либо по эмпирическим формулам, которые получены усреднением данных промышленных наблюдений и экспериментов. Примеры таких формул представлены далее.

А.И. Арыков рекомендует следующее выражение [9]:

$$q_{вв} = q_{01} \cdot \left(\frac{f}{f_1} \right)^{0.75}, \text{ кг/т}, \quad (1.25)$$

где $q_{вв}$ и q_{01} – расход ВВ, соответствующий коэффициентам крепости пород f и f_1 соответственно, кг/т.

П.Я. Таранов в своей работе [1] предложил усовершенствовать формулу М.М. Протождяконова по определению удельного расхода ВВ в связи с тем, что в ней не учтён тип применяемого ВВ и требуемая степень дробления:

$$q_{вв} = 0,4 \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{l_{ш}}{\sqrt{S}} \right)^2 \cdot e^{-1} \cdot k, \text{ кг/м}^3, \quad (1.26)$$

где e^{-1} – коэффициент, обратный коэффициенту работоспособности; k – коэффициент усиления заряда.

А.И. Стешенко [1] предлагает определять удельный расход ВВ по выражению:

$$q_{вв} = \frac{0,2}{S_1} = \sqrt{f}, \text{ кг/м}^3, \quad (1.27)$$

где S_1 – площадь, приходящаяся на один шпур, м².

$$S_1 = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{S}{f}}, \text{ м}^2. \quad (1.28)$$

Зависимость А.Г. Михайлова [1] имеет следующий вид:

$$q_{вв} = K_{прон} \cdot \sqrt{\frac{f}{S} \cdot f_0 \cdot \frac{4}{\sqrt{S}} \cdot \frac{e}{\rho} \cdot \rho_{заб}}, \text{ кг/м}^3, \quad (1.29)$$

где $K_{прон}$ – коэффициент пропорциональности; $\rho_{заб}$ – плотность забойки.

А.Н. Скуратов [1] приводит для расчёта удельного расхода ВВ выражение:

$$q_{\text{вв}} = 0,225 f \cdot l_{\text{ш}} \cdot \sqrt{\frac{6,5}{S}} \cdot d_{\text{ш}} \cdot f_0, \text{ кг/м}^3. \quad (1.30)$$

Для выработок большого сечения (более 20 м²) Н.И. Рыбин [11] предлагает использовать следующее выражение:

$$q_{\text{вв}} = \left(0,3 \cdot \sqrt{f} + \frac{2}{\sqrt{S}} \right)^2 \cdot d_3 \cdot l_{\text{ш}} \cdot e \cdot \rho \cdot f_0, \text{ кг/м}^3. \quad (1.31)$$

Согласно исследованиям Г. Лареса [1], для определения удельного расхода ВВ следует применять следующее выражение:

$$q_{\text{вв}} = q_1 \cdot f_0 \cdot v_{\text{заж}} \cdot \frac{e}{\rho} \cdot \rho_{\text{заб}}, \text{ кг/м}^3, \quad (1.32)$$

где q_1 – нормальный (табличный) удельный расход, кг/м³.

У. Лангефорс [13, 14], для расчёта удельного расхода ВВ предлагает пользоваться зависимостью:

$$q_{\text{вв}} = \frac{14}{\sqrt{S}} + 0,8, \text{ кг/м}^3. \quad (1.33)$$

Общее количество шпуров на забой, как правило, определяется по эмпирическим формулам. Для их расчёта учёными предложено множество различных зависимостей.

Формула, рекомендуемая ВНИИОМШС, основана на определении количества шпуров исходя из условия размещения ВВ в шпуровых зарядах при известном удельном расходе ВВ и площади поперечного сечения выработки – по данным СНиП [15] количество шпуров на забой для всех видов выработок следует определять по выражению:

$$N = 12,7 \frac{q_{\text{вв}} \cdot S}{K_{\text{зан}} \cdot d_3^2 \cdot \rho}, \text{ шт.}, \quad (1.34)$$

где d_3 – диаметр заряда, см; ρ – плотность ВВ в патронах, г/см³; $K_{\text{зан}}$ – коэффициент заполнения шпуров ВВ (таблица 1.4).

Таблица 1.4 – Определение коэффициента заполнения шпура в горизонтальных и наклонных горных выработках [15]

| Диаметр патрона ВВ, мм | Категория крепости пород (коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова) | |
|------------------------|--|-----------------|
| | V-VIII (f=3÷9) | IX-XI (f=10÷20) |
| 24, 28 | 0,35 – 0,7 | 0,75 – 0,85 |
| 32, 36 | 0,3 – 0,6 | 0,6 – 0,85 |
| 40 | 0,3 – 0,5 | 0,5 – 0,75 |

Всесоюзный научно-исследовательский угольный институт (ВУГИ) для определения числа шпуров на забой предлагает использовать следующую зависимость [1]:

$$N = 1,05 \cdot \sqrt{f} \cdot S \cdot d_3 \cdot l_{ш} \cdot n_{вв}, \text{ шт.}, \quad (1.35)$$

где d_3 – диаметр патрона ВВ; $n_{вв}$ – тип ВВ.

В формулах В.И. Богомолова [4] и Н.В. Мищенко [1] общее количество шпуров определяется только площадью поперечного сечения выработки и коэффициентом крепости пород.

Метод В.И. Богомолова:

$$N = 2,3 \sqrt{\frac{f}{S}}, \text{ шт.} \quad (1.36)$$

Метод Н.В. Мищенко:

$$N = 2,487 + 0,143 \cdot f - S(0,134 + 0,01 \cdot f), \text{ шт.} \quad (1.37)$$

Б.И. Бокий и А.И. Стешенко предлагают свои зависимости для расчёта количества шпуров на 1 м² [1].

Метод Б.И. Бокия:

$$n = 2,7 \cdot \frac{S}{l_{cp}^2}, \text{ шт.}, \quad (1.38)$$

где n – количество шпуров на 1 м² забоя, шт.; l_{cp} – средняя глубина шпура, м.

Метод А.И. Стешенко:

$$n = 3,5 \cdot \sqrt{\frac{S}{f}}, \text{ шт.}, \quad (1.39)$$

где n – число шпуров на 1 м².

Н.В. Понько [1] предложил использовать в расчётах дополненную формулу М.М. Протодьяконова, а именно:

$$N = \frac{K_{эл}}{K_{бр}} \left(\sqrt{0,2f} + \frac{l_{ш}}{s} \right)^2, \text{ шт.}, \quad (1.40)$$

где $K_{эл}$ – коэффициент учета глубины шпуров; $K_{бр}$ – коэффициент бризантности взрывчатого вещества.

Для определения числа шпуров в забое выработки В.М. Мостков [16] рекомендует пользоваться следующей зависимостью:

$$N = \frac{S}{W} + \frac{P}{W}, \text{ шт.}, \quad (1.41)$$

где P – периметр выработки, м.

Практически во всех методиках определения удельного расхода ВВ ключевыми факторами являются крепость разрушаемой горной породы и площадь поперечного сечения выработки. Реже в формулах встречается глубина скважин и плотность заряжения.

Таким образом, сегодня можно выделить ряд методик, базирующихся на общеизвестном подходе первоочередного определения удельного расхода ВВ и дальнейшего расчёта паспорта БВР на его основе. Рассмотренные методики не всегда дают удовлетворительные результаты. Основной причиной этого может служить недостаточная компетенция специалиста, выполняющего расчёты, и иные факторы, не учтённые предлагаемыми методиками. В результате параметры буровзрывных работ устанавливаются не совсем корректно, что в значительной мере сказывается на эффективности ведения взрывных работ.

1.1.2 Методики расчёта параметров БВР на основе первоочередного определения зон разрушения породного массива

Принципиально отличаются методики, расчёт которых основан на определении параметров зон разрушения породного массива зарядами ВВ.

Проведённый по ним расчёт позволяет определить места расположения шпуров в забое с учётом физическо-механических характеристик разрушаемого массива и особенностей применяемого ВВ.

Одними из первых предложили формулы для определения зон разрушения В.Н. Мосинец и Н.П. Горбачева [17, 18].

Радиус зоны смятия:

$$R_{CM} = \sqrt{\frac{C_S}{C_P}} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м}, \quad (1.42)$$

где C_P – скорость распространения продольных волн в массиве, м/с; C_S – скорость распространения поперечных волн в массиве, м/с; q – масса заряда в тротиловом эквиваленте, кг.

Радиус зоны трещинообразования:

$$R_{TP} = \sqrt{\frac{C_P}{C_S}} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м}. \quad (1.43)$$

Радиус зоны упругих деформаций:

$$R_{УД} = \frac{\sqrt{C_P}}{10} \cdot \sqrt[3]{q}, \text{ м}. \quad (1.44)$$

Несколько иной подход предложил коллектив авторов под руководством М.Ф. Друкованного [19].

Радиус зоны смятия:

$$R_{CM} = r_{ш} \cdot \left(\frac{P_b}{-\left(\frac{k}{\alpha}\right) + \left(\sigma_{сж} + \left(\frac{k}{\alpha}\right)\right) \cdot L^{(1+\alpha)}} \right)^{\frac{1}{2\beta}} \cdot \sqrt{L}, \text{ м}, \quad (1.45)$$

где $r_{ш}$ – радиус шпура, мм; P_b – давление в шпуре, Па; β – адиабатическое расширение взрывчатого вещества; k – коэффициент сцепления, Па; α – коэффициент внутреннего трения; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, Па; $\sigma_{рас}$ – предел прочности пород на растяжение, Па; E – модуль Юнга, Па; ν – коэффициент Пуассона, Па.

$$L = \frac{\frac{E}{(1+\nu)}}{\sigma_{сж} \left(1 + \frac{\ln \sigma_{сж}}{\sigma_{рас}} \right)}. \quad (1.46)$$

Радиус зоны трещинообразования:

$$R_{TP} = \left(\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{рас}} \right) \cdot R_{CM}, \text{ м.} \quad (1.47)$$

В своих работах Б.Р. Ракишев [20, 21] предлагает иной расчёт параметров зон разрушения.

Радиус зоны смятия в монолитных породах в камуфлетной стадии вычисляется по уравнению:

$$R_{CM} = r_{PP} \cdot \left(\frac{\gamma \cdot C^2}{5 \cdot \sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{2}}, \text{ м,} \quad (1.48)$$

где r_{PP} – предельный радиус взрывной полости, определяемый по выражению:

$$\overline{r_{PP}} = \left(\frac{P_H}{P_C} \right)^{\frac{1}{4}}, \quad (1.49)$$

где P_H и P_C – начальное давление продуктов детонации и прочностная характеристика среды в условия взрывного разрушения соответственно.

$$P_H = \frac{1}{8} \rho \cdot D^2, \quad (1.50)$$

$$P_C = \sigma_{сж} \cdot \left(\frac{\gamma \cdot C^2}{\sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{4}}, \quad (1.51)$$

где γ – плотность породы; C – скорость звука в породе, м/с; ρ – плотность заряда ВВ; D – скорость детонации ВВ, м/с.

Радиус зоны трещинообразования определяется по зависимости:

$$R_{TP} = R_{CM} \cdot \frac{\nu}{1+\nu} \cdot \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{рас}}, \text{ м.} \quad (1.52)$$

Радиус разрушения между рядами смежных секций скважин в работах [9, 22] определяют по формуле:

$$R_{TP} = 55 d_{ш} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot e}{\sqrt{f}}}, \text{ м,} \quad (1.53)$$

где ρ – плотность заряда ВВ, кг/м³; $d_{ш}$ – диаметр шпура, м.

Для расчёта радиуса зоны трещинообразования при торпедировании в работах [23, 24] предлагается использовать номограмму (рисунок 1.1).

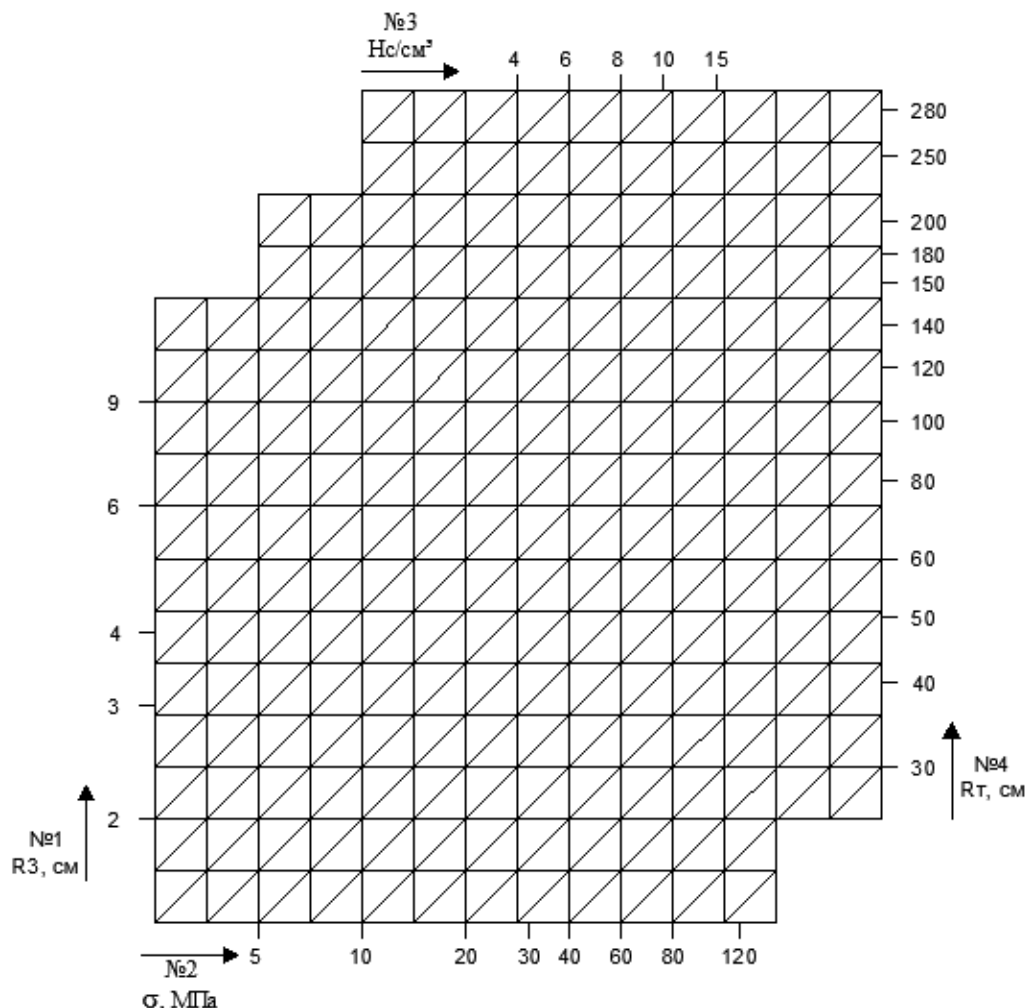


Рисунок 1.1 – Номограмма для определения радиуса зоны трещинообразования

Номограмма построена на основании экспериментальных данных, полученных при взрывании аммонита Т-19. Если применяется аммонит №6 ЖВ, то радиус зоны трещинообразования, определённый по номограмме, следует умножить на коэффициент 1,10.

При использовании более мощных ВВ и механизированном зарядании скважин на полное сечение радиус зоны трещинообразования рекомендуется определять по эмпирической зависимости [23]:

$$R_{TP} = (271 + 4K_{зан} + 42d_{скв} + 33Q - 20\sigma_{раз}) \cdot 10^{-3}, \text{ м}, \quad (1.54)$$

где $K_{зан}$ – коэффициент заряжения (заполнения по сечению) скважины взрывчатым веществом; $d_{скв}$ – диаметр скважины, мм; Q – теплота взрыва заряда, МДж; $\sigma_{раз}$ – прочность породы на разрыв, МПа.

В свою очередь теплота взрыва определяется как [23]:

$$Q = q \cdot P = q \cdot \frac{\pi \cdot d_3^2}{4} \cdot L_3 \cdot \rho, \text{ МДж}, \quad (1.55)$$

где q – теплота взрыва единицы массы взрывчатого вещества, МДж/кг; P – масса заряда, кг; d_3 – диаметр заряда, мм; L_3 – оптимальная длина заряда, участвующая в формировании зоны радиальных трещин в сечении, перпендикулярном оси цилиндрического удлинённого заряда; ρ – плотность патронирования, кг/м³.

В.Н. Тюпин в своей работе [25] рассмотрел методику ведения БВР и расчёт её рациональных параметров при проходке выработок в условиях повышенного горного давления. По его мнению, размер зоны регулируемого дробления необходимо определять по следующей зависимости:

$$R_{TP} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \cdot \frac{D \cdot \gamma \cdot d_3 \cdot c \cdot v \cdot \sqrt{d_k \cdot d_e^{-1}}}{(\sigma_{раз} \cdot (1 + \Phi^{-1}) + \mu \cdot K \cdot p) \cdot (1 - v) \cdot \Phi}, \quad (1.56)$$

где d_e – среднее расстояние между трещинами всех систем; d_k – размер кондиционного куска; d_3 – диаметр заряда ВВ; c – скорость продольной волны; v – коэффициент Пуассона; Φ – показатель трещиноватости массива; μ – коэффициент трения между отдельностями; γ – объёмная масса массива; K – коэффициент концентрации горного давления в районе взрываемой группы зарядов ВВ; p – средняя величина горного давления в ненарушенном массиве.

Для удароопасных гранитных массивов на рудниках Приангурского горно-химического комбината упрощённая формула расчёта радиуса зоны трещинообразования имеет вид:

$$R_{TP} = \frac{2,9 \cdot 10^{-3} c \cdot v}{(1 + 1,7\mu) \cdot (1 - v) \cdot \Phi} \cdot \sqrt{\frac{d_k}{d_e}}. \quad (1.57)$$

Расстояние между врубовыми шпурами или между врубовыми и компенсационным шпуром в плоскости образуемого забоя, обеспечивающее создание врубовой полости, равно:

$$a_{BP} = R_{TP} \sqrt{\frac{d_{zn}}{d_k}} = 0,32R_{TP}, \quad (1.58)$$

где d_{zn} – диаметр компенсационного шпура (скважины) или соседнего взрывного шпура, служащего компенсационным при короткозамедленном или замедленном взрывании, $d_{zn}=0,042$ м и $d_k=0,4$ м.

Расстояние между отбойными шпурами, а также между отбойными и оконтуривающими составит:

$$a_o = \sqrt{2} \cdot R_{TP} \left(2 - \frac{h}{\pi \cdot W} \right)^{0,5} = 1,82R_{TP}, \quad (1.59)$$

где W – линия наименьшего сопротивления.

Расстояние между оконтуривающими шпурами и проектным контуром выработки, обеспечивающее устойчивость выработки на контуре, определяется по формуле:

$$a_{OK} = R_{TP} \sqrt{\frac{d_y}{d_k}} = 0,7R_{TP}, \quad (1.60)$$

где d_y – размер отдельности, обеспечивающий устойчивость бортов выработки при ее диаметре 3 м (d_y примерно равно 0,2 м).

Число отбойных и оконтуривающих шпуров, обеспечивающих заданный КИШ, определено из геометрических соображений и равно:

$$N_{OT} = (S_B - S_{BP}) \cdot S_P^{-1} = (S_B - 2,4a^2) \cdot (K_y \pi R_{TP}^2)^{-1}, \quad (1.61)$$

где S_{BP} – площадь сечения врубовой полости в плоскости образуемого забоя; S_g – проектная площадь выработки; K_y – коэффициент, учитывающий сближение зарядов.

Масса заряда ВВ на один проходческий цикл определяется по выражению:

$$Q_{OB} = q_{вв} \cdot S_g \cdot l_{ш}, \quad (1.62)$$

где $l_{ш}$ – длина шпуров.

Масса заряда в шпуре равна:

$$Q_1 = Q_{OB} \cdot N_{OB}^{-1}, \quad (1.63)$$

где $N_{об}$ – общее число шпуровых зарядов ВВ на забой.

В.Н. Тюпин предлагает определять удельный расход ВВ по следующей зависимости:

$$q_{\text{вв}} = \frac{(\pi \cdot D \cdot \gamma)^2}{2A_{\text{ид}} \cdot \gamma \cdot \Phi} \cdot \left(\frac{n^*+1}{16} \right) \cdot \frac{d_3}{h} + \frac{\mu}{2A_{\text{ид}}} \cdot \left(\sqrt{\pi} \cdot \frac{D \cdot \gamma \cdot d_3 \cdot c \cdot \nu}{W \cdot \Phi \cdot (1-\nu)} \cdot \left(\frac{n^*+1}{16} \right) \cdot \ln \left(\frac{2W}{d_3} \right) + K_p \right), \quad (1.64)$$

где $A_{\text{ид}}$ – полная идеальная работа взрыва; n^* – количество взаимодействующих зарядов в группе ($n^*=1$ при огневом способе взрывания; $n^*=\nu^{-1}$ при электрическом).

Радиус зоны трещиноватости в работе [26] предлагают определять как:

$$R_{\text{ТР}} = r_3 \cdot \left(\sqrt{\frac{P_b}{2\sigma_{\text{рас}}}} \right)^{\frac{1}{2}}, \text{ м}, \quad (1.65)$$

где r_3 – радиус заряда.

Б.Н. Кутузов и А.П. Андриевский предложили свой метод определения размеров зон разрушения [27, 28].

Радиус зоны смятия определяют по выражению:

$$R_{\text{СМ}} = d_{\text{ш}} \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2}{8 \cdot \sigma_{\text{сж}}}}, \text{ м}, \quad (1.66)$$

где d – диаметр шпура, м; ρ – плотность ВВ, кг/м³; D – скорость детонации, м/с; $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности пород на сжатие, Па.

Радиус зоны трещинообразования, формирующейся вокруг шпура в монолитном скальном массиве при его взрывном нагружении удлинёнными зарядами, определяют по следующей зависимости [27, 28]:

$$R_{\text{ТР}} = 0,7 \cdot R_{\text{СМ}} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2 \cdot d_{\text{ш}}}{8 \cdot \tau_{\text{ср}} \cdot R_{\text{СМ}}}}, \text{ м}, \quad (1.67)$$

где $\tau_{\text{ср}}$ – предел прочности разрушаемого массива на срез (для большинства пород $\tau_{\text{ср}}$ не превышает 20 МПа. Приблизительно $\tau_{\text{ср}}$ можно определить как $(0,1-0,02) \cdot \sigma_{\text{сж}}$ [29]), Па; D – скорость детонации, м/с; ρ – плотность ВВ, кг/м³; $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности пород на сжатие, Па.

Радиус зоны трещинообразования, формирующейся вокруг шпура в трещиноватом массиве при его взрывном нагружении удлинёнными зарядами, рассчитывают по выражению:

$$R_{TPP} = 0,7 \cdot R_{CM} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2 \cdot d_u}{8 \cdot \tau_{cp} \cdot R_{CM} \cdot K_c}}, \text{ м}, \quad (1.68)$$

где K_c – коэффициент структурного ослабления породы взрываваемого трещиноватого массива, рассчитываемый по формуле [27, 28]:

$$K_c = \frac{1}{0,97 + 0,13 \frac{R_{TP}}{l_m}}, \quad (1.69)$$

где l_m – среднее расстояние между трещинами, м.

Максимальное значение линии наименьшего сопротивления шпурового заряда определяют по следующим формулам.

– Для монолитного массива:

$$W = \cos \alpha \cdot R_{mp}, \text{ м}. \quad (1.70)$$

– Для трещиноватого массива:

$$W = \cos \alpha \cdot R_{mpm}, \text{ м}. \quad (1.71)$$

В работе [30] размер зоны трещинообразования вдоль оси удлинённого заряда от донной части скважины рекомендуют определять из следующего соотношения (при взрывном разрушении пород крепостью $f \leq 4$, характеризующихся сейсмическим коэффициентом $K_v = 7,85$ м/с в обобщённой зависимости скорости смещений):

$$R_{TP} = \frac{60d_3 \cdot \sqrt{\frac{\gamma_{вв}}{\gamma_{H_2O}}}}{\sqrt[3]{([V_{сж}]_{CT} \cdot K_D)^2 \cdot \sqrt{1 + \frac{L_D}{L_3}}}}, \text{ м}, \quad (1.72)$$

где d_3 – диаметр заряда, равный диаметру патрона или диаметру скважины соответственно при зарядании патронированными или россыпными ВВ, м; $\gamma_{вв}$ – относительная (по сравнению с водой) плотность ВВ в заряде, кг/м³; L_D – длина демпфера в скважине, м; K_D – коэффициент динамичности, характеризующий относительное увеличение разрушающей нагрузки при динамическом (взрывном) нагружении породного массива (или образца) по сравнению со случаем квазистатической сжимающей нагрузки. Согласно [31-33] для реальных массивов при скважинах длиной более 3-4 метров может приниматься значение

$K_d=1,25\dots 2$; $[V_{сж}]_{ст}$ – допустимая скорость смещения, соответствующая статическому пределу прочности на сжатие, м/с.

Значение скоростей смещения могут быть определены по статическому пределу прочности на сжатие $[\sigma_{сж}]_{ст}$ или пропорциональному ему коэффициенту крепости по шкале М.М. Протодяконова, ($f=0,01 \cdot [\sigma_{сж}]_{ст}$) и акустической жёсткости ($\gamma \cdot C_p$) охраняемого массива (γ – т/м³, C_p – км/с).

$$[V_{сж}]_{ст} = \frac{0,1 \cdot [\sigma_{сж}]_{ст}}{\gamma \cdot C_p} = \frac{10f}{\gamma \cdot C_p}, \text{ м/с.} \quad (1.73)$$

В случае рассредоточения заряда по длине инертной забойкой, когда $h_{заб} > 6d$ и длина нижней части заряда не меньше $6d$, в расчётную формулу (1.72) может вводиться не общая длина заряда, а длина его нижней (наддемпферной) части, что уменьшает расчётный размер зоны нарушений в массиве.

Зависимость для определения зоны радиального трещинообразования приведена в работе [32]:

$$R_{TP} = d_3 \cdot \sqrt{\frac{P_{ж}}{\left(1 + 2 \cdot \gamma \cdot P_{ж} \cdot (1 + \nu)\right) \cdot \frac{E}{\sigma_{рас}}}}, \text{ м,} \quad (1.74)$$

где d_3 – диаметр заряда, м; $P_{ж}$ – давление продуктов детонации в плоскости Жуге, Па; $\sigma_{рас}$ – предел прочности пород на одноосное растяжение, Па; E – модуль Юнга (упругости), Па; γ – показатель изоэнтропы.

В работе [35] зоны дробления и трещинообразования предлагается определять по следующим зависимостям:

$$R_{CM} = 810 \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot e}{\tau_{сд}} \cdot \frac{1 - 2\nu}{1 - \nu}} \cdot d_{ш}, \text{ м,} \quad (1.75)$$

$$R_{TP} = 3250 \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot e}{\sigma_{рас}} \cdot \frac{\nu}{1 - \nu}} \cdot d_{ш}, \text{ м,} \quad (1.76)$$

где ρ – плотность заряжения, кг/м³; e – относительная мощность (работоспособность) ВВ; ν – коэффициент Пуассона горной породы; $\sigma_{рас}$ – предел прочности породы на растяжение, Па; $\tau_{сд}$ – предел прочности породы на сдвиг, Па.

Среди зарубежных учёных вопросом определения параметров зон разрушения породного массива занимались С.Р. Айверсон, Н. Джорджевич, С.С. Канчиботла, Д. Кексин, И. Онедерра, Г. Сзуладзинский, С. Эсен и др [36-43].

В работе [36] Г. Сзуладзинский предложил рассчитывать радиус зоны смятия по следующей формуле:

$$R_{CM} = \sqrt{\frac{2r_{ш}^2 \rho Q_{EF}}{\sigma_{сж}}}, \text{ мм}, \quad (1.77)$$

где $r_{ш}$ – радиус шпура, мм; ρ – плотность взрывчатого вещества, г/мм³; Q_{EF} – эффективная энергия взрывчатого вещества (предположительно 2/3 полной реакции).

Радиус зоны трещинообразования, предложенный Д. Кексиным [18, 37] представляет собой следующую зависимость:

$$R_{TP} = 96 \cdot \left(\frac{G}{10\sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{8}} \cdot (10E)^{\frac{1}{6}}, \text{ мм}, \quad (1.78)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на одноосное сжатие, МПа; E – модуль упругости (модуль Юнга), МПа; G – длина заряда, кг/м.

Н. Джорджевич [38] рекомендует рассчитывать радиус зоны смятия по выражению:

$$R_{CM} = \frac{r_{ш}}{\sqrt{\frac{24\sigma_{раз}}{P_b}}}, \text{ мм}, \quad (1.79)$$

где $r_{ш}$ – радиус шпура, мм; $\sigma_{раз}$ – предел прочности пород на разрыв, Па; P_b – давление в шпуре, определяемое по формуле [39]:

$$P_b = \frac{\rho \cdot D^2}{8}, \text{ Па}. \quad (1.80)$$

Методика расчёта радиуса зоны смятия С.С. Канчиботлы [40] представляет собой следующее соотношение:

$$R_{CM} = r_{ш} \sqrt{\frac{P_b}{\sigma_{сж}}}, \text{ мм}, \quad (1.81)$$

где $r_{ш}$ – радиус шпура, мм; P_b – давление продуктов детонации, Па; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, Па.

Давление продуктов детонации в шпуре (P_b) также определяется согласно [39].

С. Эсен и И. Онедerra в своих работах [41, 42] предложили определять радиус зоны смятия по выражению:

$$R_{CM} = 0.812r_{ш}(CZI)^{0.219}, \text{ мм}, \quad (1.82)$$

где $r_{ш}$ – радиус шпура, мм; CZI – индекс зоны разрушения, является безразмерным показателем, определяемым по выражению:

$$CZI = \frac{P_b^3}{K \cdot \sigma_{сж}^2}, \quad (1.83)$$

где P_b – давление в шпуре, Па; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, Па; K – жесткость горной массы;

$$K = \frac{E}{1 + \nu}, \quad (1.84)$$

где E – модуль Юнга, Па; ν – коэффициент Пуассона, Па.

Группа учёных под руководством С.Р. Айверсона в своём отчёте [43] предложила рассчитывать фактическую зону разрушения по следующей зависимости:

$$R_{mp} = 25 \cdot \sqrt{\frac{P_e EXP}{P_e ANFO}} \cdot \sqrt{\frac{2.65}{\gamma}}, \text{ м}, \quad (1.85)$$

где $P_e EXP$ – плотность заряда ВВ, кг/м³; $P_e ANFO$ – плотность игданита, кг/м³; γ – объёмная плотность породы, кг/м³.

Исходя из анализа приведённых ранее методик расчёта зон разрушения можно отметить, что все они работают в определённых условиях. Кроме того, ряд методик применим только для монолитных массивов.

Тем не менее, можно сделать вывод, что проектирование и непосредственное ведение взрывных работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок может осуществляться как по уже устоявшимся методикам [9, 17, 19, 21, 23, 26, 36-38, 40], так и по сравнительно недавно предложенным [27, 28, 34, 35, 41, 43].

Наиболее работоспособной в настоящее время представляется методика Б.Н. Кутузова и А.П. Андриевского [27, 28]. Она позволяет осуществлять комплексное построение паспорта БВР по рассчитанным зонам разрушения. Однако недостатками данной методики является то, что здесь предполагается использование только клинового ступенчатого вруба, применение которого при бурении самоходными буровыми установками (СБУ) бывает весьма затруднительно. Кроме того, при расчётах параметров БВР в мягких породах при

некоторых условиях получены не совсем корректные результаты.

Проведённый анализ показал, что работа по определению рациональных параметров БВР осложняется тем, что необходимо учитывать всё многообразие горно-геологических и горнотехнических условий проходки горных выработок. Любая разработанная методика определения рациональных параметров БВР должна рассматриваться как с точки зрения эффективности использования ресурсов, так и с точки зрения безопасности и экономики горнодобывающего предприятия.

Совершенно очевидно, что специалистам горных предприятий трудно ориентироваться во всём многообразии предлагаемых методик. Необходимо, чтобы они учитывали весь спектр специфических условий и факторов, при которых ведётся строительство горных выработок. Соответственно возникает необходимость провести комплексный анализ ведения взрывных работ с учётом всего многообразия условий, присущих конкретным объектам строительства горных выработок.

1.2 Анализ практики ведения БВР при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок на подземных рудниках Норильского промышленного района

В настоящее время на большинстве рудников строительство выработок ведётся с применением БВР, и эта тенденция будет сохраняться в горнопромышленной отрасли ближайшие десятки лет [28, 44].

Буровзрывные работы являются первой ступенью в схеме технологических процессов как строительства горных выработок, так и добычи полезного ископаемого.

На сегодняшний день к существующим методикам БВР предъявляются повышенные требования по оптимизации параметров, которые обеспечивали бы оптимальный заданный отрыв и качество дробления горной массы при проходке. Имеющиеся технологии ведения буровзрывных работ при очистной выемки также не всегда обеспечивают требуемое дробление горной породы, что приводит либо

к высокому выходу негабаритов, либо к переизмельчению породы. Причин, порождающих эти явления, может быть несколько: неправильный подбор типа ВВ для данного массива пород, завышенный или заниженный расход ВВ, ошибка в подборе параметров сетки расположения шпуров и т.п.

Проходка горных выработок относится к одному из наиболее сложных и трудоёмких этапов подземной разработки твёрдых полезных ископаемых. Проведение выработок в крепких породах в основном осуществляют при помощи БВР, которые занимают в проходческом цикле от 30 до 60 % времени.

Паспорт БВР является одним из основных документов на производство взрывных работ при проведении подземных выработок. При изменении свойств пород паспорт БВР должен уточняться, при этом необходимо учитывать результаты предыдущих взрывов.

Для разработки методики, оптимально действующей в разнообразных горно-геологических и горнотехнических условиях, был изучен опыт ведения взрывных работ на различных месторождениях. Также проведён анализ особенностей строительства горизонтальных и наклонных горных выработок, а именно выявление основных горно-геологических и горнотехнических факторов, влияющих на эффективность взрывных работ и их фактических показателей.

Талнахско-Октябрьское сульфидное медно-никелевое месторождение располагается на юго-западном склоне плато Хараелах и связано с крупным дифференцированным интрузивом габбро-диабазов норильского типа, разветвлённым в плане и в разрезе трёхмерной зональности. По восстанию, по направлению к флангам снизу-вверх в интрузивных телах наблюдается планомерное изменение химизма пород и самих минералов, а также изменение минерального состава, степени и качества оруденения. Залежи богатых сульфидных руд приурочены в основном к центральным и фронтальным частям интрузивов.

Выделяется три промышленно-технологических типа руд: богатые, медистые и вкрапленные в интрузиве. Наибольшую ценность представляют залежи богатых руд. Второе место по ценности занимают медистые. Все типы руд

образуют единую зону сложного внутреннего строения. Особой сложностью она характеризуется во фронтальной части месторождений и на флангах. Как правило, к этим участкам приурочены максимумы тектонических нарушений.

Физико-механические свойства руд и пород представлены геологическими службами рудников (таблицы 1.5-1.6).

Таблица 1.5 – Прочностные и деформационные свойства руд и пород Талнахского рудного узла (рудники «Таймырский», «Октябрьский», «Комсомольский», «Маяк»)

| № п/п | Наименование руды или породы | Объёмная плотность, кг/м ³ | Коэффициент крепости | Прочность при сжатии, МПа | Прочность при растяжении, МПа | Модуль упругости, $E \times 10^{-4}$, МПа | Коэффициент Пуассона |
|-------|----------------------------------|---------------------------------------|----------------------|---------------------------|-------------------------------|--|----------------------|
| 1 | Скарн | 2,5 – 2,6 | 4 - 8 | 105 | 6 | - | - |
| 2 | Мрамор | 2,55 – 2,75 | 4 - 6 | 80 | 8 | - | - |
| 3 | Роговик | 2,6 – 2,9 | 10 - 14 | 130 | - | 6,3 | 0,21 |
| 4 | Роговик «медистый» | 2,9 – 3,4 | 12 - 14 | 140 | - | 3,2 | 0,13 |
| 5 | Габбро-долерит такситовый | 2,8 – 3,2 | 10 - 12 | 120 | 12 | 8,1 | 0,22 |
| 6 | Габбро-долерит пикритовый | 2,6 – 3,1 | 12 - 14 | 150 | 12 | 9,5 | 0,20 |
| 7 | Габбро-долерит оливин содержащий | 2,8 – 3,0 | 10 - 12 | 120 | 6 | 8,0 | 0,26 |
| 8 | Габбро-долерит оливинный | 2,8 – 2,9 | 8 - 10 | 70 | 10 | 6,0 | 0,19 |
| 9 | Халькопирит-пирротиновая руда | 4,3 – 5,2 | 6 - 9 | 90 | 4 | 5,4 | 0,22 |
| 10 | Моихукитовая руда | 3,9 – 4,4 | 6 - 8 | 80 | 2 | 4,8 | 0,30 |
| 11 | Моихукит-кубанитовая руда | 4,1 – 4,8 | 6 – 10 | 90 | - | 5,3 | 0,23 |
| 12 | Кубанит-моихукитовая руда | 4,0 – 4,5 | 8 - 10 | 120 | 4 | 5,5 | 0,19 |
| 13 | Искусственный массив (бетон) | 1,85 | 2 - 3 | 5 | 3 | - | - |

Таблица 1.6 – Прочностные и деформационные свойства руд и пород в поле рудника «Заполярный» [45]

| Показатель | Вмещающие породы | | | Руда | | |
|--|------------------|---------|---------------------------|-------------|------------|------------|
| | песчаник | базальт | оливиновый габбро-долерит | контактовые | такситовые | пикритовые |
| Предел прочности на сжатие, МПа | 16,6 | 21,0 | 14,6 | 8,4 | 10,5 | 16,1 |
| Предел прочности на растяжение, МПа | 20 | 25 | 10 | 7 | 12,7 | 16 |
| Предел прочности на срез, МПа | 12 | 8 | 5 | 5,8 | 4,4 | 5,4 |
| Модуль упругости, $E \times 10^{-5}$, МПа | 8 | 9,6 | 8 | 8,2 | 8,2 | 9,2 |
| Коэффициент Пуассона | 0,25 | 0,25 | 0,19 | 0,25 | 0,22 | 0,25 |
| Объёмная плотность, кг/м ³ | 2680 | 3000 | 3000 | 3000 | 3000 | 3000 |
| Коэфф. крепости | 10-12 | 14-16 | 14-16 | 10-14 | 10-14 | 10-14 |

Крепость руд, пород и бетона по шкале М.М. Протодяконова при проведении расчётов принимается унифицировано в диапазонах 0-5; 6-11; 12-16.

Классификация руд и пород по степени трещиноватости, а также значения коэффициента структурного ослабления представлены в таблицах 1.7-1.8.

Таблица 1.7 – Классификация руд и пород по степени трещиноватости

| Степень трещиноватости | Основной размер ребра элементарного блока (среднее расстояние между трещинами), м |
|---|---|
| Слаботрещиноватые | 0,2 и более |
| Среднетрещиноватые | 0,1-0,2 |
| Сильнотрещиноватые | 0,05-0,1 |
| Весьма сильнотрещиноватые (раздробленные) | 0,05 и менее |

Таблица 1.8 – Значения коэффициента структурного ослабления при сжатии в зависимости от угла падения трещин

| Число трещин на 1 погонный метр | Угол падения трещин α , град. | | |
|---------------------------------|--------------------------------------|-----------|-----------|
| | 0-20 | 20-30 | 30-50 |
| менее 4 | 0,50-0,60 | 0,35-0,50 | 0,30-0,35 |
| 4-10 | 0,35-0,40 | 0,30-0,35 | 0,25-0,30 |
| 10-20 | 0,30-0,35 | 0,25-0,30 | 0,20-0,25 |
| более 20 | 0,25-0,30 | 0,20-0,25 | 0,10-0,20 |

Буровое оборудование подбирают исходя из горно-геологических и горнотехнических условий. По техническим возможностям бурового оборудования диаметр коронки принимают стандартный (от 43 мм до 64 мм) при длине бурения от 2 м до 5 м. На рассматриваемых рудниках для бурения шпуров в основном применяют СБУ типа Boomer 282, Boomer L-2D, Boomer M-2D.

Характеристики ВВ. В зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий выбирают взрывчатые материалы (ВМ). На рудниках Норильского промышленного района в настоящее время применяют гранулированные аммиачно-селитренные ВВ типа гранулит АЗ, гранулит АС-8, игданит-П и патронированные типа аммонит №6ЖВ и аммонал (таблица 1.9) [46].

Таблица 1.9 – Характеристики применяемых на рудниках ВВ

| № п/п | Тип ВВ | Диаметр патрона, мм | Длина патрона, мм | Масса в патроне, г | Плотность, кг/м ³ | Скорость детонации, м/с |
|-------|----------------------------------|----------------------|-------------------|--------------------|------------------------------|-------------------------|
| 1 | Аммонит № 6 ЖВ (патронированный) | 31 - 32 | 208-265 | 200 и 250 | 1000 – 1200 (1100)* | 3600 -4800 (4000)** |
| | | 36 - 37 | 260-331 | 300 | 1000 - 1200 (1100)* | 3600 -4800 (4000)** |
| | | 90 | 500 | 3000 | 1000 – 1200 (1100)* | 3600 -4800 (4000)** |
| 2 | Аммонал | 31-32 | 250 | 200 и 250 | 950-1150 (1000)* | 4000-4500 (4250)** |
| 3 | Гранулит АС-8 | в шпурах | | | 1150-1250 (1200)*** | 3000-3600 (3300)** |
| | | в скважинах | | | 1050-1150 (1100)*** | 3800-4800 (4000)** |
| 4 | Игданит – П | в шпурах и скважинах | | | 1100-1250 (1150)*** | 3500-3800 (3650)** |
| 5 | Гранулит АЗ | в шпурах и скважинах | | | 1100-1200 (1150)*** | 3200-3600 (3400)** |
| 6 | Гранулит А6 | в шпурах и скважинах | | | 1100-1200 (1150)*** | 4200-5000 (4600)** |

* - в скобках приведена средняя плотность ВВ в патроне;

** - в скобках приведена средняя скорость детонации;

*** - в скобках приведена средняя плотность заряжения.

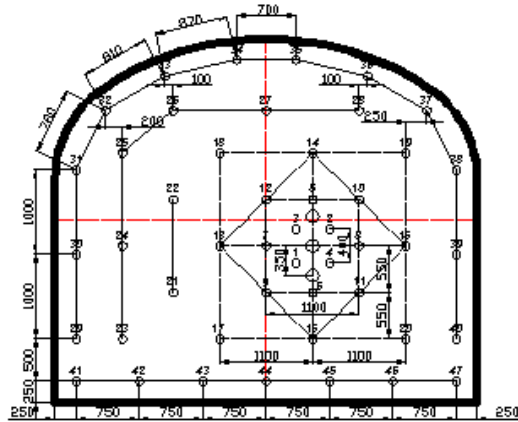
1.2.1 Рудник «Таймырский»

В настоящее время на руднике ведётся отработка богатых руд.

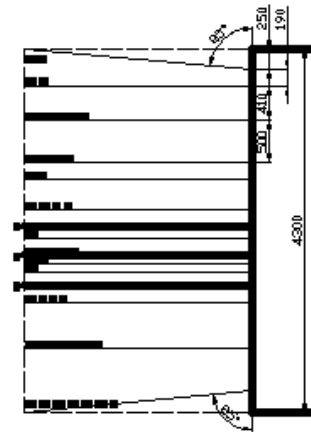
Проходка горных выработок осуществляется по 6-ти типам паспортов БВР. Пример наиболее распространённого представлен на рисунке 1.2 и в таблице 1.10. Анализ паспортов БВР рудника «Таймырский» представлен в таблице 1.11.

Анализ типовых паспортов БВР показал, что на руднике «Таймырский» для всех рассмотренных условий при проходке разрезных, транспортных, разведочных выработок и технологических ниш тип вруба принят прямой с компенсационными скважинами. Врубовые шпуры бурят перпендикулярно к плоскости забоя в сочетании с 3 компенсационными скважинами диаметром 102 мм. На проходке выработок наиболее распространены паспорта БВР с 47 и 54 шпурами, при их диаметре 43 мм и 51 мм. Длина шпуров составляет 2,7-3,9 м., удельный расход ВВ изменяется в диапазоне от 1,74 до 3,80 кг/м³, удельный расход бурения – от 2,02 до 2,51 шп.м/м³.

Схема расположения шпуров



ПАСПОРТ БВР

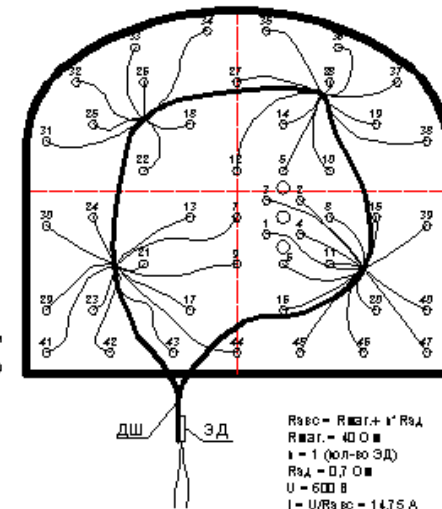


1. Сечение выработки - 19,7 м².
2. Категория пород - Г-8-14.
3. Применяемое буровое оборудование - СБУ.
4. Тип ВР/СВ - право/с контемпоранными скважинами.

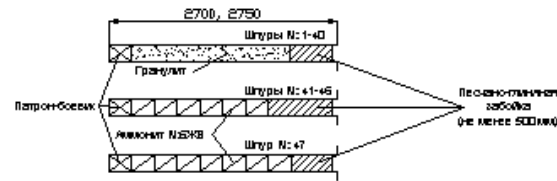
| |
|--------------------|
| ШИФР |
| Б-47-2,7-43 |

Схема монтажа взрывной сети

(в пучок собирать не более 20 ударно-волновых трубок)

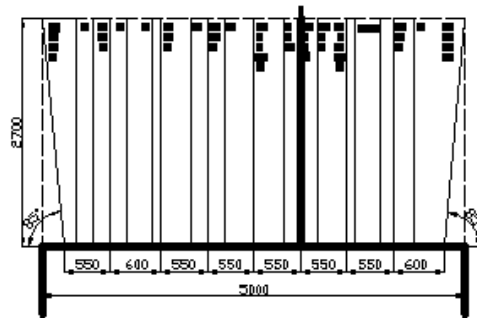


Конструкции зарядов



Шпуры 1-20 располагать на противоположной стороне забоя от места бурения врубных шпуров предыдущего цикла.

Способы зарядки: гранулированные ВВ - шахта/проветриват; патронированные ВВ - ручная.



Места установки аншлагов ограждены закрываемой зоной, места выставления постов и аншлагов ограждены окраской зон, место укрыва взрывника - согласно "Схеме ограждения объектов от опасных зон".

Радиус опасной зоны - согласно "Расчета границ закрываемых опасных зон..."

Время взрывания, время проветривания - согласно "Циклограммы ведения взрывных работ"

Схема проветривания - согласно паспорта проветривания

Конструкция патрона-боевика



Рисунок 1.2 – Пример паспорта БВР на 47 шпуров, распространённого на руднике «Таймырский»

Таблица 1.10 – Буровзрывные данные паспорта БВР на 47 шпуров

| Очередность взрывания | Номера шпуров | Длина шпуров, м | Диаметр шпуров, мм | НСИ | | Величина заряда на шпур, кг | | Величина заряда на серию, кг | | Детонирующий шпур, м | Электродетонатор, шт. | Длина забойки не менее, м (на 1 шпур) | Количество шпурометров, м | |
|-----------------------|---------------|-----------------|--------------------|-------------|-----------------------|-----------------------------|--------------|------------------------------|--------------|----------------------|-----------------------|---------------------------------------|---------------------------|-------|
| | | | | Кол-во, шт. | Время замедления, мс. | Игданит-П | Аммонит №6ЖВ | Игданит-П | Аммонит №6ЖВ | | | | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | | | 9 | 10 | 11 | 12 | |
| | 0 (3 шт.) | 2,70 | 102 | | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 10 | | 0 | 16,20 | |
| 1 | 1 | 2,70 | 43 | 1 | 0 | 3,2 | 0,25 | 3,2 | 0,25 | | | | 0,50 | 2,70 |
| 2 | 2 | 2,70 | 43 | 1 | 100 | 3,2 | 0,25 | 3,2 | 0,25 | | | | 0,50 | 2,70 |
| 3 | 3 | 2,70 | 43 | 1 | 200 | 3,2 | 0,25 | 3,2 | 0,25 | | | | 0,50 | 2,70 |
| 5 | 4 | 2,70 | 43 | 1 | 300 | 3,2 | 0,25 | 3,2 | 0,25 | | | | 0,50 | 2,70 |
| 5 | 5-6 | 2,70 | 43 | 2 | 400 | 3,2 | 0,25 | 6,4 | 0,5 | | | | 0,50 | 5,40 |
| 6 | 7-8 | 2,70 | 43 | 2 | 500 | 3,2 | 0,25 | 6,4 | 0,5 | | | | 0,50 | 5,40 |
| 7 | 9-10 | 2,70 | 43 | 2 | 600 | 3,2 | 0,25 | 6,4 | 0,5 | | | | 0,50 | 5,40 |
| 8 | 11-12 | 2,70 | 43 | 2 | 700 | 3,2 | 0,25 | 6,4 | 0,5 | | | | 0,50 | 5,40 |
| 9 | 13-16 | 2,70 | 43 | 4 | 800 | 3,2 | 0,25 | 12,8 | 1,0 | | | | 0,50 | 10,80 |
| 10 | 17-20 | 2,70 | 43 | 4 | 900 | 3,2 | 0,25 | 12,8 | 1,0 | | | | 0,50 | 10,80 |
| 11 | 21-22 | 2,70 | 43 | 2 | 1000 | 3,2 | 0,25 | 6,4 | 0,5 | | | | 0,50 | 5,40 |
| 12 | 23-28 | 2,70 | 43 | 6 | 2000 | 3,2 | 0,25 | 19,2 | 1,5 | | | | 0,50 | 16,20 |
| 13 | 29-40 | 2,75 | 43 | 12 | 3000 | 3,2 | 0,25 | 38,4 | 3,0 | | | | 0,50 | 33,00 |
| 14 | 41-47 | 2,75 | 43 | 7 | 4000 | 0 | 1,75 | 0 | 1,75 | | | 0,50 | 19,25 | |
| Итого: | | | | 47 | | | | 128,00 | 22,50 | 10,0 | 1,0 | | 144,05 | |

Таблица 1.11 – Анализ паспортов БВР рудника «Таймырский»

| № п/п | Назначение выработки и площадь поперечного сечения, м ² | Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjeяконова | Кол-во шпуров | Тип вруба и число шпуров вруба | Длина шпуров, м | Удельный расход ВВ, кг/м ³ | Диаметр шпуров, мм | Удельный расход бурения, шп.м./м ³ |
|-------|--|--|---------------|--|-----------------|---------------------------------------|--------------------|---|
| 1 | Разрезные, транспортные, разведочные выработки, технологические ниши S=23,17 | 8-14 | 54 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 2,15-3,77 | 43-51 | 2,45 |
| 2 | Разрезные, транспортные, разведочные выработки, технологические ниши S=24,1 | 4-7 | 47 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 2,07-3,11 | 43-51 | 2,05 |
| 3 | Разрезные, транспортные, разведочные выработки, технологические ниши S=25,0 | 4-7 | 48 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 2,0-2,99 | 43-51 | 2,02 |
| 4 | Разрезные, транспортные, разведочные выработки, технологические ниши S=19,7 | 8-14 | 47 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 2,53-3,8 | 43-51 | 2,51 |
| 5 | Разрезные, транспортные, разведочные выработки, технологические ниши S=20,6 | 4-7 | 44 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 1,82-3,03 | 43-51 | 2,25 |
| 6 | Разрезные, транспортные, разведочные выработки, технологические ниши S=21,5 | 4-7 | 42 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 1,74-2,9 | 43-51 | 2,06 |

Наблюдения соответствия проектных параметров БВР фактическим проводились в следующих выработках.

1) РО 21 север из ТШЛ 55 по «богатой» руде, средней крепости $f=8-10$, сечением $19,67 \text{ м}^2$ ($5,0 \times 4,3 \text{ м}$), длина основного комплекта шпуров $L_{\text{ш}} = 3,9 \text{ м}$.

Согласно проведённым замерам, среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине составило 14 см. Расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами не выдержаны, среднее отклонение от проектного составило 15 см.

По результатам взрыва средняя величина «стаканов» составила 40,0 см (рисунок 1.3). Зафиксирована плохая проработка взрывного вруба, вследствие чего по середине выработки образовался выступ, а также плохо проработана нижняя часть забоя (рисунок 1.4). Качество дробления горной массы – удовлетворительное. Коэффициент использования шпуров составил 0,84.

2) РО 20 юг по «богатой» руде, средней крепости $f=8-14$, сечением $23,17 \text{ м}^2$ ($5,0 \times 4,5 \text{ м}$), длина основного комплекта шпуров $L_{\text{ш}} = 3,9 \text{ м}$.

Согласно проведённым замерам, среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине составило 23 см. Расстояния между первым и вторым рядом вспомогательных шпуров не выдержаны, среднее отклонение от проектного составило 35 см. Взрывной вруб забурен на такую же величину, что и основной комплект шпуров (3,9 м). Число шпуров в забое сокращено на 4 шт. по сравнению с проектным.

По результатам взрыва средняя величина «стаканов» составила 100,0 см. Коэффициент использования шпуров – 0,74.

а)



б)



Рисунок 1.3 – Средняя величина «стаканов» в выработке РО 21



Рисунок 1.4 – Нижняя часть забоя после взрыва в выработке РО 21

1.2.2 Рудник «Октябрьский»

В настоящее время объектом отработки на руднике «Октябрьский» являются три промышленных типа руд: богатые, медистые и вкрапленные.

Проходка горных выработок производится по 15-ти типовым паспортам БВР. Пример одного из наиболее распространенных приведён на рисунке 1.5 и в

таблице 1.12 [46]. Анализ паспортов БВР рудника «Октябрьский» приведён в таблице 1.13.

Анализ типовых паспортов БВР показал, что на руднике «Октябрьский» для всех рассмотренных условий при проходке выработок тип вруба принимается нескольких видов: прямой с компенсационными скважинами; вертикально-клиновой; наклонный вертикально-клиновой и односторонний вертикально-клиновой.

На руднике используют гранулированные ВВ типа игданит-П, гранулит АС-8 и гранулит АС-6. Заряжание шпуров производят пневмозарядчиками ЗП-2, РПЗ-06, ЗП-12. Иницирование – средствами ИСКРА-Ш. В зависимости от коэффициента крепости пород и площади поперечного сечения выработки удельный расход ВВ находится в диапазоне от 0,97 до 4,63 кг/м³, а удельный расход бурения изменяется от 1,63 до 4,61 шп.м/м³.

Паспорт БВР

Схема расположения шпуров

2-1-РП

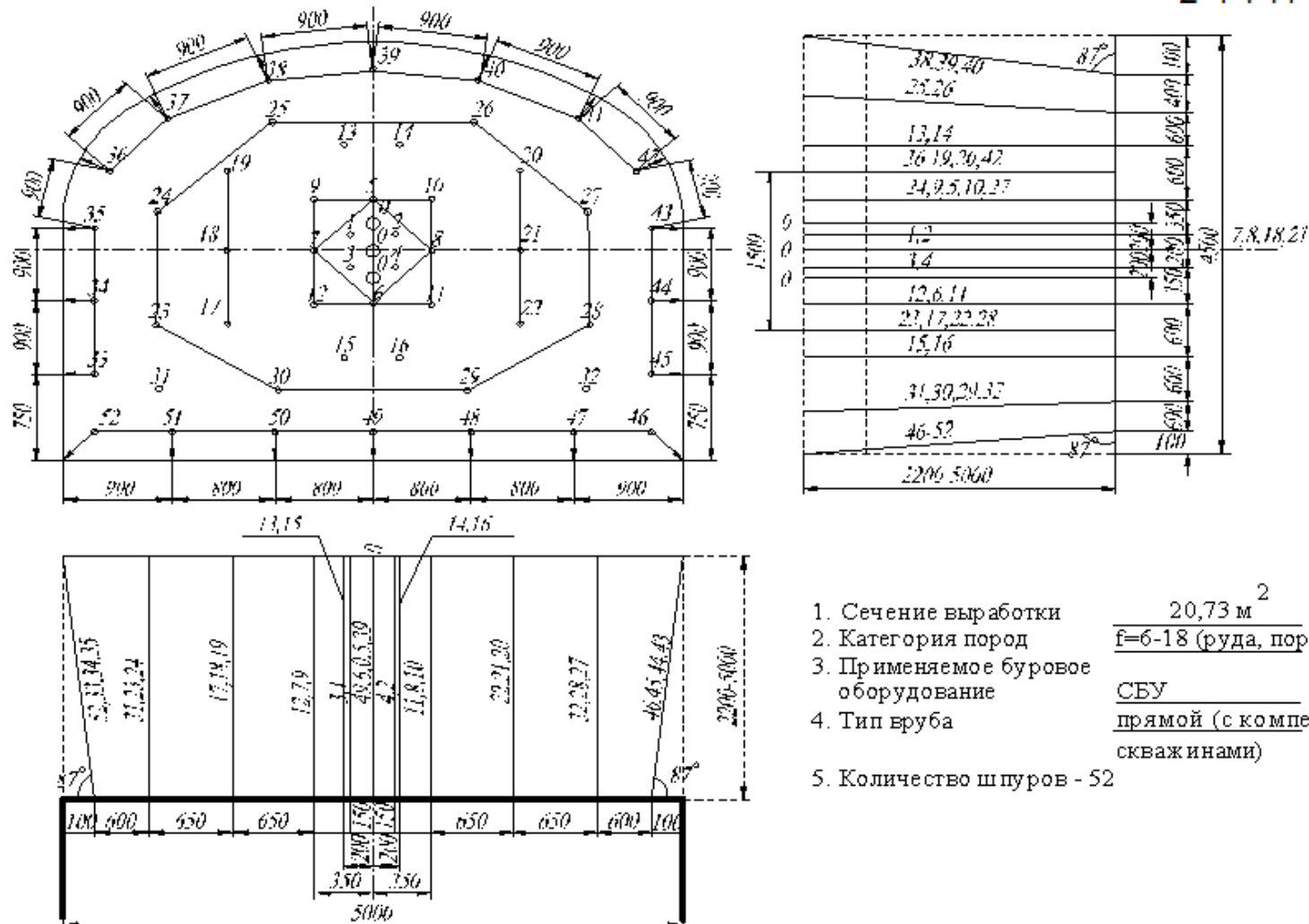


Рисунок 1.5 – Пример паспорта БВР на 52 шпура, распространённого на руднике «Октябрьский»

Таблица 1.12 – Буровзрывные данные паспорта БВР на 52 шпура

| Очередность взрывания | Номера шпуров | Кол-во шпуров, шт. | Длина шпуров, м | Диаметр шпуров, мм | Тип ЭД, СИНВ-Ш, номер серии | | Величина заряда на шпур, кг. | | | | Всего ВВ на серию, кг. | | | | Детонирующий шнур, п.м. | Длина забойки, м | Количество шпурометров, м |
|-----------------------|---------------|--------------------|-----------------|--------------------|-----------------------------|---------|------------------------------|------|--------------|----------|------------------------|-------|--------------|----------|-------------------------|------------------|---------------------------|
| | | | | | ЭД-8Ж | ИСКРА-Ш | Игданит П | А-3 | Ам-т 6ЖВ 250 | ДПМ, шт. | Игданит П | А-3 | Ам-т 6ЖВ 250 | ДПМ, шт. | | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | 0 | 3 | 5,0 | 76 | | - | - | - | | - | - | | - | | - | 15,00 | |
| 1 | 1 | 1 | 5,0 | 48-51 | 1 | 0-7 | 8,0 | 10,0 | 0,50 | | 8,0 | 10,0 | 0,50 | 0 | 0,50 | 5,0 | |
| 2 | 2 | 1 | 5,0 | 48-51 | | 100-7 | 8,0 | 10,0 | 0,50 | | 8,0 | 10,0 | 0,50 | 0 | 0,50 | 5,0 | |
| 3 | 3 | 1 | 5,0 | 48-51 | | 200-7 | 8,0 | 10,0 | 0,50 | | 8,0 | 10,0 | 0,50 | 0 | 0,50 | 5,0 | |
| 4 | 4 | 1 | 5,0 | 48-51 | | 300-7 | 8,0 | 10,0 | 0,50 | | 8,0 | 10,0 | 0,50 | 0 | 0,50 | 5,0 | |
| 5 | 5,6 | 2 | 5,0 | 48-51 | | 400-7 | 7,0 | 8,0 | 0,25 | | 14,0 | 16,0 | 0,50 | 0 | 0,50 | 10,0 | |
| 6 | 7,8 | 2 | 5,0 | 48-51 | | 500-7 | 7,0 | 8,0 | 0,25 | | 14,0 | 16,0 | 0,50 | 0 | 0,50 | 10,0 | |
| 7 | 9-12 | 4 | 5,0 | 48-51 | | 600-7 | 7,0 | 8,0 | 0,25 | | 28,0 | 32,0 | 1,00 | 0 | 0,50 | 20,0 | |
| 8 | 13,14 | 4 | 5,0 | 48-51 | | 700-7 | 7,0 | 8,0 | 0,25 | | 28,0 | 32,0 | 1,00 | 0 | 0,50 | 20,0 | |
| 9 | 15-18 | 6 | 5,0 | 48-51 | | 800-7 | 7,0 | 8,0 | 0,25 | | 42,0 | 48,0 | 1,50 | 0 | 0,50 | 30,0 | |
| 10 | 19-26 | 8 | 5,0 | 48-51 | | 900-7 | 7,0 | 8,0 | 0,25 | | 56,0 | 64,0 | 2,00 | 0 | 0,50 | 40,0 | |
| 11 | 27-28 | 2 | 5,0 | 48-51 | | 1000-7 | 7,0 | 8,0 | 0,25 | | 14,0 | 16,0 | 0,50 | 0 | 0,50 | 10,0 | |
| 12 | 29-31, 40-42 | 6 | 5,0 | 48-51 | | 2000-7 | 8,0 | 10,0 | 0,25 | | 48,0 | 60,0 | 1,50 | 0 | 0,50 | 30,0 | |
| 12 | 32-39 | 7 | 5,0 | 48-51 | | 3000-7 | 8,0 | 10,0 | 0,25 | | 56,0 | 70,0 | 1,75 | 0 | 0,50 | 35,0 | |
| 13 | 43-50 | 7 | 5,0 | 48-51 | 4000-7 | | | 4,0 | | | | 28,00 | | 0,50 | 35,0 | | |
| ИТОГ: | | 52 | | | 1 | | | | | | 332,0 | 394,0 | 40,25 | 0 | 15 | 275 | |

Таблица 1.13 – Анализ паспортов БВР рудника «Октябрьский»

| № п/п | Назначение выработки и площадь поперечного сечения, м ² | Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjeяконова | Кол-во шпуров | Тип вруба и число шпуров вруба | Длина шпуров, м | Удельный расход ВВ, кг/м ³ | Диаметр шпуров, мм | Удельный расход бурения шп.м./м ³ |
|-------|--|--|---------------|--|-----------------|---------------------------------------|--------------------|--|
| 1 | Транспортные и разрезные выработки, S=16,83 | 8-14 | 40-46 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 1,48-4,07 | 43 | 2,5-2,88 |
| 2 | Разрезные штреки с машинной проходкой, S=18,2 | 8-14 | 46 | Вертикальный (вертикальн-оклиновой) 10. Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 1,58-4,55 | 43 | 2,66 |
| 3 | Разрезные штреки, S=18,8 | 8-14 | 36-47 | Односторонний вертикально-клиновой, 12 | 2,7-3,9 | 1,25-4,63 | 43-64 | 2,01-2,64 |
| 4 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S=18,8 | 8-14 | 39 | Наклонный (вертикально клиновой), 12 | 2,7 | 1,22-3,01 | 48 | 2,18 |
| 5 | Разведочные панельные и разрезные выработки, S=5,95 | 8-14 | 24-26 | Вертикальный (вертикально-клиновой), 6. Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 1,9 | 2,35-4,47 | 42 | 4,26-4,61 |
| 6 | Транспортные выработки и разрезные штреки, S=22,93 | 8-14 | 53 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 1,76-4,58 | 43 | 2,43-2,44 |
| 7 | Разрезные штреки, S=36,0 | 8-14 | 56-64 | Вертикальный клиновой, 16 Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 0,97-2,88 | 43 | 1,63-1,87 |
| 8 | Транспортные выработки и разрезные штреки, S=31,3 | 8-14 | 64 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7 | 1,37-2,75 | 43-52 | 2,27 |

| | | | | | | | | |
|----|------------------------|------|----|--|---------|-----------|-------|------|
| 9 | S=23,65 м ² | 6-18 | 45 | Односторонний, 10 | 2,2-5,0 | 1,75-2,75 | 48-51 | 1,97 |
| 10 | S=19,06 м ² | 6-18 | 45 | Односторонний, 10 | 2,2-5,0 | 2,17-3,27 | 48-51 | 2,49 |
| 11 | S=21,45 м ² | 6-18 | 45 | Односторонний, 10 | 2,2-5,0 | 1,93-3,25 | 48-51 | 2,21 |
| 12 | S=22,64 м ² | 6-18 | 46 | Прямой с компенсационными скважинами, 14 | 2,2-5,0 | 2,75-2,80 | 48-51 | 2,28 |
| 13 | S=18,6 м ² | 6-18 | 46 | Прямой с компенсационными скважинами, 14 | 2,2-5,0 | 2,47-3,77 | 48-51 | 2,77 |
| 14 | S=20,73 м ² | 6-18 | 46 | Прямой с компенсационными скважинами, 14 | 2,2-5,0 | 2,22-3,51 | 48-51 | 2,49 |
| 15 | S=20,73 м ² | 6-18 | 52 | Прямой с компенсационными скважинами, 10 | 2,2-6,0 | 2,21-3,46 | 48-51 | 2,5 |

Наблюдения соответствия проектных параметров БВР фактическим проводились в следующих выработках.

1) ТШ л.35 из ВЗУ-7юг по «вкрапленной» руде средней крепости $f=8-14$, сечением $16,83 \text{ м}^2$ ($4,0 \times 4,0 \text{ м}$), длина основного комплекта шпуров $L_{\text{ш}} = 3,9 \text{ м}$.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине составило 19 см. Расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами не выдержаны, среднее отклонение от проектного составило 24 см. Конструкция взрывного вруба не соответствует проектному. Присутствует недобур расширителем компенсационных скважин (рисунок 1.6).

По результатам взрыва средняя величина «стаканов» составила 0,6 м. Качество дробления горной массы удовлетворительное. Коэффициент использования шпуров составил 0,84.

2) РШ 1/6 – 2 по «вкрапленной» руде средней крепости $f=8-14$, сечением $22,93 \text{ м}^2$ ($5,0 \times 4,5 \text{ м}$), длина основного комплекта шпуров $L_{\text{ш}} = 3,9 \text{ м}$.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине составило 36 см. Расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами не выдержаны, среднее отклонение от проектного составило 35 см. Конструкция взрывного вруба не соответствует проектному.

По результатам взрыва средняя глубина «стаканов» – 90,0 см. Качество дробления горной массы удовлетворительное. Коэффициент использования шпуров составил 0,77.



Рисунок 1.6 – Недобур расширителем компенсационной скважины в выработке ТШ л 35

1.2.3 Шахта «Комсомольская»

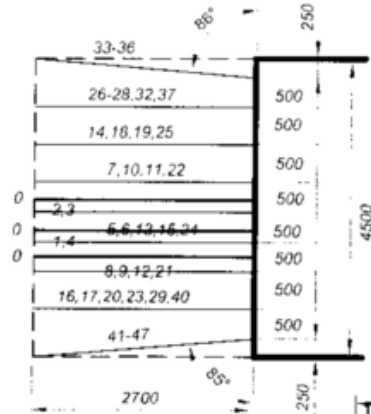
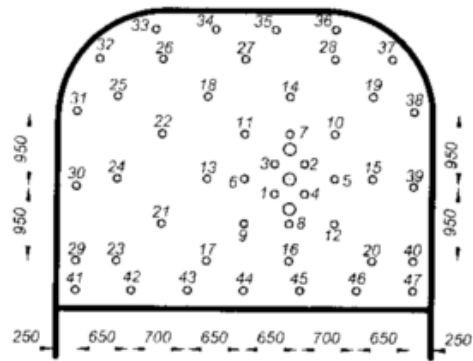
В настоящее время объектом отработки являются три промышленных типа руд: сплошные (богатые), медистые (вкрапленные и прожилково-вкрапленные в породах, вмещающих интрузию) и вкрапленные [47].

На руднике используют 16 типовых сечений при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок. Пример паспорта БВР, наиболее распространённого на шахте «Комсомольская» рудника «Комсомольский», приведён на рисунке 1.7 и в таблице 1.14. Проходка горных выработок с помощью БВР производится согласно утвержденному «Альбому типовых паспортов БВР...». Анализ паспортов БВР шахты «Комсомольская» приведён в таблице 1.15.

ПАСПОРТ БВР

ШИФР
E'-47-2,7-I(11-20)

Схема расположения шпуров



1. Сечение выработки 18,76 м².
2. Категория пород f = 8-14
3. Применяемое буровое оборудование СБУ.
4. Тип вруба прямой (с компенсационными скважинами)
5. Способ заряжания:
-гранулированные ВВ - механизированный (оборудованием допущенным Госгортехнадзором России)
-патронированные ВВ - ручной

Варианты конструкции зарядов

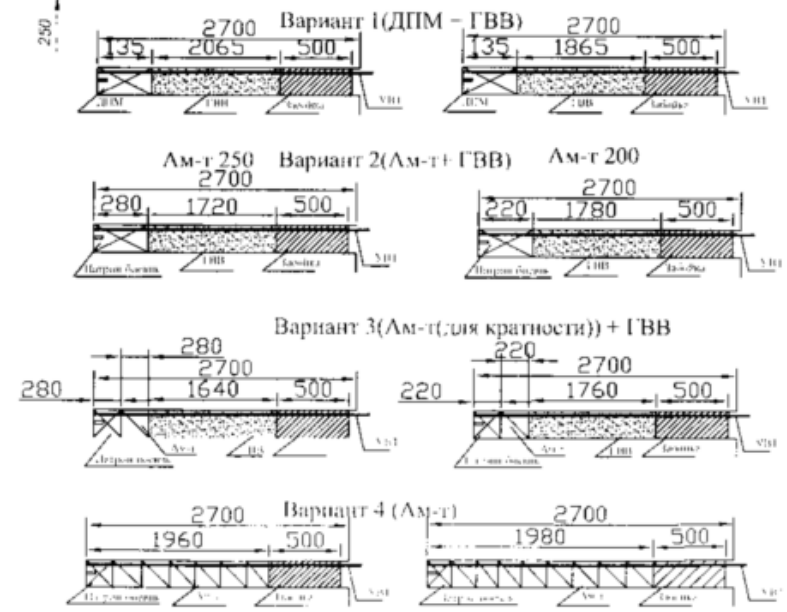
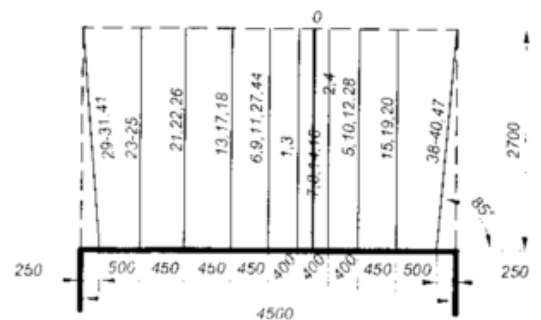


Рисунок 1.7 – Пример паспорта БВР на 47 шпуров, распространённого на шахте «Комсомольская»

Таблица 1.14 – Буровзрывные данные паспорта БВР на 47 шпуров

| Очередность взрывания | Номера шпуров | Кол-во шпуров, шт. | Длина шпуров, м | Диаметр шпуров, мм | Тип ЭД и номер серии | Тип НСИ, интервал замедления, длина УВТ | Величина заряда на шпур, кг. | | | | Всего ВВ на серию, кг. | | | | Детонирующий шнур, п.м. | Длина забойки, м | Количество шпурометров, м |
|-----------------------|---------------|--------------------|-----------------|--------------------|----------------------|---|------------------------------|-----|--------------------|--------|------------------------|------|--------------------|------|-------------------------|------------------|---------------------------|
| | | | | | | | ГВВ | | Ам-т 6ЖВ (аммонал) | | ГВВ | | Ам-т 6ЖВ (аммонал) | | | | |
| | | | | | А-3, АС-8 | Иг-т П | 250 | 200 | А-3, АС-8 | Иг-т П | 250 | 200 | | | | | |
| | 0 | 3 | 2,7 | 102 | | | | | | | | | | | | | 8,1 |
| 1 | 1 | 1 | 2,7 | 43 | | 0-7 | 2,0 | 1,6 | 0,50 | 0,4 | 2,0 | 1,6 | 0,50 | 0,4 | | 0,50 | 2,7 |
| 2 | 2 | 1 | 2,7 | 43 | | 20-7 | 2,0 | 1,6 | 0,50 | 0,4 | 2,0 | 1,6 | 0,50 | 0,4 | | 0,50 | 2,7 |
| 3 | 3 | 1 | 2,7 | 43 | | 80-7 | 2,0 | 1,6 | 0,50 | 0,4 | 2,0 | 1,6 | 0,50 | 0,4 | | 0,50 | 2,7 |
| 4 | 4 | 1 | 2,7 | 43 | | 100-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | | 0,50 | 2,7 |
| 5 | 5-6 | 2 | 2,7 | 43 | | 150-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 4,0 | 3,2 | 0,50 | 0,4 | | 0,50 | 5,4 |
| 6 | 7-8 | 2 | 2,7 | 43 | | 200-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 4,0 | 3,2 | 0,50 | 0,4 | | 0,50 | 5,4 |
| 7 | 9-10 | 2 | 2,7 | 43 | | 300-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 4,0 | 3,2 | 0,50 | 0,4 | | 0,50 | 5,4 |
| 8 | 11-12 | 2 | 2,7 | 43 | | 400-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 4,0 | 3,2 | 0,50 | 0,4 | | 0,50 | 5,4 |
| 9 | 13-16 | 4 | 2,7 | 43 | | 500-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 8,0 | 6,4 | 1,00 | 0,8 | | 0,50 | 10,8 |
| 10 | 17-20 | 4 | 2,7 | 43 | | 600-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 8,0 | 6,4 | 1,00 | 0,8 | | 0,50 | 10,8 |
| 11 | 21-22 | 2 | 2,7 | 43 | | 1000-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 4,0 | 3,2 | 0,50 | 0,4 | | 0,50 | 5,4 |
| 12 | 23-28 | 6 | 2,7 | 43 | | 2000-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 12,0 | 9,6 | 1,50 | 1,2 | | 0,50 | 16,2 |
| 13 | 29-40 | 12 | 2,7 | 43 | | 3000-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 24,0 | 19,2 | 3,00 | 2,4 | | 0,50 | 32,4 |
| 14 | 41-47 | 7 | 2,7 | 43 | | 4000-7 | 2,0 | 1,6 | 0,25 | 0,2 | 14,0 | 11,2 | 1,75 | 1,4 | | 0,50 | 18,9 |
| ИТОГ: | | 50 | | | 2 | | | | | | 94,0 | 75,2 | 12,5 | 10,0 | 10 | | 135,0 |

Таблица 1.15 – Анализ паспортов БВР шахты «Комсомольская»

| № п/п | Назначение выработки и площадь поперечного сечения, м ² | Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова | Кол-во шпуров | Тип вруба и число шпуров вруба | Длина шпуров, м | Удельный расход ВВ, кг/м ³ | Диаметр шпуров, мм | Удельный расход бурения шп. м/м ³ |
|-------|--|--|---------------|--|-----------------|---------------------------------------|--------------------|--|
| 1 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S=14,83 | 8-14 | 25 | Односторонний (вертикально-клиновой), 6 | 3,9 | 1,9-2,3 | 64 | 1,83 |
| 2 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S=14,83 | 8-14 | 36 | Односторонний (вертикально-клиновой), 8 | 3,9 | 2,81-3,2 | 64 | 2,64 |
| 3 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S=14,83 | 8-14 | 40 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7 | 1,73-2,38 | 43 | 2,84 |
| 4 | S=16,83 м ² | 8-14 | 43 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 3,9 | 3,08 | 52 | 2,69 |
| 5 | S=18,2 м ² | 8-14 | 46 | Наклонный (вертикально-клиновой), 10 | 2,7-3,7 | 3,69 | 43 | 2,69-2,71 |
| 6 | S=18,2 м ² | 6-14 | 40 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7 | 1,85 | 43-51 | 2,43 |
| 7 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S=18,8 | 8-14 | 40 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7 | 1,59-1,88 | 43 | 2,24 |
| 8 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S=18,8 | 8-14 | 46 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 3,9 | 1,72-4,14 | 43-51 | 2,58 |
| 9 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S=18,8 | 8-14 | 46 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7 | 2,07-2,74 | 43 | 2,58 |

| | | | | | | | | |
|----|--|------|-------|--|---------|-----------|-------|-----------|
| 10 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S=18,8 | 8-14 | 60 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7 | 1,82-2,16 | 43 | 3,36 |
| 11 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S=18,8 | 8-14 | 49-51 | Односторонний (вертикально-клиновой), 10 | 3,9 | 1,12-3,52 | 56-64 | 2,83-2,95 |
| 12 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S=18,8 | 8-14 | 47 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 1,59-3,01 | 43-52 | 2,81 |
| 13 | S=22,93 м ² | 8-14 | 53 | Прямой с компенсационными скважинами, 8 | 2,7-3,9 | 2,66 | 43-52 | 3,14 |
| 14 | S=31,3 м ² | 8-14 | 64 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7- | 1,37-2,75 | 43-52 | 2,27 |
| 15 | S=36 м ² | 8-14 | 56 | Вертикально-клиновой | 2,7-3,9 | 0,99-2,63 | 43-52 | 1,65 |
| 16 | S=36 м ² | 8-14 | 64 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,7-3,9 | 1,3-2,98 | 43-52 | 1,96 |

Анализ типовых паспортов БВР показал, что на шахте «Комсомольская», так же как и на руднике «Октябрьский», для всех рассмотренных условий тип вруба принимается четырёх видов: прямой с компенсационными скважинами; вертикально-клиновой; наклонный клиновой и односторонний вертикально-клиновой. Наиболее распространен прямой призматический вруб с компенсационными скважинами.

На руднике используют гранулированные ВВ: гранулит АС-8, гранулит А6, гранулит А3, игданит-П, игданит и патронированные аммонит №6ЖВ; аммонит ПЖВ-20 и аммонал. Инициирование производят электродетонаторами ЭД-3Н; ЭД-8Ж (Э); ЭД-1-8-Т, ЭДВ, ЭД-КЗ-ПК (ПКМ); ЭДКЗ-ПМ, системами неэлектрического взрывания ЭКСЭЛ, ИСКРА, а также используя детонаторы промежуточные малогабаритные ДПМ.

При одинаковом коэффициенте крепости пород, но меняющейся площади поперечного сечения выработки удельный расход ВВ колеблется в диапазоне от 0,99 до 3,52 кг/м³, а удельный расход бурения – 1,65 до 3,36 шп.м/м³.

Наблюдения соответствия проектных параметров БВР фактическим проводились в следующих выработках.

1) НРШК 50 п 4 по «вкрапленной» руде (габбро-долерит такситовый) средней нарушенности, средней крепости $f=12-14$, сечением 20,72 м² (5,0×4,5 м), длина основного комплекта шпуров $L_{ш} = 4,8$ м.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине составило 18 см. Расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами не выдержаны, среднее отклонение от проектного составило 30 см. Конструкция взрывного вруба не соответствует проектному.

По результатам взрыва средняя глубина «стаканов» – 100,0 см. (рис 1.8). Коэффициент использования шпуров – 0,78.

2) НРШК 52 п 7 по «медистой» руде с прослоями породы (роговик ангидрит пероксеновый) средней нарушенности, средней крепости $f=8-12$, сечением 31,3 м² (8,0×4,5 м), длина основного комплекта шпуров $L_{ш} = 3,9$ м.

Согласно проведённым замерам, среднее отклонение основного комплекта

шпуров по глубине – 17 см. Расстояния между первым и вторым рядом вспомогательных шпуров не выдержаны, среднее отклонение от проектного составило 20 см. Взрывной вруб забурен на такую же величину, что и основной комплект шпуров (3,9 м). По результатам взрыва средняя величина «стаканов» – 40,0 см. Коэффициент использования шпуров – 0,83. Плохо проработана почва выработки (рисунок 1.9).

3) РШК 52 п 7 по «медистой» руде с прослоями породы (роговик ангидрит пероксеновый), средней нарушенности, средней крепости $f=8-12$, сечением $18,76 \text{ м}^2$ ($4,5 \times 4,5 \text{ м}$), длина основного комплекта шпуров $L_{\text{ш}} = 3,9 \text{ м}$.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине – 13 см. Расстояния между первым и вторым рядом вспомогательных шпуров не выдержаны, среднее отклонение от проектного составило 20 см. Взрывной вруб забурен на такую же величину, что и основной комплект шпуров (3,9 м). Число шпуров в забое увеличено на 2 шт. по сравнению с проектным.

По результатам взрыва средняя величина «стаканов» – 30,0 см. Коэффициент использования шпуров – 0,82.



Рисунок 1.8 – Средняя величина «стаканов» в выработке НРШК 50 п 4



Рисунок 1.9 – Непроработанный уступ по почве выработки НРШК 52 п 7

1.2.4 Шахта «Скалистая»

Шахта «Скалистая» рудника «Комсомольский» на данный момент ведёт отработку богатых пирротиновых (включая собственно пирротиновые и халькопирит-пирротиновые) руд крупнозернистого сложения и петельчатой макроструктуры.

Проходка горных выработок ведётся по паспортам, аналогичным применяемым на шахте «Комсомольская». Пример одного из наиболее распространённых приведён на рисунке 1.10 и в таблице 1.16.

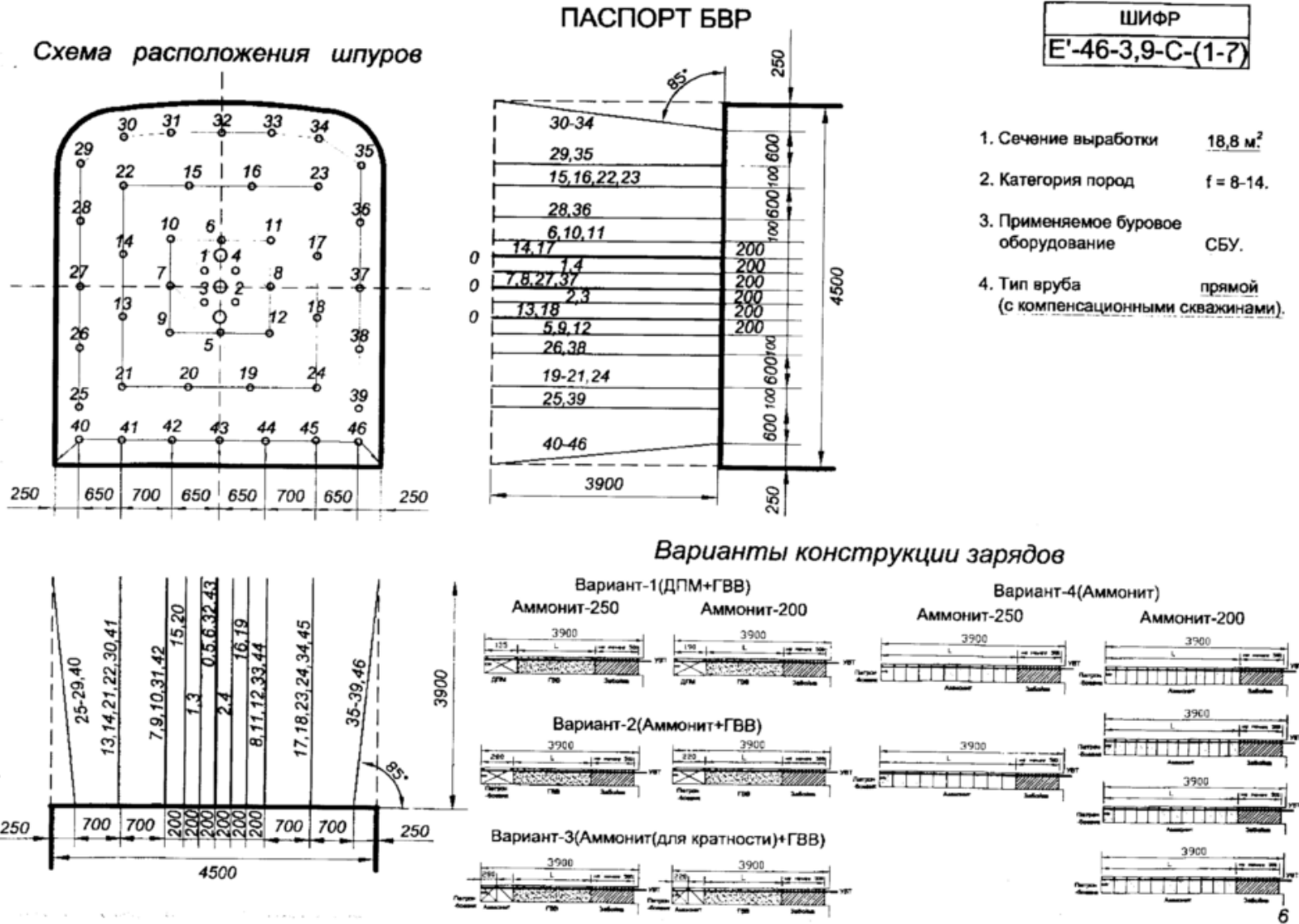


Рисунок 1.10 – Пример паспорта БВР на 46 шпуров, распространённый на шахте «Скалистая»

Таблица 1.16 – Буровзрывные данные паспорта БВР на 46 шпуров

| Очередность взрывания | Номера шпуров | Кол-во шпуров, шт. | Длина шпуров, м | Диаметр шпуров, мм | Тип ЭД и номер серии | Тип НСИ, интервал замедления, длина УВТ | Величина заряда на шпур, кг. | | | | Всего ВВ на серию, кг. | | | | ДШ для инициирования волноводов, м | Длина забойки, м | Количество шпурометров, м |
|-----------------------|---------------|--------------------|-----------------|--------------------|----------------------|---|------------------------------|--------|--------------------|-----|------------------------|--------|--------------------|-------|------------------------------------|------------------|---------------------------|
| | | | | | ЭД-МД | ИСКРА-Ш | ГВВ | | Ам-т 6ЖВ (аммонал) | | ГВВ | | Ам-т 6ЖВ (аммонал) | | | | |
| | | | | | | | А3, АС-8 | Иг-т П | 250 | 200 | А3, АС-8 | Иг-т П | 250 | 200 | | | |
| | 0 | 3 | 3,9 | 76-102 | | | | | | | | | | | | | 11,7 |
| 1 | 1 | 1 | 3,9 | 51 | | 0-7 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,4 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,40 | | 0,5 | 3,9 |
| 2 | 2 | 1 | 3,9 | 51 | | 40-7 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,2 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,20 | | 0,5 | 3,9 |
| 3 | 3 | 1 | 3,9 | 51 | | 80-7 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,2 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,20 | | 0,5 | 3,9 |
| 4 | 4 | 1 | 3,9 | 51 | | 150-7 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,2 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,20 | | 0,5 | 3,9 |
| 5 | 5-6 | 2 | 3,9 | 51 | | 300-7 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,4 | 12,0 | 9,6 | 0,50 | 0,80 | | 0,5 | 7,8 |
| 6 | 7-8 | 2 | 3,9 | 51 | | 500-7 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,2 | 12,0 | 9,6 | 0,50 | 0,40 | | 0,5 | 7,8 |
| 7 | 9-12 | 4 | 3,9 | 51 | | 700-7 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,2 | 24,0 | 19,2 | 2,00 | 0,80 | | 0,5 | 15,6 |
| 8 | 13-24 | 12 | 3,9 | 51 | | 1000-7 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,2 | 72,0 | 57,6 | 3,00 | 2,40 | | 0,5 | 46,8 |
| 9 | 25-39 | 15 | 3,9 | 51 | | 2000-7 | 6,0 | 4,8 | 0,25 | 0,2 | 90,0 | 72,0 | 3,75 | 3,00 | | 0,5 | 58,5 |
| 10 | 40-46 | 7 | 3,9 | 51 | | 3000-7 | 6,0 | 4,8 | 2,75 | 2,8 | | | 19,25 | 19,60 | | 0,5 | 27,3 |
| Итого (шт., кг.) | | 49 | | | 2 | 46 | | | | | 234,00 | 187,20 | 30,00 | 28,00 | 15,0 | | 191,1 |

Наблюдения соответствия проектных параметров БВР фактическим проводились в следующих выработках.

1) РШ к.51 п 7 по «богатой» руде с прослоями породы (линзы сплошных сульфидов с ксенолитами в экзоконтакте вмещающих пород) средней нарушенности, средней крепости $f=8-12$, сечением $18,76 \text{ м}^2$ ($4,5 \times 4,5 \text{ м}$), длина основного комплекта шпуров $L_{\text{ш}} = 3,9 \text{ м}$.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине – 10 см. Не выдерживаются расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами, среднее отклонение между которыми составило 16 см. Сокращено количество оконтуривающих (1 шт.) и вспомогательных (2 шт.) шпуров.

По результатам взрыва контур выработки оформлен ровно. Однако глубина «стаканов» – 80,0 см. Качество дробления удовлетворительное (рисунок 1.11). Коэффициент использования шпуров – 0,79.

2) РШ 5-19 2 по «богатой» руде с прослоями породы, слабой нарушенности, средней крепости $f=8-12$, сечением $18,76 \text{ м}^2$ ($4,5 \times 4,5 \text{ м}$), длина основного комплекта шпуров $L_{\text{ш}} = 3,9 \text{ м}$.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине – 21 см. Не выдерживаются расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами, среднее отклонение между которыми составило 30 см.

Коэффициент использования шпуров – 0,80.



Рисунок 1.11 – Дробление горной массы в выработке РШ к.51 п 7

1.2.5 Рудник «Маяк»

Рудник «Маяк» ведёт отработку «вкрапленных» руд.

Проходка горизонтальных и наклонных горных выработок производится по 3 типовым сечениям. Пример паспорта БВР, наиболее распространённого на руднике, приведён на рисунке 1.12 и в таблице 1.17.

Проходка выработок производится по паспортам БВР, соответствующим «Альбому типовых паспортов БВР...». Анализ паспортов БВР рудника «Маяк» приведён в таблице 1.18.

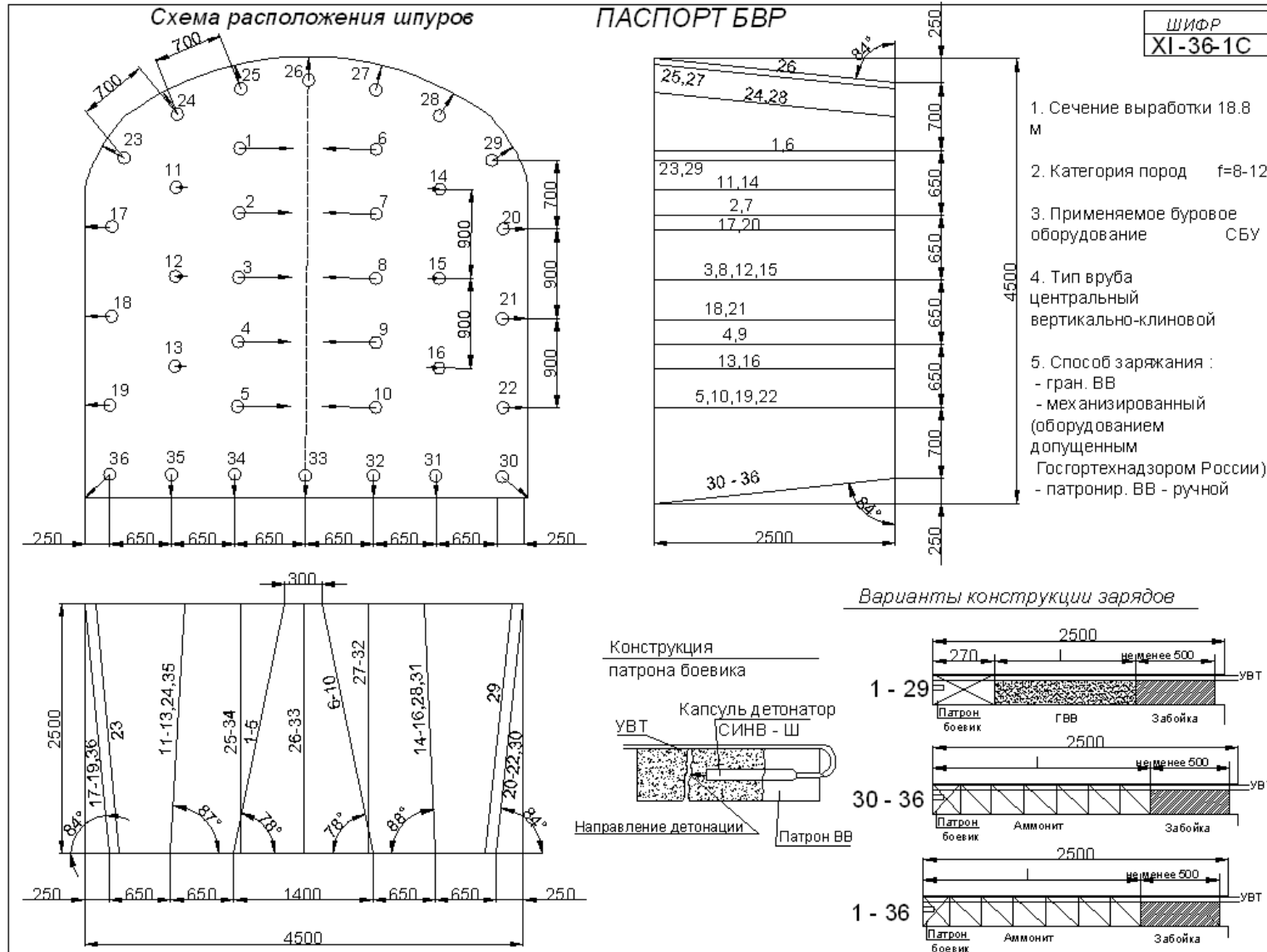


Рисунок 1.12 – Пример паспорта БВР на 36 шпуров, распространённого на руднике «Маяк»

Таблица 1.17 – Буровзрывные данные паспорта БВР на 36 шпуров

| Очередность взрывания | Номера шпуров | Кол-во шпуров, шт. | Длина шпуров, м | Диаметр шпуров, мм | Тип ЭД и номер серии | Тип неэлектрического СИ, интервал замедления, длина УВТ | Величина заряда на шпур, кг. | | Всего ВВ на серию, кг. | | Детонирующий шнур, п.м. | Длина забойки, м | Количество шпурометров, м |
|-----------------------|---------------|--------------------|-----------------|--------------------|----------------------|---|------------------------------|---------|------------------------|--------------------|-------------------------|------------------|---------------------------|
| | | | | | | | ЭД-МД | ИСКРА-Ш | ГВВ | Ам-т 6ЖВ (аммонал) | | | |
| | | | | | АС-8 | 250 | | | | | | | |
| 1 | 1-10 | 10 | 2,5 | 52 | | 0-7 | | 1,75 | | 17,5 | | 0,50 | 25 |
| 2 | 11-16 | 6 | 2,5 | 52 | | 25-7 | | 1,75 | | 10,5 | | 0,50 | 15 |
| 3 | 17-22 | 6 | 2,5 | 52 | | 50-7 | | 1,75 | | 10,5 | | 0,50 | 15 |
| 4 | 23-29 | 7 | 2,5 | 52 | | 75-7 | | 1,75 | | 12,25 | | 0,50 | 17,5 |
| 5 | 30-36 | 7 | 2,5 | 52 | | 100-7 | | 1,75 | | 12,25 | | 0,50 | 17,5 |
| ИТОГ (шт., кг.): | | 36,0 | | | 2,0 | 36,0 | | | | 63,0 | 10,0 | | 90,0 |

Таблица 1.18 – Анализ паспортов БВР рудника «Маяк»

| № п/п | Назначение выработки и площадь поперечного сечения, м ² | Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова | Кол-во шпуров | Тип вруба и число шпуров вруба | Длина шпуров, м | Удельный расход ВВ, кг/м ³ | Диаметр шпуров, мм | Удельный расход бурения, шп.м/м ³ |
|-------|--|---|---------------|--|-----------------|---------------------------------------|--------------------|--|
| 1 | Транспортные выработки, разрезные штреки, S =18,8 | 8-12 | 36 | Центральный (вертикально-клиновой), 6 | 2,5 | 1,43-2,3 | 52 | 2,04 |
| 2 | S =16 м ² | 8 | 46 | Прямой с компенсационными скважинами, 12 | 2,5 | 2,0-3,8 | 51 | 3,12-3,27 |
| 3 | S =13 м ² | 8-14 | 24 | Вертикально-клиновой | 2,0 | 1,5 | 42 | 2,08 |

Анализ типовых паспортов БВР показал, что на руднике «Маяк» для всех рассмотренных условий при проходке выработок тип вруба принимается вертикально-клиновой либо прямой с компенсационными скважинами. На бурении применяют установки типа Boomer L2D, которые бурят шпуры диаметром 43-52 мм. При проходке выработок сечением 18,8 м² наиболее распространен паспорт БВР с 36 шпурами.

Наиболее распространённый диаметр шпуров – 43 мм. Средства инициирования – ИСКРА-Ш и электродетонаторы ЭД-3Н. Способ зарядания для патронированных ВВ – ручной (аммонит №6ЖВ), для гранулированных ВВ – механизированный с применением пневматических зарядчиков РПЗ-0,6 (гранулит АС-8). Удельный расход ВВ изменяется в диапазоне от 1,43 до 3,80 кг/м³.

Для взрывания применяют ВВ II класса: гранулит АС-8, аммонит №6ЖВ; инициирование осуществляется ЭД, ИСКРА. Зарядание шпуров производят пневмозарядчиками ЗП-2 и ЗП-12.

Наблюдения соответствия проектных параметров БВР фактическим проводились в следующих выработках.

1) РШ 1-43 по «вкрапленной» руде средней крепости $f=10-11$, сечением 16,0 м² (4,0×4,0 м), длина основного комплекта шпуров $L_{ш} = 2,4$ м.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине – 10 см. Расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами не выдержаны, среднее отклонение от проектного составило 18 см.

По результатам взрыва средняя величина «стаканов» – 40,0 см. (рисунок 1.13). Качество дробления горной массы удовлетворительное. Коэффициент использования шпуров – 0,83.

2) РШ 1-44 по «вкрапленной» руде средней крепости $f=10-11$, сечением 18,76 м² (4,0×4,5 м), длина основного комплекта шпуров $L_{ш} = 2,4$ м.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине – 15 см. Расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами не выдержаны, среднее отклонение от проектного

составило 22 см. Конструкция взрывного вруба не соответствует проектному. Заблочный материал был использован не во всех шпурах.

По результатам взрыва средняя величина «стаканов» – 40,0 см. Коэффициент использования шпуров – 0,77. Качество дробления удовлетворительное.



Рисунок 1.13 – Средняя величина «стаканов» в выработке РШ 1-43

1.2.6 Рудник «Заполярный»

На руднике «Заполярный» в данный момент ведётся отработка преимущественно «вкрапленной» руды.

Пример одного из паспортов БВР, наиболее распространённого на руднике «Заполярный», приведён на рисунке 1.14. Анализ паспортов БВР рудника «Заполярный» дан в таблице 1.19.

СОГЛАСОВАНО
Зам. гл. инженера по БВР

ПАСПОРТ БВР

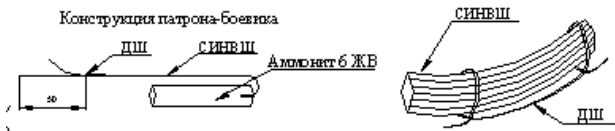
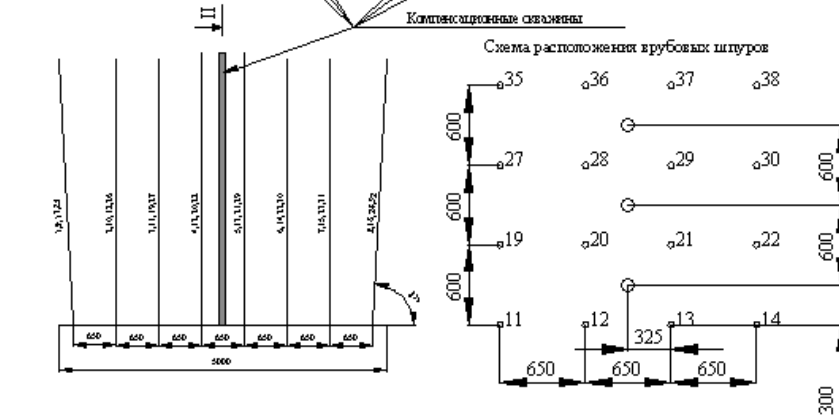
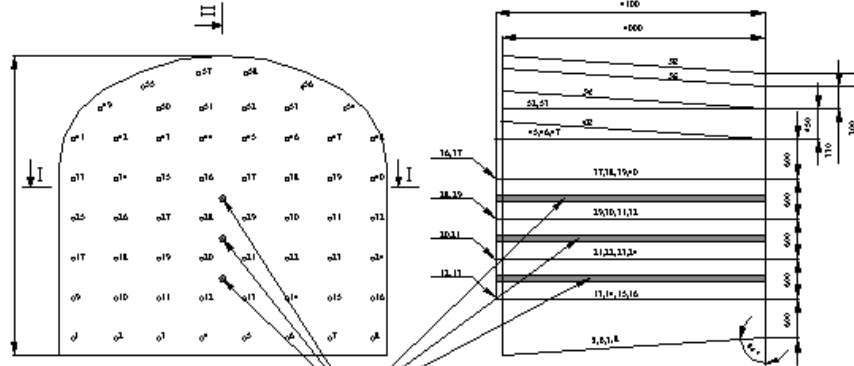
УТВЕРЖДАЮ
Главный инженер
рудника "Заполярный"

" " Д.В. Кирилленко
2009г.

Типовой шифр 20,7-58-1
Сечение выработки 20,7 м²
Тип вруба: прямой
(с компенсационными скважинами)

" " А.Н. Шестаков
2009г.

Буровзрывные данные



| Метки выработки | Секретность взрывчат | Классификация | Количество шпуров | Диаметр шпуров, мм | Длина шпуров, м | Диаметр зарядов, м | СИНВШ заряд, длина | Всего ВВ на штур, кг | | Всего ВВ на сечение, кг | | Количество шпуров, шт | Количество зарядов, шт |
|-----------------|-------------------------------|------------------------|-------------------|--------------------|-----------------|--------------------|--------------------|----------------------|------------|-------------------------|------------|-----------------------|------------------------|
| | | | | | | | | Пункт АС-8 | Пункт АС-8 | Пункт АС-8 | Пункт АС-8 | | |
| | | Классификация | 3 | 102 | 4,1 | | | | | | | 12,3 | |
| выработка 1 | 1 | 20,21,22,29 | 4 | 51 | 0,5 | 4,1 | 0-7 | 4 | 0,25 | 16,0 | 1,00 | 16,4 | |
| | 2 | 12,13,26,27 | 4 | 51 | 0,5 | 4,1 | 60-7 | 4 | 0,25 | 16,0 | 1,00 | 16,4 | |
| | 3 | 11,19,27,28 | 2 | 51 | 0,5 | 4,0 | 100-7 | 4 | 0,25 | 32,0 | 2,00 | 32,0 | |
| | | 14,22,30,32 | 2 | 51 | 0,5 | 4,0 | 100-7 | 4 | 0,25 | 32,0 | 2,00 | 32,0 | |
| | 4 | 10,12,26,34 | 2 | 51 | 0,5 | 4,0 | 150-7 | 4 | 0,25 | 32,0 | 2,00 | 32,0 | |
| | | 15,23,31,29 | 2 | 51 | 0,5 | 4,0 | 150-7 | 4 | 0,25 | 32,0 | 2,00 | 32,0 | |
| | 5 | 42,43,44,45,46 | 5 | 51 | 0,5 | 4,0 | 200-7 | 4 | 0,25 | 20,0 | 1,25 | 20,0 | |
| | 6 | 30,31,32 | 3 | 51 | 0,5 | 4,0 | 250-7 | 4 | 0,25 | 12,0 | 0,75 | 12,0 | |
| | 7 | 9,17,25,33,16,24,25,40 | 2 | 51 | 0,5 | 4,0 | 500-7 | 4 | 0,25 | 32,0 | 2,00 | 32,0 | |
| 8 | 41,48,33,35,37,47,49,54,36,38 | 10 | 51 | 0,5 | 4,0 | 1000-7 | 4 | 0,25 | 40,0 | 2,50 | 40,0 | | |
| 9 | 1,2,3,4,5,6,7,8 | 2 | 51 | 0,5 | 4,0 | 2000-7 | 3,00 | 24,0 | 24,0 | 32,0 | | | |
| Итого: | | | 58 | | | | | 200,0 | 36,5 | 20,0 | 245,1 | 2 | |

Способ зарядки - механизированный

Расчет электро-взрывной сети:
 $R_{звс} = R_{эд} + R_{лт}$
 $R_{звс} = N_{эд} * R_{эд} + 2 * L_{лт} * R_{лт}$
 $R_{звс} = 2 * 2,5 + 0,04 * 250 = 25 Ом$

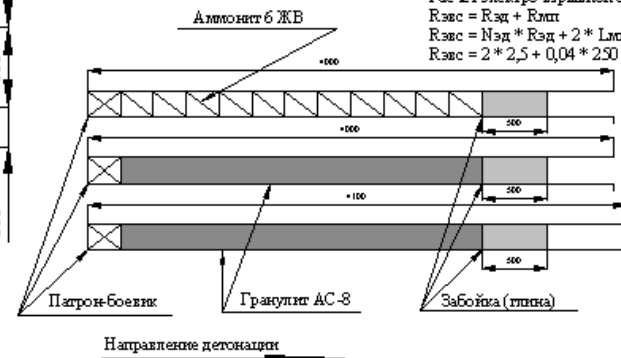


Рисунок 1.14 – Пример паспорта БВР на 58 шпуров, применяемый на руднике «Заполярный»

Таблица 1.19 – Анализ паспортов БВР рудника «Заполярный»

| № п/п | Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова | Наименование выработки | Сечение, м ² | Количество шпуров (холостые) | Длина шпуров, (вруб) м | Удельный расход ВВ, кг/м ³ | Уд.расход бурения, шп.м/м ³ |
|-------|--|---|-------------------------|------------------------------|------------------------|---------------------------------------|--|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| 1 | 8-14 | | 3,7 | 18 (3) | 1,8 (2,0) | 2,84 | 6,04 |
| 2 | 8-14 | | 3,2 | 17 (3) | 1,7 (2,0) | 2,45 | 6,33 |
| 3 | 8-14 | | 18,2 | 47 (3) | 3,9 | 3,28 | 3,08 |
| 4 | 8-14 | | 18,2 | 47 (3) | 2,7 | 3,24 | 3,10 |
| 5 | 8-14 | | 19,7 | 47 (3) | 3,9 | 3,04 | 2,85 |
| 6 | 8-14 | | 19,7 | 47 (3) | 2,7 | 3,01 | 2,88 |
| 7 | 8-14 | Разрезные выработки | 21,36 | 50 (3) | 3,9 | 2,97 | 2,78 |
| 8 | 8-14 | | 21,36 | 50 (3) | 2,7 | 2,92 | 2,79 |
| 9 | 8-14 | | 14,8 | 39 (3) | 3,9 | 3,33 | 3,21 |
| 10 | 8-14 | | 14,8 | 39 (3) | 2,7 | 3,29 | 3,22 |
| 11 | 8-14 | Технические ниши, вентиляционные сбойки | 10,65 | 37 (3) | 2,8 (2,9) | 5,34 | 4,08 |
| 12 | 8-14 | | 10,65 | 37 (3) | 2,8 (2,9) | 2,90 | 4,27 |
| 13 | 8-14 | Транспортные, разведочные выработки | 16,5 | 71 (3) | 4,0 (4,1) | 3,77 | 4,74 |
| 14 | 8-14 | | 16,5 | 77 (3) | 4,0 (4,1) | 3,77 | 5,12 |
| 15 | 8-14 | | 16,5 | 58 (3) | 4,0 (4,1) | 3,77 | 3,90 |
| 16 | 8-14 | | 16,5 | 50 (3) | 3,7 (3,8) | 3,44 | 3,40 |
| 17 | 8-14 | | 16,5 | 48 (3) | 4,0 (4,1) | 3,10 | 3,27 |
| 18 | 8-14 | Разрезные выработки, технические ниши, вентиляционные выработки | 13,5 | 37 (3) | 2,8 (2,9) | 4,21 | 3,22 |
| 19 | 8-14 | | 13,5 | 37 (3) | 2,8 (2,9) | 2,29 | 3,37 |
| 20 | 8-14 | Транспортные, разведочные выработки | 20,7 | 58 (3) | 4,0 (4,1) | 3,25 | 3,12 |
| 21 | 8-14 | | 36,0 | 4,0 (4,1) | 2,98 | 2,61 | 48 (3) |
| 22 | 8-14 | | 36,0 | 2,8 (2,9) | 3,34 | 2,61 | 48 (3) |
| 23 | 8-14 | | 30,36 | 101 (4) | 4,0 (4,1) | 3,60 | 3,63 |

Анализ типовых паспортов БВР показал, что на руднике «Заполярный» при проходке горных выработок бурение осуществляется СБУ, диаметр шпуров – 43, 48, 51, 57 и 64 мм; компенсационных скважин – 76 мм и 102 мм. В большинстве паспортов предусмотрено использование шпуров диаметром 43 мм и 3-х компенсационных скважин диаметром 102 мм. Однако нередко используют паспорта, в которых шпуры по почве бурят диаметром 57 мм. В выработках сечением $20,7 \text{ м}^2$ применяют шпуры диаметром 48-51 мм. Проходка всех типов выработок сечением $3,2\text{-}30,36 \text{ м}^2$ ведётся в массиве пород с коэффициентом крепости 8-14.

Длина основного комплекта шпуров также варьируется в зависимости от площади поперечного сечения выработки и составляет от 1,7 до 4,0 м. Удельный расход ВВ – $2,29\text{-}5,34 \text{ кг/м}^3$, удельный расход бурения – $2,61\text{-}6,33 \text{ шп.м/м}^3$.

Наблюдения соответствия проектных параметров БВР фактическим проводились в следующих выработках.

1) ТДШ 38-10 по «вкрапленной» руде (габбро-долерит оливиновые, пикритовые) средней нарушенности, средней крепости $f=8\text{-}14$, сечением $18,2 \text{ м}^2$ ($4,0 \times 4,5 \text{ м}$), длина основного комплекта шпуров $L_{\text{ш}} = 3,9 \text{ м}$.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров составило по глубине 11 см. Расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами не выдержаны, среднее отклонение от проектного – 14 см. Конструкция взрывного вруба не соответствует проектной. Забоечный материал был использован не во всех шпурах.

По результатам взрыва средняя величина «стаканов» – 40,0 см. (рисунок 1.15). Коэффициент использования шпуров – 0,78. Качество дробления удовлетворительное.

2) ОГПО 6-3 по «вкрапленной» руде (габбро-долерит оливиновые, пикритовые) средней нарушенности, средней крепости $f=8\text{-}14$, сечением $20,72 \text{ м}^2$ ($5,0 \times 4,5 \text{ м}$), длина основного комплекта шпуров $L_{\text{ш}} = 4,0 \text{ м}$.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине – 24 см. Расстояния между оконтуривающими и

вспомогательными шпурами не выдержаны, среднее отклонение от проектного – 20 см. Длина комплекта врубовых шпуров меньше проектной на 20 см. (рисунок 1.16, а).

По результатам взрыва средняя величина «стаканов» – 90,0 см. Коэффициент использования шпуров – 0,77. Качество дробления удовлетворительное (рисунок 1.16, б).

3) ОГПО 5-3 по «вкрапленной» руде (габбро-долерит оливиновые, пикритовые) средней нарушенности, средней крепости $f=8-14$, сечением $20,72 \text{ м}^2$ ($5,0 \times 4,5 \text{ м}$), длина основного комплекта шпуров $L_{\text{ш}} = 4,0 \text{ м}$.

Согласно проведённым замерам среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине составило 17 см. Расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами не выдержаны, среднее отклонение от проектного – 43 см. Конструкция взрывного вруба не соответствует проектной.

По результатам взрыва минимальная величина «стаканов» – 30,0 см. (рисунок 1.17, а), максимальная – 1,0 м. Коэффициент использования шпуров – 0,71. Качество дробления удовлетворительное (рисунок 1.17, б).



Рисунок 1.15 – Средняя величина «стаканов» в выработке ТДШ 38-10

а)



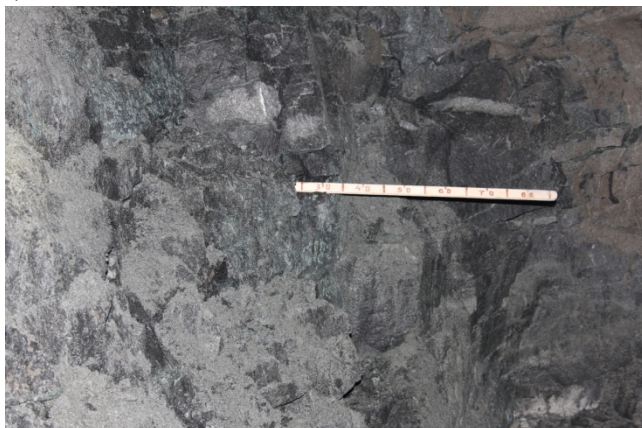
б)



Рисунок 1.16 – Результаты взрыва в выработке ОГПО 6-3:

- а – средняя глубина комплекта врубовых шпуров;
- б – качество дробления горной массы после взрыва

а)



б)



Рисунок 1.17 – Результаты взрыва в выработке ОГПО 6-3:

- а – средняя величина «стаканов» после взрыва;
- б – качество дробления горной массы после взрыва

Исходя из проведённых наблюдений можно заключить, что на рудниках Норильского промышленного района средний фактический КИШ варьируется в диапазоне 0,71-0,86, что значительно ниже проектного показателя. Этот факт обуславливает необходимость пересмотра методики расчёта параметров БВР на рассматриваемых подземных рудниках.

1.3 Цель и задачи исследования

Из проведённого ретроспективного анализа результатов исследований взрывных работ при проходке горных выработок можно сделать вывод, что

сегодня существует большое количество различных методик расчёта параметров БВР. Они учитывают различные аспекты и особенности горно-геологических и горнотехнических факторов, влияющих на качественное ведение буровзрывных работ.

При составлении паспортов БВР необходимо учитывать все основные горно-геологические, горнотехнические и экономические факторы, обеспечивающие высокую эффективность работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок. Как известно, колебание необходимого количества шпуров в действующем паспорте БВР влечёт за собой изменение удельного расхода ВВ. В этом случае необходимо использование минимального числа шпуров, при котором обеспечиваются требуемые отрыв и дробление горной массы.

Проведённый анализ практики ведения горных работ на подземных рудниках Норильского промышленного района показал, что доминирующее число паспортов БВР предполагает использование прямых призматических врубов с компенсационными шпурами и скважинами. Использование такого типа вруба позволяет обеспечить высокую интенсивность ведения горных работ без снижения качества БВР.

Исходя из всего изложенного, следует, что целью работы является разработка универсальной методики расчёта параметров буровзрывных работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок на основе точного определения зон разрушения породного массива. Это позволит сократить общий объём бурения и расход ВМ, тем самым обеспечит повышение эффективности БВР при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок.

Такое повышение может быть достигнуто путём решения следующих задач.

1. Выполнить анализ существующих отечественных и зарубежных методик расчёта параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок.

2. Выявить основные горно-геологические и горнотехнические факторы, влияющие на эффективность ведения буровзрывных работ при проходке горных выработок.

3. Разработать методические рекомендации для расчёта прямых призматических взрывных врубов.

4. Разработать рекомендации по обоснованию универсальной методики расчёта рациональных параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок.

5. Провести апробацию и внедрение разработанных методик расчёта параметров буровзрывных работ при проходке выработок в условиях действующих предприятий.

2 АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ БВР ПРИ ПРОХОДКЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В настоящее время одним из основных показателей эффективности взрывных работ при строительстве подземных горных выработок считается коэффициент использования шпура, отражающий отношение величины подвигания забоя за взрыв к глубине пробуренных шпуров [48]. Таким образом, необходимо выделить ряд факторов, воздействующих на эту величину.

2.1 Количественная оценка факторов, влияющих на эффективность буровзрывных работ

К числу основных факторов, существенно влияющих на эффективность БВР, можно отнести глубину шпуров, коэффициент крепости пород, вязкость, трещиноватость, тип применяемого ВВ и скорость детонации. При оптимально подобранных величинах можно достичь наиболее успешного варианта взрывных работ с точки зрения минимального объёма бурения, расхода ВВ и увеличения КИШ без снижения качества оконтуривания выработки и дробления отбиваемой горной массы.

2.1.1 Глубина шпуров

Глубину шпуров принимают в зависимости от крепости породы, типа бурильной машины, размеров забоя и продолжительности горнопроходческого цикла. Размеры забоя существенно влияют на глубину шпуров при проведении подземных выработок, так как если в забое с одной обнаженной плоскостью

принять глубину шпуров слишком большой в сравнении с площадью забоя, то КИШ будет уменьшаться вследствие значительного сопротивления пород в боках выработки.

Правильный выбор глубины шпуров существенно влияет на подвигание выработки – чем больше глубина шпуров, тем больше подвигание выработки после каждого взрыва. Применение более глубоких шпуров уменьшает число проходческих циклов на определенную длину выработки, снижает относительное время, затрачиваемое на зарядание, взрывание и проветривание после взрыва, а также повышает производительность погрузочных механизмов. Однако влияние глубины шпуров на КИШ пока недостаточно изучено.

Методики расчёта эффективной глубины приведены в работах Г.П. Демидюка, В.А. Марышева, А. Перссона, С.М. Петухова, А.Ф. Суханова, Н.У. Туруты, Р. Холмберга и др.

Ориентировочную глубину шпуров для односторонних и многосторонних (наклонных) взрывных врубов Н.У. Турута предлагает определять в зависимости от ширины или высоты выработки [49]:

$$l = (0.5 \div 0.9)B, \text{ м}, \quad (2.1)$$

$$l = (0.5 \div 0.8)H, \text{ м}, \quad (2.2)$$

где B – ширина выработки, м; H – высота выработки, м.

А.Ф. Суханов [50] рекомендует глубину шпуров для забоев с одной обнаженной поверхностью определять по выражению:

$$l = \frac{B}{4 \cdot \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}}, \text{ м}, \quad (2.3)$$

где α – угол, образуемый врубовыми шпурами, град (рекомендуется принимать для пород с $f=3-6$ – 40° ; $f=6-15$ – 50° ; $f=15-20$ – 60°).

Эти выражения учитывают геометрические размеры выработки, но не влияние глубины шпуров на эффективность взрыва и цикличность выполняемых операций.

С.М. Петухов [51] предлагает пользоваться зависимостью:

$$l = \frac{A \cdot a \cdot m}{\rho \cdot N}, \text{ м}, \quad (2.4)$$

где A – сменная производительность одного бурильщика, м; a – количество одновременно работающих бурильщиков, чел; m – число смен бурения в одном проходческом цикле, шт.; ρ – коэффициент, учитывающий объём подбурки (принимается от 1 до 1,1); N – количество шпуров в забое, шт.

Г.П. Демидюк [52] предлагает определять глубину шпура по следующему уравнению:

$$h = W + 0,5 \cdot l_3, \text{ м}, \quad (2.5)$$

где W – линия наименьшего сопротивления, м; l_3 – длина заряда, м.

Длина заряда определяется по выражению:

$$l_3 = 0,4 \cdot \frac{Q}{\pi \cdot d_3^2 \cdot \rho}, \text{ м}, \quad (2.6)$$

где Q – величина заряда, кг; d_3 – диаметр заряда, дм; ρ – плотность ВВ, кг/дм³.

В работе [53] авторы пришли к выводу, что оптимальная глубина шпуров, при которой будет достигаться минимальная приведенная стоимость проходки, составляет:

для выработок сечением площадью 5,1 м²:

$$l_{ин} = 1,6 \div 1,7, \text{ м}, \quad (2.7)$$

для выработок сечением площадью 5,8 м²:

$$l_{ин} = 1,8 \div 1,9, \text{ м}, \quad (2.8)$$

для выработок сечением площадью 6,4 м²:

$$l_{ин} = 1,8 \div 1,9, \text{ м}. \quad (2.9)$$

Зарубежными учёными также неоднократно поднимался вопрос о разработке методики определения рациональной глубины шпуров. В некоторых работах можно встретить и описания прямого вруба. Так, например, одну из зависимостей предложил коллектив авторов П.А. Перссон, Р. Холмберг и Ж. Ли [39]. Авторы считают, что определять глубину компенсационного шпура можно как:

$$l_{скв} = 0,15 + 34,1 \cdot d_{скв} - 39,4 \cdot d_{скв}^2, \text{ м}, \quad (2.10)$$

где $d_{скв}$ – диаметр компенсационного шпура, мм.

Глубину основного комплекта шпуров находят по выражению:

$$l_{ш} = 0,95 \cdot l_{скв}, \text{ м.} \quad (2.11)$$

Общим недостатком вышеперечисленных выражений является то, что ни одно из них не учитывает физико-механических свойств горного массива, а только геометрические параметры выработки, свойства ВВ и организационные моменты бурения. Поэтому важным шагом в направлении определения оптимальной глубины шпуров становится дополнительное изучение влияния физико-механических свойств породы на величину подвигания забоя за взрыв.

2.1.2 Качество и длина забойки

Пространство, сообщающее зарядную камеру со свободной поверхностью, по окончании заряжания должно быть заполнено плотной средой, которая оказывала бы достаточное сопротивление взрыву заряда, препятствуя бесполезной утечке газов взрыва, понижению их температуры и упругости. Значение плотности забойки зарядов возрастает тем больше, чем меньше скорость взрывчатого разложения ВВ (т.е. чем больше промежуток времени, в течение которого протекает реакция взрыва) и, следовательно, чем меньше работоспособность и бризантность ВВ.

Если заряд взрывается без забойки, газы взрыва, имея возможность распространения в направлении свободной поверхности, все же встречают сопротивление соответствующего столба воздуха и потому производят разрушительное действие, но значительно меньшее, чем заряды, взрывающиеся с забойкой. Поэтому для получения одинакового разрушительного действия величина заряда, взрывающегося без забойки, должна быть больше величины заряда, взрывающегося с забойкой.

В работе [54] А.Н. Ханукаев отмечает, что забойка обеспечивает более длительное и более интенсивное воздействие газов на стенки зарядной камеры.

По исследованиям Г.П. Демидюка [52], даже незначительная забойка увеличивает эффективность действия взрыва заряда.

По его мнению, сопротивляемость каждой среды взрыву заряда пропорциональна кубу ЛНС заряда, причем коэффициент пропорциональности зависит от физических свойств взрывающей среды. Наилучшая эффективность взрыва будет достигнута при равенстве сопротивления забойки и взрывающей среды, т.е. при условии [52]:

$$K_{\text{прон}}' \cdot L_{\text{заб}}^3 = K_{\text{прон}} \cdot W^3, \quad (2.12)$$

где $K_{\text{прон}}'$ и $K_{\text{прон}}$ – коэффициент пропорциональности для материала забойки и для взрывающей среды соответственно; $L_{\text{заб}}$ – необходимая линейная величина забойки, м; W – ЛНС заряда, м.

Отсюда необходимая величина забойки определяется как [52]:

$$L_{\text{заб}} = W \cdot \sqrt[3]{\frac{K_{\text{прон}}'}{K_{\text{прон}}}}, \text{ м.} \quad (2.13)$$

Выражения для вычисления необходимой величины забойки систематизированы в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Формулы для расчёта необходимой величины забойки

| Показатель выброса | | | n=1 | n>1 | n<1 |
|----------------------------|----------------|------------------|-----------------------------------|--|--|
| Земляные грунты | С забойкой | Порох | $B = w \sqrt[3]{\frac{q_1}{q_1}}$ | $B = w \sqrt[3]{\frac{q_1}{q_1} \cdot f(n)}$ | $B = 1,25 w \sqrt[3]{\frac{q_1}{q_1}}$ |
| | | Бризантный ВВ | $B = w$ | $B = r = n \cdot w$ | $B = 1,25 w \sqrt[3]{\frac{q_1}{q_1}}$ |
| | Без забойки | Порох | $B = 2w$ | $B = 2w_n = 2w \sqrt[3]{f(n)}$ | $B = 2w$ |
| | | Бризантный ВВ | $B = 1,5w$ | $B = r = n \cdot w$ | $B = 1,5w$ |
| Кладка, бетон, скала | С забойкой | Порох | $B = 1,5w$ | $B = 1,5w_n = 1,5w \sqrt[3]{f(n)}$ | $B = 1,5w$ |
| | | Бризантный ВВ | $B = w$ | $B = r = n \cdot w$ | $B = r = n \cdot w$ |
| | Без забойки | Порох | Не применяются | | |
| | | Бризантный ВВ | $B = w$ | $B = r = n \cdot w$ | $B = r = n \cdot w$ |

В.И. Терентьев и О.И. Аксенов предлагают определять оптимальную длину забойки в зависимости от свойств породы, материала забойки, типа ВВ и параметров взрывных работ, связывая всё это с ЛНС [55]:

$$L_{заб} = \frac{W}{1,41 \cdot \left(\frac{E \cdot \gamma}{\gamma_{заб} \cdot P_b} \right)^{0,5}}, \text{ М}, \quad (2.14)$$

где E – модуль упругости породы, кг/см²; γ – удельная масса породы, кг/м³; $\gamma_{заб}$ – удельная масса материала забойки, кг/м³; P_b – удельное давление газов взрыва на торец забойки, кг/см².

По мнению Э.О. Миндели [56], для определения рациональной длины забойки целесообразно создавать условия максимального использования энергии взрыва.

Выражение для определения рациональной длины забойки имеет следующий вид:

$$L_{заб} = \beta \cdot \sqrt[3]{\frac{P_b \cdot d_{ш} \cdot (Dt_p \pm l_z)^2}{D^2 \gamma_{заб}^2}} \sqrt[6]{\frac{P_b}{\tau_{тр}}}, \text{ М}, \quad (2.15)$$

где β – коэффициент, определенный опытным путем, равный: для пластичных материалов – 0,47, для забойки из зернистых материалов – 0,54; P_b – среднее давление продуктов детонации в шпуре, кг/м²; $d_{ш}$ – диаметр шпура, м; D – скорость детонации ВВ в заряде, м/с; Знаки + и - – относятся к случаю прямого инициирования и, соответственно, обратного; L_z – длина заряда, м; $\gamma_{заб}$ – объёмный вес забоечного материала, кг/м³; $\tau_{тр}$ – интенсивность сил внутреннего трения забоечного материала, кг/м².

Выражение 2.15 позволяет в каждом конкретном случае решить вопрос о рациональной длине забойки с учётом свойств как ВВ, так и забоечных материалов.

Анализ существующих исследований показал, что забойка должна иметь малую длину, располагаться у устья скважины и надёжно запирает её до момента разрушения массива. Засыпные забойки не отвечают указанным требованиям, т.к. длина их велика. Большинство отечественных и зарубежных учёных считает, что

оптимальное соотношение длины засыпной забойки и диаметра скважины составляет от 14 в трудновзрываемых породах и до 28 в легковзрываемых в зависимости от свойств ВВ и породы, а также направления инициирования скважинного заряда [57]. В скважинах (в том числе обводнённых) наиболее эффективна забойка из мелкого щебня (5-20 мм) в смеси с песком (35-40 %), буровой мелочи, отсеков дробильно-сортировочных заводов и крупнозернистого песка [58].

Гидрозабойки обладают теми же недостатками, что и засыпные. Кроме того, выше стоимость их выполнения (изготовление емкостей, размещение их в скважинах, заполнение водой). Достоинство – повышенная эффективность пылеподавления.

Проблематично применение забоек с запирающим газодинамическим устройством в скважинах с вывалами стенок, поскольку забойка предварительно не распирается в скважине, а контакт распирающих лопастей со стенками скважины может быть недостаточным для удержания забойки в заданном месте.

Забойки в виде «запирающего» заряда применяют в тех случаях, когда верхняя часть уступа сложена более крепкими и плотными породами по сравнению с нижней его частью; применение засыпной забойки в таких условиях приводит к дроблению, иногда выносу нижней части уступа и проседанию верхней, плотной части без какого-либо разрушения. При такой забойке возникает опасность воздушной ударной волны, свойственная взрыванию без забойки.

Таким образом, в настоящее время отсутствуют рекомендации по обеспечению такой забойки взрывных скважин, которая имела бы малую длину, располагалась у устья скважины и надежно запирала её до момента разрушения массива.

Установлено, что бетонные забойки повышают эффективность взрывного рыхления горных пород по сравнению с засыпными забойками. Однако для того, чтобы бетонная забойка не была срезана до полного разрушения горного массива вокруг неё, даже для наиболее прочных бетонов требуется относительно большая длина забойки, что не ведёт к снижению выхода негабарита [57].

Теоретические и экспериментальные исследования работы распорных забоек показали, что они достаточно хорошо удерживают продукты детонации в скважинах с гладкими стенками, однако после разрушения породы вокруг забойки они с большой скоростью вылетают из скважин, что, с одной стороны, представляет повышенную опасность и, с другой стороны, ведет к разрушению самой забойки [57].

Для устранения указанных недостатков часто используют комбинированные забойки. Применение того или иного типа комбинированной забойки зависит от состояния стенок заряжаемой скважины: в скважинах с вывалами и трещинами в стенках – бетонно-засыпные забойки; в скважинах с гладкими стенками, но разрушенным устьем – бетонно-распорные; в скважинах с гладкими, без трещин и вывалов стенками – распорно-засыпные забойки. Применение комбинированной забойки позволит увеличить размер сетки скважин, что ведёт к уменьшению объёма буровых работ и снижению расхода ВВ.

В настоящее время для повышения полезного использования энергии взрыва наиболее приемлема такая забойка, которая при минимальных материальных и трудовых издержках производства обеспечивает максимальную прибыль. Предприятия согласны увеличить затраты на забойку, если отдача существенно превысит эти затраты.

2.1.3 Крепость и вязкость пород

Эффективное разрушение горной породы за счёт действия взрыва достигается при надлежащем установлении основных физико-механических характеристик массива, основными из которых являются крепость и вязкость.

Профессором М.М. Протодяконовым была предложена классификация горных пород по крепости (от 1 до 20) [59, 60].

Шкалу крепости горной породы широко применяют только в отечественной горной промышленности. В методиках зарубежных учёных аналогичный показатель не используют.

Коэффициент вязкости горных пород – параметр, количественно оценивающий вязкость и равный произведению предела прочности горной породы при сжатии на коэффициент пластичности [61].

Вязкость обусловлена пластической деформацией и неупругостью горной породы. При пластической деформации вязкость количественно определяется как отношение величины касательных напряжений, возникающих в сдвигаемом слое, к скорости пластического течения и изменяется от 10¹³ до 10²⁰ Па×с. Величина вязкости, определяемая неупругостью (упругое последствие, термоупругий эффект, упругий гистерезис) горной породы, пропорциональна коэффициенту механических потерь (декременту затухания), значения которого колеблются от 10⁻¹ до 10⁻³.

При разрушении вязкость оценивается как деформирование горной породы, отнесённое к единице площади образца. Определяется по результатам ударных испытаний образцов на копре (ударная вязкость). Может быть рассчитана как произведение коэффициента пластичности на предел прочности горной породы. На практике определяют коэффициент относительной вязкости (специальными отрывниками, заделываемыми в испытуемый массив) как отношение усилия, требуемого для отделения некоторой части горной породы от массива, к величине усилия, необходимого для отделения от массива известняка, принятого за эталон [62].

Величина коэффициента изменяется от 0,5 до 3 (таблица 2.2). С увеличением вязкости возрастает поглощение упругих волн, уменьшаются ползучесть и пучение пород, возрастает энергоёмкость процессов дробления и измельчения пород при переработке полезных ископаемых и взрывных работах [62].

Таблица 2.2 – Относительная вязкость некоторых горных пород

| № п/п | Порода | Относительная вязкость |
|-------|------------------|------------------------|
| 1 | Мрамор | 0,7 |
| 2 | Известняк | 1,0 |
| 3 | Песчаник | 1,1 |
| 4 | Гранит и кремень | 1,2 |
| 5 | Кварцит и диорит | 1,9 |
| 6 | Базальт | 2,2 |

Вязкость также можно определить по формуле [63]:

$$\eta = \tau_{сд} \cdot t_p, \text{ Па} \times \text{с}, \quad (2.16)$$

где $\tau_{сд}$ – предел прочности породы на сдвиг, Па; t_p – время релаксации, с.

Вязкость значительно влияет на степень и размеры зоны регулируемого дробления, так как с увеличением показателя степени вязкости возрастает поглощение упругих волн, созданных при взрыве заряда ВВ. Раннее затухание ударной волны при взрывных работах может оказаться весьма неблагоприятным фактором (как результат – возможны некачественная проработка контура выработки и низкий КИШ).

Поэтому в методике расчёта параметров БВР необходимо учитывать вязкость как одну из основных физико-механических характеристик горных пород.

2.1.4 Тип ВВ и скорость детонации

Тип взрывчатого вещества остается важнейшим фактором, влияющим на эффективное ведение взрывных работ при проходке горных выработок.

При строительстве подземных горных выработок в большинстве случаев применяют порошкообразные (патронированные) и гранулированные ВВ. В последние годы прослеживается тенденция к увеличению объёма потребления ВВ, изготавливаемых на местах применения. Ассортимент, который сейчас доступен для ведения взрывных работ, позволяет подобрать для любых условий соответствующее ВВ. Как известно, каждому типу ВВ соответствует скорость его

детонации, которая является одним из основных факторов, учитываемых в методиках расчёта параметров БВР.

Само явление детонации в газах было открыто в 1881 г. независимо двумя французскими группами учёных: Бертло и Вьелем [64], а также Малляром и Лешателье [65] в ходе работ по исследованию распространения пламени в трубах.

С того времени начали появляться различные теории о действии детонационной волны. Первой возникла гидродинамическая теория детонации, разработанная советским учёным-физиком В.А. Михельсоном [66], далее эту теорию продолжали развивать Д.Л. Чепмен [67] и Е. Жуге [68]. Дальнейшее существенное развитие (применительно как к газовым смесям, так и к конденсированным ВВ) гидродинамическая теория получила главным образом, благодаря работам А.А. Гриба [69], Я.Б. Зельдовича [70], фон Неймана [71] и Дёринга [72].

В результате исследований основных параметров взрыва, проведенных А.Н. Дрёминым с соавт. [73, 74], установлено, что при любом диаметре заряда увеличение плотности заряда ρ от 1,0 до 1,45 г/см³ приводит к значительному увеличению скорости детонации (до 6000 м/с). Однако при дальнейшем возрастании плотности от 1,45 до 1,70 г/см³ интенсивность увеличения скорости снижается, а начиная с диаметра 100 мм её значения остаются практически неизменными [9]. Поэтому необходимо знать достоверные зависимости для расчёта скорости детонации.

В результате исследований зарубежными учёными [75-77] детонационной способности промышленных ВВ было установлено, что их детонационные характеристики связаны с диаметром заряжаемого шнура и плотностью ВВ. Эмпирические выражения по определению скорости детонации на основе данных зарубежных учёных имеют следующий вид.

С. Бхандари [75]:

$$D = 928,23 \cdot d_u^{0.2958}, \text{ м/с.} \quad (2.17)$$

Р. Лоури [76]:

$$D = 0,015 \cdot d_{uz}^3 - 4,0754 \cdot d_{uz}^2 + 397,41 \cdot d_{uz} - 9944,6, \text{ м/с.} \quad (2.18)$$

Х. Хартман [77]:

$$D = 8,3287 \cdot d_{uz} + 2881,3, \text{ м/с.} \quad (2.19)$$

К недостаткам демонстрируемых на рисунке 2.1 показателей можно отнести большой диапазон значений, а также отсутствие при расчётах такого показателя, как плотность заряжения, который непосредственно влияет на скорость детонации.

Поэтому более достоверными можно считать графики (рисунок 2.2), построенные на основе данных, полученных С.А. Калякиным и К.Н. Лабинским [78], которые в своих расчётах учитывают оба этих показателя.

Так как зависимости, представленные на рисунке 2.2, наиболее полно отражают изменение скорости детонации от диаметра заряда и показателя плотности заряжения, при разработке методики будут использоваться именно эти значения.

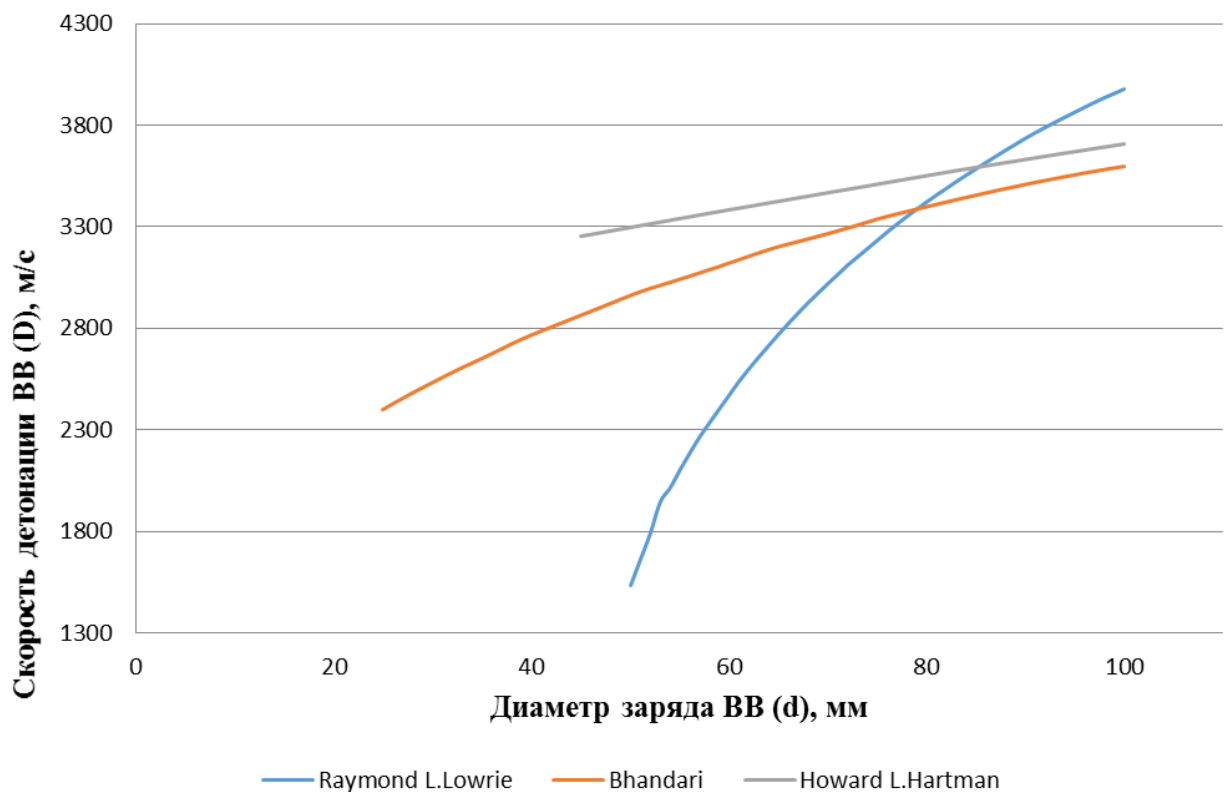


Рисунок 2.1 – Влияние диаметра заряда на скорость детонации

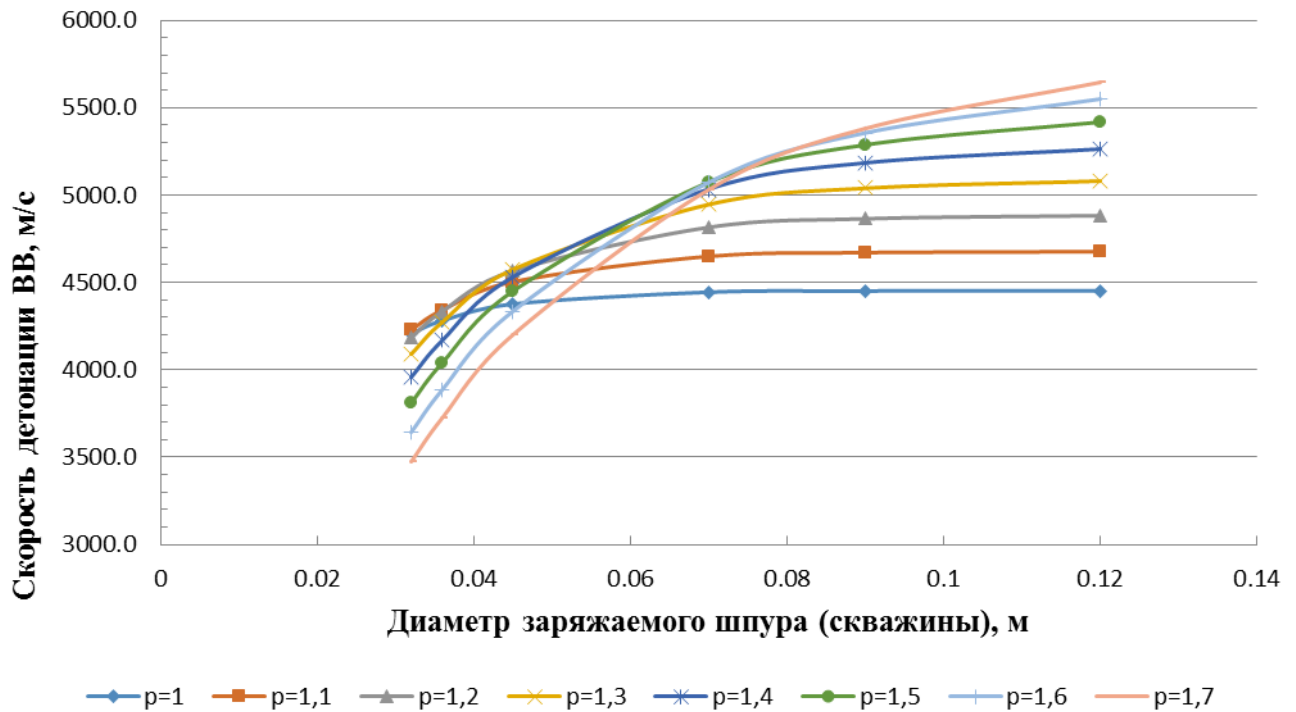


Рисунок 2.2 – Влияние диаметра заряда на скорость детонации с учетом плотности заряжения

2.1.5 Трещиноватость массива

Горные породы в окрестности капитальных и подготовительных подземных выработок находятся в состоянии неравнокомпонентного всестороннего сжатия. Их разрушение в этих условиях протекает, как правило, хрупко, за исключением литологических разностей, содержащих большое количество увлажненных глинистых частиц.

Кроме того, массив, в зависимости от генезиса, имеет определенную структуру и текстуру, разбит системами случайно ориентированных трещин соответствующей степени раскрытия. Это приводит к тому, что прочностные характеристики горных пород в образце и массиве имеют существенное отличие, которое в геомеханике количественно оценивается коэффициентом структурного ослабления (K_C) [79].

Причем коэффициент структурного ослабления для определения зоны регулируемого дробления можно рассчитывать по разным выражениям.

В работе [80] приводится классификация ВНИМИ, в которой суммированы немногочисленные данные о прочности на одноосное сжатие массивов, ослабленных одной и более системами трещин. Отличие прочности таких

структурно нарушенных массивов от прочности монолитной породы также оценивается коэффициентом структурного ослабления.

Согласно рекомендациям СНиП [81], коэффициент структурного ослабления определяется в зависимости от среднего расстояния между трещинами.

Значения коэффициента структурного ослабления по классификации И.С. Попова [82] также соответствуют характеристике трещиноватости – от густой сети по всем направлениям ($K_c=0,0005$) до монолитной породы без признаков трещиноватости ($K_c=0,9$).

В «Рекомендациях по определению механических свойств трещиноватого массива...» [83] коэффициент структурного ослабления предлагается находить по следующей зависимости:

$$K_c = \frac{1}{1 + (l / H_x)^{m_1} \cdot m_2 [\sin(2\alpha - \rho) - C / R] \cdot R^n \ln(l / H_x)^{-1}}, \quad (2.20)$$

где l – размер элементарного блока, образованного плоскостями ослабления, м; H_x – максимальный размер трещиноватой модели, м; m_1, m_2, n – коэффициенты, численные значения которых следующие: $m_1=-0,447$; $m_2=2,34 \cdot 10^{-5}$ и $n = 2,73$; ρ – угол внутреннего трения пород, град; C – сцепление на контактных поверхностях отдельностей, МПа; R – прочность на сжатие элементарного блока, МПа.

Г.Л. Фисенко [84] исследовал сцепление в массивах путем сдвига крупных призм трещиноватой породы и экспериментальным путем вывел эмпирическую зависимость:

$$K_c = \frac{1}{1 + 10 \cdot \ln \frac{H}{b}}, \quad (2.21)$$

где H – высота призмы обрушения, м; b – размер блоков, м.

М.В. Рац [85] предлагает для определения коэффициента структурного ослабления следующее выражение:

$$K_c = 0,08 + 0,92 \cdot \left(\frac{H}{b} \right)^{-1,2}. \quad (2.22)$$

А.П. Андриевский в своей работе [86] для определения коэффициента структурного ослабления предлагает использовать формулу:

$$K_c = \frac{1}{0,97 + 0,13 \frac{R_{ГР}}{l_m}}, \quad (2.23)$$

где $R_{ГР}$ – радиус зоны трещинообразования, м; l_m – среднее расстояние между трещинами, м.

Таким образом, трещиноватость массива является важной характеристикой, точное определение которой может послужить повышению качеству взрыва. Однако существует большая сложность достоверного определения этого показателя, ввиду наличия во всех выражениях такого параметра, как естественная трещиноватость массива горной породы. Численное значение этого параметра может изменяться на всём протяжении проходки горной выработки с довольно частой цикличностью, соответственно, это может негативно сказаться на точности расчётов.

2.2 Анализ влияния вруба на эффективность отбойки

Наиболее ответственным элементом взрывного разрушения пород при строительстве горных выработок является формирование врубовой полости. Эффективная работа вруба во многом предопределяет эффективность взрыва в целом.

Так как врубовая полость – наиболее важная составляющая всего паспорта БВР, она во многом и определяет основные качественные характеристики произведённого взрыва (шаг подвигания забоя за цикл, требуемый развал породы и качественное её дробление, достаточная устойчивость выработки и оконтуривание её в соответствии с проектом), а разработка методики расчёта конструкции взрывного вруба выступает весьма важной задачей.

2.2.1 Способы создания врубовой полости

Чтобы получить высокий КИШ при буровзрывной технологии проведения выработок в забоях с одной открытой поверхностью, необходимо создать вторую открытую поверхность. Эту задачу призваны решать взрывные врубы.

Однако привычный сегодня вид взрывных врубов не всегда имел такое повсеместное распространение и количество вариаций. Метод создания дополнительной обнаженной поверхности постепенно входил в практику ведения взрывных работ в течение многих десятилетий.

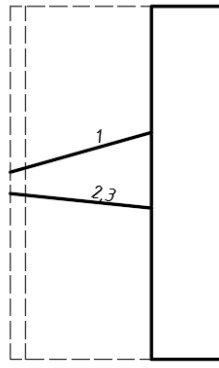
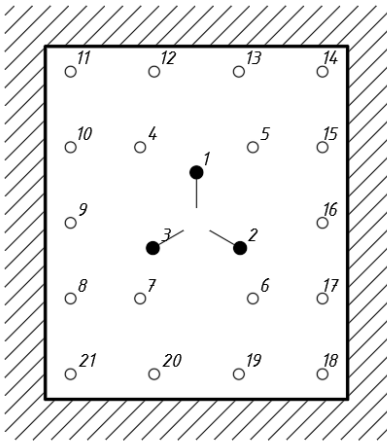
К известным способам взрывного создания дополнительной обнажённой поверхности относится метод предварительного прострела [55]. Одной из вариаций предварительного прострела можно также назвать «Канадский» вруб, для выполнения которого требовалось пробурить по центру забоя три шпура, из которых 2 крайних оставались не заряженными. [55, 87].

В конце XIX века широкое распространение получил вруб, состоящий из трёх шпуров (рисунок 2.3, а), затем он постепенно был модернизирован и вскоре состоял уже из четырёх (рисунок 2.3, б). Примерно в это же время началось широкое применение клинового вруба (рисунок 2.3, в) [55].

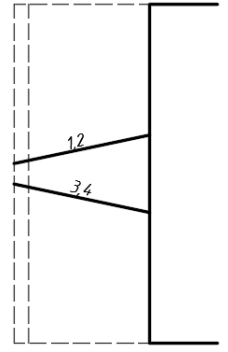
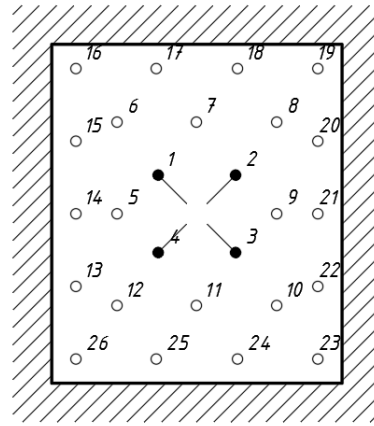
В настоящее время тип взрывного вруба определяется в зависимости от площади поперечного сечения горной выработки, её ширины, а также особенностями применяемого бурового оборудования и условиями залегания горных пород. Наиболее часто используемые типы врубов: 1) *веерный*; 2) *клиновой*; 3) *параллельный с увеличенным диаметром скважины*; 4) *прямой*. В свою очередь, данные типы взрывных врубов можно объединить в две более крупные группы:

- наклонные врубы, образуемые шпурами, пробуренными под острым углом к забою (рисунок 2.4);
- прямые врубы, образуемые шпурами, пробуренными параллельно друг другу под прямым углом к забою (шпуры параллельны друг другу) (рисунок 2.5).

а)



б)



в)

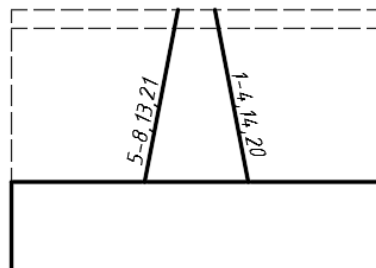
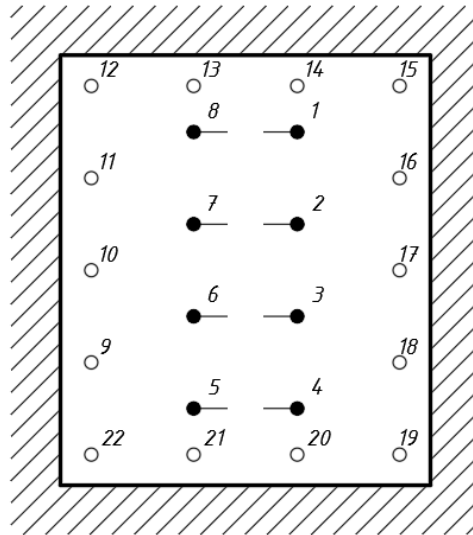


Рисунок 2.3 – Схемы конструкций первых наиболее распространённых врубов:

а) вруб из трёх шпуров

б) вруб из четырёх шпуров

в) вертикальный клиновой вруб

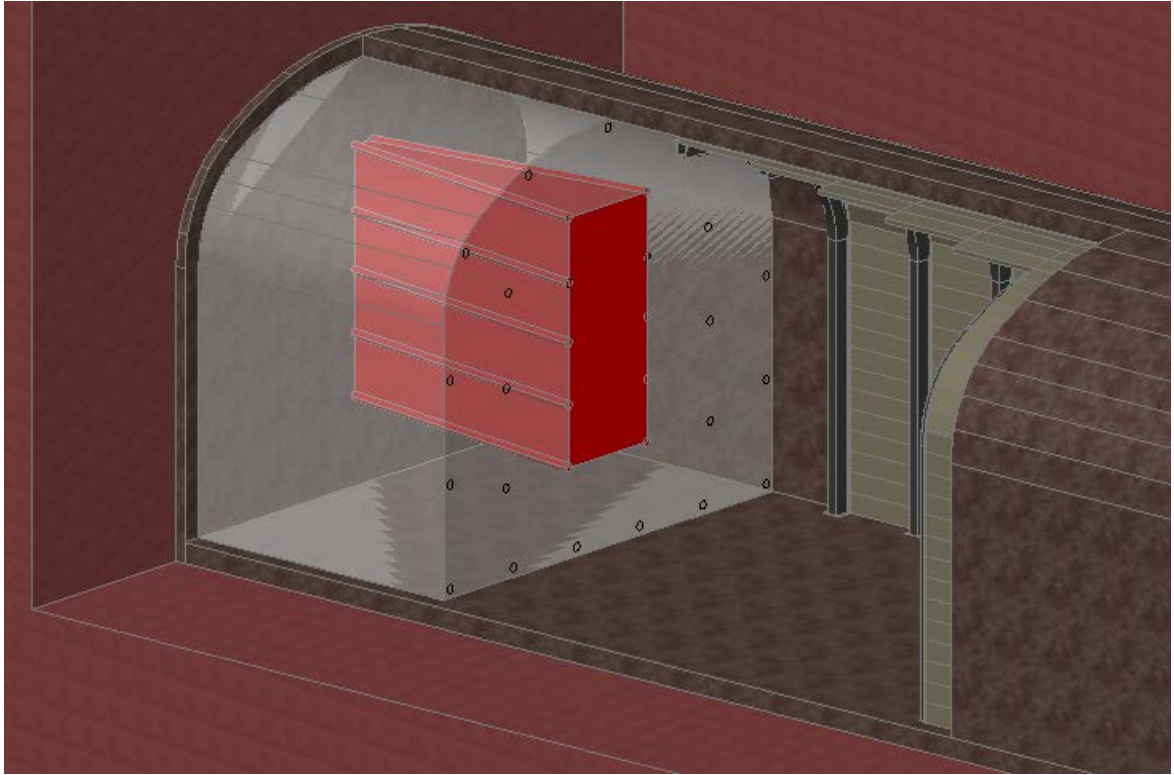


Рисунок 2.4 – Пример конструкции наклонного вруба

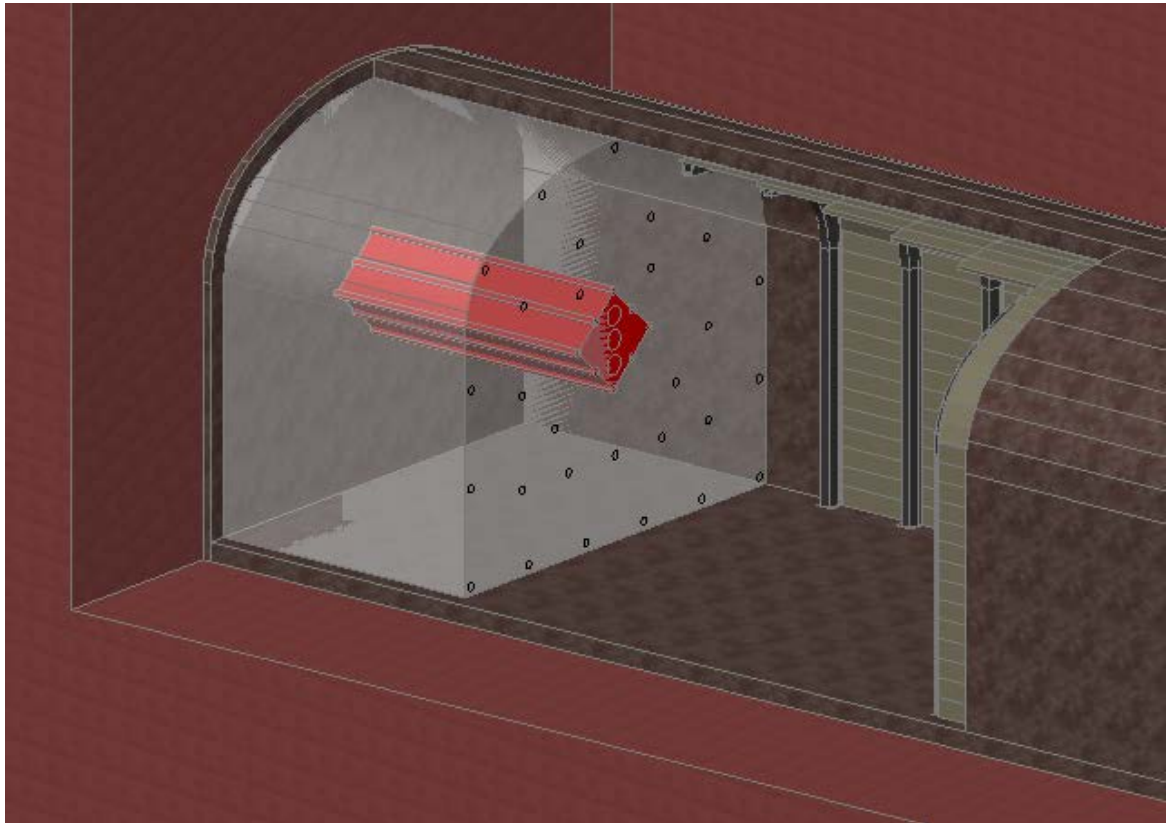


Рисунок 2.5 – Пример конструкции прямого вруба

2.2.1.1 Наклонные врубы

Пирамидальный вруб – тип встречного вруба, образуемый 3-6 наклонными шпурами, сходящимися к общему центру. Применяют в крепких монолитных породах. Характеризуется большим разбросом породы. Рациональная глубина заходки – 1,5-2,0 м. Длина врубовых шпуров – 1,8-2,6 м, а угол наклона к плоскостям забоя $65-75^\circ$ (рисунки 2.6, а; 2.7, а).

Вертикальный клиновой – двухсторонний вруб, образуемый несколькими парами сходящихся встречных шпуров, расположенных на расстоянии 0,2-0,8 м один от другого и ограничивающих врубовую полость в виде клина. Данный вруб применяют в выработках значительной ширины, пройденных в однородных породах при вертикальном направлении трещин или напластовании. Клиновой вруб обеспечивает наименьшее число шпуров в комплекте и сравнительно меньший удельный расход ВВ. Число врубовых шпуров – от двух до десяти. Их бурят под углом $65-70^\circ$ к плоскости забоя. Длину врубовых шпуров принимают на 10-20 см больше вспомогательных и отбойных (рисунки 2.6, б; 2.7, б-д).

Горизонтальный клиновой – двухсторонний вруб, образуемый несколькими парами сходящихся встречных шпуров, расположенных на расстоянии 0,2-0,8 м один от другого и ограничивающих врубовую полость в виде клина. Данный вруб характеризуется горизонтальным клином, его применяют в выработках площадью сечения более $4,0 \text{ м}^2$, небольшой ширины при горизонтальном напластовании пород. Глубина заходки – 1,5-2,0 м. Длина врубовых шпуров – 1,8-2,6 м, угол наклона к плоскости забоя – $65-75^\circ$. Из-за сложности оформления применяют редко (рисунки 2.6, в; 2.7, е).

Клиновой ступенчатый вруб применяют в выработках площадью сечения более 4 м^2 , небольшой ширины при горизонтальном напластовании пород. Глубина заходки – 1,5-2,0 м. Длина врубовых шпуров – 1,8-2,6 м, угол наклона к плоскости забоя – $65-75^\circ$ (рисунки 2.6, г; 2.7, ж).

Веерный вруб – в основе его лежит практическая схема последовательного взрывания серии шпуров, угол наклона каждого следующего ряда которых к

плоскости забоя и глубина увеличиваются. Для применения веерного вруба необходим достаточно широкий забой, который обеспечивает необходимое подвигание забоя за цикл. При применении бурового оборудования несимметричное бурение приводит к менее эффективным результатам (рисунок 2.6, д).

Вруб «ножницы» образуют двумя встречными шпурами, расположенными в разных параллельных полостях. Его применяют в угольных забоях (рисунок 2.6, е).

Боковой вруб – односторонний вруб, образуемый наклонными к поверхности забоя шпурами, направленными к одному из боков выработки. Используют при проведении горизонтальных выработок в породах не выше средней крепости с вертикальной слоистостью, а также когда с одной стороны выработки имеется явно выраженный контакт двух пород или плоскость геологических нарушений. Оптимальное подвигание забоя за взрыв – 1,8-2,0 м. Длина врубовых шпуров – 2,0-2,3 м, угол их наклона к плоскости забоя – 60-75° (рисунки 2.6, ж; 2.7, з).

Верхний вруб – вруб, образуемый группой наклонных шпуров, направленных к кровле выработки. Применяют при проведении горизонтальных выработок с площадью поперечного сечения не более 4 м², небольшой ширины в слоистых породах средней крепости при падении трещин и слоев от забоя. Рациональная глубина заходки – 1,8-2,0 м. Длина врубовых шпуров – 2,0-2,3 м, угол наклона к плоскости забоя – 60-70° (рисунки 2.6, з; 2.7, и).

Нижний вруб – вруб, образуемый группой наклонных шпуров, направленных к почве выработки. Используют в выработках с площадью поперечного сечения более 4 м², небольшой ширины в породах средней крепости при падении слоев или трещин на забой. Максимальное подвигание забоя за взрыв – 1,8-2 м. Глубина врубовых шпуров – 2-2,3 м, угол наклона к плоскости забоя – 60-70° (рисунок 2.6, и).

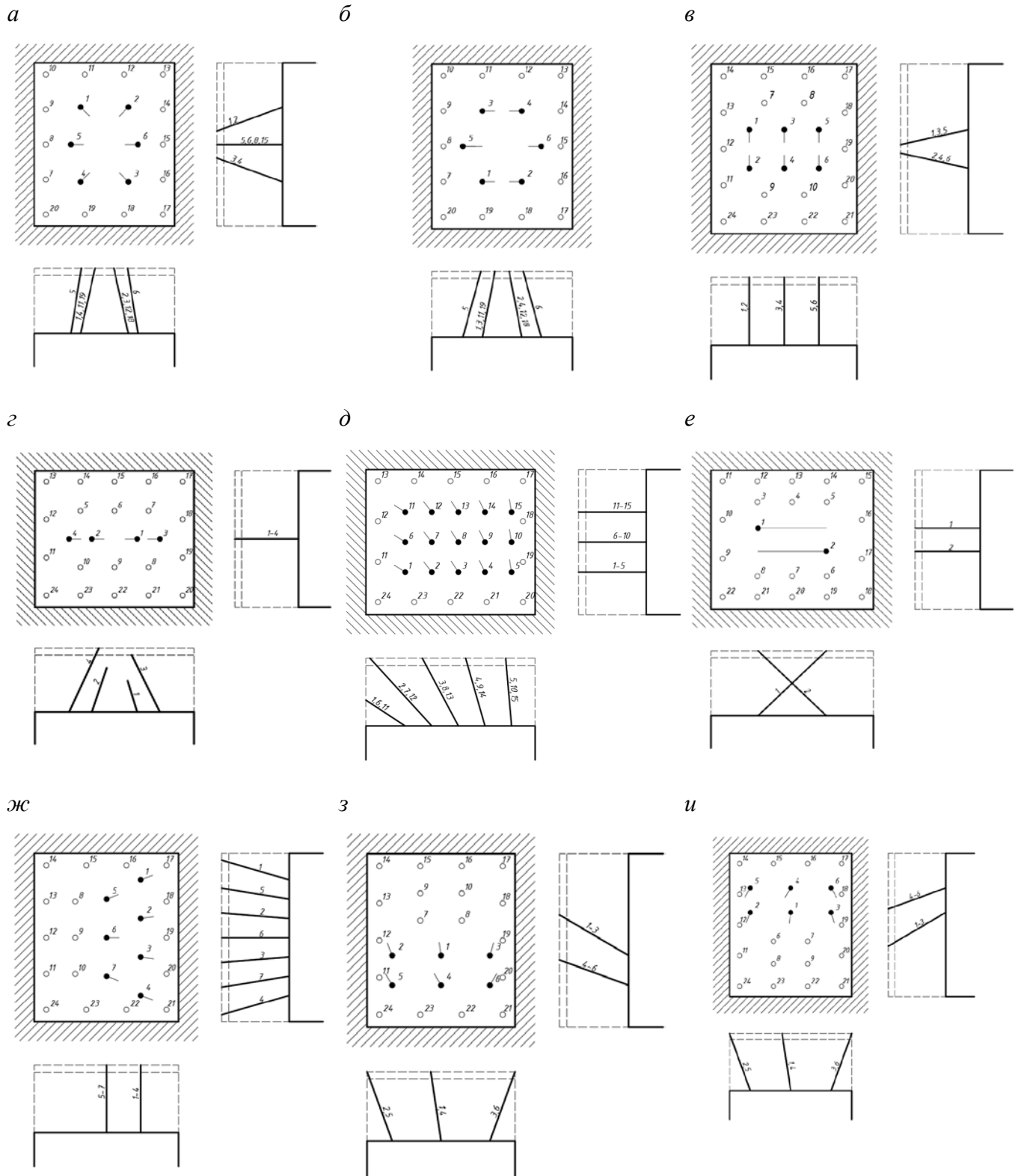


Рисунок 2.6 – Схема расположения наклонных врубных шпуров в забое

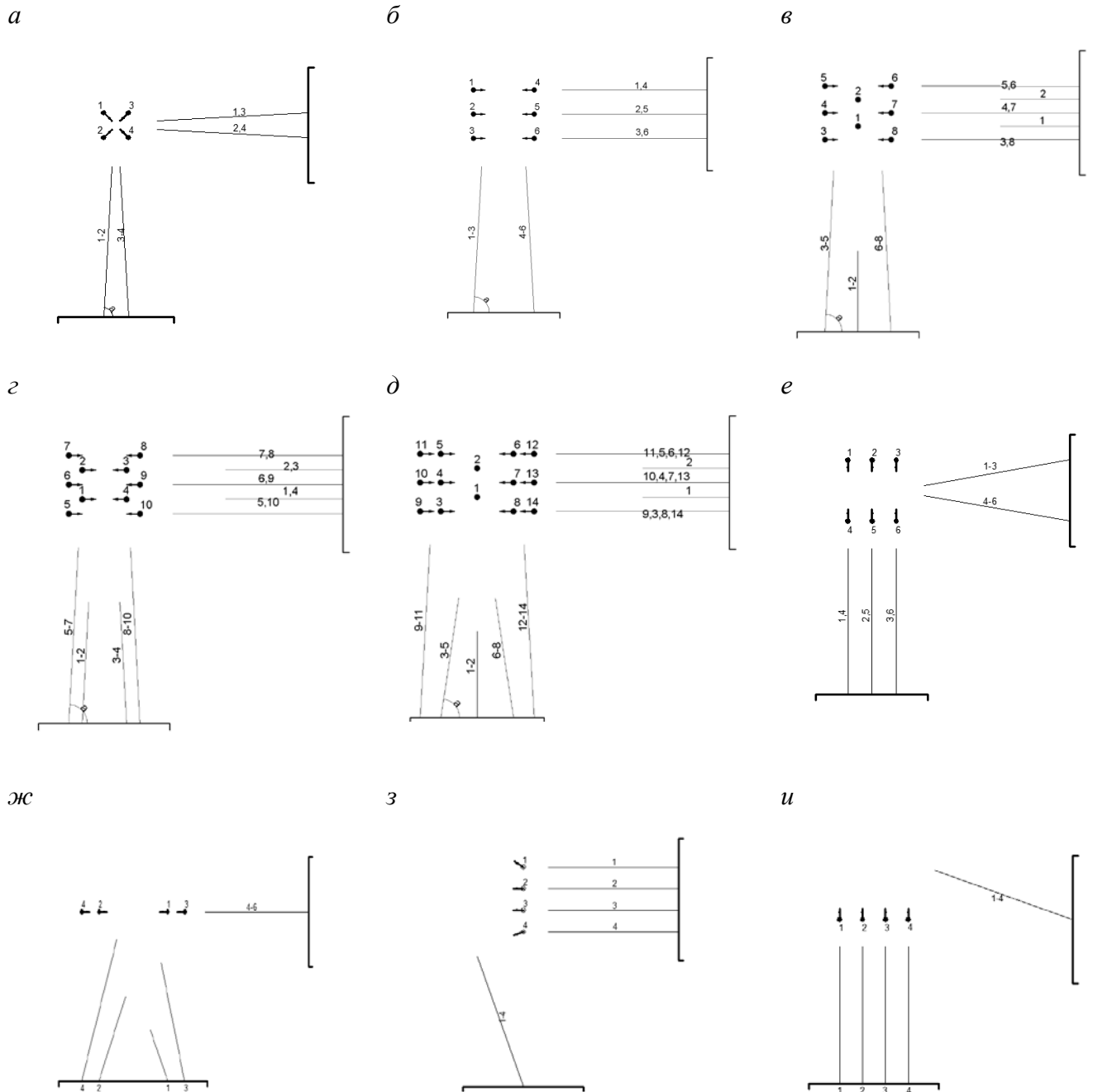


Рисунок 2.7 – Наклонные врубы

К недостаткам наклонных врубов относятся ограниченная глубина в выработках малого сечения, большой разброс горной массы при взрыве и сложность бурения шпуров самоходными буровыми установками.

2.2.1.2 Прямые врубы

Щелевой вруб – прямой вруб, образуемый несколькими шпурами, расположенными в одну линию. Часть шпуров оставляют незаряженными (как правило, через один), они представляют собой дополнительные открытые поверхности, в сторону которых направлено действие взрыва зарядов остальных врубовых шпуров. Образованная врубом полость имеет вид щели. Применяют в выработках любого сечения по породам средней крепости и крепким или при наличии в выработке прослойки более мягкой породы. Все врубовые шпуры (длина 2,5–4,0 м) бурят на расстоянии 10-20 см один от другого и взрывают одновременно. Отбитая при взрывании вруба порода только на 40-60 % выносится из полости вруба. Для увеличения выброса породы из врубовой щели рационально центральный или нижний шпур бурить на 20-30 см длиннее остальных шпуров, заряжать небольшим зарядом (0,3-0,6 кг) и взрывать вслед за врубовыми шпурами с замедлением (рисунки 2.8, а; 2.9, а).

Спиральный призматический вруб применяют в горизонтальных выработках малого сечения (до 3,5 м²), в монолитных крепких породах или с напластованием, параллельным забою, в вязких породах. Врубные шпуры образуют спираль. Центральный шпур (или скважина) – холостой. Первым взрывают шпур, отстоящий от холостого на расстоянии не более 2-3 диаметров шпура. Остальные шпуры в порядке их взрывания располагают от полости, образованной взрывом предыдущих шпуров, на расстоянии не более ширины этой полости. Таким образом, при последовательном взрывании шпуров полость обнажения растет, что позволяет увеличить расстояние между шпурами и уменьшить число шпуров в комплекте (рисунки 2.8, б; 2.9, б, в).

Призматический вруб – прямой симметричный вруб, образуемый центральным незаряжаемым шпуrom и несколькими заряжаемыми шпурами, расположенными по углам треугольника, четырехугольника или шестиугольника. Условия применения те же, что и для щелевого вруба. Расстояние между врубовыми шпурами – 10-20 см, длина – 2,5-4,0 м. Целесообразно использовать,

как и при щелевом, выбрасывающий заряд в более глубоком шпуре (рисунки 2.8 в; 2.9, г-и).

Вруб со скважиной применяют в выработках, пройденных в породах любой крепости. Врубные скважины диаметром от 85 мм и более обеспечивают высокий КИШ. Комплекты шпуров бурят глубиной 2,0-3,0 м и более. Скважины большого диаметра успешно применяют на рудниках и шахтах как в России, так и за рубежом (таблица 2.3). Отмечается высокая эффективность применения скважин как метода увеличения глубины шпуров и подвигания забоя за взрыв. Особенно эффективны, устойчивы взрывы при скважине диаметром 500 мм (таблица 2.4). Однако применение скважин большого диаметра требует дополнительного специализированного оборудования (рисунки 2.8, г; 2.9).

Плоский вруб (Каромант) – общая схема плоского вруба включает в себя щель и врубовые шпуры. Щель выбурируется с помощью специального оборудования. Комплекты шпуров обычно бурят глубиной 2,0-3,0 м. Недостаток использования такого типа вруба заключается в необходимости использования специального оборудования для создания щели (рисунок 2.8, д).

Вруб шагающий – призматический (цилиндрический) вруб, один из шпуров которого бурится в 2 раза глубже остальных и заряжается большим зарядом. Большой заряд передового шпура способствует выносу породы из вруба. При взрыве в забое образуется полость, на которую отбивается порода следующей заходки. Глубина заходки – 2-3 м. Применяется в крепких и вязких породах. Расчётный КИШ составляет 0,95-0,98 (рисунки 2.8, е; 2.10, а, б).

Прямой (цилиндрический) вруб – часть шпуров вруба не заряжается, являясь дополнительной обнаженной плоскостью, облегчающей работу глубоких врубовых шпуров. Число незаряжаемых шпуров вруба можно принимать от одного до пяти и более. При применении цилиндрических врубов, кроме высокого КИШ, обеспечивается удобство бурения колонковыми бурильными машинами, установленными на каретках. Успех применения цилиндрических врубов достигается при строгой параллельности врубовых шпуров друг другу.

Несоблюдение параллельности врубовых шпуров (особенно если шпуры расходятся) отрицательно влияет на работу вруба (рисунки 2.8, ж; 2.11).

Ступенчатые врубы – система коротких и длинных параллельных шпуров. Заряды взрывают с замедлением на одну ступень электродетонаторами короткозамедленного действия (рисунок 2.8, з).

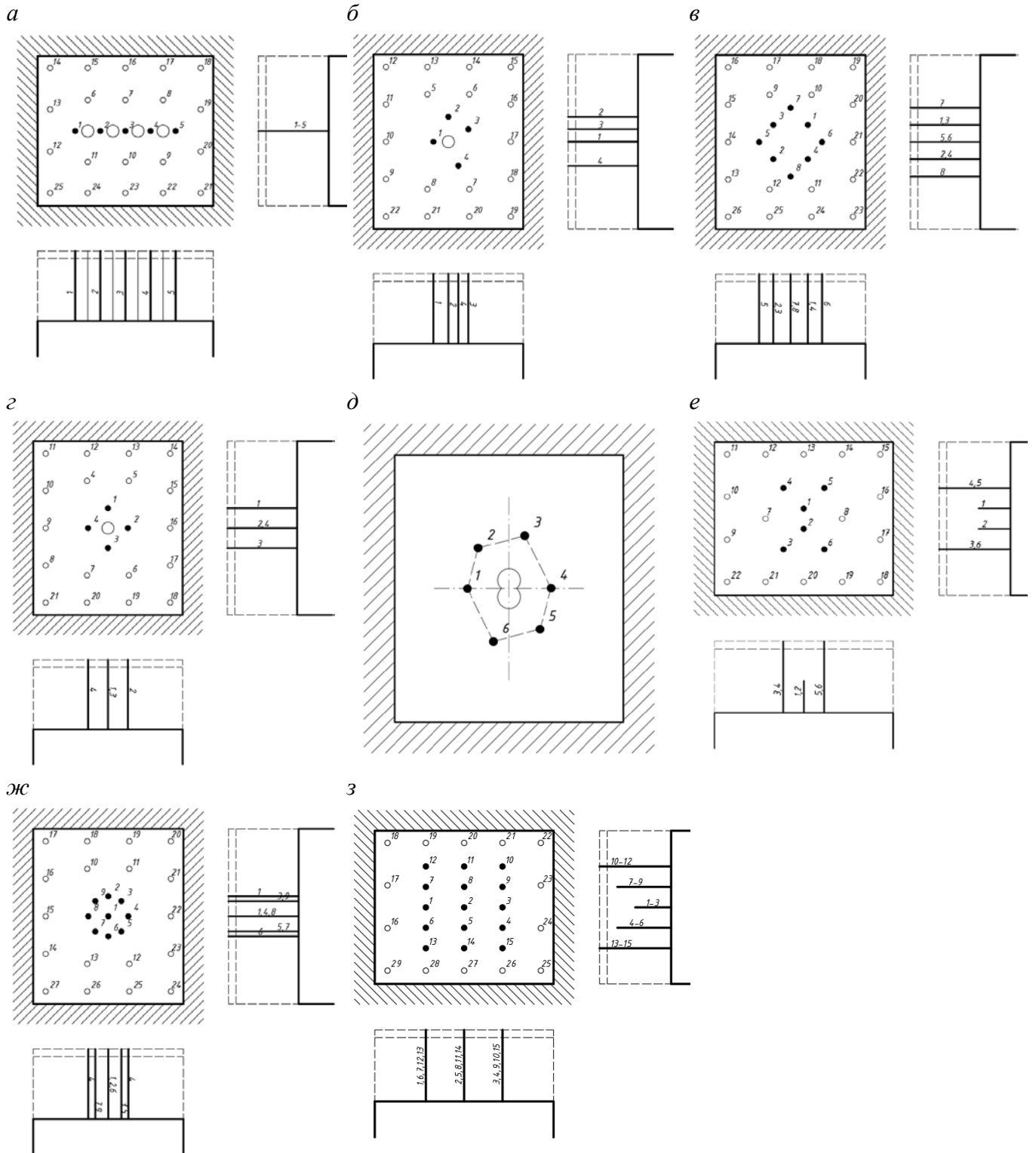


Рисунок 2.8 – Схема расположения прямых врубовых шпуров в забое

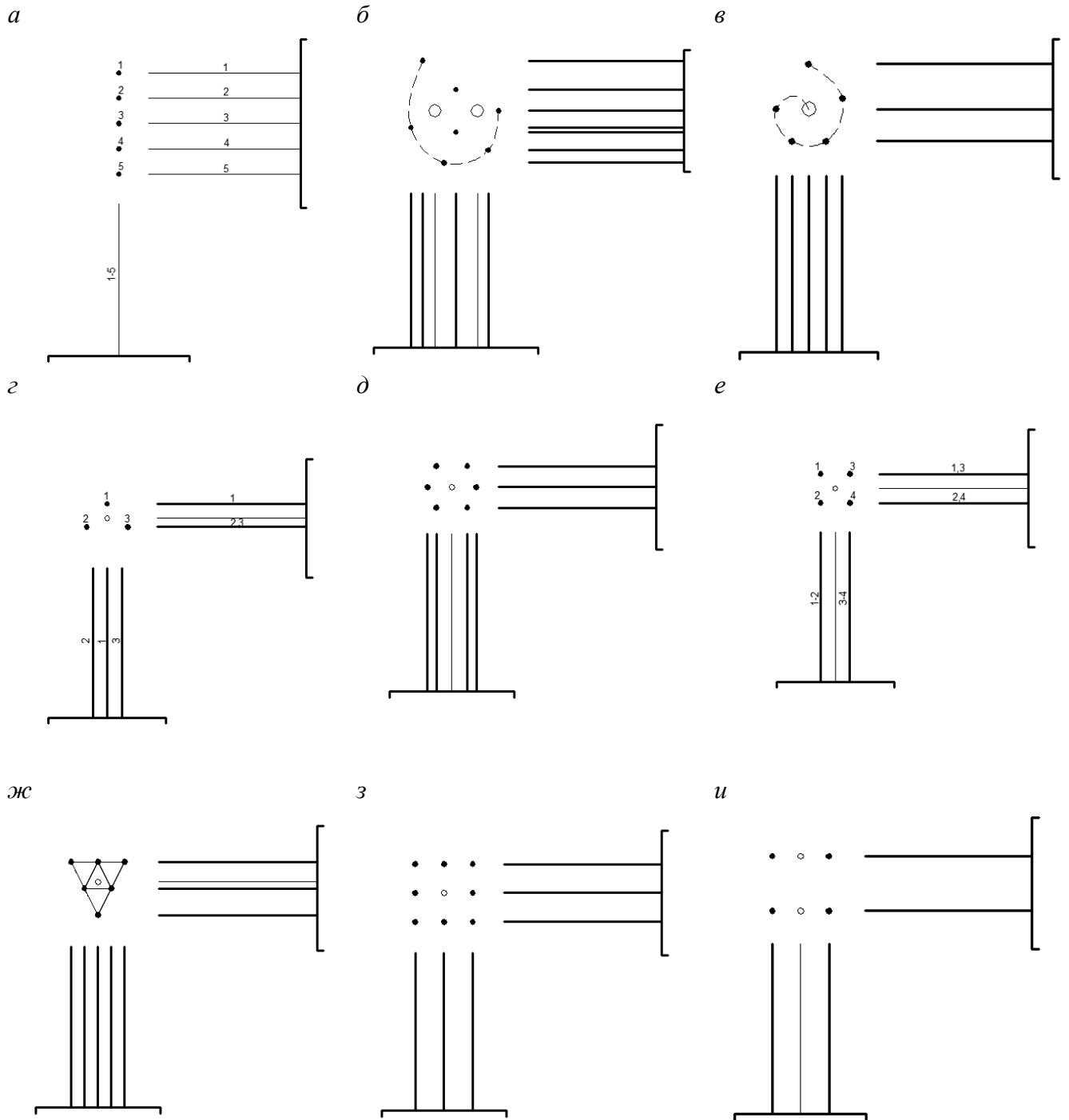
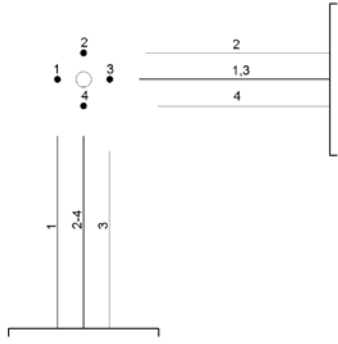
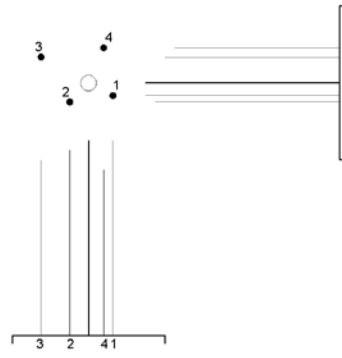


Рисунок 2.9 – Прямые врубы

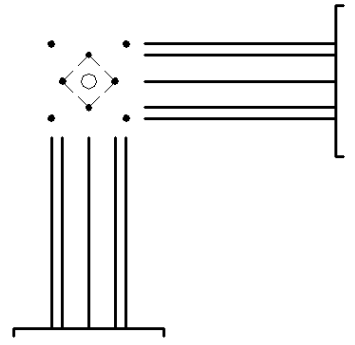
a



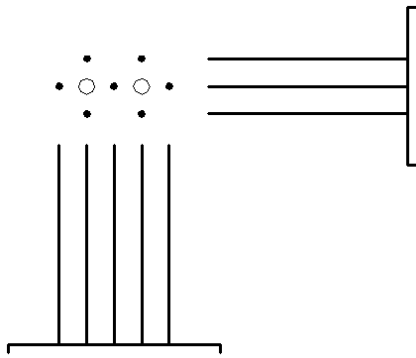
б



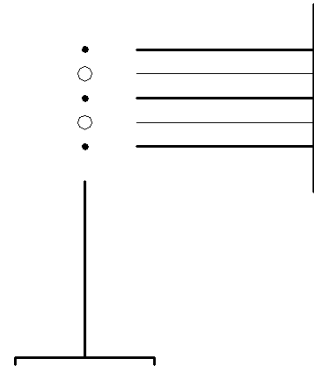
в



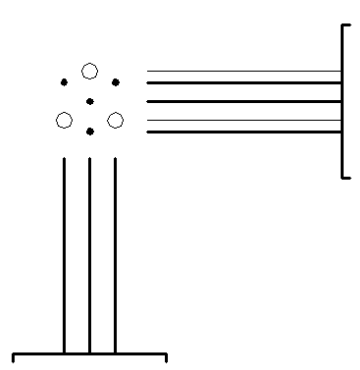
г



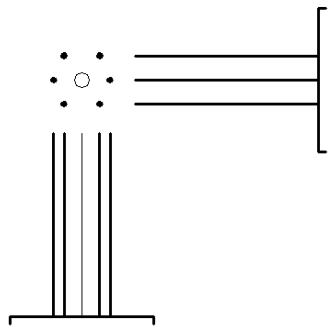
д



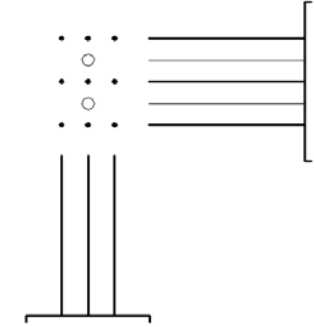
е



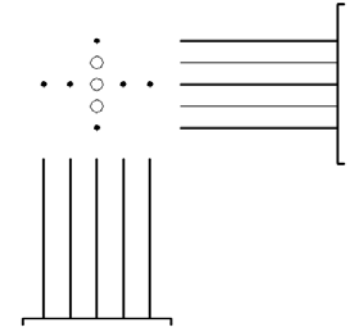
ж



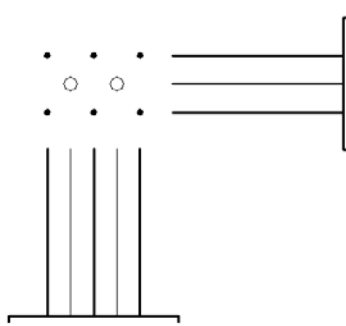
з



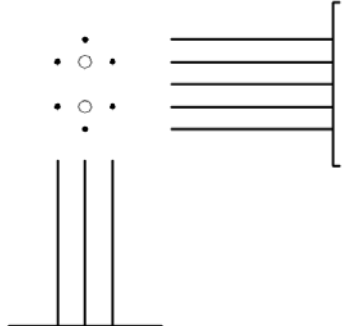
и



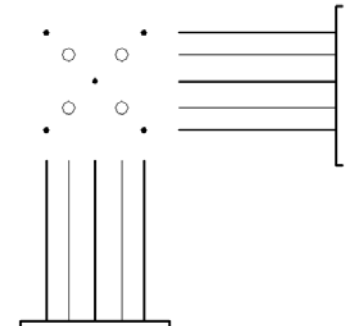
к



л



м



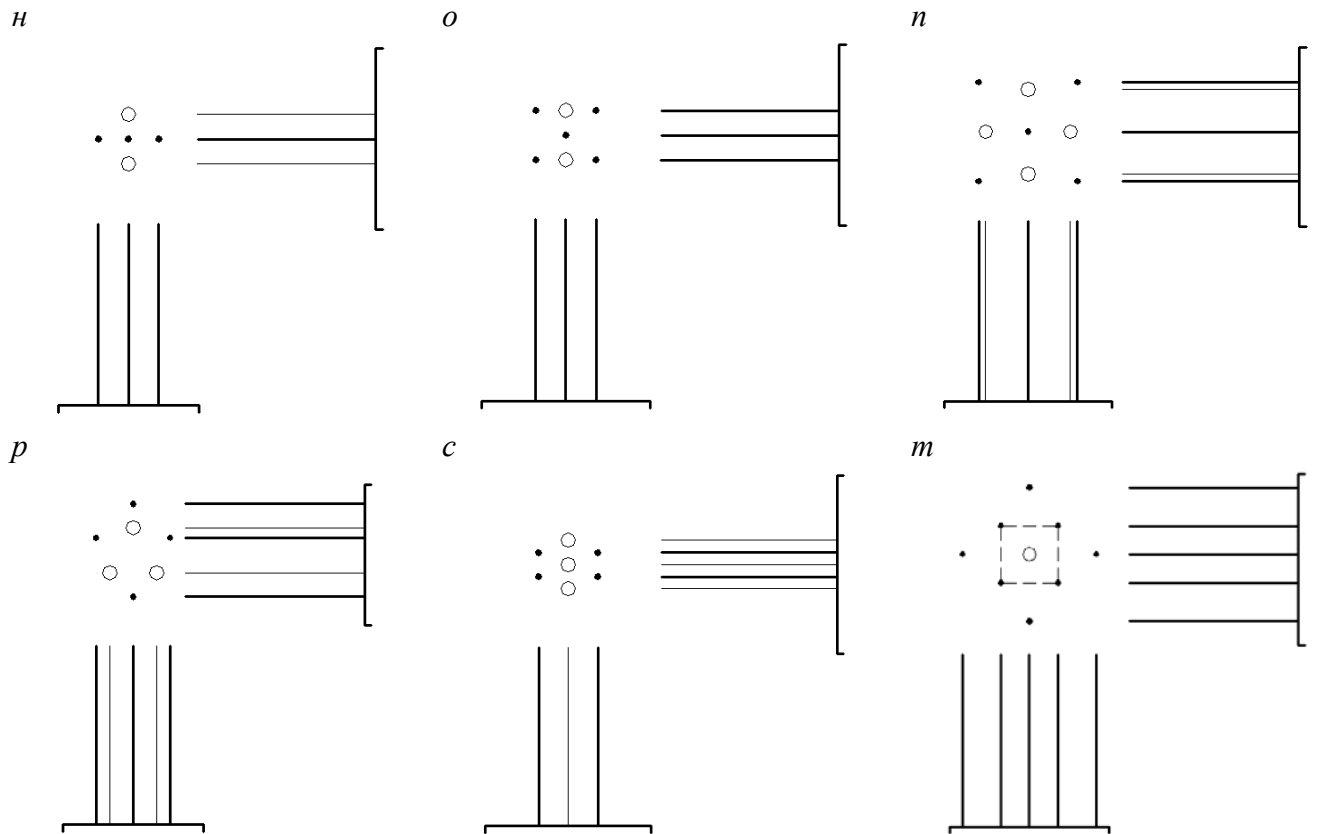
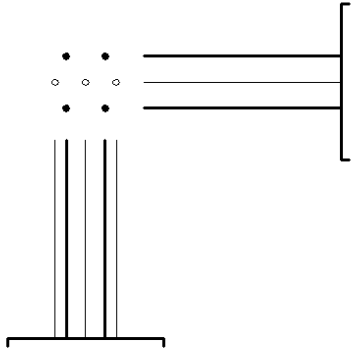


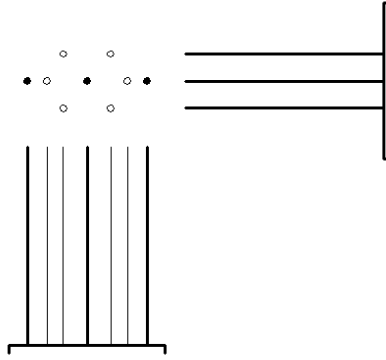
Рисунок 2.10 – Конструкции прямых врубов с «холостыми» скважинами

Прямой вруб состоит из заряженных и незаряжаемых компенсационных шпуров (скважин). Диаметры компенсационных шпуров (скважин) могут быть одинаковыми с диаметрами заряжаемых или больше. При данных врубах возможно образование врубовой полости любой глубины независимо от сечения выработки. Обеспечивается компактность развала отбитой горной массы и минимальная вероятность повреждения крепи. В то же время возникает необходимость соблюдения высокой точности бурения, в противном случае возможна запрессовка или неполное очищение врубовой полости. Основные типы прямых врубов с компенсационными шпурами одинакового диаметра показаны на рисунке 2.11.

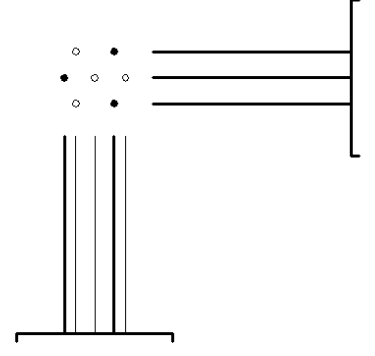
a



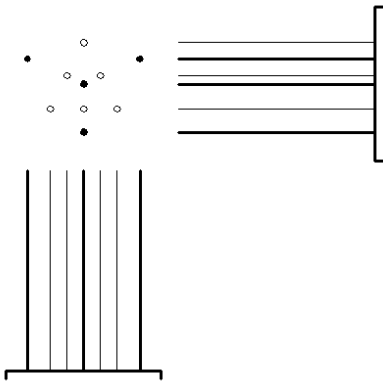
б



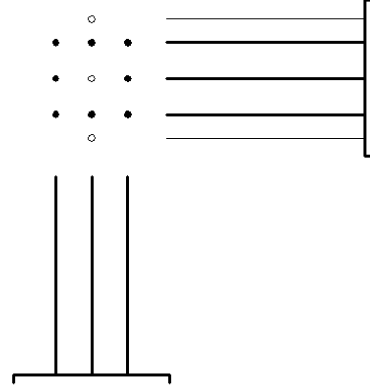
в



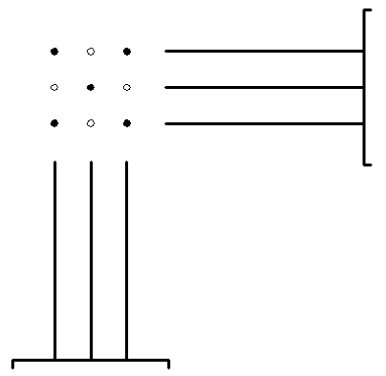
г



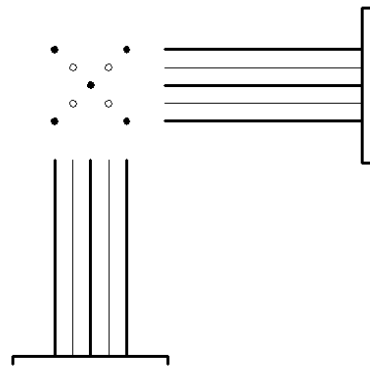
д



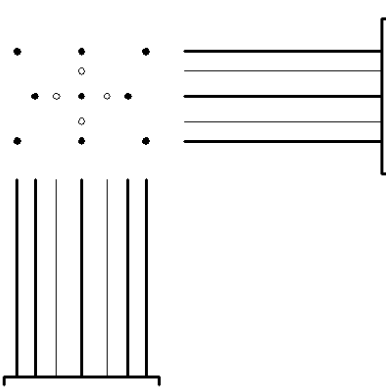
е



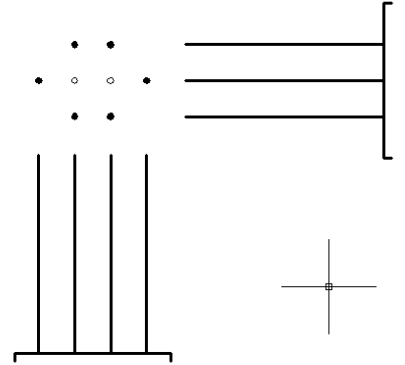
ж



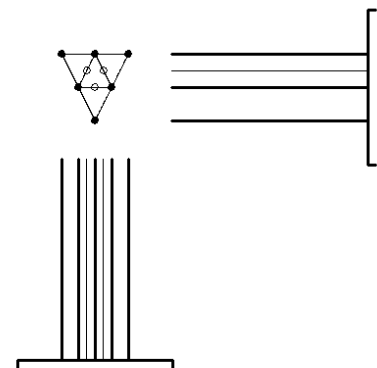
з



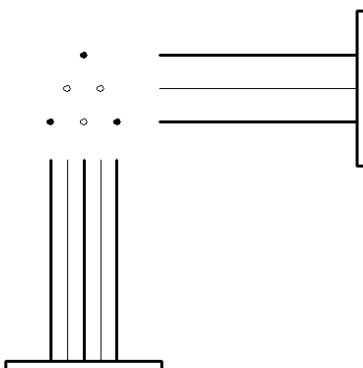
и



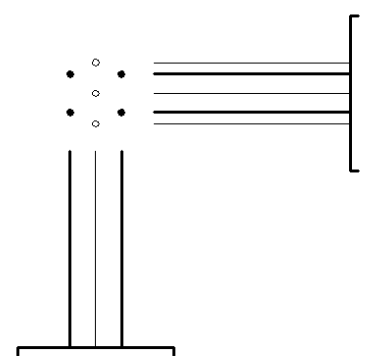
к



л



м



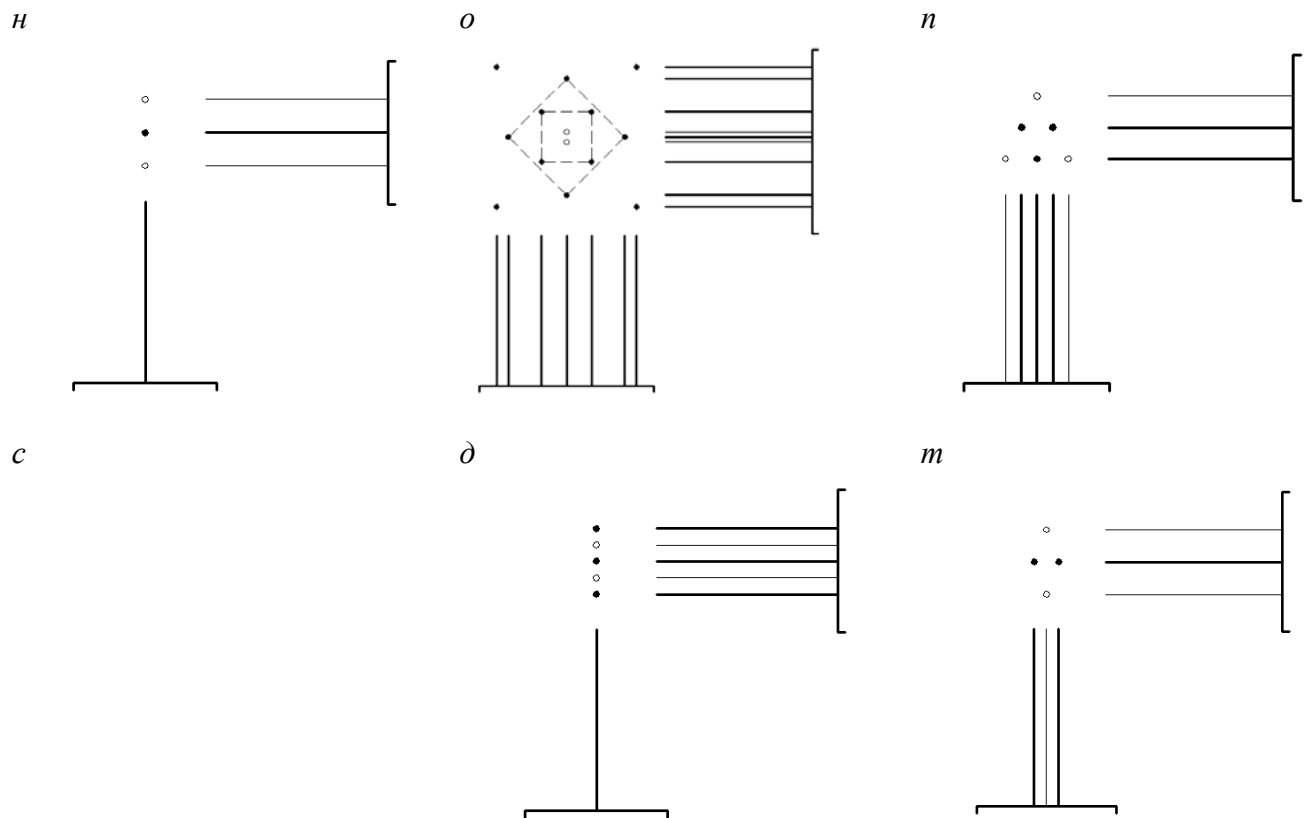


Рисунок 2.11 – Конструкции прямых врубов с «холостыми» шпурами

Таблица 2.3 – Примеры использования врубов со скважиной на рудниках мира [88]

| Рудник | Породы | Сечение вработки, м ² | Диаметр скважины, мм | Подвигание забоя за цикл, м | КИШ |
|-----------------------------------|----------------|----------------------------------|----------------------|-----------------------------|-----------|
| Шахта «Украина» | $f=4-6$ | 8,8 | 500 | 2,8 | 1,0 |
| Рудник «Стебняки» (Украина) | Солевые породы | 7,2 | 390 | 3,3 | 0,91 |
| Рудник «Маркс-Энгельс» (Германия) | Солевые породы | 13 | 420 | 3,8 | 0,95-0,98 |
| Рудник «Георг» | Солевые породы | - | 165 | 6,0-6,5 | 0,91-1,0 |
| Рудник (Франция) | - | - | 190 | 2,7 | 1,0 |

Таблица 2.4 – Примеры использования врубов со скважинами различного диаметра [88]

| Глубина шпуров, м | Число шпуров | | Количество ВВ, кг | | Подвигание забоя за цикл | КИШ | Расход ВВ на 1 п.м., кг |
|---------------------------|--------------|-------------|-------------------|-------------|--------------------------|-------|-------------------------|
| | во врубе | в комплекте | во врубе | в комплекте | | | |
| Скважина диаметром 500 мм | | | | | | | |
| 2,0 | 10 | 28 | 14,0 | 32,0 | 1,95 | 0,97 | 16,4 |
| 3,0 | 10 | 28 | 22,0 | 54,4 | 2,85 | 0,95 | 19,1 |
| 4,0 | 10 | 34 | 32,0 | 89,6 | 3,75 | 0,94 | 23,9 |
| 5,0 | 14 | 38 | 44,8 | 121,6 | - | - | - |
| 5,0 | 14 | 38 | 56,0 | 132,0 | 4,9 | 0,98 | - |
| 5,0 | 10 | 34 | 44,0 | 130,4 | 3,95 | 0,79 | - |
| 5,0 | 12 | 36 | 48,0 | 129,6 | 4,6 | 0,92 | - |
| Скважина диаметром 420 мм | | | | | | | |
| 2,0 | 10 | 28 | 14,0 | 32,0 | 1,9 | 0,95 | 16,8 |
| 3,0 | 10 | 28 | 22,0 | 54,4 | - | 0,86 | 21,1 |
| 3,0 | 12 | 30 | 26,4 | 58,8 | 2,75 | 0,916 | 21,4 |
| 4,0 | 12 | 36 | 38,4 | 96,0 | 3,70 | 0,925 | 26,0 |
| 4,0 | 19 | 40 | 60,8 | 111,2 | 3,95 | 0,99 | 28,1 |
| 5,0 | 14 | 38 | 56,0 | 137,6 | 4,73 | 0,944 | 29,0 |

Анализ опыта применения различных типов взрывных врубов показывает, что наибольшую эффективность использования энергии взрыва обеспечивают прямые и клиновые ступенчатые врубы, однако последние сложны в исполнении, требуют повышенных трудозатрат и практически неприменимы при использовании самоходного бурового оборудования.

На сегодняшний день, из всех многочисленных типов врубов наиболее прогрессивными являются прямые врубы с компенсационными шпурами или скважинами, пробуренными перпендикулярно к плоскости забоя выработки.

Как показывает практика ведения взрывных работ, такие врубы характеризуются универсальностью применения, наибольшей работоспособностью в крепких породах, просты в исполнении и позволяют обеспечить высокий коэффициент использования шпура [89-91].

Качество взрывного разрушения существенно возрастает при использовании врубов с компенсационными шпурами (скважинами). При использовании таких типов врубов важным является выбор наиболее точного метода расчёта взрывных работ.

2.2.2 Анализ существующих методов расчёта взрывных врубов

Наиболее важным параметром паспорта БВР является взрывной вруб, правильное исполнение которого во многом предопределяет глубину подвигания забоя за цикл, предотвращает выход негабаритов и обеспечивает высокий КИШ.

Методика, предложенная Н.Н. Налысько [92] может быть применена в условиях крепких пород с высокой акустической жёсткостью и с коэффициентом крепости от 12 до 20.

Расчёт по этой методике состоит из четырёх этапов.

На первом этапе проводится расчёт возможного значения глубины начальной воронки выброса:

$$h_6 = 4,34 \cdot f^{1.2} \cdot P_3^{1.05} \cdot l_{ш}^{0.95} \cdot q^{0.63}, \text{ м}, \quad (2.24)$$

где P_3 – показатель эффективности заряда: $P_3 = e \cdot k_3$; e – работоспособность принятого ВВ, см³; k_3 – коэффициент уменьшения глубины воронки выброса с увеличением радиального зазора (рисунок 2.12); q – масса заряда, кг; $l_{ш}$ – длина шпура, м.

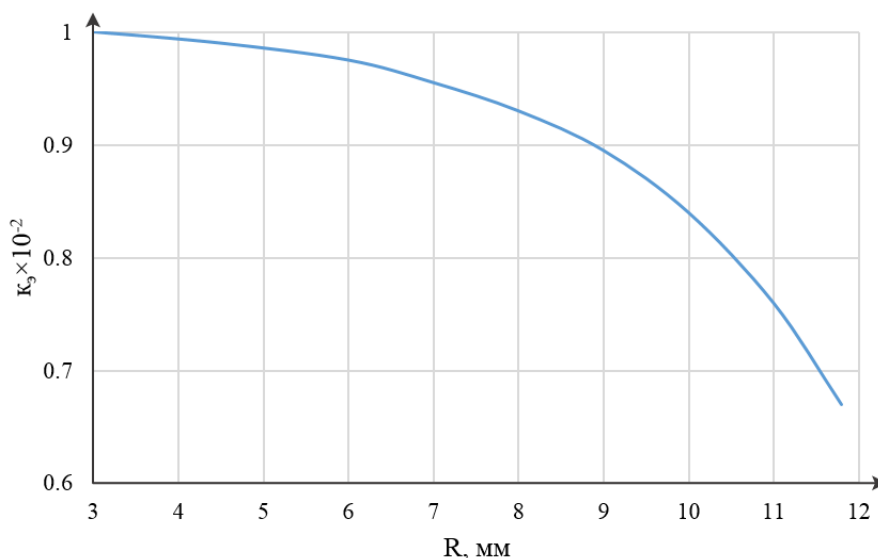


Рисунок 2.12 – Коэффициент эффективности заряда k_3 в зависимости от радиального зазора в шпуре R

По результатам расчёта строится график $h_в=f(f, P_3, \ell, q)$. Общий вид графика показан на рисунке 2.13. По графику определяется рациональная масса зарядов и глубина шпуров.

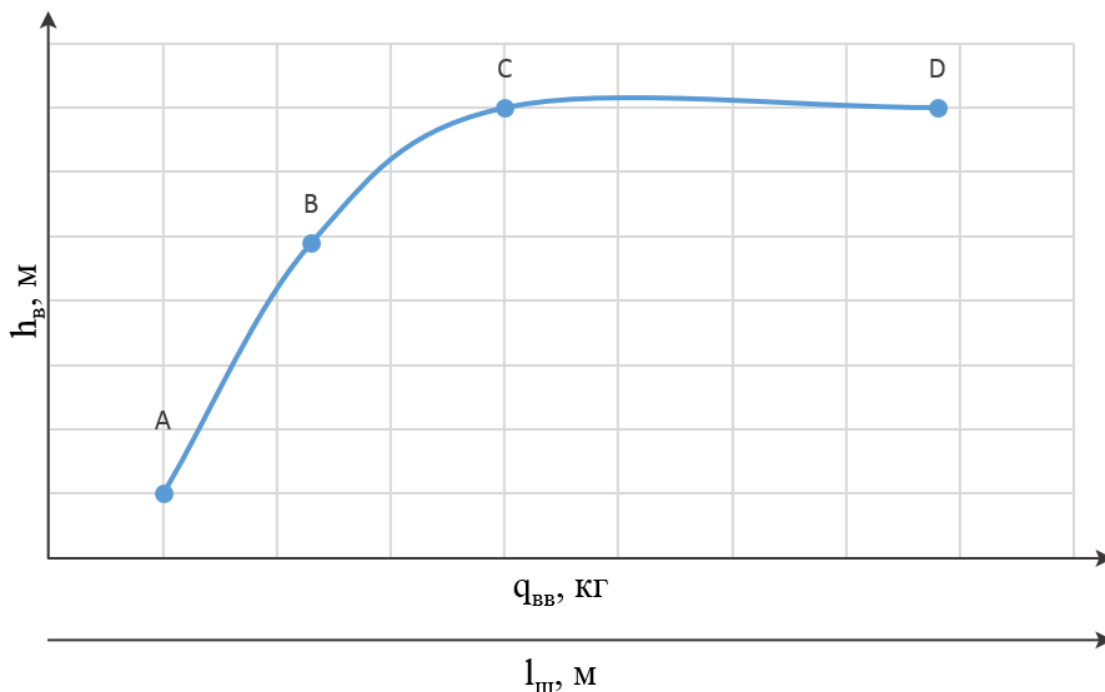


Рисунок 2.13 – Общий вид зависимости глубины воронки h_B от начальных условий взрыва
 $h_B = f(Q, P_3, \ell, q)$

На втором этапе производится определение рациональных расстояний между зарядами в одной ступени. Оптимальным является максимальное расстояние между двумя шпурами, при котором глубина образовавшейся щелевидной воронки будет не меньше глубины воронки выброса одиночного шпурового заряда в этих условиях. Для его определения применяется формула (2.24) которая связывает значения глубины полости от глубины воронки выброса и расстояния между шпурами: $\ell_{\text{пол}} = f(h_B, a)$. Глубина начальной воронки выброса в этой зависимости выступает в качестве интегрального показателя действия заряда на массив, т.к. наиболее возможна при максимальном соотношении h_B/q . По формуле (2.25) рассчитывается несколько значений глубины полости ($\ell_{\text{пол}}$) при изменяющемся расстоянии между шпурами (a) от 0,2 до 0,8 м:

$$\ell_{\text{пол}} = 0,3 - 0,7a^4 - 0,25h_g \cdot a + 0,98h_g^2, \text{ м.} \quad (2.25)$$

Из полученного ряда значений ($\ell_{\text{пол}}$) принимается такое максимальное значение, при котором выполняется условие $\ell_{\text{пол}} \geq h_B$.

На третьем этапе определяется приращение глубины шпуров и массы зарядов в последующих ступенях. Для этого вначале необходимо определить угол раскрытия начальной воронки выброса (2.26) и длину заряда во второй ступени (2.27):

$$a = \frac{1}{\ln(0,3h_e^3 - 0,36h_e^2 + 0,087h_e + 1,04)}, \text{ град} \quad (2.26)$$

$$l_3 = 3,5(h_e)^{0,3} \cdot (a)^{-0,32}, \text{ м.} \quad (2.27)$$

Далее по формуле (2.28) определяют рациональную величину приращения глубины врубовой полости в зависимости от расстояния между зарядами смежных ступеней (b), глубины начальной воронки выброса (h_b) и массы заряда второй ступени (q_2). Последняя определяется через длину колонки заряда:

$$\Delta l = 2h_e - 0,1q_2^{1,8} - 1,02b \cdot h_e + 0,31h_e \cdot q_2 - 1,03h_e^2 - 0,14, \text{ м.} \quad (2.28)$$

Вычисления производят для нескольких значений (b) в интервале от 0,2 до 1,0 м. Общий вид зависимости $\Delta l = f(h_b, q_2, b)$ представлен на рисунке 2.14.

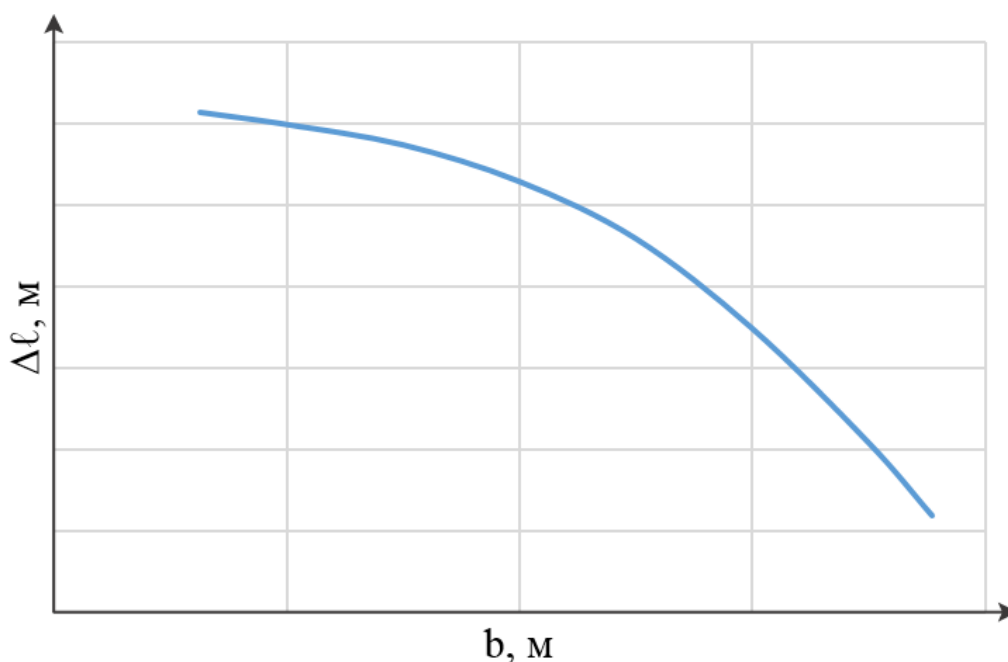


Рисунок 2.14 – Общий вид зависимости величины приращения глубины врубовой полости от расстояния между зарядами смежных ступеней (b)

На четвертом этапе определяют количество ступеней во врубе, массу и глубину заложения зарядов последующих ступеней. Для этого строят развёрнутую схему прямого вруба (рисунок 2.15).

К достоинствам данного способа построения прямого вруба можно отнести возможность его использования в очень крепких породах ($f=20$). К недостаткам способа относится необоснованный выбор коэффициентов при расчётах.

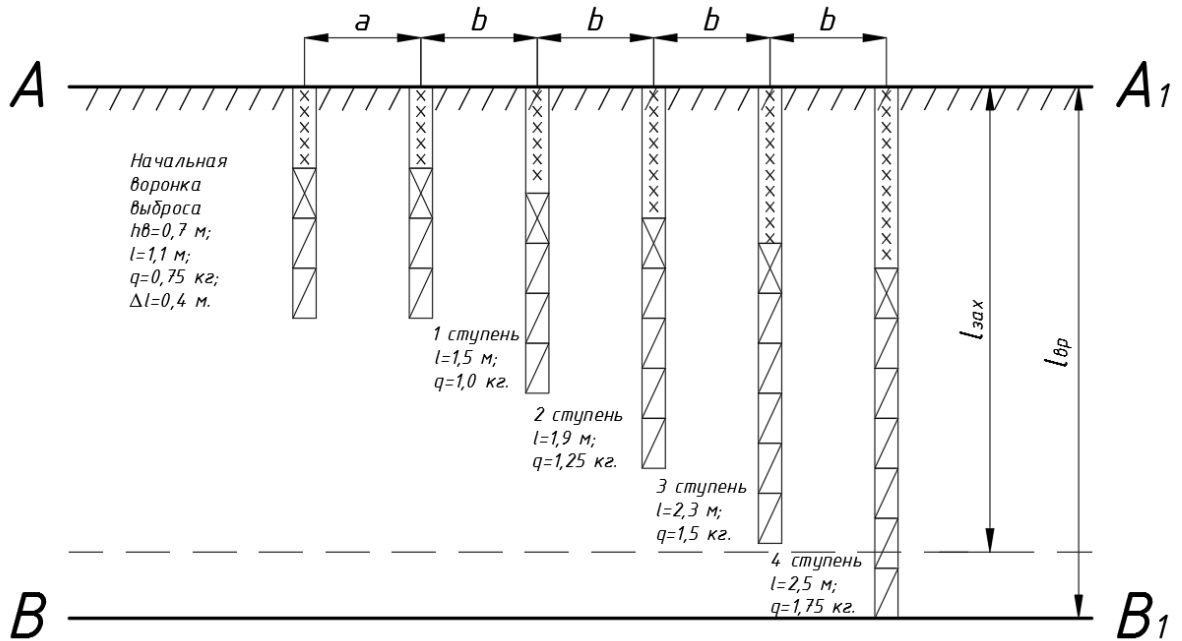


Рисунок 2.15 – Развёрнутая схема прямого ступенчатого вруба

Г.Г. Литвинский и П.Н. Шульгин в работе [89] предлагают конструкцию прямого цилиндрического вруба, состоящего из 7 шпуров, шесть из которых размещены вокруг центрального шпура и образуют цилиндрическую поверхность (рисунок 2.16).

Определение целесообразных параметров вруба производят в заданной последовательности:

$$Q_B = q \cdot V, \text{ кг}, \quad (2.29)$$

где Q_B – масса ВВ на весь вруб, кг; V – объём вруба, м^3 , определяемый по следующей зависимости:

$$V = \pi \cdot r_0^2 \cdot L_3, \text{ м}^3, \quad (2.30)$$

где r_0 – радиус цилиндрического вруба, м; L_3 – длина заходки на цикл, м; q – удельный расход ВВ (определяется по выражению Н.М. Покровского [93]), $\text{кг}/\text{м}^3$.

Масса ВВ во врубе складывается из массы зарядов в шести врубовых шпурах:

$$Q_B = 6 \cdot Q_z, \text{ кг}, \quad (2.31)$$

где Q_z – масса заряда в одном врубовом шпуре, равная:

$$Q_z = \Delta \cdot S_3 \cdot (L_3 - l_z), \text{ кг}, \quad (2.32)$$

где $L_z = 0,5$ м – минимальная длина забойки; Δ – плотность патронирования, кг/м³; S_3 – площадь сечения заряда, м²; L_3 – длина заходки на цикл, м.

Далее в выражение (2.29) подставляют уравнения 2.30, 2.31 и 2.32, и решают его относительно r_0 . После чего получают формулу для определения радиуса прямого цилиндрического вруба:

$$r_0 = \sqrt{\frac{6 \cdot Q_z}{\pi \cdot L_3 \cdot q}}, \text{ м.} \quad (2.33)$$

При практическом применении прямого цилиндрического вруба следует выбирать его параметры, ориентируясь на следующие рекомендации:

1. Центральный опережающий шпур необходимо бурить длиной большей, чем глубина заходки L_3 , исходя из выражения:

$$L_y = L_3 (1 + 0,1 \cdot \sqrt[3]{f}). \quad (2.34)$$

2. В центральном опережающем шпуре следует размещать забойку минимально допустимой по правилам безопасности длины и заряд выброса, определяемый по выражению:

$$Q_y = Q_0 \cdot L_3 \cdot 0,1 \cdot \sqrt[3]{f}. \quad (2.35)$$

3. Для снижения дальности отброса породы и уменьшения вероятности повреждения крепи центр вруба необходимо располагать на расстоянии $1/3$ высоты выработки от её почвы (рисунок 2.16), а все шпуры бурить восходящими под углом $5-10^\circ$ к почве выработки.

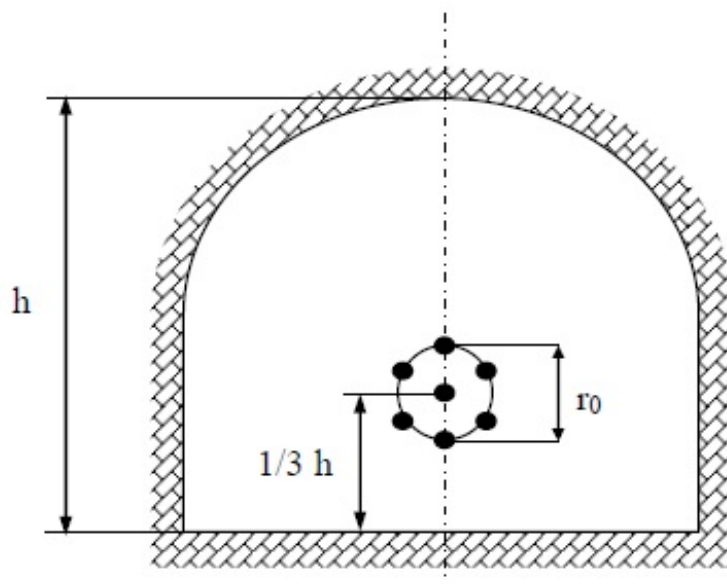


Рисунок 2.16 – Схема расположения шпуров по методике Г.Г. Литвинского [89]

К достоинствам представленного способа создания врубовой полости относится учитываемость при выборе всех параметров вруба горно-геологических и технических условий. К недостаткам – привязка к месту расположения вруба и необходимость бурить врубовые шпуры не строго перпендикулярно к плоскости забоя, а под углом, что в реальных условиях будет весьма затруднительно.

Исследования К.И. Должикова и С.К. Мангуша [94] привели их к заключению, что наиболее целесообразно применение прямых врубов в сочетании с компенсационными скважинами, где шпуры располагаются в квадратах.

Если в прямом врубе используют несколько компенсационных скважин, в этом случае необходимо рассчитывать их эквивалентный диаметр:

$$D_{\text{экв}} = d_{\text{скв}} \cdot \sqrt{n_{\text{скв}}}, \text{ мм}, \quad (2.36)$$

где $D_{\text{экв}}$ – эквивалентный диаметр, мм; $d_{\text{скв}}$ – диаметр применяемых скважин, мм; $n_{\text{скв}}$ – число скважин.

Расчёт первого квадрата (рисунок 2.17, а). Для очистки врубовой полости взрывом первого шпура расстояние от центра компенсационной скважины до шпура должно быть:

$$a = 1,5 \cdot d_{\text{скв}}, \text{ мм}. \quad (2.37)$$

При применении во врубе нескольких компенсационных скважин – это расстояние будет равно:

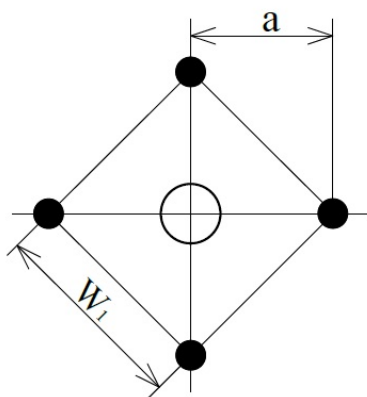
$$a = 1,5 \cdot D_{\text{экв}}, \text{ мм}, \quad (2.38)$$

где $D_{\text{экв}}$ – эквивалентный диаметр, мм.

Линия наименьшего сопротивления для первого квадрата, где создается первичная врубовая полость, будет равна:

$$W_1 = a \cdot \sqrt{2}, \text{ мм}. \quad (2.39)$$

а)



б)

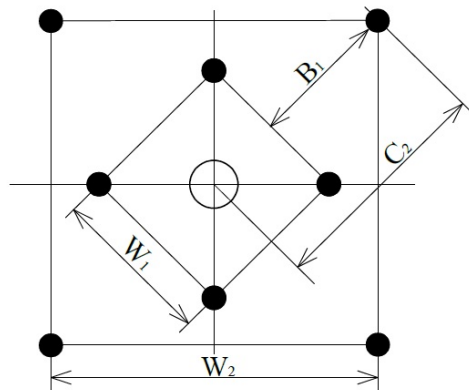


Рисунок 2.17 – Схема расположения врубовых шпуров:
а) в первом квадрате; б) во втором квадрате

Расчёт параметров второго квадрата (рисунок 2.17, б):

$$B_1 = W_1, \text{ мм}; \quad (2.40)$$

$$C_2 = 1,5 \cdot W_1, \text{ мм}; \quad (2.41)$$

$$W_2 = 1,5 \cdot W_1 \cdot \sqrt{2}, \text{ мм}. \quad (2.42)$$

При наличии третьего и четвертого квадратов их параметры будут следующие:

– третий квадрат –

$$B_2 = W_2, C_3 = 1,5 \cdot W_2, W_3 = 1,5 \cdot W_2 \cdot \sqrt{2}, \text{ мм}; \quad (2.43)$$

– четвертый квадрат –

$$B_3 = W_3, C_4 = 1,5 \cdot W_3, W_4 = 1,5 \cdot W_3 \cdot \sqrt{2}, \text{ мм}. \quad (2.44)$$

Р. Густафссон в своей работе [95] отмечает, что известно много хороших отработанных вариантов прямых врубов с центральной скважиной. Для этих врубов расстояние между центральной скважиной и ближайшими врубовыми шпурами можно определять по выражению:

$$W = 0,7 \cdot d_{скв}, \text{ м}, \quad (2.45)$$

где $d_{скв}$ – диаметр скважины, м.

Для вруба с двумя скважинами это выражение принимает вид:

$$W = 0,7 \cdot 2d_{скв}, \text{ м}. \quad (2.46)$$

Выражение для определения расстояния от вспомогательных шпуров врубовой полости имеет аналогичный вид, но вместо диаметра центральной скважины подставляется диаметр врубовой полости:

$$W = 0,7 \cdot B, \text{ м.} \quad (2.47)$$

где B – диаметр врубовой полости, м.

К недостаткам обоих вышеуказанных методик относится достоверность результатов, так как при расчётах используются только коэффициенты и показатель диаметра скважины.

В работе Андриевского А.П. [96] представлен способ образования врубовой полости клиновым ступенчатым врубом. Шпуры клинового ступенчатого вруба бурят исходя из условия оптимальной работы каждого из взрывааемых шпуров на имеющуюся или формируемую каждым из поочередно взрывааемых шпуров обнаженную плоскость.

Врубовый шпур первой ступени автор предлагает бурить под углом 60° (независимо от крепости породы), глубиной, не превышающей радиуса воронки взрыва.

Радиус, образующийся при взрыве воронки, определяют из выражения:

$$r_p = 0,7 \cdot d_{зд} \cdot \sqrt{\frac{q \cdot D^2 \cdot d}{8 \cdot d_{зд} \cdot \tau_{CP}}}, \text{ м,} \quad (2.48)$$

где q – плотность ВВ в заряжаемом шпуре, кг/м^3 ; D – скорость детонации применяемого ВВ, м/с ; d – диаметр заряжаемых шпуров, скважин, м; τ_{CP} – предел прочности пород на срез, Па; $d_{зд}$ – диаметр, образующийся при взрыве зоны смятия (м), определяемый из выражения:

$$d_{зд} = d \cdot \sqrt{\frac{q \cdot D^2}{8 \cdot f \cdot 10}}, \text{ м,} \quad (2.49)$$

где f – крепость пород по шкале М.М. Протоdjяконова.

Последующие шпуры бурят таким образом, чтоб угол, образованный между осью обуриваемого последующего и предыдущего врубовых шпуров, составлял 60° .

Преимуществом данного способа является уменьшение глубины «стаканов» после взрыва, и снижение удельного расхода ВВ.

В работе В.И. Шпунта [97] представлен способ образования врубовой полости прямым призматическим врубом. Суть способа заключается в бурении перпендикулярно плоскости забоя центрального шпура и дальнейшем расположении вокруг параллельных ему шпуров (рисунок 2.18).

Заряжание шпуров производят следующим образом: в шпурах № 1–3 создают воздушные придонные промежутки (например, с помощью надутых воздухом гидроампул) на длину зарядов шпуров № 4–7. Затем в шпуры вводят заряды и осуществляют забойку шпуров инертными материалами. Производят инициирование зарядов сначала трех шпуров с воздушными придонными промежутками, а затем (следующая ступень замедления) – оставшихся четырёх шпуров.

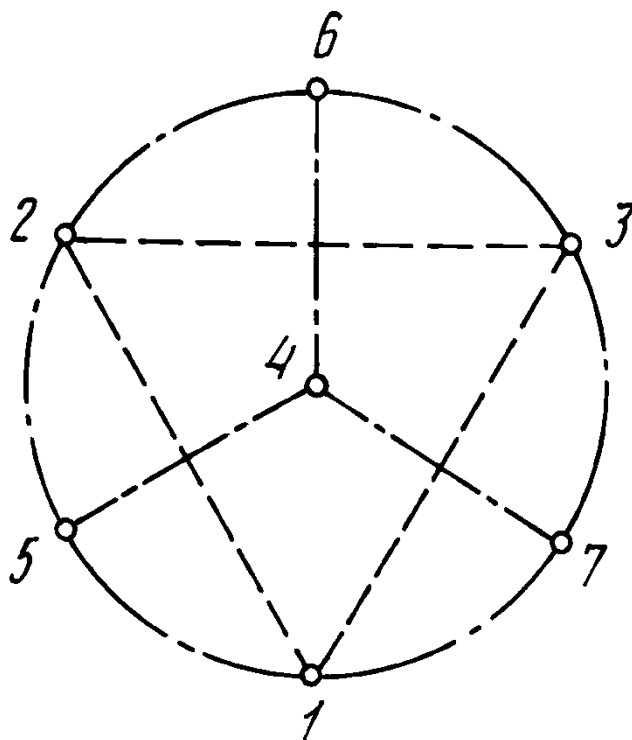


Рисунок 2.18 – Схема расположения врубовых шпуров [97]

Недостатком описываемого способа является отсутствие рекомендаций к максимальным расстояниям между центральным шпуром и шпурами, расположенными по окружности, а также сложность воспроизведения в реальных условиях.

2.3 Выводы

Анализ факторов показал, что наибольшее влияние на эффективность взрывных работ оказывают такие показатели, как глубина шпуров, качество и длина забоечного материала, коэффициент крепости горных пород, вязкость, трещиноватость, тип применяемого ВВ и скорость детонации.

Установлено, что при корректно рассчитанных вышеуказанных факторах можно достичь наиболее успешного варианта исполнения взрывных работ с точки зрения минимального объёма бурения, расхода ВВ и увеличения КИШ без снижения качества оконтуривания выработки и дробления отбиваемой горной массы.

Выявлено, что сегодня из всех многочисленных типов врубов наиболее прогрессивны прямые врубы с компенсационными шпурами или скважинами. Такие врубы характеризуются наибольшей работоспособностью в крепких породах, универсальностью применения, являются простыми в исполнении и позволяют обеспечить высокий КИШ.

Установлено, что существует большое количество методик расчёта взрывных врубов. Однако все они либо содержат эмпирические численные коэффициенты, либо их применение на практике весьма затруднительно ввиду сложности бурения или заряжания. Необходимо отметить, что в некоторых методиках не учитываются горно-геологические условия. Сравнительная оценка методик показала, что расчёты по приведённым формулам для одних и тех же условий дают отличающиеся друг от друга результаты.

Учёт основных горно-геологических и горнотехнических факторов при проектировании взрывного вруба значительно повышает сходимость расчётных данных с практическими результатами взрыва.

Таким образом, для создания новой методики расчёта параметров взрывного вруба необходимо отталкиваться от наличия данных показателей. Использование в расчётах таких характеристик, как зона смятия и трещинообразования, способствует более точному определению числа заряжаемых шпуров и расстояния между ними.

Внимание к вышеуказанным величинам способствует более достоверным расчётам параметров взрывного вруба.

3 РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЁТА ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ОСНОВЕ ЗОН РЕГУЛИРУЕМОГО ДРОБЛЕНИЯ И ПРОВЕДЕНИЕ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ

Для обеспечения наиболее эффективных показателей проходческих работ при строительстве подземных горных выработок в настоящее время особое внимание уделяют взрывным работам, а именно определению оптимальных параметров буровзрывных работ. Методика расчёта их параметров должна учитывать наиболее полный перечень факторов, играющих значительную роль в процессе воздействия энергии взрыва на разрушаемый массив. Кроме того, предлагаемое технологическое решение должно позволить увеличить эффективность взрывных работ с совокупным снижением всех материальных и нематериальных затрат.

3.1 Образование основных зон разрушения породного массива

Деформирование горной породы при взрыве заряда ВВ есть одно из основных проявлений взрывного воздействия, следствием которого, в свою очередь, выступают многочисленные механические необратимые изменения, происходящие в окрестности взрывного источника, такие как образование камуфлетной полости, разрушение среды, трещинообразование и т.п. [26].

Первые положения о природе и механизме разрушения горных пород энергией взрыва принадлежат М.В. Ломоносову [98], который впервые установил основные параметры взрывчатого вещества. Затем вопросом взрывного разрушения горных пород занимались выдающиеся отечественные учёные О.Е. Власов, М.Ф. Друкованный, Б.Н. Кутузов, Н.В. Мельников, Г.И. Покровский, А.Н. Ханукаев [99-104]. Эти и другие учёные создали ряд теорий и заложили фундаментальные знания механизма разрушения горной породы взрывом.

Под воздействием внешнего импульса ВВ детонируют. При этом в них происходит чрезвычайно быстрая химическая реакция с выделением тепла и газов, способных производить разрушение и перемещение окружающей среды. Взрывная реакция (детонация) распространяется с постоянной, характерной для данного ВВ и диаметра заряда скоростью, т.е. имеет место самораспространяющийся процесс, не требующий дополнительного подвода энергии (рисунок 3.1).

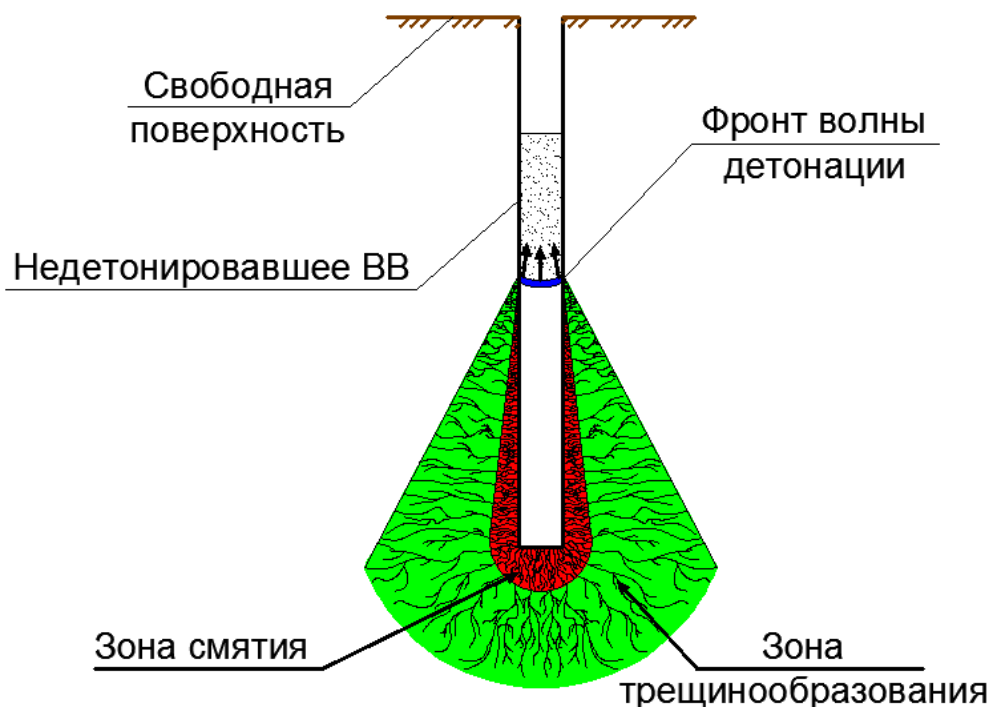


Рисунок 3.1 – Процесс разрушения горной породы при взрыве заряда ВВ

В скальной породе вблизи заряда под действием ударной волны и высокой температуры продуктов взрыва образуется зона сильно деформированной породы, эту область называют зоной смятия (рисунок 3.2, а).

По мере удаления от заряда напряжения в волне сжатия быстро снижаются и на определённом расстоянии становятся меньше сопротивления породы раздавливанию, изменяется характер деформации, что приводит, соответственно, и к изменению характера разрушения среды. Под действием прямой волны напряжений, распространяющейся от заряда ВВ, в породе в радиальном направлении возникают сильные сжимающие напряжения, а в тангенциальном – растягивающие, обеспечивающие появление радиальных трещин. В результате

такого действия в породе нарушается связное строение, и она распадается на отдельные куски. Эту зону называют зоной трещинообразования (рисунок. 3.2, б).

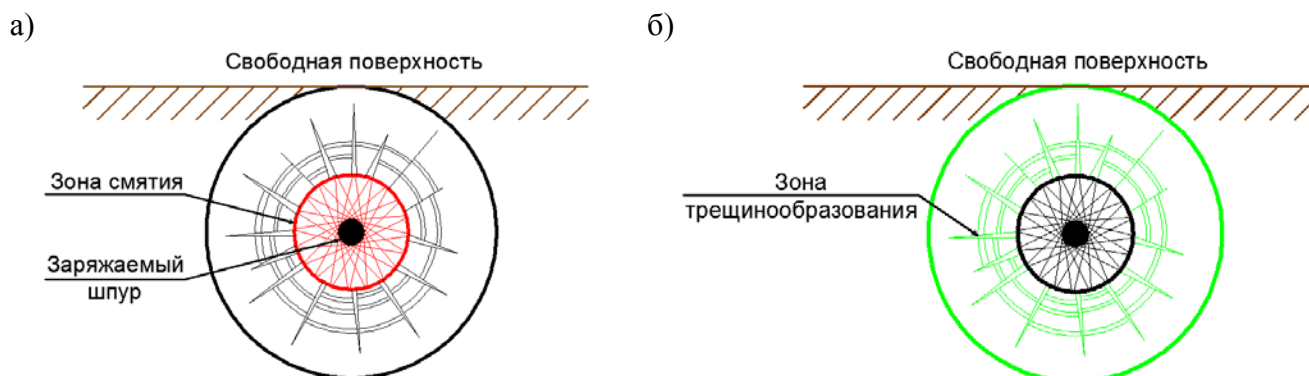


Рисунок 3.2 – Схемы формирования зоны смятия (а) и зоны трещинообразования (б)

При взрыве удлинённого заряда ВВ в горном массиве ряд учёных выделяет от 2 до 3 основных проявляемых зон разрушения [17, 20, 27, 28, 36, 38]:

- 1) зона смятия (раздавливания, сжатия, ударная зона, зона мелкого дробления);
- 2) зона трещинообразования (зона радиальных трещин);
- 3) зона упругих деформаций (сейсмическая зона).

Эти зоны различаются по своим размерам и обозначают характерные этапы разрушения породы вокруг взрываемого заряда.

Указанные зоны разрушения породного массива можно назвать одними из ключевых факторов при расчёте параметров БВР, так как именно по их размерам можно судить об эффективности взрыва. Определение размеров каждой зоны разрушения можно охарактеризовать как первоначальный этап создания методики расчёта рациональных параметров буровзрывных работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок.

Исходя из анализа приведённых в первой главе методик расчёта зон разрушения можно отметить, что все они затрагивают частные случаи и работают в строго определённых условиях. Кроме того, многие методики применимы только для монолитных массивов горных пород.

3.2 Обоснование методики расчёта параметров буровзрывных работ

На основе изучения методики, предложенной Б.Н. Кутузовым и А.П. Андриевским [27, 28], включающей в себя большое количество горно-геологических и горнотехнических факторов, автором была предложена её усовершенствованная модель [105-111] для расчёта параметров БВР при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок.

В зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий определяются основные показатели.

Величина радиуса зоны смятия:

$$R_{CM} = d \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2}{8 \cdot f \cdot 10^7}}, \text{ м}, \quad (3.1)$$

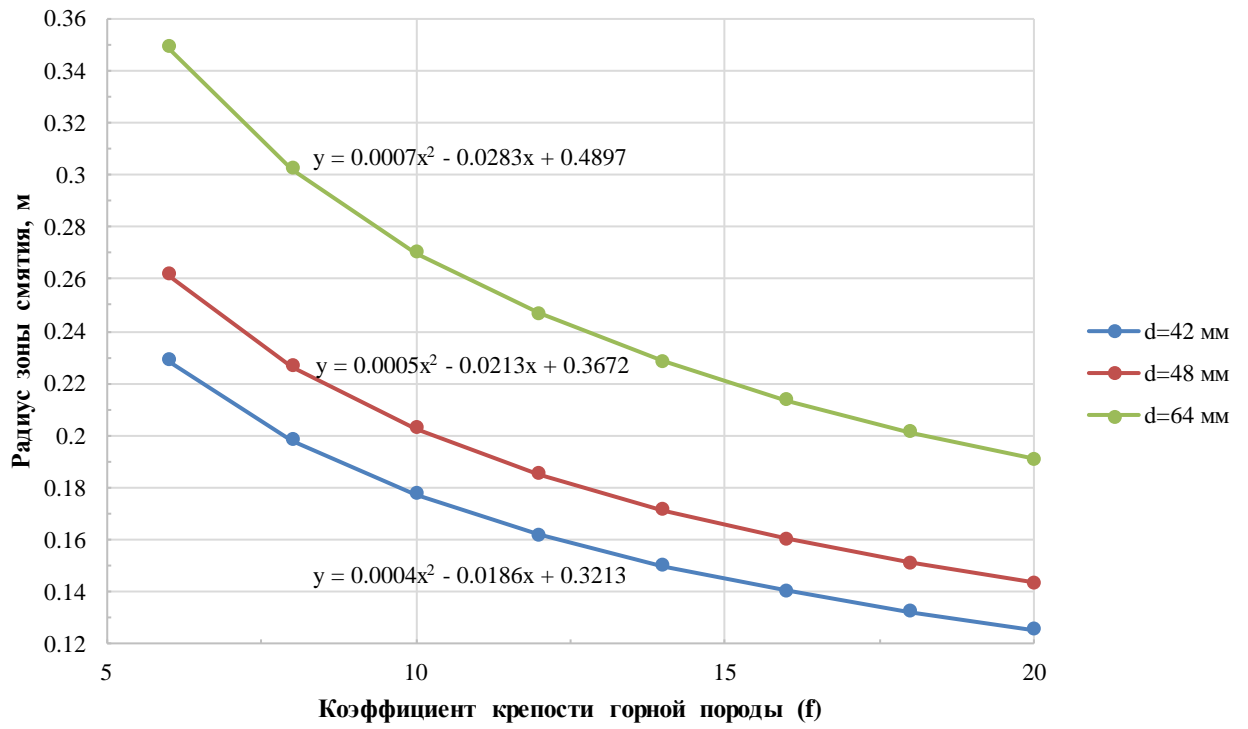
где d – диаметр шпура, м; ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м³; D – скорость детонации применяемого ВВ, м/с; f – коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконова.

Влияние учитываемых факторов на величину радиуса зоны смятия представлено на рисунке 3.3.

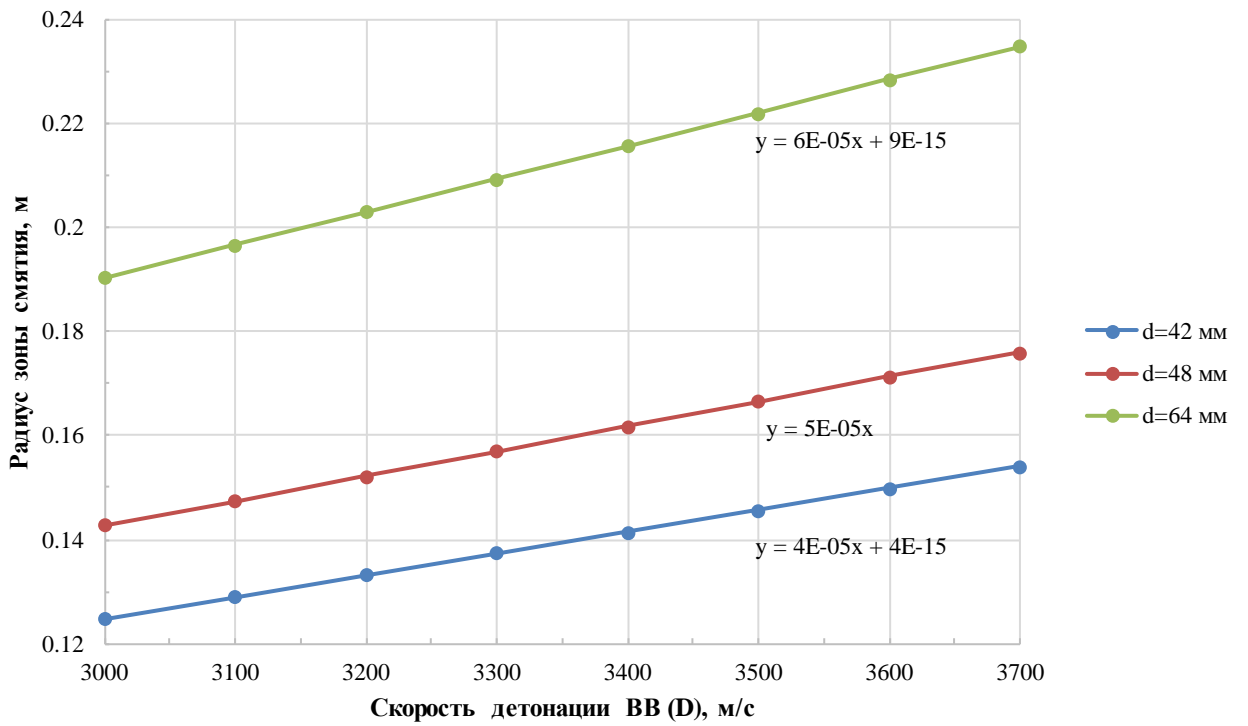
При расчёте данных зависимостей на основе практики были приняты следующие исходные данные: плотность заряжения ВВ в шпуре (ρ) – 1100 кг/м³; скорость детонации ВВ (D) – 3600 м/с; коэффициент крепости горных пород (f) – 14. Во всех случаях расчёты проводились при различных диаметрах бурения.

Анализ приведённых зависимостей (рисунок 3.3, а, б, в) показывает, что радиус зоны смятия в большей мере зависит от крепости горной породы и диаметра заряда. Так, при увеличении крепости породы с 8 до 20 радиус зоны смятия уменьшается почти в 2 раза при любом диаметре заряда.

а)



б)



в)

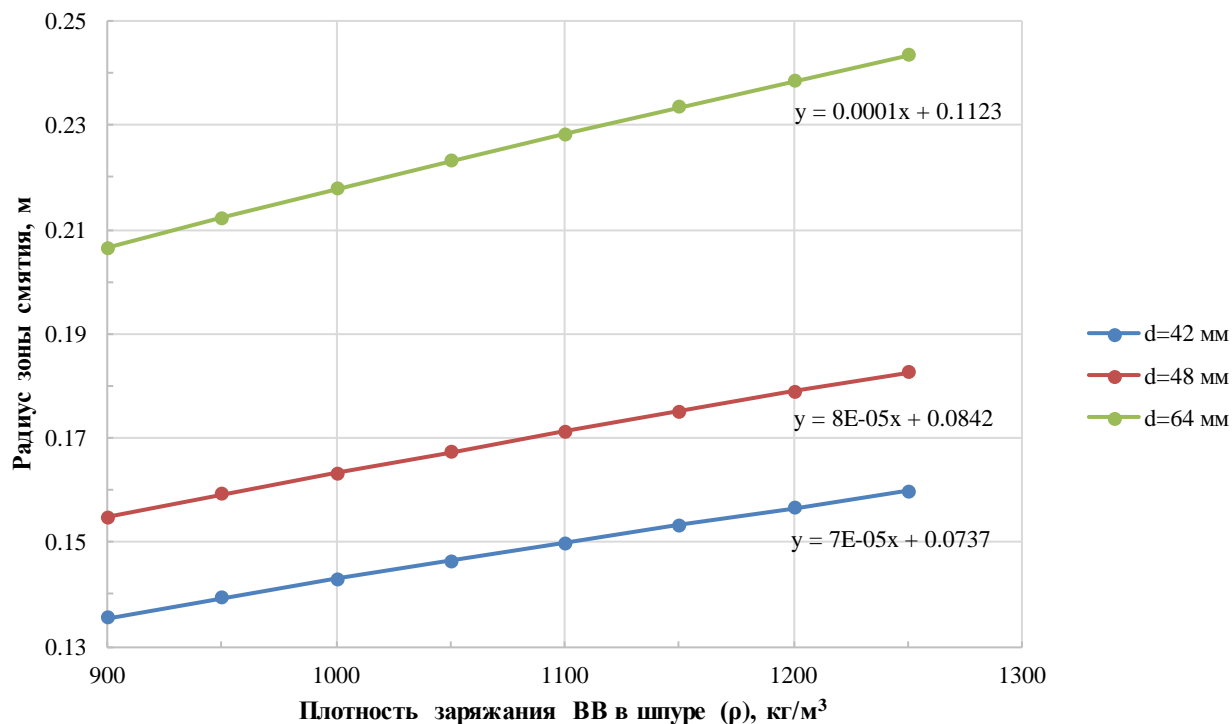


Рисунок 3.3 – Влияние учитываемых при вычислении факторов на величину зоны смятия:
 а) влияние коэффициента крепости горных пород;
 б) влияние скорости детонации ВВ;
 в) влияние плотности заряжения ВВ

Величина радиуса зоны трещинообразования в монолитном массиве:

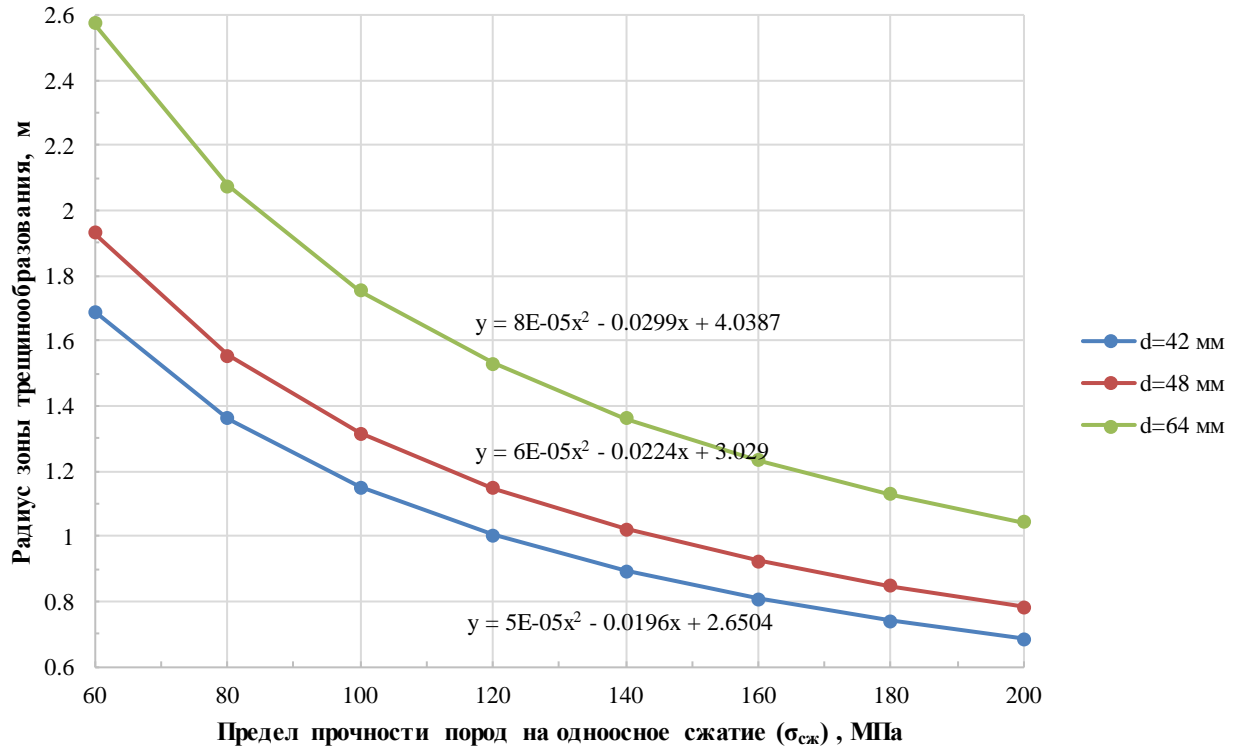
$$R_{TP} = 0,2102 \cdot d \cdot \rho^{0,75} \cdot D^{1,5} \cdot \sigma_{сж}^{-0,25} \cdot \tau_{ср}^{-0,5}, \text{ м}, \quad (3.2)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, Па; $\tau_{ср}$ – предел прочности пород на срез, (для большинства пород $\tau_{ср}$ не превышает 20 МПа. Приблизительно $\tau_{ср}$ можно определить как $(0,1-0,02) \cdot \sigma_{сж}$ [112]) Па.

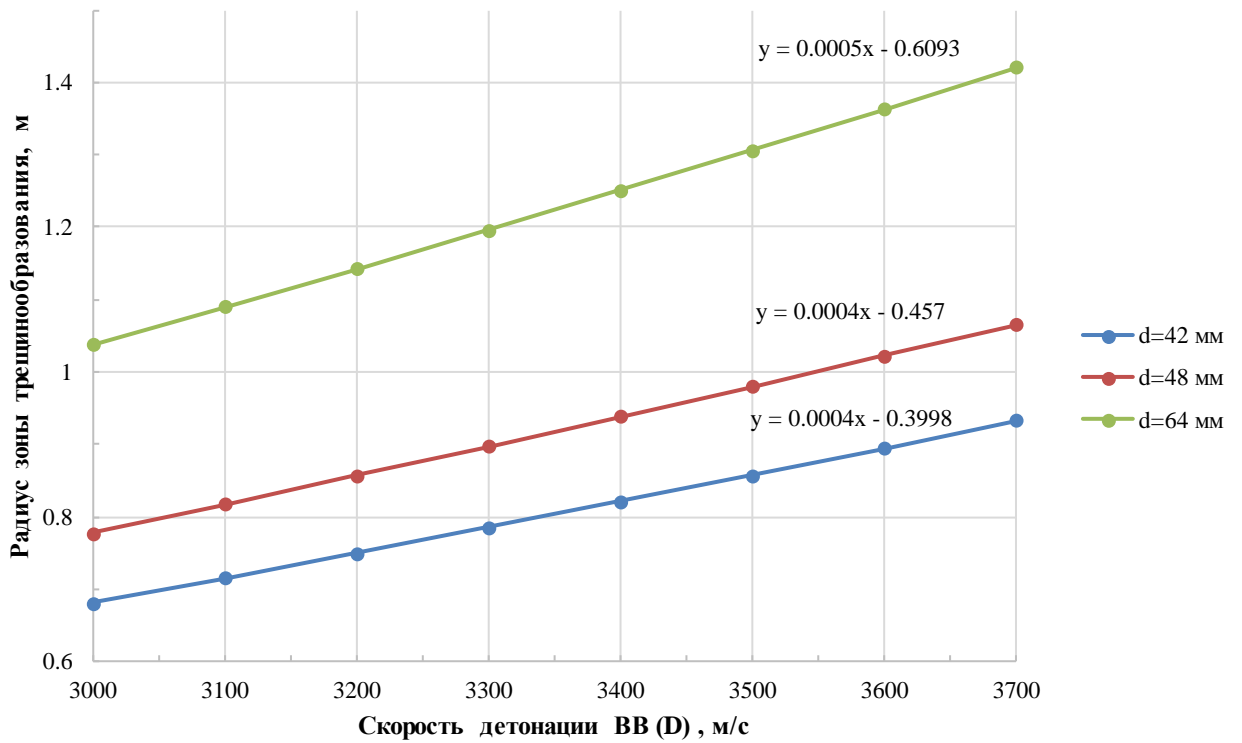
Влияние учитываемых факторов на величину радиуса зоны смятия представлено на рисунке 3.4.

При расчёте данных зависимостей на основе практики были приняты следующие исходные данные: плотность заряжения ВВ в шпуре (ρ) – 1100 кг/м³; скорость детонации ВВ (D) – 3600 м/с; коэффициент крепости горных пород (f) – 14; предел прочности пород на одноосное сжатие ($\sigma_{сж}$) – $f \times 10^7$. Во всех случаях расчёты проводились при различных диаметрах бурения.

а)



б)



в)

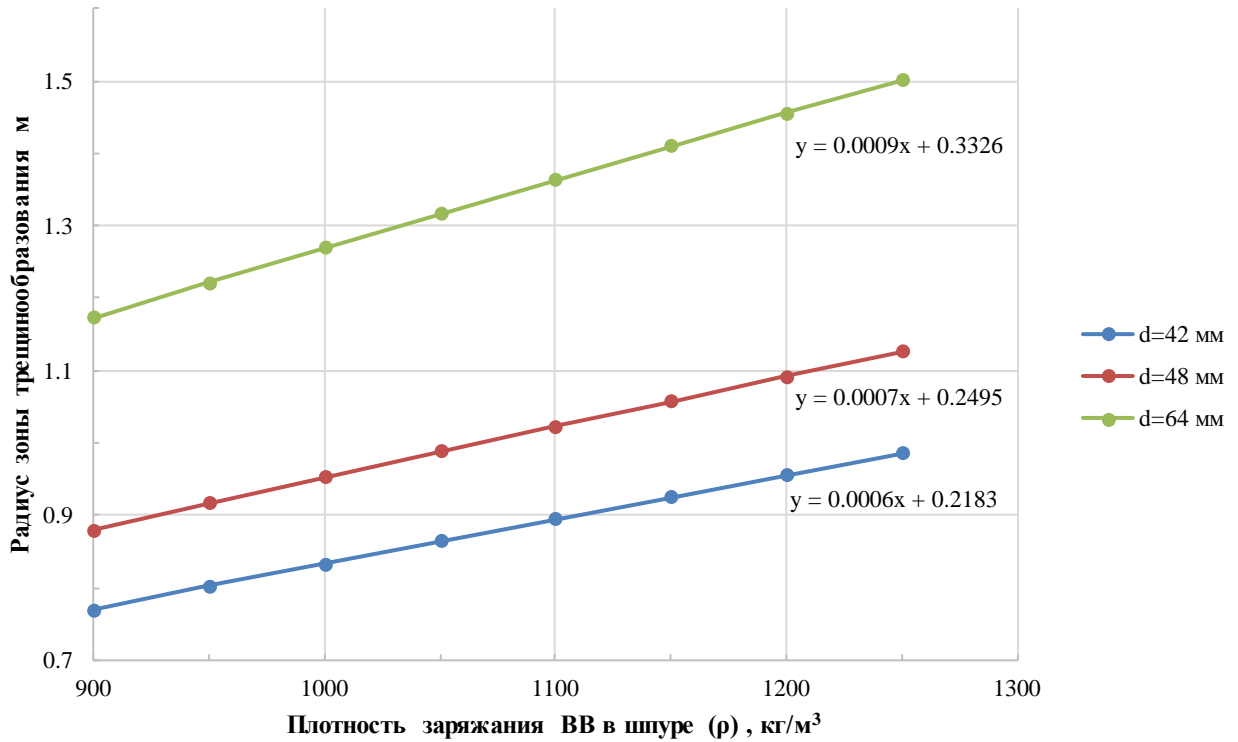


Рисунок 3.4 – Влияние учитываемых при вычислении факторов на величину зоны трещинообразования:

- а) влияние предела прочности пород на одноосное сжатие;
- б) влияние скорости детонации ВВ;
- в) влияние плотности заряжения ВВ

Анализ приведённых зависимостей (рисунок 3.4, а, б, в) показывает, что радиус зоны трещинообразования, как и в случае с радиусом зоны смятия, в большей степени зависит от крепости горной породы (предела прочности пород на одноосное сжатие) и диаметра заряда. Так, при увеличении предела прочности породы на одноосное сжатие с 80 до 200 МПа радиус зоны трещинообразования также уменьшается почти в 2 раза при любом диаметре заряда.

Расчёт скорости детонации аммиачно-селитряных ВВ с учётом влияния диаметра заряда и плотности ВВ производится по формуле:

$$D = (11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d^{0,00057 \cdot \rho - 0,46}, \text{ м/с.} \quad (3.3)$$

Величина линии наименьшего сопротивления:

$$W = R_{TP} \cdot \cos(0,5 \cdot \alpha), \text{ м,} \quad (3.4)$$

где α – минимальный угол образующейся взрывной воронки, $\alpha=60^\circ$.

Зная расчётные результаты данных выражений, можно выполнить графическое построение фронтальной проекции паспорта БВР, которое начинается с расстановки оконтуривающих шпуров. Для этого на расстоянии R_{CM} от контура выработки определяют точку расположения первого шпура (рисунок 3.5, а).

Затем на расстоянии R_{CM} от проектного контура по всему периметру выработки располагают оконтуривающие шпуры. Расстояние между ними определяется величиной зоны трещинообразования R_{TP} (рисунок 3.5, б). При этом в случае, если забой заряжается разными ВВ, зона R_{TP} определяется для каждого типа заряда отдельно.

Если число шпуров при их расстановке оказывается нецелочисленным, то его округляют в большую сторону до ближайшего целого числа шпуров, а интервал между шпурами пересчитывают так, чтобы расстояния между оконтуривающими шпурами, работающими в одинаковых условиях, были равными. Изменение расстояния от расчётного параметра допустимо не более чем на $\pm 10\%$.

Расстояние между оконтуривающими и первым рядом вспомогательных шпуров определяется величиной линии наименьшего сопротивления (рисунок 3.5, в). Расстояние между вспомогательными шпурами по горизонтали равно величине зоны трещинообразования.

Число шпуров и расстояния между ними рассчитывают так же, как и в случае с оконтуривающими шпурами.

С учётом этих параметров определяют расположение оконтуривающих и вспомогательных шпуров по сечению выработки. Далее производят расчёт и построение взрывного вруба.

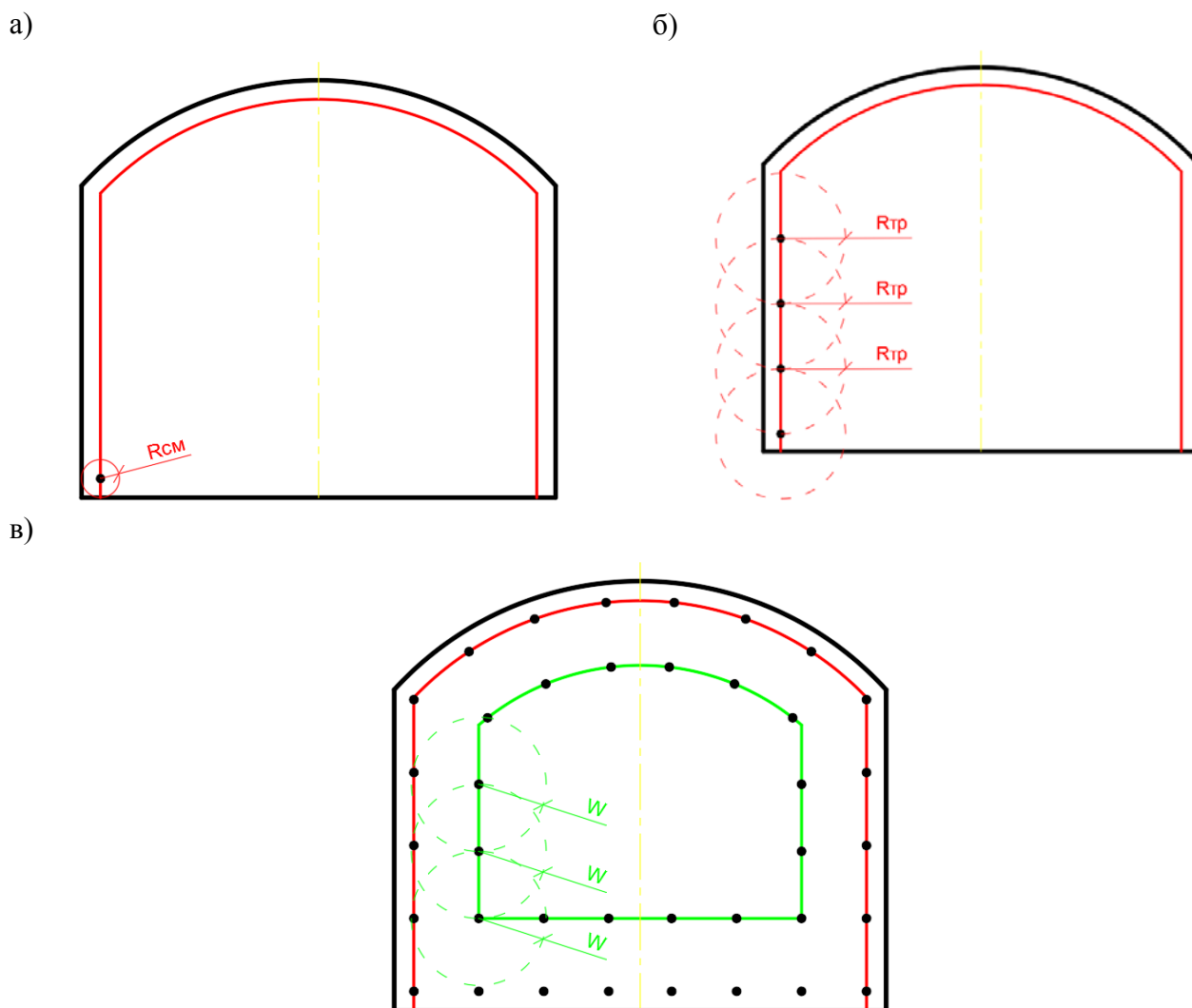


Рисунок 3.5 – Схема расположения шпуров по плоскости забоя:

- а) схема расположения первого шпура;
- б) схема расположения оконтуривающих шпуров;
- в) схема расположения первого ряда вспомогательных шпуров

3.2.1 Расчёт и построение взрывного вруба

Формирование врубовой полости – весьма важный элемент при взрывной отбойке. Эффективное взрывание невозможно без качественно оформленного взрывного вруба, поскольку в забоях с одной открытой поверхностью, чтобы получить высокий КИШ при буровзрывной технологии проведения выработок, необходимо создать вторую открытую поверхность. Эту функцию и выполняют врубовые шпуры.

Как показала практика ведения горных работ на рудниках Норильского промышленного района, наиболее эффективными, позволяющими обеспечить высокий КИШ и необходимую скорость проходки, являются прямые вruby в

сочетании с компенсационными (незаряжаемыми) скважинами. Это обусловлено ещё и тем, что применение такого типа врубов предпочтительно при бурении СБУ на глубину более 2 м.

Количество компенсационных скважин и врубовых шпуров зависит от горно-геологических условий и площади поперечного сечения проводимой горной выработки. Наиболее распространённые диаметры компенсационных скважин: 76 мм и 102 мм, при этом их число изменяется от 1 до 4 шт. В отдельных случаях применяют компенсационные шпуры в количестве от 3 до 6 шт., диаметр их, как правило, такой же, как и заряжаемых шпуров.

Совокупность факторов, влияющих на конструкцию заряда, число и схему расположения шпуров, привела к противоречиям между предлагаемыми различными авторами методиками расчёта взрывного вруба.

Стоит отметить, что при взрыве шпуровых зарядов нередки случаи отказов в передаче детонации или неполных взрывов с последующим воспламенением и выгоранием недетонировавших патронов [113]. Такой неполный взрыв может образовать так называемые «стаканы». Это явление отчасти можно объяснить слишком близким расположением шпуров и, вследствие этого, повреждением соседних зарядов, взрываемых с замедлением.

Предлагаемый автором метод расчёта конструкции прямого вруба учитывает эти особенности.

В зависимости от условий отбойки вруб располагают по центру или смещают от оси выработки (вправо или влево). Затем производят расчёт параметров взрывного вруба и его построение (рисунки 3.9; 3.10, а). Поскольку разрушаемый массив до начала момента взрыва имеет лишь одну открытую поверхность, то в первую очередь определяют число компенсационных шпуров (скважин) во врубе для создания дополнительной свободной поверхности и частичного перемещения энергии взрыва на эту свободную зону. На основании анализа практики работы рудников Норильского промышленного района и проведённых промышленных экспериментов установлено, что оптимальное число компенсационных шпуров (скважин) можно определить по следующей зависимости:

$$N_0 = \frac{0,5 \cdot l_0 - 0,2 \cdot d_0 \cdot l_0^2 + 1,3}{d_0 \cdot 0,1} \cdot 10^{-2}, \text{ шт.}, \quad (3.5)$$

где l_0 – длина компенсационного шпура (скважины), м; d_0 – диаметр компенсационного шпура (скважины), м.

Исследованиями установлено, что с увеличением длины заходки также должно увеличиваться и число компенсационных шпуров (скважин) во врубе. Это утверждение справедливо для разных диаметров заряда (рисунок 3.6).

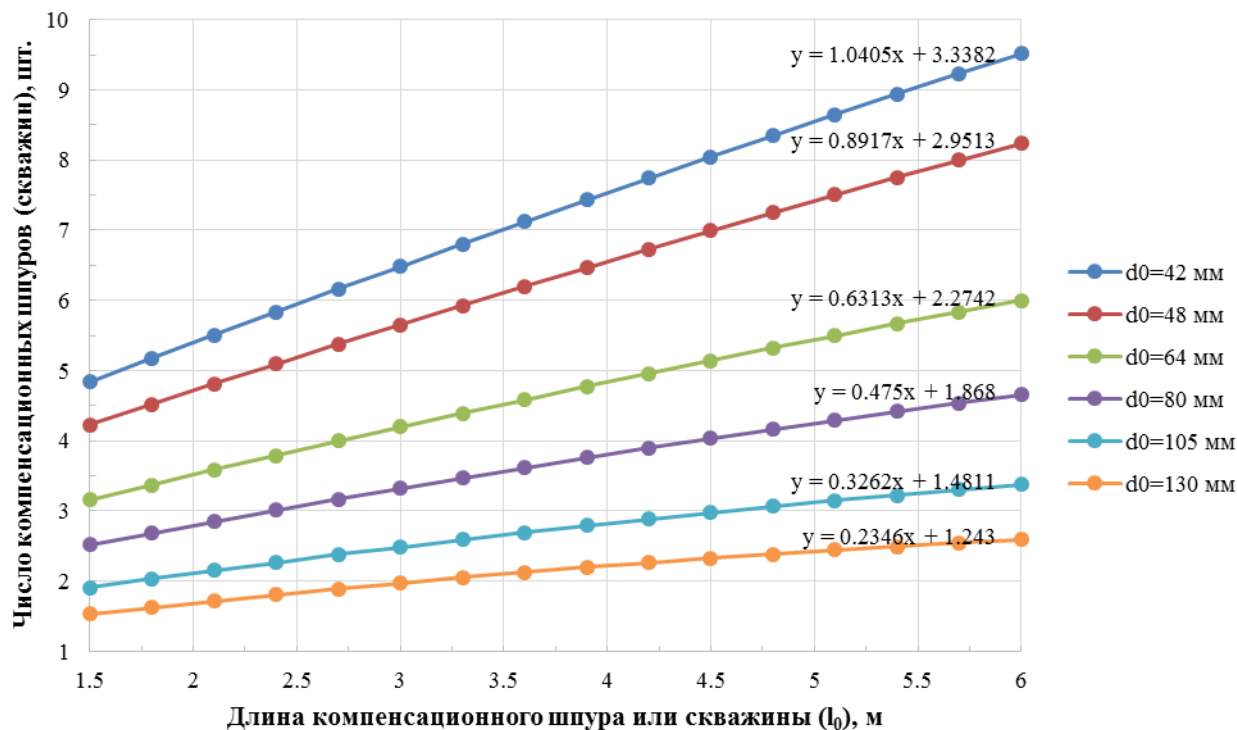


Рисунок 3.6 – Зависимость числа компенсационных шпуров (скважин) от их длины

При отклонении шпуров от проектного положения возможна некорректная работа взрывного вруба, при этом может наблюдаться недостаточное разрушение, выброс плохо проработанных остатков горной массы и, как следствие, уменьшение КИШ. В случае значительного сближения шпуров происходит запрессовка соседних шпуров или повреждение зарядов, взрывааемых с замедлением [90, 91].

Таким образом, для этого типа взрывного вруба ключевым фактором, определяющим его работоспособность, выступает определение оптимального расстояния между заряжаемыми и компенсационными шпурами (скважинами).

По результатам промышленных экспериментов установлено, что расстояние между холостыми шпурами вруба необходимо определять по выражению:

$$h = d_0 + d - \frac{\pi \cdot d^2}{12 \cdot d_0}, \text{ м.}, \quad (3.6)$$

где d – диаметр заряжаемого шпура, м.

На рисунке 3.7 отображена зависимость влияния диаметра заряжаемых шпуров, на расстояние между компенсационными (холостыми) шпурами.

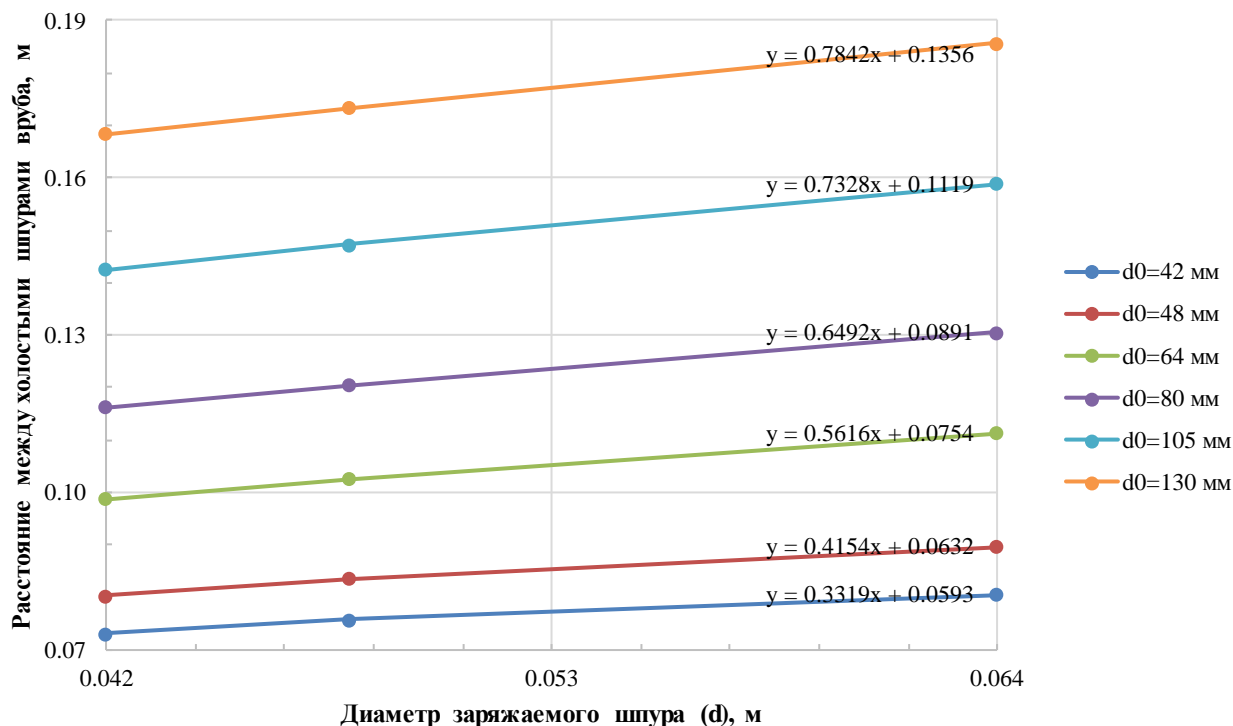


Рисунок 3.7 – Зависимость расстояния между компенсационными шпурами во врубе от диаметра заряжаемых шпуров

Анализ приведённых зависимостей (рисунок 3.7) показывает, что расстояние между холостыми шпурами (скважинами) во врубе может значительно изменяться при различных диаметрах заряжаемых шпуров. Так, при диаметре заряжаемого шпура 42 мм и диаметре компенсационного шпура 42 мм, расстояние между холостыми шпурами равно 0,7 м. При тех же условиях, но с увеличением компенсационной скважины до 105 мм, расстояние между компенсационными шпурами возрастает в 2 раза (0,140 м).

Оптимальное расстояние между холостыми и заряжаемыми шпурами вруба рассчитывается как $(2 \div 3) d_0$ [114].

На основе промышленных наблюдений и изучения типовых паспортов БВР на подземных рудниках Норильского промышленного района выявлено, что наиболее качественная проработка забоя взрывом достигается при отношении площади поперечного сечения горной выработки к площади взрывного вруба, равной 3-6 %, однако максимально возможный КИШ при этом достигается при 4 %.

Общее число врубовых шпуров, размещённых на плоскости забоя, определяется по выражению:

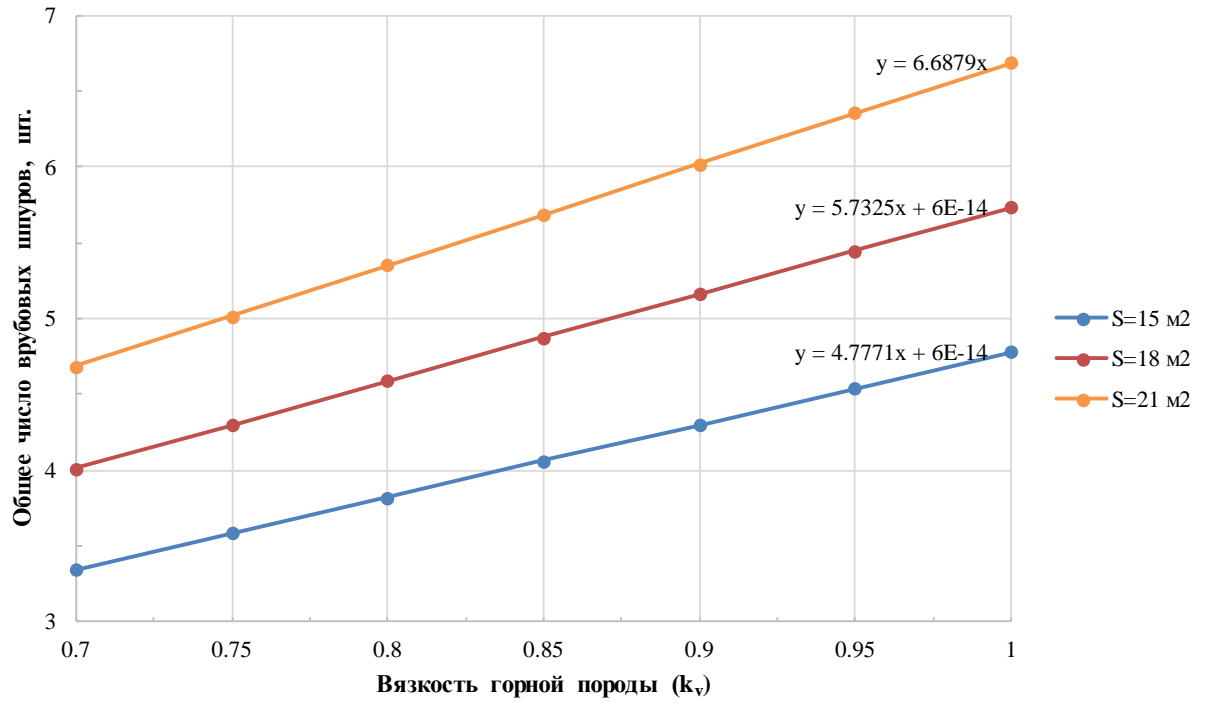
$$N_{\text{вр}} = \frac{0,04 \cdot S \cdot k_v}{\pi R_{\text{см}}^2}, \text{ шт.}, \quad (3.7)$$

где $0,04$ – коэффициент, показывающий оптимальное отношение врубовой площади к площади забоя; S – площадь поперечного сечения, м^2 ; k_v – коэффициент, учитывающий вязкость пород; $R_{\text{см}}$ – радиус зоны смятия, м.

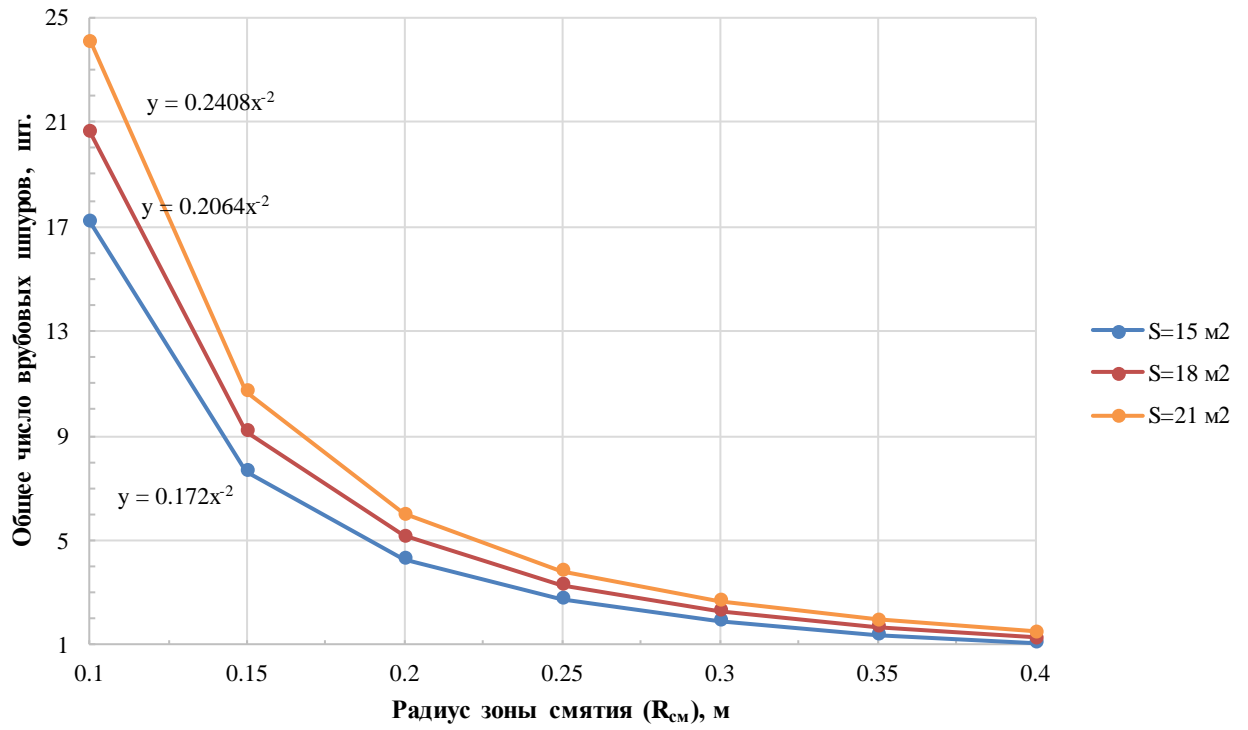
Влияние учитываемых факторов на величину общего числа врубовых шпуров представлено на рисунке 3.8.

При расчёте данных зависимостей на основе практики были приняты следующие исходные данные: площадь поперечного сечения выработки (S) – 15-21 м^2 ; коэффициент (k_v), учитывающий вязкость пород, – 0,9; радиус зоны смятия ($R_{\text{см}}$) – 0,2 м. Во всех случаях расчёты проводились при различных площадях поперечного сечения горной выработки.

а)



б)



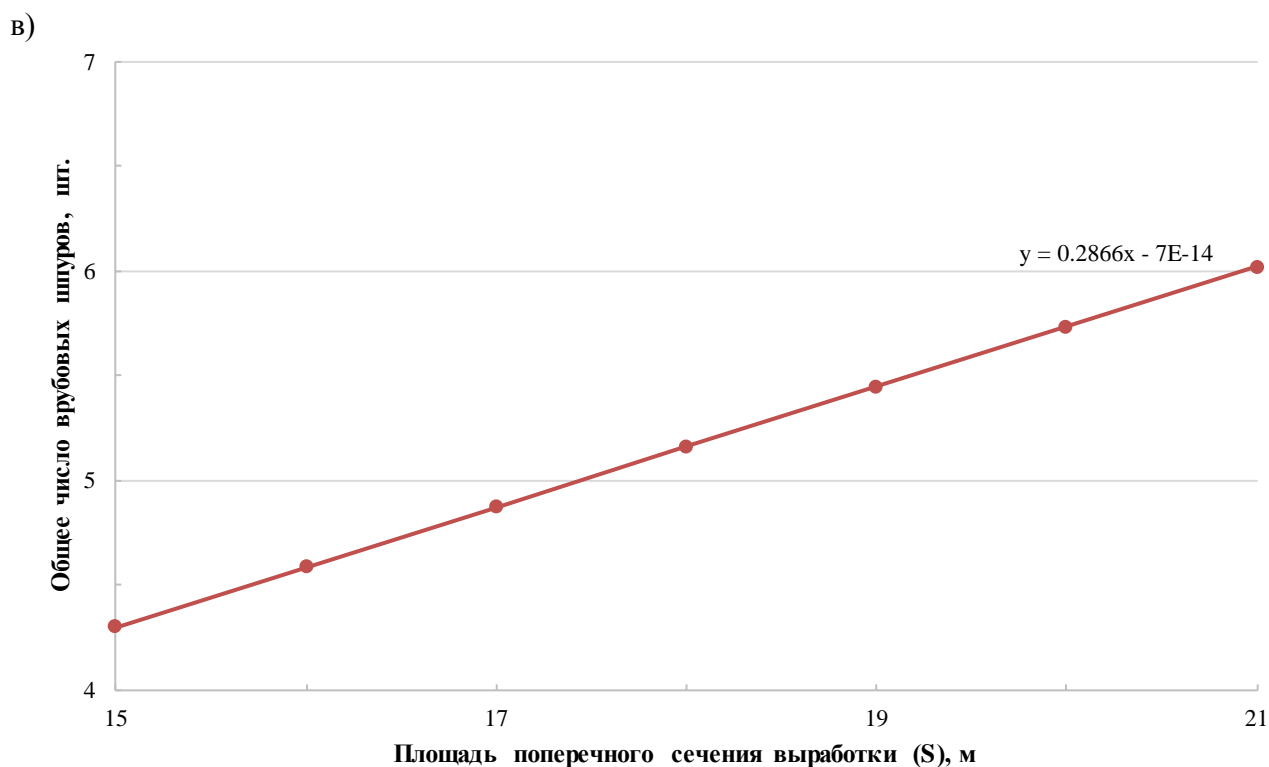


Рисунок 3.8 – Влияние учитываемых при вычислении факторов на величину зоны трещинообразования:

- а) влияние вязкости горной породы;
- б) влияние радиуса зоны смятия;
- в) влияние площади поперечного сечения горной выработки

На основании изложенного создана номограмма по определению количества числа врубовых шпуров в зависимости от коэффициента крепости горной породы (рисунок 3.9).

При использовании диаметра бурения $d=42$ мм и крепости горной породы $f=14$ следует, что для горной выработки сечением $S=15$ м² количество заряжаемых шпуров будет равняться 8 шт. При тех же исходных данных, но при диаметре бурения $d=64$ мм число заряжаемых шпуров сократится до трёх.

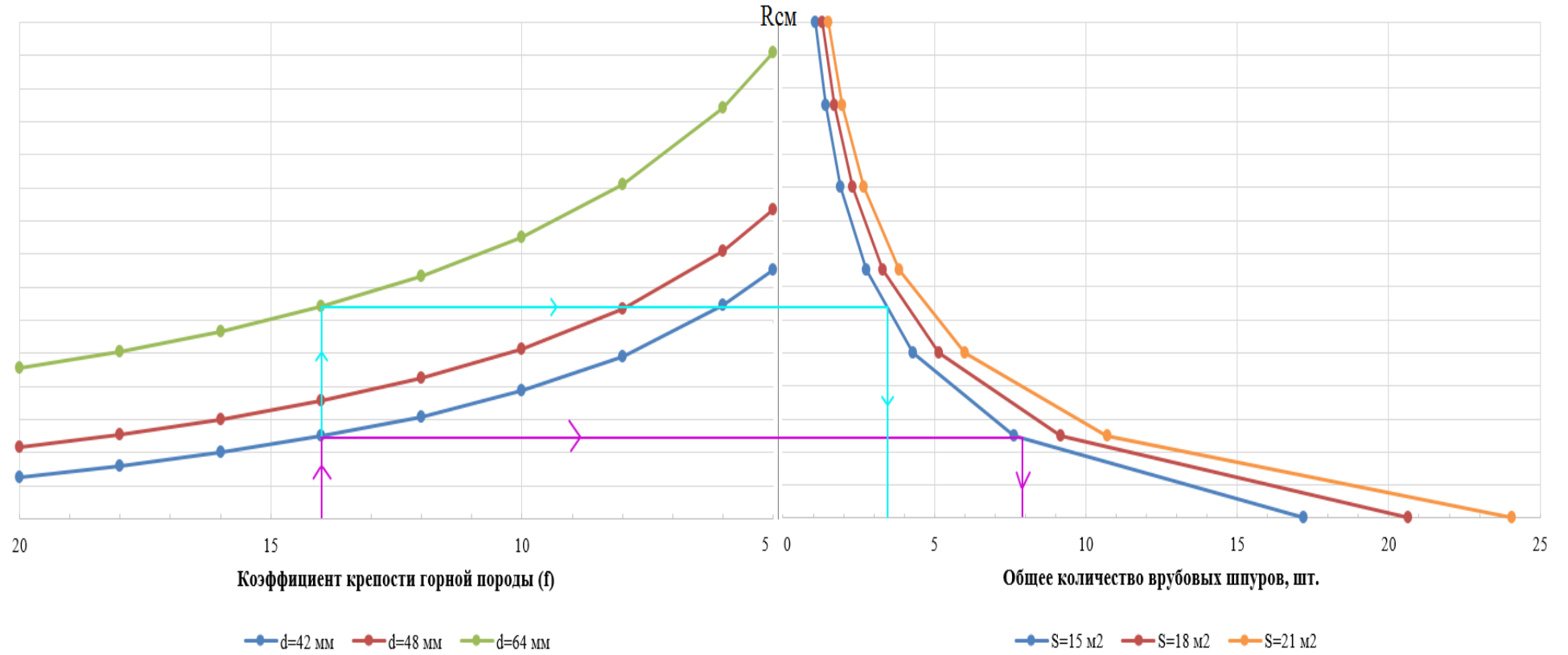


Рисунок 3.9 – Номограмма по определению общего количества врубовых шпуров в зависимости от крепости горной породы

Так как вязкость в основном зависит от пластических свойств горной породы с участием сдвиговых усилий, коэффициент, учитывающий вязкость горной породы, можно выразить через следующую зависимость:

$$k_v = \frac{\left((E \cdot G_{сж} \cdot 10^{-4}) + \left(l_{вр} \cdot \frac{Q_{взр}}{\rho} \right) \right) \cdot k_{трещ}}{1000}, \quad (3.8)$$

где E – модуль упругости (Модуль Юнга), МПа; $G_{сж}$ – предел прочности пород на одноосное сжатие, МПа; $l_{вр}$ – длина комплекта врубовых шпуров, м; $Q_{взр}$ – теплота взрыва, кДж/кг; ρ – плотность ВВ в заряде, кг/м³; $k_{тр}$ – коэффициент трещиноватости (изменяется в диапазоне от 0,1 (слаботрещиноватые) до 1 (сильнотрещиноватые)).

Глубина врубовых шпуров определяется возможностями технологического оборудования и, как правило, равна длине штанги. Глубина оконтуривающих и вспомогательных шпуров меньше врубовых примерно на 5-15%. На рисунке 3.10 представлена схема построения прямого призматического вруба по предлагаемой методике.

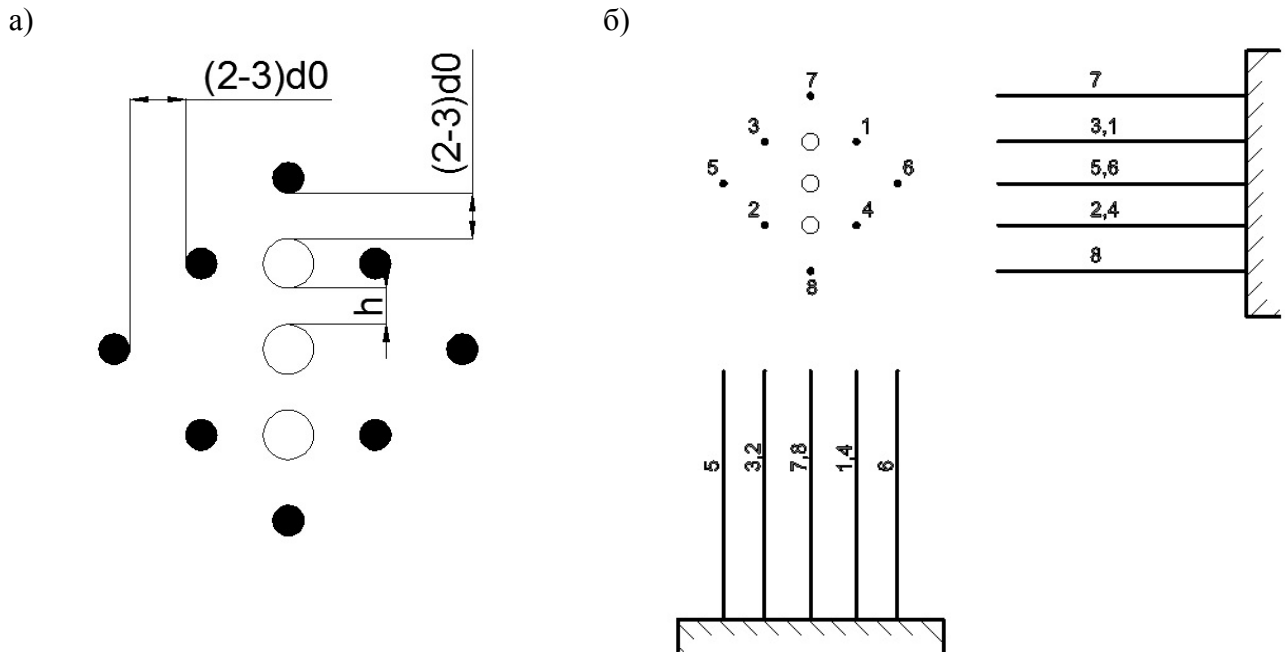


Рисунок 3.10 – Схема расположения компенсационных скважин и заряжаемых шпуров вруба:
 а) схема построения взрывного вруба по выведенным формулам;
 б) схема расположения взрывного вруба в забое

В случае если одного ряда вспомогательных шпуров недостаточно и имеются участки, которые могут быть непроработаны, на расстоянии W располагают второй ряд вспомогательных шпуров (рисунок 3.11, б). И, наоборот: в случае малого сечения выработки вспомогательные шпуры могут полностью отсутствовать.

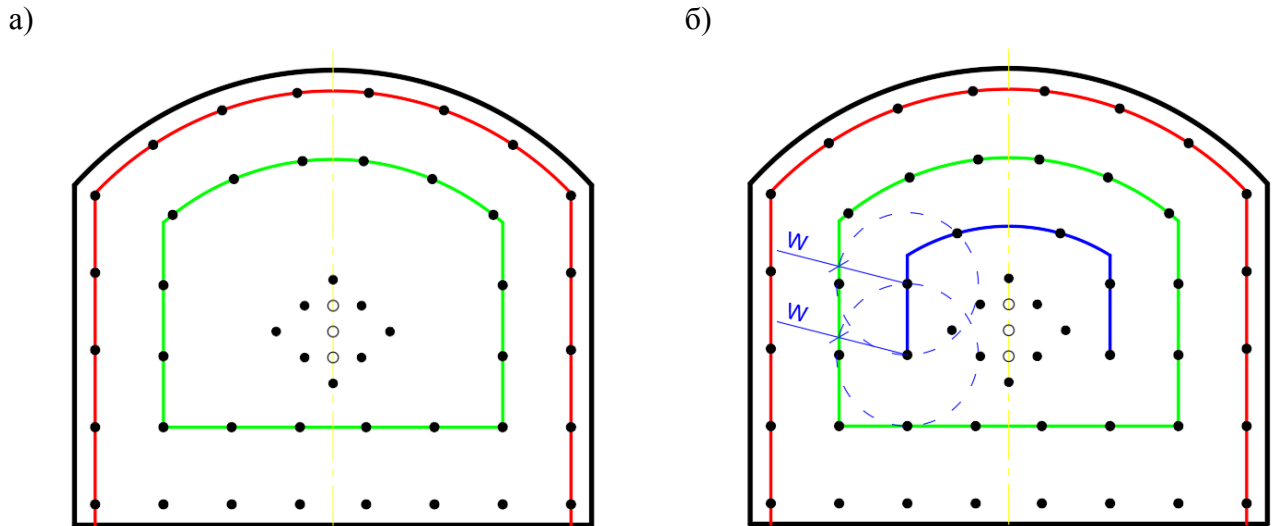


Рисунок 3.11 – Схема расположения шпуров по плоскости забоя:

а) схема расположения прямого взрывного вруба;

б) схема расположения второго ряда вспомогательных шпуров

Далее производится расчёт конструкции шпуровых зарядов.

Длина заряда в шпуре:

$$L_3 = l_{ш} - 0,5W - l_{заб} - l_б, \text{ м}, \quad (3.9)$$

где $l_{ш}$ – глубина шпура, м; $l_{заб}$ – длина забойки, м; $l_б$ – длина патрона-боевика, м.

Масса заряда в одном шпуре:

$$Q_3 = \frac{L_3 \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \rho}{4}, \text{ кг}. \quad (3.10)$$

Далее следует построение конструкции заряда для каждого варианта и типа ВВ (рисунок 3.12).

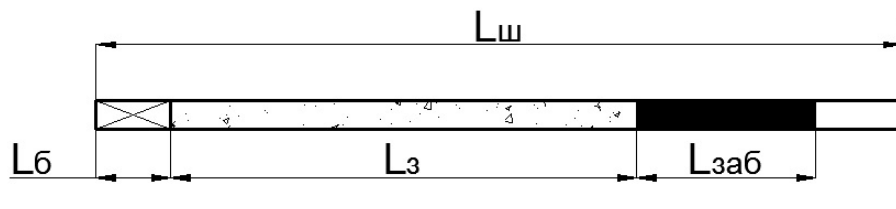


Рисунок 3.12 – Схема построения конструкции заряда

После проведения всех необходимых расчётов и расстановки шпуров по полученным значениям, графическая часть паспорта БВР будет выглядеть следующим образом (рисунок 3.13).

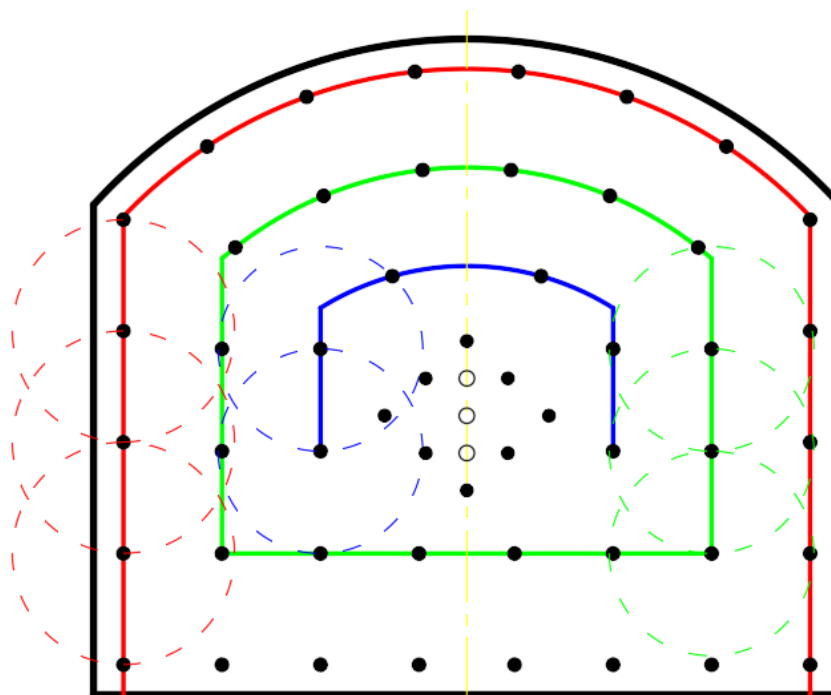


Рисунок 3.13 – Принципиальная схема расположения комплекта шпуров в забое

На основе вышеизложенной методики автором были разработаны паспорта БВР и проведены их промышленные испытания на рудниках Норильского промышленного района.

3.3 Опытно-промышленное испытание предлагаемой методики расчёта параметров БВР на подземных рудниках Талнахского рудного узла

Опытно-промышленные испытания (ОПИ) проводились с целью проверки работоспособности предлагаемой методики определения параметров БВР, направленных на повышение эффективности и безопасности буровзрывных работ при проходке горных выработок.

Апробация рекомендуемых параметров БВР проводилась на подземных рудниках Норильского промышленного района в полном соответствии с Федеральными нормами и правилами при взрывных работах [115].

При проведении ОПИ производили оценку всех качественных характеристик результатов взрыва, что подтверждено соответствующими актами, один из которых приведён в Приложении А.

В таблице 3.1 представлены исходные данные для расчётов параметров БВР по рудникам. Таблицы 3.2 и 3.3 содержат расчётные характеристики основных параметров зон регулируемого дробления и параметров взрывного вруба. Расчёты выполнены по формулам 3.1÷3.10 и усреднённым данным, характерным для условий проведения опытных взрывов.

Таблица 3.1 – Исходные данные для расчёта паспортов БВР

| Показатель | Обозначение | Единица измерения | Рудники | | | | | |
|--|---------------|-------------------|-------------------|--------------------|--------------------|--------------------|-------------------|--------------------|
| | | | РТ | РО | ШК РК | ШС РК | РМ | РЗ |
| Площадь поперечного сечения выработки | S_g | м ² | 19,67 | 20,73 | 18,76 | 16,83 | 16,0 | 20,73 |
| Применяемое ВВ | - | - | Гранулит АС-8 | Игданит-П | Гранулит АЗ | Гранулит АС-8 | Гранулит АС-8 | Гранулит АС-8 |
| Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова | f | - | 8-11 | 14-16 | 12-14 | 8-9 | 11 | 16 |
| Скорость детонации применяемого ВВ по ГОСТ (ТУ) | D | м/с | 3000-3600 | 2200-2700 | 3600-5000 | 3000-3600 | 3000-3600 | 3000-3600 |
| Плотность ВВ в заряде по ГОСТ (ТУ) | ρ | кг/м ³ | 1100-1200 | 1000-1200 | 900-950 | 1100-1200 | 1100-1200 | 1100-1200 |
| Степень трещиноватости | - | - | Слаботрещиноватые | Слаботрещиноватые | Среднетрещиноватые | Среднетрещиноватые | Слаботрещиноватые | Слаботрещиноватые |
| Расстояние между трещинами | $l_{тр}$ | м | 0,2 | 0,2 | 0,1 | 0,1 | 0,2 | 0,2 |
| Диаметр заряда | d | м | 0,048 | 0,048 | 0,048 | 0,042 | 0,048 | 0,048 |
| Предел прочности на сжатие | $\sigma_{сж}$ | МПа | 110 | 160 | 130 | 90 | 110 | 160 |
| Модуль упругости (модуль Юнга) | E | МПа | $9,7 \times 10^4$ | $10,0 \times 10^4$ | $8,5 \times 10^4$ | $12,8 \times 10^4$ | $7,5 \times 10^4$ | $11,5 \times 10^4$ |
| Предел прочности на срез | $\tau_{ср}$ | МПа | 11 | 16 | 13 | 9 | 11 | 16 |
| Минимальный угол образующейся взрывной воронки | α | ° | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 |
| Длина врубовых шпуров | L_g | м | 3,9 | 5,5 | 2,7 | 4,0 | 2,7 | 4,0 |
| Длина основного комплекта шпуров | $l_{и}$ | м | 3,5 | 5,0 | 2,4 | 3,6 | 2,4 | 3,9 |
| Диаметр компенсационных скважин (если есть) | d_0 | м | 0,102 | 0,102 | 0,076 | 0,102 | 0,076 | 0,102 |

Таблица 3.2 – Расчётные характеристики основных параметров зоны регулируемого дробления

| Показатель | Обозначение | Единица измерения | Рудники | | | | | |
|---------------------------------|-------------|-------------------|---------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | | РТ | РО | ШК РК | ШС РК | РМ | РЗ |
| Радиус зоны смятия | R_{CM} | м | 0,190 | 0,163 | 0,165 | 0,174 | 0,161 | 0,147 |
| Радиус зоны трещинообразования | R_{TP} | м | 1,200 | 0,951 | 0,969 | 1,119 | 0,932 | 0,812 |
| Линия наименьшего сопротивления | W | м | 1,039 | 0,823 | 0,839 | 0,969 | 0,807 | 0,703 |

Таблица 3.3 – Расчётные характеристики для построения взрывного вруба

| Показатель | Обозначение | Единица измерения | Рудники | | | | | |
|--|-------------|-------------------|---------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | | РТ | РО | ШК РК | ШС РК | РМ | РЗ |
| Число холостых скважин | N_0 | шт. | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 |
| Расстояние между холостыми скважинами во врубе | h | м | 0,140 | 0,140 | 0,120 | 0,140 | 0,120 | 0,140 |
| Число взрывных врубовых шпуров | N_{BP} | шт. | 8 | 8 | 8 | 8 | 8 | 8 |

3.3.1 Рудник «Таймырский»

Шахтное поле рудника «Таймырский» расположено в центральной части Талнахско-Октябрьского месторождения. Для отработки запасов на руднике применяют сплошные слоевые и камерные системы разработки с закладкой [116, 117].

Большой объём проходки горных выработок необходим при подготовке и нарезке камер и блоков. С этой целью проходят транспортные штреки и орты, слоевые и вентиляционные штреки, разрезные орты, вентиляционные и ходовые восстающие, рудоспуски.

Испытания паспортов БВР, разработанных по предлагаемой методике, проводились в забоях РО 21 север из ТШЛ 55 и ТШЛ 28.

Всего проведено 6 опытных взрывов на проходке горизонтальных и наклонных горных выработок по богатым рудам.

Во всех случаях ширина выработки составляла 5,0 м, высота – 4,3 м. Площадь сечения выработки – 19,67 м². Крепость руды $f=8-11$ по шкале проф. М.М. Протоdjяконова.

На основе исходных данных (см. таблицу 3.1), были рассчитаны основные параметры зон разрушения породного массива (см. таблицы 3.2, 3.3), по которым графически был построен паспорт БВР (рисунок 3.14).

Перед бурением проведена разметка шпуров (рисунок 3.15, а). Факт выполнения буровых работ представлен на рисунке 3.15, б.

После завершения бурения был проведён анализ качества выполнения буровых работ на соответствие проектным параметрам паспорта БВР. С этой целью проведены замеры глубины шпуров и компенсационных скважин (таблица 3.4), а также замеры фактических расстояний между шпурами (таблица 3.5).

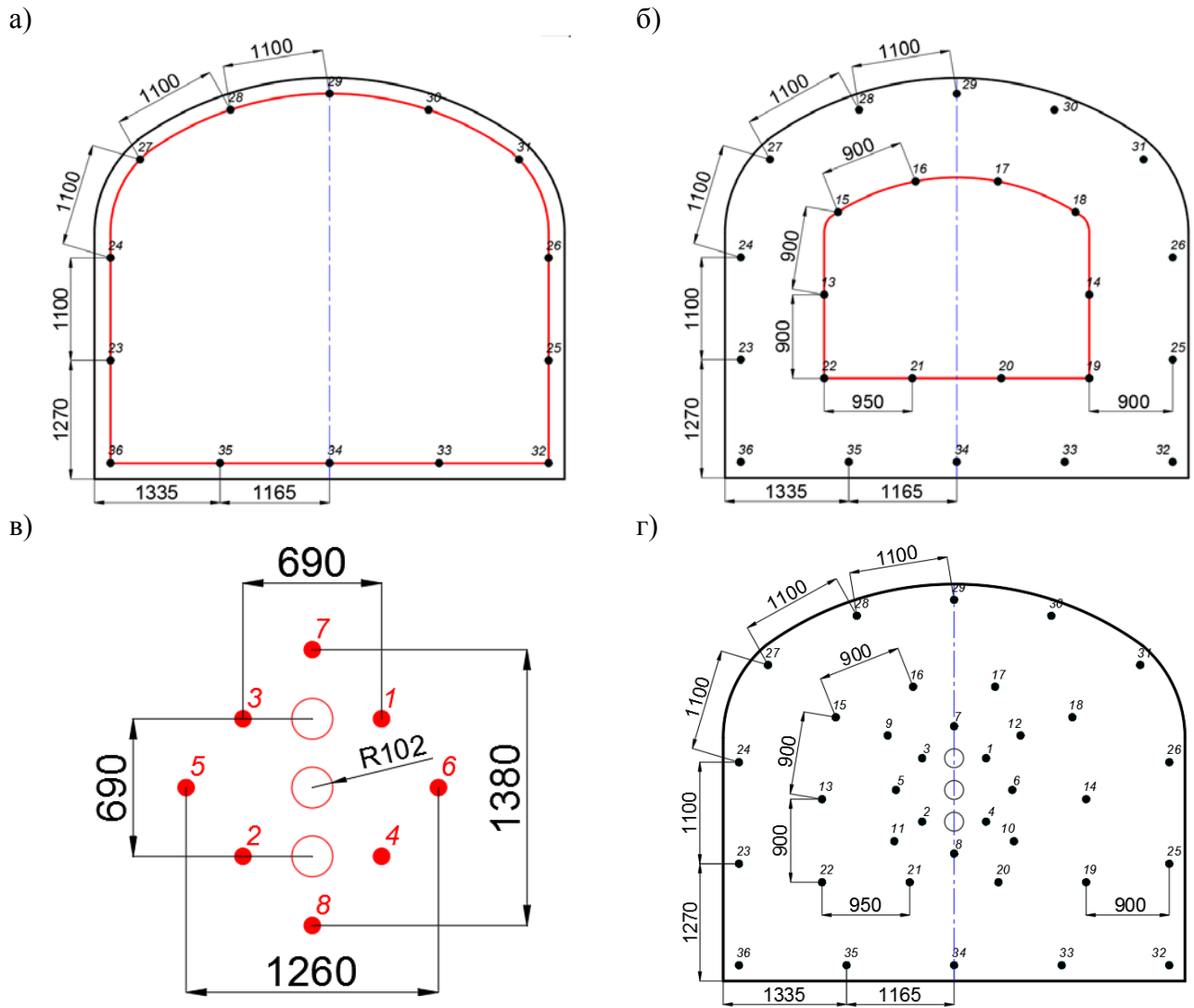


Рисунок 3.14 – Схема расположения шпуров, рассчитанная по предлагаемой методике:

- а) схема расположения оконтуривающих шпуров;
- б) схема расположения первого ряда вспомогательных шпуров;
- в) схема расположения компенсационных скважин и заряжаемых шпуров вруба;
- г) окончательная схема расположения шпуров в забое

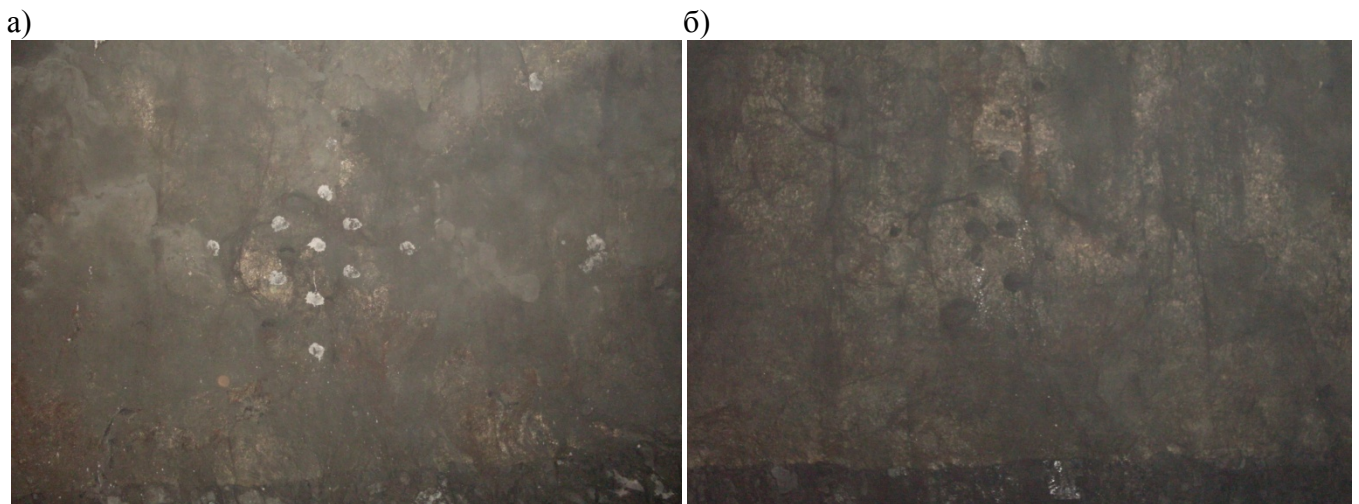


Рисунок 3.15 – Факт выполнения нанесения разметки и бурения шпуров в забое:

- а) разметка шпуров;
- б) пробуренные врубовые шпуров и компенсационные скважины

Таблица 3.4 – Результаты измерений глубины шпуров в забое

| № шпура | Фактическая глубина шпура, м | Проектное значение глубины, м | Отклонение, м |
|----------------|------------------------------|-------------------------------|---------------|
| O ₁ | 3,9 | 3,9 | 0 |
| O ₂ | 3,7 | 3,9 | -0,2 |
| O ₃ | 4,0 | 3,9 | +0,1 |
| 1 | 3,1 | 3,5 | -0,4 |
| 2 | 3,2 | 3,5 | -0,3 |
| 3 | 3,2 | 3,5 | -0,3 |
| 4 | 3,1 | 3,5 | -0,4 |
| 5 | 3,3 | 3,5 | -0,2 |
| ... | ... | ... | ... |
| ... | ... | ... | ... |
| 33 | 3,5 | 3,5 | 0,0 |
| 34 | 3,6 | 3,5 | +0,1 |
| 35 | 3,4 | 3,5 | -0,1 |
| 36 | 3,5 | 3,5 | 0,0 |

Таблица 3.5 – Результаты замеров расстояний между шпурами

| № п/п | Расстояние между № шпуров | Фактическое, мм | Проектное, мм | Отклонение от проектного значения, мм |
|-------|--------------------------------|-----------------|---------------|---------------------------------------|
| 1 | O ₁ -O ₂ | 400 | 344 | 56 |
| 2 | O ₂ -O ₃ | 400 | 344 | 56 |
| 3 | 1-3; 2-4 | 700 | 692 | 8 |
| 4 | 2-3; 1-4 | 700 | 688 | 12 |
| 5 | 5-6 | 1300 | 1260 | 40 |
| 6 | 7-8 | 1400 | 1380 | 20 |
| 7 | 9-12 | 1500 | 1440 | 60 |
| 8 | 10-11 | 1500 | 1295 | 205 |
| 9 | 9-11; 10-12 | 1200 | 1145 | 55 |
| 10 | 22-13-14-15-16-17-18-19 | 900 | 900 | 0 |
| 11 | 19-20-21-22 | 950 | 950 | 0 |
| 12 | 22-23; 19-25 | 900 | 900 | 0 |
| 13 | 36-23-24-25-26-27-28-29-30-31 | 1100 | 1100 | 0 |
| 14 | 32-33-34-35-36 | 1150 | 1165 | -15 |

Вид забоя после взрыва представлен на рисунке 3.16.

Анализ результатов замеров глубины шпуров показал, что в основном присутствует недобур шпуров до 1,0 м (составляет в среднем 0,19 м). В свою очередь фактическое расположение шпуров по плоскости забоя практически соответствует проектному – среднее отклонение не превышает 0,013 м.

Коэффициент использования шпура, зафиксированный в процессе выполнения экспериментальных взрывов, составил: в РО-21 север – 0,96; 0,97 и 0,98; в ТШЛ 28 – 0,96; 0,96 и 0,97 соответственно.

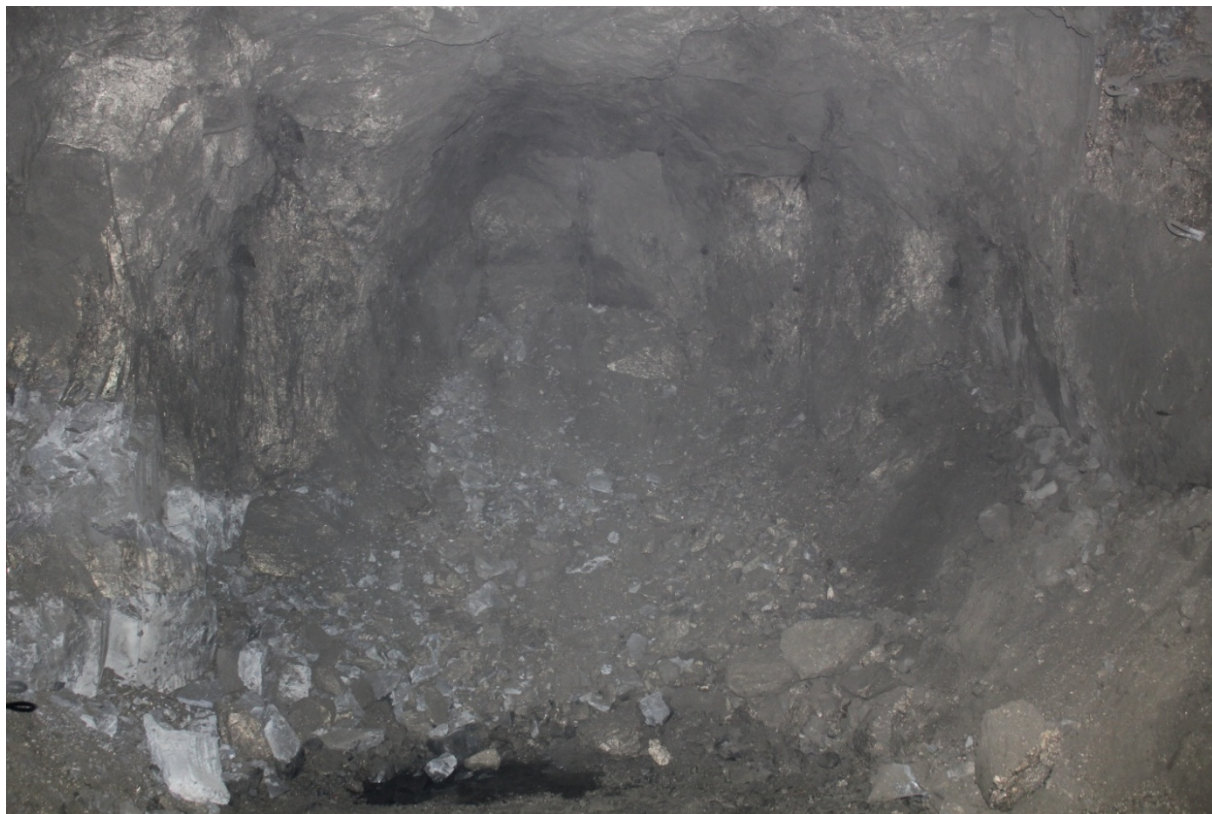


Рисунок 3.16 – Вид забоя РО 21 север после взрыва и проветривания

3.3.2 Рудник «Октябрьский»

Для отработки запасов поля рудника «Октябрьский» применяют сплошные слоевые и камерные системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проходке транспортных штреков и (или) уклонов, разведочных выработок, слоевых ортов и (или) штреков, разрезных штреков и (или) ортов, заходок, заездов, рудоспусков, отрезных и вентиляционных восстающих, технологических ниш и сбоек.

Испытания новых паспортов БВР, разработанных по предлагаемой методике, проводились в забоях ТШ л.35 из ВЗУ-7юг (ПК 146+1,1÷152+3,5; ПК 162÷170-0,6; ПК 154-3,3÷162) и РШ 1/6-2.

Всего проведено 6 опытных взрывов на проходке горизонтальных горных выработок, в том числе 3 взрыва при проходке по вкрапленным рудам и 3 взрыва – по руде в контакте с бетоном.

Во всех случаях ширина выработки составляла 5,0 м, высота – 4,5 м. Площадь сечения выработки – 20,73 м². Крепость руды $f = 14-16$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова.

Для бурения шпуров применялись Boomer L2D, Boomer M2D диаметрами 48 мм и 51 мм.

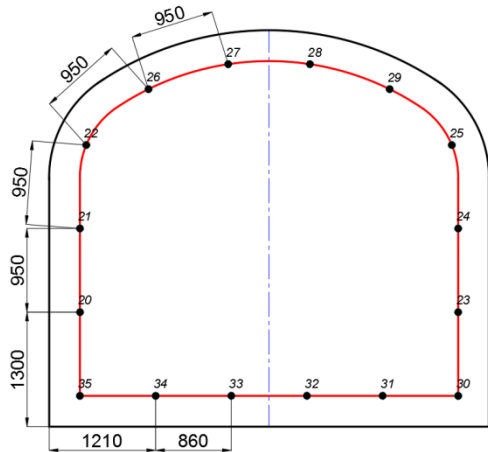
На основе исходных данных (см. таблицу 3.1), были рассчитаны основные параметры зон разрушения породного массива (см. таблицы 3.2, 3.3), по которым графически был построен паспорт БВР (рисунок 3.17).

После завершения бурения проведён анализ качества выполнения буровых работ на соответствие проектным параметрам паспорта БВР. С этой целью сделаны замеры глубины шпуров и компенсационных скважин (таблица 3.6), а также замеры фактических расстояний между шпурами (таблица 3.7).

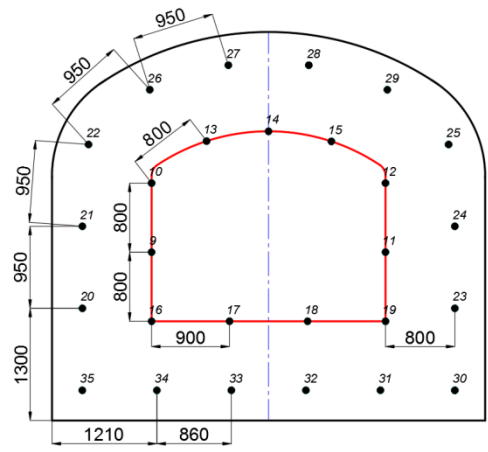
Таблица 3.6 – Результаты измерений глубины шпуров в забое

| № шпура | Фактическая глубина шпура, м | Проектное значение глубины, м | Отклонение, м |
|----------------|------------------------------|-------------------------------|---------------|
| O ₁ | 5,3 | 5,5 | -0,2 |
| O ₂ | 5,5 | 5,5 | 0 |
| O ₃ | 5,7 | 5,5 | +0,2 |
| 1 | 5,2 | 5,0 | +0,2 |
| 2 | 5,2 | 5,0 | +0,2 |
| 3 | 5,1 | 5,0 | +0,1 |
| 4 | 4,8 | 5,0 | -0,2 |
| 5 | 4,9 | 5,0 | -0,1 |
| ... | ... | ... | ... |
| ... | ... | ... | ... |
| 32 | 5,0 | 5,0 | 0,0 |
| 33 | 5,0 | 5,0 | 0,0 |
| 34 | 5,0 | 5,0 | 0,0 |
| 35 | 5,0 | 5,0 | 0,0 |

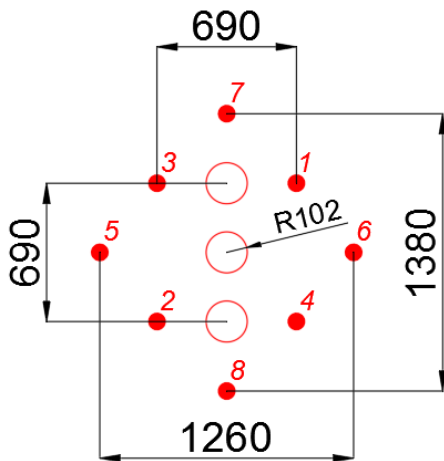
а)



б)



в)



г)

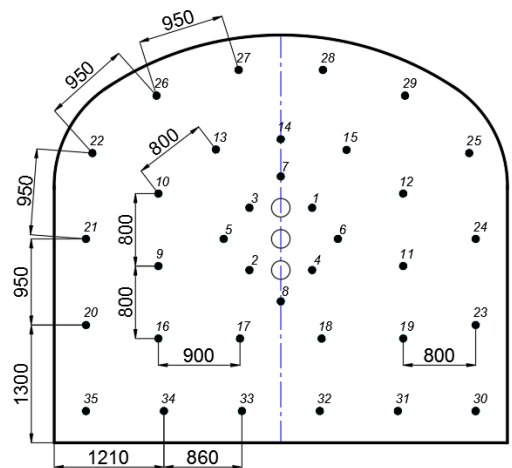


Рисунок 3.17 – Схема расположения шпуров, рассчитанная по предлагаемой методике:

- а) схема расположения оконтуривающих шпуров;
- б) схема расположения первого ряда вспомогательных шпуров;
- в) схема расположения компенсационных скважин и заряжаемых шпуров вруба;
- г) окончательная схема расположения шпуров в забое

Таблица 3.7 – Результаты замеров расстояний между шпурами

| № п/п | Расстояние между № № шпуров | Фактическое, мм | Проектное, мм | Отклонение от проектного значения, мм |
|-------|--------------------------------|-----------------|---------------|---------------------------------------|
| 1 | O ₁ -O ₂ | 300 | 344 | 56 |
| 2 | O ₂ -O ₃ | 400 | 344 | 56 |
| 3 | 1-3; 2-4 | 700 | 692 | 58 |
| 4 | 2-3; 1-4 | 720 | 688 | 62 |
| 5 | 5-6 | 1300 | 1260 | 40 |
| 6 | 7-8 | 1400 | 1380 | 120 |
| 7 | 16-9-10-11-12-13-14-15-19 | 820 | 800 | 20 |
| 8 | 16-17-18-19 | 900 | 900 | 0 |
| 9 | 20-16; 19-23 | 800 | 800 | 10 |
| 10 | 20-21-22-23-24-25-26-27-28-29 | 950 | 950 | 0 |
| 11 | 30-31-32-33-34-35 | 850 | 860 | -10 |

Анализ результатов замеров глубины шпуров показал, что в основном присутствует перебур шпуров до 0,4 м. Среднее отклонение составляет 0,11 м. В свою очередь фактическое расположение шпуров по плоскости забоя практически соответствует проектному – среднее отклонение составляет 0,001 м.

Также достигнуто более качественное оконтуривание боков выработки по сравнению с использованием паспортов БВР, разработанных на руднике (рисунок 3.18).

Коэффициент использования шпура, зафиксированный в процессе выполнения экспериментальных взрывов, составил: в РШ 1/6-2 – 0,92; 0,91 и 0,94; в ТШЛ 35 – 0,94; 0,90 и 0,91 соответственно.

а)



б)



Рисунок 3.18 – Оконтуривание боков выработки после проведения опытно-промышленных испытаний:

а – вид левого бока выработки;

б – вид правого бока выработки

3.3.3 Рудник «Комсомольский», шахта «Комсомольская»

Шахта «Комсомольская» входит в состав рудника «Комсомольский» и отрабатывает медно-никелевые руды Талнахско-Октябрьского месторождения слоевой и камерно-целиковой системами разработки с последующей закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Для отработки запасов поля шахты «Комсомольской» применяют сплошные слоевые и камерные системы разработки с закладкой выработанного пространства [118].

Всего проведено 7 опытных взрывов на проходке горизонтальных горных выработок в различных горно-геологических условиях.

Испытания новых паспортов БВР, разработанных по предлагаемой методике, проводились в следующих забоях.

1) НРШ к.50 п.4 – по вкрапленной руде (габбро-долерит пикритовый) сильной нарушенности вприсечку с бетоном. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова $f = 10-14$. Форма поперечного сечения переменная, площадь – 29,25 м².

2) РШ к.52 п.7 – по вкрапленной руде (габбро-долерит пиритовый) средней нарушенности. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова $f = 12-14$. Форма поперечного сечения сводчатая, проектная площадь поперечного сечения выработки – 18,76 м².

На основе исходных данных (см. таблицу 3.1), были рассчитаны основные параметры зон разрушения породного массива (см. таблицы 3.2, 3.3), по которым графически был построен паспорт БВР (рисунок 3.19).

После завершения бурения проведён анализ качества выполнения буровых работ на соответствие проектным параметрам паспорта БВР. С этой целью сделаны замеры глубины шпуров и компенсационных скважин (рисунок 3.20, таблица 3.8), а также замеры фактических расстояний между шпурами (таблица 3.9).

Таблица 3.8 – Результаты измерений глубины шпуров в забое

| № шпура | Фактическая глубина шпура, м | Проектное значение глубины, м | Отклонение, м |
|----------------|------------------------------|-------------------------------|---------------|
| O ₁ | 2,7 | 2,7 | 0,0 |
| O ₂ | 2,8 | 2,7 | 0,1 |
| O ₃ | 2,7 | 2,7 | 0,0 |
| 1 | 2,5 | 2,4 | 0,1 |

| | | | |
|-----|-----|-----|-----|
| 2 | 2,5 | 2,4 | 0,1 |
| 3 | 2,5 | 2,4 | 0,1 |
| 4 | 2,5 | 2,4 | 0,1 |
| 5 | 2,5 | 2,4 | 0,1 |
| ... | ... | ... | ... |
| ... | ... | ... | ... |
| 45 | 2,6 | 2,4 | 0,2 |
| 46 | 2,5 | 2,4 | 0,1 |
| 47 | 2,5 | 2,4 | 0,1 |
| 48 | 2,4 | 2,4 | 0,0 |
| 49 | 2,4 | 2,4 | 0,0 |
| 50 | 2,4 | 2,4 | 0,0 |

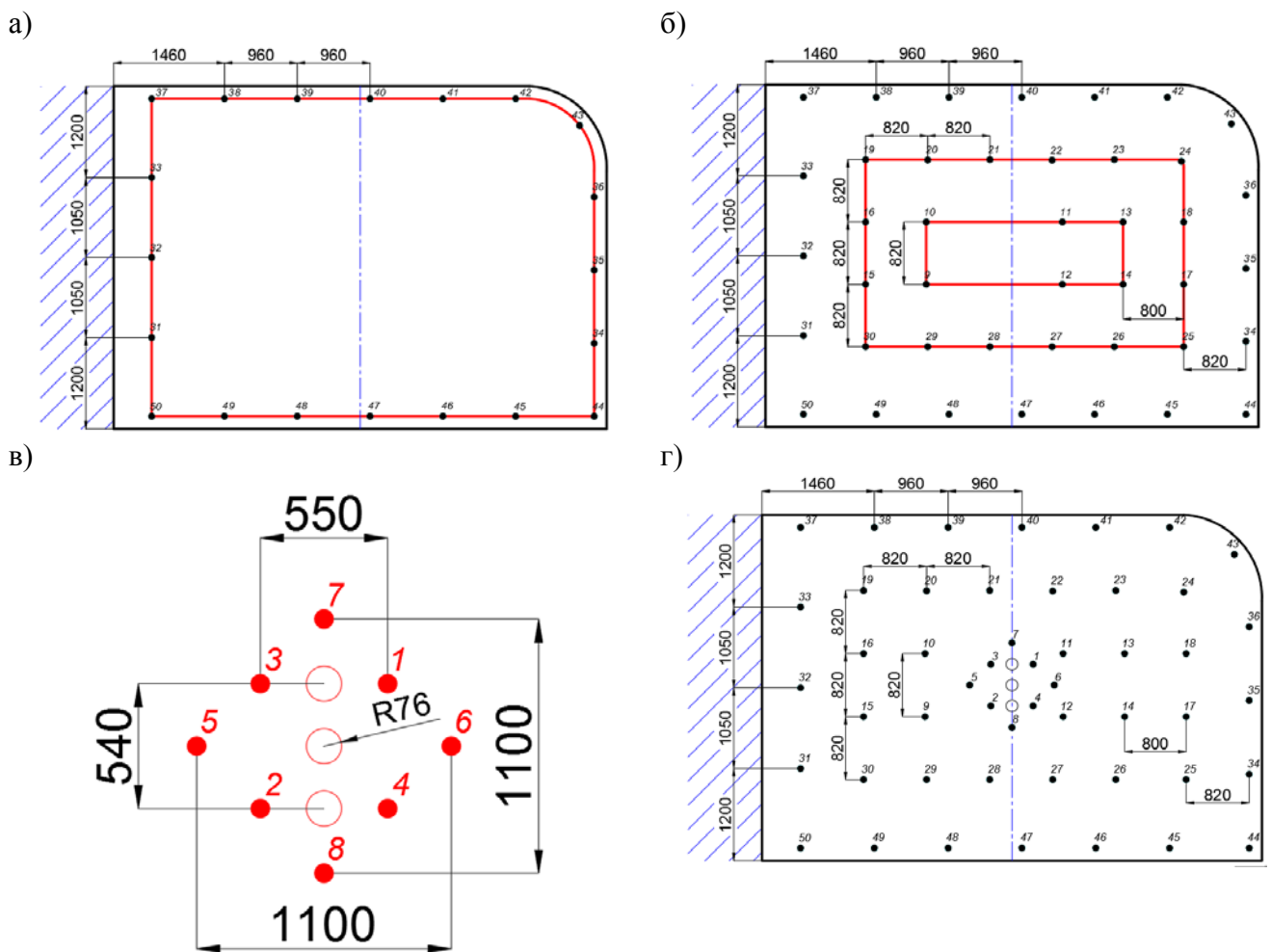


Рисунок 3.19 – Схема расположения шпуров, рассчитанная по предлагаемой методике:

- а) схема расположения оконтуривающих шпуров;
- б) схема расположения первого и второго рядов вспомогательных шпуров;
- в) схема расположения компенсационных скважин и заряжаемых шпуров вруба;
- г) окончательная схема расположения шпуров в забое

Таблица 3.9 – Результаты замеров расстояний между шпурами

| № п/п | Расстояние между № № шпуров | Фактическое, мм | Проектное, мм | Отклонение от проектного значения, мм |
|-------|--|-----------------|---------------|---------------------------------------|
| 1 | O ₁ -O ₂ | 250 | 270 | -20 |
| 2 | O ₂ -O ₃ | 250 | 270 | -20 |
| 3 | 1-3; 2-4 | 640 | 550 | 90 |
| 4 | 2-3; 1-4 | 600 | 540 | 60 |
| 5 | 5-6 | 1200 | 1100 | 100 |
| 6 | 7-8 | 1100 | 1100 | 0 |
| 7 | 9-10; 11-12 | 900 | 820 | 80 |
| 8 | 9-12; 10-11 | 2000 | 1795 | 205 |
| 9 | 9-15; 10-16; 11-13; 12-14 | 850 | 800 | 50 |
| 10 | 30-15-16-17-18-19- 20-21-22-23-24-25- 26-27-28-29-30 | 800 | 820 | -20 |
| 11 | 30-31; 25-34 | 950 | 820 | 130 |
| 12 | 34-35-36-37-38-39- 40-41-42-43-44-45- 46-47-48-49-50 | 950 | 960 | -10 |
| 13 | 50-31-32-33-37 | 1050 | 1050 | 0 |



Рисунок 3.20 – Вид забоя выработки, в которой проводился опытный взрыв

Анализ результатов замеров глубины шпуров показал, что в основном присутствует перебур шпуров до 0,4 м. Среднее отклонение по глубине шпуров составляет 0,11 м. В свою очередь фактическое расположение шпуров по

плоскости забоя практически соответствует проектному – среднее отклонение составляет 0,02 м.

Коэффициент использования шпура, зафиксированный в процессе выполнения экспериментальных взрывов, составил: в НРШ к.50 п.4 – 0,91, 0,92 и 0,91; в РШ к.52 п.7 – 0,91, 0,90 и 0,91 соответственно.

3.3.4 Рудник «Комсомольский», шахта «Скалистая»

Шахта «Скалистая» рудника «Комсомольский», ведёт отработку части запасов сульфидных медно-никелевых руд Талнахского месторождения.

Слоевые и камерные системы отработки на шахте «Скалистая» аналогичны применяемым на шахте «Комсомольская» [116, 119].

На шахте используют на проходке подготовительно-нарезных выработок для бурения шпуров СБУ типа Boomer-282. Для зарядания шпуров и скважин в проходческих и очистных забоях – пневмозарядчики типа РПЗ-0,6, ЗП-2 и машину типа Charmek -9805.

Взрывание – короткозамедленное с помощью электродетонаторов ЭДМД-8Ж и ЭДЗН-1-36, а также НСИ СИНВ-Ш (ИСКРА). Взрывчатые вещества: гранулиты АС-8, А-6 и А-3, игданит–П, аммонал и аммонит №6ЖВ.

Испытания новых паспортов БВР, разработанных по предлагаемой методике, проводились в забое РШ к.51 п 7.

Всего проведено 3 опытных взрыва на проходке горизонтальных горных выработок по богатым рудам.

Во всех случаях ширина выработки составляла 4,5 м, высота – 4,5 м. Площадь сечения выработки – 18,76 м². Крепость руды $f = 8-12$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова.

На основе исходных данных (см. таблицу 3.1), были рассчитаны основные параметры зон разрушения породного массива (см. таблицу 3.2, 3.3), по которым графически был построен паспорт БВР (рисунок 3.21).

После завершения бурения проведён анализ качества выполнения буровых работ на соответствие проектным параметрам паспорта БВР. С этой целью сделаны замеры глубины шпуров и компенсационных скважин (таблица 3.10), а также замеры фактических расстояний между шпурами (таблица 3.11).

Факт выполнения буровых работ приведён на рисунке 3.22.

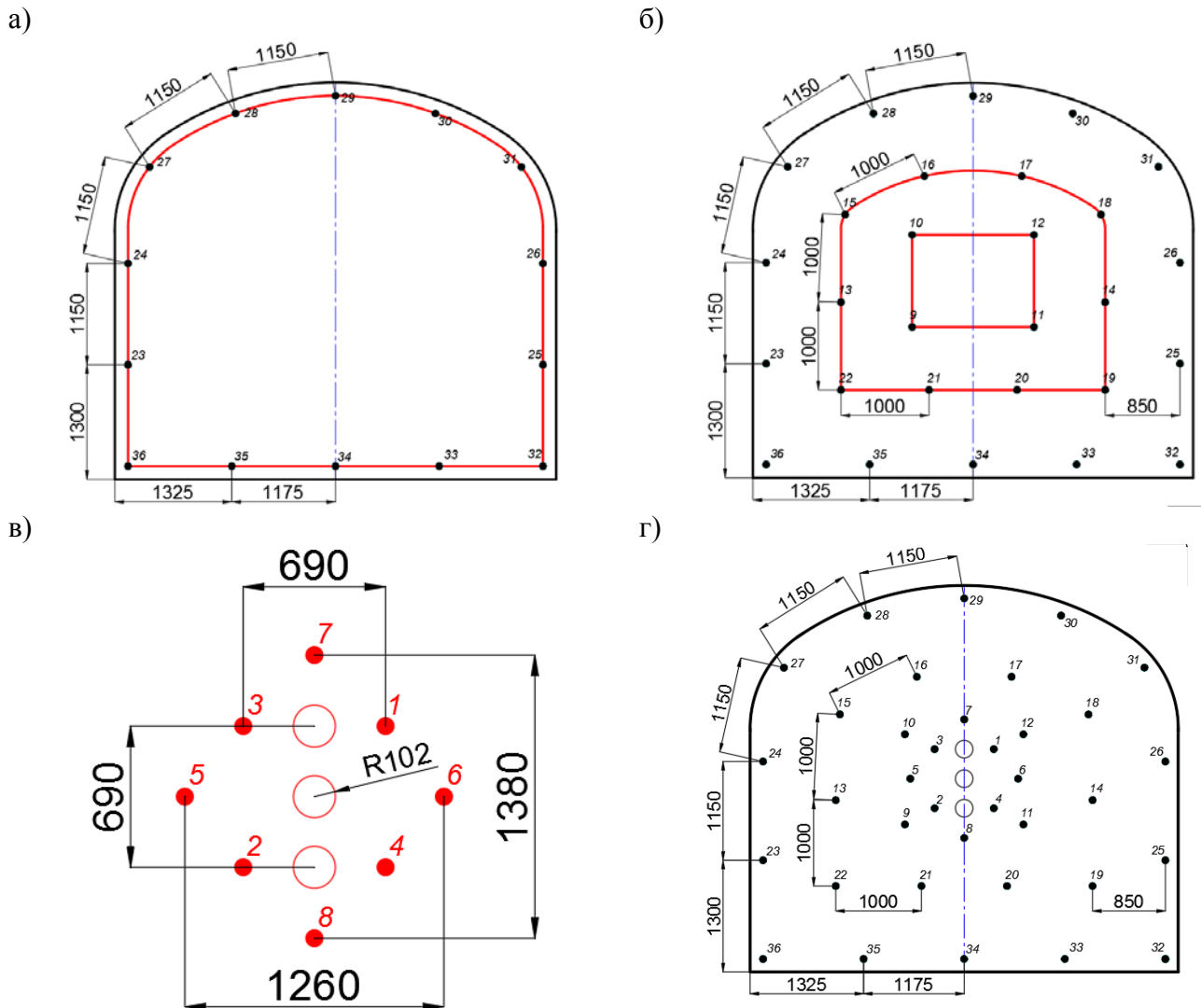


Рисунок 3.21 – Схема расположения шпуров, рассчитанная по предлагаемой методике:

- а) схема расположения оконтуривающих шпуров;
- б) схема расположения первого и второго рядов вспомогательных шпуров;
- в) схема расположения компенсационных скважин и заряжаемых шпуров вруба;
- г) окончательная схема расположения шпуров в забое

Таблица 3.10 – Результаты измерений глубины шпуров в забое

| № шпура | Фактическая глубина шпура. м | Проектное значение глубины. м | Отклонение. м |
|----------------|------------------------------|-------------------------------|---------------|
| O ₁ | 4,0 | 4,0 | 0,0 |
| O ₂ | 4,0 | 4,0 | 0,0 |
| O ₃ | 4,0 | 4,0 | 0,0 |
| 1 | 3,5 | 3,6 | -0,1 |
| 2 | 3,5 | 3,6 | -0,1 |
| 3 | 3,5 | 3,6 | -0,1 |
| 4 | 3,7 | 3,6 | 0,1 |
| 5 | 3,5 | 3,6 | -0,1 |
| ... | ... | ... | ... |
| ... | ... | ... | ... |
| 32 | 3,6 | 3,6 | 0,0 |
| 33 | 3,6 | 3,6 | 0,0 |
| 34 | 3,5 | 3,6 | -0,1 |
| 35 | 3,7 | 3,6 | 0,1 |
| 36 | 3,6 | 3,6 | 0,0 |

Таблица 3.11 – Результаты замеров расстояний между шпурами

| № п/п | Расстояние между № № шпуров | Фактическое, мм | Проектное, мм | Отклонение от проектного значения, мм |
|-------|----------------------------------|-----------------|---------------|---------------------------------------|
| 1 | O ₁ -O ₂ | 400 | 344 | 56 |
| 2 | O ₂ -O ₃ | 400 | 344 | 56 |
| 3 | 1-3; 2-4 | 700 | 692 | 8 |
| 4 | 2-3; 1-4 | 700 | 688 | 12 |
| 5 | 5-6 | 1400 | 1260 | 140 |
| 6 | 7-8 | 1400 | 1380 | 20 |
| 7 | 9-10; 11-12 | 1100 | 1050 | 50 |
| 8 | 9-11; 10-12 | 1500 | 1380 | 120 |
| 9 | 9-13; 11-14 | 800 | 810 | -10 |
| 10 | 22-13-14-15-16-17-18-19 | 1100 | 1000 | 100 |
| 11 | 19-25; 22-23 | 800 | 850 | -50 |
| 12 | 36-23-24-25-26-27-28-29-30-31-32 | 1100 | 1150 | -50 |
| 13 | 32-33-34-35-36 | 1200 | 1175 | 25 |

а)



б)



Рисунок 3.22 – Факт выполнения буровых работ в выработке РШ к.51 п 7:

а) врубовая часть забоя;

б) верхняя часть забоя

Анализ результатов замеров глубины шпуров показал, что в основном присутствует недобур шпуров до 0,4 м. Среднее отклонение по глубине шпуров составляет 0,08 м. В свою очередь фактическое расположение шпуров по плоскости забоя практически соответствует проектному – среднее отклонение составляет 0,017 м.

Средний коэффициент использования шпура, зафиксированный в процессе выполнения экспериментальных взрывов, в РШ к.51 п 7 составил 0,94, 0,92 и 0,96 соответственно.

3.3.5 Рудник «Маяк»

Для отработки запасов в поле рудника «Маяк» применяют сплошную слоевую системы разработки с нисходящим порядком выемки и сплошную камерную систему с твердеющей закладкой выработанного пространства [120].

Подготовительные работы заключаются в проходке транспортных, панельных (доставочных и вентиляционных), оконтуривающих, слоевых штреков или уклонов (квершлагов), рудоспусков, вентиляционно-ходовых восстающих и др. К нарезным выработкам относятся выработки перекрытия, траншейно-буровые, вентиляционные, вентиляционно-буровые штреки, заходки, отрезные восстающие в камерах и др.

Испытания новых паспортов БВР, разработанных по предлагаемой методике, проводились в забое РШ 1-43.

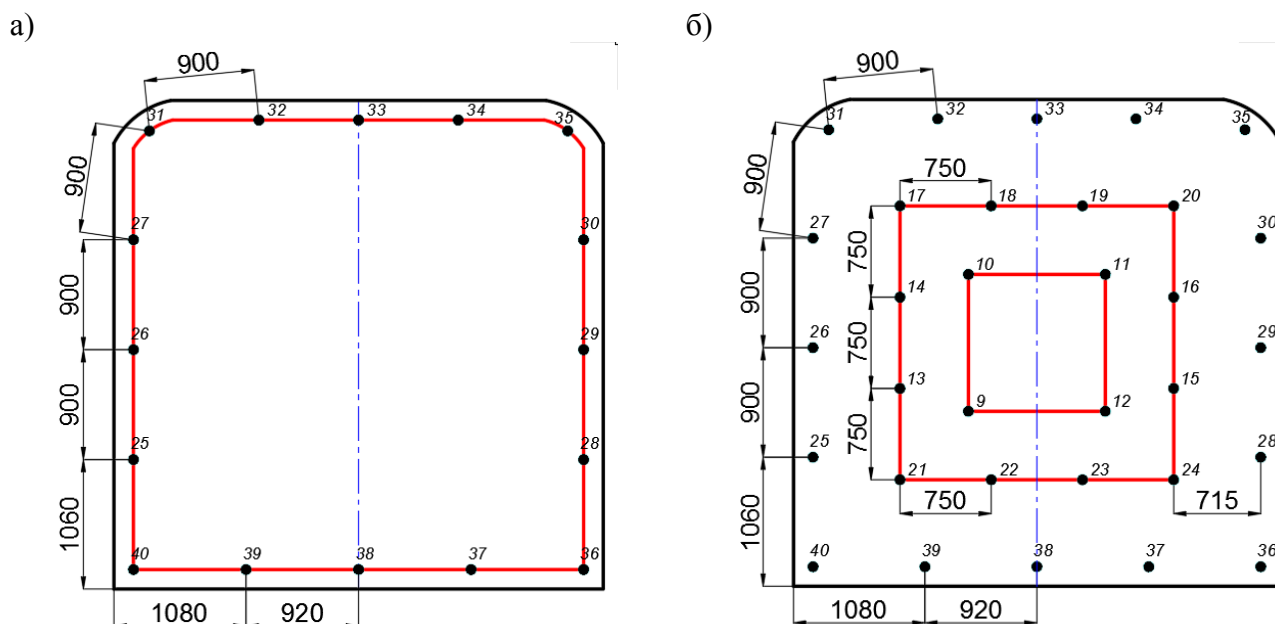
Всего проведено 3 опытных взрыва на проходке горизонтальных горных выработок по вкрапленной руде.

Во всех случаях ширина выработки составляла 4,0 м, высота – 4,0 м. Площадь сечения выработки – 16,00 м². Крепость руды $f = 10-11$ по шкале проф. М.М. Протоdjяконова.

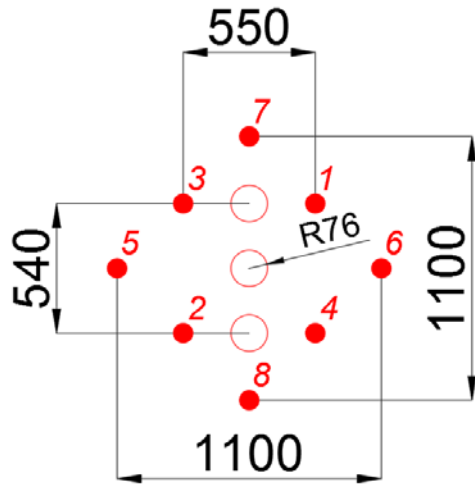
На основе исходных данных (см. таблицу 3.1), были рассчитаны основные параметры зон разрушения породного массива (см. таблицы 3.2, 3.3), по которым графически был построен паспорт БВР (рисунок 3.23).

После завершения бурения проведён анализ качества выполнения буровых работ на соответствие проектным параметрам паспорта БВР. С этой целью сделаны замеры глубины шпуров и компенсационных скважин (таблица 3.12), а также замеры фактических расстояний между шпурами (таблица 3.13).

Факт выполнения буровых работ и оценка степени дробления горной массы приведены на рисунках 3.24 и 3.25 соответственно.



в)



г)

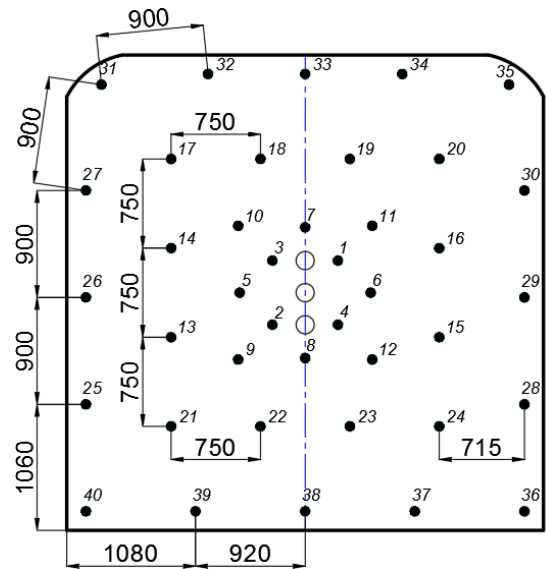


Рисунок 3.23 – Схема расположения шпуров, рассчитанная по предлагаемой методике:

- а) схема расположения оконтуривающих шпуров;
- б) схема расположения первого и второго рядов вспомогательных шпуров;
- в) схема расположения компенсационных скважин и заряжаемых шпуров вруба;
- г) окончательная схема расположения шпуров в забое

Таблица 3.12 – Результаты измерений глубины шпуров в забое

| № шпура | Фактическая глубина шпура. м | Проектное значение глубины. м | Отклонение. м |
|----------------|------------------------------|-------------------------------|---------------|
| O ₁ | 2,7 | 2,7 | 0,0 |
| O ₂ | 2,7 | 2,7 | 0,0 |
| O ₃ | 2,7 | 2,7 | 0,0 |
| 1 | 2,4 | 2,4 | 0,0 |
| 2 | 2,4 | 2,4 | 0,0 |
| 3 | 2,5 | 2,4 | 0,1 |
| 4 | 2,3 | 2,4 | -0,1 |
| 5 | 2,3 | 2,4 | -0,1 |
| ... | ... | ... | ... |
| ... | ... | ... | ... |
| 36 | 2,4 | 2,4 | 0,0 |
| 37 | 2,4 | 2,4 | 0,0 |
| 38 | 2,4 | 2,4 | 0,0 |
| 39 | 2,4 | 2,4 | 0,0 |
| 40 | 2,4 | 2,4 | 0,0 |

Таблица 3.13 – Результаты замеров расстояний между шпурами

| № п/п | Расстояние между № № шпуров | Фактическое, мм | Проектное, мм | Отклонение от проектного значения, мм |
|-------|--------------------------------|-----------------|---------------|---------------------------------------|
| 1 | O ₁ -O ₂ | 270 | 270 | 0 |
| 2 | O ₂ -O ₃ | 300 | 270 | 30 |
| 3 | 1-3; 2-4 | 600 | 550 | 50 |

| | | | | |
|----|--|------|------|-----|
| 4 | 2-3; 1-4 | 600 | 540 | 60 |
| 5 | 5-6 | 1200 | 1100 | 100 |
| 6 | 7-8 | 1200 | 1100 | 100 |
| 7 | 9-10-11-12 | 1200 | 1125 | 75 |
| 8 | 9-13; 12-15 | 500 | 560 | -60 |
| 9 | 21-13-14-15-16-17- 18-19-20-24 | 750 | 750 | 0 |
| 10 | 21-25; 24-28 | 700 | 715 | -15 |
| 11 | 40-25-26-27-28-29- 30-31-32-33-34-35- 36 | 900 | 900 | 0 |
| 12 | 36-37-38-39-40 | 900 | 920 | -20 |



Рисунок 3.24 – Факт выполнения буровых работ в выработке РШ 1-43

а)



б)



Рисунок 3.25 – Оценка степени дробления горной массы после взрыва

Анализ результатов замеров глубины шпуров показал, что в основном присутствует перебур шпуров до 0,2 м. Среднее отклонение по глубине шпуров составляет 0,04 м. В свою очередь фактическое расположение шпуров по плоскости забоя практически соответствует проектному – среднее отклонение составляет 0,011 м.

Средний коэффициент использования шпура, зафиксированный в процессе выполнения экспериментальных взрывов в РШ 1-43, составил 0,96; 0,98 и 1,00 соответственно.

3.3.6 Рудник «Заполярный»

Рудник «Заполярный» отрабатывает северную и, частично, южную части месторождения сульфидно-никелевых руд «Норильск-1»

Очистные работы ведутся системой этажного принудительного обрушения с двухстадийной и одностадийной выемкой запасов. Двухстадийная выемка заключается в первоочередной выемке запасов камер с последующей выемкой запасов междукамерных и панельных целиков. Одностадийная система заключается в отработке запасов сплошным фронтом лентами шириной 10-15 м без оставления целиков.

К подготовительным выработкам относятся: штреки (орты), блоковые восстающие, выработки горизонта выпуска и скреперования, вентиляционные, соединительные выработки (панельные или линейные штреки буровых и вентиляционного горизонтов), посадочные выработки (при их расположении в налегающих породах). К нарезным выработкам относятся: буровые и вентиляционно-буровые выработки и отрезные восстающие. Площадь поперечного сечения горизонтальных выработок – от 3,7 м² до 30,36 м², при этом наиболее распространено сечение 20,7 м².

Испытания новых паспортов БВР, разработанных по предлагаемой методике, проводились в забое ВБО 1св, из В.Ш. 1 бис.

Всего проведено 6 опытных взрывов на проходке горизонтальных горных выработок по вкрапленной руде. Во всех случаях ширина выработки составляла

5,0 м, высота – 4,5 м. Площадь сечения выработки – 20,73 м². Крепость руды $f = 14-16$ по шкале проф. М.М. Протодяконова.

На основе исходных данных (см. таблицу 3.1), были рассчитаны основные параметры зон разрушения породного массива (см. таблицы 3.2, 3.3), по которым графически был построен паспорт БВР (рисунок 3.26).

После завершения бурения проведён анализ качества выполнения буровых работ на соответствие проектным параметрам паспорта БВР. С этой целью сделаны замеры глубины шпуров и компенсационных скважин (таблица 3.14), а также замеры фактических расстояний между шпурами (таблица 3.15).

Факт выполнения буровых работ и оценка степени дробления горной массы приведены на рисунках 3.27 и 3.28 соответственно.

Таблица 3.14 – Результаты измерений глубины шпуров в забое

| № шпура | Фактическая глубина шпура, м | Проектное значение глубины, м | Отклонение, м |
|----------------|------------------------------|-------------------------------|---------------|
| O ₁ | 3,8 | 4,0 | -0,2 |
| O ₂ | 3,9 | 4,0 | -0,1 |
| O ₃ | 4,1 | 4,0 | 0,1 |
| 1 | 3,9 | 3,9 | 0,0 |
| 2 | 3,9 | 3,9 | 0,0 |
| 3 | 4,0 | 3,9 | 0,1 |
| 4 | 3,9 | 3,9 | 0,0 |
| 5 | 4,0 | 3,9 | 0,1 |
| ... | ... | ... | ... |
| ... | ... | ... | ... |
| 43 | 3,9 | 3,9 | 0,0 |
| 44 | 3,9 | 3,9 | 0,0 |
| 45 | 3,9 | 3,9 | 0,0 |
| 46 | 3,9 | 3,9 | 0,0 |
| 47 | 3,9 | 3,9 | 0,0 |
| 48 | 3,9 | 3,9 | 0,0 |

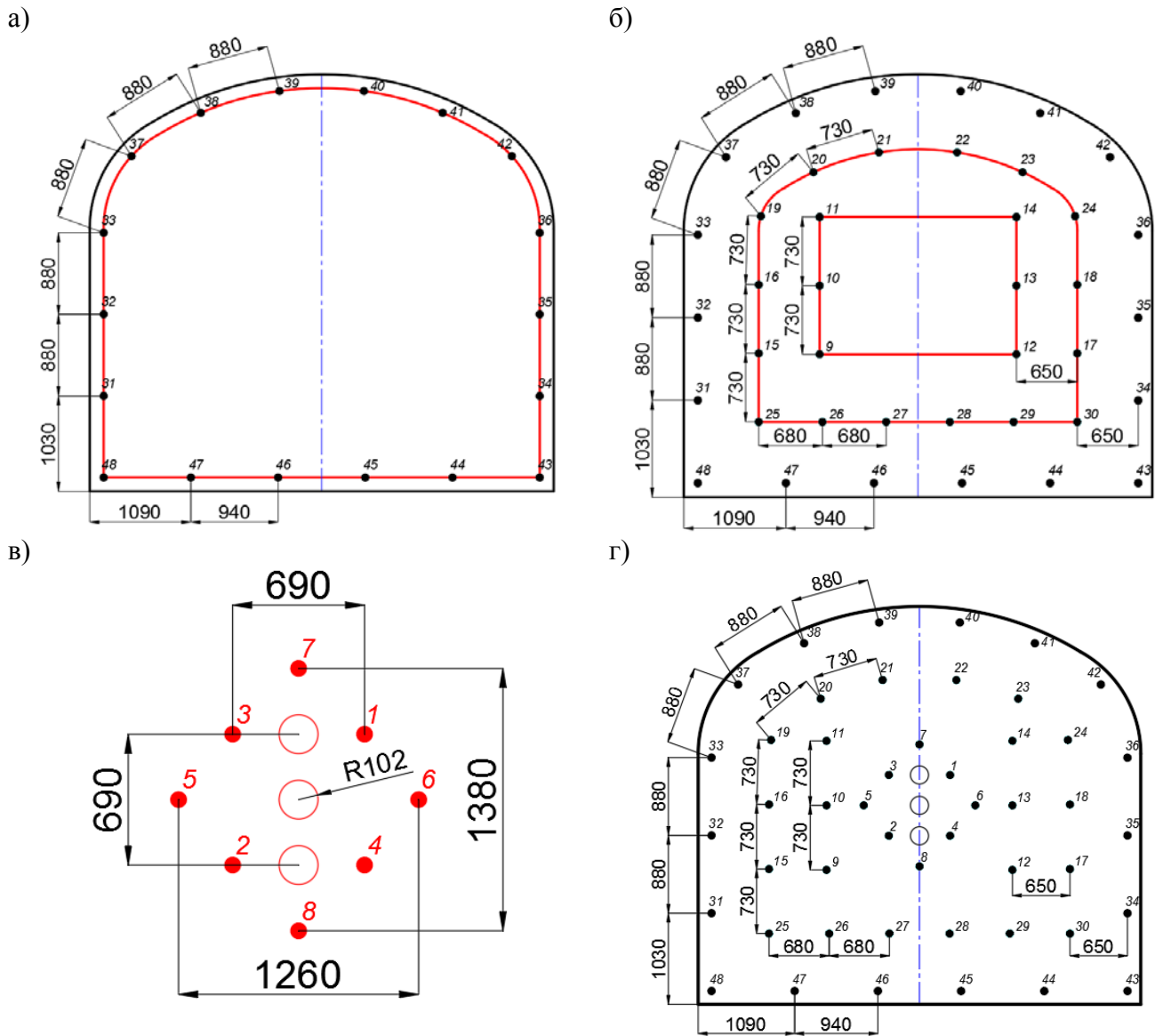


Рисунок 3.26 – Схема расположения шпуров, рассчитанная по предлагаемой методике:

- а) схема расположения оконтуривающих шпуров;
- б) схема расположения первого и второго рядов вспомогательных шпуров;
- в) схема расположения компенсационных скважин и заряжаемых шпуров вруба;
- г) окончательная схема расположения шпуров в забое

Таблица 3.15 – Результаты замеров расстояний между шпурами

| № п/п | Расстояние между № № шпуров | Фактическое, мм | Проектное, мм | Отклонение от проектного значения, мм |
|-------|--------------------------------|-----------------|---------------|---------------------------------------|
| 1 | O ₁ -O ₂ | 400 | 344 | 56 |
| 2 | O ₂ -O ₃ | 400 | 344 | 56 |
| 3 | 1-3; 2-4 | 700 | 692 | 8 |
| 4 | 2-3; 1-4 | 700 | 688 | 12 |
| 5 | 5-6 | 1300 | 1260 | 40 |
| 6 | 7-8 | 1500 | 1380 | 120 |
| 7 | 9-10-11 | 800 | 730 | 70 |
| 8 | 12-13-14 | 800 | 730 | 70 |
| 9 | 9-15; 12-17 | 600 | 650 | -50 |

| | | | | |
|----|--|------|-----|-----|
| 10 | 25-15-16-17-18-19- 20-21-22-23-24-30 | 800 | 730 | 70 |
| 11 | 25-31; 30-34 | 600 | 650 | -50 |
| 12 | 48-31-32-33-34-35- 36-37-38-39-40-41- 42 | 850 | 880 | -30 |
| 13 | 43-44-45-46-47-48 | 1000 | 940 | 60 |



Рисунок 3.27 – Левый бок забоя после первого взрыва

а)



б)



Рисунок 3.28 – Дробление горной массы после взрыва

Анализ результатов замеров глубины шпуров показал, что в основном присутствует перебур шпуров до 0,3 м. Среднее отклонение составляет 0,06 м. В свою очередь фактическое расположение шпуров по плоскости забоя практически соответствует проектному – среднее отклонение составляет 0,018 м.

Коэффициент использования шпура, зафиксированный в процессе выполнения экспериментальных взрывов ВБО 1сев, составил 0,94; 0,97 и 0,98 соответственно.

3.4 Результаты опытно-промышленных испытаний

Результаты проведения опытно-промышленных испытаний представленных паспортов БВР относительно ранее используемых на рудниках паспортов БВР сведены в таблицах 3.16-3.21.

Таблица 3.16 – Сравнение действующих на руднике «Таймырский» паспортов БВР с разработанными по предлагаемой методике

| Показатели | Паспорт БВР, используемый на руднике | Паспорт БВР, разработанный по предлагаемой методике | Разница |
|---|---|---|--------------|
| Общее количество шпуров, шт. | 50 | 39 | -11 |
| Количество врубовых шпуров, шт. | 8 | 8 | 0 |
| Количество компенсационных скважин, шт. | 3 | 3 | 0 |
| Количество вспомогательных (отбойных) шпуров, шт. | 20 | 14 | -6 |
| Количество оконтуривающих шпуров, шт. | 19 | 14 | -5 |
| Расход ВВ, кг: | | | |
| Аммонит №6ЖВ | 27,5 | 9,0 | |
| Гранулит АС-8 | 182,4 | 167,0 | |
| Всего | 209,9 | 176,0 | -33,9 |
| Объём бурения, шп.м | 189,9 | 140,9 | -49,0 |
| Фактический КИШ | 0,74÷0,84 | 0,96÷0,98 | |

Таблица 3.17 – Сравнение действующих на руднике «Октябрьский» паспортов БВР с разработанными по предлагаемой методике

| Показатели | Паспорт БВР, используемый на руднике | Паспорт БВР, разработанный по предлагаемой методике | Разница |
|---|---|---|--------------|
| Общее количество шпуров, шт. | 51 | 38 | -13 |
| Количество врубовых шпуров, шт. | 8 | 8 | 0 |
| Количество компенсационных скважин, шт. | 3 | 3 | 0 |
| Количество вспомогательных (отбойных) шпуров, шт. | 20 | 11 | -9 |
| Количество оконтуривающих шпуров, шт. | 20 | 16 | -4 |
| Расход ВВ, кг: | | | |
| Аммонит №6ЖВ | 39,25 | 8,75 | |
| Игданит-П | 280,0 | 275,0 | |
| Всего | 319,25 | 283,75 | -35,5 |
| Объём бурения, шп.м | 260,5 | 195,5 | -65,0 |
| Фактический КИШ | 0,77÷0,84 | 0,9÷0,94 | |

Таблица 3.18 – Сравнение действующих на шахте «Комсомольская» рудника «Комсомольский» паспортов БВР с разработанными по предлагаемой методике

| Показатели | Паспорт БВР, используемый на руднике | Паспорт БВР, разработанный по предлагаемой методике | Разница |
|---|---|---|--------------|
| Общее количество шпуров, шт. | 63 | 53 | -10 |
| Количество врубовых шпуров, шт. | 10 | 8 | -2 |
| Количество компенсационных скважин, шт. | 0 | 3 | +3 |
| Количество вспомогательных (отбойных) шпуров, шт. | 29 | 22 | -7 |
| Количество оконтуривающих шпуров, шт. | 24 | 20 | -4 |
| Расход ВВ, кг: | | | |
| Аммонит №6ЖВ | 20,0 | 12,5 | |
| Гранулит АЗ | 156,0 | 111,0 | |
| Всего | 176,0 | 123,5 | -52,5 |
| Объём бурения, шп.м | 152,1 | 128,1 | -24,0 |
| Фактический КИШ | 0,78÷0,83 | 0,9÷0,92 | |

Таблица 3.19 – Сравнение действующих на шахте «Скалистая» рудника «Комсомольский» паспортов БВР с разработанными по предлагаемой методике

| Показатели | Паспорт БВР, используемый на руднике | Паспорт БВР, разработанный по предлагаемой методике | Разница |
|---|--------------------------------------|---|--------------|
| Общее количество шпуров, шт. | 43 | 39 | -4 |
| Количество врубовых шпуров, шт. | 8 | 8 | 0 |
| Количество компенсационных скважин, шт. | 3 | 3 | 0 |
| Количество вспомогательных (отбойных) шпуров, шт. | 14 | 14 | 0 |
| Количество оконтуривающих шпуров, шт. | 18 | 14 | -4 |
| Расход ВВ, кг: | | | |
| Аммонит №БЖВ | 10,0 | 9,0 | |
| Гранулит АС-8 | 155,0 | 133,0 | |
| Всего | 165,0 | 142,0 | -23,0 |
| Объем бурения, шп.м | 159,2 | 144,8 | -14,4 |
| Фактический КИШ | 0,79÷0,80 | 0,92÷0,96 | |

Таблица 3.20 – Сравнение действующих на руднике «Маяк» паспортов БВР с разработанными по предлагаемой методике

| Показатели | Паспорт БВР, используемый на руднике | Паспорт БВР, разработанный по предлагаемой методике | Разница |
|---|--------------------------------------|---|--------------|
| Общее количество шпуров, шт. | 49 | 43 | -6 |
| Количество врубовых шпуров, шт. | 8 | 8 | 0 |
| Количество компенсационных скважин, шт. | 3 | 3 | 0 |
| Количество вспомогательных (отбойных) шпуров, шт. | 16 | 16 | 0 |
| Количество оконтуривающих шпуров, шт. | 22 | 16 | -6 |
| Расход ВВ, кг: | | | |
| Аммонит №БЖВ | 20,0 | 10,0 | |
| Гранулит АС-8 | 117,0 | 104,0 | |
| Всего | 137,0 | 114,0 | -23,0 |
| Объем бурения, шп.м | 120,9 | 106,5 | -14,4 |
| Фактический КИШ | 0,77÷0,83 | 0,96÷1,00 | |

Таблица 3.21 – Сравнение действующих на руднике «Заполярный» паспортов БВР с разработанными по предлагаемой методике

| Показатели | Паспорт БВР, используемый на руднике | Паспорт БВР, разработанный по предлагаемой методике | Разница |
|---|--------------------------------------|---|---------------|
| Общее количество шпуров, шт. | 61 | 51 | -10 |
| Количество врубовых шпуров, шт. | 16 | 8 | -8 |
| Количество компенсационных скважин, шт. | 3 | 3 | 0 |
| Количество вспомогательных (отбойных) шпуров, шт. | 18 | 22 | +4 |
| Количество оконтуривающих шпуров, шт. | 24 | 18 | -6 |
| Расход ВВ, кг: | | | |
| Аммонит №6ЖВ | 12,75 | 12,0 | |
| Гранулит АС-8 | 300,00 | 270,0 | |
| Всего | 312,75 | 282,0 | -30,75 |
| Объём бурения, шп.м | 239,8 | 200,0 | -39,8 |
| Фактический КИШ | 0,71÷0,78 | 0,94÷0,96 | |

Как следует из анализа представленных показателей БВР, на большинстве рудников объём бурения взрывных шпуров больше необходимого, что приводит к увеличению затрат на буровые работы и, как следствие, к повышенному расходу взрывчатых материалов.

Из сравнения данных показателей видно, что при расчёте паспортов БВР согласно разработанной методике происходит рациональная расстановка шпуров по площади забоя, за счёт чего уменьшается объём бурения, снижается общий расход ВВ при одновременном возрастании КИШ на 10 – 15 %.

Оценка качества взрывов, проведённых по опытным паспортам БВР, показала, что сечение выработок соответствует проектному, а дробление горной массы – предъявленным требованиям.

4 ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЙ НА РУДНИКАХ НОРИЛЬСКОГО ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА

Организация проходческих работ при взрывной отбойке породы в процессе строительства горизонтальных и наклонных горных выработок осуществляется по циклограмме, учитывается время на все производственные процессы: бурение, зарядание, взрывание, проветривание, уборку забоя, возведение крепи и т.д. Работы ведут комплексные бригады, что позволяет сократить численность трудящихся за счёт совмещения процессов во времени.

Оценкой качества исполнения БВР на рудниках Норильского промышленного района (п. 1.2), установлено, что при проходке фактическое значение коэффициента использования шпура меньше проектного на 14-24 %. Серия промышленных экспериментов, направленных на испытание паспортов БВР, разработанных по предлагаемой методике расчёта (п. 3.2), показала, что возможно повышение эффективности взрывных работ за счёт увеличения КИШ до проектных значений при одновременном сокращении объёма бурения и суммарного количества ВМ.

Таким образом, при оценке экономической эффективности результатов исследования было выполнено сравнение затрат, определённых по федеральным единичным расценкам в строительстве (ФЕР) [121] и соответствующим государственным элементным сметным нормам (ГЭСН). Затраты на бурение, зарядание и отгрузку горной массы были предоставлены планово-экономическими отделами рудников (таблица 4.1).

Согласно соответствующим ФЕР и ГЭСН стоимость выполняемых работ можно условно разделить на две группы параметров: постоянные и изменяющиеся (таблица 4.2).

Таблица 4.1 – Затраты на бурение, зарядание и транспортировку горной массы

| Наименование затрат | Рудники | | | | | |
|--|---------|--------|--------|--------|--------|--------|
| | РТ | РО | ШК РК | ШС РК | РМ | РЗ |
| Бурение, руб./п.м. | 90,48 | 129,66 | 119,92 | 97,32 | 64,30 | 170,24 |
| Зарядание, руб./п.м. | 69,85 | 63,10 | 67,20 | 55,60 | 70,59 | 89,99 |
| Транспортировка горной массы, руб./м ³ | 199,02 | 189,94 | 190,37 | 190,04 | 242,50 | 231,97 |

На основе данных, предоставленных планово-экономическими отделами рудников, были рассчитаны экономические показатели рудников по действующим паспортам БВР (таблица 4.3), и паспортам, разработанным и испытанным согласно предлагаемой методике (таблица 4.4).

Установлено, что в результате использования новой методики расчёта параметров БВР были сокращены затраты по объёму бурения и используемого ВМ. Необходимо отметить, что в результате увеличения КИШ возрастают затраты на транспортировку отбитой горной массы, однако это не приводит к общему повышению затрат (таблица 4.5).

Таблица 4.2 – Перечень постоянных и изменяющихся типов затрат

| № п/п | Наименование | Ед. изм. |
|-----------------------------|---|---------------------|
| <i>Постоянные затраты</i> | | |
| 1 | Затраты труда рабочих-строителей | чел.-ч |
| 2 | Проветривание забоя | м ³ /мин |
| <i>Изменяющиеся затраты</i> | | |
| 1 | Взрывчатое вещество | т |
| 2 | Неэлектрическая система инициирования ИСКРА-Ш | 1000 шт. |
| 3 | Бурение (в том числе электроэнергия, вода, буровые коронки и буровая сталь) | м ³ |
| 4 | Заряжание | м ³ |
| 5 | Отгрузка горной массы | м ³ |

Таблица 4.3 – Затраты при использовании действующих паспортов БВР

| Наименование затрат | Единица измерения | Расчёт | Цена на 1 взрывной цикл по рудникам | | | | | |
|----------------------------------|---------------------|---|-------------------------------------|----------|----------|----------|----------|-----------|
| | | | РТ | РО | ШК РК | ШС РК | РМ | РЗ |
| Бурение | руб./цикл | $Z_{\text{бур/цикл}} = \sum L_{\text{скв}} \times Z_{1\text{бур}}$ | 17182,15 | 33776,43 | 18239,83 | 15493,34 | 7773,87 | 40823,55 |
| Заряжание | | $Z_{\text{зар/цикл}} = \sum Q_{\text{ВВ}} \times Z_{1\text{ВВ}}$ | 14661,52 | 20144,68 | 11827,20 | 9174,00 | 9670,83 | 28144,37 |
| Отгрузка горной массы | | $Z_{\text{транс/цикл}} = V_{\text{г.м.}} \times Z_{\text{транс}}$ | 11509,29 | 16537,32 | 7114,11 | 9211,31 | 7728,96 | 14628,18 |
| Аммонит №6ЖВ | | $Z_{\text{ВВ}} = \frac{C_{\text{ВВ}}}{1000} \times Q_{\text{ВВ}}$ | 1666,91 | 2379,14 | 1212,30 | 606,15 | 1212,30 | 772,84 |
| Гранулит АС-8 | | | 9882,43 | - | - | 8397,90 | 6339,06 | 16254,00 |
| Гранулит АЗ | | | - | - | 4134,00 | - | - | - |
| Игданит-П | | | - | 8400,00 | - | - | - | - |
| НСИ ИСКРА-Ш | | $Z_{\text{НСИ}} = \frac{C_{\text{НСИ}}}{1000} \times N_{\text{НСИ}}$ | 188,00 | 192,00 | 240,00 | 160,00 | 184,00 | 232,00 |
| Итого затрат на 1 взрывной цикл: | | $Z_{\text{цикл}} = Z_{\text{бур/цикл}} + Z_{\text{зар/цикл}} + Z_{\text{транс/цикл}} + \sum Z_{\text{ВВ}} + Z_{\text{НСИ}}$ | 55090,30 | 81429,56 | 42767,44 | 43042,71 | 32909,02 | 100854,95 |
| <i>Удельные значения затрат</i> | | | | | | | | |
| Бурение | руб./м ³ | $Z_{1\text{м}^3} = \frac{Z_{\text{бур/цикл}}}{V_{\text{г.м.}}}$ | 297,12 | 387,94 | 488,09 | 319,65 | 243,91 | 647,37 |
| Заряжание | | $Z_{1\text{м}^3} = \frac{Z_{\text{зар/цикл}}}{V_{\text{г.м.}}}$ | 253,53 | 231,37 | 316,49 | 189,27 | 303,43 | 446,31 |
| Стоимость отбойки горной массы | | $Z_{\text{отб.г.м.}} = \frac{Z_{\text{цикл}}}{V_{\text{г.м.}}}$ | 952,63 | 935,26 | 1144,43 | 888,02 | 1032,54 | 1599,33 |

Условные обозначения: $\sum L_{\text{скв}}$ – суммарная длина пробуренных скважин, м; $Z_{1\text{бур}}$ – затраты на бурение 1 п.м. шпуров (см. таблицу 4.1), руб./п.м.; $\sum Q_{\text{ВВ}}$ – общее количество используемых взрывчатых веществ, кг; $Z_{1\text{ВВ}}$ – затраты на заряжание 1 п.м. шпуров (см. таблицу 4.1), руб./п.м.; $V_{\text{г.м.}}$ – отбиваемый объём горной массы, м³; $Z_{\text{транс}}$ – затраты на транспортировку 1 м³ горной массы (см. таблицу 4.1), руб./м³; $C_{\text{ВВ}}$ – стоимость определённого ВВ, (Аммонит №6 ЖВ: 60615 руб./тонна, Гранулит АС-8: 54180 руб./тонна, Гранулит АЗ: 26500 руб./тонна, Игданит-П: 30000 руб./тонна); $C_{\text{ЭД}}$ – стоимость электродетонаторов (1000 шт. – 4000 руб.)

Таблица 4.4 – Затраты при использовании предлагаемых паспортов БВР

| Наименование затрат | Единица измерения | Расчёт | Цена на 1 взрывной цикл по рудникам | | | | | |
|----------------------------------|---------------------|---|-------------------------------------|----------|----------|----------|----------|----------|
| | | | РТ | РО | ШК РК | ШС РК | РМ | РЗ |
| Бурение | руб./цикл | $Z_{\text{бур/цикл}} = \sum L_{\text{скв}} \times Z_{1\text{бур}}$ | 12748,63 | 25348,53 | 15361,75 | 14091,94 | 6847,95 | 34048,00 |
| Заряжание | | $Z_{\text{зар/цикл}} = \sum Q_{\text{ВВ}} \times Z_{1\text{ВВ}}$ | 12293,60 | 17904,63 | 8299,20 | 7895,20 | 8047,26 | 25377,18 |
| Отгрузка горной массы | | $Z_{\text{транс/цикл}} = V_{\text{г.м.}} \times Z_{\text{транс}}$ | 13427,50 | 18506,04 | 7799,81 | 11053,58 | 9312,00 | 18003,92 |
| Аммонит №6ЖВ | | $Z_{\text{ВВ}} = \frac{C_{\text{ВВ}}}{1000} \times Q_{\text{ВВ}}$ | 545,54 | 530,38 | 757,69 | 545,54 | 606,15 | 727,38 |
| Гранулит АС-8 | | | 9048,06 | - | - | 7205,94 | 5634,72 | 14628,60 |
| Гранулит АЗ | | | - | - | 2941,50 | - | - | - |
| Игданит-П | | | - | 8250,00 | - | - | - | - |
| НСИ ИСКРА-Ш | | $Z_{\text{НСИ}} = \frac{C_{\text{НСИ}}}{1000} \times N_{\text{НСИ}}$ | 144,00 | 140,00 | 200,00 | 144,00 | 160,00 | 192,00 |
| Итого затрат на 1 взрывной цикл: | | $Z_{\text{цикл}} = Z_{\text{бур/цикл}} + Z_{\text{зар/цикл}} + Z_{\text{транс/цикл}} + \sum Z_{\text{ВВ}} + Z_{\text{НСИ}}$ | 48207,33 | 70679,58 | 35359,95 | 40936,19 | 30608,08 | 92977,08 |
| <i>Удельные значения затрат</i> | | | | | | | | |
| Бурение | руб./м ³ | $Z_{1\text{м}^3} = \frac{Z_{\text{бур/цикл}}}{V_{\text{г.м.}}}$ | 188,96 | 260,17 | 374,93 | 242,28 | 178,33 | 438,69 |
| Заряжание | | $Z_{1\text{м}^3} = \frac{Z_{\text{зар/цикл}}}{V_{\text{г.м.}}}$ | 182,21 | 183,77 | 202,56 | 135,74 | 209,56 | 326,97 |
| Стоимость отбойки горной массы | | $Z_{\text{отб.г.м.}} = \frac{Z_{\text{цикл}}}{V_{\text{г.м.}}}$ | 714,52 | 725,43 | 863,03 | 703,80 | 797,09 | 1197,96 |

Условные обозначения: $\sum L_{\text{скв}}$ – суммарная длина пробуренных скважин, м; $Z_{1\text{бур}}$ – затраты на бурение 1 п.м. шпуров (см. таблицу 4.1), руб./п.м.; $\sum Q_{\text{ВВ}}$ – общее количество используемых взрывчатых веществ, кг; $Z_{1\text{ВВ}}$ – затраты на заряжание 1 п.м. шпуров (см. таблицу 4.1), руб./п.м.; $V_{\text{г.м.}}$ – отбиваемый объём горной массы, м³; $Z_{\text{транс}}$ – затраты на транспортировку 1 м³ горной массы (см. таблицу 4.1), руб./м³; $C_{\text{ВВ}}$ – стоимость определённого ВВ, (Аммонит №6 ЖВ: 60615 руб./тонна, Гранулит АС-8: 54180 руб./тонна, Гранулит АЗ: 26500 руб./тонна, Игданит-П: 30000 руб./тонна); $C_{\text{ЭД}}$ – стоимость электродетонаторов (1000 шт. – 4000 руб.)

Таблица 4.5 – Сравнение затрат по действующим и предлагаемым паспортам БВР

| Тип затрат | Затраты по рудникам | | | | | |
|---|---------------------|----------|----------|----------|----------|-----------|
| | РТ | РО | ШК РК | ШС РК | РМ | РЗ |
| Итоговые затраты на ведения БВР, руб./цикл | | | | | | |
| По действующим паспортам БВР | 55090,30 | 81429,56 | 42767,44 | 43042,71 | 32909,02 | 100854,95 |
| По предлагаемым паспортам БВР | 48207,33 | 70679,58 | 35359,95 | 40936,19 | 30608,08 | 92977,08 |
| Экономическая эффективность, руб./цикл | 6882,97 | 10749,98 | 7407,49 | 2106,52 | 2300,94 | 7877,87 |
| Экономическая эффективность, % | 12,5 | 13,2 | 17,3 | 4,9 | 7,0 | 7,8 |
| Стоимость отбойки горной массы, руб./м ³ | | | | | | |
| По действующим паспортам БВР | 952,63 | 935,26 | 1144,43 | 888,02 | 1032,54 | 1599,33 |
| По предлагаемым паспортам БВР | 714,52 | 725,43 | 863,03 | 703,80 | 797,09 | 1197,96 |
| Экономическая эффективность, руб./м ³ | 238,11 | 209,83 | 281,40 | 184,22 | 235,45 | 401,38 |
| Экономическая эффективность, % | 24,99 | 22,44 | 24,59 | 20,75 | 22,80 | 25,10 |

Установлена зависимость удельных затрат бурения, заряжания и отбойки горной массы по действующим паспортам БВР и по паспортам, разработанным по новой методике. Так, снижение объёмов бурения и заряжания определяет экономическую эффективность на 1 м³ в размере 20,75-25,10 %.

Технико-экономическое сравнение действующих и предлагаемых паспортов БВР на рудниках Норильского промышленного района выявило следующие уменьшения затрат:

- рудник «Таймырский» – 6882,97 руб./цикл (12,5 %);
- рудник «Октябрьский» – 10749,98 руб./цикл (13,2 %);
- шахта «Комсомольская» рудника «Комсомольский» – 7407,49 руб./цикл (17,3 %);
- шахта «Скалистая» рудника «Комсомольский» – 2106,52 руб./цикл (4,9 %);
- рудник «Маяк» – 2300,94 руб./цикл (7,0 %);
- рудник «Заполярный» – 7877,87 руб./цикл (7,8 %).

Из всего вышеизложенного следует, что использование представленной в диссертационной работе методики расчёта параметров буровзрывных работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок позволяет улучшить качество ведения взрывных работ как с технологической, так и с экономической точек зрения.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является научно-квалификационной работой, в которой решена актуальная задача по снижению объёмов бурения и расхода взрывчатых материалов при совокупном повышении коэффициента использования шпуров за счёт рационального расположения взрывных шпуров по плоскости забоя, основанного на определении размеров зон регулируемого дробления, имеющая важное значение для развития горнодобывающей отрасли России.

Основные научные и практические результаты:

1. В результате исследования горно-геологических, горнотехнических, экономических и организационных факторов установлено их количественное и качественное влияние на эффективность ведения взрывных работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок.

2. Впервые разработана методика расчёта параметров прямого призматического вруба с учётом крепости и вязкости горной породы, а также параметров заряда и типа применяемого ВВ.

3. Доказано, что на рудниках Норильского промышленного района наиболее эффективными являются прямые врубы в сочетании с компенсационными (не заряжаемыми) шпурами или скважинами. Их оптимальное число определяется в зависимости от диаметра и длины компенсационного шпура (скважины).

4. Усовершенствована существующая методика определения оптимальных параметров буровзрывных работ, применение которой обеспечивает снижение удельного расхода ВВ и объёмов бурения при одновременном повышении коэффициента использования шпуров и качества отбойки.

5. Предложен новый подход к определению схемы расположения шпуров на плоскости забоя и их количества при разработке паспортов БВР для проходки горизонтальных и наклонных горных выработок.

6. Разработаны и испытаны в промышленных условиях на рудниках Норильского промышленного района паспорта буровзрывных работ, при этом во всех случаях были получены положительные результаты опытных взрывов. Это позволило повысить эффективность БВР при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок за счёт сокращения удельного расхода ВВ и снижение объёмов бурения с одновременным повышением коэффициента использования шпуров.

7. Результаты проведённых опытно-промышленных испытаний, служат основой для разработки программного продукта, обеспечивающего определение оптимальных параметров БВР при составлении паспортов на проходку горных выработок с выводом на печать готового документа.

8. Разработаны, в установленном порядке утверждены и внедрены научно обоснованные паспорта БВР на проходку горизонтальных и наклонных горных выработок на рудниках Норильского промышленного района.

9. Ожидаемый расчётный экономический эффект от внедрения результатов исследований на шахте «Комсомольская» рудника «Комсомольский» и руднике «Заполярный» оценивается в 281,4 руб. и 401,38 руб. на проходку 1 м³ выработки соответственно.

Проверка работоспособности предлагаемой методики была также проведена в условиях Джусинского подземного рудника на предприятии ООО «Шахтострой», где подтверждена работоспособность методики и её высокая эффективность.

Результаты исследований могут быть использованы на предприятиях горнодобывающей промышленности при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок. Это позволит значительно повысить эффективность БВР за счёт уменьшения количества используемого ВВ и снижения объёмов бурения при надлежащем качестве оконтуривания выработок.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Покровский, Н. М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Часть 1. Технология сооружения горизонтальных горных выработок и тоннелей / Н. М. Покровский. – 6-е изд. – Москва : Недра, 1977. – 400 с.
2. Шетлер, Г. А. Альбом по буровзрывным работам / Г. А. Шетлер, Л. М. Фейгин, Е. М. Зинченко. – Москва : Углетехиздат, 1953. – 93 с.
3. Порцевский, А. К. Подземные горные работы : учеб. пособие : в 4 ч. Части 1 и 2 / А. К. Порцевский. – Москва : МГОУ, 2005. – 78 с.
4. Справочник по буровзрывным работам / М. Ф. Друкованый, Л. В. Дубнов, Э. О. Миндели, К. И. Иванов, В. И. Ильин. – Москва : Недра, 1976. – 631 с.
5. Борисов, С. С. Горное дело : учебник для техникумов / С. С. Борисов. – Москва : Недра, 1988. – 320 с.
6. Проектирование взрывных работ / Б. Н. Кутузов, Ю. К. Валухин, С. А. Давыдов [и др.] – Москва : Недра, 1974. – 328 с.
7. Рогинский, В. М. Технология, экономика и управление строительством горных выработок в крепких породах / В. М. Рогинский. – Москва : Недра, 1993. – 304 с.
8. Коваженков, А. В. Исследование разрушения горных пород взрывом одиночных колонковых зарядов / А. В. Коваженков // Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. – Москва : Издательство академии наук СССР, 1958. – С. 77-100.
9. Ерофеев, И. Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках / И. Е. Ерофеев. – Москва : Недра, 1988. – 272 с.
10. Таранов, П. Я. Буровзрывные работы / П. Я. Таранов. – 2-е изд. – Москва : Недра, 1964. – 256 с.
11. Мангуш, С. К. Справочник по буровзрывным работам на подземных горных разработках / С. К. Мангуш, А. П. Фисуп. – Москва, 2003. – 344 с.

12. Рыбин, Н. И. Определение удельного расхода ВВ при проходке тоннелей / Н. И. Рыбин // Транспортное строительство. – 1964. – № 10. – С. 32-35.
13. Лангефорс, У. Современная техника взрывной отбойки горных пород : пер. с англ. / У. Лангефорс, Б. Кильстрем. – Москва : Недра, 1968. – 284 с.
14. Langefors, U. Principles of tunnel blasting / U. Langefors // Water Power. – 1955. – № 1.
15. СНиП III-11-77. Подземные горные выработки : утв. постановлением Госстроя СССР 18.07.77 – Взамен СНиП III-Б.9-69, СН 340-65, СН 377-67. – Москва : Стройиздат Госстроя СССР, 1978. – 62 с.
16. Мостков, В. М. Строительство подземных сооружений большого сечения / Мостков, В. М. – Москва : Госгортехиздат, 1963. – 308 с.
17. 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, Iss. 6. – P. 640–647.
18. Saharan, M. R. Numerical procedure for dynamic simulation of discrete fractures due to blasting / M. R. Saharan, H. S. Mitri // Rock Mechanics and Rock Engineering. – 2008. – Vol. 41, Iss. 5. – P. 641–670.
19. Calculation of fracture zones created by exploding cylindrical charges in ledge rocks / M. F. Drukovanyi, V. S. Kravtsov, Y. E. Chernyavskii, V. V. Reva, S. N. Zerkov // Soviet Mining Science. – 1976. – Vol. 12, Iss. 3. – P. 292-295.
20. Ракишев, Б. Р. Определение размеров зон разрушения в массиве пород при скважинных зарядах дробления / Б. Р. Ракишев // Взрывное дело. – 2010. – № 103-60. – С. 53-65.
21. Ракишев, Б. Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах / Б. Р. Ракишев. – Алма-Ата : Наука, 1983. – 239 с.
22. Справочник по горнорудному делу / под ред. В. А. Гребенюка, Я. С. Пыжьянова, И. Е. Ерофеева. – Москва : Недра, 1983. – 816 с.
23. Инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках / Министерство угольной промышленности СССР. – Ленинград : ВНИМИ, 1991. – 95 с.

24. Джигрин, А. В. Расчёт радиуса зоны трещинообразования при взрыве скважинного заряда / А. В. Джигрин, М. Г. Лупий // Взрывное дело. – 2014. – № 111-68. – С. 243-249.
25. Тюпин, В. Н. Рациональные параметры буровзрывных работ в удароопасных массивах горных пород / В. Н. Тюпин // Горный журнал. – 1992. – № 7. – С. 27-30.
26. Адушкин, В. В. Геомеханика крупномасштабных взрывов / В. В. Адушкин, А. А. Спивак. – Москва : Недра, 1993. – 319 с.
27. Андриевский, А. П. Физико-техническое обоснование параметров разрушения горного массива взрывом удлинённых зарядов : дис. ... д-ра техн. наук : 25.00.20 / Андриевский Александр Порфиорович. – Новосибирск, 2009. – 349 с.
28. Кутузов, Б. Н. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлинёнными зарядами взрывчатых веществ / Б. Н. Кутузов, А. П. Андриевский. – Новосибирск : Наука, 2002. – 96 с.
29. Проектирование взрывных работ в промышленности / под ред. Б. Н. Кутузова. – Москва : Недра, 1983. – 359 с.
30. Пергамент, В. Х. Методика определения размеров зон трещинообразования при ведении взрывных работ на карьерах по добыче блочного камня / В. Х. Пергамент, И. Е. Зурков, Ю. Е. Овчаров // Горный информационно-аналитический бюллетень. – Москва : Горная книга, 2004. – № 12. – С. 75-77.
31. Определение параметров сетки скважин и разработка рациональной технологии карьерных взрывов на основе сейсмометрических наблюдений / М. М. Браницкий, В. Х. Пергамент, В. Т. Пономарев, Ф. И. Власов // Буровзрывные работы в тресте «Южуралспецстрой». – Челябинск, 1972. – С. 25-36.
32. Пергамент, В. Х. Критические скорости и параметры буровзрывных работ / В. Х. Пергамент // Инженерные методы управления действием взрыва : сб. науч. тр. / МГМИ. – Магнитогорск, 1971. – Вып. 89. – С. 40-47.

33. Горшколепов, Г. М. Выбор сейсмобезопасных расстояний для выработок подземных дренажных комплексов железорудных карьеров КМА / Г. М. Горшколепов, О. П. Храмцов // Безопасность труда в промышленности. – 2002. – № 2. – С. 27-29.
34. Оценка параметров взрывного дробления пород на карьерах / В. А. Белин, Г. М. Крюков, П. А. Вавер, С. Н. Жаворонко // Взрывное дело. – 2009. – № 102-59. – С. 69-80.
35. Кузнецов, В. А. Обоснование технологии буровзрывных работ в карьерах и открытых горно-строительных выработках на основе деформационного зонирования взрывааемых уступов : дис. ... д-ра техн. наук : 25.00.20 / Кузнецов Виктор Андреевич. – Москва, 2010. – 225 с.
36. Szuladzinski, G. Response of rock medium to explosive borehole pressure / G. Szuladzinski // Proceedings of the Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast-4. – Vienna (Austria), 1993. – P. 17–23.
37. Kexin, D. Maintenance of roadways in soft rock by roadway-rib distress blasting / D. Kexin // China Coal Society. – 1995. – Vol. 20, Iss. 3. – P. 311–316.
38. Djordjevic, N. Two-component of blast fragmentation / N. Djordjevic // Proceedings of the Sixth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast / South African Institute of Mining and Metallurgy. – Johannesburg (South Africa), 1999. – P. 213.
39. Persson, P. A. Rock Blasting and Explosives Engineering / P. A. Persson, R. Holmberg, J. Lee. – CRC Press, Inc., Boca Raton (Florida), 1994. – 217 p.
40. Kanchibotla, S. S. Modelling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding / S. S. Kanchibotla, W. Valery, S. Morrell // Proceedings of Explo'99-A Conference on Rock Breakin / The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. – Kalgoorlie (Australia), 1999. – P. 137–144.
41. Esen, S. Modelling the size of the crushed zone around a blasthole / S. Esen, I. Onederra, H. A. Bilgin // Int. J. Rock Mech. Min. Scis. – 2003. – Vol. 40. – P. 485–495.

42. Onederra, I. Estimation of fines generated by blasting – applications for the mining and quarrying industries / I. Onederra, S. Esen, A. Jankovic // Mining Tech / Trans Inst Min Metall A. – 2004. – Vol. 113. – P. A1-A11.

43. Iverson, S. R. A new perimeter control blast design concept for underground metal/nonmetal drifting applications : Report of Investigations 9691 / S. R. Iverson, W. A. Hustrulid, J. C. Johnson. – 2013. – 79 p.

44. Викторов, С. Д. Стратегия эффективного развития взрывных работ в России / С. Д. Викторов, Б. Н. Кутузов, В. М. Закалинский // Горный журнал. – 2010. – № 4. – С. 56-59.

45. Регламент технологических производственных процессов при отработке вкрапленных руд системой этажного принудительного обрушения с двухстадийной и одностадийной выемкой на руднике «Заполярный» рудоуправления «Норильск-1» ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» : РТПП-010-2004. – Норильск, 2004. – 65 с.

46. Регламент технологических производственных процессов ведения взрывных работ в подземных условиях подразделений ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» : РТПП -030-2011. – Норильск, 2011. – 60 с.

47. Регламент технологических производственных процессов по выемке сульфидных руд камерной системой разработки с закладкой твердеющими материалами на руднике «Комсомольский» рудоуправления «Галнахское» ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» : РТПП-008-2004. – Норильск, 2004. – 66 с.

48. Горное дело. Терминологический словарь / Л. И. Барон, Г. П. Демидюк, Г. Д. Лидин [и др.] – 3-е изд., перераб. и доп. – Москва : Недра, 1981. – 479 с.

49. Турута, Н. У. Буровзрывные работы : учеб. пособие для школ и курсов мастеров / Н. У. Турута. – Изд. третье, перераб. и доп. – Москва : Metallurgizdat, 1959. – 640 с.

50. Суханов, А. Ф. Разрушение горных пород взрывом / А. Ф. Суханов // Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. – Москва : Изд-во АН СССР, 1958. – С. 61-78.

51. Петухов, С. М. Буровзрывные работы при строительстве тоннелей / С. М. Петухов, М. Ф. Ярмак. – Москва : Недра, 1972. – 103 с.
52. Демидюк, Г. П. Взрывные работы. Часть первая. Элементы расчёта и техника взрывания зарядов / Г. П. Демидюк. – Москва, 1937. – 256 с.
53. Марышев, В. А. Горнопроходческие работы на рудниках Хайдаркана / В. А. Марышев, А. И. Имаралиев // Горный журнал. – 2002. – № 10. – С. 44-46.
54. Ханукаев, А. Н. Экспериментальные исследования параметров волн напряжений в твердых горных породах : отчет по НИСу / А. Н. Ханукаев ; ЛГИ. – 1960.
55. Лыхин, П. А. Технология буровзрывных работ при проведении горных выработок в XX веке. Ч. 2. / П. А. Лыхин. – Пермь : ИД «Пресстайм», 2007. – 351 с.
56. Миндели, Э. О. Забойка шпуров / Э. О. Миндели, П. А. Демчук, В. Е. Александров. – Москва : Недра, 1967. – 152 с.
57. Лещинский, А. В. Научно-техническое обоснование рациональных средств и методов разрушения скальных пород при открытых горных работах : дис ... д-ра тех. наук : 25.00.20 / Лещинский Александр Валентинович. – Хабаровск, 2010. – 624 с.
58. Забойка // Горная энциклопедия [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.mining-enc.ru/z/zabojka/> (дата обращения: 31.08.2017).
59. Протодьяконов, М. М. Материалы для урочного положения горных работ. Ч. 1. Горные работы / М. М. Протодьяконов. – Москва : Изд. ЦК горнорабочих СССР, 1926. – 634 с.
60. Барон, Л. И. Коэффициенты крепости горных пород / Л. И. Барон. – Москва : Наука, 1972. – 178 с.
61. ГОСТ Р 50544-93. Породы горные. Термины и определения. – Введ. 01.07.1994. – Москва : Госстандарт России, 1993. – 49 с.
62. Горная энциклопедия [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://www.mining-enc.ru/v/vyazkost/> (дата обращения 06.04.2018).

63. Ландау, Л. Д. Теория упругости / Л. Д. Ландау, Е. М. Лифшиц. – Москва : Наука, 1987. – 247 с.
64. Berthelot, M. L'oudeexplosive / M. Berthelot, P. Vieille // Ann. De Chem. etde Phys. – 1883. – Т. 28, № 5. – Р. 283-332.
65. Mallard, E. Recherches experimentales et the oriques sur la combustion des melanges gazeux explosifs-memoire i, temperature d'inammation des melanges gazeux / Mallard E., Le Chatelier H. L. // Ann. DesMines. – 1883. – Т. 4, № 8. – Р. 274-295.
66. Михельсон, В. А. О нормальной скорости воспламенения взрывчатых газовых смесей / В. А. Михельсон // Научные труды Императорского Московского университета по математике и физике. – 1893. – Т. 10. – С. 1-93.
67. Chapman, D. L. On the rate of explosions ingases / D. L. Chapman // Phil. Mag. – 1899. – Vol. 47. – Р. 90-104.
68. Jouguet, E. On the propogation of chemicalreaction in gases / E. Jouguet // J. de Math. Pureset Appl. – 1905. – Т. 7. – Р. 347-425 ; 1906. – Т. 2. – Р. 5-86.
69. Гриб, А. А. Гидродинамическая теория взрывных волн : дис. ... канд. физ.-мат. наук / Гриб А. А. ; Физ.-мат. факультет Томского гос. ун-та. – Томск, 1940. – Опубликовано: // Прикладная механика и математика. – 1944. – Т. 8, № 4. – С. 273.
70. Зельдович, Я. Б. К теории распространения детонации в газовых системах // Журнал экспериментальной и теоретической физики. – 1940. – Т. 10, № 5. – С. 542-568.
71. Von Neumann J. Theory of Detonation Waves (OD-02) : Technical Report / Von Neumann J. ; National Defense Research Committee of the Office of Scientific Research and Development. – 1942. Division B. Section B-1. Serial N 238.
72. Doring, W. Uber der detonation vergang in gasen / W. Doring // Ann. Phys. – 1943. – Vol. 43, N. 5. – Р. 421-436.
73. Детонационные характеристики зерногранулита 80/20 и гранулита АС-8 / А. Н. Дремин, К. К. Шведов, А. Д. Кривченко [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1972. – № 4. – С. 41-44.

74. Параметры ударных волн, созданные детонацией зарядов аммонита 6 ЖВ на границе ВВ – горные породы / А. Н. Дремин, К. К. Шведов, А. Л. Кривченко [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1971. – № 2. – С. 34-37.
75. Bhandari, S. Engineering rock blasting operations / S. Bhandari. – Rotterdam, 1997. – 375 p.
76. Lowrie, R. Mining Reference Handbook / R. Lowrie ; the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. – 2002. – 448 p.
77. Hartman, H. SME Mining Engineering Handbook / H. Hartman. – 2nd Edition. – 1992. – Vol. 1. – 2268 p.
78. Калякин, С. А. Исследование неидеальных режимов детонации промышленных ВВ / С. А. Калякин, К. Н. Лабинский // Вісник КДПУ імені Михайла Остроградського. – 2009. – Вип. 6(59). – Ч. 1. – С. 159-163.
79. Шашенко, Л. Н. Масштабный эффект в горных породах : монография / Л. Н. Шашенко, Е. А. Сдвижкова, С. В. Кужель. – Донецк : Норд-Пресс, 2004. – 126 с.
80. Кузнецов, С. Т. Методическое пособие по изучению слоистости и прогнозу расслаиваемости осадочных пород / С. Т. Кузнецов, Н. С. Воронин. – Ленинград : ВНИМИ, 1967. – 84 с.
81. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки : утв. постановлением Государственного комитета СССР по делам строительства. – Взамен СНиП II-М.4-65. – Москва : Стройиздат, 1982. – 37 с.
82. Галаев, Н. З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений : учеб. для вузов. – Москва : Недра, 1990. – 176 с.
83. Рекомендации по определению механических свойств трещиноватого массива : [Электронный ресурс] // Библиотека нормативной документации / ООО «Международный Центр Качества». – Режим доступа: <http://files.stroyinf.ru/Data1/53/53846>, свободный (дата обращения: 01.02.2018).

84. Фисенко, Г. Л. Прочностные характеристики массива горных пород. Механика горных пород и маркшейдерское дело / Г. Л. Фисенко. – Москва : Госстройиздат, 1959.
85. Рац, М. В. Структурные модели в инженерной геологии / М. В. Рац. – Москва : Недра, 1973. – 216 с.
86. Андриевский, А. П. Методика определения параметров взрывания шпуровых и скважинных зарядов, позволяющих исключить перебур и минимизировать выход негабарита / А. П. Андриевский, А. Е. Зуев // Современные проблемы науки и образования [Электронный ресурс]. – 2013. – № 2. – Режим доступа: <https://www.science-education.ru/ru/article/view?id=9081> свободный (дата обращения: 01.03.2018).
87. Аристов, А. И. Проведение горизонтальных подготовительных выработок в металлических рудниках / А. И. Аристов. – Москва ; Грозный ; Ленинград ; Новосибирск : ОНТИ – НКТП СССР, 1934. – 285 с.
88. Справочник взрывника / Б. Н. Кутузов, В. М. Скоробогатов, И. Е. Ерофеев [и др.]. – Москва : Недра, 1988. – 511 с.
89. Литвинский, Г. Г. Обоснование конструкции и параметров прямого цилиндрического вруба при сооружении выработок / Г. Г. Литвинский, П. Н. Шульгин // Современные проблемы шахтного и подземного строительства : материалы международного научно-практического симпозиума. – Донецк : Норд-Пресс, 2004. – Вып. 5. – С. 130-139.
90. Масловский, А. Н. Актуальность буровзрывных работ с прямыми врубами при проведении горизонтальных горно-разведочных выработок с влиянием геолого-структурных особенностей массива / А. Н. Масловский, В. Г. Лукьянов // Известия Томского политехнического университета. – 2014. – Т. 325, № 1. – С. 166-172.
91. Рустемов, С. Т. Совершенствование проведения горных выработок и повышение безопасности труда проходчиков / С. Т. Рустемов // Вестник Кыргызско-Российского славянского университета. – 2012. – Т. 12, № 7. – С. 124-128.

92. Налисько, Н. Н. Методика расчёта параметров прямых врубов в САПР / Н. Н. Налисько // Проблемы горного дела и экологии горного производства : материалы IV междунар. науч.-практ. конф. (14-15 мая 2009 г., г. Антрацит). – Донецк : Вебер, Донецкое отделение, 2009. – С. 165-170.
93. Комплексное исследование действия взрыва в горных породах / Э. О. Миндели, Н. Ф. Кусов, А. А. Корнеев, Г. И. Марцинкевич. – Москва : Недра, 1978. – 252 с.
94. Должиков, К. И. Методика расчёт параметров буровзрывных работ при проведении подземных горных выработок / К. И. Должиков, С. К. Мангуш // Научный вестник Московского государственного горного университета. – 2012. – № 11. – С. 13-24.
95. Густафссон, Р. Шведская техника взрывных работ : пер. с англ. / Р. Густафссон ; под ред. Г. П. Демидюка. – Москва : Недра, 1977. – 264 с.
96. Патент № 2081392 Российская Федерация. Способ образования врубовой полости / Андриевский А.П. – Оpubл. 10.06.97.
97. Патент № 2059070 Российская Федерация. Способ образования врубовой полости / Шпунт В. И. – Оpubл. 27.04.96.
98. Диссертация о рождении и природе селитры // Полное собрание сочинений М. В. Ломоносова. – Москва : Изд-во АН СССР, 1948. – Т. 2. – С. 220-318.
99. Власов, О. Е. Основы теории действия взрыва / О. Е. Власов. – Москва : ВИА, 1977. – 408 с.
100. Друкованый, М. Ф. Действие взрыва в горных породах / М. Ф. Друкованый, В. М. Комир, В. Н. Кузнецов. – Киев : Наукова думка, 1973. – 184 с.
101. Кутузов, Б. Н. Взрывные работы / Б. Н. Кутузов. – Москва : Недра, 1980. – 392 с.
102. Мельников, Н. В. Энергия взрыва и конструкция заряда / Н. В. Мельников, Л. Н. Марченко. – Москва : Наука, 1964. – 138 с.

103. Покровский, Г. И. Взрыв / Г. И. Покровский. – Москва : Недра, 1980. – 190 с.
104. Ханукаев, А. Н. О физической сущности процесса разрушения горных пород взрывом / А. Н. Ханукаев // Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. – Москва : АН СССР, 1958. – С. 7-43.
105. 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.
106. Совершенствование методики расчёта параметров буровзрывных работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок на примере рудников ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» / А. К. Кирсанов, С. А. Вохмин, Г. С. Курчин // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии. – 2015. – Т. 8, № 4. – С. 396-405.
107. Calculation methodology of blasting and explosion operations' parameters for construction of horizontal and inclined excavations / G. S. Kurchin, S. A. Vokhmin, A. K. Kirsanov, A. O. Shigin, A. A. Shigina // International Journal of Applied Engineering Research. – 2015. – Vol. 10, N. 15. – P. 35897-35906.
108. Расчёт скорости детонации для аммиачно-селитренных взрывчатых веществ / С. А. Вохмин, Г. С. Курчин, А. К. Кирсанов // Маркшейдерия и недропользование. – 2016. № 4 (84). – С. 36-38.
109. Совершенствование расчёта параметров взрывного вруба / В. И. Корнейчук, С. А. Вохмин, Г. С. Курчин, А. К. Кирсанов // Взрывное дело. – М.: ИПКОН РАН. – 2016. Выпуск №116/73. – С. 100-111.
110. Обзор существующих методик расчёта параметров зон разрушения породного массива / С. А. Вохмин, Г. С. Курчин, А. К. Кирсанов, Д. А. Грибанова // Современные проблемы науки и образования. – 2015. – № 1-1.; URL: <http://www.science-education.ru/ru/article/view?id=19369> (дата обращения: 24.04.2018).

111. Destruction of rock upon blasting of explosive agent / S. A. Vokhmin, G. S. Kurchin, A. K. Kirsanov, A. O. Shigin, A. A. Shigina // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. – 2017. – Vol. 12, No. 13, P. 3978-3986.

112. Кутузов, Б. Н. Методы ведения горных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом / Б. Н. Кутузов . – Москва : Горная книга, 2007. – 471 с.

113. Станюкович, К. П. Физика взрыва / К. П. Станюкович, Ф. А. Баум, Б. И. Шехтер. – Москва : Государственное издательство физико-математической литературы, 1959. – 800 с.

114. Таранов, П. Я. Разрушение горных пород взрывом : учебник / П. Я. Таранов, А. Г. Гудзь. – Изд. 3-е, перераб. и доп. – Москва : Недра, 1976. – 253 с.

115. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» : утв. приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 : зарегистрированы Министерством юстиции Российской Федерации 1 апреля 2014 г. № 31796 : ввод в действие с 10.12.2014.

116. Регламент технологических производственных процессов по применению камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства и использованием дистанционно управляемого самоходного оборудования при выемке сульфидных руд на Талнахских рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» : РТПП-051-2005. – Норильск, 2006. – 59 с.

117. Регламент технологических производственных процессов по применению слоевой системы разработки с восходящим порядком выемки руд по восстанию залежи на руднике «Таймырский» ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» : РТПП-049-2005. – Норильск, 2005. – 45 с.

118. Регламент технологических производственных процессов по применению системы разработки слоями снизу вверх с твердеющей закладкой и использованием самоходного оборудования при выемке сульфидных руд на руднике «Комсомольский» рудоуправления «Талнахское» ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» : РТПП-015-2004. – Норильск, 2005. – 58 с.

119. Регламент технологических производственных процессов по применению слоевой системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими материалами и расположением очистных выработок в защищенных зонах при выемке сульфидных руд на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» : РТПП-009-2004. – Норильск, 2005. – 107 с.


120. Регламент технологических производственных процессов по применению сплошной слоевой системы разработки с нисходящим порядком выемки и закладкой твердеющими материалами при выемке вкрапленных руд на руднике «Маяк» рудоуправления «Талнахское» ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» : РТПП-014-2004. – Норильск, 2005. – 44 с.

121. Государственные сметные нормативы. Федеральные единичные расценки на строительные и специальные строительные работы. ФЕР 81-02-35-2001 Часть 35. Горнопроходческие работы Москва, 2014 – 183 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Акт и паспорт БВР проведения опытных взрывов при проходке выработки на руднике «Гаймырский»

Согласовано:
Зам. главного инженера по БВР

 И.О. Лапковский
" 22 " 10 2013г.

АКТ

55
проведения опытного взрыва на проходку РО 21 север из ТШЛ на восток
сечением 19,67 м² геологическая характеристика: крепость пород f=8-10

Утверждаю:
Главный инженер шахты №3
рудника «Гаймырский»

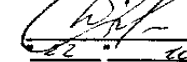
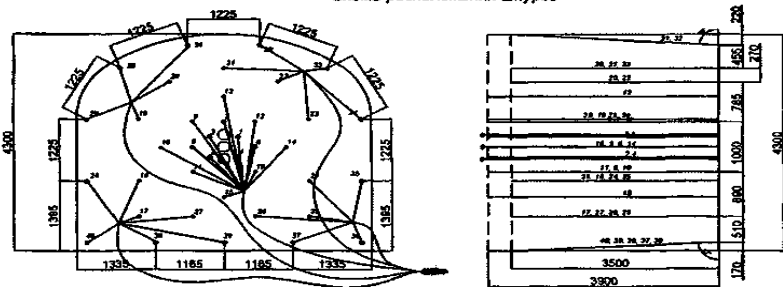
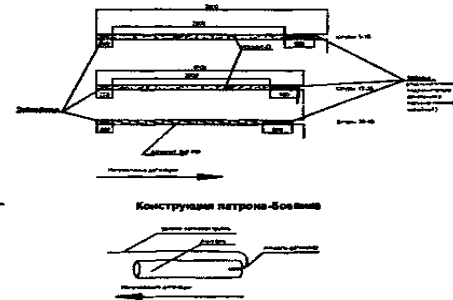
 Д.П. Селискеров
" 22 " 10 2013г.

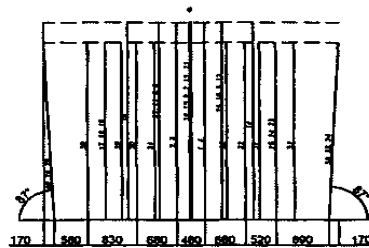
Схема расположения шпуров



Конструкция заряда при использовании ИСКРА-Ш и А-мБЖВ:



| № п.п. | Шпуры | Кол-во | ИСКРА-Ш |
|--------|-------|--------|---------|
| | 0 | 3 | - |
| 1 | 1 | 1 | 0-7 |
| 2 | 2 | 1 | 100-7 |
| 3 | 3 | 1 | 200-7 |
| 4 | 4 | 1 | 300-7 |
| 5 | 5-8 | 4 | 400-7 |
| 6 | 9-12 | 4 | 500-7 |
| 7 | 13-16 | 4 | 600-7 |
| 8 | 17-27 | 11 | 700-7 |
| 9 | 28-35 | 8 | 800-7 |
| 10 | 36-40 | 5 | 900-7 |
| | | Итого | Серий |
| | | 40 | 10 |



1. Сечение выработки: 19,67 м²
2. Крепость пород: f = 8-10
3. Применяемое буровое оборудование: самоходная буровая установка типа M2D (282H) Atlas Copco, Minimatic, Axera
4. Тип вруба: прямой (с компенсационными скважинами)
5. Количество шпуров: 40
6. Диаметр шпуров: 48 мм
7. Забойка не менее 0,5 м
8. Средства инициирования: ИСКРА-Ш
9. Способ заряжания: патронированных ВВ - ручной, гранулированных ВВ - механизированный, с применением пневматического зарядчика ЗГТ-2
10. Время проветривания: 60 мин. Схема проветривания, величина опасной и запретных зон, место укрытия взрывника, расстановка постов охраны опасной зоны согласно "Схемы ограждения...", утв. главным инженером ежемесячно.

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Акт внедрения в учебный процесс

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ
Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

СИБИРСКИЙ
ФЕДЕРАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ

660041, РОССИЯ, Красноярск, проспект Свободный, 79
телефон (391)2-44-82-13, тел./факс (391)2-44-86-25
http://www.sfu-kras.ru, e-mail: office@sfu-kras.ru

№ _____
на № _____ от _____

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по образовательной
деятельности
С. П. Басалаева

«01» мая 2019 г.

А К Т

о внедрении результатов диссертационной работы «Обоснование параметров буровзрывных работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок» Кирсанова Александра Константиновича

В учебном процессе подготовки дипломированных специалистов и в практических занятиях используются результаты научных исследований аспиранта А.К. Кирсанова, полученные им при подготовке диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук по специальности 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная).

В дипломных работах студентов по специальности 21.05.04 «Горное дело», специализация 21.05.04.05 «Шахтное и подземное строительство», и научно-исследовательских работах аспирантов Института горного дела геологии и геотехнологий ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет» применяются:

- методика расчёта рациональных параметров буровзрывных работ на основе учёта основных горно-геологических и горнотехнических факторов, влияющих на размеры зон смятия и трещинообразования;
- методика расчёта прямых призматических взрывных врубов, позволяющая определить количество заряжаемых и компенсационных шпуров (скважин);
- целостная модель определения мест рационального расположения взрывных шпуров по плоскости забоя с использованием графоаналитического метода.

Результаты научно-исследовательской работы внедрены в лекционные курсы: «Шахтное и подземное строительство»; «Физика разрушения горных пород взрывом» и «Моделирование физических процессов в горном деле» и будут включены в методические указания по выполнению лабораторных работ.

Зав. кафедрой «Шахтное и подземное строительство»
Института горного дела, геологии и геотехнологий СФУ
канд. техн. наук, профессор

С.А. Вохмин