

И.В. Зырянов, И.Ф. Бондаренко, С.Н. Жариков

# **Определение параметров буровзрывных работ на кимберлитовых карьерах криолитозоны**

*Учебное пособие*

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Северо-Восточный федеральный университет имени М. К. Аммосова  
Политехнический институт (филиал) СВФУ в г. Мирном  
Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» ПАО  
ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

*И.В. Зырянов, И.Ф. Бондаренко, С.Н. Жариков*

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КИМБЕРЛИТОВЫХ КАРЬЕРАХ КРИОЛИТОЗОНЫ

*Учебное пособие*

Якутск  
2019

УДК 622.235(571.56)

ББК 33.13

396

Утверждено учебно-методическим советом СВФУ

**Рецензенты:**

*Г. П. Берсенев*, к.т.н., академик Академии горных наук,

*Р. Я. Никитин*, и.о. зав. сектором разрушения горных пород Института «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО)

**Зырянов, И.В. и др.**

**Определение параметров буровзрывных работ на кимберлитовых карьерах криолитозоны** : учебное пособие / И.В. Зырянов, И.Ф. Бондаренко, С.Н. Жариков. – Якутск : Издательский дом СВФУ, 2019. – 96 с.

ISBN 978-5-7513-2788-0

В учебном пособии рассмотрены особенности производства буровзрывных работ в условиях Севера, а также приёмы нормативного обеспечения технологических процессов. Представлены сведения о закономерностях, возникающих при взрывном разрушении горных пород криолитозоны. Рассмотрены некоторые свойства взрывчатых веществ и показано их влияние на параметры разрушающего воздействия при буровзрывной подготовке массивов кимберлитовых горных пород к выемке. Освещены особенности разработки месторождений карьерами в криолитозоне. Представлены некоторые технические решения по управлению буровзрывным комплексом при интенсивной разработке месторождений.

Для аспирантов, соискателей ученых степеней и студентов горных специальностей и взрывного дела.

УДК 622.235(571.56)

ББК 33.13

978-5-7513-2788-0

© Северо-Восточный федеральный университет, 2019

© Зырянов И.В., Бондаренко И.Ф., Жариков С.Н., 2019

## СПИСОК ПРИНЯТЫХ СОКРАЩЕНИЙ

АКБ – автолитовая кимберлитовая брекчия  
АС – аммиачная селитра  
БВР – буровзрывные работы  
ВВ – взрывчатое вещество  
ВМГ – вечномёрзлые грунты  
ВП – воздушный промежуток  
ГВВ – гранулированное взрывчатое вещество  
ГГИ – горно-геологическая информация  
ГОК – горно-обогатительный комбинат  
ДТ – дизельное топливо  
МПВВ – малоплотное взрывчатое вещество  
ПВ – продукты взрыва  
ПД – продукты детонации  
ПК – порфировый кимберлит  
ППС – пенополистирольная среда  
САПР – система автоматизированного проектирования  
СВ (СИ) – средства взрывания (средства инициирования)  
СЗМ – смесительно-зарядная машина  
СМГ – сезонномёрзлые грунты  
ТНТ – тринитротолуол  
ТЭН – тетранитропентаэритрит  
УВ – ударная волна  
ЭВВ – эмульсионное взрывчатое вещество

## Предисловие

Буровзрывные работы при разработке месторождений открытым способом являются самым ответственным переделом и от качества их исполнения во многом зависит эффективность других процессов добычи, а при ведении работ в приконтурной зоне карьера еще и уровень безопасности всего производства.

Развитие открытой добычи лежит в поэтапном подходе к эксплуатации месторождения. Это выражается в том, что карьер обычно разрабатывается этапами с отдельным проектированием каждой очереди разработки. Буровзрывные работы при этом также претерпевают изменения и обычно параметры и оборудование БВР в проектах каждой очереди имеют существенные различия, как по механизации процессов, так и по наименованию и количеству материальных ресурсов. Данный факт указывает на то, что буровзрывные работы в процессе разработки месторождения также развиваются, а учитывая их влияние на другие процессы, то развиваются согласно требуемой динамике развития рабочей зоны.

Среди взрывников устоялось мнение, что БВР это передовые процессы горного производства. Данная точка зрения соответствует следующему логическому выводу. Если ничего не взорвано, то грузить нечего, везти нечего, обогатительная фабрика не работает, ничего не загрязняется, поэтому экологам тоже работы нет. Указанное можно воспринимать, как шутку с долей иронией, однако, факт в том, что уровень безопасности горного производства во многом определяется точностью буровзрывной подготовки горной массы к выемке.

Высокая скорость производственных процессов подразумевает регламентирование обмена информацией и работы служб, что ведёт к повышению точности выполнения инструкций и распоряжений руководства. Точность выполнения задания всегда зависит от исполнительской дисциплины персонала, поэтому точность исполнения напрямую связана с повышением интенсивности производства. Увеличение скорости работ предъявляет повышенные требования и к управлению буровзрывным переделом, от качественных результатов которого зависит в целом стабильность работы всей технологической цепи.

# 1. ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССА ВЗРЫВА И ОСОБЕННОСТИ РАЗРУШАЮЩЕГО ВОЗДЕЙСТВИЯ

Взрывчатые вещества имеют различный химический состав и строение. При взрыве состав и строение газообразных продуктов также различны, что усложняет прогнозирование разрушающего воздействия в разных средах. В практике взрывного дела сравнительно редко учитываются особенности протекания химических реакций и физическое строение заряда. В основном все явления рассматриваются с единой точки зрения, исходя из определённых физических законов [1].

В настоящее время в общей теории физики взрыва можно выделить три основные части: теорию ударных волн, теорию детонационной волны, энергетическую теорию. В основе изучения химических взрывов используются законы гидромеханики, термодинамики и законы подобия процессов через пропорциональное изменение параметров состояния вещества. В связи с чрезвычайной сложностью изучения быстротекущих процессов приёмы исследований находятся на стыке различных научных дисциплин. Соответственно в литературе по теории взрыва значения основных терминов у разных авторов несколько различаются [1-12]. Поэтому для ясности описания явлений приняты следующие основные определения [11]: *детонация* – процесс перемещения химической реакции окисления по объёму ВВ с постоянной сверхзвуковой скоростью; *среда* – идеальная жидкость с постоянной энтропией, имеющая большое количество молекул в любом малом объёме. Твёрдые и газообразные среды рассматриваются как эквивалентные идеальной жидкости через теплопроводность; *скорость детонации* – постоянная скорость перемещения зоны химической реакции по объёму ВВ; для каждого ВВ имеет своё значение; *ударная волна* – скачок уплотнения среды, возникающий при её движении или перемещении со сверхзвуковой скоростью, вследствие внешней нагрузки; *фронт ударной волны* – поверхность, разделяющая возмущённую ударной волной среду от среды, находящейся в состоянии покоя; *фронт детонационной волны* – поверхность, связанная с фронтом ударной волны, отделяющая зону химической реакции и продуктов детонации от исходного ВВ.

Волновой процесс при протекании детонации для упрощения анализа разделён на стадии последовательного распространения, что, с одной

стороны, упрощает аналитику в рамках разделённых условий, с другой – вносит противоречия при обобщении отдельных теоретических разработок. В целом теоретический подход к изучению взрывных процессов является зачастую единственно возможным, но, как правило, мало соответствует фактическому протеканию процессов при химическом превращении ВВ. Правомерность теоретических приёмов при моделировании взрывных процессов определяется их соответствием результатам, полученным исключительно в ходе экспериментов. Поэтому при изучении физических процессов взрыва экспериментальная часть исследований является определяющей.

Изучение трудов, представленных в работах ряда авторов, позволило выявить некоторые особенности процессов, проходящих при превращении взрывчатых веществ и непосредственно при их взрыве.

### **Детонация**

Всякая система способная к экзотермическому превращению является детонационно-способной, если механические и тепловые действия продуктов взрыва (ПВ) ускоряют химическую реакцию [24].

Детонация может передаваться в вакууме, при этом скорость частиц составляет около 3000 м/с. В воздухе и в вакууме скорость передачи детонации на одном и том же расстоянии различна, что указывает на факт передачи процесса не только посредством давления.

Чем больше площадь заряда, тем больше вероятность передачи детонации, при этом детали механизма столкновения частиц мало сказываются на результате. Малые частицы, образующие фон детонации, не участвуют в её передаче.

Физическое состояние вещества влияет на его горение и переход в детонацию. Горение легче переходит в детонацию, чем менее летучее само вещество. При высоком давлении ВВ может сгореть без детонации.

В зависимости от диаметра заряда скорость детонации ВВ изменяется прерывисто. Группы скоростей дискретны. В процессе детонации возможны скачки распространения процесса. Чем больше диаметр заряда, тем выше вероятность увеличения скорости детонации. Распространение детонации в узких трубках идет с наименьшей скоростью и после прохождения 100 диаметров процесс обрывается. Распространение медленной детонации может переходить в горение ВВ со скоростью около 0,7 км/с.

Скорость звука в продуктах детонации для разных ВВ отличается лишь в 2-3 раза, при численном значении от 3 до 8 км/с. Чем больше продолжительность реакции, тем больше должен быть диаметр заряда. Детонация может затрудняться при повышении плотности ВВ при этом и увеличивается критический диаметр. Также на критический диаметр оказывает существенное влияние пористость ВВ. При уплотнении материала оболочки заряда скорость детонации увеличивается.

При взрыве давление и температура изменяются по объёму ВВ неравномерно. Инициирование вещества не всегда происходит при резком повышении давления. Если давление действует меньше определённого времени, то ВВ успевает реструктуризоваться и его инициирование происходит в результате теплообмена между ВВ и веществом во фронте ударной волны. На стабильность протекания процесса влияет соотношение между давлением, временем и температурой. Нарастание давления при взрыве происходит по-разному в смесях того же состава, но разной степени смешения.

При быстром нагревании вещества вспышки не происходит, но наблюдается беспламенное разложение, если температура нагрева выше некоторого предела. Этим объясняется факт, что температура кипения ВВ может быть выше температуры вспышки. Поэтому в обычных условиях ВВ воспламеняется быстрее чем испаряется, главное, чтобы нагрев при инициировании был не слишком велик.

### **Ударная волна**

В отношении ударной волны проведено значительное количество исследований, которые позволили определить закономерности её распространения в среде и главным образом взаимодействие с преградами. Это позволило определить параметры защитных сооружений и укрытий от взрывов как для военных целей, так и в промышленности. Воздушная волна, встречая преграду, отражается от неё либо обходит. При этом давление увеличивается. При отражении слабых волн давление увеличивается в 2 раза, а если волны более сильные, то давление возрастает более чем в два раза [29]. При падении волны под углом к поверхности преграды возникают сложные взаимодействия прямой и отражённых волн. В работе М.А. Садовского [16] приведены некоторые параметры такого взаимодействия. Типичным случаем отражения является процесс встречи двух ударных волн. В этом случае отражение каждой волны



происходит аналогично отражению этих волн от неподвижной преграды. При этом возникает волна повышенного давления. В работе [16] представлены фотографии экспериментального изучения этих явлений. Суть экспериментов заключается в том, что над закопчённой поверхностью имитировали ударные волны с помощью электрических разрядов. По следам сорванной сажи наглядно демонстрируются указанные выше явления. При этом зоны повышенного давления явно очерчены и выглядят V-образно. На рисунке 1.1 схематично представлены результаты, которые в работе М.А. Садовского [16] показаны на фотоснимках.

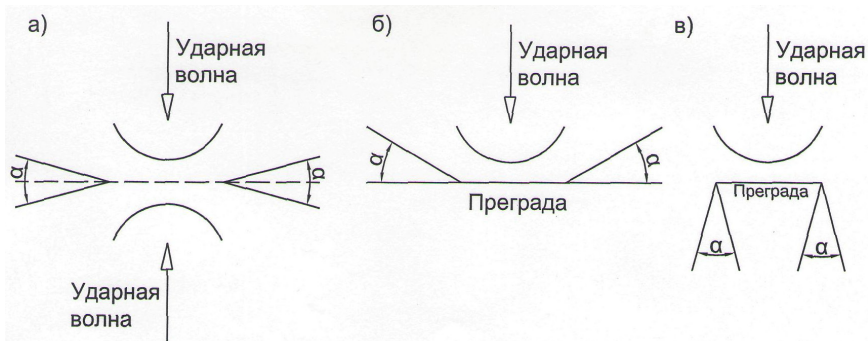


Рисунок 1.1 – Взаимодействие ударных волн с преградами.

- а) – встреча двух волн, б) – падение волны на преграду,
- в) – обтекание волной преграды

Из рисунка следует, что образование зоны повышенных давлений наблюдается с момента, когда угол, образуемый нормалью к фронтам волн, приближается к  $90^\circ$ . Значение угла  $\alpha$  в [16] не указано. Однако согласно представленным там фотографиям его значение приблизительно  $25\text{-}35^\circ$ .

Таким образом существует эффект кумуляции ударных волн, при котором образуются зоны повышенных давлений, а следовательно движение частиц среды происходит с повышенными скоростями.

Для сверхзвуковых скоростей движения тела характерно явление кавитации в среде [12]. Можно предположить, что при повышенных давлениях на фронте ударной волны происходят прострелы среды мельчайшими частицами с образованием кавитационных полостей, которые влияют на направление движения фронта. В соответствии с гидродинамическими

законами такое быстрое течение вещества в другое вещество с образованием кавитационной полости может произойти только в ламинарном режиме. Это подтверждается следующим фактом: если в скважинный заряд поместить специально изогнутую металлическую пластину, то качество дробления горной массы значительно увеличивается [13]. Дело в том, что конструкция пластины (турболизатора) обеспечивает значительное

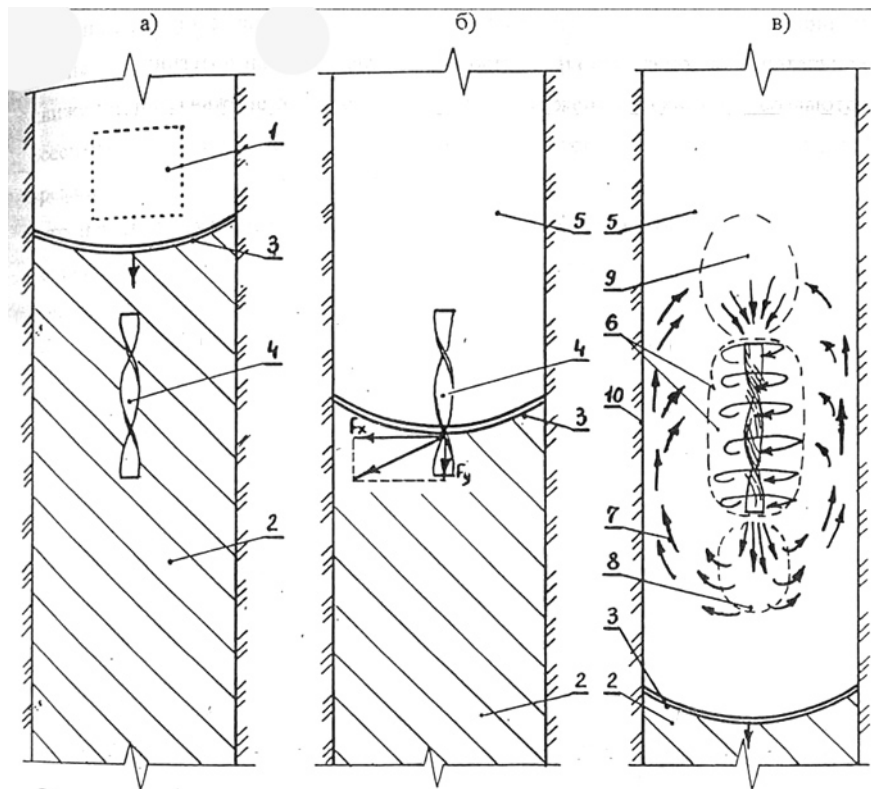


Рисунок 1.2 – Приведение турболизатора в действие детонационной волной.

Образование вихревых потоков газообразных продуктов взрыва в скважине

1 – промежуточный детонатор, 2 – взрывчатое вещество, 3 – детонационная волна, 4 – турболизатор, 5 – пространство в котором осуществляется вращательно-поступательное движение, 6, 7 – ассиметричные и продольные вихревые потоки газов, 8, 9 – зоны соответственно компрессии и депрессии газов, 10 – стенка скважины

увеличение турбулентности движения взрывных газов. Следовательно, скорость взаимодействия газообразных продуктов взрыва с воздухом и горной породой более низкая. В результате энергия взрыва задерживается около взрывной полости, по трещинам энергии идёт меньше и времени задержки оказывается достаточно, чтобы раздавить крупные куски породы. Приведение в действие турболизатора в результате взрыва ряда согласно работе С.В. Мучника [13] показано на рисунке 1.2.

Активное перемешивание газообразных продуктов взрыва приводит к возрастанию фугасного действия и увеличению полезной работы на дробление [13].

Таким образом, режим движения взрывных газов оказывает значительное влияние на концентрацию и распространение энергии взрыва, как в горном массиве, так и в воздухе. Отсюда следует, что снижение давления на фронте ударной воздушной волны и уменьшение сейсмического эффекта может быть реализовано за счёт дополнительной турбулизации продуктов взрыва.

Следует отметить, что кроме указанного турболизатора похожий эффект может быть достигнут другим способом, с применением бризантных ВВ.

В работе некоторых авторов [14] даётся объяснение такому явлению, как взрыв металла под воздействием значительной нагрузки. Структурной основой любого металла служит жесткая кристаллическая решетка, узлы которой заняты положительными ионами. Пространство между ними заполнено почти свободными отрицательными электронами. Решетка сохраняет свою форму только благодаря энергии металлической связи, существующей между этими разноименно заряженными частицами. Электростатические силы притягивают ионы к электронам. Пока существует металлическая связь, частицы пребывают в энергетическом равновесии. Для его нарушения, энергия системы (ионов и электронов) должна возрасти. Согласно квантовой теории, если облако электронов упорядочить, их кинетическая энергия возрастет. Следовательно, если часть свободных электронов сгруппировать в направленный поток, то одновременно заряженные ионы покинут узлы решетки, отталкиваясь друг от друга. В этом заключается способность металлического кристалла к взрыву. При традиционной обработке металла – ковке, штамповке и плавке – тепловая или механическая энергия подводится ко всем ионам и электронам одновременно. Поэтому в металлических кристаллах

сохраняется энергетическое равновесие зарядов. При повышении их внутренней энергии металл последовательно переходит сначала в жидкое состояние, а затем и в пар. Но равновесное состояние кристаллов исключает их взрыв. Тем не менее, взорвать металл можно двумя силами: электрической или механической, воздействуя только на свободные электроны. В работе М. Марахтанова и А. Марахтанова [14] представлены результаты опытов воздействия на металлические плёнки электрическим током. Плотность тока в плёнках увеличивали в 1000 раз по сравнению с обычным проводом, и энергетическое равновесие в кристаллах нарушалось настолько, что они взрывались, минуя жидкое состояние за несколько микросекунд.

Самым трудновзрываемым металлом является алюминий. Для его взрыва требуется электрическая энергия примерно  $1/66$  энергии связи [14]. Поэтому, алюминий содержащие ВВ обладают хорошими бризантными свойствами и увеличивают турбулизацию взрывных газов около взрывной полости. Следует также отметить, что если во время взрыва скважинного заряда в расширяющееся газовое облако попадут частицы легко взрываемого металла либо его соединений и энергии будет достаточно для преодоления энергии связи в кристалле, то турбулентность взрывных газов существенно уменьшится, т.к. увеличится скорость потока, за счёт дополнительного импульса.

Развитие геодинамических процессов при добыче минерального сырья в результате взрывных работ обусловлено взаимодействием газообразных продуктов взрыва и физико-химическими свойствами среды. Определяющим фактором данного взаимодействия является скорость движения газов. На фронте ударной волны происходит течение одного вещества в другое с образованием кавитационных полостей, которые влияют на направление движения фронта. Это характерно для зон повышенных давлений, которые являются следствием процессов отражения ударной волны. В этой связи снижение влияния взрывов на развитие геодинамических событий может быть достигнуто повышением турбулентности газообразных продуктов взрыва, за счёт применения бризантных ВВ либо специальных конструкций зарядов.

Наиболее предсказуемо движение фронта ударной волны при взрыве происходит в трубе. Характерная картина процесса представлена в работе «Взрывные генераторы мощных импульсов электрического иона» [25]

и схематично выражена на рисунке 1.3. Фоторегистрация процесса [25] подтвердила то, что фронт ударной волны не однороден и имеет разрывы, связанные с опережающим движением струй.

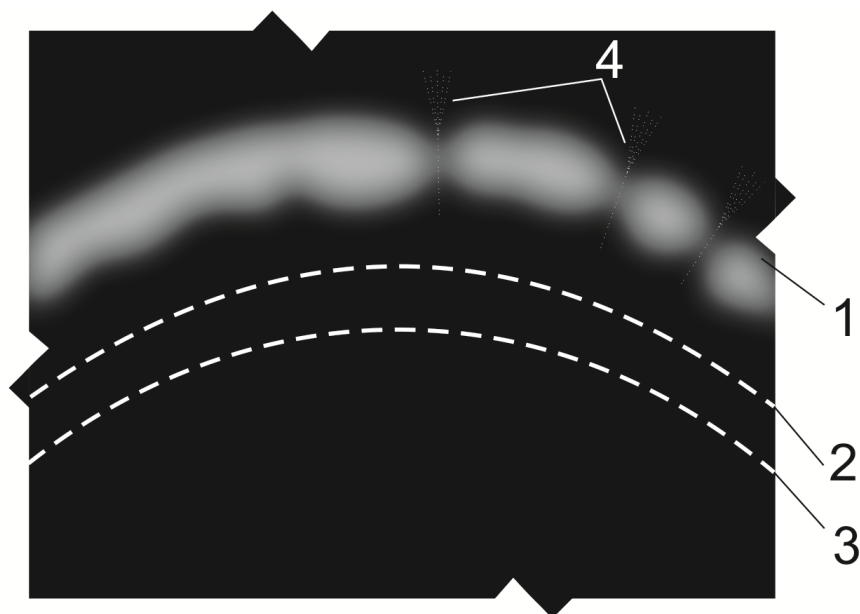


Рисунок 1.3 – Схема взрывного течения с развитой неустойчивостью Рэля-Тейлора

1 – фронт головной ударной волны, 2 – расчетное положение контактной поверхности, 3 – расчетное положение возвратной волны в ПД, 4 – струи продуктов детонации, пронизывающие плазму

Следует также обратить внимание на ряд следующих представлений об ударной волне и её связи с детонацией ВВ.

Ударная волна не всегда может вызвать детонацию если инициирование удара находится на определенном расстоянии от заряда. Взрывчатое вещество при не очень большом давлении успевает реструктуризоваться и нагретые газы, идущие во фронте ударной волны, не всегда могут обеспечить достаточные условия теплообмена для инициирования детонации. Дальнейшее инициирование может быть произведено за счёт повышения температуры смеси при меньшем превышении давления.

В настоящее время ударная волна не рассматривается как основной агент передачи детонации, то же самое относится к тепловому эффекту и разложению молекул. При различных условиях возникновение детонации обусловлено разной совокупностью факторов в большей или меньшей степени влияющих на стабильность процесса. Определённо можно отметить лишь то, что удар не всегда вызывает детонацию, но детонация ВВ всегда вызывает ударную волну.

### **Сейсмическое действие взрыва**

Сейсмическое действие взрыва является результатом развития волновых процессов от взрыва в твёрдых телах грунтов и выражается в колебаниях на поверхности. Скорость колебаний грунта в конкретной точке зависит от свойств грунта, расстояния до взрыва и массы заряда (если взрыв массовый, то масса в ступени замедления). Следует рассмотреть следующие факты относительно сейсмического действия взрывов [15-17, 30].

При различном удалении от взрыва степень влияния свойств грунта и параметров взрыва на скорость колебаний меняется.

Горные массивы разной структуры по-разному реагируют на взрывное воздействие. Сейсмический эффект в них развивается по-разному.

Воздушный промежуток снижает распространение сейсмического эффекта. В этой связи экранирование взрыва (поверхностью разрыва) предотвращает развитие критических деформационных проявлений (сохраняет устойчивость грунта) в охраняемом направлении.

Экранирование взрыва вызывает отражение волны от поверхности разрыва (возможен и кумулятивный эффект), что приводит к перераспределению энергии взрыва на разрушающее воздействие. Наличие экрана с одной стороны от взрыва вызывает прирост энергии на дробление около 10 %.

Под воздействием сейсмической волны в блочном грунте помимо смещений блоков происходят поворотные явления, приводящие к межблочным подвижкам.

Горное давление влияет на распространение сейсмических волн. При увеличении горного давления работа камуфлетного взрыва уменьшается.

В настоящее время математическими методами невозможно описать пространственно-временные и структурные параметры разрушения среды на основе средних характеристик механического движения, вызванного взрывом. Исследование абсолютных характеристик разрушения на

модельной среде мало информативно вследствие качественных отличий натуральных и модельных сред [15]. Поэтому распространение сейсмических волн в твёрдом грунте можно определить лишь в приближении по усреднённым параметрам среды.

Параметры разрушающего воздействия взрыва в горных породах определяются количеством и свойствами ВВ, с одной стороны, и свойствами горного массива – с другой. Расположение зарядов ВВ в выемочном блоке определяется на основе установленной для конкретных пород величины удельного расхода ВВ с учётом параметров основного горного оборудования в схеме механизации процессов добычи. Важным вопросом во взрывном деле является установление рационального удельного расхода ВВ. Долгое время некоторые специалисты полагали, что для повышения качества дробления весьма трудновзрываемых, вязких пород достаточно увеличить удельный расход ВВ. Однако, как показывает практика, сужение сетки скважин и увеличение удельного расхода ВВ не приводит к улучшению качества дробления [31]. В результате материальные ресурсы тратятся недостаточно эффективно, что существенно отражается на экономической эффективности БВР. В целом представление о разрушающем действии взрыва в массиве можно получить с использованием выражений (1.1 - 1.3), указанных в работе С.Н. Жарикова и др. [32]. Для наглядности произведён приближённый расчёт действия взрыва на расстоянии от заряда (таблица 1.1). В приведённом расчёте диаметр скважины принят 250 мм. Диаметр скважины и диаметр заряда равны.

Давление на стенку скважины

$$P = \frac{r_{\text{зар}}^2}{2r_{\text{скв}}^2} P_{\text{д}}, \text{ МПа}, \quad (1.1)$$

где  $r_{\text{зар}}$  – радиус заряда, м;

$r_{\text{скв}}$  – радиус скважины, м;

$P_{\text{д}}$  – давление детонационной волны, МПа.

$$P_{\text{д}} = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{n + 1}, \text{ МПа}, \quad (1.2)$$

где  $\rho_{\text{ВВ}}$  – плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$D$  – скорость детонации, м/с;

$n$  – показатель изоэнтропы (в приближении  $n \approx 3$ ).

Давление в горном массиве от взрыва цилиндрического заряда на расстоянии:

$$P_R = P \left( \frac{r_{\text{свг}}}{R} \right)^{1,5}, \text{ МПа}, \quad (1.3)$$

где  $R$  – расстояние от взрыва заряда, м.

Согласно данным таблицы 1.1, уже через 1 м давление падает на 96 % по всем ВВ. Рассмотрим пример для гранулотола.

$$\frac{3125 - 138,11}{3125} 100\% = 96\%.$$

На расстоянии 2 м от заряда давление падает на 98 %, а на расстоянии 3 м – на 99 %. Указанные расстояния примерно соответствуют зоне регулируемого дробления, которая выражается 4-8 диаметрами заряда [3]. При заряде 250 мм зона управляемого дробления составляет 1-2 м. При этом, согласно С.В. Мучника [13], зона трещинообразования составляет 15-30 диаметров заряда, в нашем случае это 3,5-7,5 метров. Если в качестве примера рассмотреть горную породу с пределом прочности в образце на сжатие 200 МПа, на растяжение 20 МПа и коэффициентом структурного ослабления в массиве 0,1 (соответственно сжатие в массиве 20 МПа, растяжение 2 МПа), то давление от взрыва по многим ВВ (табл. 1.1) преодолевает сжимающие напряжения на 3-4 м от заряда, а растягивающие – вплоть до 10 м.

Таким образом, дальше 1-2 м от заряда дробление является неуправляемым, а радиус действия заряда по трещинообразованию в условиях крепких пород может быть более значительным. Следовательно, целесообразно расстояние между скважинами в блоке не уменьшать, а, наоборот, увеличивать до максимально возможной величины (снижать удельный расход ВВ). Как показывают приблизительные расчёты, принципиально возможно увеличение расстояния между скважинами в крепких породах до 8-10 и более метров. Однако это возможно только в том случае, если решить вопрос с проработкой линии сопротивления по подошве уступа. На больших расстояниях между скважинами вопрос проработки подошвы является определяющим. В целом проектирование взрыва (без учёта изменения детонационных характеристик ВВ, т.е. скорость детонации и плотность конкретной марки ВВ считаются постоянными) требует параллельного решения нескольких взаимосвязанных



задач, чем и определяется сложность принятия решений в тех или иных случаях. Условно эти задачи можно сформулировать следующим образом:

1) обеспечение количества зарядов в соответствии с величиной удельного расхода ВВ, характеристик бурового оборудования (диаметр скважины);

2) обеспечение формы зарядов для равномерного распределения энергии взрыва по массиву выемочного блока;

3) определение рациональных расстояний между скважинами, обеспечивающими проработку подошвы уступа и рациональный выход горной массы с метра скважины для применяемого бурового оборудования (либо рекомендации по замене бурового оборудования).

Следует отметить, что расстояния между скважинами зависят от удельного расхода ВВ и выхода горной массы. Это, с одной стороны, – показывает, что параметры бурового оборудования имеют одно из важнейших значений при определении параметров зарядов и их расположения, однако с другой – они в принципе легко заменяемы при расчётах с использованием других буровых станков. Неизменным в данном случае останется лишь удельный расход ВВ. Рассмотрим другой пример, где целью является снижение потребления ВВ. При имеющихся расстояниях цель может быть достигнута путём рассредоточения заряда по колонке, однако в этом случае нарушается равномерность распределения энергетической составляющей взрыва по массиву горных пород. При решении параллельных задач по определению параметров БВР подобных противоречий возникает достаточно много, однако в готовом проекте производства технологического взрыва все они так или иначе разрешаются либо принимается типовое решение задачи.

В целом параметры разрушающего воздействия так или иначе считаются, устанавливаются и анализируются, однако исходные данные при этом не обладают достаточной точностью, чтобы результаты расчётов считать однозначными. На самом деле при проектировании взрывов, с одной стороны, свойства горных пород имеют условно приближенный характер, а с другой – детонационные характеристики ВВ, особенно эмульсионных, которые могут носить случайный характер, связанный с особенностями производства конкретного состава в конкретных условиях, когда точность контролируемой величины определяется не фиксированным числом, а диапазоном значений.

Таблица 1.1 – Давление на расстоянии от взрыва некоторых ВВ

ВВ	Скорость детонации, м/с	Плотность заряжения, г/см <sup>3</sup>	Давление на стенки скважины, МПа	Давление от взрыва, МПа									
				Расстояние от заряда, м									
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Гранулол	5000	1	3125,0	138,11	48,83	26,58	17,26	12,35	9,40	7,46	6,10	5,12	4,37
Граммонит 79/21	3700	0,9	1540,1	68,06	24,06	13,10	8,51	6,09	4,63	3,68	3,01	2,52	2,15
Порэмит 1А	5000	1,2	3750,0	165,73	58,59	31,89	20,72	14,82	11,28	8,95	7,32	6,14	5,24
Нитронит Э-50	4500	1,2	3037,5	134,24	47,46	25,83	16,78	12,01	9,13	7,25	5,93	4,97	4,25
Сибирит	4800	1,25	3600,0	159,10	56,25	30,62	19,89	14,23	10,83	8,59	7,03	5,89	5,03
Гранэмит И-30	5000	1,35	4218,8	186,44	65,92	35,88	23,31	16,68	12,69	10,07	8,24	6,91	5,90
Форгис эдв. 80	5510	1,1	4174,5	184,49	65,23	35,50	23,06	16,50	12,55	9,96	8,15	6,83	5,83
Эмульсолит	5000	1,25	3906,3	172,63	61,04	33,22	21,58	15,44	11,75	9,32	7,63	6,39	5,46
Сларрит	5000	1,25	3906,3	172,63	61,04	33,22	21,58	15,44	11,75	9,32	7,63	6,39	5,46
Эмулогран	4500	1,3	3290,6	145,43	51,42	27,99	18,18	13,01	9,90	7,85	6,43	5,39	4,60
Эмулит ВЭТ 500	4600	1,35	3570,8	157,81	55,79	30,37	19,73	14,11	10,74	8,52	6,97	5,84	4,99

## 2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ БВР

Исходными данными для расчёта параметров буровзрывных работ служат прочностные характеристики горных пород, выражающие сопротивляемость разрушающей нагрузке. При БВР происходит два вида разрушения. Во-первых, производится бурение полостей для закладки зарядов. Во-вторых, разрушение непосредственно взрывом. На открытых горных работах правильное расположение скважин в выемочном блоке, определяется величиной удельного расхода ВВ. Сам удельный расход ВВ может быть посчитан разными способами, но фактическая величина уточняется лишь при опытном взрывании. Свойства ВВ также учитываются при определении параметров сетки скважин.

Существует ряд работ по определению взрываемости массивов и расчёту параметров БВР на основе классификаций по взрываемости [33-37]. Ниже представлены расчётные формулы по определению удельного расхода ВВ в рамках соответствующих методик. В некоторых введено значение эталонного удельного расхода ВВ ( $q_э$ ), поэтому во избежание путаницы между эталонным и полным значениями последнее называется проектный удельный расход ВВ ( $q_{пр}$ ), то есть величина, принятая в проекте БВР.

Расчётная формула удельного расхода по методу Ржевского В.В. [33]:

$$q = \frac{6 \sigma_p^2 [(D/d) - 1]}{E \eta Q l}, \text{ г/м}^3. \quad (2.1)$$

Расчётная формула удельного расхода по методу Ржевского В.В. [34]:

$$q_{пр} = q_э K_{ВВ} K_d K_T K_{сз} K_{об} K_{сп}, \text{ г/м}^3. \quad (2.2)$$

Расчётная формула удельного расхода по методу Мосинца В.Н. [35]:

$$q = \frac{1800 \sqrt{f} \left[ 1 + \left( \frac{0,16}{f} \right) \lg v_n \right] \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1...m}} + \frac{\rho \ln K_p}{2g} v_0^2}{Q_V^{1+\eta}}, \text{ кг/м}^3. \quad (2.3)$$

Расчётная формула удельного расхода по методу Кутузова Б.Н. [36]:

$$q = 0,13 \rho \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 d_o d_3) \left( \frac{0,5}{d_n} \right)^{2/5} \sqrt{0,25 d_n / d_{cp}}, \text{ кг/м}^3. \quad (2.4)$$

Расчётная формула удельного расхода по методу Союзвзрывпрома [37]:

$$q = 0,13 \rho \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 d_o d_3) \left( \frac{0,5}{d_k} \right)^{2/5} K_{BB}, \text{ кг/м}^3. \quad (2.5)$$

Расчётная формула удельного расхода по методу Гипроруды [37]:

$$q_{пр} = q_3 K_{BB} K_{дс} K_{др} K_b, \text{ кг/м}^3. \quad (2.6)$$

Здесь  $D$  и  $d$  – средний диаметр, соответственно, структурных блоков массива и кусков, получаемых в результате взрыва, мм;

$\eta$  – КПД взрыва;

$Q$  – механический эквивалент теплоты, кг·см/Дж;

$l$  – удельная теплота взрыва, Дж/кг;

$f$  – коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова;

$v_n$  – скорость нагружения, км/с;

$\rho$  – плотность породы, т/м<sup>3</sup>;

$K_p$  – коэффициент разрыхления;

$\sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1...m}}$  – показатель степени дробления;

$v_0$  – начальная скорость разлета кусков породы, м/с;

$Q_V$  – потенциальная энергия ВВ, Дж;

$d_{к(н)}$  – необходимый кондиционный размер куска, м;

$d_3$  – диаметр заряда, м;

$d_o$  – средний диаметр отдельностей породы в массиве, м;

$d_{cp}$  – средний диаметр куска породы после взрыва, м;

$q_{пр}$  – проектный удельный расход, г/м<sup>3</sup>;

$q_3$  – эталонный удельный расход, г/м<sup>3</sup>;

$\sigma_p$  – предел прочности образца горной породы на растяжение, Па;

$K_{BB}, K_{дс}, K_{др}, K_b$  – коэффициенты, учитывающие соответственно тип

ВВ, диаметр скважины, степень дробления и угол наклона скважины;

$K_r$  – коэффициент, учитывающий трещиноватость взрываемого массива;  
 $K_{сз}$  – коэффициент, учитывающий фактическую форму и степень сосредоточения заряда по длине скважины;

$K_{об}$  – коэффициент, учитывающий объем взрываемой породы;

$K_{сп}$  – коэффициент, учитывающий количество свободных поверхностей.

Таблица 2.1 – Классификация горных пород по степени трещиноватости

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости массива	Среднее расстояние ( $l_{ср}$ ) между трещинами, м	Среднее содержание ( $P$ , %) в массиве отдельных размером крупнее, м		
			0,3	0,7	1,0
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	до 0,1	до 10	Около 0	0
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1 ÷ 0,5	10 ÷ 70	До 30	До 5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5 ÷ 1,0	70 ÷ 100	30 ÷ 80	5 ÷ 40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0 ÷ 1,5	1 00	80 ÷ 100	40 ÷ 100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	более 1,5	100	100	100

Таблица 2.2 – Значения коэффициентов сосредоточения заряда ВВ ( $K_{cs}$ )

Диаметр скважин, мм	Классы и категории пород по взрываемости				
	I	II	III	IV	V
	1, 2, 3, 4, 5	6, 7, 8, 9, 10	11, 12, 13, 14, 15	16, 17, 18, 19, 20	21, 22, 23, 24, 25
100	0,95 ÷ 0,93	0,92 ÷ 0,90	0,89 ÷ 0,86	0,85 ÷ 0,83	0,82 ÷ 0,80
150	0,98 ÷ 0,97	0,96 ÷ 0,95	0,95 ÷ 0,94	0,94 ÷ 0,93	0,93 ÷ 0,92
200	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
250	1,03 ÷ 1,04	1,04 ÷ 1,05	1,05 ÷ 1,06	1,06 ÷ 1,07	1,07 ÷ 1,08
300	1,06 ÷ 1,07	1,08 ÷ 1,10	1,10 ÷ 1,11	1,12 ÷ 1,13	1,13 ÷ 1,15
350	1,10 ÷ 1,12	1,13 ÷ 1,15	1,16 ÷ 1,19	1,19 ÷ 1,22	1,23 ÷ 1,25

Таблица 2.3 – Эталонный удельный расход ВВ (по методике Гипроруды)

Категория пород по трещиноватости	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова			
	2 ÷ 6	6 ÷ 10	10 ÷ 14	более 14
I	0,2	0,25	0,3	0,35
II	0,3	0,35	0,4	0,45
III	0,45	0,5	0,6	0,67
IV	0,67	0,75	0,8	0,9
V	0,9	1,0	1,1	1,2

Таблица 2.4 – Эталонный удельный расход ВВ для разных по трещиноватости и крепости горных пород (методика Ржевского В.В.)

Категория трещиноватости	Взрываемость пород	Плотность пород, т/м <sup>3</sup>	Коефф. крепости, $f^{*}$	Удельный расход ВВ в зависимости от $f$		
				2 ÷ 5	6 ÷ 10	11 ÷ 20
I	Легковзрываемые	2,4 ÷ 2,7	5 ÷ 10	0,3	0,35	0,45
II	Средневзрываемые	2,5 ÷ 2,7	5 ÷ 10	0,4	0,50	0,60
III	Трудновзрываемые	2,6 ÷ 2,8	8 ÷ 14	0,65	0,75	0,90
IV	Весьма трудновзрываемые	2,6 ÷ 2,9	11 ÷ 16	0,85	1,00	1,20
V	Исключительно трудновзрываемые	2,7 ÷ 3,0	14 ÷ 20	1,00	1,20	1,40

\*) – указана наиболее распространенная крепость, хотя все рассматриваемые типы взрываемых пород могут иметь крепость в пределах 3 , 20 вне зависимости от класса по взрываемости.

Таблица 2.5 – Величина поправочных коэффициентов на размер кондиционных кусков ( $K_{др}$ )

Требуемый размер кондиционного куска, мм	100	250	500	750	1000	1250	1500	2000
Поправочный коэффициент ( $K_{др}$ )	1,9	1,3	1,0	0,85	0,75	0,70	0,65	0,55

Таблица 2.6 – Значения поправочного коэффициента, учитывающего изменение диаметра скважины ( $K_{дс}$ )

Диаметр скважины, мм	100	125	160	200	250	320	350	400
Поправочный коэффициент ( $K_{дс}$ )	0,92	0,93	0,95	0,98	1,0	1,05	1,07	1,10

Таблица 2.7 – Характеристика некоторых промышленных ВВ

Наименование ВВ	Плотность ВВ в заряде ( $D$ ), кг/дм <sup>3</sup>	Переводной коэффициент ВВ к эталонному ( $K_{ВВ}$ )
Алюмотол	0,95 ÷ 1,0	0,83
Гранулит АС-8	0,85 ÷ 0,90	0,82
Граммонит 79/21	0,90 ÷ 1,00	1,00
Гранемит И-50	1,30 ÷ 1,35	1,22
Сибирит 1200	1,15 ÷ 1,25	1,42
Гранулит М	0,80 ÷ 0,95	1,05
Игданит	0,80 ÷ 0,90	1,11
Порэммит 1 А	1,15 ÷ 1,25	1,42
Гранулотол	0,95 ÷ 1,00	1,05
Нитронит Э 70	1,15 ÷ 1,25	1,38
Эмулит ВЭТ 700	1,25 ÷ 1,30	1,19





Продолжение табл. 2.8

Класс пород	Группа пород	Прочность на сжатие, $\sigma_{сж}$ , МПа		Прочность на растяжение в образце, $\sigma_r$ , МПа		Плотность, $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>		Модуль упругости, $E$ , ГПа		Скорость продольных волн в породе, $C_p$ , м/с		Допустимая скорость сейсмических колебаний, $v$ , м/с							
		от	до	от	до	от	до	от	до	от	до	от	до	от	до	от	до		
Лексварушаемые скальные породы	Аргиллиты тонкозернистые весьма плотные, доломиты, апатито-нефелиновая руда, порфириды диабазовые, сланцы песчанистые мраморизованные, песчаники серые	40,0	115,0	5,0	14,0	2,6	2,8	25	100	3000	5600	0,5	0,5	0,22	0,30	0,14	0,20	0,11	0,15
		45,0	120,0	5,5	15,0	2,6	3,0	25	100	3200	5800	0,5	0,5	0,22	0,29	0,15	0,19	0,11	0,15
	Известняки, скарны магнетит-гранатовые, кварциты ожелезненные пористые, пегматиты серпентинизированные, сленитпорфиры	50,0	130,0	6,0	16,0	2,7	3,0	30	105	3400	5900	0,5	0,5	0,22	0,31	0,15	0,20	0,11	0,15

Класс пород	Группа пород	Прочность на сжатие, в образце, $\sigma_{сж}$ , МПа		Прочность на растяжение в образце, $\sigma_r$ , МПа		Плотность, $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>		Модуль упругости, $E$ , ГПа		Скорость продольных волн в породе, $C_p$ , м/с		Допустимая скорость сейсмических колебаний, $v$ , м/с							
		от	до	от	до	от	до	от	до	$\lambda = 0,5$		$\lambda = 0,1$		$\lambda = 0,066$		$\lambda = 0,05$			
											от	до	от	до	от	до	от	до	
Декоративные скальные породы	Гнейсы гранат-биотитовые, гранит-порфиры, кварциты железистые полуокисленные, песчаники мелкозернистые, халькопириты, гранитно-гнейсы, гранат-магнетитовые скарны, мергель кремнистый, порфириды диазовые, доломиты оруделенные	55,0	140,0	6,5	17,0	2,7	3,1	35	110	3600	6000	0,5	0,5	0,23	0,31	0,15	0,20	0,11	0,15
	Магнетитовые руды, оруделенные, пирротин, гранатовые скарны, лабрадориты, песчанки окремневые, гранат-магнетитовые скарны, базальты пористые	60,0	150,0	7,0	18,0	2,7	3,1	40	115	3800	6100	0,5	0,5	0,23	0,32	0,15	0,21	0,12	0,16

Продолжение табл. 2.8

Класс пород	Группа пород	Прочность на сжатие, $\sigma_{сж}$ , МПа		Прочность на растяжение в образце, $\sigma_{р}$ , МПа		Плотность, $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>		Модуль упругости, $E$ , ГПа		Скорость продольных волн в породе, $C_p$ , м/с		Допустимая скорость сейсмических колебаний, $V$ , м/с							
		от	до	от	до	от	до	от	до	от	до	$\lambda = 0,5$		$\lambda = 0,1$		$\lambda = 0,066$		$\lambda = 0,05$	
													от	до	от	до	от	до	от
Скальные породы средней твердости разрушения	Граниты мелкозернистые, гранито-гнейсы, кварциты, диориты, порфириты, доломиты, базальты среднезернистые, гранодиориты	65,0	1600	8,0	20,0	2,8	3,2	45	120	4000	6200	0,5	0,5	0,24	0,34	0,16	0,23	0,12	0,17
	Железистые кварциты, габбро-диабазы, брекчи роговиково-кварцевые, гнейсы и граниты мелкозернистые, пироксен-гранитовые скарны	70,0	1700	9,0	21,0	2,8	3,2	50	125	4200	6200	0,5	0,5	0,26	0,36	0,17	0,24	0,13	0,18
	Габбро, граниты, кварциты железистые, кварцевые порфиры, Ургиты, андезиты плотные, песчанки оруденелье, джеспиты плотные, грейзены	80,0	1800	10,0	22,0	2,8	3,3	55	130	4400	6300	0,5	0,5	0,27	0,36	0,18	0,24	0,14	0,18
	Кварциты безрудные, скарны, кварцевые джеспилиты, мелкозернистые габбро, альбитофилы плотные, снейнг-порфиры	90,0	1900	11,0	23,0	2,8	3,3	60	135	4600	6400	0,5	0,5	0,29	0,37	0,19	0,24	0,14	0,18
	Базальты лабрадорские, роговики железистые, руды мелкозернистые магнетитогематитовые	100,0	2000	12,0	24,0	2,8	3,4	65	140	4800	6500	0,5	0,5	0,30	0,37	0,20	0,24	0,15	0,18

Класс пород	Группа пород	Прочность на сжатие, в образце, $\sigma_{сж}$ , МПа		Прочность на растяжение в образце, $\sigma_r$ , МПа		Плотность, $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>		Модуль упругости, $E$ , ГПа		Скорость продольных волн в породах, $C_p$ , м/с		Допустимая скорость сейсмических колебаний, $v$ , м/с									
		от	до	от	до	от	до	от	до	от	до	$\lambda = 0,5$		$\lambda = 0,1$		$\lambda = 0,066$		$\lambda = 0,05$			
												от	до	от	до	от	до	от	до	от	до
Груноразрушаемые скальные породы	Скарны сканолитовые, диорит-порфириты, андезитовые порфириты, роговики, скарнированные пироксеном, гнейсы биотитовые, биотит-гранатовые и пироксеновые окварцованные	160,0	240,0	18,0	30,0	2,8	3,4	70	145	5000	6600	0,5	0,5	0,44	0,45	0,29	0,30	0,22	0,23		
	Скарны окремненные, диорит-порфириты, скарнированные пироксеном, роговики, нефриты, альбитофиты сильно окварцованные мелкозернистые, джеспилиты очень плотные, базальты мелкозернистые, андезиты весьма плотные	190,0	280,0	20,0	35,0	2,8	3,7	85	180	5500	7000	0,5	0,5	0,44	0,46	0,29	0,30	0,22	0,23		
Всёма груноразрушаемые скальные породы	Микрокварциты очень плотные сливные, скарны интенсивно окремненные, кварц сливной, неизменные сливные андезиты, джеспилиты, базальты, кремль, микрограниты, железные руды неизмененные гематитосливные	225,0	450,0	25,0	50,0	2,8	4,7	100	230	6000	8000	0,5	0,5	0,50	0,45	0,33	0,30	0,25	0,23		

\*  $\lambda$  – коэффициент структурного ослабления массива

### 3. ОСОБЕННОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ КРИОЛИТОЗОНЫ

Лёд является твёрдой модификацией воды. Необходимость изучения его динамических характеристик обусловлена не только тем, что он является связующим компонентом мёрзлых грунтов, но также и тем, что это самый распространённый и один из наименее исследованных составляющих при больших скоростях нагружения горных пород. Взрывы во льду отличаются от взрывов в других средах тем, что наряду с разрушением в нём возможно появление жидкой фазы. В работе Г.Б. Фраш [38] приведены сведения о том, что при деформировании льда за пределом упругости возникает необычное разрушение. Происходит плавление по границам возникших отдельностей, которые интенсивно смещаются относительно друг друга. Работа пластической деформации преобразовывается в тепло, в результате чего появляется плёночная вода, требующая для своего образования в несколько раз меньше энергии, чем при объёмном плавлении. Энергии взрыва достаточно для плавления значительного объёма воды. Сжимаемость воды примерно в 5 раз выше, чем льда, поэтому во льду затухание взрывной волны происходит значительно интенсивнее, чем в воде. Реализация в волне сжатия во льду термодинамического равновесия объясняет сложное поведение среды. Во-первых, в волне сжатия практически исчезают сдвиговые напряжения, они уменьшаются до уровня, определяемого вязкими силами при смещении блоков льда, разделённых слоями воды. Поглощение энергии, связанное с необратимым изменением формы, отсутствует, но зато происходит потеря механической энергии.

Плёночная вода возникает на поверхности контакта льда с инородным твёрдым включением при сравнительно малых деформациях и упругих волнах. Эти поверхности являются областями концентрации напряжений и интенсивной диссипации механической энергии и при постоянном притоке энергии будут иметь в среднем более высокую температуру, чем окружающая среда. Кроме того, плёночная вода при отрицательных температурах может изначально окружать инородное включение, которым может быть частица грунта. Это придаёт грунту определённую вязкость. При промерзании грунтов происходит миграция находящейся в них незамёрзшей воды из нижележащих талых слоев в мёрзлые как в жидком,

так и в парообразном виде. Это одно из наиболее сложных явлений в мерзлотоведении, так как при исследовании мерзлотного процесса необходимо совместно рассматривать теплоперенос и массоперенос, механику грунтов, физику растущих в поровом пространстве кристаллов льда. Особенностью миграции воды является неразрывная связь с подвижной границей промерзания и, как правило, отсутствие связи исследуемого слоя грунта с атмосферой. С передвижением влаги в грунте связаны накопление воды в поверхностных слоях, усвоение талых вод, скорость оттаивания грунта, его теплопроводность, процессы пучения и так далее.

Миграция влаги в промерзающих грунтах определяется их литологическим составом, степенью увлажнения, градиентами температур, темпами промерзания. В каждом конкретном случае действие этих факторов различно, и поэтому миграция влаги на рассматриваемом участке проявляется неодинаково. В зависимости от условия промерзания СМГ разделяют на два класса: закрытые (или замкнутые), в которых происходит перераспределение имеющейся влаги без подтока извне, и открытые – с наличием подтока воды извне.

Парообразная вода в дисперсных грунтах мигрирует под действием температурного градиента из места с большей упругостью водяного пара к местам с меньшей упругостью. Поскольку упругость пара прямо пропорциональна температуре, парообразная вода мигрирует из мест с более высокой температурой к местам с более низкой. Перемещаясь в мёрзлых грунтах, пар может переходить как в воду, так и непосредственно в лёд (десублимация). Миграция в парообразном состоянии имеет место в основном в грунтах с малой степенью водонасыщения. Основную роль в процессе изменения влажности СМГ играет миграция воды в жидкой фазе.

Глинистые и песчаные грунты при промерзании имеют различный характер миграции влаги: глины увеличивают свою влажность по направлению к фронту промерзания, а пески уменьшают. В водонасыщенных песчаных грунтах при наличии свободного оттока воды не происходит миграции её к фронту промерзания, а наблюдается отжатие. Из крупнозернистых грунтов вода мигрирует в более дисперсные.

Миграция влаги в СМГ происходит под влиянием различных сил, которые определяют преимущественное значение того или иного механизма переноса влаги. Главнейшими из них являются силы упругости

водяного пара; капиллярные силы поровой воды; внешнее и внутреннее давление, включая вакуум; осмотические силы; силы кристаллизации льда; адсорбционные силы органоминерального скелета грунта и льда.

Существует также точка зрения [38], что утверждение о наличии миграции влаги в мёрзлых грунтах в естественных условиях является всего лишь логическим предположением, а не реальностью. Если бы такая миграция имела место, то в криолитозоне повсеместно происходили бы непрерывное повышение льдистости верхних горизонтов вечномёрзлых грунтов, поднятие земной поверхности, образовывались бы мощные шпильки льда. Однако натурные наблюдения этого не подтверждают.

Анализ динамики криологических процессов показывает, что в течение зимнего периода физико-механические свойства сезонно-мёрзлого слоя претерпевают значительные изменения. В тех случаях, когда при взрывании сезонномёрзлых грунтов не учитываются процессы, происходящие в мёрзлом слое, эффективность взрывных работ значительно падает. Особенно это касается взрывов на рыхление [38].

Согласно работе ряда авторов [39], при понижении температуры в диапазоне от 0 до  $-20$  °С происходит повышение временной прочности мёрзлого грунта (на сжатие, разрыв, сдвиг) с затухающей интенсивностью. Это происходит за счёт увеличения прочности льда, вязкости незамёрзшей воды и её дальнейшей кристаллизации с преобразованием строения мёрзлого грунта.

Максимальное сопротивление разрушению взрывом мёрзлых глинистых грунтов естественной влажности находится в зоне отрицательных температур  $-1 \div -3$  °С, когда при наличии значительной вязкости повышается прочность, обусловленная усилением структурных связей грунта за счёт сцепления льда. С повышением хрупкости при понижении температуры сопротивляемость разрушению снижается [40-41]. Также важной особенностью мёрзлых пород являются ярко выраженные реологические свойства. Мгновенная прочность мёрзлой породы (оказывающая основное влияние на разрушение породы взрывом) гораздо выше длительной прочности [42].

Описанные явления имеют место в той или иной мере при ведении взрывных работ. Однако в методических подходах к определению параметров БВР указанные особенности сложно учесть ввиду их бесконечного многообразия, поэтому в научно-технической литературе



особенности мёрзлых грунтов учитываются увеличением удельного расхода ВВ на 15-20 % [38-43].

Сезонное промерзание грунтов является комплексным природным процессом и связано со всеми компонентами среды, геологическими условиями, зависит от них и в то же время оказывает на них заметное влияние. Характер и динамика криогенных процессов в СМГ определяются, с одной стороны, зональными и региональными условиями (климатом, геологическим строением), а с другой – местными факторами (составом грунтов, их влажностью, геоморфологическим строением, снежным и растительным покровом). Поэтому для процесса промерзания грунтов характерны ритмичность и динамичность проявления как во времени, так и в пространстве.

## 4. ПАРАМЕТРЫ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Сложность и недостаточная изученность процессов, происходящих в мёрзлых грунтах, затрудняет прогнозирование состояния массива [38-43], что негативно отражается на планировании процесса обуривания выемочных блоков. Ввиду рыхлого состояния грунтов стенки скважин могут разрушаться, буровая полость засыпаться и, соответственно, возникает значительное количество брака по бурению скважин. В этом случае требуются специальные мероприятия по поддержке пробуренных скважин в приемлемом состоянии до их зарядания. В указанных условиях производство буровых работ необходимо осуществлять таким образом, чтобы при маневрировании бурового станка не было наездов на края устьев скважин или на сами скважины. Габариты бурового станка должны быть соизмеримы с расстояниями между скважинами, чтобы производить обычные манёвры.

Повышение интенсивности буровых работ предполагает совершенствование мобильности буровых станков, в том числе автономных с дизельным приводом. Дизельные станки чрезвычайно мобильны, однако, в отличие от электрических станков, как правило, не в состоянии работать при температуре ниже  $-30^{\circ}\text{C}$  из-за особенностей конструкции. Поэтому при интенсивной разработке месторождения наиболее целесообразно иметь разные станки – и дизельные, и электрические. Мобильность электрических станков в холодные периоды можно увеличить за счёт применения при переездах мощного дизель-генератора, установленного на самоходном шасси.

Расположение станка под высокими уступами должно осуществляться таким образом, чтобы в случае обвала камни не прилетали прямо в кабину машиниста. Поэтому применение конкретного бурового оборудования должно удовлетворять требованиям безопасности либо технологической схемой его применения, либо иметь дистанционное управление на безопасном расстоянии. Также может быть применено оборудование с нестандартным местом расположения кабины. В любом случае для увеличения возможностей принятия технологических решений в разные периоды времени целесообразно иметь буровые станки с разными местами расположения кабины машиниста.

Как отмечалось выше, в северных районах, как правило, отсутствует развитая инфраструктура, что усложняет обслуживание и ремонт любой техники, тем более тяжёлого бурового оборудования. Поэтому определяющим критерием выбора бурового станка, является его надёжность и возможность обеспечения стабильной работы (комплектующие, инструмент, сервисное обслуживание).

Особенность интенсивной разработки месторождения подразумевает соответствующую организацию буровых работ, нацеленную на снижение простоев оборудования до рационального минимума. В условиях Севера к задачам организации процесса добавляются обеспечение работы при выходе из строя части оборудования при низких температурах, а также обеспечение сохранности пробуренных скважин до их заряжания.

В условиях повышенной интенсивности как никогда требуется нормирование бурения технологических скважин. Необходимо хорошо представлять, какова производительность бурового станка в тех или иных условиях и, соответственно, знать, какой станок в конкретных условиях нужен. В СССР нормирование буровых работ осуществлялось согласно Единым нормам выработки [44], где главной характеристикой процесса в тех или иных условиях являлась механическая скорость бурения. В принципе подход представляется верным, потому как нет другого показателя, более точно характеризующего процесс. Однако в те времена ассортимент бурового оборудования составлял всего около десяти моделей в лучшем случае, а то и менее пяти, а сегодня ассортимент только шарошечных буровых станков насчитывает более ста наименований. В этих условиях нормирование на первый взгляд может показаться бесперспективным и маловероятным, так как станки модернизируются, и раз в несколько лет выпускаются новые модели. Однако при проектировании предприятия необходимо как-то выбирать оборудование и формировать схему механизации, поэтому данный вопрос так или иначе всё же требует решения. Ниже представлен подход к нормированию шарошечного бурения в современных условиях. Выбор станка в нижеуказанной расчётной схеме осуществляется по массе и требуемым силовым характеристикам. При известной крепости пород выбирается требуемая производительность и устанавливаются необходимые силовые характеристики и диаметр скважин, согласно которым потом и подбирается соответствующая марка на рынке.

Принимая во внимание широкий ассортимент бурового оборудования, выбор модели бурового станка целесообразно проводить на основе предполагаемой механической скорости бурения [44] в породах той или иной крепости.

Приближённый расчёт производительности станков шарошечного бурения рекомендуется производить в следующем порядке [45]:

$$v_{\Gamma} = \frac{P_o n^{0,8}}{\Pi_{\sigma}^{1,6} D}, \text{ м/ч}, \quad (4.1)$$

где  $v_{\Gamma}$  – механическая скорость бурения, м/ч;

$P_o$  – осевое усилие, кН;

$n$  – частота вращения, мин<sup>-1</sup>;

$\Pi_{\sigma}$  – показатель трудности бурения по Ржевскому В.В.;

$D$  – диаметр долота, см.

Показатель трудности бурения по Ржевскому В.В. выражается через физико-механические свойства горных пород [46-47]:

$$\Pi_{\sigma} = 0,07 (\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + 10\gamma), \quad (4.2)$$

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

$\sigma_{сд}$  – предел прочности породы на сдвиг, МПа;

$\gamma$  – плотность горной массы, т/м<sup>3</sup>.

Показатель трудности бурения связан с коэффициентом крепости пород. В численном выражении коэффициент крепости ниже на 3-10 %, поэтому для приближённых расчётов вполне можно принимать:  $\Pi_{\sigma} \approx 0,95 f$ .

Сменная производительность бурового станка рассчитывается по формуле

$$A^{см} = \frac{T_{см} - (T_{пз} + T_p)}{v_{\Gamma}^{-1} + T_b}, \text{ м/смену}, \quad (4.3)$$

где  $T_{см}$  – продолжительность смены, ч;

$T_{пз}$  – затраты времени на подготовительно-заключительные операции в течение смены, ч;

$T_p$  – затраты времени на ремонты в течение смены, ч;

$T_b$  – удельные затраты времени на вспомогательные операции в течение смены на метр скважины, ч;

$v_{\Gamma}$  – механическая скорость бурения, м/ч.

Годовая производительность бурового станка

$$A^Г = A^{см} n_{см} n_c, \text{ м/ГОД}, \quad (4.4)$$

где  $n_{см}$  – число смен в сутки ( $2\div 3$ );

$n_c$  – число рабочих дней станка в году ( $230\div 300$ ).

В таблицах 4.1-4.3 представлены расчётные значения механической скорости бурения в зависимости от силовых параметров буровых станков при разной крепости пород. Силовые параметры разделены, в том числе в зависимости от массы бурового станка, которая определяет его габариты. В таблице 4.1 – станки массой до 50 тонн, в таблице 4.2 – станки массой от 50 до 90 тонн, в таблице 4.3 – сверхтяжёлые станки с массой от 100 до 180 тонн.

Таблица 4.1 – Механическая скорость шарошечного бурения станками, имеющими массу до 50 тонн, м/ч

Коэффициент крепости горной породы	Осевое усилие 130 – 150 кН					
	Частота вращения					
	60 – 100 об/мин			100 – 160 об/мин		
	диаметр, мм			диаметр, мм		
	Ø100–200	Ø200–250	Ø250–270	Ø100–200	Ø200–250	Ø250–270
2	125,3 – 83,1	83,1 – 66,4	66,4 – 61,5	130,0 – 114,9	114,9 – 98,1	98,1 – 90,8
3	78,9 – 43,4	43,4 – 34,7	34,7 – 32,2	112,0 – 64,1	64,1 – 51,3	51,3 – 47,5
4	49,8 – 27,4	27,4 – 21,9	21,9 – 20,3	73,0 – 40,4	40,4 – 32,3	32,2 – 29,9
5	34,9 – 19,2	19,2 – 15,3	15,3 – 14,2	51,0 – 28,3	28,3 – 22,6	22,6 – 21,0
6	26,0 – 14,3	14,3 – 11,5	11,5 – 10,6	38,0 – 21,1	21,1 – 16,9	16,9 – 15,7

Коэф- фициент крепости горной породы	Осевое усилие 130 – 150 кН					
	Частота вращения					
	60 – 100 об/мин			100 – 160 об/мин		
	диаметр, мм			диаметр, мм		
	Ø100 – 200	Ø200 – 250	Ø250 – 270	Ø100 – 200	Ø200 – 250	Ø250 – 270
7	20,3 – 11,2	11,2 – 9,0	9,0 – 8,3	30,0 – 16,5	16,5 – 13,2	13,2 – 12,2
8	16,4 – 9,0	9,0 – 7,2	7,2 – 6,7	24,0 – 13,3	13,3 – 10,7	10,7 – 9,9
9	13,6 – 7,5	7,5 – 6,0	6,0 – 5,5	20,0 – 11,0	11,0 – 8,8	8,8 – 8,2
10	11,5 – 6,3	6,3 – 5,1	5,1 – 4,7	17,0 – 9,3	9,3 – 7,5	7,5 – 6,9
11	9,9 – 5,4	5,4 – 4,3	4,3 – 4,0	14,0 – 8,0	8,0 – 6,4	6,4 – 5,9
12	8,6 – 4,7	4,7 – 3,8	3,8 – 3,5	12,0 – 7,0	7,0 – 5,6	5,6 – 5,2
13	7,6 – 4,2	4,2 – 3,3	3,3 – 3,1	11,0 – 6,1	6,1 – 4,9	4,9 – 4,5
14	6,7 – 3,7	3,7 – 3,0	3,0 – 2,7	9,0 – 5,4	5,4 – 4,4	4,4 – 4,0
15	6,0 – 3,3	3,3 – 2,6	2,6 – 2,4	8,0 – 4,9	4,9 – 3,9	3,9 – 3,6
16	5,4 – 3,0	3,0 – 2,4	2,4 – 2,2	8,0 – 4,4	4,4 – 3,5	3,5 – 3,3
17	4,9 – 2,7	2,7 – 2,2	2,2 – 2,0	7,0 – 4,0	4,0 – 3,2	3,2 – 3,0
18	4,5 – 2,5	2,5 – 2,0	2,0 – 1,8	6,0 – 3,6	3,6 – 2,9	2,9 – 2,7
19	4,1 – 2,3	2,3 – 1,8	1,8 – 1,7	6,0 – 3,3	3,3 – 2,7	2,7 – 2,5
20	3,8 – 2,1	2,1 – 1,7	1,7 – 1,5	5,0 – 3,1	3,1 – 2,5	2,5 – 2,3

Продолжение табл. 4.1

Коэф- фициент крепости горной породы	Осевое усилие 150 – 250 кН					
	Частота вращения					
	60 – 100 об/мин			100 – 160 об/мин		
	диаметр, мм			диаметр, мм		
	Ø100–200	Ø200–250	Ø250–270	Ø100–200	Ø200–250	Ø250–270
2	129,9 – 108,5	108,5 – 92,8	92,8 – 87,6	130,0 – 126,2	126,2 – 119,0	119,0 – 115,0
3	105,3 – 62,0	62,0 – 49,6	49,6 – 45,9	125,3 – 90,6	90,6 – 73,2	73,2 – 67,8
4	71,2 – 39,1	39,1 – 31,3	31,3 – 29,0	100,7 – 57,8	57,8 – 46,2	46,2 – 42,8
5	49,8 – 27,4	27,4 – 21,9	21,9 – 20,3	73,5 – 40,4	40,4 – 32,3	32,3 – 29,9
6	37,2 – 20,5	20,5 – 16,4	16,4 – 15,2	54,9 – 30,2	30,2 – 24,2	24,2 – 22,4
7	29,1 – 16,0	16,0 – 12,8	12,8 – 11,8	42,9 – 23,6	23,6 – 18,9	18,9 – 17,5
8	23,5 – 12,9	12,9 – 10,3	10,3 – 9,6	34,6 – 19,1	19,1 – 15,2	15,2 – 14,1
9	19,4 – 10,7	10,7 – 8,6	8,6 – 7,9	28,7 – 15,8	15,8 – 12,6	12,6 – 11,7
10	16,4 – 9,0	9,0 – 7,2	7,2 – 6,7	24,2 – 13,3	13,3 – 10,7	10,7 – 9,9
11	14,1 – 7,8	7,8 – 6,2	6,2 – 5,7	20,8 – 11,4	11,4 – 9,2	9,2 – 8,5
12	12,3 – 6,7	6,7 – 5,4	5,4 – 5,0	18,1 – 10,0	10,0 – 8,0	8,0 – 7,4
13	10,8 – 5,9	5,9 – 4,7	4,7 – 4,4	15,9 – 8,8	8,8 – 7,0	7,0 – 6,5
14	9,6 – 5,3	5,3 – 4,2	4,2 – 3,9	14,1 – 7,8	7,8 – 6,2	6,2 – 5,8
15	8,6 – 4,7	4,7 – 3,8	3,8 – 3,5	12,7 – 7,0	7,0 – 5,6	5,6 – 5,2
16	7,7 – 4,3	4,3 – 3,4	3,4 – 3,2	11,4 – 6,3	6,3 – 5,0	5,0 – 4,7
17	7,0 – 3,9	3,9 – 3,1	3,1 – 2,9	10,4 – 5,7	5,7 – 4,6	4,6 – 4,2
18	6,4 – 3,5	3,5 – 2,8	2,8 – 2,6	9,5 – 5,2	5,2 – 4,2	4,2 – 3,9
19	5,9 – 3,2	3,2 – 2,6	2,6 – 2,4	8,7 – 4,8	4,8 – 3,8	3,8 – 3,5
20	5,4 – 3,0	3,0 – 2,4	2,4 – 2,2	8,0 – 4,4	4,4 – 3,5	3,5 – 3,3

Коэф- фициент крепости горной породы	Осевое усилие 250 – 270 кН					
	Частота вращения					
	60 – 100 об/мин			100 – 160 об/мин		
	диаметр, мм			диаметр, мм		
	Ø100–200	Ø200–250	Ø250–270	Ø100–200	Ø200–250	Ø250–270
2	130,0 – 126,6	126,6 – 114,3	114,3 – 110,6	130,0	130,0	130,0
3	123,5 – 80,6	80,6 – 64,5	64,5 – 59,7	130,0 – 113,4	113,4 – 95,2	95,2 – 88,1
4	92,5 – 50,9	50,9 – 40,7	40,7 – 37,7	120,6 – 75,1	75,1 – 60,1	60,1 – 55,6
5	64,7 – 35,6	35,6 – 28,5	28,5 – 26,4	95,5 – 52,5	52,5 – 42,0	42,0 – 38,9
6	48,4 – 26,6	26,6 – 21,3	21,3 – 19,7	71,4 – 39,2	39,2 – 31,4	31,4 – 29,1
7	37,8 – 20,8	20,8 – 16,6	16,6 – 15,4	55,8 – 30,7	30,7 – 24,5	24,5 – 22,7
8	30,5 – 16,8	16,8 – 13,4	13,4 – 12,4	45,0 – 24,8	24,8 – 19,8	19,8 – 18,3
9	25,3 – 13,9	13,9 – 11,1	11,1 – 10,3	37,3 – 20,5	20,5 – 16,4	16,4 – 15,2
10	21,4 – 11,7	11,7 – 9,4	9,4 – 8,7	31,5 – 17,3	17,3 – 13,9	13,9 – 12,8
11	18,3 – 10,1	10,1 – 8,1	8,1 – 7,5	27,1 – 14,9	14,9 – 11,9	11,9 – 11,0
12	16,0 – 8,8	8,8 – 7,0	7,0 – 6,5	23,5 – 12,9	12,9 – 10,4	10,4 – 9,6
13	14,0 – 7,7	7,7 – 6,2	6,2 – 5,7	20,7 – 11,4	11,4 – 9,1	9,1 – 8,4
14	12,5 – 6,9	6,9 – 5,5	5,5 – 5,1	18,4 – 10,1	10,1 – 8,1	8,1 – 7,5
15	11,2 – 6,1	6,1 – 4,9	4,9 – 4,5	16,5 – 9,1	9,1 – 7,2	7,2 – 6,7
16	10,1 – 5,5	5,5 – 4,4	4,4 – 4,1	14,9 – 8,2	8,2 – 6,5	6,5 – 6,1
17	9,1 – 5,0	5,0 – 4,0	4,0 – 3,7	13,5 – 7,4	7,4 – 5,9	5,9 – 5,5
18	8,3 – 4,6	4,6 – 3,7	3,7 – 3,4	12,3 – 6,8	6,8 – 5,4	5,4 – 5,0
19	7,6 – 4,2	4,2 – 3,4	3,4 – 3,1	11,3 – 6,2	6,2 – 5,0	5,0 – 4,6
20	7,0 – 3,9	3,9 – 3,1	3,1 – 2,9	10,4 – 5,7	5,7 – 4,6	4,6 – 4,2



Таблица 4.2 – Механическая скорость шарошечного бурения станками, имеющими массу от 50 до 90 тонн, м/ч

Кэф- фициент крепости горной породы	Осевое усилие 200 – 250 кН					
	Частота вращения					
	100 – 160 об/мин			160 – 240 об/мин		
	диаметр, мм			диаметр, мм		
	Ø100 – 200	Ø200 – 250	Ø250 – 270	Ø100 – 200	Ø200 – 250	Ø250 – 270
2	130,0	130,0 – 126,0	126,0 – 123,9	130,0	130,0	130,0
3	117,4 – 101,5	101,5 – 82,4	82,4 – 76,3	130,0 – 124,6	124,6 – 111,4	111,4 – 105,5
4	81,2 – 65,0	65,0 – 52,0	52,0 – 48,1	110,3 – 91,8	91,8 – 73,5	73,5 – 68,0
5	56,8 – 45,5	45,5 – 36,4	36,4 – 33,7	80,3 – 64,2	64,2 – 51,4	51,4 – 47,6
6	42,5 – 34,0	34,0 – 27,2	27,2 – 25,2	60,0 – 48,2	48,2 – 38,4	38,4 – 35,5
7	33,2 – 26,5	26,5 – 21,2	21,2 – 19,7	46,9 – 37,5	37,5 – 30,0	30,0 – 27,8
8	26,8 – 21,4	21,4 – 17,1	17,1 – 15,9	37,9 – 30,3	30,3 – 24,2	24,2 – 22,4
9	22,2 – 17,8	17,8 – 14,2	14,2 – 13,2	31,4 – 25,1	25,1 – 20,1	20,1 – 18,6
10	18,7 – 15,0	15,0 – 12,0	12,0 – 11,1	26,5 – 21,2	21,2 – 17,0	17,0 – 15,7
11	16,1 – 12,9	12,9 – 10,3	10,3 – 9,5	22,7 – 18,2	18,2 – 14,6	14,6 – 13,5
12	14,0 – 11,2	11,2 – 9,0	9,0 – 8,3	19,8 – 15,8	15,8 – 12,7	12,7 – 11,7
13	12,3 – 9,9	9,9 – 7,9	7,9 – 7,3	17,4 – 13,9	13,9 – 11,1	11,1 – 10,3
14	10,9 – 8,8	8,8 – 7,0	7,0 – 6,5	15,5 – 12,4	12,4 – 9,9	9,9 – 9,2
15	9,8 – 7,8	7,8 – 6,3	6,3 – 5,8	13,8 – 11,1	11,1 – 8,9	8,9 – 8,2
16	8,8 – 7,1	7,1 – 5,7	5,7 – 5,2	12,5 – 10,0	10,0 – 8,0	8,0 – 7,4
17	8,0 – 6,4	6,4 – 5,1	5,1 – 4,8	11,3 – 9,1	9,1 – 7,3	7,3 – 6,7
18	7,3 – 5,9	5,9 – 4,7	4,7 – 4,3	10,3 – 8,3	8,3 – 6,6	6,6 – 6,1
19	6,7 – 5,4	5,4 – 4,3	4,3 – 4,0	9,5 – 7,6	7,6 – 6,1	6,1 – 5,6
20	6,2 – 4,9	4,9 – 4,0	4,0 – 3,7	8,7 – 7,0	7,0 – 5,6	5,6 – 5,2

Коэф- фициент крепости горной породы	Осевое усилие 250 – 350 кН					
	Частота вращения					
	100 – 160 об/мин			160 – 240 об/мин		
	диаметр, мм			диаметр, мм		
	Ø100 – 200	Ø200 – 250	Ø250 – 270	Ø100 – 200	Ø200 – 250	Ø250 – 270
2	130,0	130,0	130,0	130,0	130,0	130,0
3	127,7 – 120,8	120,8 – 106,1	106,1 – 99,9	130,0	130,0 – 126,4	126,4 – 123,5
4	105,0 – 86,6	86,6 – 69,3	69,3 – 64,2	125,9 – 114,4	114,4 – 97,5	97,5 – 90,7
5	75,8 – 60,6	60,6 – 48,5	48,5 – 44,9	104,6 – 85,7	85,7 – 68,5	68,5 – 63,5
6	56,6 – 45,3	45,3 – 36,2	36,2 – 33,5	80,0 – 64,0	64,0 – 51,2	51,2 – 47,4
7	44,2 – 35,4	35,4 – 28,3	28,3 – 26,2	62,5 – 50,0	50,0 – 40,0	40,0 – 37,0
8	35,7 – 28,6	28,6 – 22,9	22,9 – 21,2	50,5 – 40,4	40,4 – 32,3	32,3 – 29,9
9	29,6 – 23,7	23,7 – 18,9	18,9 – 17,5	41,8 – 33,4	33,4 – 26,8	26,8 – 24,8
10	25,0 – 20,0	20,0 – 16,0	16,0 – 14,8	35,3 – 28,3	28,3 – 22,6	22,6 – 20,9
11	21,5 – 17,2	17,2 – 13,7	13,7 – 12,7	30,3 – 24,3	24,3 – 19,4	19,4 – 18,0
12	18,7 – 14,9	14,9 – 12,0	12,0 – 11,1	26,4 – 21,1	21,1 – 16,9	16,9 – 15,6
13	16,4 – 13,1	13,1 – 10,5	10,5 – 9,7	23,2 – 18,6	18,6 – 14,9	14,9 – 13,8
14	14,6 – 11,7	11,7 – 9,3	9,3 – 8,6	20,6 – 16,5	16,5 – 13,2	13,2 – 12,2
15	13,1 – 10,5	10,5 – 8,4	8,4 – 7,7	18,5 – 14,8	14,8 – 11,8	11,8 – 10,9
16	11,8 – 9,4	9,4 – 7,5	7,5 – 7,0	16,7 – 13,3	13,3 – 10,7	10,7 – 9,9
17	10,7 – 8,6	8,6 – 6,8	6,8 – 6,3	15,1 – 12,1	12,1 – 9,7	9,7 – 9,0
18	9,8 – 7,8	7,8 – 6,2	6,2 – 5,8	13,8 – 11,0	11,0 – 8,8	8,8 – 8,2
19	9,0 – 7,2	7,2 – 5,7	5,7 – 5,3	12,6 – 10,1	10,1 – 8,1	8,1 – 7,5
20	8,2 – 6,6	6,6 – 5,3	5,3 – 4,9	11,7 – 9,3	9,3 – 7,5	7,5 – 6,9

Кэф- фициент крепости горной породы	Осевое усилие 350 – 400 кН					
	Частота вращения					
	100 – 160 об/мин			160 – 240 об/мин		
	диаметр, мм			диаметр, мм		
	Ø100 – 200	Ø200 – 250	Ø250 – 270	Ø100 – 200	Ø200 – 250	Ø250 – 270
2	130,0	130,0	130,0	130,0	130,0	130,0
3	130,0	130,0 – 120,9	120,9 – 116,7	130,0	130,0	130,0
4	120,1 – 106,6	106,6 – 86,6	86,6 – 80,2	130,0 – 127,5	127,5 – 116,4	116,4 – 110,8
5	94,7 – 75,8	75,8 – 60,6	60,6 – 56,1	121,2 – 106,4	106,4 – 85,7	85,7 – 79,3
6	70,8 – 56,6	56,6 – 45,3	45,3 – 41,9	100,0 – 80,0	80,0 – 64,0	64,0 – 59,2
7	55,3 – 44,2	44,2 – 35,4	35,4 – 32,8	78,1 – 62,5	62,5 – 50,0	50,0 – 46,3
8	44,7 – 35,7	35,7 – 28,6	28,6 – 26,5	63,1 – 50,5	50,5 – 40,4	40,4 – 37,4
9	37,0 – 29,6	29,6 – 23,7	23,7 – 21,9	52,3 – 41,8	41,8 – 33,4	33,4 – 31,0
10	31,2 – 25,0	25,0 – 20,0	20,0 – 18,5	44,2 – 35,3	35,3 – 28,3	28,3 – 26,2
11	26,8 – 21,5	21,5 – 17,2	17,2 – 15,9	37,9 – 30,3	30,3 – 24,3	24,3 – 22,5
12	23,3 – 18,7	18,7 – 14,9	14,9 – 13,8	33,0 – 26,4	26,4 – 21,1	21,1 – 19,5
13	20,5 – 16,4	16,4 – 13,1	13,1 – 12,2	29,0 – 23,2	23,2 – 18,6	18,6 – 17,2
14	18,2 – 14,6	14,6 – 11,7	11,7 – 10,8	25,8 – 20,6	20,6 – 16,5	16,5 – 15,3
15	16,3 – 13,1	13,1 – 10,5	10,5 – 9,7	23,1 – 18,5	18,5 – 14,8	14,8 – 13,7
16	14,7 – 11,8	11,8 – 9,4	9,4 – 8,7	20,8 – 16,7	16,7 – 13,3	13,3 – 12,3
17	13,4 – 10,7	10,7 – 8,6	8,6 – 7,9	18,9 – 15,1	15,1 – 12,1	12,1 – 11,2
18	12,2 – 9,8	9,8 – 7,8	7,8 – 7,2	17,2 – 13,8	13,8 – 11,0	11,0 – 10,2
19	11,2 – 9,0	9,0 – 7,2	7,2 – 6,6	15,8 – 12,6	12,6 – 10,1	10,1 – 9,4
20	10,3 – 8,2	8,2 – 6,6	6,6 – 6,1	14,6 – 11,7	11,7 – 9,3	9,3 – 8,6

Таблица 4.3 – Механическая скорость шарошечного бурения станками, имеющими массу от 100 до 180 тонн, м/ч

Коэф- фициент крепости горной породы	Осевое усилие 350 – 450 кН					
	Частота вращения					
	80 – 120 об/мин			120 – 175 об/мин		
	диаметр, мм			диаметр, мм		
	Ø230 – 320	Ø320 – 400	Ø400 – 560	Ø230 – 320	Ø320 – 400	Ø400 – 560
2	130,0	130,0 – 123,6	123,6 – 100,9	130,0	130,0	130,0 – 123,3
3	119,2 – 92,8	92,8 – 74,3	74,3 – 53,1	130,0 – 118,3	118,3 – 101,1	101,1 – 72,4
4	81,5 – 58,6	58,6 – 46,9	46,9 – 33,5	107,8 – 80,0	80,0 – 64,0	64,0 – 45,7
5	57,0 – 41,0	41,0 – 32,8	32,8 – 23,4	77,9 – 56,0	56,0 – 44,8	44,8 – 32,0
6	42,6 – 30,6	30,6 – 24,5	24,5 – 17,5	58,2 – 41,8	41,8 – 33,5	33,5 – 23,9
7	33,3 – 23,9	23,9 – 19,1	19,1 – 13,7	45,5 – 32,7	32,7 – 26,1	26,1 – 18,7
8	26,9 – 19,3	19,3 – 15,5	15,5 – 11,0	36,7 – 26,4	26,4 – 21,1	21,1 – 15,1
9	22,3 – 16,0	16,0 – 12,8	12,8 – 9,1	30,4 – 21,9	21,9 – 17,5	17,5 – 12,5
10	18,8 – 13,5	13,5 – 10,8	10,8 – 7,7	25,7 – 18,5	18,5 – 14,8	14,8 – 10,6
11	16,2 – 11,6	11,6 – 9,3	9,3 – 6,6	22,1 – 15,9	15,9 – 12,7	12,7 – 9,1
12	14,1 – 10,1	10,1 – 8,1	8,1 – 5,8	19,2 – 13,8	13,8 – 11,0	11,0 – 7,9
13	12,4 – 8,9	8,9 – 7,1	7,1 – 5,1	16,9 – 12,1	12,1 – 9,7	9,7 – 6,9
14	11,0 – 7,9	7,9 – 6,3	6,3 – 4,5	15,0 – 10,8	10,8 – 8,6	8,6 – 6,2
15	9,8 – 7,1	7,1 – 5,7	5,7 – 4,0	13,4 – 9,7	9,7 – 7,7	7,7 – 5,5
16	8,9 – 6,4	6,4 – 5,1	5,1 – 3,6	12,1 – 8,7	8,7 – 7,0	7,0 – 5,0
17	8,1 – 5,8	5,8 – 4,6	4,6 – 3,3	11,0 – 7,9	7,9 – 6,3	6,3 – 4,5
18	7,3 – 5,3	5,3 – 4,2	4,2 – 3,0	10,0 – 7,2	7,1 – 5,8	5,8 – 4,1
19	6,7 – 4,8	4,8 – 3,9	3,9 – 2,8	9,2 – 6,6	6,6 – 5,3	5,3 – 3,8
20	6,2 – 4,5	4,5 – 3,6	3,6 – 2,5	8,5 – 6,1	6,1 – 4,9	4,9 – 3,5

Продолжение табл. 4.3

Коеф- фициент крепости горной породы	Осевое усилие 450 – 550 кН					
	Частота вращения					
	80 – 120 об/мин			120 – 175 об/мин		
	диаметр, мм			диаметр, мм		
	Ø230–320	Ø320–400	Ø400–560	Ø230–320	Ø320–400	Ø400–560
2	130,0	130,0	130,0 – 118,2	130,0	130,0	130,0
3	128,7 – 112,2	112,2 – 92,8	92,8 – 66,3	130,0 – 128,5	128,5 – 118,9	118,9 – 90,5
4	101,9 – 73,2	73,2 – 58,6	58,6 – 41,9	124,1 – 100,0	100,0 – 80,0	80,0 – 57,1
5	71,3 – 51,3	51,3 – 41,0	41,0 – 29,3	97,4 – 70,0	70,0 – 56,0	56,0 – 40,0
6	53,3 – 38,3	38,3 – 30,6	30,6 – 21,9	72,7 – 52,3	52,3 – 41,8	41,8 – 29,9
7	41,6 – 29,9	29,9 – 23,9	23,9 – 17,1	56,8 – 40,8	40,8 – 32,7	32,7 – 23,3
8	33,6 – 24,2	24,2 – 19,3	19,3 – 13,8	45,9 – 33,0	33,0 – 26,4	26,4 – 18,8
9	27,8 – 20,0	20,0 – 16,0	16,0 – 11,4	38,0 – 27,3	27,3 – 21,9	21,9 – 15,6
10	23,5 – 16,9	16,9 – 13,5	13,5 – 9,7	32,1 – 23,1	23,1 – 18,5	18,5 – 13,2
11	20,2 – 14,5	14,5 – 11,6	11,6 – 8,3	27,6 – 19,8	19,8 – 15,9	15,9 – 11,3
12	17,6 – 12,6	12,6 – 10,1	10,1 – 7,2	24,0 – 17,2	17,2 – 13,8	13,8 – 9,9
13	15,5 – 11,1	11,1 – 8,9	8,9 – 6,3	21,1 – 15,2	15,2 – 12,1	12,1 – 8,7
14	13,7 – 9,9	9,9 – 7,9	7,9 – 5,6	18,7 – 13,5	13,5 – 10,8	10,8 – 7,7
15	12,3 – 8,8	8,8 – 7,1	7,1 – 5,0	16,8 – 12,1	12,1 – 9,7	9,7 – 6,9
16	11,1 – 8,0	8,0 – 6,4	6,4 – 4,6	15,1 – 10,9	10,9 – 8,7	8,7 – 6,2
17	10,1 – 7,2	7,2 – 5,8	5,8 – 4,1	13,7 – 9,9	9,9 – 7,9	7,9 – 5,6
18	9,2 – 6,6	6,6 – 5,3	5,3 – 3,8	12,5 – 9,0	9,0 – 7,2	7,2 – 5,1
19	8,4 – 6,1	6,1 – 4,8	4,8 – 3,5	11,5 – 8,3	8,3 – 6,6	6,6 – 4,7
20	7,8 – 5,6	5,6 – 4,5	4,5 – 3,2	10,6 – 7,6	7,6 – 6,1	6,1 – 4,4

Коэф- фициент крепости горной породы	Осевое усилие 550 – 680 кН					
	Частота вращения					
	80 – 120 об/мин			120 – 175 об/мин		
	диаметр, мм			диаметр, мм		
	Ø230 – 320	Ø320 – 400	Ø400 – 560	Ø230 – 320	Ø320 – 400	Ø400 – 560
2	130,0	130,0	130,0 – 126,8	130,0	130,0	130,0
3	130,0 – 124,3	124,3 – 110,1	110,1 – 81,6	130,0	130,0 – 127,1	127,1 – 108,5
4	117,6 – 90,1	90,1 – 72,1	72,1 – 51,5	130,0 – 116,4	116,4 – 98,4	98,4 – 70,3
5	87,7 – 63,0	63,0 – 50,4	50,4 – 36,0	114,2 – 86,1	86,1 – 68,9	68,9 – 49,2
6	65,5 – 47,1	47,1 – 37,7	37,7 – 26,9	89,4 – 64,3	64,3 – 51,4	51,4 – 36,7
7	51,2 – 36,8	36,8 – 29,4	29,4 – 21,0	69,9 – 50,2	50,2 – 40,2	40,2 – 28,7
8	41,3 – 29,7	29,7 – 23,8	23,8 – 17,0	56,4 – 40,6	40,6 – 32,5	32,5 – 23,2
9	34,2 – 24,6	24,6 – 19,7	19,7 – 14,1	46,8 – 33,6	33,6 – 26,9	26,9 – 19,2
10	28,9 – 20,8	20,8 – 16,6	16,6 – 11,9	39,5 – 28,4	28,4 – 22,7	22,7 – 16,2
11	24,8 – 17,9	17,9 – 14,3	14,3 – 10,2	33,9 – 24,4	24,4 – 19,5	19,5 – 13,9
12	21,6 – 15,5	15,5 – 12,4	12,4 – 8,9	29,5 – 21,2	21,2 – 17,0	17,0 – 12,1
13	19,0 – 13,7	13,7 – 10,9	10,9 – 7,8	26,0 – 18,7	18,7 – 14,9	14,9 – 10,7
14	16,9 – 12,1	12,1 – 9,7	9,7 – 6,9	23,1 – 16,6	16,6 – 13,3	13,3 – 9,5
15	15,1 – 10,9	10,9 – 8,7	8,7 – 6,2	20,6 – 14,8	14,8 – 11,9	11,9 – 8,5
16	13,6 – 9,8	9,8 – 7,8	7,8 – 5,6	18,6 – 13,4	13,4 – 10,7	10,7 – 7,6
17	12,4 – 8,9	8,9 – 7,1	7,1 – 5,1	16,9 – 12,1	12,1 – 9,7	9,7 – 6,9
18	11,3 – 8,1	8,1 – 6,5	6,5 – 4,6	15,4 – 11,1	11,1 – 8,9	8,9 – 6,3
19	10,4 – 7,4	7,4 – 6,0	6,0 – 4,3	14,1 – 10,2	10,2 – 8,1	8,1 – 5,8
20	9,5 – 6,9	6,9 – 5,5	5,5 – 3,9	13,0 – 9,4	9,4 – 7,5	7,5 – 5,4

Граничные условия в представленных диапазонах значений выбраны в соответствии с современными предложениями на рынке буровой техники. Учитывая, что буровая техника в условиях рыночных отношений имеет широкий диапазон технических характеристик, важное значение имеют критерии определения необходимых характеристик станка для конкретных условий. Задаваясь необходимой скоростью бурения в породах конкретной крепости, используя данные таблиц 4.1-4.3, можно подобрать необходимые силовые характеристики бурового станка. Меньшее значение скорости бурения в таблицах относится к меньшим значениям осевого усилия, частоты вращения и большим значениям диаметра бурового инструмента.

В целом представленный подход является достаточно универсальным и может быть применён также при нормировании ударно-вращательного бурения. Для этого следует воспользоваться зависимостями, представленными в работе Г.М. Крюкова [48] относительно конкретной конструкции бурового инструмента.

## 5. ПОРЯДОК РАСЧЁТА ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВЗРЫВОВ

Наиболее показателен расчёт параметров БВР по методике Гипроруды [37, 41].

Основой расчёта параметров БВР является величина удельного расхода ВВ и геометрические размеры выемочного блока, подлежащие взрывной отбойке. Первая комплексная задача – разместить необходимое количество ВВ в блоке, в связи с чем выбирается диаметр скважин, расстояние между ними и глубина. Ограничениями в данном случае выступают: по длине скважины – величина перебура и величина забойки, а по расстояниям между скважинами – линия сопротивления по подошве, характеризующая проработку массива между соседними зарядами. В методике Гипроруды указанные ограничения формализуются в следующих выражениях.

Глубина перебура

$$l_{\text{пер}} = d_c K_{\text{пер}}, \text{ м}, \quad (5.1)$$

где  $K_{\text{пер}}$  – коэффициент перебура, зависящий от взрываемости пород (таблица 5.1).

Таблица 5.1 – Значения коэффициента перебура ( $K_{\text{пер}}$ )

Класс взрываемости	I	II	III	IV	V
Коэффициент перебура ( $K_{\text{пер}}$ )	6 – 8	8 – 10	10 – 12	12 – 14	14 – 16

Общая длина скважины:

- вертикальной

$$l_c = H_y + l_{\text{пер}}, \text{ м}, \quad (5.2)$$

- наклонной

$$l_c = \frac{H_y}{\sin \beta} + l_{\text{пер}}, \text{ м}, \quad (5.2)$$

где  $\beta$  – угол наклона скважины, град.



Линия сопротивления по подошве ( $W$ ) определяется в несколько этапов. Максимально допустимая величина по условию качественной обработки подошвы уступа

$$W_{\max} = \frac{30 d_c}{\sqrt{\gamma}} (3 - m), \text{ м}, \quad (5.3)$$

где  $\gamma$  – плотность пород, т/м<sup>3</sup>;

$m$  – коэффициент сближения скважин (таблица 5.2).

Таблица 5.2 – Значения коэффициента относительного сближения

Класс взрываемости пород	Вертикальные скважины	Наклонные скважины
Легковзрываемые	1,1 – 1,2	1,2 – 1,3
Средневзрываемые	1,0 – 1,1	1,1 – 1,2
Трудновзрываемые, весьма трудновзрываемые и исключительно трудновзрываемые	0,85 – 1,0	0,9 – 1,0

Минимально допустимая  $W$  по условиям безопасного размещения бурового оборудования:

- для вертикальных скважин

$$W_{\min} = H_y \operatorname{ctg} \alpha + Z, \text{ м}, \quad (5.4)$$

где  $Z$  – безопасное удаление первого ряда скважин от верхней бровки уступа, равное ширине призмы обрушения, но не менее 2 м (федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности);

$\alpha$  – угол откоса рабочего уступа, град;

- для наклонных скважин

$$W_{\min} = Z, \text{ м}. \quad (5.5)$$

Расчётная величина  $W$  по условию обеспечения рационального качества взорванной горной массы:

- для вертикальных скважин

$$W_p = \sqrt{\frac{K_1 p}{q_{\text{пр}}}}, \text{ м}, \quad (5.6)$$

- для наклонных скважин

$$W_p = \frac{0,9}{\sin \beta} \sqrt{\frac{p}{q_{\text{пр}}}}, \text{ м}, \quad (5.7)$$

$$p = 7,85 d_c^2 \Delta, \text{ кг/м}, \quad (5.8)$$

где  $p$  – вместимость ВВ в 1 м скважины;

$d_c$  – диаметр скважины, дм;

$\Delta$  – плотность заряда в скважине, кг/дм<sup>3</sup>;

$K_1$  – коэффициент, зависящий от класса пород по взрываемости.

Для легко-, средне- и трудно взрывааемых пород  $K_1$  равен, соответственно, 0,65; 0,8; 1,0.

Проверяются условия:

$$W_p < W_{\text{MAX}}, \quad (5.9)$$

$$W_p > W_{\text{MIN}}. \quad (5.10)$$

При соблюдении условий (5.9) и (5.10) принимается  $W = W_p$ . Если не соблюдается условие (5.10), то  $W = W_{\text{MAX}}$ . Если не соблюдается условие (5.10), следует принять либо наклонные, или парно-сближенные скважины, либо скважины увеличенного диаметра, либо выбрать более мощное ВВ и откорректировать ранее выполненные расчёты.

Расстояние между скважинами в ряду определяется по формуле:

$$a = m W, \text{ м}, \quad (5.11)$$

- расстояние между рядами скважин

$$b = a k_c, \text{ м}, \quad (5.12)$$

где  $k_c$  – коэффициент сближения рядов.

Для легко взрывааемых и средневзрывааемых пород  $k_c = 1,0$ ; для трудно взрывааемых пород  $k_c = 0,85$ .

Длина забойки в скважинах

$$l_{\text{заб}} = l_c k_{\text{заб}}, \text{ м}, \quad (5.13)$$

где  $k_{\text{заб}}$  – коэффициент забойки, принимается по таблице 5.3 при условии, что объёма взрывных полостей достаточно для размещения необходимого количества ВВ.

Таблица 5.3 – Значения коэффициента забойки  $k_{\text{заб}}$

Категория трещиноватости пород	I	II	III	IV	V
Коэффициент забойки	0,15 – 0,1	0,2 – 0,25	0,22 – 0,3	0,25 – 0,35	0,3 – 0,4

Второй комплексной задачей является определение параметров развала и соответствующие варианты, а также определение способов достижения расчётных значений.

Ширина развала горной массы от первого ряда скважин

$$B_1 = k_3 k_b k_\beta H_y \sqrt{q_{\text{пр}}}, \quad (5.14)$$

где  $k_3$  – коэффициент дальности отброса горной массы, зависящий от принятого интервала замедления (табл. 5.4);

$H_y$  – высота уступа, м.

Таблица 5.4 – Значения коэффициента дальности отброса горной массы при расчёте ширины развала

Время замедления, мс	0	10	25	50	75 и более
Коэффициент дальности отброса	1,0	0,95	0,9	0,85	0,8

Время замедления может быть ориентировочно рассчитано по выражению

$$\tau = W k_\tau, \text{ мс}, \quad (5.15)$$

где  $k_\tau$  – коэффициент, учитывающий категорию пород по трещиноватости;

$k_b$  – коэффициент, характеризующий взрываемость пород,  $k_b = 2 \div 2,5$ ;  $2,25 \div 3$ ;  $3 \div 3,5$ , соответственно, для трудно-, средне- и легковзрываемых пород;

$k_\beta$  – коэффициент, учитывающий угол наклона скважин ( $\beta$ , град) к горизонту;

$$k_\beta = 1 + 0,5 \sin(90^\circ - \beta). \quad (5.16)$$

Таблица 5.5 – Значения коэффициента трещиноватости

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
$k_{\tau}$	6	5	4	3	1,5 ÷ 0,5

Полная рациональная ширина развала взорванной горной массы, исходя из параметров выемочного оборудования, целого количества экскаваторных заходов по развалу и вида применяемого транспорта, составляет:

- при железнодорожном транспорте

$$B_{\text{рац}} = (2 \div 3) A = (3 \div 5,1) R_{\text{чы}}, \text{ м}, \quad (5.17)$$

- при автотранспорте

$$B_{\text{рац}} = (2 \div 5) A = (2,5 \div 7,5) R_{\text{чы}}, \text{ м}, \quad (5.18)$$

где  $R_{\text{чы}}$  – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м.

По заданной ширине развала количество рядов скважин в блоке определится из соотношения

$$n_p = \frac{B_{\text{рац}} - B_1}{b} + 1. \quad (5.19)$$

Фактическая ширина развала при известном количестве рядов

$$B_{\text{ф}} = B_1 + (n_p - 1)b, \text{ м}. \quad (5.20)$$

Ширина бурового блока

$$B_{\text{вб}} = W + (n_p - 1)b, \text{ м}. \quad (5.21)$$

Средний выход горной массы с 1 погонного метра скважины

$$q_{\text{ГМ}} = \frac{H_y a [(n_p - 1)b + W]}{l_c n_p}, \text{ м}^3/\text{м}. \quad (5.22)$$

При взрывании на подпорную стенку её ширина составит

$$B_{\text{пс}} = k_p W \left( \frac{\sqrt{2 k_{\text{ив}} q_{\text{ГМ}} e E}}{\sigma_{\text{сж}}} \right), \text{ м}, \quad (5.23)$$

где  $k_p$  – коэффициент разрыхления горной массы (1,05 – 1,2);

$W$  – линия сопротивления по подошве, м;

$k_{ив}$  – эмпирический коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы. В зависимости от величины удельного расхода ВВ этот коэффициент колеблется в пределах 0,04 - 0,2;

$e$  – удельная теплота взрыва, Дж/кг;

$E$  – модуль упругости взрываеваемой горной массы, Па;

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

Развал с учётом подпорной стенки

$$B_p = \left( 1 - \frac{(B_{пс})^{3/2} (k_p W + B_{пс.маx})}{(B_{пс.маx})^{3/2} (k_p W + B_{пс})} \right) B_{\phi}, \quad (5.24)$$

где  $B_{пс.маx}$  – предельная ширина подпорной стенки, при которой отсутствует развал горной массы. На основании опытных данных её величина зависит от крепости пород и принята равной:

Коэффициент крепости	17 - 20	10 - 17	4 - 10
Величина $B_{пс.маx}$ , м	45	40	30

При выборе сетки скважин и схем инициирования зарядов необходимо обращать внимание на следующие обстоятельства. Обычно на открытых горных работах применяются квадратные сетки расположения скважин. Они наиболее просты, однако не всегда удовлетворяют требованиям эффективного дробления горной массы. Состояние горного массива на разных месторождениях имеет свои особенности. Поэтому с изучением направления трещин горных пород в границах выемочного блока и с применением шахматного расположения скважин в достаточной мере можно добиться лучших результатов дробления за счёт наиболее рационального наклона линии инициирования зарядов. Применение условно шахматных сеток расположения скважин в выемочных блоках обусловлено созданием рационального направления инициирования зарядов для повышения дробящего действия взрыва.

В настоящее время шахматные сетки расположения скважин в выемочных блоках при ведении взрывных работ применяются достаточно

редко. Несмотря на то, что они в ряде случаев являются достаточно хорошим регулятором эффективного направления отбойки, для улучшения качества подготовки горной массы к выемке в основном используются другие подходы. На это есть несколько причин. Во-первых, бурение по шахматной сетке требует точного позиционирования станка в выемочном блоке, а также четкой последовательности переезда между скважинами. Одновременное несоблюдение указанных условий ведёт к браку по обуриванию блока (расстояния между скважинами не выдерживаются), а также происходит заваливание скважин при переездах. В результате, если квадратная сетка обуривалась с меньшим браком, чем предлагаемая шахматная, то последняя в глазах производителей почти всегда проигрывала, хотя на самом деле эта проблема не технологическая, а организационная.

Значительную работу по успешному внедрению условно шахматного подхода (расположение могло быть несимметрично при обуривании выемочных блоков) провёл ИГД МЧМ СССР [49-55] (ныне ИГД УрО РАН). Определённое развитие получило и соответствующее научно-теоретическое направление. Согласно работе В.М. Сенук [49], при короткозамедленном взрывании, когда смежные заряды в рядах взрываются одновременно, достаточно часто бывает, что взрывного импульса оказывается недостаточно, чтобы трещины вокруг полостей успели развиться до определённых размеров и раздробить массив, «подсекая» более крупные нарушения. Этим, прежде всего, обусловлен значительный выход негабарита. При инициировании взрывной сети необходимо создавать такие условия, при которых заряды либо работают независимо друг от друга, либо сгруппированы на расстояниях, исключающих взаимодействие полей напряжений при соответствующих замедлениях между группами. В первом случае решается вопрос об эффективной величине интервала замедления, подходящего к соответствующей схеме инициирования, которая, в свою очередь, должна обеспечивать снижение вероятности несвоевременного срабатывания зарядов. Во втором случае решается задача взрывания при равномерном распределении энергии зарядов в массиве, что приводит к диагональной схеме с увеличенными расстояниями между одновременно взрывающимися зарядами. На рисунке 3.1 представлена соответствующая иллюстрация [49] для диагональной схемы инициирования с применением детонирующего шнура.

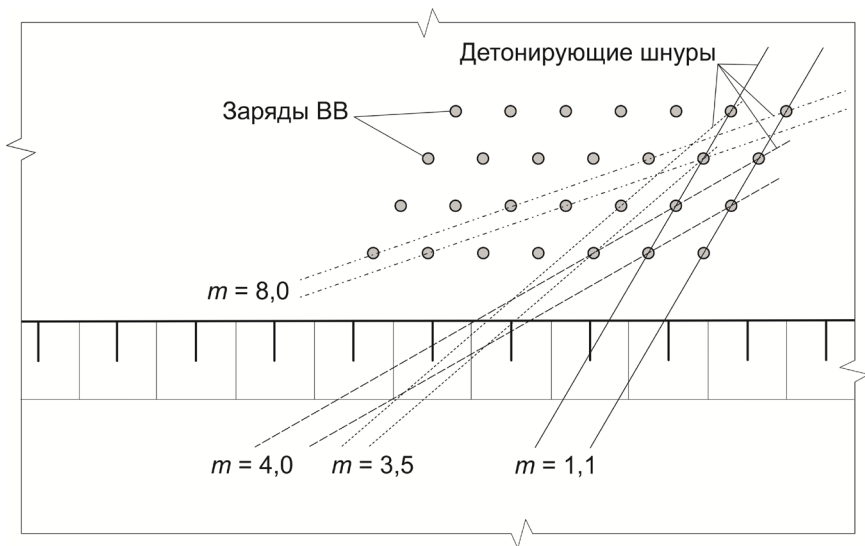


Рисунок 5.1. Изменение коэффициента  $m$  с расстоянием между зарядами в зависимости от наклона диагонали [49]

В зависимости от угла наклона диагонали получаются различные расстояния между одновременно взрывающимися зарядами. Согласно работе ряда авторов [49-52], на разных предприятиях в разных горно-геологических условиях рациональные значения коэффициента  $m$  различны. Связано это, в первую очередь, с физико-механическими свойствами горных пород и их трещиноватостью. Теоретическое объяснение этого в указанных работах основано на модельных представлениях среды, в первом случае – на основе деформирования фотоупругого материала, во втором – на основе взрывания моделей из оргстекла. Несмотря на то, что данный подход подразумевает сравнение развития трещин в оргстекле и напряжений в фотоупругом материале, эти представления достаточно далеки от реального состояния массива горных пород. В первую очередь это связано с тем, что плотность материала модели существенно ниже плотности горных пород. Например, плотность оргстекла  $1,18 \text{ т/м}^3$ , а плотность горных пород в среднем равна  $2,5-3,5 \text{ т/м}^3$ . Отсюда некоторая неопределённость выбора рационального угла диагонали на основе

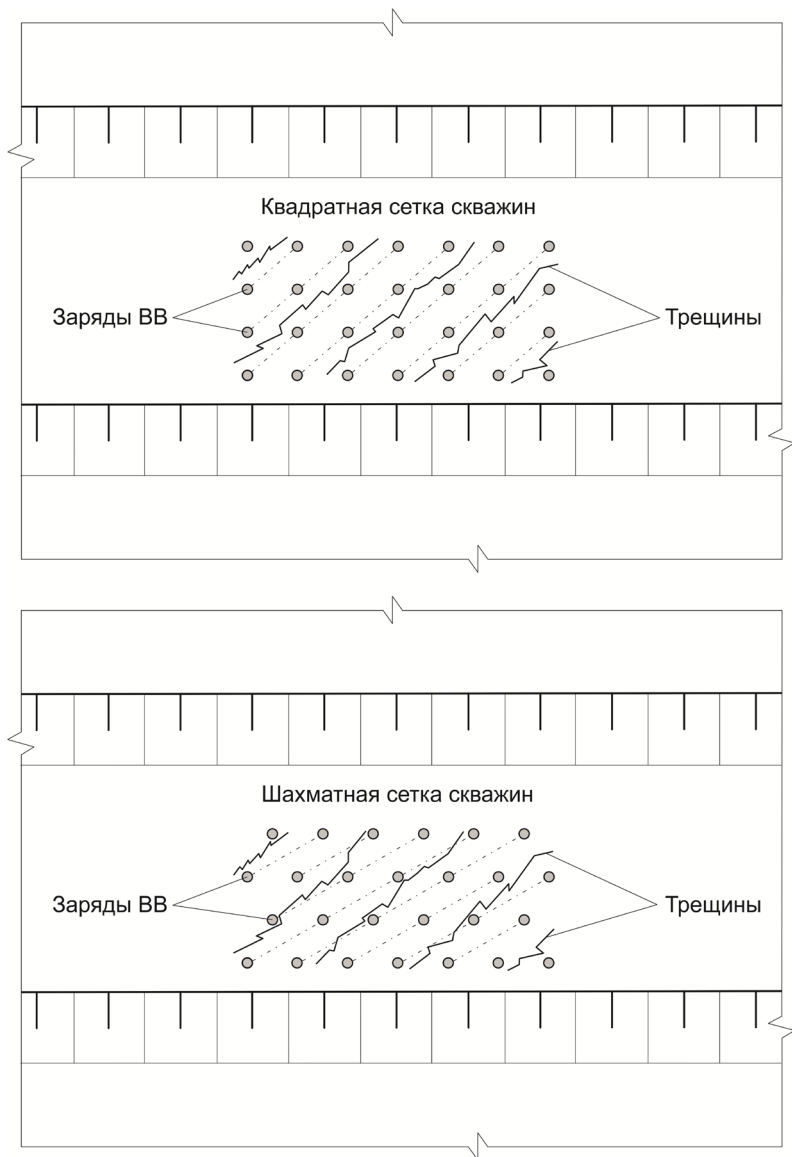


Рисунок 5.2. Условие изменения угла наклона диагонали и переход от одной сетки скважин к другой



модельных представлений. С другой стороны, сам принцип изменения угла наклона диагонали для улучшения дробления представляет особый интерес, если известно развитие трещин в границах выемочного блока. В этом случае наклон диагонали определяется возможностью инициирования зарядов максимально вкрест развития трещин. Также рациональный наклон диагонали может быть критерием перехода от квадратной сетки к шахматной, как показано на рисунке 5.2.

Из рисунка 5.2 видно, что изменение направления инициирования зарядов необходимо осуществлять максимально в крест развития трещин. В противном случае основная часть энергии взрыва по этим трещинам будет просто уходить, способствуя их раскрытию, межблочным подвижкам, сейсмическому эффекту, но не дроблению горных пород. Поэтому выбор той или иной схемы, сетки и направления инициирования необходимо сопоставлять с трещинной структурой горного массива, которая самым существенным образом определяет результаты разрушения горных пород.

Применение условно шахматных сеток расположения скважин в выемочных блоках обусловлено обеспечением рационального направления инициирования зарядов. Выше рассмотрены вопросы диагонального инициирования, хотя шахматное расположение скважин может быть применено и при других схемах, определяемых в зависимости от горно-технических условий производства взрывных работ.

При выборе схемы следует обращать особое внимание на характеристики средств инициирования, применяемые в конкретных условиях. На действующих глубоких карьерах неуклонно растут требования к параметрам развала горной массы и к уменьшению сейсмического эффекта взрыва. При этом возникают определённые сложности с выбором схем взрывания. Связано это с тем, что средства инициирования имеют определённую погрешность по замедлению срабатывания и чем больше установленное производителем время замедления при фиксированной норме погрешности, тем больше и сама погрешность. Для того, чтобы не было подбоя скважин, замедление в скважинном боевике делается достаточно большим – 500 мс (за это время импульс доходит, как правило, до всех боевиков в сети). При погрешности срабатывания  $\Delta = 9\%$  от 500 мс время срабатывания составит  $\pm 45$  мс. Указанное время сопоставимо с замедлением между зарядами по поверхности (25, 42, 67 мс и другие). Следовательно, фактическое количество скважин, сработавших одновре-

менно в ступени замедления может не соответствовать расчётному значению. В связи с этим может увеличиться негативный сейсмический эффект взрыва, а также ухудшиться качество подготовки горной массы к выемке. Решение указанной проблемы представляется в применении достаточно простых врубовых схем взрывания, а также в подборе преимущественно малых замедлений между зарядами по поверхности (25, 42 мс). Данные схемы являются достаточно эффективными в случае интенсивной разности бортов карьера, где применяется автомобильный транспорт.

Современное состояние разработки кимберлитовых трубок следующее. Нерабочие уступы имеют высоту 45-60 м. При отстройке бортов используют сочетание крутонаклонных [56] и горизонтальных берм, а транспортные коммуникации по нерабочим бортам на 60-80 % представлены системой встречных съездов, в том числе с однополосным движением автотранспорта [57]. Трубки разрабатываются карьерами с промежуточными контурами. Средняя ширина рабочих площадок на вскрышных и добычных уступах составляет 40-60 м [57]. В перечисленных условиях горные работы ведутся достаточно интенсивно. Взорванная горная масса отгружается в течение одной-двух смен. В условиях ограниченной ширины рабочих площадок целесообразно применять схемы инициирования, позволяющие максимально сократить разброс породы (например, врубовые схемы). Если параметры рабочей зоны позволяют осуществлять сброс, то могут применяться порядные и диагональные схемы.

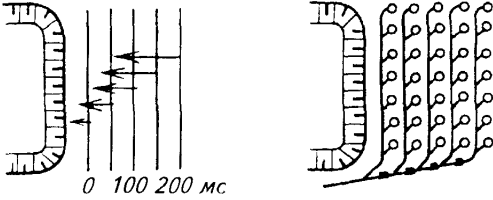
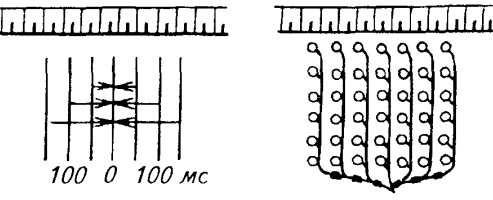
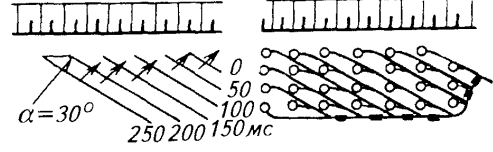
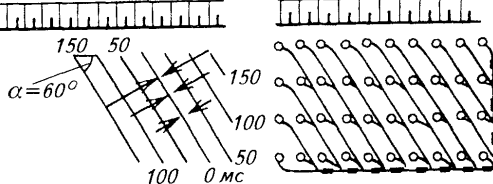
В таблице 5.7 приведены основные схемы короткозамедленного взрывания, согласно работе К.Н. Трубецкого и др. [58]. Определение конкретной схемы инициирования и времени соответствующего замедления между зарядами производится отдельно для конкретных условий производства буровзрывных работ в конкретном карьере.

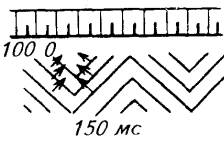
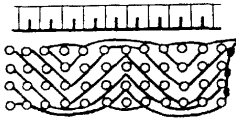
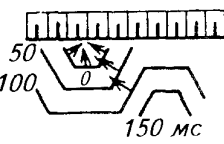
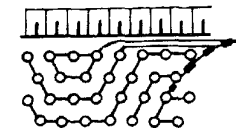
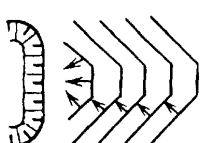
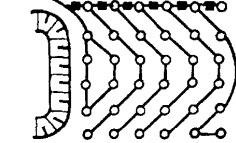
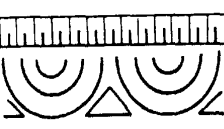
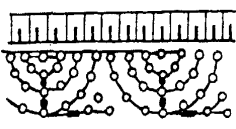
В качестве общих принципов определения рациональной схемы инициирования зарядов можно отметить следующие:

- направления инициирования должны пересекать естественные трещины вкрест их распространения, чтобы качество дробления было на высоком уровне;
- замедления по поверхности целесообразно делать минимальными, чтобы не допустить увеличения сейсмического эффекта;
- схема инициирования должна обеспечивать компактный развал в соответствии с параметрами рабочей зоны.

Таблица 5.7 – Основные схемы короткозамедленного взрывания [58]

Группы и варианты схем	Условия применения	Схемы
<b>Продольные</b>		
Порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легко взрываемые породы	
Порядные врубовые	Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, не менее трех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, необходимость уменьшения развала	
	Траншейный забой, легко взрываемые породы	
<b>Поперечные</b>		
Порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, не менее четырех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, откос уступа обнажён во фланге	

	<p>Траншейный забой, подобранный откос уступа, небольшая протяженность взрываемого блока, породы средней и ниже средней взрываемости</p>	
<p>Порядные врубовые</p>	<p>Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, породы средней и ниже средней взрываемости, не менее четырех рядов скважин, необходимость уменьшения развала</p>	
<p>Диагональные</p>		
<p>Порядные последовательные</p>	<p>Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, имеется ограничение по сейсмическому эффекту</p>	
<p>Порядные врубовые</p>	<p>Фронтальный забой, подобранный и неподбранный откосы уступа, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, имеется ограничение по сейсмическому эффекту</p>	

Треуголь- ные	Фронтальный за- бой, подобранный и неподбранный откосы уступа, трудновзрывае- мые породы сложной структуры	<i>Схемы с ломаной и кривой линиями одновременно взрывае- мых зарядов</i>	
	Те же породы, но траншейный забой и подобранный от- кос уступа		
Трапецие- видные	Фронтальный за- бой, подобранный и неподбранный откосы уступа, трудновзрывае- мые породы сложной структуры		
	То же, но траншей- ный забой		
	Фронтальный за- бой, неподбран- ный откос уступа, значительное число скважинных зар- ядов. Трудновзрывае- мые горные породы		

Следующий комплекс задач связан с определением параметров специальных буровзрывных работ. Здесь можно отметить взрывы на рыхление, взрывы в зажатой среде, взрывы на предельном контуре карьера с определением необходимых технических средств. На завершающем этапе определяются зоны воздействия взрывных работ на окружающие объекты, а также безопасные расстояния при производстве взрывов. Информация о б этом содержится в следующих параграфах.

## 6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СМЕСИТЕЛЬНО-ЗАРЯДНЫХ МАШИН

При производстве буровзрывных работ на горных предприятиях широко применяются взрывчатые вещества местного изготовления. Это обусловлено снижением стоимости потребляемых ВВ, безопасностью при обращении с ними и высокой степенью механизации процесса заряжания взрывных полостей. При этом имеется возможность варьировать технические характеристики смесительно-зарядных машин (СЗМ) при изготовлении ВВ в достаточно широком диапазоне значений. Определение необходимых параметров СЗМ для конкретных условий эксплуатации рекомендуется осуществлять согласно методическим рекомендациям, представленным ниже.

Производительность смесительно-зарядных машин для заряжания скважин на карьерах определяется в следующем порядке:

Время рейса зарядной машины

$$t_p = (t_{\text{загр}} + t_{\text{тр}} + t_{\text{разгр}} + t_{\text{зпо}}) \frac{1}{60}, \text{ ч}, \quad (6.1)$$

где  $t_{\text{загр}}$  – время загрузки машины, мин;

$t_{\text{тр}}$  – время транспортирования и обратного хода, мин;

$t_{\text{разгр}}$  – время разгрузки машины, мин;

$t_{\text{зпо}}$  – время на заключительные и подготовительные операции на блоке, мин (для эмульсионных ВВ (ЭВВ) в среднем 7-15 мин, для гранулированных ВВ в среднем 3-5 мин).

$$t_{\text{загр}} = \frac{m_{\text{загр}}}{v_{\text{загр}}}, \text{ мин}, \quad (6.2)$$

где  $m_{\text{загр}}$  – масса загрузки машины, т;

$v_{\text{загр}}$  – скорость загрузки (для эмульсионных ВВ (ЭВВ) в зависимости от особенностей завода-изготовителя компонентов ЭВВ в среднем 0,4-1,5 т/мин, для гранулированных ВВ (ГВВ) в зависимости от особенностей пунктов изготовления или загрузки ВВ в среднем 0,75-2,0 т/мин.

$$t_{\text{тр}} = \frac{2L}{v_{\text{тр}}} 60, \text{ мин}, \quad (6.3)$$

где  $L$  – плечо откатки, км;

$v_{\text{тр}}$  – средняя скорость движения машины (обычно 40 км/ч)

$$t_{\text{разгр}} = t_{\text{зс}} (m_{\text{загр}} / Q_{\text{зар}}) + t_{\text{п}} ((m_{\text{загр}} / Q_{\text{зар}}) - 1), \text{ мин}, \quad (6.4)$$

где  $t_{\text{зс}}$  – время на зарядание одной скважины, мин;

$Q_{\text{зар}}$  – масса заряда в скважине, т;

$t_{\text{п}}$  – время переезда между соседними скважинами, мин (для ЭВВ в зависимости от машины и условий в среднем составляет 3-5 мин, для гранулированных ВВ в среднем 1,5-3,5 мин).

$$t_{\text{зс}} = \frac{Q_{\text{зар}}}{\Pi}, \text{ мин}, \quad (6.5)$$

где  $\Pi$  – производительность машины по заряданию, кг/мин;

$Q_{\text{зар}}$  – масса заряда в скважине, т.

Среднее значение ходок машины в смену

$$n_x = \frac{T_{\text{см}} k_{\text{см}}}{t_p}, \quad (6.6)$$

где  $T_{\text{см}}$  – время смены, ч;

$k_{\text{см}}$  – коэффициент использования сменного времени (в среднем 0,75-0,85);

Сменная производительность машины

$$Q_{\text{см}} = m_{\text{загр}} n_x, \text{ т в смену}. \quad (6.7)$$

Годовая производительность машины

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}} n_{\text{см}}, \text{ т в год}, \quad (6.8)$$

где  $n_{\text{см}}$  – среднее число рабочих смен автомобиля на зарядании скважин в году.

$$n_{\text{см}} = N_{\text{см}} k_{\text{им}}, \quad (6.9)$$

где  $N_{\text{см}}$  – количество смен в году на подготовку взрывов при односменной работе в сутки;

$k_{\text{им}}$  – коэффициент использования машины в году (определяется технологией работ, в среднем составляет 0,65-0,85).

Таким образом, исходя из потребной производительности машины можно определить требуемые параметры грузоподъемности зарядного оборудования и соответствующим образом скорректировать техническое задание на разработку техники для конкретных условий эксплуатации.

## 7. ОСОБЕННОСТИ БВР ПРИ РАЗРАБОТКЕ КАРЬЕРА С ПРОМЕЖУТОЧНЫМИ КОНТУРАМИ

Предпосылкой проектирования карьеров с промежуточными контурами в 60-х годах XX века послужили проблемы с поддержанием необходимого для периода разработки коэффициента вскрыши (отсюда переосмотры проектов на разработку по периодам). В первую очередь это связано с организацией потоков информации на производственном объекте, которая обычно реализуется посредством систем автоматизированного проектирования (САПР). Развитие САПР карьеров в настоящее время позволяет производить оперативную оценку вариантов для принятия решений по развитию горных работ, ускоряет документооборот между службами, то есть придаёт высокую скорость потоку информации между инженерно-техническими работниками предприятия. В большинстве случаев скорость потребления данной информации значительно меньше возможностей потока. Обычно это связано с низкой динамикой горных работ. Несмотря на наличие большого количества вариантов принятия решений, ценность каждого варианта может быть достаточно низкой, потому что свойства объекта разработки в исходных данных усреднены. Получение дополнительных данных и уточнение их в процессе разработки месторождения целесообразно только при интенсивной работе горной техники. Управление развитием рабочей зоны карьера необходимо осуществлять с достаточной интенсивностью, поэтому скорость потребления информации об объекте в управлении должна соответствовать скорости её получения по средствам САПР. В работе В.Е. Богданюк [59] задолго до современного развития САПР карьеров было отмечено, что существенное сглаживание текущих коэффициентов вскрыши по годам достигается ускоренной отработкой месторождения путём регулирования режима горных работ с помощью передового карьера (по своей сути этот способ похож на выделение промежуточного контура карьера, однако отличительной особенностью отработки поля по простиранию является невозобновление горных работ на временном борту). Получается, что интенсивная отработка вытянутых крутопадающих месторождений открывает возможность почти незаметно пройти стрессовые периоды необходимости резкого изменения коэффициента вскрыши [59, 60], при



этом она позволяет увеличить объём потребления информации, получаемой САПР. Следовательно, максимальная эффективность использования САПР может быть достигнута при максимальной интенсивности горных работ. Закономерна также и обратная тенденция.

Применение промежуточных контуров карьера позволяет поддерживать не только высокую интенсивность, но и достаточную эффективность разработки. Помимо сглаживания коэффициента вскрыши, выделение промежуточного контура с последующей его разноской через небольшой промежуток времени (5 лет) позволяет уменьшить коэффициент запаса устойчивости и тем самым кратковременно повысить угол борта. Указанный приём позволяет значительно уменьшить затраты на разработку. С другой стороны, при подходе к конечным контурам карьера необходимо обеспечить уже долговременную устойчивость бортов. В этом случае особого внимания требуют буровзрывные работы в приконтурной зоне.

## 8. ВЛИЯНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТОВ КАРЬЕРА

Сейсмическое действие взрыва является результатом прохождения в грунте волны напряжения в следствие ударной волны, мощность которой зависит от объёма и скорости движения продуктов детонации [3, 13, 17, 32, 41], а также от структуры трещин в горном массиве. Интенсивность колебаний снижается с увеличением расстояния от эпицентра взрыва и исчезает после полного расширения газов и падения давления в газовом облаке до давления окружающей среды. Также интенсивность снижается при отражении волны от поверхности разрыва, как естественной, так и искусственно создаваемой в процессе экранирования взрыва. Расстояния до охраняемых участков или объектов при производстве взрывных работ, как правило, не подлежат изменениям, так как места взрывов определяются технологией работ. В этой связи управление сейсмическим действием взрыва осуществляется преимущественно путём изменения свойств и параметров зарядов ВВ. Объём ПД регулируется изменением массы заряда, скорость ПД – изменением скорости детонации (замена типа ВВ или изменение его состава). При известном расстоянии до охраняемого объекта его сейсмическая защита обеспечивается уменьшением массы одновременно взрываемого ВВ, применением ВВ с более низкой скоростью детонации, создающего пониженное детонационное давление, либо добавлением в заряд тел, увеличивающих турбулентность ПД.

Разработка месторождения глубоким карьером характеризуется тем, что напряжения в окружающих выработку горных породах могут достигать достаточно высоких значений, при которых относительно небольшие динамические нагрузки могут привести к потере устойчивости бортов. Поэтому на глубоких карьерах особое внимание должно уделяться совершенствованию параметров буровзрывных работ, позволяющих уменьшить величину динамической нагрузки от взрыва на законтурный массив. Полностью исключить негативное влияние взрыва на горный массив при производстве БВР невозможно. Однако при осуществлении специальных мероприятий можно уменьшить зону негативного воздействия взрыва, тем самым сохраняя устойчивость бортов карьера.

Главным критерием оценки сейсмического действия взрывов является скорость сейсмических колебаний. Нарастание напряжения в массиве происходит резко, а спад медленно. Именно при спаде возникают гармонические колебания, выражающиеся на большом расстоянии от эпицентра взрыва в виде сейсмических явлений. В ближней зоне взрыва при нарастании напряжений происходит разрушение, а трещинообразование идет с максимальной скоростью. При этом возникают новые толчки преимущественно в вертикальном направлении. На расстоянии от взрыва 100 диаметров заряда их влияние на спад напряжений отсутствует. Поэтому учёт ускорения волны целесообразен лишь при анализе процесса разрушения массива в рамках зоны 100 диаметров заряда. В других случаях это ведет к преувеличению роли короткопериодных колебаний при разработке способов сейсмической защиты охраняемых объектов.

Разработка способов снижения негативного воздействия взрывов для конкретного предприятия, как правило, осуществляется индивидуально. Это связано с тем, что свойства и структура горных пород, а также условия разработки на разных месторождениях существенно различаются. Однако подходы к организации соответствующих мероприятий едины и основываются на исследованиях сейсмического действия взрывов, потому что основное влияние технологических взрывов на устойчивость бортов оказывает распространение в массиве именно сейсмических волн.

Наиболее устойчивый сигнал, характеризующий прохождение сейсмической волны по исследуемым породам достигается при расстоянии от взрыва до точки замеров в диапазоне от 300 до 1000 диаметров заряда. Такие измерения осуществляются для контроля массы ВВ, взрываемой в ступени замедления; уточнения зон трещинообразования и межблочных подвижек массива.

Взрывные работы в карьере необходимо вести таким образом, чтобы скорость сейсмических колебаний пород в законтурном массиве не превышала предельно допустимых по устойчивости значений.

Согласно [41], допустимая скорость смещения массива может быть определена по выражению:

$$v_d = \frac{\sigma_{\text{дин}}}{\gamma C} 2604,1, \text{ м/с}, \quad (8.1)$$

где  $\sigma_{\text{дин}}$  – допустимый динамический предел прочности пород, МПа;  
 $\gamma$  – плотность пород, т/м<sup>3</sup>;  
 $C$  – скорость звука в породе, м/с.

Скорость сейсмических колебаний в зависимости от массы ВВ в ступени и расстояние от взрыва до охраняемого объекта могут быть определены согласно работе С.Н. Жарикова и др. [32] по следующему выражению:

$$v = K \sqrt{\frac{Q}{R^3}}. \quad (8.2)$$

Таким образом, определив допустимую скорость колебаний участка борта (выражение (8.1)) и подставив полученное значение в выражение (8.2), можно определить в зависимости от расстояния допустимую массу ВВ на ступень замедления. С применением таких расчётов можно оптимизировать параметры зарядов ВВ и добиться значительного снижения сейсмического эффекта воздействия взрыва на законтурный массив.

Величины пределов прочности на растяжение для образца и массива пород существенно отличаются (в 5-10 и более раз). Достоверно оценить величину статического и динамического предела прочности массива можно только экспериментально, что невозможно на начальных стадиях проектирования. Ориентировочные значения допустимых скоростей смещений для различных пород приведены в табл. 2.8 (см. параграф 2).

Для повышения точности определения зоны влияния взрыва на состояние массива следует уточнять скорость прохождения по массиву продольных и поперечных волн. Особенно это необходимо при значительном превышении фактических колебаний над расчётными. По значениям прохождения продольных и поперечных волн в грунте, определяются зоны распространения деформационных процессов [17] (выражения (8.3-8.5)).

$$R_{yn} = \frac{\sqrt{C_p}}{10} \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \quad (8.3)$$

$$R_{cd} = \frac{\sqrt{C_s}}{10} \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \quad (8.4)$$

$$R_{\text{тр}} = \sqrt{\frac{C_p}{C_s}} \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \quad (8.5)$$

где  $R_{\text{уп}}$  – радиус упругой зоны, за пределами которой исключено формирование остаточных деформаций среды, м;

$R_{\text{сд}}$  – радиус зоны наибольших сдвиговых деформаций, м;

$R_{\text{тр}}$  – радиус зоны трещинообразования, м;

$C_p$  – скорость продольной волны, м/с;

$C_s$  – скорость поперечной волны, м/с.

Таким образом, сравнение расчётных и экспериментальных данных позволяет вести наблюдение за сейсмоустойчивостью горного массива при ведении взрывных работ и, соответственно, определять в тех или иных условиях степень воздействия технологических взрывов на устойчивость бортов карьера.

При постановке борта в предельное положение расстояния от границы блока до борта достаточно малы, поэтому для снижения сейсмического воздействия взрыва следует применять контурное взрывание.

## 9. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА

В настоящее время большинство карьеров рудных месторождений либо имеют значительную глубину, либо на значительную глубину проектируются. В этой связи напряжения в окружающих выработку горных породах могут достигать достаточно высоких значений, при которых относительно небольшие динамические нагрузки могут привести к потере устойчивости бортов. Поэтому на глубоких карьерах особое внимание должно уделяться совершенствованию параметров буровзрывных работ, позволяющих уменьшить величину динамической нагрузки от взрыва на законтурный массив. Полностью исключить негативное влияние взрыва на горный массив при производстве БВР нельзя. Однако при осуществлении специальных мероприятий возможно уменьшить зону негативного воздействия взрыва, тем самым сохраняя устойчивость бортов карьера. Как в России, так и за рубежом снижение негативного воздействия взрывных работ на устойчивость бортов карьеров в основном достигается путём экранирования участка взрыва от охраняемого массива, изменением массы взрывчатого вещества в ступени замедления, временем замедления между взрывами зарядов в группе. Также возможна смена типа, применяемого ВВ. Разработка способов снижения негативного воздействия взрывов для конкретного предприятия, как правило, осуществляется индивидуально. Это связано с тем, что свойства и структура горных пород, а также условия разработки на разных месторождениях существенно отличаются. Однако подходы к организации соответствующих мероприятий часто бывают достаточно похожи и в совокупности представляют собой специальную технологию производства БВР на предельном контуре карьера.

При производстве контурного взрывания решаются задачи по определению параметров скважинных зарядов, их конструкций и типа ВВ для условий производства работ, а также расстояний между скважинами контурного ряда. Особенностью данного вида взрывных работ является отсутствие свободной поверхности. Следовательно, производство контурного взрывания должно вестись с учётом вероятного трещинообразования от взрыва заряда, так как это влияет на устойчивость борта карьера. При этом следует иметь в виду, что визуальная оценка качества

контурного взрывания по следам скважин довольно часто не является объективной и не гарантирует устойчивости откоса [61]. Это связано с развитием процесса предразрушения пород. Указанный эффект с применением разных ВВ различен [18]. Поэтому применение конкретных взрывчатых веществ в данном случае, должно быть также достаточно обоснованным.

Параметры контурного взрывания можно определить по следующим выражениям.

Давление на стенку скважины [32] (см. параграф 1, формулы (1.1)-(1.3)):

$$P = \frac{r_{\text{зар}}^2}{2r_{\text{скв}}^2} P_{\text{д}}, \text{ МПа,}$$

$$P_{\text{д}} = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{n + 1}, \text{ МПа,}$$

$$P_R = P \left( \frac{r_{\text{скв}}}{R} \right)^{1,5}, \text{ МПа.}$$

Значения давления, рассчитанные по выражению (1.2), как правило, получаются завышенными по сравнению с более точными способами расчёта. Однако в нашем случае имеющаяся точность вполне приемлема.

Для конкретного типа ВВ радиус трещинообразования определяется выражением

$$R_{\text{тр}} = r_{\text{скв}} \sqrt[3]{(P/\sigma_{\text{дин}})^2}, \text{ м.} \quad (9.1)$$

Предельный радиус трещинообразования для различных условий может быть установлен в соответствии с технологией ведения работ. В этом случае появляется возможность путём указанных расчётов подобрать взрывчатое вещество и конструкцию зарядов, обеспечивающие установленный радиус развития трещин. В приближении за допустимый динамический предел прочности пород можно принять статический предел прочности пород на растяжение ( $\sigma_p^m$ ) в массиве, увеличенный на 10 - 30 % [62]. Следует отметить, что значение ( $\sigma_p^o$ ), определённое в образце, существенно отличается от значения в массиве ввиду макронарушений. В массиве ( $\sigma_p^m = \sigma_p^o \cdot \lambda$ ) определяется с учетом коэффициента

структурного ослабления ( $\lambda \approx 0,5 \dots 0,05$ ), при этом большее значение в скобках относится к крепким крупноблочным породам, меньшее к слабым несвязным грунтам.

Вычислив величину давления через каждый метр от заряда и сравнивая с растягивающими напряжениями в массиве, можно определить расстояние, на котором прекратится раскрытие отрезной щели. Данное расстояние является максимально допустимым между скважинами контурного ряда для определённого типа ВВ. На рисунке 9.1 приведена схема к расчёту параметров зарядов отрезной щели, показывающая направленное раскрытие трещины между соседними зарядами. Для этого, согласно свойствам пород и параметрам разрушающего действия зарядов, определяются соответствующие расстояния между скважинами в контурной ленте. Трещина раскрывается как прямым взаимодействием соседних зарядов, так и с применением компенсационной полости между зарядами. На практике второй вариант (на рис. 9.1 – верхний) осуществляется, например, при зарядании скважин контурного ряда через одну, оставляя между заряженными пустую скважину.

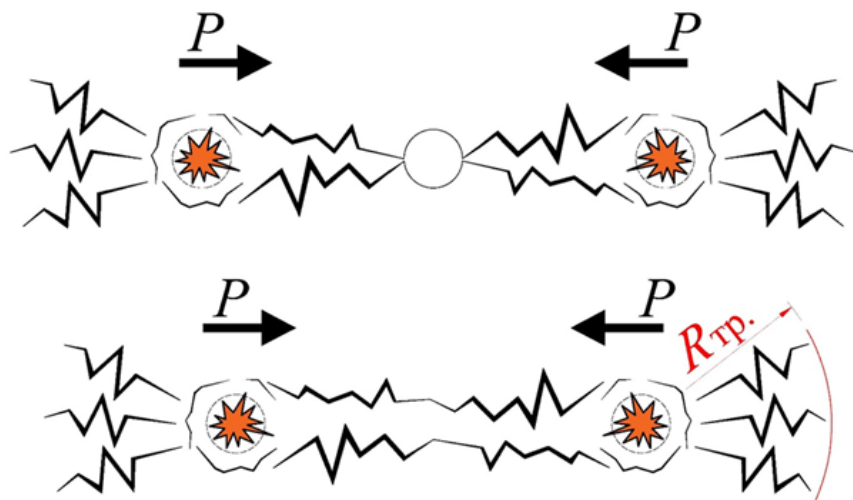


Рисунок 9.1. Схема, поясняющая цель расчёта разрушающего действия зарядов контурного ряда



Представленный способ расчёта позволяет оценить степень влияния технологических взрывов на устойчивость бортов карьера, произвести сравнительный анализ параметров зарядов для конкретных условий и принять соответствующие технические решения по рациональному и безопасному производству буровзрывных работ.

Помимо контурного взрывания могут создаваться дополнительные защитные экраны от взрывных волн. Они могут представлять собой несколько рядов (два-три) скважин с соответствующей либо уменьшенной массой относительно зарядов дробления. Создание около борта буферной зоны, путём взрывания скважин контурного ряда и рядов скважин зарядов дробления, позволяет сделать экран значительной ширины, что существенно может сократить сейсмическое действие взрыва на законтурный массив при подходе взрывных работ к борту ближе 40 м. Инициирование таких зарядов целесообразно под углом к фронту уступа.

В дезинтегрированных породах, там, где стояние контурных скважин проблематично из-за их размыва и осыпания, заоткоску уступов целесообразно производить с опережающим созданием буферной зоны и применением вертикальных скважин переменной глубины. При расчёте параметров заоткоски скважинами переменной глубины необходимо учитывать угол воронки выброса в данных породах. Для этого необходимо знать показатель действия взрыва, который характеризуется отношением радиуса и глубины воронки при взрыве на выброс. Практикой взрывного дела установлено [3], что показатель действия взрыва в различных условиях обычно лежит в пределах  $1,6 \leq n \leq 2,6$ , оптимальное значение для приближённых расчётов можно принимать  $n \approx 2$ , при этом в скальных и полускальных породах, как правило, глубина воронки равна глубине заложения заряда.

При подходе к предельному контуру также могут использоваться переходные блоки с разным диаметром скважин. Данный способ хорошо совмещается с заоткоской скважинами переменной глубины, хотя может быть вполне применим и с контурной лентой. В целом на предельном контуре карьера могут применяться различные комбинации вариантов заоткоски в рамках конкретных технологических решений. Выбор того или иного варианта в каждом конкретном случае зависит от условий разработки месторождения.

## 10. ТРЕБОВАНИЯ К ТЕХНИЧЕСКОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ БВР НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА

Комплекс исследований и разработок в области производства буровзрывных работ на предельном контуре карьера желательно оформлять в виде соответствующей технической документации [63]; она обязательно должна включать:

- результаты геомеханических исследований процессов сдвижения, а также уточнение устойчивых углов погашения бортов;
- результаты исследований сейсмического действия взрывов с определением зон развития деформационных процессов;
- порядок определения параметров буровзрывных работ в приконтурной зоне, в том числе параметры зарядов контурного взрывания, а также правила устройства экранирования массива от взрывов выемочных блоков;
- критерии оценки качества производства буровзрывных работ на предельном контуре;
- методику геолого-маркшейдерского обеспечения БВР на предельном контуре;
- требования безопасности при производстве БВР на предельном контуре.

Геомеханические исследования необходимы для обоснования безопасных углов и высоты нерабочих (погашаемых) уступов. В результате таких исследований оценивается состояние выработки, устойчивость элементов конструкций и уточняется структурное состояние горного массива; предполагаются направления развития сдвижения горных пород и разрабатываются мероприятия по снижению величины и скорости развития деформационных процессов.

Результаты исследования сейсмического действия взрывов необходимы для ограничения количества взрывчатого вещества при отбойке выемочных блоков. Допустимая масса ВВ в ступени замедления определяет специальные приёмы по уменьшению параметров зарядов, а также приёмы экранирования взрыва в приконтурной ленте, в том числе параметры отрезных щелей.

Порядок определения параметров буровзрывных работ в приконтурной зоне выражает комплекс мероприятий по снижению воздействия

технологических взрывов на устойчивость бортов карьера. Данная документация должна быть представлена в виде типового расчёта параметров БВР с обоснованием конструкций зарядов, схем инициирования и правилами постановки уступов в предельное положение.

Качество буровзрывных работ на предельном контуре определяется соответствием параметров создаваемых уступов их проектным значениям. Рекомендуемые критерии оценки качества БВР на предельном контуре следующие.

*Состояние плоскости откоса.* Плоскость откоса должна быть ровной, следы скважин контурного ряда на откосе нерабочего уступа должны быть параллельны. Не должно быть их пересечения или расхождения в районе нижней бровки уступа.

*Правильность срабатывания схемы инициирования* можно приблизительно установить сейсморегистратором на расстоянии 60-250 м от взрыва путём определения массы зарядов, сработавших на одну ступень замедления.

*Эффективность экранирующего эффекта отрезной щели* можно проверить с помощью сейсморегистратора. Для этого прибор устанавливается на расстоянии 3-5 м от щели со стороны борта и фиксируется скорость сейсмических колебаний от взрыва выемочных блоков за щелью. Полученные значения сравниваются со средними значениями скоростей колебаний, установленных на расстоянии 60-250 м от взрывов выемочных блоков в данных породах. При отсутствии снижения сейсмичности требуется установить причину и, возможно, провести дополнительные исследования по разработке соответствующих мер.

*Правильность проектных решений.* Критериями оценки правильности принятых решений являются: степень образования новых трещин, дораскрытие уже существующих трещин, соблюдение проектных параметров откосов уступов, качество буровых работ, качество поверхности откоса уступа. Такой контроль должен осуществляться на базе прямых инструментальных маркшейдерских измерений.

Методика геолого-маркшейдерского обеспечения БВР на предельном контуре заключается в предоставлении информации о физико-механических свойствах пород, геолого-структурных особенностях и гидрогеологии отбиваемого блока, в подготовке графической маркшейдерской документации, в контроле исполнения проекта бурения взрывных скважин

и выдаче результатов окончательной исполнительной съемки взрывных скважин.

Дополнительные требования безопасности при производстве БВР на предельном контуре заключаются в разработке регламентирующей документации по следующим основным пунктам:

- требования к состоянию высокого уступа;
- требования к содержанию технической документации;
- меры безопасности при работе горного оборудования под высокими уступами;
- меры безопасности при движении транспорта;
- меры информационного сопровождения работ в опасной зоне высоких уступов;
- меры по предотвращению разрушения высокого уступа;
- порядок согласования работ, определение ответственных лиц;
- порядок и место хранения технической документации.

Представленный перечень характеризует специфику производства БВР на предельном контуре карьера и устанавливает дополнительные меры контроля за безопасностью работ.

## 11. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВОПРОСЫ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Производственный цикл горнорудного предприятия с открытым способом разработки месторождения характеризуется множеством взаимосвязанных и взаимозависимых технологических процессов (переделов), эффективность каждого из которых определяется, во-первых, соотношением затрат и качества «продукта» на выходе из передела; во-вторых, соответствием качества этого «продукта» оптимальным условиям технологии его переработки в последующем переделе. При этом универсальным показателем, индикатором и критерием эффективности всего производственного цикла считают его интегральную энергоёмкость на единицу конкурентоспособного товарного продукта.

Требования к качеству буровзрывной подготовки горной массы формируются исходя из заданного объема добычи полезного ископаемого и технико-технологического оснащения горного производства. При известных объемах бурения скважин и отбойки горной массы определяют соответствующие условиям виды ВВ и СВ, оборудование для механизированного заряжания скважин и решают комплекс задач по обеспечению качества взрывной отбойки в типовом проекте БВР для конкретных условий разработки. По мере развития и углубления карьера элементы системы разработки могут изменяться. Это касается ширины рабочих площадок, параметров уступов, а также напряжённого состояния приобортового массива, устойчивости уступов и бортов карьера. В связи с этим появляются дополнительные требования к БВР: снижение сейсмического воздействия взрыва на законтурный массив, обеспечение компактного развала и заданного качества дробления, корректировка составов ВВ, конструкций зарядов и схем инициирования.

Рассмотрение перспективных технологических вопросов буровзрывных работ и решение отдельных задач должны учитывать динамику развития горных работ, определяемую на более высоком уровне, и находиться с ней в непосредственной согласии, поскольку только в динамике технические решения могут иметь перспективу, а, следовательно, внедрение и экономический эффект.

Горные работы во времени характеризуются повышением либо снижением интенсивности. При повышении интенсивности усиливается

контроль, при понижении, наоборот, контроль за процессами ослабевает. Этот принцип, кстати, работает не только в горном деле, а в любом промышленном производстве, там, где высокая производительность труда зависит от высокой производственной дисциплины. Поэтому разработка передовых решений по повышению эффективности БВР должна подразумевать повышение интенсивности и управляемости процессами. Только в этом случае внедрение прогрессивных способов, методов и технических средств может иметь перспективу реализации.

### **Изменение параметров взрывного нагружения массива**

В общем виде повышение эффективности дробления горных пород может быть достигнуто за счёт улучшения передачи энергии взрыва окружающей среде без увеличения удельного расхода ВВ. Одно из таких направлений основано на снижении пикового давления путем создания в удлинённых цилиндрических зарядах воздушных промежутков. Положительное их влияние на качество дробления объясняется способностью продуктов взрыва многократно воздействовать на среду. Промежутки оптимальных размеров позволяют передать в среду в 1,5 раза больше энергии, чем при взрыве сплошных зарядов. Это, в свою очередь, даёт возможность в значительной мере сократить при дроблении массива выход как крупнокусковой, так и мелкой фракции [64]. На практике известно, что такие промежутки в случае оптимального сочетания материалов забойки, массива, ВВ и их геометрических размеров обеспечивают лучшее дробление массива горных пород по сравнению со сплошными зарядами [41].

Качественная оценка влияния конструкции заряда с промежутками из пенополистирола на процесс формирования областей разрушения среды выполнена в работе Е.Г. Баранова и др. [64]. Результаты, полученные при опытно-промышленных взрывах на кимберлитовых карьерах, подтвердили положительный эффект от использования комбинированных зарядов с промежутками из пенополистирола и дешёвыми сортами промышленных ВВ, которые способствовали значительному снижению расходов на взрывные работы.

Для современного состояния взрывных работ и методов управления действием взрыва на карьерах кимберлитовых месторождений характерно применение методов, обеспечивающих высокую интенсивность дробления добычного материала. Однако повышение интенсивности

дробления кимберлитов, связанное с приложением более высоких динамических нагрузок, вызывает целый ряд нежелательных явлений, которые можно условно разделить на две группы: технологические и стоимостные. Отличительная особенность первой из них – требование к нижнему и верхнему пределу крупности кусков и прочности дроблёного материала, второй – необходимости сохранения минеральной структуры извлекаемого компонента без значительного снижения стоимостных показателей. Как показывает многолетний опыт добычи и переработки кимберлитов, увеличенный выход переизмельчённой горной массы снижает рентабельность производства в связи с уменьшением выхода ценных сортов продукции. Применение комбинированных скважинных зарядов с прослойками с пенополистиролом позволяет при пониженной скорости приложения нагрузки на массив получить гранулометрический состав с более равномерным распределением кусков и в значительной мере улучшить технологические требования к горной массе и стоимостным показателям продукции.

### **Вопросы крупномасштабной взрывной отбойки**

Крупномасштабные взрывы в промышленности применяются достаточно давно и особенно эффективно при строительстве крупных гидросооружений. На открытых горных работах взрывание больших объёмов горной массы также может применяться при учёте особенностей разработки месторождения и конструкции карьера. Следует отметить, что осуществление крупномасштабной отбойки требует разработки специальных подходов к совершенствованию технологических приёмов производства буровзрывных работ [65-67]. Связано это с тем, что эффективность крупномасштабной отбойки может быть достигнута лишь в достаточно большом карьере как раз к началу переходных процессов изменения динамики развития горных работ. Следовательно, технологию производства крупномасштабных взрывов на карьерах необходимо рассматривать с учетом временных ограничений по выемочным и подготовительным работам. В каждом конкретном случае производство БВР имеет свои особенности, связанные с горно-геологическими и горнотехническими условиями разработки месторождения. Однако можно выделить общий ряд вопросов, решение которых потребует при выборе данного вида отбойки. В таблице 11.1 приведены некоторые вопросы крупномасштабной отбойки и возможность их решения для карьеров криолитозоны.

Таблица 11.1 – Вопросы крупномасштабной отбойки и их решения для карьеров криолитозоны

Вопрос	Комментарий	Возможные решения	Соответствие решений условиям криолитозоны
Сейсмический эффект взрыва	Большая высота отбиваемого яруса увеличивает длину заряда в скважине и, соответственно, массу ВВ на ступень замедления, что увеличивает сейсмическую нагрузку на законтурный массив	Применение конструкций зарядов с уменьшенной массой ВВ. Выбор схем и средств инициирования повышающих точность срабатывания зарядов в ступени замедления	Возможность ограничена, т.к. грунты мёрзлые, имеют малую крепость и дезинтегрированы. Большая вероятность осыпания стенок скважины, проходящей через несколько горизонтов. Для сохранения устойчивости взрывных полостей рекомендуется их обсадка
Строительство транспортных коммуникаций	Большой масштаб отбойки блокирует значительное карьерное пространство, а для организации высокой динамики БВР не должны негативно влиять на скорость развития транспортной системы	Создание масштабных крутонаклонных съездов большой длины. Применение дублирующих систем скользящих съездов для подъезда к развалу с разных сторон	Решение применимо для условий криолитозоны



Продолжение таблицы 11.1

Вопрос	Комментарий	Возможные решения	Соответствие решений условиям криолитозоны
Оконтуривание нерасклеванных участков бортов	Бурение контурных лент осуществляется под наклоном, соответствующим устойчивому углу откоса. Большая высота уступа ведёт к более пологому углу наклона контурных скважин, что ведёт к их частичному или полному осыпанию. В результате, вероятность неполного заряжения скважин в контурной ленте возрастает	Оконтуривание с применением переходных блоков сближенными вертикальными скважинами переменной глубины с рассредоточением зарядов. Обсадка контурных скважин	Решения могут быть осуществлены в условиях криолитозоны, однако значительно увеличатся затраты на заткосных работах
Безопасность работ под высокими уступами	Высокий уступ может разрушаться, что сопровождается сползанием и вывалами пород. В момент развития разрушения уступа отдельные могут свалиться на горное оборудование, попасть и раздавить кабину с людьми. Также при осуществлении передвижки машин с подтягиванием и перецепкой силового кабеля горная масса может обрушиться непосредственно на людей	Применение под высокими уступами горной техники на дизельном приводе. Регламентирование порядка работы техники под высокими уступами в соответствующих инструкциях по процессам. Применение техники на дистанционном управлении со значительным удалением людей	Решения применимы для условий криолитозоны

Вопрос	Комментарий	Возможные решения	Соответствие решений условиям криолитозоны
Выемка увеличенного объёма взорванной горной массы	Большой развал блокирует большое пространство карьера и сокращает возможности по развитию подготовительных работ, что в целом негативно отражается на динамике производства. При этом также уменьшаются возможности и по скорости транспортирования горной массы	Выемка большого развала с нескольких горизонтов и со всех возможных подходов к нему и соответствующая оптимизация и диспетчеризация транспортного потока. Увеличение пропускной способности транспортных коммуникаций для поддержания необходимого грузопотока	Возможность применения ограничена, т.к. при низкой температуре время уборки большого развала может оказаться выше времени смерзания его отдельных участков, что повлечёт за собой дополнительные затраты на повторное дробление мёрзлого грунта

Согласно таблице 11.1, крупномасштабная взрывная отбойка в условиях криолитозоны в принципе может быть применена. Однако, учитывая особенности процессов смерзания и оттаивания грунтов, следует помнить об ограничениях как по горно-геологическим, так и по горно-техническим условиям. При этом отдельные решения, относящиеся в целом к крупномасштабной отбойке, так или иначе осуществляются и зачастую довольно успешно.

Каждый масштаб взрывной отбойки имеет свои затраты. Изменение масштаба в каждом конкретном случае согласуется с экономической целесообразностью ведения соответствующих работ и сильно зависит от динамики развития горных работ в целом. Если технологически целесообразно устроить крупномасштабный взрыв, то, как бы ни было сложно технически, специалисты этот взрыв спроектируют, подготовят и осуществят. Вопрос заключается не в техническом исполнении взрыва, а в технологических решениях, с которыми крупномасштабная взрывная отбойка должна находиться в согласии. Поэтому по существу она подчинена законам формирования рабочей зоны карьера.

## **Разделение пород месторождения по классификационным признакам, их геометризация**

Информационное обеспечение горнодобывающего предприятия охватывает все геоданные, полученные в процессе разведки месторождения и его последующей эксплуатации. При этом составление структурированной базы данных по месторождению и последующее её использование для принятия решений связано с определёнными сложностями, а именно [68]: различной точностью геологических параметров и атрибутивных показателей, разной периодичностью обращения к данным, необходимостью автоматизированного пополнения данных и систематической их корректировкой по мере получения дополнительных сведений. Поэтому единство базы горно-геологических данных реализуется через принципы трансформации, обратной связи и экстраполяции. В этой связи особое значение имеет развитие способов переработки, хранения и извлечения данных из базы с целью их применения для решения технико-экономических задач горного производства. Совокупность указанных способов представляет собой манипулирование горно-геологической информацией (ГГИ) для решения горнотехнических задач. В части буровзрывных работ манипулирование ГГИ имеет особое значение, так как качество взрывной подготовки горной массы к выемке значительно влияет на эффективность последующих технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых. Эффективность использования энергии взрыва зависит от правильного выбора параметров БВР, значения которых определяются на основе информации о прочностных свойствах разрушаемого массива горных пород. Определение этих свойств в границах выемочного блока при проектировании взрыва является одной из главных задач повышения эффективности БВР.

Важным элементом планирования буровзрывных работ является геометризация пород карьера по трещиноватости, буримости и взрываемости, и составление соответствующих технологических карт. Указанный подход даёт возможность путём манипулирования ГГИ иметь удобное для восприятия графическое представление о прочностных свойствах горных пород на разных участках карьерного поля, что позволяет оперативно оценивать состояние горного массива в границах выемочного блока при проектировании взрыва. Общая последовательность составления технологических карт буримости и взрываемости горных пород представлена в виде схемы на рисунке 11.1.

Классификация пород, их разделение на категории и группы осуществляется по главным классификационным признакам. Таким признаком для взрываемости является величина удельного расхода ВВ; для буримости – техническая скорость бурения либо время чистого бурения 1 м.

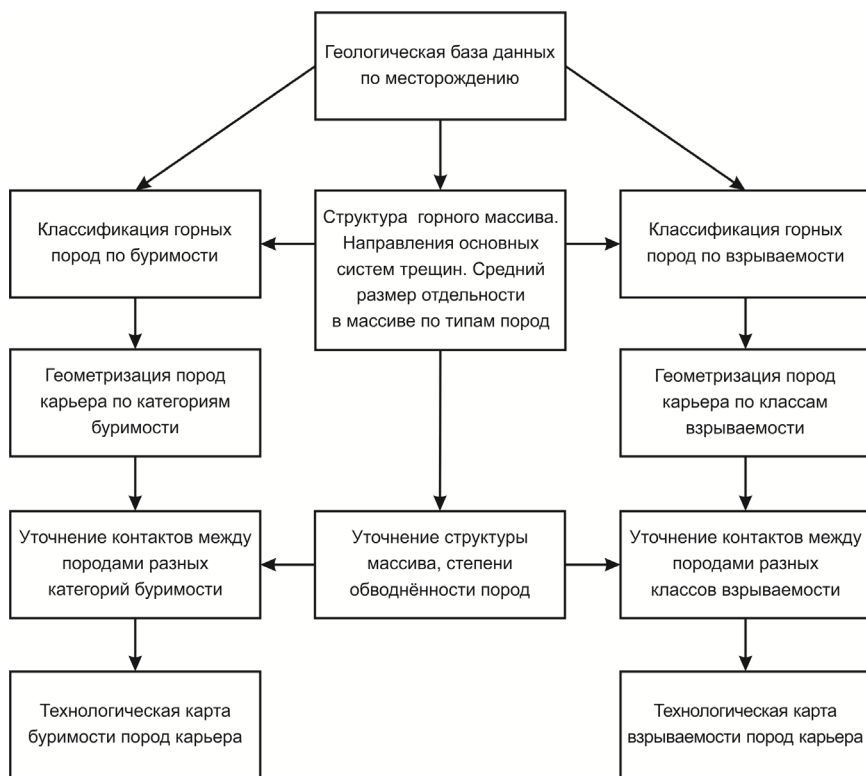


Рисунок 11.1. Схема составления технологических карт буримости и взрываемости горных пород на карьерах

Классификация горных пород конкретного месторождения является условной и временной. Использование известных или разработку новых методик оценки трудности разрушения горных пород при разделении на категории и классы необходимо осуществлять с учётом особенностей конкретного месторождения, выраженных в значениях физико-механических свойств и трещиноватости горного массива.

Изучение трещиноватости и соответствующее районирование горных пород необходимо осуществлять в три стадии:

1) составление прогнозных карт по данным исследования керна при предварительной разведке. Исходная информация предоставляется геологоразведочной организацией;

2) уточнение прогнозных карт на основе данных эксплуатационного разведочного бурения;

3) уточнение границ категорий пород в ходе разработки карьера по наблюдениям за развитием трещинной структуры, а также по результатам геофизических исследований.

Как правило, технологические карты буримости и взрываемости пород составляются в геоинформационной системе. Тогда при имеющейся цифровой модели месторождения появляется возможность оперативно уточнять указанные карты по горизонтам карьера и по выемочным блокам. При этом следует отметить, что в пределах выемочного блока технологическая карта может иметь значительные погрешности ввиду анизотропии свойств горных пород. Поэтому карты буримости и взрываемости по горизонтам периодически должны уточняться, исходя из опыта ведения буровзрывных работ в карьере, а также путём дополнительных исследований.

### **Взаимосвязь между энергетическими характеристиками процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород**

Повышения эффективности буровзрывных работ можно добиться путём снижения закладываемых при проектировании взрывов резервов. При этом информация о свойствах горных пород в границах выемочного блока должна иметь соответствующую достоверность.

Наиболее точно свойства горных пород характеризуются трудностью и энергоёмкостью бурения технологических скважин [41, 69-70]. Однако если буримость и крепость пород по хронометражу бурения может быть определена достаточно точно, то определение взрываемости – большой вопрос. Если по данным бурения нельзя установить, какое количество ВВ заложить в скважины, то такая информация в значительной мере теряет свою ценность, так как расход ВВ не может быть изменён. Этим и обусловлено то, что при производстве БВР параметры процесса бурения скважин не измеряются и не учитываются при корректировочных расчётах.

С другой стороны, затраты на БВР на крупных карьерах доходят до 30 % общих затрат на добычу, при этом ожидается увеличение этого показателя с понижением горных работ. В этой связи требования к БВР неуклонно растут в части сокращения затрат. Следовательно, закладываемые резервы должны снижаться, а для этого буримость и взрываемость пород целесообразно связывать между собой.

Согласно теоретическому описанию взрывных процессов [3, 18], разрушающее действие обусловлено взаимодействием энергии взрыва и окружающей среды, поэтому взрываемость горных пород целесообразно рассматривать с энергетической точки зрения. В настоящее время взрываемость пород характеризуется величиной удельного расхода ВВ. Однако она также может характеризоваться удельной энергией взрыва, которая тесно связана с удельным расходом ВВ:

$$A = q_{\text{пр}} Q_{\text{уд}} = \frac{Q_{\text{уд}} m_{\text{ВВ}}}{V}, \text{ Дж/м}^3, \quad (11.1)$$

где  $q_{\text{пр}}$  – проектный удельный расход ВВ;

$Q_{\text{уд}}$  – удельная теплота взрыва на 1 кг ВВ, МДж/кг;

$m_{\text{ВВ}}$  – масса ВВ, кг;

$V$  – объём взрываваемой горной массы, м<sup>3</sup>.

Согласно С.Н. Жарикову [71], удельная энергия взрыва является достаточно универсальным показателем процесса, который не только характеризует взрываемость массива, но и позволяет установить связь с энергозатратами в смежном процессе, например, таком, как бурение скважин, так как при бурении тоже тратится энергия на разрушение пород. При установлении такой связи появляется возможность по энергозатратам бурения определять удельный расход ВВ. В этом направлении следует отметить результаты, полученные И.А. Тангаевым [69-70]. Он предложил для определения удельного расхода ВВ по данным бурения исследовать взаимосвязь с удельной энергией взрыва следующего энергетического показателя:

$$e = N/v, \quad (11.2)$$

где  $e$  – энергоёмкость шарошечного бурения 1 м скважины, Дж/м;

$N$  – мощность вращателя, кВт;

$v$  – скорость бурения, м/ч.

При сопоставлении указанных энергетических характеристик процессов было установлено [71], что связь между ними достаточно устойчивая, при этом тип ВВ и диаметр бурового инструмента не влияют на общий характер зависимости. При этом энергетические показатели бурения и взрывного разрушения пород должны находиться в соответствии с параметрами этих процессов, взаимосвязь между которыми следующая:

$$Q_{\text{ВВ}} = q_{\text{пр}} V, \quad (11.3)$$

где  $Q_{\text{ВВ}}$  – расход ВВ на блок, кг;

$q_{\text{пр}}$  – проектный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$V$  – объём взрываемого блока.

$$V = q_{\text{ГМ}} L, \quad (11.4)$$

где  $q_{\text{ГМ}}$  – выход горной массы с одного погонного метра скважины, м<sup>3</sup>;

$L$  – количество пробуренных погонных метров для взрывания заданного объёма горной массы, м.

Следовательно, расход ВВ на блок можно определить так:

$$Q_{\text{ВВ}} = q_{\text{пр}} q_{\text{ГМ}} L. \quad (11.5)$$

Отсюда следует

$$q_{\text{пр}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{q_{\text{ГМ}} L}. \quad (11.6)$$

Таким образом, удельный расход ВВ и выход горной массы с метра скважины обратно пропорциональны.

$$q_{\text{пр}} \sim \frac{1}{q_{\text{ГМ}}}. \quad (11.7)$$

Анализ фактических показателей БВР подтвердил справедливость выражения (11.7) [46]. Следовательно, параметры процессов находятся в пропорции, энергетические характеристики процессов разрушения горных пород при бурении и взрывании тоже должны быть пропорциональны.

Удельный расход ВВ отражает энергию взрывного разрушения:

$$q_{\text{пр}} = \left[ \frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right] \rightarrow \left[ \frac{\text{Дж}}{\text{м}^3} \right]. \quad (11.8)$$

Выход горной массы с 1 погонного метра скважины косвенно отражает энергию бурения.

$$\frac{1}{q_{\text{ГМ}}} = \left[ \frac{\text{М}}{\text{М}^3} \right] \rightarrow \text{энергия бурения} \left[ \frac{\text{Дж}}{\text{М}^3} \right]. \quad (11.9)$$

Таким образом, выход горной массы в минус первой степени ( $\text{м}/\text{м}^3$ ) отражает «расход бурения» на тот же объём, что и расход ВВ. Поэтому удельным расходом ВВ определяются расстояния между скважинами. Значит, уточнение удельного расхода ВВ по данным бурения должно производиться с учётом этих расстояний. Тогда удельная энергия бурения должна определяться в  $\text{Дж}/\text{м}^3$  [46].

Учитывая результаты исследований некоторых авторов [46, 69, 70], в качестве энергетической характеристики процесса шарошечного бурения следует использовать показатель, который в работе С.Н. Жарикова [46] назван «удельной энергией обуривания 1  $\text{м}^3$  массива горных пород»:

$$E = \frac{N t}{q_{\text{ГМ}}}, \quad \text{Дж}/\text{М}^3, \quad (11.10)$$

где  $q_{\text{ГМ}}$  – выход горной массы с 1 м скважины,  $\text{м}^3$ ;

$t$  – среднее время бурения 1 м, ч;

$N$  – мощность, потребляемая двигателем вращателя, кВт.

При этом удельные энергии бурения и взрывного разрушения имеют одинаковую размерность:

$$A = \left[ \frac{\text{Дж}}{\text{М}^3} \right] \leftrightarrow E = \left[ \frac{\text{Дж}}{\text{М}^3} \right]. \quad (11.11)$$

$$\text{Отсюда следует } A \sim E. \quad (11.12)$$

Таким образом, удельные энергии обуривания и взрывного разрушения 1  $\text{м}^3$  массива горных пород прямо пропорциональны. Тогда их отношение в конкретной горной породе показывает, насколько большую работу нужно проделать взрыву при разрушении, чем работа при бурении в 1  $\text{м}^3$  горного массива. Для отдельного типа породы это выражается следующим образом:

$$A_i / E_i = P_i, \quad (11.13)$$

где  $A_i$  – энергоёмкость взрывного разрушения  $i$ -й породы;

$E_i$  – удельная энергия обуривания  $i$ -й породы;



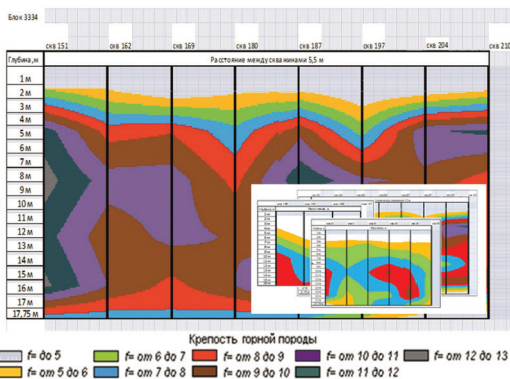
$\Pi_i$  – показатель, учитывающий отношение удельных энергий взрыва-ния и обруивания для  $i$ -й породы (коэффициент пропорциональности).

Если для конкретной породы определить  $\Pi_i$ , то по измеряемой в дальнейшем удельной энергии обруивания можно вычислять удельный расход ВВ, корректировать параметры зарядов и в будущем возможно корректировать расстояния между скважинами в процессе обруивания выемочного блока [41, 46]. Промежуточным звеном в решении данной задачи является моделирование крепости горных пород по данным о трудности их бурения, как показано на рисунке 11.2. Сама методика опубликована в работе С.Н. Жарикова и др. [41].

#### Порядок определения массы заряда ВВ



#### Цифровая модель крепости горных пород



$\Pi_6$  – показатель трудности бурения Ржевского В.В.,  
 $P_0$  – осевое усилие,  
 $n$  – частота вращения,  
 $D$  – диаметр долота,  
 $f$  – коэффициент крепости,  
 $q_{пр}$  – проектный удельный расход ВВ,  
 $v_t$  – техническая скорость бурения

Рисунок 11.2. Схема построения цифровой модели крепости горных пород

## Литература

1. Покровский, Г. И. Взрыв / Г. И. Покровский. – 4-е изд., перераб. и доп. – Москва : Недра, 1980. – 190 с.
2. Методы и измерительные приборы для моделирования и натуральных исследований нелинейных деформационно-волновых процессов в блочных массивах горных пород / Ред. В. Л. Шкуратник ; ИГД СО РАН и др. – Новосибирск : Изд-во СО РАН, 2007. – 320 с. – (Интеграционные проекты СО РАН. – Вып. 13).
3. Физика взрыва : в 2 т. / С. Г. Андреев и др. ; под ред. Л. П. Орленко. – 3-е изд., доп. и перераб. – Москва : Физматлит, 2002.
4. Ханукаев, А. Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом / А. Н. Ханукаев. – Москва : Недра, 1962. – 199 с.
5. Баум, Ф. А. Физика взрыва / Ф. А. Баум, К. П. Станюкович, Б. И. Шехтер. – Москва : Изд-во Физматгиз, 1959. – 792 с.
6. Теория взрывчатых веществ : сборник статей / Под ред. К. К. Андреева, А. Ф. Беляева, А. И. Гольбиндера, А. Г. Горста. – Москва : ОБОРОНГИЗ, 1963. – 580 с.
7. Зельдович, Я. Б. Физика ударных волн и высокотемпературных гидродинамических явлений / Я. Б. Зельдович, Ю. П. Райзер. – Москва : Наука, 1966. – 687 с.
8. Загирняк, М. В. Пироэлектрический эффект взрывчатых веществ и параметры их электромагнитной составляющей / М. В. Загирняк, Т. Ф. Козловская, В. Н. Чебенко // Взрывное дело. – 2010. – № 104/61. – С. 36-48.
9. Корнилков, М. В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций / М. В. Корнилков. – Екатеринбург : Изд-во УГГУ, 2008. – 202 с.
10. Жариков, С. Н. О физике взрыва / С. Н. Жариков // Взрывное дело. – 2008. – № 100/57. – С. 77-82.
11. Орленко, Л. П. Физика взрыва и удара : учеб. пособие для вузов / Л. П. Орленко. – Москва : ФИЗМАТЛИТ, 2006. – 304 с.
12. Покровский, Г. И. Гидродинамика высоких скоростей / Г. И. Покровский. – Москва : Знание, 1966. – 48 с.
13. Мучник, С. В. Разработка и научное обоснование технических и технологических решений по управлению фугасным действием взрыва в горнодобывающей промышленности : дис. ... д-ра. техн. наук / С. В. Мучник; ИГД СО РАН. – Новосибирск, 2000. – 327 с.
14. Марахтанов, М. Металл взрывается / М. Марахтанов, А. Марахтанов // Наука и жизнь. – 2002. – № 4. – С. 16-19.
15. Адушкин, В. В. Генерация электрического и магнитного поля при воздушных, наземных и подземных взрывах / В. В. Адушкин, С. П. Соловьев // Физика горения и взрыва. – 2004. – Т. 40. – № 6. – С. 42-51.
16. Садовский, М. А. Геофизика и физика взрыва: избранные труды / М. А. Садовский ; отв. ред. В. В. Адушкин. – Москва : Наука, 2004. – 440 с.

17. Мосинец, В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / В. Н. Мосинец. – Москва : Недра, 1976. – 271 с.

18. Кук, М. А. Наука о промышленных взрывчатых веществах [Текст] / Пер. с англ. ; М. А. Кук ; под. ред. Г. П. Демидюк, Н. С. Бахаревиц. – Москва : Недра, 1980. – 453 с.

19. Теория взрывчатых веществ [Текст] : сборник статей / Под ред. К. К. Андреева, А. Ф. Беляева, А. И. Гольбиндера, А. Г. Горста. – Москва : ОБОРОНГИЗ, 1963, – 580 с.

20. Беляев, А. Ф. Переход горения конденсированных систем во взрыв [Текст] / А. Ф. Беляев, В. К. Боболев, А. И. Коротков, А. А. Сулимов, С. В. Чуйко. – Москва : Наука, 1973, – 292 с.

21. Дубнов, Л. В. Промышленные взрывчатые вещества [Текст] / Л. В. Дубнов, Н. С. Бахаревиц, А. И. Романов. – Москва : Недра, 1988, – 360 с.

22. Зельдович, Я. Б. Физика ударных волн и высокотемпературных гидродинамических явлений [Текст] / Я. Б. Зельдович, Ю. П. Райзер. Москва : Наука, 1966, – 687 с.

23. Орлова Е. Ю. Химия и технология бризантных взрывчатых веществ [Текст] : учебник для вузов. 3-е изд. перераб. / Е. Ю. Орлова. – Ленинград : Химия, 1981, – 312 с., ил.

24. Харитон, Ю. Б. Сборник научных статей / Ю. Б. Харитон. – Саров : ВНИИЭФ, 2003. – 451 с., ил.

25. Взрывные генераторы мощных импульсов электрического тока / Под ред. В. Е. Фортова. – Москва : Наука, 2002. – 399 с.

26. Светлов, Б. Я. Теория и свойства промышленных взрывчатых веществ [Текст] / Б. Я. Светлов, Н. Е. Ярёмченко. – Москва : Недра, 1973, – 208 с.

27. Вопросы теории взрывчатых веществ : сборник статей / Под ред. Б. С. Светлова, Б. Н. Кондрикова, Ю. Я. Максимова // Труды МХТИ им. Д.И. Менделеева, – Москва, 1974, – 192 с.

28. Генералов, М. Б. Основные процессы и аппараты технологии промышленных взрывчатых веществ : учеб. пособие для вузов / М. Б. Генералов. – Москва : ИКЦ «Академкнига», 2004. – 397 с.: ил.

29. Гурин, А. А. Управление ударными воздушными волнами при взрывных работах / А. А. Гурин. – Москва : Недра, 1978. – 81 с.

30. Адушкин, В. В. Геомеханика крупномасштабных взрывов / В. В. Адушкин, А. А. Спивак. – Москва : Недра, 1993. – 319 с.: ил.

31. Тогунов, М. Б. Основные направления совершенствования техники и технологии буровзрывных работ / М. Б. Тогунов, Ю. А. Шитов, Г. В. Мелик-Гайказов и др. // Горный журнал. – 2007. – № 9. – С. 40-44.

32. Жариков, С. Н. О влиянии взрывных работ на устойчивость бортов карьеров / С. Н. Жариков, В. Г. Шеменев // Известия вузов. Горный журнал. – 2013. – № 2. – С. 80-83.

33. Справочник взрывника / Б. Н. Кутузов, В. М. Скоробогатов, И. Е. Ерофеев и др. ; под общ. ред. Б. Н. Кутузова. – Москва : Недра, 1988. – 511 с.
34. Ржевский, В. В. Физико-технические параметры горных пород / В. В. Ржевский. – Москва : Наука, 1975. – 212 с.
35. Тарасенко, В. П. Физико-технические основы расчета зарядов на карьерах : учебное пособие / В. П. Тарасенко. – Москва : МГУ, 1985. – 84 с.
36. Кутузов, Б. Н. Разрушение горных пород взрывом : учебник для вузов / Б. Н. Кутузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – Москва : Изд-во МГИ, 1992. – 516 с.
37. Корнилков, С. В. Расчёт параметров буровзрывных работ при скважинной отбойке на карьерах : учебное пособие / С. В. Корнилков, Ю. В. Стенин, А. Д. Стариков. – Екатеринбург : Изд-во УГГА, 1997. – 112 с.
38. Фраш, Г. Б. Взрывные работы в сезонно-мерзлых грунтах : справочное пособие / Г. Б. Фраш. – Москва : Недра, 1990 – 112 с.
39. Шушерина, Е. П. Микростроение мерзлых глинистых пород при их охлаждении от -5 до -50 / Е. П. Шушерина, М. И. Заболотская, В. В. Рогов // Вестник МГУ им. М.В. Ломоносова, сер. 4. Геология. – 1975. – № 6. – С. 106-108.
40. Балбачан, И. П. Взрывные работы в мерзлых грунтах: обзор / И. П. Балбачан. – Москва : ЦНИЭИуголь, 1979. – 35 с.
41. Бондаренко, И.Ф. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии / И. Ф. Бондаренко, С. Н. Жариков, И. В. Зырянов и др. – Екатеринбург : ИГД УрО РАН, 2017.
42. Ведомственные строительные нормы. Нормы проектирования и производства буровзрывных работ при сооружении земляного полотна. ВСН 178 – 91. – Москва, 1991. – 93 с.
43. Егупов, А. А. Взрывные работы в условиях многолетней мерзлоты / А. А. Егупов. – Москва : Недра, 1981. – 103 с.
44. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности: Бурение: утв. 28.12.83 Гос. ком. СССР по труду и соц. Вопросам. – Москва : НИИтруда, 1984. – 52 с.
45. Технологические расчёты параметров и процессов открытых горных работ: руководство по выполнению лабораторных работ по дисциплине «Основы горного дела» для студентов специальности 130403 – «Открытые горные работы (ОГР)» направления 130400 – «Горное дело» / В. С. Хохряков и др. – Екатеринбург : Изд-во УГГУ, 2005. – 66 с.
46. Жариков, С. Н. Взаимосвязь удельных энергетических характеристик процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород : дис. ... канд. техн. наук / С. Н. Жариков ; ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2011. – 139 с.
47. Ржевский, В. В. Основы физики горных пород / В. В. Ржевский, Г. Я. Новик. – Москва : Недра, 1984. – 359 с.
48. Крюков, Г. М. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании. Ч. II. Разрушение горных пород при бурении. Раздел I. Внедрение зубьев

в разрушаемую породу. Ударно-вращательный способ бурения : учеб. пособие / Г. М. Крюков. – Москва : Изд-во Московского государственного горного университета, 2007. – 106 с.

49. Сенук, В. М. Импульс взрыва и условия более полного использования его на дробление массивов крепких пород при скважинной отбойке / В. М. Сенук // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1979. – № 1. – С. 28-34.

50. Артемьев, Э. П. Оптимизация относительного расстояния между зарядами при дроблении крупноблочных пород на карьерах : дис. ... канд. техн. наук / Э. П. Артемьев ; ИГД МЧМ СССР. – Свердловск, 1987. – 187 с.

51. Рождественский, В. Н. Исследование способов управления развалом при взрывании скальных пород на карьерах : дис. ... канд. техн. наук / В. Н. Рождественский ; ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 1997. – 182 с.

52. Сенук, В. М. Влияние коэффициента сближения зарядов на характер дробления среды взрывом / В. М. Сенук, Б. Б. Рыковский, В. Г. Трутнев и др. // Горный журнал. – 1970. – № 6 – С. 44 – 46.

53. Рыковский, Б. Б. Ведение взрывных работ на Качканарском ГОКе с повышенным коэффициентом сближения зарядов / Б. Б. Рыковский, Б. А. Гилёв, М. Г. Толочко и др. // Горный журнал. – 1970. – № 6 – С. 46-47.

54. Гальянов, А. В. Трансформация структуры горных массивов при взрывных работах на карьерах / А. В. Гальянов, В. Н. Рождественский, А. Н. Блинов. – Екатеринбург : ИГД УрО РАН, 1999. – 140 с.

55. Сенук, В. М. Опыт применения схем взрывания с увеличенным коэффициентом сближения в условиях трудновзрываемых пород / В. М. Сенук, Б. В. Рыковский, В. Н. Рождественский // Труды / ИГД МЧМ СССР. – Вып. 38. – Свердловск, 1972. – С. 60-63.

56. Бондаренко, И. Ф. Особенности технологии БВР на этапе доработки карьера «Удачный» / И. Ф. Бондаренко, В. И. Хон, Р. Я. Никитин и др. // Горный журнал. – 2011. – № 1. – С. 52-54.

57. Акишев, А. Н. Современное состояние и основные тенденции развития открытого способа разработки алмазородных месторождений АК «Алроса» / А. Н. Акишев, И. Ф. Бондаренко // Проблемы и пути эффективной отработки алмазоносных месторождений: научно-практическая конференции, 11-15 апреля 2011 г. : сборник тезисов докладов / Институт «Якутнипроалмаз». – Мирный : Акционерная компания «Алроса», 2011. – 223 с.

58. Открытые горные работы : справочник / К. Н. Трубецкой и др. – Москва : Горное бюро, 1994. – 590 с.

59. Богданюк, В. Е. Влияние схемы отработки карьерного поля на режим горных работ / В. Е. Богданюк // Горный журнал. – 1966. – № 7. – С. 29-32.

60. Арсентьев, А. И. Системы разработки поперечными заходками без разрезных траншей / А. И. Арсентьев, А. П. Бондарь. – Ленинград : Наука, 1969. – 165 с.

61. Исследование и разработка технологии формирования предельно устойчивых откосов на глубоких горизонтах карьеров ССГОКа: отчёт о НИР / ИГД МЧМ СССР ; рук. Л. В. Можаяев. – Свердловск, 1985. – 77 с.
62. Щелканов, В. А. Влияние массовых взрывов на устойчивость подземных выработок при комбинированной разработке железорудных месторождений / В. А. Щелканов, П. С. Миронов // Буровзрывные работы на рудных карьерах. – Свердловск, 1972. – С. 91-97. – (Труды ИГД МЧМ СССР. Вып. 36).
63. Обоснование методики расчета и разработка нормативов буровзрывных работ для карьеров алмазодобывающих предприятий РФ, расположенных в криолитозоне : отчёт о НИР / ИГД УрО РАН ; рук. В. Г. Шеменёв. – Екатеринбург, 2015. – 184 с.
64. Баранов, Е. Г. Малоплотные взрывчатые вещества для открытых горных работ / Е. Г. Баранов, А. Т. Ведин, И. Ф. Бондаренко. – Москва : Недра, 1993. – 107 с.
65. Викторов, С. Д. Крупномасштабное взрывное разрушение горных массивов сложной структуры с селективной выемкой полезного ископаемого / С. Д. Викторов, В. М. Закалинский // Труды международного научного симпозиума «Неделя горняка-2003»: сб. статей. – Москва : Горная книга, 2013. – С. 70-79. – (Горный информационно-аналитический бюллетень Отдельный вып. 1).
66. Викторов, С. Д. О крупномасштабной отбойке руды на карьерах / С. Д. Викторов, Н. Н. Казаков // Записки горного института. – 2007. – Т. 171. – С. 158-160.
67. Викторов, С. Д. Эффективная взрывная подготовка при освоении пластовых месторождений / С. Д. Викторов, В. М. Закалинский, А. А. Осокин // Вестник Российской академии наук. – 2015. – Т. 85. – № 2. – С. 138.
68. Исследование методов манипулирования горно-геологической информацией : отчёт о НИР / ИГД УрО РАН ; рук. В. М. Аленичев. – Екатеринбург, 2010. – 208 с., прил.
69. Тангаев, И. А. Буримость и взрываемость горных пород / И. А. Тангаев. – Москва : Недра, 1978. – 184 с.
70. Тангаев, И. А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых / И. А. Тангаев. – Москва : Недра, 1986. – 231 с.
71. Жариков, С. Н. Энергии разрушения горных пород при шарошечном бурении и взрывании на карьерах / С. Н. Жариков // Научно-техническое обеспечение горного производства : труды Института горного дела им. Д. А. Кунаева. Т. 77. – Алматы, 2009. – С. 91-96.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

СПИСОК ПРИНЯТЫХ СОКРАЩЕНИЙ .....	3
ПРЕДИСЛОВИЕ.....	4
1. ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССА ВЗРЫВА И ОСОБЕННОСТИ РАЗРУШАЮЩЕГО ВОЗДЕЙСТВИЯ .....	5
2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ БВР.....	18
3. ОСОБЕННОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ КРИОЛИТОЗОНЫ .....	29
4. ПАРАМЕТРЫ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ .....	33
5. ПОРЯДОК РАСЧЁТА ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВЗРЫВОВ.....	47
6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СМЕСИТЕЛЬНО-ЗАРЯДНЫХ МАШИН .....	61
7. ОСОБЕННОСТИ БВР ПРИ РАЗРАБОТКЕ КАРЬЕРА С ПРОМЕЖУТОЧНЫМИ КОНТУРАМИ .....	63
8. ВЛИЯНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТОВ КАРЬЕРА ....	65
9. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА.....	69
10. ТРЕБОВАНИЯ К ТЕХНИЧЕСКОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ БВР НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА.....	73
11. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВОПРОСЫ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ .....	76
ЛИТЕРАТУРА.....	89

## ДЛЯ ЗАМЕТОК



*Учебное издание*

**Зырянов** Игорь Владимирович, **Бондаренко** Иван Фёдорович,  
**Жариков** Сергей Николаевич

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ  
НА КИМБЕРЛИТОВЫХ КАРЬЕРАХ КРИОЛИТОЗОНЫ**

*Учебное пособие*

Редактор *О.К. Соловьёва*

Компьютерная верстка *Л.М. Винокурова*

Оформление обложки *П.И. Антипин*

Подписано в печать 25.11.19. Формат 60x84/16.

Печ.л. 6,0. Уч.-изд.л. 6,25. Тираж 100 экз. Заказ № 284.

Издательский дом Северо-Восточного федерального университета,  
677891, г. Якутск, ул. Петровского, 5

Отпечатано в типографии Издательского дома СВФУ