

РОССИЙСКАЯ АКАДЕМИЯ НАУК
УРАЛЬСКОЕ ОТДЕЛЕНИЕ
Институт горного дела

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

Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии

Екатеринбург
2017

УДК 622.2

Б91

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

Б91 Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии, – Екатеринбург : ИГД УрО РАН, 2017. – 172 стр.
ISBN 978-5-7691-2481-5

В книге рассмотрены особенности производства буровзрывных работ в условиях Севера, а также приемы нормативного обеспечения технологических процессов. Представлены сведения о физических явлениях, возникающих при взрывном разрушении горных пород криолитозоны. Рассмотрены детонационные свойства взрывчатых веществ и показано их влияние на параметры разрушающего воздействия при буровзрывной подготовке массивов кимберлитов к выемке. Освещены особенности разработки месторождений карьерами с промежуточными контурами и влияние динамики развития рабочей зоны на изменение технологических приемов при производстве буровзрывных работ. Представлены некоторые технические решения по управлению буровзрывным комплексом при интенсивной разработке месторождений.

Книга рассчитана на специалистов в области взрывного дела и инженерно-технических работников, занимающихся вопросами планирования горных работ. Может быть полезна научным работникам, студентам и аспирантам горных специальностей, специалистам горной промышленности.

ОТВЕТСТВЕННЫЙ РЕДАКТОР

Кандидат технических наук, академик академии горных наук,
Г.П. Берсенёв

РЕЦЕНЗЕНТЫ

Доктор технических наук, профессор М.В. Корнилков

Доктор технических наук, профессор А.И. Ермолаев

ISBN 978-5-7691-2481-5

© Авторы, 2017

© ИГД УрО РАН, 2017

ПРЕДИСЛОВИЕ

Буровзрывные работы (БВР) – широко применяемый на карьерах алмазодобывающих предприятий Севера РФ способ подготовки руды и вмещающих пород к выемке и при вторичном дроблении негабаритных кусков горных пород, обеспечивающий максимальную эффективность, в том числе при постановке уступов в предельное положение.

В мерзлом состоянии грунты криолитозоны представляют собой сложные образования, их основными компонентами являются: минеральные и органоминеральные частицы, образующие скелет грунта; твердая фаза воды – лед; вода в жидкой фазе (незамерзшая и прочно-связанная) и газообразные включения (пары и газы). Количественное и качественное соотношение компонентов, их пространственное расположение, сила взаимодействия при различных отрицательных температурах определяют изменение свойств сезонномерзлых грунтов (СМГ) и вечномерзлых грунтов (ВМГ) в широких пределах. Поэтому принимаемые технические решения по параметрам буровзрывной подготовки горной массы к выемке иногда не имеют аналогов и, безусловно, вызывают интерес у специалистов в области взрывного дела.

С развитием науки и техники на алмазодобывающих предприятиях внедряются новые технологии. На крупных месторождениях алмазов освоены технологии применения эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) и неэлектрических систем инициирования. Параметры БВР на карьерах устанавливаются с учетом минимизации отрицательного воздействия взрывных нагрузок на кристаллы алмазов. Буровой парк пополняется современными станками отечественного и зарубежного производства с большим диапазоном направлений углов и диаметров бурения. При этом особенности применения данного оборудования в условиях Севера в научно-технической литературе раскрыты недостаточно, что затрудняет определение норм выработки потребления ресурсов по процессам и в некоторых случаях тормозит принятие перспективных технологических решений.

Особенностью технологии открытых горных работ на алмазородных месторождениях Якутии является достаточно высокая интенсивность

разработки. Это вызвано тем, что в условиях мерзлых грунтов и пород их прочность подвержена слабо предсказуемым изменениям во времени. Следовательно, состояние откосных сооружений в разное время года подвергается изменениям в связи с проходящими в них процессами смерзания и оттаивания грунтов. Работы вблизи таких откосов представляют повышенную опасность. При этом обеспечение безопасности горного производства зависит от высокой степени производственной дисциплины, без которой невозможно достижение высокой интенсификации процессов добычи. Высокая скорость производственных процессов подразумевает регламентирование обмена информацией и работы служб, что ведет к повышению точности выполнения инструкций и распоряжений руководства. Точность выполнения задания всегда зависит от исполнительской дисциплины персонала, поэтому надежность 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. С одной стороны, буровзрывные работы подчинены более высокому уровню организации производства, с другой – являются начальным процессом добычи. Поэтому при интенсификации горного производства буровзрывной передел имеет во многом определяющее значение, которое главным образом связано с безопасностью работ в процессах добычи.

В книге поставлены следующие задачи:

- На основе общих закономерностей развития горных работ рассмотреть вопросы разрушения грунтов и пород криолитозоны буровзрывным способом.
- Выявить особенности производства технологических взрывов на предельном контуре карьера, в том числе для сохранения сейсмостойчивости горного массива.
- Обобщить технологические приемы производства буровзрывных работ при интенсификации процессов добычи.
- Определить перспективы развития буровзрывного комплекса на карьерах при разработке месторождений в условиях криолитозоны.

ГЛАВА 1

ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЯКУТИИ

Республика Саха (Якутия) – крупнейший регион Российской Федерации и самая большая административно-территориальная единица в мире с плотностью населения не более 0,32 чел/км². Огромные неосвоенные просторы и открытие алмазонасных месторождений, а впоследствии и других полезных ископаемых определили становление Якутии как промышленного региона, ориентированного на добычу и обогащение минерального сырья.

Развитие огромной территории возможно лишь в случае соответствующего поддержания инфраструктуры, удовлетворяющей потребностям населения при одновременном его росте. Это возможно лишь при обеспечении высокого уровня внутреннего потребления, что достигается исключительно высоким уровнем развития промышленного производства. Поэтому в Якутии, как и других регионах Российской Федерации, особое внимание уделяется развитию промышленности в целом и горной промышленности в частности как перспективному способу решения главной задачи государственного управления – обеспечению высокого уровня и качества жизни.

Особенностью разработки месторождений полезных ископаемых в Республике Саха являются суровые климатические условия (резко континентальный климат), мерзлые грунты, недостаточное развитие транспортной инфраструктуры и другие проблемы, присущие северным территориям РФ. Особенности в области производства буровзрывных работ будут рассмотрены ниже. При этом следует отметить, что как бы ни были установлены, систематизированы и отчасти решены проблемы разработки месторождений в условиях Севера, главным определяющим ресурсом развития останутся люди, их знания, опыт и умение решать сложные задачи развития промышленного производства.

1.1. ОСОБЕННОСТИ КРИОЛИТОЗОНЫ, УСЛОВИЯ ЗАЛЕГАНИЯ И СВОЙСТВА КИМБЕРЛИТОВ

Территория, на которой распространены многолетнемерзлые породы, носит название криолитозоны (греч. «криос» — холод, «литос» — камень, порода). Криолитозона состоит из мерзлых, морозных и охлажденных пород. Под мерзлыми понимают такие породы, которые содержат в своем составе лед и характеризуются отрицательными температурами. Морозные породы отличаются от мерзлых тем, что в них отсутствуют вода и лед. Такие породы чаще всего представлены их магматическими и метаморфическими разновидностями, а также сухими песками и галечниками. Охлажденные породы также имеют температуру ниже 0 °С и насыщены минерализованными солеными водами — криопэгами (греч. «криос» — холод, «пэги» — соленые воды).

Мощность криолитозоны зависит от многих факторов: широты местности, ландшафта, рельефа, геологического строения, структуры и теплового потока. Например, на Анабарском древнем массиве Сибирской платформы (Якутия) мощность криолитозоны превышает 1000 м.

Кимберлиты (алмазонасная руда) входят в состав нижнепалеозойского отложения, представленного карбонатными и терригенно-карбонатными породами кембрия, ордовика и силура. Терригенно-карбонатная толща сложена преимущественно доломитами и известняками, в меньшей степени — известковистыми песчаниками, аргиллитами, алевролитами, мергелями, известковистыми конгломератами. Для пород верхнего кембрия и ордовика характерны пористость, кавернозность, развитие битума и гипса. Залегание кимберлитвмещающих пород близко к горизонтальному. Контакты с кимберлитами, как правило, резкие, четкие. В отдельных случаях в зоне эндоконтакта наблюдаются задиры (с углами 5–11°) и повышенная трещиноватость пород. Нередко развиты зоны интенсивного дробления вмещающих пород, вплоть до образования своеобразных карбонатных брекчий, иногда инъецированных кимберлитами. Брекчии сложены обломками карбонатных пород, сцементированными глинисто-карбонатным материалом; размеры обломков варьируют от нескольких миллиметров до 5–10 м в поперечнике.

В целом механическое воздействие кимберлитового тела на вмещающие породы прослеживается в приконтактной зоне шириной от 2–3 до 10–15 м, иногда достигающей 30–40 м.

Средние по размерам кимберлитовые тела со сложным геологическим строением обусловлены двухфазовым образованием и, как следствие, наличием двух разновидностей кимберлитовых пород: порфировым кимберлитом (ПК), слагающим дайкообразное тело ранней фазы внедрения, и автолитовой кимберлитовой брекчией, образующей трубчатое тело, секущее порфиновые кимберлиты. На интервале глубины $+300 \div +200$ м рудное тело представлено в основном автолитовыми кимберлитовыми брекчиями (АКБ). Порфиновые кимберлиты занимают весьма незначительную часть общего объема руды [1].

Макроскопически порфиновые кимберлиты представляют собой плотные, массивные породы зеленовато-серого и синевато-зеленоватого цвета с хорошо выраженной порфировой структурой и незначительным (до 5%) содержанием ксеногенного материала. Порфиновые выделения представлены оливином, нацело замещенным серпентином и кальцитом, в меньшей степени пикроильменитом, гранатом и флогопитом.

Ксеногенный материал в порфиновых кимберлитах представлен, главным образом, обломками вмещающих карбонатных пород (80–90% общего количества ксенолитов), реже отмечаются ксенолиты кристаллических пород (до 10–20%), на долю ксенолитов ультраосновных глубинных включений приходится менее 0,5% общего количества ксенолитов.

Автолитовые кимберлитовые брекчии макроскопически представляют собой зеленовато-серую, буровато-светло-серую породу с ясно выраженной брекчиевидной текстурой.

Содержание обломочного материала в среднем составляет 16–18%, в отдельных случаях увеличивается до 25–30%. Ксенолиты вмещающих карбонатных пород составляют 13,42%, кристаллических сланцев и гнейсов – 4,28%, ультраосновные включения редки и отмечаются спорадически.

Основная связующая масса представлена кимберлитом с автолитовой текстурой. Автолиты составляют в среднем 9,4% при вариациях содержания от 5–6 до 15–17%.

Автолитовые кимберлитовые брекчии имеют более высокие прочностные показатели, так, среднее значение пределов прочности на сжатие равно 10,4 МПа, на растяжение – 0,92 МПа. Сцепление пород повышенное и равно 315 т/м². Объемный вес кимберлитов в интервале абс. отм. $+400 \div +360$ м составляет 2,48 г/см³.

Порфиновые кимберлиты заметно отличаются по физико-механическим свойствам от кимберлитовых брекчий. Так, для них среднее значение предела прочности на сжатие равно 2,87 МПа, на растяжение 0,63 МПа. Сцепление порфировых кимберлитов весьма слабое и равно 98 т/м². Объемный вес этих пород варьирует от 1,86 до 2,48 г/см³ при среднем значении 2,19 г/см³.

В целом прочность кимберлитов в 3–6 раз ниже прочности вмещающих пород. Кимберлиты не обладают морозостойкими свойствами и разрушаются после 4–8 циклов оттаивания.

Характерные показатели физико-механических свойств кимберлитов приведены в таблице 1.1.

Таблица 1.1

Средние значения физико-механических свойств кимберлитов АКБ и ПК [2]

Показатель	Влажность при испытании, %	Объемный вес, кг/м ³	Удельный вес, кг/м ³	Пористость, %	Прочность на сжатие, МПа	Прочность на растяжение, МПа	Скорость продольной волны, м/с	Динамический модуль упругости, ГПа	Коэффициент хрупкопластичности	Классификация пород по ГОСТ 25100-95
АКБ										
Min	0,74	2120	2349	2,95	1,81	0,64	1638	6,85	1,69	Малопрочные, участками средней прочности
Max	8,9	2680	2794	24,8	53,66	9,00	5128	41,8	18,0	
Среднее значение	3,44	2429	2847	13,63	11,60	1,96	2957	23,93	6,24	
ПК										
Min	2,1	2270	2629	3,44	2,86	0,96	2041	10,35	4,32	Малопрочные, участками средней прочности
Max	4,3	2720	2883	13,60	18,05	4,70	4545	42,79	–	
Среднее значение	2,97	2522	2784	9,30	9,33	2,49	3176	24,62	4,32	

1.2. СВОЙСТВА МЕРЗЛЫХ ГРУНТОВ И ОСОБЕННОСТИ ИХ ЗАЛЕГАНИЯ

Согласно [3], мерзлыми считаются грунты, имеющие отрицательную температуру и содержащие лед.

В мерзлом состоянии грунты представляют собой сложные четырехкомпонентные и четырехфазные образования. Основными компонентами являются: минеральные и органико-минеральные частицы, образующие скелет грунта; твердая фаза воды – лед; вода в жидкой фазе (незамерзшая и прочносвязанная) и газообразные включения (пары и газы).

Количественное и качественное соотношение компонентов, их пространственное расположение, сила взаимодействия при различных отрицательных температурах определяют изменение свойств сезонно-мерзлых (СМГ) и вечномерзлых (ВМГ) грунтов в широких пределах.

Скелет является основой мерзлых грунтов как многокомпонентной системы. В большинстве случаев он состоит из минеральных или органико-минеральных частиц. Свойства СМГ в значительной степени определяются степенью дисперсности, то есть удельной поверхностью скелета, его минеральным и химическим составом, формой и взаимным расположением минеральных частиц. От формы частиц скелета зависят местные усилия между минеральными частицами, возникающие под действием внешней нагрузки. Большие давления между частицами и льдом вызывают таяние последнего и образование незамерзшей воды. При плоской форме частиц внешнее давление в точках контакта почти не передается, тогда как при остроугольной форме оно достигает огромных значений.

Лед

Лед является неременным компонентом мерзлых грунтов, его наличие обуславливает особенность их строения и специфические отличия физико-механических свойств от таковых немерзлых грунтов. Льдом называют все твердые модификации воды независимо от их кристаллического или аморфного состояния. В настоящее время различают одну аморфную модификацию льда, образующуюся при быстром и очень «глубоком» замораживании (ниже -120°C).

В нормальных условиях (при атмосферном давлении и температуре до -100°C) в СМГ образуется обычный лед.

Среди процессов образования подземных льдов выделяют три следующие группы.

1. *Конституционный лед* образуется при замерзании влажных дисперсных грунтов и играет главную роль в формировании строения СМГ. В мерзлом грунте он может быть представлен скрытно в виде линз, прослоек, включений и так далее. Конституционный лед имеет три разновидности: лед-цемент, сегрегационный и инъекционный лед. *Лед-цемент* образуется при промерзании слабоувлажненных грунтов или же при быстром промерзании грунтов любой влажности. В этом случае не происходит заметного раздвигания минеральных частиц скелета и он является структурообразующим. *Сегрегационный, или миграционный, лед* (лед прослоек) образуется при замерзании воды, мигрирующей к фронту промерзания. Встречается в виде довольно крупных ледяных тел, чаще всего линз, прослоек или тел неправильной формы. При этом происходит раздвигание скелетных частиц. Толщина ледяных линз и прослоек может быть от долей миллиметра до нескольких десятков миллиметров. *Инъекционный лед* образуется из свободной гравитационной воды, скапливающейся на мерзлом водоупоре, путем внедрения и последующего замерзания в полостях и пустотах.
2. *Повторно-жильный лед* образуется при многократном заполнении водой или снегом морозобойных трещин, в поперечном разрезе имеет клиновидную форму, нередко причудливую в деталях, шириной от нескольких десятков сантиметров до нескольких метров при глубине до десятков и сотен метров вечномерзлого грунта.
3. *Погребенный лед* формируется в две стадии: наземного льдообразования и последующего погребения под минеральными наносами. Он встречается реже остальных видов подземного льда.

Конституционный лед обычно встречается в СМГ, два других встречаются преимущественно в ВМГ.

Вода, встречающаяся в грунте, практически всегда содержит растворенные соли. Это оказывает серьезное влияние на процесс ее замерзания. Взаимодействие ионов солей с молекулами воды эквивалентно повышению температуры жидкости или понижению потенциальных барьеров между молекулами, что приводит к снижению температуры замерзания. В процессе охлаждения происходит раздельное

формирование решетки льда и каждой из солей. Происходит расслаивание раствора, при котором соли вытесняются к периферии области роста. Вокруг кристалла образуются пленки раствора повышенной концентрации. Теоретические расчёты [3] показали, что давление, необходимое для возникновения скольжения льда вдоль базисных плоскостей, равно примерно 700 МПа, а практически это скольжение наблюдается уже при 0,1–0,5 МПа. Это расхождение объясняется мнением о существовании дислокаций [3]. Дислокация – один из видов дефектов кристаллической решетки. Они возникают тогда, когда в некотором узле отсутствует молекула или когда молекула внедряется не на свое место, например между узлами. Дислокации являются линейными дефектами решетки. Если внутри кристалла льда имеются дислокации, то его пластическая деформация начинается под действием весьма малой силы. При динамическом нагружении они являются источниками зарождения трещин. Вязкость льда при силе, параллельной главной оси, примерно в 104 раза выше вязкости при силе, приложенной перпендикулярно к этой оси, что вызывает его существенную анизотропию. Одновременно с пластическими свойствами лед обладает и упругостью, проявляющейся при кратковременном нагружении.

Вода

Одной из характерных особенностей СМГ является постоянное наличие в них воды в жидкой фазе – наиболее динамичного и важного компонента, влияющего на все их свойства. **Незамерзшая вода в мерзлых грунтах может быть в следующих состояниях [3]:**

1. *Прочносвязанная вода* – это вода, адсорбированная на поверхности минеральных частиц, когда вследствие больших электромолекулярных сил поверхности вода не может перейти в гексагональную решетку льда даже при очень низких температурах. Эта вода испытывает большое давление молекулярного силового поля и поэтому имеет плотность порядка 1,28–1,45 г/см³, меньшую упругость пара, не обладает способностью растворять электролиты. Но главной способностью является то, что прочносвязанная вода замерзает при температуре ниже -70°C, а в тонких коллоидных пленках и при более низкой температуре.
2. *Рыхлосвязанная вода* – это вода переменного фазового состава, замерзающая при температуре ниже 0°C, причем чем тоньше будут

слои рыхлосвязанной воды, тем при более низкой температуре они будут замерзать. В зависимости от минерального скелета грунта рыхлосвязанная вода замерзает при температурах от $-1,5$ до -10°C . По энергии связи молекул воды с минеральными частицами грунта кроме незамерзшей выделяют свободную воду, воду в форме пара. Роль последней в формировании свойств криогенных пород в сравнении со свободной водой невелика.

Свободная (не связанная) вода при нормальном атмосферном давлении замерзает при 0°C , но поровая вода, находящаяся в силовом поле поверхности минеральных частиц, имеет более низкую температуру замерзания. Особенно легко переохлаждается вода в малых объемах, так как в них содержится мало инородных тел – ядер кристаллизации.

Сухой грунт обладает способностью сорбировать (поглощать) влагу водяного пара, находящегося в воздухе. Эта способность грунта называется гигроскопичностью, а поглощенная таким образом влага – гигроскопической. Максимальное количество гигроскопической влаги, которое может быть поглощено грунтом (максимальная гигроскопичность), определяется его удельной поверхностью.

Пленка связанной воды является полимолекулярной, так как может состоять из нескольких сотен слоев молекул воды. Энергия связи каждого молекулярного слоя с адсорбирующей поверхностью существенно уменьшается с удалением от этой поверхности. Внешние слои связанной воды притягиваются значительно меньшей силой, поэтому имеют более рыхлое строение, из-за чего связанная влага этого вида и называется рыхлосвязанной. Очевидно, что рыхлосвязанная вода покрывает частицы грунта слоем, лежащим над слоем прочносвязанной воды.

На количество незамерзшей в СМГ воды влияют внешние прилагаемые нагрузки и температурные изменения. При увеличении давления на $0,1$ МПа температура плавления льда понижается на $0,0073^{\circ}\text{C}$, а усилия, возникающие в точках контакта минеральных частиц, особенно угловатых, достигают нескольких сотен мегапаскалей. Под действием этих усилий контактный лед между частицами тает.

Температура замерзания грунтов имеет большое значение для определения глубины промерзания СМГ. Различные грунты имеют разную температуру замерзания, под которой понимают устойчивую температуру замерзания поровой воды. Интенсивность фазовых переходов воды при понижении отрицательной температуры в грунтах неодинакова

для различных диапазонов ее изменения. **Выделяют три основные области фазовых переходов воды:**

- 1) область значительных фазовых превращений, в которой изменения содержания незамерзшей воды на 1°C , составляет 1% и более (по отношению к массе высушенного грунта);
- 2) переходную область, где изменения содержания незамерзшей воды менее 1%, но более 0,1%;
- 3) область практически замерзшего состояния, где фазовые превращения воды в лед на 1°C не превышают 0,1%.

В области значительных фазовых превращений СМГ замерзает вся свободная (в крупных порах и капиллярах) и частично рыхлосвязанная вода. В переходной области замерзает вода переменного фазового состава. При практически замерзшем состоянии в СМГ содержится только прочносвязанная вода. Согласно [3], при естественном температурном режиме практически всегда содержится определенное количество незамерзшей воды.

В природе практически не существует абсолютно чистой воды, все воды являются растворами различной концентрации. Вследствие этого условия кристаллизации воды сильно изменяются, фазовый переход оказывается растянутым в значительном интервале температур. Определяющим в этом процессе является влияние поверхности минерального скелета грунта, степень ее развития, состав и состояние, а также ионный состав порового раствора. У поверхности раздела жидкой и твердой фаз возникает двойной электрический слой, в пределах которого особенно сильно меняются энергетическая структура и состав раствора.

Газ

Газообразная составляющая находится в мерзлых грунтах в свободном, адсорбированном и замкнутом (защемленном) состоянии. Содержание газообразного компонента в дисперсном грунте определяется его пористостью и влажностью. С увеличением влажности содержание газов в грунте уменьшается и наоборот, так как происходит взаимное вытеснение газообразного и жидкого компонентов. Адсорбированные газы удерживаются поверхностью частиц грунта, их содержание определяется минеральным составом, дисперсностью, пористостью и содержанием в грунте органических соединений. Защемленный воздух

заполняет микропоры дисперсных грунтов и удаляется из них с большим трудом. Содержание газообразного компонента оказывает очень большое влияние на динамические характеристики грунтов. В связи с этим различают активную и неактивную пористость. *Активная пористость* — отношение объема сообщающихся между собой пор к общему объему образца. *Неактивная пористость* — отношение объема тупиковых пор к общему объему пор. Эта пористость определяет объем защемленного воздуха. В [3] введено понятие объемной и поверхностной пористости. *Объемная пористость* — то же, что и обычная пористость. Она характеризует объем пор в единице объема пористого тела. *Поверхностная пористость* характеризует площадь, занимаемую порами в единице площади сечения пористого тела.

С увеличением влажности грунта его поры начинают заполняться водой, при этом объем пор, занятых воздухом, прогрессивно сокращается. Большая часть воздуха уходит из системы, а незначительная может остаться, но уже в виде изолированных друг от друга воздушных пузырьков, лишенных связи с атмосферой. Этот воздух называется защемленным.

Если весь объем пор занят водой, то грунт называют водонасыщенным. Полное водонасыщение достигается только увлажнением грунта под вакуумом. В природных условиях для полного насыщения грунта характерно незначительное содержание защемленного в его порах воздуха.

Наиболее изучены свойства перекрывающих и вмещающих пород криолитозоны при добыче полезных ископаемых. Характерное представление о свойствах грунтов дают данные о разработке кимберлитов.

На месторождениях АК «АЛРОСА» (ПАО) физико-механические свойства пород характеризуются следующими основными показателями:

- объемный вес пород колеблется от 1980 до 3920 кг/м³;
- плотность пород колеблется от 1710 до 3400 кг/м³;
- влажность составляет от 0,02 до 22,96%;
- общая пористость от 0,06 до 41,3%;
- модуль деформации от 4,5 до 11,4 ГПа;
- коэффициент поперечных деформаций от 0,06 до 0,40;
- предел прочности при сжатии составляет в среднем 23,3 МПа;
- предел прочности при растяжении в среднем 2,74 МПа;
- коэффициент крепости по М.М. Протодяконову от 1 до 8;

– коэффициент структурного ослабления 0,8, в местах интенсивной трещиноватости – 0,4.

Таблица 1.2 составлена по опытным данным института «Якутни-проалмаз»; она характеризует наиболее распространенные породы, залегающие на крупных месторождениях АК «АЛРОСА» (ПАО).

Таблица 1.2

**Горные породы кимберлитовых месторождений,
разрабатываемых АК «АЛРОСА» (ПАО)**

Месторождение	Название породы	Вид породы
Трубка «Айхал»	Мергель, песчаник, аргиллит, известняк, доломит, алевролит	Вмещающие породы
	Кимберлит и кимберлит измененный	Полезное ископаемое
Трубка «Удачная»	Долерит, мергель, песчаник, аргиллит, известняк, доломит, алевролит	Вмещающие породы
	Кимберлит, кимберлит 1-го типа, кимберлит 2-го типа, кимберлит 3-го типа	Полезное ископаемое
Трубка «Юбилейная»	Долерит, доломит, песчаник, алевролит, мергель, аргиллит, карбонатная брекчия	Вмещающие породы
	Кимберлит, кимберлит базальтоидный, кимберлит массивный, кимберлитовая туфобрекчия	Полезное ископаемое
Трубка «Комсомольская»	Долерит, мергель, известняк, известняк песчанистый	Перекрывающие породы
	Алевролит, мергель, известняк, доломит	Вмещающие породы
	Кимберлит	Полезное ископаемое
Трубка «Зарница»	Мергель, известняк, доломит	Вмещающие породы
	Кимберлит	Полезное ископаемое
Трубка «Нюрбинская»	Песок желтовато-коричневатый, песчаник полимиктовый, аргиллит глинистый, алевролит глинистый, известняк	Перекрывающие породы
	Алевролит, аргиллит, доломит, песчаник алевритистый, ксенолит, глины, известняк, алеврит, ксенолит, брекчия, долерит	Вмещающие породы
	АКБ, кимберлит, ПК, КБ, АКБ (метасоматический)	Полезное ископаемое

Окончание табл. 1.2

Месторождение	Название породы	Вид породы
Трубка «Ботубинская»	Песок	Перекрывающие породы
	Известняк, алевролит, даломит, мергель, песчаник, аргиллит, алевроит, карбонатная брекчия	Вмещающие породы
	АКБ, ПК, кимберлит крупнопорфированный, КБ	Полезное ископаемое

Некоторые месторождения АК «АЛРОСА» (ПАО) полностью перекрыты терригенными образованиями каменноугольно-пермского возраста и туфогенными породами верхней перми – нижнего триаса, тиражированными маломощными пологосекущими телами долеритов.

Мощность перекрывающих пород, согласно [1], колеблется в пределах 54–110 м и в среднем составляет 65 м. При этом над отторгнутыми блоками мощность перекрывающих пород составляет 28–49 м.

Каменноугольно-пермские терригенные отложения представлены разнообразно переслаивающимися углистыми и песчанистыми алевролитами, кварц-полевошпатовыми и полимиктовыми песчаниками с линзами и прослоями бурых углей (мощностью до 3,5 м) и мелко-галечных конгломератов. Залегание их в целом субгоризонтальное. В зонах внедрения пластовых интрузий долеритов они интенсивно смяты и раздроблены, а отдельные блоки смещены в горизонтальном и вертикальном направлениях.

Пермо-триасовые туфогенные образования (туфы, туфопесчаники, туфоалевролиты) залегают в верхних частях терригенной толщи.

Терригенные отложения, перекрывающие кимберлитовое тело, представлены преимущественно алевролитами, реже песчаниками. В основании этих отложений находится гравийно-галечный материал и продукты разрушения кимберлитов.

Терригенные и туфогенные породы интродуцированы маломощным (от 1–3 до 35 м) пологосекущим силлом долеритов, который залегает непосредственно на поверхности кимберлитового тела, а местами выходит на дневную поверхность, прорывая терригенную толщу.

Мощность терригенных отложений колеблется в пределах от 0,15 до 8,4 м, в среднем составляя 2–2,5 м [1].

Основная часть перекрывающих пород представлена разнокристаллическими долеритами. При этом максимальная мощность траппов составляет 60 м, минимальная – 35 м.

Долериты характеризуются высокими значениями объемного ($2,87\text{--}2,92\text{ г/см}^3$) и удельного ($2,99\text{--}3,03\text{ г/см}^3$) веса. Пределы прочности на одноосное сжатие и растяжение изменяются в пределах 34–60 МПа и 7,45–14,73 МПа, соответственно. До глубины 6–10 м они характеризуются как среднетрещиноватые, а ниже по разрезу разбиты вертикальными трещинами на крупные столбчатые блоки. По физико-механическим свойствам долериты выделены в один инженерно-геологический слой.

На дневной поверхности широкое развитие имеют отложения современного возраста, представленные суглинками, илами и торфами мощностью от 3 до 5 м.

На значительной глубине залегают древние породы, такие как доломитизированные известняки, песчанистые известняки и глинистые доломиты олондинской свиты нижнего ордовика. Выше залегают песчанистые доломиты, оолитовые, водорослевые и песчанистые известняки, глауконитовые доломиты сохолохской свиты нижнесреднего ордовика. Мощность пород сохолохской свиты, например на трубке Комсомольская, составляет 80–85 м [1].

По данным [1], вмещающие породы в зоне контакта с кимберлитовым телом характеризуются повышенной трещиноватостью, присутствием зеркал скольжения; нередко отмечается ожелезнение, кальцитизация и сульфидизация карбонатных пород, фиксируются небольшие зоны дробления и маломощные инъекции кимберлита.

Контакты автолитовой кимберлитовой брекчии с вмещающими породами повсеместно секущие, как правило, четко выражены. В отдельных случаях в приконтактных зонах отмечаются несколько повышенная трещиноватость вмещающих пород и кимберлитов, развитие зеркал скольжения и крупных трещин. Углы падения контактов кимберлитов с вмещающими породами варьируют от 62° до 82° .

В интервалах глубины, соответствующей зоне добычных работ нового контура карьера, вмещающие породы представлены преимущественно глинистыми доломитами и известняками с прослоями мергелей.

В зоне сочленения крупнейших структур Сибирской платформы – Анабарской антеклизы и Тунгусской синеклизы залегают осадочные

карбонатные и терригенно-карбонатные породы нижнего, среднего и верхнего кембрия. Мощность осадочного чехла составляет около 2500 м.

Вмещающие породы представлены песчанистыми известняками и доломитами с пропластками глинистых и водорослевых известняков и доломитов, коэффициент крепости по Протоdjяконову f изменяется от 2 до 8. В таких же пределах изменяется и крепость кимберлитов.

Кроме основных направлений трещиноватости выделяются участки повышенной и интенсивной трещиноватости (зоны дробления) вмещающих пород по сравнению с основным фоном. Мощность участков трещиноватости вмещающих пород изменяются от 2–5 до 66 м, зон дробления – от 0,5 до 9,8 м. Усложняют нарушенность вмещающих пород проявления палеокарста, в разрезах лагунно-сабкховой и удачнинской свит и собственно в рудных телах в виде незаполненных полостей или выполненных кремнисто-карбонатными брекчиями обрушений или рассолами. Палеокарсты чаще всего приурочены к зонам тектонической трещиноватости. Размер их колеблется от 1–2 до 20 м.

В целом весь вскрытый разрез вмещающих пород характеризуется неравномерной насыщенностью нефтью, кавернозностью и трещиноватостью. Трещиноватость и закарстованность пород заметно возрастает в зоне экзоконтакта. При этом в непосредственной близости от контакта (первые метры) нередко отмечается брекчирование вмещающих пород.

Магматические породы месторождения представлены кимберлитовой и трапповой формациями. Породы кимберлитовой формации (трубки) представлены двумя литологическими разновидностями: порфиоровыми кимберлитами и кимберлитовыми брекчиями. Основная масса кимберлита имеет серпентин-карбонатный состав; порфиоровые выделения состоят из оливина, флогопита, реже пироба. Кимберлитовые брекчии содержат ксеногенный материал в количестве от 20 до 60–90%, сцементированный кимберлитом. Породы трапповой формации представлены интрузиями и дайками, в литологическом отношении это долериты, обладающие мелкокристаллической структурой и массивной текстурой.

Вмещающие горные породы обладают большим разбросом значений трещиноватости и кавернозности и характеризуются широким диапазоном изменения физико-механических показателей. С увеличением глубины залегания соответственно увеличиваются плотность и прочностные характеристики пород.

Спокойное залегание осадочных пород вблизи трубки, согласно [1], сменяется участками повышенной трещиноватости, зонами дробления и дизъюнктивных нарушений. Зона нарушений образует вокруг трубки полосу шириной до 10 метров.

Интенсивность трещиноватости пород резко убывает с глубиной. Фиксируются трещины как открытого типа, так и залеченные кальцитом, гипсом, битумом и льдом.

Коэффициент крепости вмещающих пород по шкале проф. М.М. Протодяконова колеблется от 1 до 8; наиболее низкие значения зафиксированы в зонах дробления, максимальные значения соответствуют сильно окремненным породам.

Вмещающие породы характеризуются частым чередованием горизонтальных слоев доломитов, известняков, мергелей, глинистых известняков, мощность которых изменяется в широких пределах: от 5–6 мм до 30–55 см. В порых, кавернах, трещинах пород распространены вторичные минералы [1].

1.3. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ И КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССАХ ГОРНЫХ РАБОТ

На карьерах АК «АЛРОСА» (ПАО) применяется транспортная система разработки с внешним отвалообразованием; углубочная радиально-кольцевая система развития горных работ от центра к периферии. Пустые породы доставляют из карьера и складировуют во внешние отвалы высотой 90–100 м и более. Руду транспортируют на обогатительные фабрики напрямую или через промежуточные склады карьерными автосамосвалами различных марок с колесной формулой 4×2, грузоподъемностью до 136 т [5].

Рабочие горизонты карьеров вскрываются временными съездами до достижения рабочим бортом предельного положения, после строятся постоянные транспортные системы, число которых определяется необходимым направлением доставки руды и вскрыши, а также порядком поэтапной разработки карьера. Трассы систем постоянных съездов имеют спиральную или спирально-петлевую форму с попутными и встречными направлениями движения. С увеличением глубины карьера число

постоянных систем въездов-выездов уменьшается, при этом глубинные горизонты обычно вскрывают одним спиральным съездом.

Современные тенденции развития открытой добычи кимберлитов [6] связаны с текущим состоянием сырьевой базы, которая характеризуется закономерным снижением объемов отработки запасов верхних горизонтов крупных месторождений при углублении горных работ либо при переходе на подземный способ добычи. Средневзвешенная глубина действующих алмазородных карьеров составляет более 280 м, меняется высота и конфигурация горных работ, текущий коэффициент вскрыши увеличился до 3,88 м³/т. Максимально достигнутая глубина на открытых горных работах – 640 м. Проектная глубина одного из карьеров составляет 720 м, перспективная – 750–780 м [6]. На одном из месторождений рассматривается вариант разработки открытым способом до глубины 1030 м.

В настоящее время все вновь проектируемые карьеры строят с предельными по прочностным свойствам параметрами нерабочих уступов высотой до 45–60 м полигонального профиля под углом 80°. При строительстве карьеров не применяют наклонные бермы, взамен используют сочетание крутонаклонных и горизонтальных берм. Скорость понижения добычных работ составляет более 20 м в год. Уклон транспортных берм в нижней части карьеров достигает величины более 210‰ [6]. Наиболее рациональной для современных условий является поэтапная разработка карьера с использованием промежуточных контуров, число которых на крупных карьерах достигает 4–5 [7].

Выемочные работы на карьерах АК «АЛРОСА» осуществляются преимущественно с применением механических лопат и гидравлических экскаваторов с прямой и обратной лопатой. Емкость ковшей в среднем от 10 до 15 м³. Транспортирование горной массы производится большегрузными автосамосвалами грузоподъемностью в среднем 120–136 т. При производстве буровзрывных работ (БВР) используются станки шарошечного и ударно-вращательного бурения. Диаметры скважин определяются условиями применения и в среднем составляют 190–250 мм. В качестве взрывчатых веществ используются штатные и эмульсионные ВВ. Также освоено применение малоплотных ВВ. В целом применение того или иного оборудования определяется рациональной схемой механизации процессов в соответствии с требуемой интенсивностью добычи сырья на конкретном месторождении. При изменении динамики

развития горных работ схема механизации может быть также изменена с учетом соответствующих переходных процессов, в рамках которых осуществляется модернизация технологии горных работ для поддержания экономической целесообразности дальнейшей разработки месторождения.

1.4. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ И СОХРАННОСТЬ КРИСТАЛЛОВ АЛМАЗОВ

При добыче кимберлитов с применением буровзрывного способа подготовки горной массы к выемке существует вероятность повреждения кристаллов алмазов. Согласно [8], при взрывном нагружении кристаллосодержащей твердой среды разрушение кристаллов происходит в результате развития трещин из среды в кристалл под действием волн напряжений и определяется как способностью среды сопротивляться возникновению и развитию трещин, так и трещиностойкостью самих кристаллов. Прорастающая в кристалл трещина определяется свойствами кристалла, параметрами нагружения и характеристиками вмещающей породы, в том числе зернистостью.

В то же время в [8] не рассмотрены вопросы скорости развития трещин и управления этим процессом, хотя из материала следует, что снижение скорости развития трещин уменьшит напряжения на границе соприкосновения породы с кристаллом и, соответственно, снизит вероятность его нарушения. Следует отметить, что управление процессом трещинообразования при взрыве горного массива достигается увеличением или уменьшением скорости движения продуктов взрыва (ПВ), то есть регулированием турбулентности потока [9]. Увеличенная турбулентность способствует снижению скорости трещинообразования, так как газы дольше задерживаются около взрывной полости и повышают при этом дробящее действие взрыва. Регулирование турбулентности продуктов взрыва может осуществляться различными способами [10]. При этом наиболее простым решением является применение взрывчатых веществ с пониженными детонационными характеристиками, позволяющих обеспечить относительно невысокое детонационное давление. В этом направлении следует отметить работы [11–14], где отмечено

положительное влияние малоплотных ВВ на сохранность кристаллов при производстве БВР. Кроме того в [14] отмечено, что в границах зоны трещинообразования даже при сохранении целостности породы следует ожидать повреждения кристаллов. Поэтому на деформации в кристаллах влияют не только параметры развития трещин в породе при взрыве. Вероятно, это связано со сложным процессом предразрушения вследствие волновых процессов, описанных в [15]. Суть явления заключается в том, что разные взрывчатые вещества производят различное воздействие на состояние разных массивов горных пород. Волновые процессы, проходящие при взрыве, распространяются намного дальше, нежели зоны дробления и трещинообразования, и могут оказывать существенное влияние на изменение блочной структуры массива. Согласно [15], в зависимости от условий степень предразрушения может оказывать существенное влияние на качество дробления массива при последующих взрывах. Также значительное влияние на процесс предразрушения оказывает характер распространения сейсмических волн [16].

С одной стороны, разрушение связано с ударно-волновым процессом, с другой – волновые процессы в свою очередь связаны с перемещением значительного количества энергии. В [12] указано, что для описания происходящих процессов наиболее подходит энергетическая теория воздействия взрыва на кимберлиты. Однако различные представления о явлениях в волновой и энергетической теориях разрушения взрывом приводят к противоречиям при описании процесса. Решение множества противоречий применительно к взрыванию кимберлитов представлено в работе [17], где косвенным методом (по стоимостным показателям) определялась величина оптимальной энергии взрыва и с учетом акустического импеданса, определяемого отношением свойств ВВ к свойствам массива горных пород, уточнялась величина удельного расхода ВВ. Несмотря на то что в принципе в работе была представлена взаимосвязь ударно-волнового процесса и энергии разрушения, все же определение оптимальной величины удельной энергии взрыва представлено неоперативным и достаточно трудоемким процессом. В тех же материалах [17] приведены сведения о том, что форма зарядов с кольцевым зазором между стенками скважины позволяет существенно снизить напряжения в породе при взрыве. Аналогичное представление о влиянии формы зарядов на размеры зоны нарушения описано в работе [14]. Однако в дальнейших публикациях этот вопрос, к сожалению,

не рассматривался. Вероятно, потому, что форма заряда предполагает использование ударно-волновой концепции при описании явления, что может расходиться с энергетическими подходами при описании процесса. В любом случае заряд с кольцевым зазором действительно существенно снижает давление на стенки скважины, а вопрос о форме заряда, скорее всего, пока недостаточно востребован в связи с переходом предприятий на эмульсионные и гранулированные ВВ.

В последующих исследованиях вопросов разрушения [18–19] показано, что зависимость повреждаемости кристаллов алмазов от удельной энергии взрыва не монотонна, а в некоторых случаях при росте удельной энергии взрыва повреждаемость алмазов снижается. При этом при разной крупности алмазов, а также с раскрытием алмаза в куске породы это влияние различно. В [18] отдельно отмечено, что определить прямое влияние взрыва на степень разрушения кристаллов не представляется возможным, а косвенные методы не дают определенного результата, так как по исследованиям на фабриках повреждаемость кристаллов трудно связать с параметрами БВР. Это подтверждается в работе [20], где отмечена низкая степень влияния БВР на сохранность алмазов. Она намного меньше, чем при мокром самоизмельчении кимберлитов. Однако следует учесть, что между буровзрывными работами и последующими процессами переработки существуют вполне определенные связи [21]. Кроме того, в [13] представлены корреляционные зависимости энергии на разрушение и гранулометрического состава продуктов разрушения кимберлитов; они указывают на наличие взаимосвязи между процессами добычи и переработки. Поэтому такое явление, как предразрушение породы, все же существует, но пока не имеет количественной оценки.

Таким образом, противоречивые данные в научно-технической литературе не позволяют судить о степени повреждаемости кристаллов алмазов в результате воздействия взрывных работ. Если такое влияние существует, то наиболее вероятно оно связано с трещинообразованием и предразрушением пород в результате распространения волновых процессов. Проведенными ранее лабораторными и полигонными исследованиями были определены допустимые минимальные расстояния между скважинами $a = b = (21 \div 24) d_{\text{СКВ}}$, где a – расстояние между скважинами, м; b – расстояние между рядами скважин, м; $d_{\text{СКВ}}$ – диаметр скважин, м. Считается, что при доведении сетки бурения скважин ниже указанных величин отрицательное влияние взрыва на сохранность кристаллов возрастает.

Управление распространением волновых процессов можно осуществлять, регулируя турбулентность продуктов взрыва. Последнее достигается путем подбора взрывчатого вещества с необходимыми для конкретных условий детонационными характеристиками либо путем введения в заряд специальных добавок и устройств – турбулизаторов [10].

1.5. ОСОБЕННОСТИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ КАРЬЕРОВ КРИОЛИТОЗОНЫ

Лед является твердой модификацией воды. Необходимость изучения его динамических характеристик обусловлена не только тем, что он является связующим компонентом мерзлых грунтов, но также и тем, что это самая распространенная и одна 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 нем возможно появление жидкой фазы. В [3] 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 пленочная вода, требующая для своего образования в несколько раз меньше энергии, чем при объемном плавлении. Энергии взрыва достаточно для плавления значительного объема 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, разделенных слоями воды. Поглощение энергии, связанное с необратимым изменением формы, отсутствует, но зато происходит потеря механической энергии.

Пленочная вода возникает на поверхности контакта льда с иномродным твердым 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 пленочная вода при отрицательных температурах может изначально окружать инородное включение, которым может быть частица грунта. Это придает грунту определенную вязкость. При промерзании грунтов происходит миграция находящейся в них незамерзшей воды из нижележащих талых слоев в мерзлые 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 мерзлых грунтах, пар может переходить как в воду, так и непосредственно в лед (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 ее 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 органического скелета грунта и льда.

Существует также точка зрения [3], что утверждение о наличии миграции влаги в мерзлых 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 вечномерзлых грунтов, поднятие земной поверхности, образовывались бы мощные шпилы льда. Однако натурные наблюдения этого не подтверждают.

Анализ динамики криологических процессов показывает, что в течение зимнего периода физико-механические свойства сезонномерзлого слоя претерпевают значительные изменения. В тех случаях, когда при взрывании сезонномерзлых грунтов не учитываются процессы, происходящие в мерзлом слое, эффективность взрывных работ значительно падает. Особенно это касается взрывов на рыхление [3].

Согласно [22], при понижении температуры в диапазоне от 0 до -20 °С происходит повышение временной прочности мерзлого грунта (на сжатие, разрыв, сдвиг) с затухающей интенсивностью. Это происходит за счет увеличения прочности льда, вязкости незамерзшей воды и ее дальнейшей кристаллизации с преобразованием строения мерзлого грунта.

Максимальное сопротивление разрушению взрывом мерзлых 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 счет сцепления льда. С повышением хрупкости при понижении температуры сопротивляемость разрушению снижается [23].

Также важной особенностью мерзлых пород являются ярко выраженные реологические свойства. Мгновенная прочность мерзлой породы (оказывающая основное влияние на разрушение породы взрывом) гораздо выше длительной прочности [24].

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 мерзлых грунтов учитываются увеличением удельного расхода ВВ на 15–20% [3, 22–25].

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.

ГЛАВА 2

ФИЗИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И ЯВЛЕНИЯ, ПРОИСХОДЯЩИЕ ПРИ ВЗРЫВЕ

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 определенных физических законов [26].

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 приемы исследований находятся на стыке различных научных дисциплин. Соответственно в литературе по теории взрыва значения основных терминов у разных авторов несколько различаются [26–37]. Поэтому для ясности описания явлений приняты следующие основные определения [35]: *Детонация* – процесс перемещения химической реакции окисления по объему ВВ с постоянной сверхзвуковой скоростью. *Среда* – идеальная жидкость с постоянной энтропией, имеющая большое количество молекул в любом малом объеме. Твердые и газообразные среды рассматриваются как эквивалентные идеальной жидкости через теплопроводность. *Скорость детонации* – постоянная скорость перемещения зоны химической реакции по объему ВВ; для каждого ВВ имеет свое значение. *Ударная волна* – скачок уплотнения среды, возникающий при ее движении

или перемещении со сверхзвуковой скоростью, вследствие внешней нагрузки. *Фронт ударной волны* – поверхность, разделяющая возмущенную 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 разделен на стадии последовательного распространения, что, с одной стороны, упрощает аналитику в рамках разделенных условий, но 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 приемов при моделировании взрывных процессов определяется их соответствием результатам, полученным исключительно в ходе экспериментов. Поэтому при изучении физических процессов взрыва экспериментальная часть исследований является определяющей.

2.1. КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ О ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ ТЕОРИИ ДЕТОНАЦИИ

Современное представление о физике взрыва базируется на гидродинамической теории детонации, которая была создана Чепменом, Жуге, Зельдовичем и др. Согласно этой теории, фронт детонационной волны представляет собой ударную волну (УВ), в которой ВВ сжимается ударно как инертное вещество [36].

Считается, что выделяемая за фронтом УВ энергия в результате химической реакции ВВ поддерживает параметры ударной волны на постоянном уровне, а эпюра давлений в детонационной волне не меняется по мере ее движения по заряду (рис. 2.1). В зоне продуктов детонации (ПД) все параметры меняются со временем (зона 3, рис. 2.1). Стационарная зона (зоны 1 и 2, рис. 2.1) граничит с областью 3 нестационарного течения газа (областью волны разрежения).

Стационарная зона должна двигаться относительно ПД со звуковой (или сверхзвуковой) скоростью, в противном случае волна разрежения догонит стационарную зону (зону химической реакции), что приведет к расширению вещества в зоне химической реакции, падению давления и температуры, и процесс стационарного распространения детонационной волны в существующем представлении [28, 30, 36] будет невозможен. Чепменом и Жуге было постулировано, что детонационная волна распространяется относительно продуктов детонации со звуковой скоростью и более. Это положение носит название условия Чепмена – Жуге.

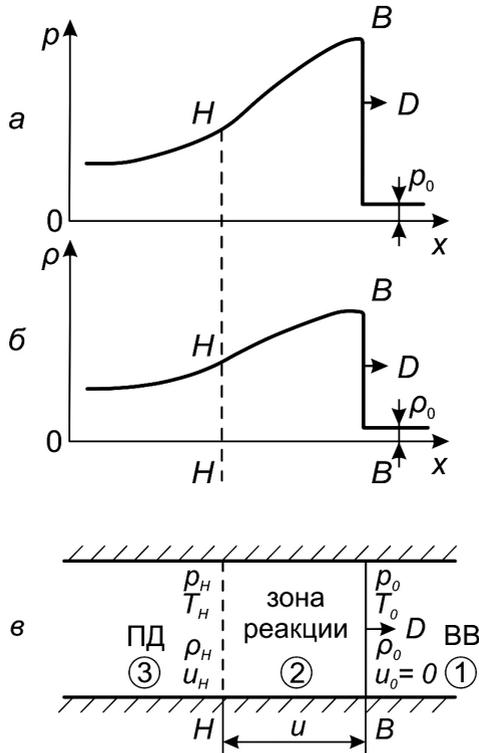


Рис. 2.1. Схема представления детонационного процесса [36]

Параметры детонационной волны (плоскость $H - H$, рис. 2.1) связаны с параметрами исходного покоящегося ВВ с помощью законов сохранения массы, изменения импульса, энергии, условия Чепмена – Жуге и уравнений состояния ПД:

$$\left. \begin{aligned}
 \rho_0 D &= \rho_H (D - u_H); \\
 p_H - p_0 &= \rho_0 D u_H; \\
 E_H - (E_0 + Q) &= \frac{p_H + p_0}{2} (v_0 - v_H); \\
 -\left(\frac{dp}{dv}\right)_H &= \frac{p_H - p_0}{v_0 - v_H}; \\
 E_H &= \varphi(p_H, \rho_H); \\
 p_H &= F(\rho_H, T_H),
 \end{aligned} \right\} \quad (2.1)$$

где $\rho_0 = 1/v_0$, p_0 , E_0 – плотность, давление и удельная внутренняя энергия в исходном ВВ;

D и Q – скорость детонации и теплота взрыва, выделяющаяся в детонационной волне;

ρ_H , p_H , u_H , E_H , T_H – плотность, давление, массовая скорость, удельная внутренняя энергия и температура ПД в конце зоны химической реакции (точка Жуге). Эти же обозначения относятся и к производным, таким как $(dp/dv)_H$.

Из первого и второго уравнений системы (2.1) можно получить соотношение

$$p_H = p_0 + \frac{D^2}{v_0^2} (v_0 - v_H). \quad (2.2)$$

Прямая, соответствующая уравнению (2.2), называется прямой Михельсона и характеризует то, что для устойчивого стационарного режима детонации скорость является постоянной величиной.

В плоскости $p - v$ уравнение (2.2) представляет собой прямую для переменных p_H, v_H . Угловым коэффициентом этой прямой равен D^2 / v_0^2 , и проходит эта прямая через точку, соответствующую начальному состоянию ВВ (p_0, v_0).

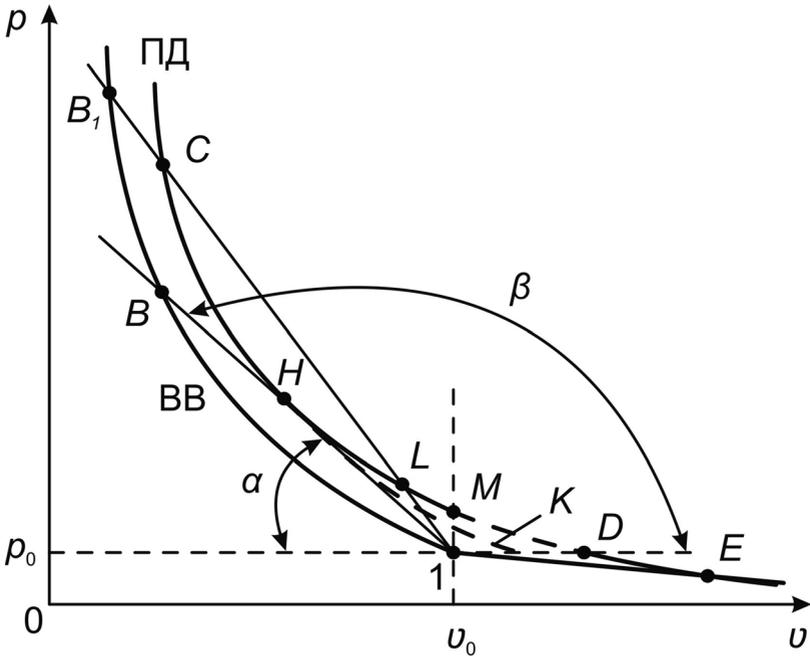


Рис. 2.2. Схема к пояснению представления о детонации вещества согласно [28, 36]

На рис. 2.2 изображены две ударные адиабаты: 1) ударная адиабата $1BB_1$ исходного ВВ, которая представляет собой геометрическое место точек возможных состояний ударного сжатия исходного ВВ как инертного вещества. Давление p_B и удельный объем v_B на границе между фронтом ударной волны и зоной химической реакции (см. рис. 2.1) должны лежать на этой кривой; 2) ударная адиабата продуктов

детонации $EDMLHC$, соответствующая полному выделению химической энергии в зоне химической реакции. Из схем, показанных на рисунках 2.1 и 2.2, следует, что состояние p_H, v_H , соответствующее границе между зоной химической реакции и зоной ПД (рис. 2.1), должно лежать на этой кривой.

Представление процесса детонации следующее. Взрывчатое вещество из исходного состояния (p_0, v_0) ударной волной переходит в состояние p_B, v_B . Поскольку в зоне химической реакции должны выполняться законы сохранения массы и импульса, то состояние в зоне химической реакции должно меняться вдоль прямой (2.2). При выделении теплоты химической реакции давление уменьшается от p_B до p_H (по прямой $1HB$), которое соответствует полному выделению химической энергии Q . Точка H (точка Жуге) соответствует окончанию химической реакции и полному выделению тепла, равному Q для единицы массы ВВ. Прямая (2.2) и ударная адиабата ПД должны иметь общую точку, поскольку после выделения тепла химической реакции Q параметры состояния ПД должны находиться на прямой (2.2), а также и на кривой ударного сжатия ПД. Математическое доказательство правомерности указанного положения и вывод условия Чепмена – Жуге представлено в [28, 30, 36]. Само условие приведено ниже (см. выражение (2.3)).

$$D - u_H = c_H. \quad (2.3)$$

Смысл выражения (2.3) заключается в том, что скорость детонации D относительно продуктов детонации равна скорости звука в продуктах детонации c_H . Поэтому ни одно возмущение из зоны ПД не может догнать зоны химической реакции. В самой же зоне химической реакции скорость возмущений больше скорости ударной волны, т.е. ударная волна относительно реагирующего ВВ в зоне химической реакции имеет дозвуковую скорость, благодаря чему происходит влияние выделяющейся энергии на ударную волну.

Гидродинамическая теория доказывает, что из всех возможных режимов устойчивой детонации осуществляется тот, который соответствует условию (2.3), т.е. прямая $1B$ (уравнение (2.2)) должна касаться

ударной адиабаты ПД в точке H (см. рисунок 2.2). Считается, что прямая (2.2) не может проходить ниже касательной прямой $1B$, поскольку в этом случае ударная адиабата ПД и прямая (2.2) не будут пересекаться, в то время как состояние ПД после химической реакции все же должно принадлежать и адиабате ПД, и прямой (2.2). Это условие не нарушается, если прямые Михельсона провести выше прямой так, чтобы они пересекали ударную адиабату ПД ($1B_1$ на рисунке 2.2).

Тангенс угла наклона прямой (2.2) равен $\operatorname{tg}\beta = -D^2 / v_0^2$ или $\operatorname{tg}\alpha = D^2 / v_0^2$, потому что если $\beta < 90^\circ$, то $\operatorname{tg}\beta = -\operatorname{tg}\alpha$. Считается [12], что для процессов детонации реальное значение имеет ветвь ударной адиабаты ПД слева от линии $1M$, так как если $\beta < 90^\circ$, то получается мнимое значение для скорости детонации. Последним в теоретических изысканиях, как правило, пренебрегают [28, 30, 32–33, 36]. Мотивируют это тем, что при учете мнимой части вся концепция изменяется и скорость детонации становится меньше, чем сумма местной скорости звука в ПД и массовой скорости ПД (в точке C). Поскольку зона ПД представляет собой волну разрежения, то возмущения догоняют фронт ударной волны и уменьшают ее амплитуду, т.е. в этом случае режим устойчивой детонации невозможен. Если сильным ударом создать в ВВ состояние, соответствующее точке B_p , то под действием волн разрежения быстро установится режим устойчивой детонации, соответствующий прямой $1B$. Детонационная волна возможно будет уходить от волн разрежения, что не противоречит устойчивому режиму детонации, но при переходе из состояния ПД, соответствующего точке C , в состояние ПД, соответствующее точке L , необходимо добавочное выделение тепла сверх того количества тепла Q , которое выделилось во время химической реакции (участок B_1C , рис. 2.2). Поскольку эту добавочную энергию взять негде, то режим детонации, соответствующий точке L , при ударно-волновом режиме детонации, предположительно, осуществить нельзя [36]. А при устойчивом режиме детонации считается, что всегда осуществляется условие Чепмена – Жуге. Получается, что для конкретного взрывчатого вещества конкретной плотности характерно единственное значение скорости устойчивой детонации. Однако существует ряд противоречий, которые идут вразрез с представленной моделью процесса. Во-первых, реальные взрывы происходят не в идеальной жидкости, и химический состав среды существенным образом оказывает влияние на протекание процесса [38–42].

Во-вторых, если процесс рассматривается как движение жидкости, тогда не ясно, почему до сих пор в научной литературе не описаны правила определения переходных зон течения процесса от ламинарного к турбулентному и обратно. И в-третьих, не ясен вопрос с возникновением при взрыве различных плазменных и электрических, магнитных и электромагнитных явлений. Согласно [28], в некоторых наиболее интенсивных детонационных волнах плотность электронов может достигать больших значений, а поскольку продолжительность рекомбинации мала, оказывается, что приблизительно один электрон будет освобождаться на каждую молекулу ВВ, которая реагирует в зоне детонации. Эти свободные электроны могут способствовать протеканию различных магнитных и электромагнитных явлений.

Несмотря на то что многие авторы экспериментальными данными подтверждают образование электромагнитных явлений при взрыве [26–28, 30–33, 39–40], *пока не предложена методика учета* этих явлений при проектировании и оценке последствий взрывов из-за различных точек зрения исследователей на происходящие процессы.

С точки зрения теоретической физики возникновение электромагнитных явлений при взрыве связано с процессом ионизации частиц во фронте детонационной волны, при этом феномен заключается в том, что более твердые частицы, следующие за легкими частицами, в определенный момент времени их обгоняют и происходит смена знака результирующего дипольного момента. Твердые частицы, сохраняя свой заряд после обгона относительно холодных продуктов детонации (ПД), попадают в нагретый ударной волной воздух, обладающий большой проводимостью. Затем твердые частицы теряют свой заряд, который собирается на поверхности, разделяющей нагретый воздух и слабо проводящие продукты детонации. В дальнейшем результирующий дипольный момент пульсирует в соответствии с пульсациями газобразных ПД, соответственно форма обобщенного электромагнитного импульса взрыва коррелирует с законом движения границы ПД [28]. Данная точка зрения основана на том, что, согласно атомистической теории, масса электрона на несколько порядков меньше массы ядра, соответственно, высвобождаемые в процессе реакции электроны не в состоянии обеспечить поток массы, необходимый для возникновения плазменных состояний вещества. С одной стороны, данный подход представляется верным. Однако предполагаемый феномен

находится в противоречии с теорией ударной волны. Суть заключается в том, что в ударной волне массовая скорость вещества всегда меньше скорости фронта. Если в системе при ударном сжатии тяжелые частицы в начальный момент двигаются значительно медленнее легких частиц и, условно, подпирают их, то для обгона тяжелые частицы в определенный момент времени должны иметь скорость, превышающую скорость фронта. В замкнутой системе смоделировать этот процесс может быть и возможно, но в реальности этот вопрос остается открытым, как и многие другие. Тем не менее, гидродинамическая теория — это пока единственный аналитический инструмент моделирования процессов, происходящих при взрыве, который целесообразно так или иначе использовать при проведении изысканий.

2.2. СЕЙСМИЧЕСКОЕ ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА

Сейсмическое действие взрыва является результатом прохождения в грунте ударной волны, мощность которой зависит от объема и скорости движения продуктов детонации [28, 38, 42–46]. 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. 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 путем изменения свойств и параметров зарядов ВВ. Объем 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 уделяется 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. Поэтому исследования в данном направлении являются достаточно актуальными и имеют практическую значимость.

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 часто бывают похожи и основываются на исследованиях сейсмического действия взрывов, потому что основное влияние технологических взрывов на устойчивость бортов оказывает распространение в массиве именно сейсмических волн. Ниже представлены основные положения методики ИГД УрО РАН [43–44, 46], дающие характерный порядок таких исследований.

Для определения допустимого значения скорости сейсмических колебаний необходимо установить допустимое динамическое напряжение в массиве. Допустимый динамический предел прочности находится в соответствии с условием сейсмоустойчивости выработки

$$[\sigma_{ст}] + [\sigma_{дин}] \leq \sigma_{дин}, \quad (2.4)$$

где $[\sigma_{ст}]$ – статическое напряжение в массиве, окружающем выработку;
 $[\sigma_{дин}]$ – динамическое напряжение в массиве (около выработки);
 $\sigma_{дин}$ – допустимый динамический предел прочности породы.

В приближении за допустимый динамический предел прочности пород можно принимать статический предел прочности пород

на растяжение σ_p в массиве, увеличенный на 10–30% [44]. Следует отметить, что значение σ_p , определенное в образце, существенно отличается от значения в массиве ввиду макронарушений. В массиве σ_p определяется с учетом коэффициента структурного ослабления.

Допустимая скорость смещения массива может быть определена по выражению

$$v_d = \frac{\sigma_{\text{дин}}}{\gamma C} 2604,1, \text{ м/с}, \quad (2.5)$$

где $\sigma_{\text{дин}}$ – допустимый динамический предел прочности пород, МПа;

γ – плотность пород, т/м³;

C – скорость звука в породе, м/с.

Скорость сейсмических колебаний в зависимости от массы ВВ в ступени и расстояния от взрыва до охраняемого объекта может быть определена по следующему выражению:

$$v = K \sqrt{\frac{Q}{R^3}}, \text{ см/с}, \quad (2.6)$$

где v – скорость сейсмических колебаний, см/с;

Q – масса одновременно взрываемых зарядов (масса ВВ в ступени замедления), кг;

R – расстояние до объекта, м;

K – коэффициент, зависящий от характера грунта (скальные, полускальные грунты $K = 200 \div 300$; песчано-глинистые $K = 300 \div 450$ рыхлые, обводненные и насыпные грунты $K = 450 \div 600$).

Таким образом, определив допустимую скорость колебаний участка борта (2.5) и подставив полученное значение в выражение (2.6), можно определить в зависимости от массы ВВ на ступень замедления те расстояния от взрыва, на которых сохраняется сейсмоустойчивость конкретного горного массива.

Полученные расчётным путем данные сравниваются с фактическими замерами сейсмических колебаний от технологических взрывов, и устанавливается степень соответствия значений. Схема оценки сейсмического действия технологических взрывов показана на рисунке 2.3.

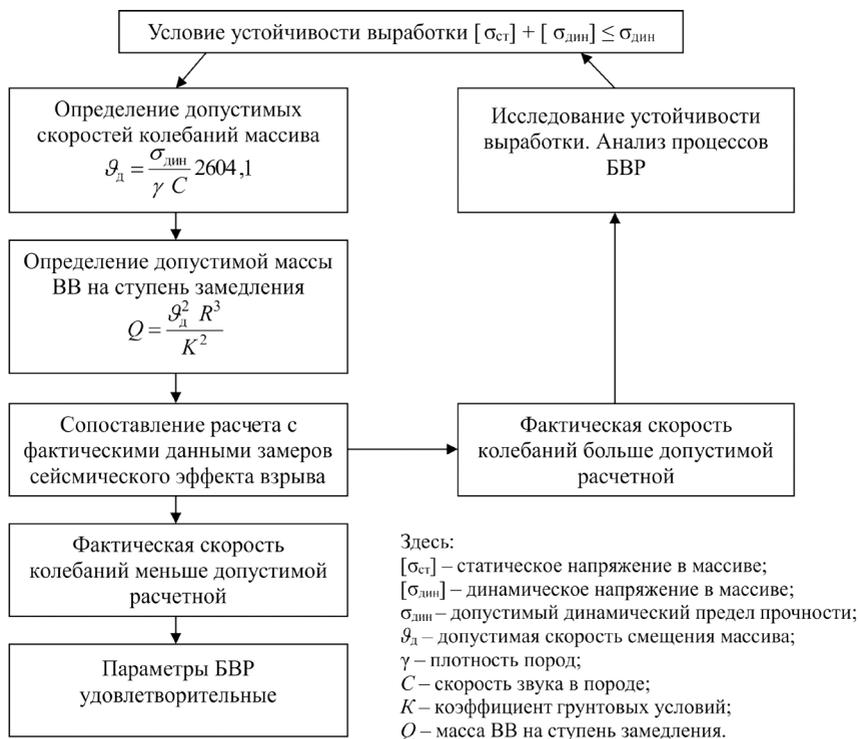


Рис. 2.3. Схема оценки сейсмического действия технологических взрывов

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, по выражениям (2.2–2.9) определяются зоны распространения деформационных процессов [42].

$$R_{уп} = \frac{\sqrt{C_p}}{10} \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \quad (2.7)$$

$$R_{сд} = \frac{\sqrt{C_s}}{10} \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \quad (2.8)$$

$$R_{тр} = \sqrt{\frac{C_p}{C_s}} \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \quad (2.9)$$

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

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

$R_{тр}$ – 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.

2.3. МЕХАНИЗМ УПРАВЛЕНИЯ ВЗРЫВНЫМ РАЗРУШЕНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Всякий взрыв является направленным [26] в том смысле, что его действие в пространстве неравномерно и эта неравномерность подчиняется определенным известным и неизвестным законам. **Согласно [26], их можно сформулировать в следующих положениях.**

1. Газов, движущихся с очень высокими скоростями, способных произвести наиболее сильные разрушения в общем объеме расширяющихся ПД, немного.
2. Газы, в которых сконцентрирована максимальная часть переносимой энергии, движутся в достаточно узких секторах, чем и определяется направленность взрыва.
3. Газы, в которых сконцентрирована максимальная часть переносимой энергии, выбрасываются из периферийной части заряда. Выделяемая и переносимая энергия в конкретной части заряда может концентрироваться.

Получается, что для установления направленности взрыва любого заряда, любой формы и при любом расположении детонатора необходимо и достаточно определить характер движения взрывных газов в поверхностном слое заряда.

Когда волна детонации достигает поверхности заряда, образовавшиеся газы устремляются в свободное пространство и приобретают дополнительную скорость, равную скорости звука в этих газах. Эта скорость при определенных условиях составляет три четверти от скорости детонации и направлена перпендикулярно к поверхности заряда [26]. Обе составляющие скорости расширения взрывных газов складываются по правилам сложения векторов. Тогда, согласно [26], скорость расширения при направлении, перпендикулярном поверхности заряда, будет равна D , а при направлении вдоль поверхности заряда $0,79D$ (D – скорость детонации).

Влияние параметров детонации взрывчатых веществ на распределение энергии взрыва в массиве горных пород носит сложный характер. Повышение эффективности горно-обогащительного передела в значительной мере зависит от взрывной подготовки горной массы. Интенсивность дробления горной породы зависит от степени передачи энергии взрыва массиву горных пород, которая может быть увеличена либо снижена в результате применения различных ВВ с отличающимся механизмом детонации, использования различных конструкций зарядов, обеспечивающих снижение пикового давления в зарядной камере, оптимизации энергетических и стоимостных затрат на отбойку.

Наиболее важным условием целесообразности применения выбранного типа ВВ являются качество подготовленной горной массы,

стоимостные удельные затраты и технологические требования на взрывные и погрузочно-выемочные работы. Естественно, что определяющее влияние типа ВВ и конструкции заряда будет тем значительнее, чем более близки горнотехнические условия, геометрические параметры их размещения, прочностные и структурные свойства горной среды детонационным и энергетическим параметрам ВВ, ответственным за совершение работы по отделению и дроблению породы в массиве. Однако, основываясь на тех или иных предпосылках, обеспечивающих выбор оптимального типа ВВ и целесообразность их применения, необходимо учитывать также практическую ценность и возможность применения этих веществ для конкретных условий.

В настоящее время с учетом теоретических представлений о характере и механизме разрушения массива горных пород более обоснованно производить выбор и применение взрывчатых веществ можно только при дроблении монолитных горных пород. Применение рекомендаций по выбору типа ВВ из существующего ассортимента взрывчатых веществ для использования их в трещиноватых породах, имеющих интенсивную природную или технологическую нарушенность, не обеспечивает ожидаемых показателей дробления. Это в значительной мере связано с несоответствием взрывных свойств ВВ структурным особенностям массива, а также физико-механическим характеристикам горных пород.

Результаты взрывного разрушения трещиноватых пород существующими типами ВВ дают основание считать, что получение заданного гранулометрического состава и технологически выгодного размещения горной массы на уступе зависит от тесноты параметрической связи комплекса ВВ – порода [47]. Таким критерием в первом приближении обычно служит отношение импедансов ВВ и взрываеваемой среды. При этом установлено, что коэффициент полезного действия взрыва можно значительно повысить при соблюдении условия

$$\rho_{\text{ВВ}}D / (\rho_0 c_0) = 1 \text{ и } \rho_{\text{ВВ}}D^2 / (\rho_0 c_0^2) = 1, \quad (2.10)$$

где ρ_0 и $\rho_{\text{ВВ}}$ – начальная плотность, соответственно, среды и ВВ, кг/м³;
 c_0 – скорость продольной волны, м/с;
 D – скорость детонации, м/с.

Выведем общее условие соответствия ВВ и разрушаемой среды по максимуму перехода энергии в волну и найдем выражение, определяющее наибольшую величину энергии волны, которую может генерировать ВВ с заданными параметрами детонации. В предположении, что профиль волны в среде П-образный, масса среды за фронтом одномерной цилиндрической волны

$$\Delta h \rho_0 (\pi R^2 - \pi r_0^2) = \Delta h \rho (\pi R^2 - \pi r^2), \quad (2.11)$$

где Δh – высота заряда, применяемая для числовых величин, в дальнейшем 10^{-3} м;

ρ_0, ρ – плотность среды соответственно до и после возмущения;

r_0 – начальный радиус взрывной полости скважины;

r и R – текущий радиус, соответственно, полости и фронта волны.

Общая энергия ударной волны как сумма кинетической и потенциальной равна

$$E_{\text{ув}} = \pi \Delta h \rho_0 (R^2 - r_0^2) \left[\frac{1}{2} p \left(\frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho} \right) + \frac{v^2}{2} \right], \quad (2.12)$$

где p, v – соответственно, давление и скорость частиц возмущенной среды.

Если принять, что величина $\rho_0 / (2\pi r_0)$ определяет удельную плотность среды по периметру до взрыва, а в начальный момент взрыва – $\rho_1 / (2\pi r)$, то радиус, при котором начинается разрушение среды в контактном с продуктами взрыва (ПВ) слое, назовем критическим радиусом расширения

$$r_{\text{вр}} = r/r_0 = \rho_1 / \rho_0. \quad (2.13)$$

Энергия, поглощенная слоем среды в принятой модели взаимодействия, зависит от массы, охваченной волной, и прилагаемого к внутренней стороне этого слоя давления от источника взрыва.

Примем простейший адиабатический закон изменения давления в полости взрыва

$$p_{\rho}^k = \text{const}, \quad (2.14)$$

где k – показатель адиабаты расширения.

Учитывая уравнения (2.11) – (2.14), получаем

$$E_{\text{ув}} = \pi \rho_0 \Delta h p_n \left(\frac{1}{r_i} \right)^{2k} (r_i^{-2} - 1), \quad (2.15)$$

где p_n – давление в плоскости Чепмена – Жуге.

Выражение (2.15) определяет связь между энергией, переходящей в волну, и текущим радиусом взрывной полости.

Критический радиус расширения представляет собой, таким образом, физическую основу разделения общей энергии взрыва на энергию, остающуюся в полости и совершающую работу метательного характера.

Среда может быть выражена уравнением ударной сжимаемости вида

$$p = \frac{\rho_0 c_0^2}{n} \left[\left(\frac{\rho}{\rho_0} \right)^n - 1 \right], \quad (2.16)$$

где ρ и c_0 – соответственно, плотность и гидродинамическая скорость звука в невозмущенной среде;

p и ρ – текущие значения, соответственно, давления и плотности;

n – экспериментальная величина.

Численный анализ выражения (2.15) позволил построить графическую зависимость энергии ударной волны в частности для заряда $d = 0,1$ м за критическим радиусом от акустической жесткости среды

(рис. 2.4) для различных типов ВВ. Из рис. 2.4 следует, что существует такое сочетание ВВ – среда, при котором для данного ВВ в ударную волну за критический радиус переходит максимальное количество энергии.

$$dE_{\text{ув}} / dr = 0. \quad (2.17)$$

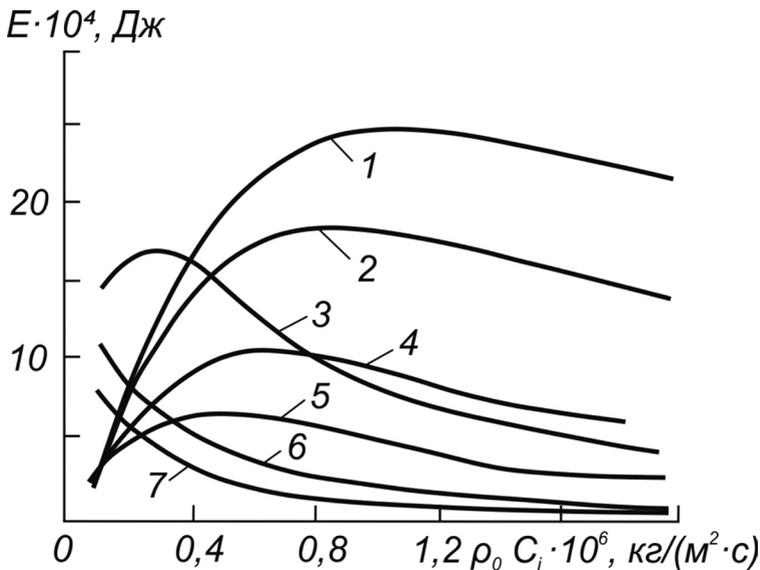


Рис. 2.4. Зависимость энергии ударной волны за критическим радиусом от акустической жесткости среды для различных сочетаний пар ВВ – среда: 1 – ТЭН; 2 – тротил ($\rho_{\text{вв}} = 1590 \text{ кг/м}^3$); 3 – аммонит 6ЖВ; 4 – водосодержащий гранулол; 5 – тротил ($\rho_{\text{вв}} = 1000 \text{ кг/м}^3$); 6 – гранулит АС=8; 7 – граммонит 79/21

Простейший прием определения экстремума позволяет прийти к выражению, представляющему собой условие соответствия ВВ и среды по максимуму перехода энергии в волну, вида

$$r_{\text{кр}} = \left(\frac{k}{k-1} \right)^{\frac{1}{2}} = \frac{\rho_1}{\rho_0}. \quad (2.18)$$

Если выражения (2.12) и (2.15) определяют внутреннюю энергию среды за фронтом волны, то соответствующая энергия «холодного» сжатия

$$E_{\text{сж}} = V_{\text{ср}} \frac{\rho_0 c_0^2}{n} \left[\frac{\rho_0}{\rho} + \frac{1}{n+1} \left(\frac{\rho}{\rho_0} \right)^{n-1} - \frac{n}{n-1} \right], \quad (2.19)$$

где $V_{\text{ср}}$ – объем возмущенной среды.

Тогда необратимые потери энергии будут равны

$$E_n = E_{\text{вн}} - E_{\text{сж}}. \quad (2.20)$$

Численный анализ позволяет графически показать характер изменения общей энергоемкости процесса формирования волны от скважинного заряда в зависимости от динамической жесткости среды (рис. 2.5). Потери энергии взрыва, обусловленные переходом вещества через фронт ударной волны, определены в соответствии с выражением (2.20) и представлены заштрихованной областью на рис. 2.5.

Из рис. 2.5 видно, какие большие диссипативные потери сопутствуют выходу волны при взрывании такого мощного ВВ, как тротил в сильносжимаемых породах.

Очевидно, что известные критерии выбора ВВ и горных пород по условию (2.10) перехода энергии в волну не отражают в полном объеме реальных свойств ВВ, так как не учитывают скорости частиц за фронтом детонационной волны V . На рис. 2.5 пунктирные линии 1 и 2 отвечают условию $\rho_{\text{ВВ}} D^2 / (\rho_0 c_0^2) = 1$ для аммонита 6ЖВ и тротила, соответственно. При этом тротилу по условию (2.18) соответствует среда, которая по динамической жесткости расположена между гранитом и мрамором, а для аммонита 6ЖВ – между известняком и глинистым алевролитом.

На основе уравнений (2.15) и (2.18) получено выражение для расчёта максимальной энергии ударной волны за критическим радиусом,

которую может генерировать взрыв заряда ВВ с известными параметрами детонации

$$E_{ув}^{\max} = \pi r_0^2 h \frac{\rho_{ВВ}}{k^2 - 1} D \left(\frac{k-1}{k} \right)^k, \quad (2.21)$$

где $\rho_{ВВ}$ и D – соответственно, начальная плотность и скорость детонации заряда ВВ.

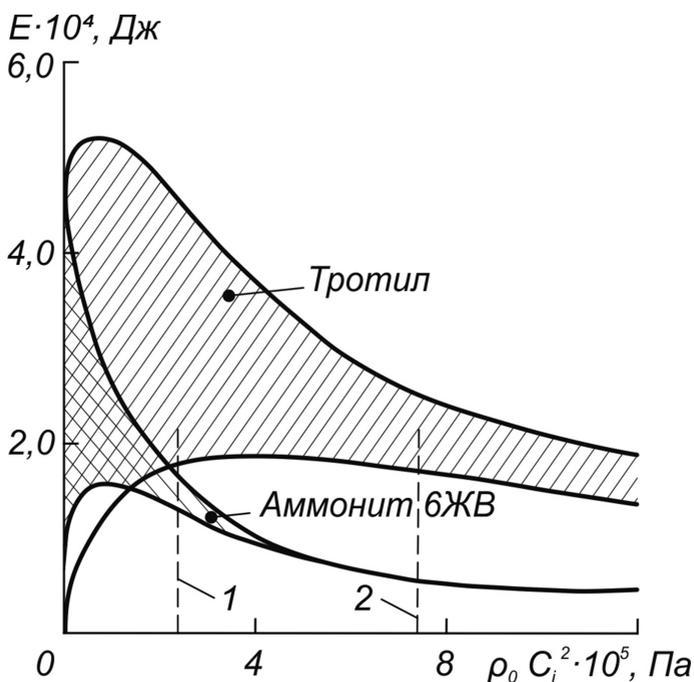


Рис. 2.5. Зависимость общей энергоемкости формирования ударной волны скважинного заряда (верхние кривые заштрихованных областей) и энергии, распространяющейся за критический радиус (нижние кривые), от динамической жесткости среды

На рис. 2.6 показана зависимость максимальной энергии волны E от показателя адиабаты расширения продуктов взрыва k .

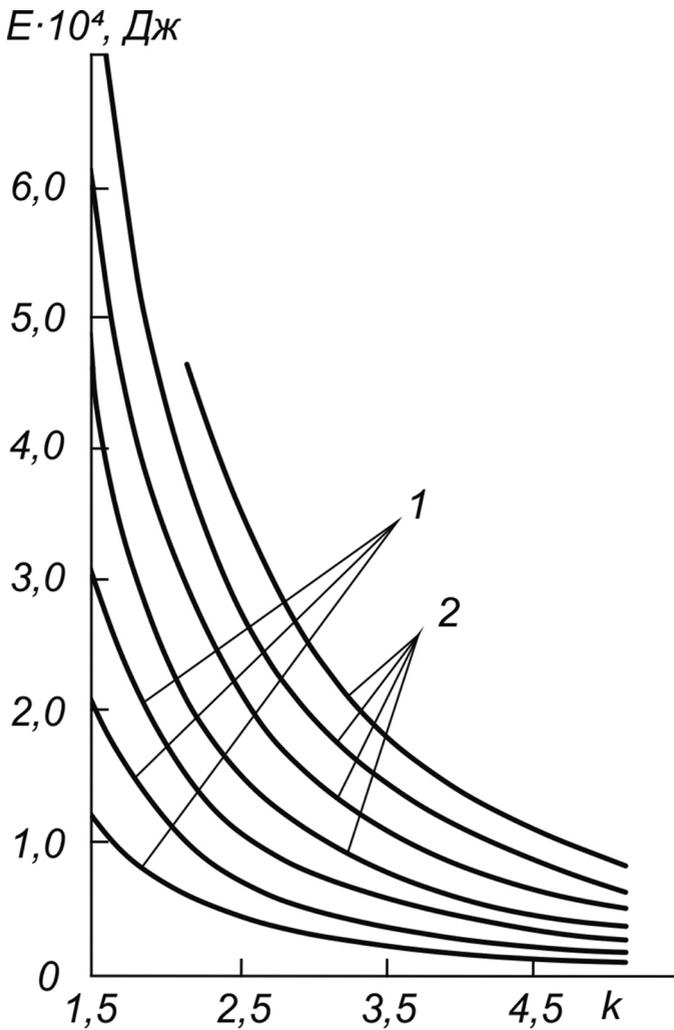


Рис. 2.6. Зависимость максимальной энергии ударной волны, распространяющейся за критический радиус на 10^{-3} м глубины скважины, от показателя адиабаты расширения:
1 – аммонит БЖВ;
2 – тротил

Таблица 2.1

Энергетические параметры волн, генерируемых в среде при диаметре заряда 0,1 м и взрыве различных ВВ

$ВВ$	$\frac{1}{k^2} \cdot \frac{1}{k-1}$	$E_{ВВ} \cdot 10^4, \text{Дж}$	$E_{ув}^{\max} \cdot 10^4, \text{Дж}$	$\frac{E_{ув}^{\max}}{E_{ВВ}}, \%$
ТЭН	1,187	106,1	18,5*	17,44
Тротил	1,202	91,1	18,9	20,75
Аммонит 6ЖВ	1,480	54,6	16,6	30,40

**Значения максимальной энергии ударной волны не включают потерь энергии, неизбежных при формировании и распространении ударных волн. Величины определяют только ту энергию, которой обладает волна в момент отрыва от источников в наилучшем (по восемь) сочетании.*

Из выражения (2.21), графически представленного на рис. 2.6, следует, что количество энергии растет во всех случаях с увеличением скорости детонации, плотности ВВ, диаметра заряда и уменьшением показателя адиабаты расширения продуктов детонации. Последнее условие очевидно, так как $k = D/V - 1$, где V – скорость частиц в плоскости Чепмена – Жуге. Чем меньше k , тем, следовательно, относительно больше V и больше вклад кинетической составляющей в общую энергию ударной волны, которую может генерировать взрывчатое вещество при детонации скважинного заряда (табл. 2.1).

Таким образом, способность ВВ передавать энергию во взрывную волну зависит от трех взаимосвязанных параметров, характеризующих свойства ВВ: плотности заряда, скорости детонации и показателя адиабаты расширения продуктов взрыва. Причем, как видно из рис. 2.6, различные по свойствам ВВ могут генерировать примерно одинаковое количество энергии во взрывную волну. Результаты вычислений распределения энергии взрыва скважинного заряда показывают, что тротил способен трансформировать максимальное количество энергии (18,9 Дж/м) в крепкие породы (гранит, мрамор), в то время как аммонит 6ЖВ генерирует почти такое же количество энергии (16,6 Дж/м),

но лишь в мягкие породы (известняк, глинистый алевроит). В сочетании тротил – мрамор преобладает потенциальная энергия сжатия, а в сочетании аммонит – известняк кинетическая. Кинетические и потенциальные составляющие общей энергии в рассматриваемых сочетаниях, естественно, разные.

Следовательно, для практической оценки ВВ можно по выражению (2.21) либо по графику (см. рис. 2.6) вычислять максимальное количество энергии, трансформируемой в волну, а по величине k , используя условие (2.18), определять свойства соответствующей среды. Подтверждается правило, что разрушение слабых пород мощными ВВ (например, сочетание тротил – известняк) сопровождается сильными потерями энергии на переуплотнение среды и в итоге нерационально. Детонация зарядов более слабых ВВ (игданит, граммонит и др.) в крепких породах (гранит, мрамор) не вызывает соответствующего начального сжатия среды. Разрушение массива происходит практически с начального радиуса взрывной полости скважины, и контактный слой не может эффективно передавать энергию в волну; уровень последней мал, и разрушение в таких сочетаниях происходит квазистатическим действием расширяющихся продуктов взрыва.

В рамках принятых допущений теплота взрыва входит составляющей в выражение потенциальной энергии и не влияет на параметры взрывных волн, а приводит только к изменению остаточной энергии в продуктах взрыва, которая и совершает механическую работу по перемещению предразрушенного материала.

Следует рассмотреть механизм распространения детонационного фронта при взрыве малоплотных ВВ (МПВВ) с добавками пенополистирола. При инициировании детонации в твердом ВВ фронт детонации на начальной стадии формирования состоит из множества «горячих точек» – локальных очагов химической реакции, распространяющейся в окрестности каждого очага, что является следствием гетерогенности вещества. Возникновение «горячих точек» на месте исчезнувших под действием волны сжатия микрокаверн, рассеянных в исходном материале, рассмотрено в работе [48].

Как в однородных ВВ, так и в смесевых МПВВ свойство дискретности остается присущим процессу детонации и в дальнейшем. Подобный механизм нельзя связывать с одними только процессами дефлаграции в очагах, так как, по имеющимся оценкам, скорость

распространения пламени в твердом материале даже при давлениях порядка 10 ГПа не превышает 300–400 м/с, что совершенно не сходится с наблюдающимися значениями скорости распространения детонации. Поскольку каждый возникающий локальный очаг горения является сосредоточенным источником импульсов высоких динамических напряжений, существует возможность образования новых «горячих точек» в волнах сжатия, излучаемых ранее появившимися локальными очагами. Скорость распространения этих волн по крайней мере не меньше скорости звука в инертном материале и может превышать ее в непосредственной близости от локального очага, если его рассматривать как центр «сильного взрыва». При этом величина давления в отдельном очаге приблизительно соответствует величине, измеряемой экспериментально на фронте детонационной волны.

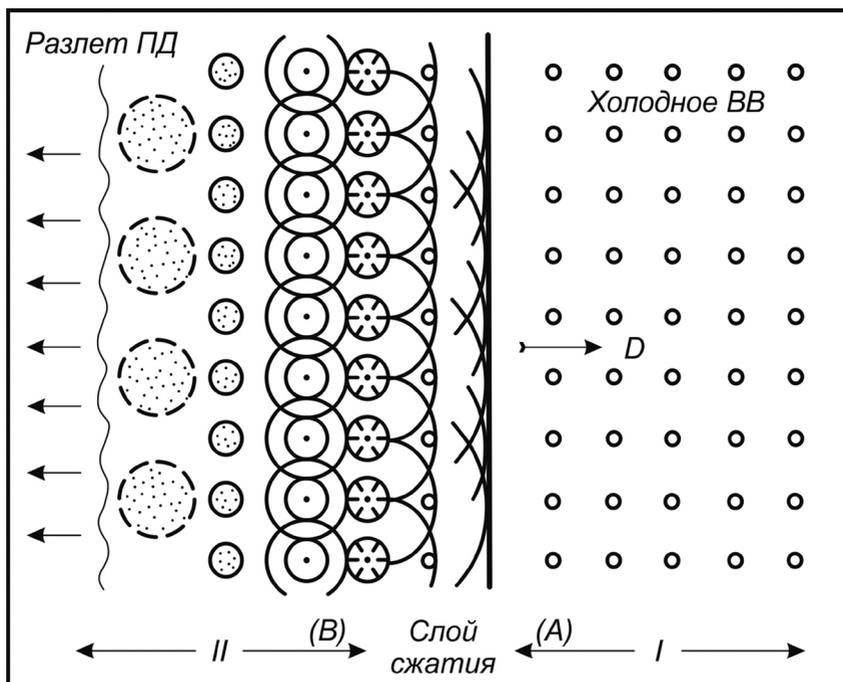


Рис. 2.7. Схема распространения детонационного фронта в однородных ВВ

Суммарное действие всех излучаемых импульсов должно приводить к возникновению распространяющегося ударно-волнового фронта в качестве их огибающей поверхности наподобие фронта, образующегося по классическому принципу Гюйгенса в волновой теории света (рис. 2.7). При этом взамен фиктивных элементарных источников света здесь присутствуют вполне реальные «горячие точки» – центры инициирования реакции и излучения ударных волн сжатия. Поскольку нет основания отрицать допустимость отождествления образующегося таким образом ударно-волнового фронта с головной частью фронта детонации в собственном смысле слова, следует проанализировать непосредственные следствия такого рода интерпретации.

Согласно предлагаемой точке зрения, распространение детонационного фронта в однородных ВВ совпадает с движением тонкого волнового «слоя сжатия» AB (см. рис. 2.7), внутри которых происходит схлопывание исходных микропор, приводящих к возникновению «горячих точек» на внутренней движущейся границе B . Толщина слоя по порядку величины приблизительно сопоставима со средним расстоянием между исходными микродефектами. Детонационный фронт движется в направлении области I со скоростью D , являющейся скоростью распространения продольных волн в инертном веществе внутри слоя сжатия. В тылу у слоя сжатия, в области II , продолжают сгорание ВВ и разлет продуктов детонации. Таким образом, сгорание ВВ в зоне II химических реакций и сжатие во фронте детонации представляют собой процессы, не находящиеся между собой в прямой связи, и, следовательно, ширина зоны II не должна коррелировать с толщиной фронта детонации, что согласуется с результатами описанных в работе [49] экспериментов. Естественно предположить, что предсказываемый теорией Зельдовича химпик фактически лежит на поверхности сжигания B . Это соответствует возможности рассматривать воспламенение локального очага как «сильный взрыв», в непосредственной близости от которого скорость распространения возмущения превышает скорость звука. Поэтому и наблюдаемая скорость распространения детонации, как правило, выше скорости звука в инертном материале.

Выделенные особенности распространения детонационного фронта, характерные для твердых гетерогенных ВВ, присущи и смесевым МПВВ.

Отметим, прежде всего, тот очевидный факт, что вне зависимости от природы инертного наполнителя «горячие точки» могут возникать только в пределах детонационно-способных гранул, являющихся своеобразными сгустками «горячих точек». Поэтому взаимодействие локальных очагов, обеспечивающее процесс формирования и распространения детонационного фронта, в этом случае в значительной степени сводится к взаимодействию между гранулами и происходит по-разному внутри и в промежутках между ними. Внутри каждой гранулы процесс сжатия вещества, вызывающий вспышку локальных очагов, развивается, как и в достаточно однородных ВВ, со скоростью распространения волны сильного точечного взрыва в качестве скорости детонации D . При движении фронта волны через инертный наполнитель (ППС – пенополистирольная среда) источником импульса является целая гранула, начиненная «горячими точками» и воздействующая испускаемым импульсом давления на гранулы, еще не вступившие в реакцию. Таким образом, процесс формирования фронта детонации развивается теперь не столько от точки к точке, сколько от гранулы к грануле. Наблюдается как бы укрупненная модель картины (см. рис. 2.7), в которой полученные экспериментально для ВВ в инертном состоянии и наполнителей аналитические выражения ударных адиабат можно использовать для оценки величины давления p на фронте детонации с помощью уравнения сохранения импульса

$$p = \rho_0 D u. \quad (2.22)$$

Однако из-за относительно больших расстояний между гранулами в МПВВ распространение волны по инертному наполнителю приводит к искажению модели «сильного взрыва», характерного для однородных ВВ. Для того, чтобы увеличить степень приближения к принятой модели, можно использовать другой крайний случай – приближение слабой ударной волны, распространяющейся со скоростью c_n , приближающейся к скорости звука по накопителю. Резкая граница между величинами скорости волны внутри и вне гранул приводит к растяжению графика массовой скорости, особенно для сухих ВВ.

Выдвинутое предположение дает основание считать, что наблюдаемая результирующая скорость распространения фронта детонации D_r должна являться средневзвешенной суммой двух скоростей, причем в качестве весовых коэффициентов q и $(1 - q)$ надо брать

относительную длину линейных расстояний, приходящуюся на материал гранул ВВ и на заполнитель.

$$D_r = q D + (1 - q) c_n. \quad (2.23)$$

Проверка выдвинутых положений по данным, приведенным в работе [50], показала, что при использовании ударных адиабат для однородных ВВ величина получаемой оценки, как правило, превосходит на 10–20 % значение давления, определяемое по формуле

$$p = \rho_0 D^2 / 4. \quad (2.24)$$

Такое же расхождение данных, приведенных в табл. 2.1 с экспериментальными, получено при определении наиболее точным лазерным методом оценки давления на фронте волны детонации [47].

2.4. ИЗМЕНЯЮЩИЕСЯ СВОЙСТВА ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Процесс детонации ВВ не всегда протекает стабильно при различных параметрах зарядов, поэтому для безопасности производства взрывов эта особенность всегда требуют учета. Происходит это потому, что не вся часть заряда при детонации имеет высокое давление. На периферии существует область пониженного давления, где продукты детонации охлаждаются перед взаимодействием с окружающей средой. Согласно [51], при взрыве довольно крупных зарядов угол отклонения направления движения газов (рис. 2.8) от нормали к поверхности заряда для разных ВВ имеет определенное нормальное значение для штатных ВВ, например, для тротила отклонение от перпендикуляра к оси заряда примерно $\varphi \approx 16,7^\circ$. Однако если уменьшать диаметр заряда, то ситуация начинает меняться [51]. Угол Ψ увеличивается и постепенно приближается к 90° . При постоянном уменьшении диаметра заряда можно прийти до такого значения, при котором распространение детонации окажется невозможным. Именно такой диаметр заряда для конкретного типа ВВ называется критическим.

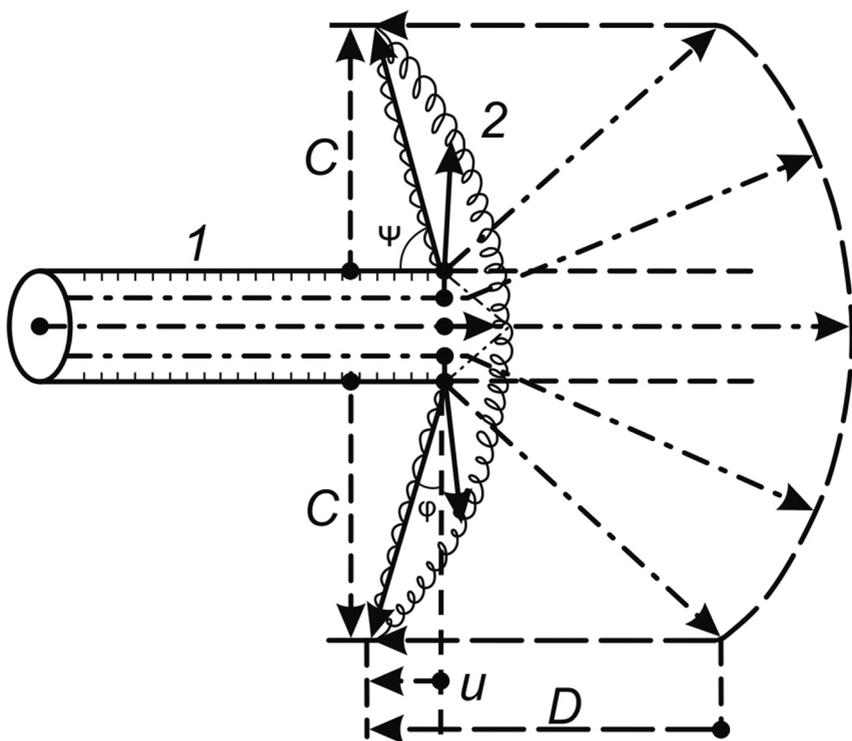


Рис. 2.8. Схема расширения взрывных газов удлиненного заряда. Детонация распространяется справа налево [51]: D – скорость детонации, c – скорость звука во взрывных газах, u – скорость взрывных газов за фронтом волны детонации, 1 – контур невзорвавшейся части заряда, 2 – контур облака взрывных газов

Процесс затухания детонации происходит в результате следующих особенностей. При подходе детонационной волны к свободной поверхности давление резко возрастает, что приводит к сильному нагреванию заряда. При расширении взрывных газов в свободное пространство внутри массы газов быстро распространяется волна разрежения, которая снимает высокое давление и приводит к быстрому снижению температуры. Время действия высокого давления и высокой температуры оказывается ограниченным. Чем ближе к свободной поверхности слой, тем меньше время действия на него высокого давления. Получается,

что часть заряда у свободной поверхности просто не успевает завестись, если давление меньше определенной необходимой величины. Если размер заряда большой по сравнению с указанным слоем, то его наличие практически не влияет на характер движения взрывных газов. Однако если размеры заряда сопоставимы с этим слоем, то детонация протекает нестабильно и может затухнуть. Наличие неполностью детонирующего слоя приводит к тому, что удлиненные заряды очень малого диаметра или сосредоточенные заряды малых размеров вообще не могут детонировать [26, 51]. Описанное явление в физической литературе в настоящее время называется слоем Харитона, так как впервые на особенности не детонирующего слоя на поверхности заряда обратил внимание академик Ю.Б. Харитон.

Наряду с критическим диаметром заряда существует понятие критической плотности ВВ. При достижении в заряде значения критической плотности детонация прерывается и процесс затухает. При использовании штатных ВВ эта проблема может возникнуть, когда заряды в группе расположены близко друг от друга и при взрыве одного создаваемое давление ведет к переуплотнению другого заряда. В этом случае расстояния между зарядами и схема инициирования должны предупреждать переуплотнения соседних зарядов. В целом при ис-

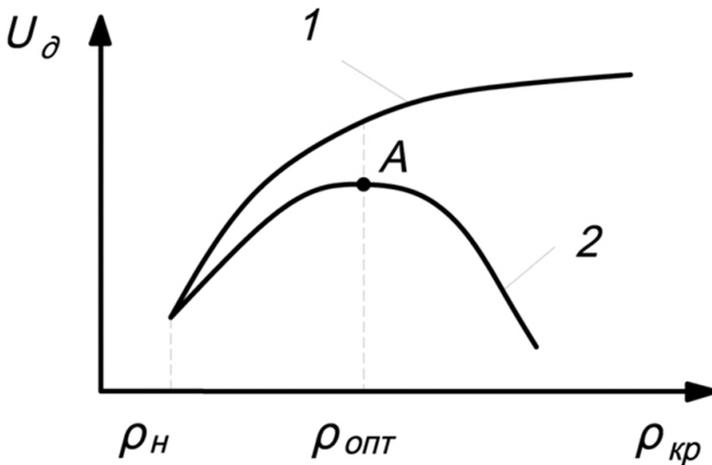


Рис. 2.9. Зависимость скорости детонации от плотности:
1 – для индивидуальных ВВ, 2 – для смесевых ВВ [34]

пользовании штатных ВВ скорость детонации до критической плотности растет, а потом процесс обрывается и затухает. При использовании смесевых ВВ изменение скорости детонации от плотности менее предсказуемо. В общем закономерность можно представить, согласно [34], в виде рисунка 2.9. Согласно ему, при увеличении плотности смесового ВВ до определенной оптимальной величины скорость детонации растет. При дальнейшем увеличении плотности в сторону критической величины скорость детонации начинает снижаться. В принципе описание явления представляется верным, однако в [34] отсутствует привязка к конкретному ВВ и конкретному диаметру заряда, поэтому форма кривой 2 является спорной. В работе [52] приведены сведения по конкретным ВВ, соответствующие кривые представлены на рисунке 2.10.

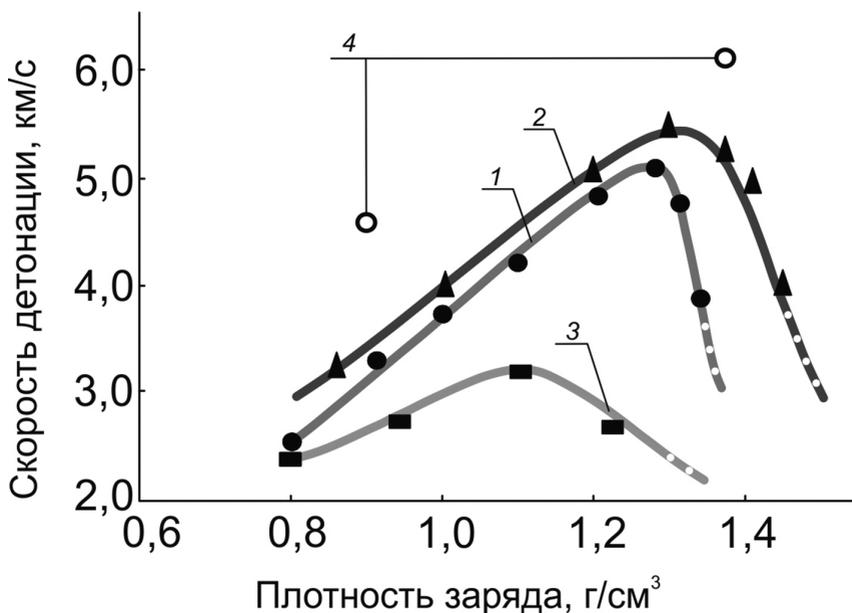


Рис. 2.10. Зависимость скорости детонации от плотности заряжения [52]:

1 – порэмит 1А, $D_3 = 80$ мм;

2 – порэмит М, $D_3 = 80$ мм;

3 – игданит, $D_3 = 200$ мм;

4 – гранулол в водонаполненном состоянии, $D_3 = 80$ мм

Рисунки 2.9–2.10 имеют сходство. Во-первых, данные по гранулолу на рисунке 2.10 выражают рост кривой так же, как на кривой 1 рисунка 2.9. Во-вторых, изгиб кривых по смесевым ВВ также свидетельствует о наличии пиковой точки при определенной плотности, за которой в сторону увеличения плотности скорость детонации начинает снижаться. При этом отличием закономерностей, представленных на рисунках 2.9–2.10, являются формы кривых для смесевых ВВ. Если на рисунке 2.9 кривая является плавной, то на рисунке 2.10 по порэмиту кривая представляет собой практически острый угол. С другой стороны, по игданиту кривая также является плавной. Следовательно, форма кривой при определении оптимального значения плотности для разных смесевых ВВ может быть разной. При этом неизменным является то, что существует пиковая точка, характерная для определенной плотности, где рост скорости детонации сменяется падением в сторону критического значения плотности.

Следует также обратить внимание на зависимости критического диаметра заряда от плотности ВВ. На рисунках 2.11–2.13 представлены соответствующие кривые, указанные в [28], которые свидетельствуют, что для

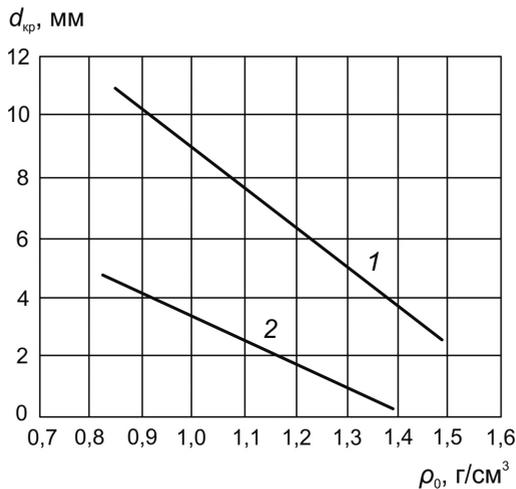


Рис. 2.11. Зависимость критического диаметра от плотности для зарядов из прессованного ТНТ [28]

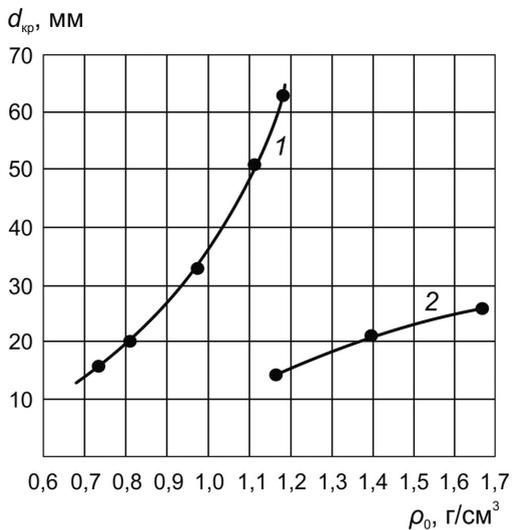


Рис. 2.12. Зависимость критического диаметра от плотности:
1 – динамон (88% аммиачной селитры, 12% торфа), 2 – аммонит 80/20 [28]

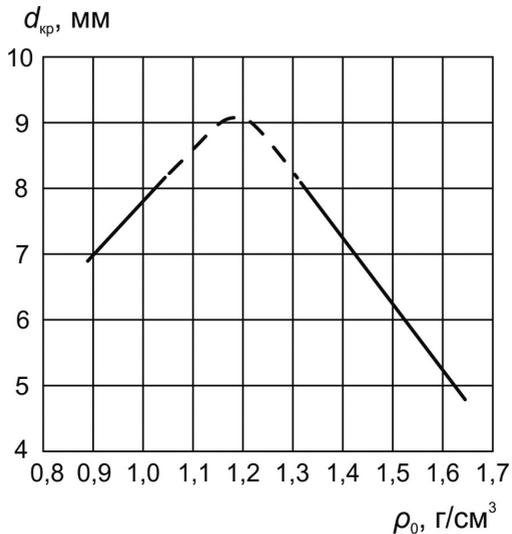


Рис. 2.13. Зависимость критического диаметра от плотности заряда из аммотола 50/50 (аммиачная селитра – 50%, ТНТ – 50%) [28]

разных ВВ критический диаметр с увеличением плотности может как снижаться, так и возрасти. Также возможно увеличение критического диаметра при малых плотностях, нестабильность детонации при средних значениях (см. рис. 2.13) и уменьшение критического диаметра при больших плотностях. Таким образом, критический диаметр заряда изменяется достаточно непредсказуемо в зависимости от плотности и состава ВВ.

Исследования составов в промышленных условиях [53–56] показали, что детонационные характеристики смесевых ВВ при больших диаметрах также меняются непредсказуемо. На рисунке 2.14 представлено изменение скорости детонации в зависимости от плотности заряжения эмульсионного взрывчатого вещества нитронит Э-70 при различных диаметрах заряда, согласно [56]. Видим, что скорость детонации в зависимости от плотности подвержена достаточно большим колебаниям, их характер при разных диаметрах зарядов может быть похожим.

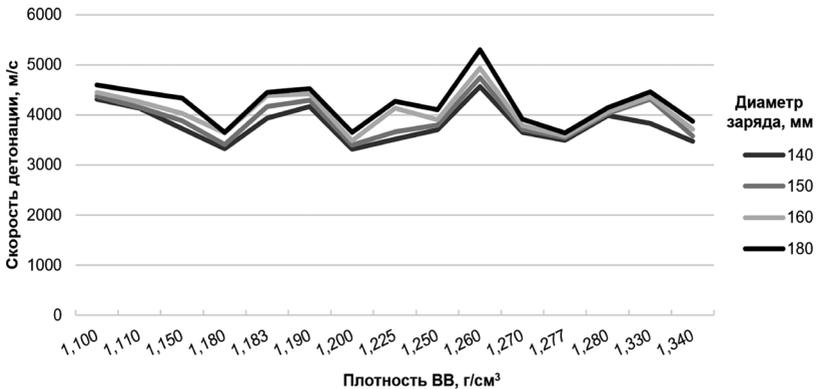


Рис. 2.14. Зависимость скорости детонации нитронита Э-70 от плотности ВВ при диаметрах заряда 140, 150, 160 и 180 мм [56]

В работе [52] также указана зависимость критического диаметра заряда от содержания и типа селитры (рисунок 2.15). Свойства компонентов, применяемых для изготовления смесевых ВВ, могут оказывать существенное влияние на детонационные характеристики ВВ.

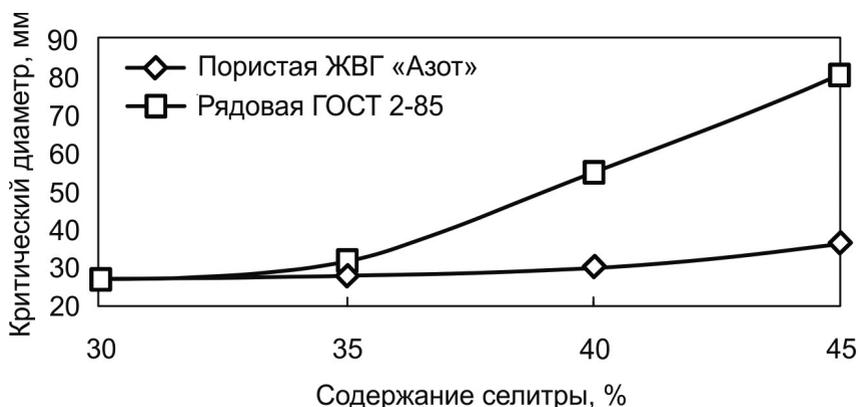


Рис. 2.15. Зависимость критического диаметра смеси от содержания и типа селитры [52]

Таким образом, для безопасного производства взрывных работ необходимо знать изменяющиеся свойства взрывчатых веществ, не допускать возникновения критических свойств зарядов (критический диаметр и критическая плотность), а также проводить периодические испытания партий ВВ на полноту детонации. Это существенно снизит риск возникновения отказов.

2.5. ПАРАМЕТРЫ РАЗРУШАЮЩЕГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВОВ В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

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 учетом 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 [57]. 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 (2.25–2.27), указанных в [43]. Для наглядности произведен приближенный расчёт действия взрыва на расстоянии от заряда (таблица 2.2). В приведенном расчёте диаметр скважины принят 250 мм. Диаметр скважины и диаметр заряда равны.

Давление на стенку скважины

$$P = \frac{r_{\text{зар}}^2}{2r_{\text{скв}}^2} P_{\text{д}}, \text{ МПа}, \quad (2.25)$$

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

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

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

$$P_{\text{д}} = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{n + 1}, \quad (2.26)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м³;

D – скорость детонации, м/с;

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

Давление в горном массиве от взрыва цилиндрического заряда на расстоянии:

$$P_R = P \left(\frac{r_{\text{скв}}}{R} \right)^{1,5}, \text{ МПа}, \quad (2.27)$$

где R – расстояние от взрыва заряда, м.

Таблица 2.2

Давление на расстоянии от взрыва некоторых ВВ

ВВ	Скорость детонации, м/с	Плотность заряжения, г/см ³	Давление на стенки скважины, МПа	Давление от взрыва, МПа									
				Расстояние от заряда, м									
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Гранулотол	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
Фортис 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

Согласно данным таблицы 2.2, уже через 1 м давление падает на 96% по всем ВВ. Рассмотрим пример для гранулолола.

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

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 [58]. При заряде 250 мм зона управляемого дробления составляет 1–2 м. При этом, согласно [38], 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. 2.2) 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 управляемым, 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 учета 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 путем 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 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 приблизительный характер, а с другой – детонационные характеристики ВВ, особенно эмульсионных, могут носить случайный характер, связанный с особенностями производства конкретного состава в конкретных условиях, когда точность контролируемой величины определяется не фиксированным числом, а диапазоном значений.

ГЛАВА 3

ПАРАМЕТРЫ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВЗРЫВОВ ДЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КРИОЛИТОЗОНЫ

В условиях переменного спроса на минеральное сырье динамика развития открытых горных работ условно может быть разделена на два вида: по сути и способам осуществления. Первый определенный вид развитие горных работ приобретает при разработке нового месторождения. При переменном спросе требуется развивать горные работы так, чтобы была возможность быстро нарастить объемы выемки в конкретный период времени и повысить интенсивность горных работ. Повышение интенсивности достигается совокупностью качественного решения следующих задач. Во-первых, производство БВР должно обеспечивать компактный развал горной массы. Во-вторых, система энергообеспечения карьера должна предполагать возможность быстрого перемещения тяжелой техники на электрическом приводе. В-третьих, должна быть организована качественная и бесперебойная диспетчеризация горных работ. В-четвертых, высокую интенсивность горных работ можно обеспечить только с применением автотранспорта, так как только в этом случае транспортные коммуникации можно формировать во временном порядке, что крайне важно при интенсивном развитии рабочей зоны. Пятой задачей является организация бесперебойной отгрузки взорванной горной массы. Следует отметить, что решение первой и пятой задач достаточно тесно связано, так как от параметров развала и качества дробления зависит производительность выемочной техники.

Вторым выраженным видом динамики развития горных работ является организация переходных процессов. Возникновение соответствующей необходимости в изменении системы управления горными работами возникает на карьерах, которые разрабатываются более 20 лет. К этому сроку

карьеры, как правило, имеют большую глубину, резерв по разноске бортов сокращается, экономически оправдывается более крутой угол постановки уступов в предельное положение и появляются проблемы, связанные с поддержанием устойчивости бортов. В этих условиях развитие рабочей зоны происходит через переходные процессы, в рамках которых осуществляется изменение технологии горных работ для поддержания экономической целесообразности дальнейшей разработки месторождения.

Так или иначе в условиях Севера сразу или спустя некоторое время после начала разработки востребованы приемы интенсивного освоения недр. Связано это главным образом с тем, что в большинстве случаев лишь интенсификация горных работ делает разработку месторождения в сложных горно-геологических условиях оправданной. Особенностью таких месторождений являются мерзлые грунты, низкая температура, отсутствие развитой инфраструктуры и, соответственно, нехватка квалифицированного персонала для обслуживания и ремонта техники. При этом самое сложное – это управление состоянием грунтов и контролирование их устойчивого залегания. В этой связи организация процессов открытых горных работ подразумевает соответствующую систему управления, позволяющую производить быстрый документооборот между службами. Следует отметить, что высокая скорость передачи и обмена информацией ведет к повышению скорости ее потребления, а значит, в целом к интенсификации горных работ в условиях мерзлых грунтов.

3.1. ПАРАМЕТРЫ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Сложность и недостаточная изученность процессов, происходящих в мерзлых грунтах, затрудняет прогнозирование состояния массива [3, 22–25], 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 заряжания. 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 маневры.

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°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 счет применения при переездах мощного дизель-генератора, установленного на самоходном шасси.

Располагать станок под высоким уступом нужно так, 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 тяжелого бурового оборудования. Поэтому определяющим критерием выбора бурового станка, является его надежность 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 [59], 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 все 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 подбирается соответствующая марка на рынке.

Принимая во внимание широкий ассортимент бурового оборудования, выбор модели бурового станка целесообразно проводить на основе предполагаемой механической скорости бурения [59] в породах той или иной крепости.

Приближенный расчёт производительности станков шарошечного бурения рекомендуется производить в следующем порядке [60]:

$$v_T = \frac{P_0 n^{0,8}}{П_6^{1,6} D}, \text{ м/ч}, \quad (3.1)$$

где v_T – механическая скорость бурения, м/ч;

P_0 – осевое усилие, кН;

n – частота вращения, мин⁻¹;

$П_6$ – 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 [61–62]:

$$P_{\sigma} = 0,07 (\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + 10\gamma), \quad (3.2)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы на сжатие, МПа;
 $\sigma_{сд}$ – предел прочности породы на сдвиг, МПа;
 γ – плотность горной массы, т/м³.

Показатель трудности бурения связан с коэффициентом крепости пород. В численном выражении коэффициент крепости ниже на 3–10%, поэтому для приближенных расчётов вполне можно принять $P_{\sigma} \approx 0,95 f$.

Сменная производительность бурового станка рассчитывается по формуле

$$A^{см} = \frac{T_{см} - (T_{пз} + T_{р})}{v_{т}^{-1} + T_{в}}, \text{ м/смену}, \quad (3.3)$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч;
 $T_{пз}$ – затраты времени на подготовительно-заключительные операции в течение смены, ч;
 $T_{р}$ – затраты времени на ремонты в течение смены, ч;
 $T_{в}$ – удельные затраты времени на вспомогательные операции в течение смены на метр скважины, ч;
 $v_{т}$ – механическая скорость бурения, м/ч.

Годовая производительность бурового станка

$$A^{\Gamma} = A^{см} n_{см} n_{с}, \text{ м/ГОД}, \quad (3.4)$$

где $n_{см}$ – число смен в сутки ($2 \div 3$);
 $n_{с}$ – число рабочих дней станка в году ($230 \div 300$).

В таблицах 3.1–3.3 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 3.1 – станки массой до 50 тонн, таблице 3.2 – станки массой от 50 до 90 тонн, таблице 3.3 – сверхтяжелые станки с массой от 100 до 180 тонн.

Таблица 3.1

**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
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. 3.1

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	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

Окончание табл. 3.1

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	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 3.2

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

Коэффициент 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

Продолжение табл. 3.2

Коэффициент 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	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

Окончание табл. 3.2

Коэффициент 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	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 3.3

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

Коэффициент 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. 3.3

Коэффициент 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	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

Окончание табл. 3.3

Коэффициент 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	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 3.1–3.3, 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 применен также при нормировании ударно-вращательного бурения. Для этого следует воспользоваться зависимостями, представленными в [63] относительно конкретной конструкции бурового инструмента.

3.2. УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД ВВ

Важным при определении параметров технологических взрывов является установление удельного расхода ВВ. Специалистам известно, что окончательная его величина устанавливается на основе результатов опытного взрывания, до которого необходимо знать предварительную величину удельного расхода ВВ, которая должна быть заложена в проекте на разработку месторождения. В этом случае удельный расход рекомендуется устанавливать в результате сравнения и анализа известных методик.

В настоящее время на карьерах, как правило, разработаны типовые проекты БВР, основанные на индивидуальных местных классификациях массивов по взрываемости, учитывающие прочностные свойства массивов, свойства применяемых ВВ и технологические параметры взрывного разрушения горных пород. Эти классификации делят горные породы на легко-, трудно- и весьма трудновзрываемые. Сравнение одинаковых по взрываемости массивов на разных месторождениях показывает, что расчётный удельный расход в них может отличаться в два и более раз из-за того, что в настоящее

время нет единого подхода к определению взрываемости горных пород [61].

Существует ряд работ по определению взрываемости массивов и расчёту параметров БВР на основе классификаций по взрываемости [64–68]. 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.

Расчетная формула удельного расхода по методу Ржевского В.В. [64]:

$$q = \frac{6 \sigma_p^2 [(D/d) - 1]}{E \eta Q l}, \text{ Г/М}^3. \quad (3.5)$$

Расчетная формула удельного расхода по методу Ржевского В.В. [65]:

$$q_{пр} = q_э K_{ВВ} K_d K_T K_{сз} K_{об} K_{сп}, \text{ Г/М}^3. \quad (3.6)$$

Расчетная формула удельного расхода по методу Мосинца В.Н. [66]:

$$q = \frac{1800 \sqrt{f} \left[1 + \left(\frac{0,16}{f} \right) \lg v_H \right] \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1...m}} + \frac{\rho \ln K_p}{2g} v_0^2}{Q_V^{1+\eta}}, \text{ кг/М}^3. \quad (3.7)$$

Расчетная формула удельного расхода по методу Кутузова Б.Н. [67]:

$$q = 0,13 \rho \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 d_o d_3) \left(\frac{0,5}{d_H} \right)^{2/5} \cdot \sqrt{0,25 d_H / d_{сп}}, \text{ кг/М}^3. \quad (3.8)$$

Расчетная формула удельного расхода по методу Союзвзрывпрома [68]:

$$q = 0,13 \rho \cdot \sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 d_o d_3) \left(\frac{0,5}{d_k} \right)^{2/5} K_{\text{ВВ}}, \text{ кг/м}^3. \quad (3.9)$$

Расчетная формула удельного расхода по методу Гипроруды [68]:

$$q_{\text{пр}} = q_3 K_{\text{ВВ}} K_{\text{дс}} K_{\text{др}} K_b, \text{ кг/м}^3. \quad (3.10)$$

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

η – 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;

ρ – плотность породы, т/м³;

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;

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

d_3 – диаметр заряда, м;

d_0 – средний диаметр отдельностей породы в массиве, м;

$d_{\text{ср}}$ – средний диаметр куска породы после взрыва, м;

$q_{\text{пр}}$ – проектный удельный расход, г/м³;

q_3 – эталонный удельный расход, г/м³;

σ_p – предел прочности образца горной породы на растяжение, Па;

$K_{\text{ВВ}}$, $K_{\text{дс}}$, $K_{\text{др}}$, K_b – коэффициенты, учитывающие, соответственно, тип ВВ, диаметр скважины, степень дробления и угол наклона скважины;

K_T – коэффициент, учитывающий трещиноватость взрываемого массива;

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

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

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

В таблице 3.4 представлен анализ приведенных методик расчёта удельного расхода ВВ и указан учет известных значений свойств пород, свойств ВВ и технологических факторов в формулах. В ней единицей отмечено наличие в расчётной формуле значения свойства, нулем – отсутствие. Согласно [61], по каждому фактору, влияющему на удельный расход ВВ, определена средняя доля учета в приведенных методиках. Вычисленная доля фактора нормирована по отношению к единице. Таким образом определена относительная важность каждой учтенной переменной.

Для этого сначала вычислена относительная распространенность d_i по соотношению

$$d_i = \frac{\sum_i^m n_i}{m}, \quad (3.11)$$

где $\sum_i n_i$ – количество методик, учитывающих рассмотренный фактор;
 m – общее количество оцененных методик – шесть.

Нормированная доля каждого фактора определена из соотношения

$$d_{Hi} = \frac{d_i}{\sum d_i}. \quad (3.12)$$

Величина d_{Hi} указывает на степень важности каждого приведенного фактора.

В последнем столбце указаны результаты расчёта по приведенным методикам для кимберлитов. Кимберлиты – средневзрываемые горные породы. На них удельный расход граммонита 79/21 составляет 0,45–0,65 кг/м³. При установлении к нормированной доле факторов степени важности 10% барьера видно, что удельный расход ВВ в наибольшей степени зависит от предела прочности на одноосное сжатие

(крепость пород), размера отдельности в массиве (категория трещиноватости) и необходимой степени дробления.

При установлении к нормированной доле факторов степени важности в размере 5% видно, что при определении удельного расхода ВВ для конкретных условий более полно начинают учитываться свойства горных пород, свойства ВВ и технологические параметры. Таким образом, по мере отработки месторождения необходимо уточнять физико-механические свойства горных пород, уточнять и совершенствовать характеристики ВВ, анализировать условия взрывания и совершенствовать технологические параметры [61]. Фактическая величина удельного расхода ВВ определяется свойствами горных пород, свойствами ВВ и условиями разработки месторождения. Существующие методики расчёта удельного расхода ВВ основываются на зависимостях, полученных в некоторых заданных пределах. В таблице 3.4 показано, что в интервал удельного расхода граммонита 79/21 для кимберлитов (0,45–0,65 кг/м³) попадают результаты расчёта по методам Гипроруды [68] и Ржевского В.В. [65].

Анализ способов расчёта удельного расхода ВВ показал, что полученные для кимберлитов результаты по разным методикам для штатного ВВ могут отличаться на величину 0,37 кг/м³, что охватывает примерно 3–4 категории взрываемости. Главными факторами, влияющими на удельный расход ВВ, по рассмотренным методикам являются: предел прочности на одноосное сжатие (крепость пород), размер отдельности в массиве (категория трещиноватости) и необходимая степень дробления.

Подходы к определению предварительной величины удельного расхода ВВ для условий производства БВР на карьерах могут быть различными. В указанном примере проанализированы шесть наиболее употребляемых формул, хотя их количество может быть увеличено. В каждом конкретном случае выбор того или иного метода определяется в большей мере точностью информации о состоянии, структуре и прочности разрушаемого массива горных пород. Учитывая, что в условиях Севера разрушают мерзлые грунты, степень смерзания которых в каждом конкретном периоде различна, выбор методики определения величины удельного расхода ВВ для криолитозоны должен соответствовать максимальной простоте и универсальности. Поэтому рекомендуется выбирать ту методику, которая требует наименьшего количества исходных данных. При этом следует иметь в виду, что удельный расход ВВ при разрушении мерзлых грунтов может быть выше на 15–20% [3].

Таблица 3.4

Анализ методик расчёта проектного удельного расхода ВВ

Автор	Свойства горных пород				Свойства ВВ		Технологические параметры						Удельный расход ВВ для кимберлитов	
	П. п. на сжатие	П. п. на растяжение	П. п. на сдвиг	Плотность горной породы	Размер отдельности в массиве	Темплота взрыва	Работа взрыва	Конструкция заряда и наклон скважины	Сетка скважин	Объем взрывания	Свободные поверхности	Диаметр скважины		Необходимое дробление
Ржевский В.В. [64]	0	1	1	0	1	1	1	0	0	0	0	0	1	0,25
Ржевский В.В. [65]	1	1	1	1	1	0	0	1	0	1	1	1	1	0,47
Мосинец В.Н. [66]	1	0	1	1	1	1	1	0	0	1	0	0	1	0,42
Кулузов Б.Н. [67]	1	0	0	1	1	0	0	1	1	0	0	1	1	0,37
Союзвзрывпром [68]	1	0	0	1	1	0	0	0	0	0	0	1	1	0,42
Гипроруда [68]	1	1	0	0	1	0	0	0	0	0	0	1	1	0,62
Средняя доля учета фактора	0,83	0,50	0,50	0,67	1,00	0,33	0,33	0,33	0,17	0,33	0,17	0,67	1,00	
Нормированная доля фактора	0,122	0,073	0,073	0,098	0,146	0,049	0,049	0,049	0,024	0,049	0,024	0,098	0,146	
10% барьер														
5% барьер														

П.п. — предел прочности.

3.3. ПОРЯДОК РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВЗРЫВОВ

Наиболее полно расчёт параметров БВР по разным методикам отражен в работе [68]. В данном случае нецелесообразно приводить все известные расчётные формулы, специалист при желании сам найдет ту методику расчёта, которая, по его мнению, наиболее подходит для тех условий, в которых он сам работает. Обратим внимание лишь на основные принципы любого расчёта БВР с примером из методики Гипроруды [61, 68].

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

$$l_{\text{пер}} = d_c K_{\text{пер}}, \text{ м}, \quad (3.13)$$

где $K_{\text{пер}}$ – коэффициент перебура, зависящий от взрываемости пород (таблица 3.5).

Таблица 3.5

Значения коэффициента перебура $K_{\text{пер}}$

Класс взрываемости	I	II	III	IV	V
Коэффициент перебура	6–8	8–10	10–12	12–14	14–16

Общая длина скважины:
– вертикальной

$$l_c = H_y + l_{\text{пер}}, \text{ м}, \quad (3.14)$$

– наклонной

$$l_c = \frac{H_y}{\sin \beta} + l_{\text{пер}}, \text{ м}, \quad (3.15)$$

где β – угол наклона скважины, град.

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

$$W_{\text{max}} = \frac{30 d_c}{\sqrt{\gamma}} (3 - m), \text{ м}, \quad (3.16)$$

где γ – плотность пород, т/м³;

m – коэффициент сближения скважин (таблица 3.6).

Таблица 3.6

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

$$W_{\min} = H_y \operatorname{ctg} \alpha + Z, \text{ м}, \quad (3.17)$$

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); α – угол откоса рабочего уступа, град;

– для наклонных скважин

$$W_{\min} = Z, \text{ м}. \quad (3.18)$$

Расчетная величина W по условию обеспечения рационального качества взорванной горной массы:

– для вертикальных скважин

$$W_p = \sqrt{\frac{K_1 p}{q_{\text{пр}}}}, \text{ м}, \quad (3.19)$$

– для наклонных скважин

$$W_p = \frac{0,9}{\sin \beta} \sqrt{\frac{p}{q_{\text{пр}}}}, \text{ м}, \quad (3.20)$$

$$p = 7,85 d_c^2 \Delta, \text{ кг/м}, \quad (3.21)$$

где p – вместимость ВВ в 1 м скважины;

d_c – диаметр скважины, дм;

Δ – плотность заряда в скважине, кг/дм³;

K_1 – коэффициент, зависящий от класса пород по взрываемости.

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

Проверяются условия:

$$W_p < W_{\max}, \quad (3.22)$$

$$W_p > W_{\min}. \quad (3.23)$$

При соблюдении условий (3.22) и (3.23) принимается $W=W_p$. Если не соблюдается условие (3.22), то $W=W_{\max}$. Если не соблюдается условие (3.23), 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

$$a = m W, \text{ м}, \quad (3.24)$$

– расстояние между рядами скважин

$$b = a k_c, \text{ м}, \quad (3.25)$$

где k_c – коэффициент сближения рядов.

Для легковзрываемых и средневзрываемых пород $k_c=1,0$; для трудновзрываемых пород $k_c=0,85$.

Длина забойки в скважинах

$$l_{\text{заб}} = l_c k_{\text{заб}}, \text{ м}, \quad (3.26)$$

где $k_{\text{заб}}$ – коэффициент забойки, принимается по таблице 3.7 при условии, что объема взрывных полостей достаточно для размещения необходимого количества ВВ.

Таблица 3.7

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 способов достижения расчётных значений.

Ширина развала горной массы от первого ряда скважин

$$B_1 = k_3 k_B k_\beta H_y \sqrt{q_{пр}}, \text{ м}, \quad (3.27)$$

где k_3 – коэффициент дальности отброса горной массы, зависящий от принятого интервала замедления (табл. 3.8);

H_y – высота уступа, м;

k_β – коэффициент, учитывающий угол наклона скважин (β , град) к горизонту;

$$k_\beta = 1 + 0,5 \sin(90^\circ - \beta). \quad (3.28)$$

Таблица 3.8

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

$$\tau = W k_\tau, \text{ мс}, \quad (3.29)$$

где k_τ – 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;

Таблица 3.9

**Значения коэффициента
трещиноватости**

Категория пород по трещиноватости	I	II	III	IV	V
k_{τ}	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

$$B_{\text{рац}} = (2 \div 3) A = (3 \div 5,1) R_{\text{чy}}, \text{ м}, \quad (3.30)$$

– при автотранспорте

$$B_{\text{рац}} = (2 \div 5) A = (2,5 \div 7,5) R_{\text{чy}}, \text{ м}, \quad (3.31)$$

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

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

$$n_p = \frac{B_{\text{рац}} - B_1}{b} + 1. \quad (3.32)$$

Фактическая ширина развала при известном количестве рядов

$$B_{\text{ф}} = B_1 + (n_p - 1)b, \text{ м}. \quad (3.33)$$

Ширина бурового блока

$$B_{\text{вб}} = W + (n_p - 1)b, \text{ м}. \quad (3.34)$$

Средний выход горной массы с 1 погонного метра скважины

$$q_{\text{ГМ}} = \frac{H_y a [(n_p - 1)b + W]}{l_c n_p}, \text{ м}^3/\text{м}. \quad (3.35)$$

При взрывании на подпорную стенку ее ширина составит

$$B_{\text{пс}} = k_p W \left(\frac{\sqrt{2 k_{\text{ив}} q_{\text{пр}} e E}}{\sigma_{\text{сж}}} \right), \text{ м}, \quad (3.36)$$

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

W – линия сопротивления по подошве, м;

$k_{\text{ив}}$ – 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;

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

Развал с учетом подпорной стенки

$$B_p = \left(1 - \frac{(B_{\text{пс}})^{3/2} (k_p W + B_{\text{пс.макс}})}{(B_{\text{пс.макс}})^{3/2} (k_p W + B_{\text{пс}})} \right) B_{\text{ф}}, \quad (3.37)$$

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

Коэффициент крепости.....	17–20	10–17	4–10
Величина $B_{\text{пс.макс}}$, м.....	45	40	30

Третий 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 (четвертая комплексная задача) определяются зоны воздействия взрывных работ на окружающие объекты, а также безопасные расстояния при производстве взрывов.

Следует отметить, что приведенное разделение расчёта параметров БВР на комплексы задач является достаточно условным. Третий и четвертый комплекс, например, значительно переплетаются при определении порядка ведения взрывных работ на предельном контуре. В этом случае разрабатывается специальная технология заоткоски, учитывающая как взаимодействие между зарядами, так и сейсмическое действие взрыва, что в конечном счете определяет степень устойчивости бортов карьеров в предельном положении. Поэтому, несмотря на высокую формализацию расчётов параметров БВР, не всегда удается выстроить четкие алгоритмы и автоматизировать процесс, как бы кому не хотелось. Всегда во взрывном, да и в горном деле в целом, найдется задача, которую решить сможет только опытный специалист, соответствующий своему призванию. Это в свою очередь входит в понятие горное искусство.

3.4. ВЫБОР СЕТКИ СКВАЖИН И СХЕМ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ

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 счет 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 ведет к браку по обурированию 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 обурировании выемочных блоков) провел ИГД МЧМ СССР [69–75] (ныне ИГД УрО РАН).

Определенное развитие получило и соответствующее научно-теоретическое направление. Согласно [69], 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 определенных 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 взрываемыми зарядами.

На рисунке 3.1 представлена соответствующая иллюстрация согласно [69] для диагональной схемы инициирования с применением детонирующего шнура.

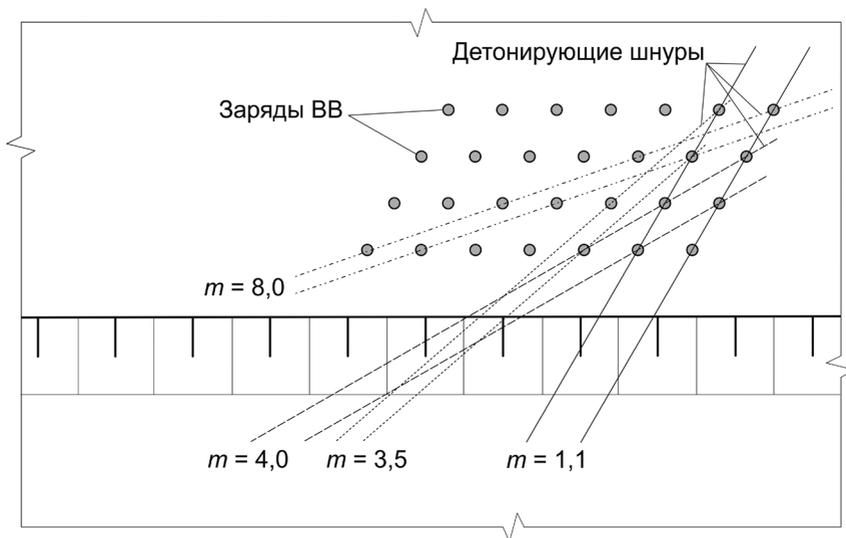


Рис. 3.1. Изменение коэффициента t с расстоянием между зарядами в зависимости от наклона диагонали [69]

В зависимости от угла наклона диагонали получаются различные расстояния между одновременно взрываемыми зарядами. Согласно [69–72], на разных предприятиях в разных горно-геологических условиях рациональные значения коэффициента t 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 $2,5\text{--}3,5 \text{ т/м}^3$. Отсюда некоторая неопределенность выбора рационального угла диагонали на основе 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 3.2.

Из рисунка 3.2 видно, что изменение направления инициирования зарядов необходимо осуществлять максимально вкрест 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 горнотехнических 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 определенные сложности с выбором схем взрывания. Связано это с тем, что средства инициирования имеют определенную погрешность по замедлению срабатывания и чем больше установленное производителем время замедления при фиксированной норме погрешности, тем больше и сама погрешность.

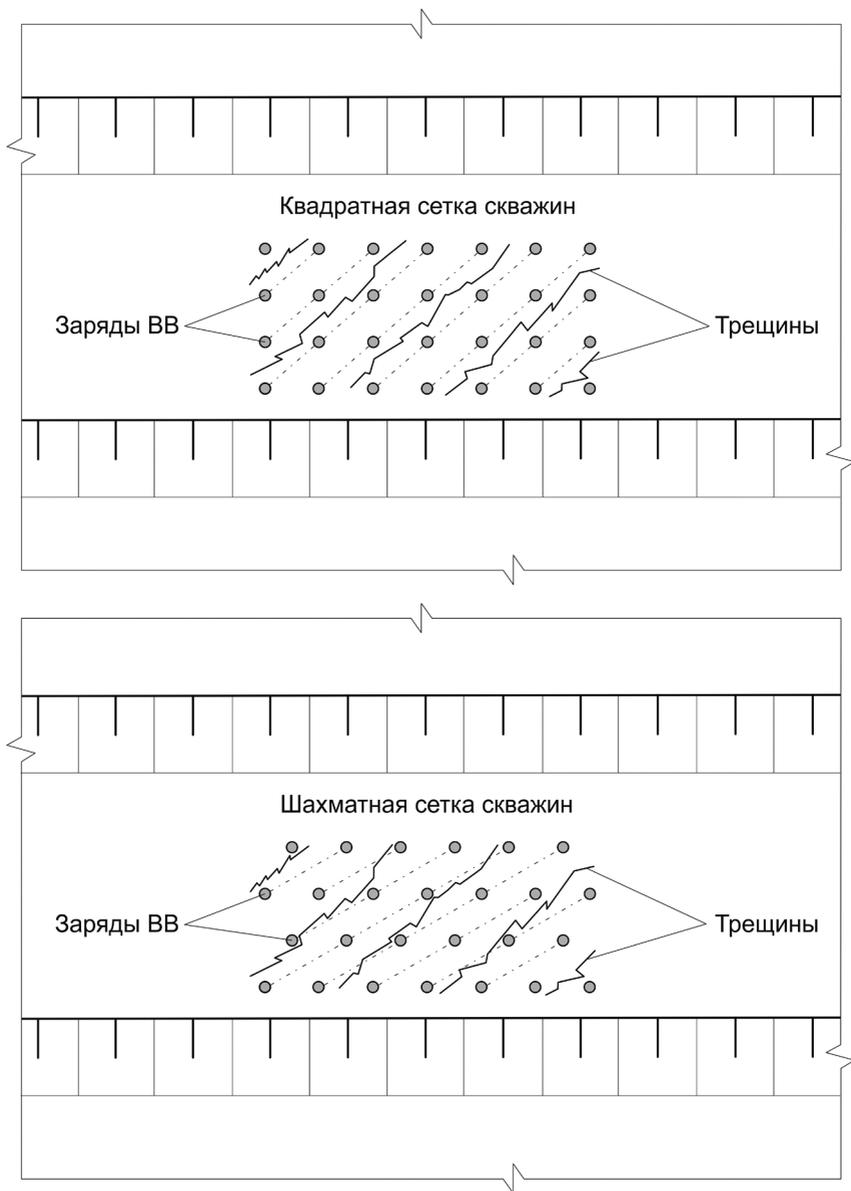


Рис. 3.2. Условие изменения угла наклона диагонали и переход от одной сетки скважин к другой

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 ± 45 мс. Указанное время сопоставимо с замедлением между зарядами по поверхности (25, 42, 67 мс и другие). Следовательно, фактическое количество скважин, сработавших одновременно 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 [76] и горизонтальных берм, а транспортные коммуникации по нерабочим бортам на 60–80% представлены системой встречных съездов, в том числе с однополосным движением автотранспорта [77]. Трубки разрабатываются карьерами с промежуточными контурами. Средняя ширина рабочих площадок на вскрышных и добычных уступах составляет 40–60 м [77].

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 3.9 приведены основные схемы короткозамедленного взрывания, согласно [78]. 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 3.9

Основные схемы короткозамедленного взрывания [78]

Группы и варианты схем	Условия применения	Схемы
Продольные		
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	

Продолжение табл. 3.9

Группы и варианты схем	Условия применения	Схемы
Поперечные		
Порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, не менее четырех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, откос уступа обнажен во фланге	
	Траншейный забой, подобранный откос уступа, небольшая протяженность взрываемого блока, породы средней и ниже средней взрываемости	
Порядные врубовые	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы средней и ниже средней взрываемости, не менее четырех рядов скважин, необходимость уменьшения развала	
Диагональные		
Порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, имеется ограничение по сейсмическому эффекту	

Окончание табл. 3.9

Группы и варианты схем	Условия применения	Схемы
Порядные врубовые	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, имеется ограничение по сейсмическому эффекту	
Треугольные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудно взрываемые породы сложной структуры	<p><i>Схемы с ломаной и кривой линиями одновременно взрывааемых зарядов</i></p>
	Те же породы, но траншейный забой и подобранный откос уступа	
Трапецевидные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудно взрываемые породы сложной структуры	
	То же, но траншейный забой	
	Фронтальный забой, неподобранный откос уступа, значительное число скважинных зарядов. Трудно взрываемые горные породы	

3.5. 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

$$t_p = (t_{\text{загр}} + t_{\text{тр}} + t_{\text{разгр}} + t_{\text{зпо}}) \frac{1}{60}, \text{ ч}, \quad (3.38)$$

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).

$$t_{\text{загр}} = \frac{m_{\text{загр}}}{v_{\text{загр}}}, \text{ МИН}, \quad (3.39)$$

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).

$$t_{\text{тр}} = \frac{2L}{v_{\text{тр}}} 60, \text{ мин}, \quad (3.40)$$

где L – плечо откатки, км;

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

$$t_{\text{разгр}} = t_{\text{зс}} (m_{\text{загр}}/Q_{\text{зар}}) + t_{\text{п}} ((m_{\text{загр}}/Q_{\text{зар}}) - 1), \text{ мин}, \quad (3.41)$$

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).

$$t_{\text{зс}} = \frac{Q_{\text{зар}}}{P}, \text{ мин}, \quad (3.42)$$

где P – производительность машины по заряданию, кг/мин;

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

Среднее значение ходок машины в смену

$$n_{\text{х}} = \frac{T_{\text{см}} k_{\text{см}}}{t_{\text{р}}}, \quad (3.43)$$

где $T_{\text{см}}$ – время смены, ч;

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

Сменная производительность машины

$$Q_{\text{см}} = m_{\text{загр}} n_x, \text{ Т в смену.} \quad (3.44)$$

Годовая производительность машины

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}} n_{\text{см}}, \text{ Т в год,} \quad (3.45)$$

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

$$n_{\text{см}} = N_{\text{см}} k_{\text{им}}, \quad (3.46)$$

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.

ГЛАВА 4

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 путем 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.

4.1. ВЛИЯНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТОВ КАРЬЕРА

Взрывные работы в карьере необходимо вести таким образом, чтобы скорость сейсмических колебаний пород в законтурном массиве не превышала предельно допустимых по устойчивости значений. Для определения допустимого значения скорости сейсмических колебаний необходимо установить допустимое динамическое напряжение. Допустимый динамический предел прочности находится в соответствии с условием сейсмоустойчивости горного массива (см. раздел 2.2, формулу (2.4)):

$$[\sigma_{ст}] + [\sigma_{дин}] \leq \sigma_{дин}.$$

Согласно [44], допустимая скорость смещения массива может быть определена по выражению

$$v_d = \frac{2\sigma_{дин}}{\gamma C} 981 \cdot 10^3, \text{ см/с}, \quad (4.1)$$

где $\sigma_{дин}$ – допустимый динамический предел прочности пород, кгс/см²;
 γ – плотность пород, т/м³;
 C – скорость звука в породе, см/с.

Придерживаясь значений показателей согласно системе СИ, выражение (4.1) можно записать в следующей форме (см. раздел 2.2, формулу (2.5)):

$$v_d = \frac{\sigma_{дин}}{\gamma C} 2604,1, \text{ м/с}.$$

Скорость сейсмических колебаний в зависимости от массы ВВ в ступени и расстояния от взрыва до охраняемого объекта может быть

определена согласно [46] по следующему выражению (см. раздел 2.2, формулу (2,6)):

$$v = K \sqrt{\frac{Q}{R^3}}.$$

Таким образом, определив допустимую скорость колебаний участка борта (выражение (2.5)) и подставив полученное значение в выражение (2.6), 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.

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

4.2. 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 пересмотры 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 придает 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 ее получения по средствам САПР.

В [79] задолго до современного развития САПР карьеров было отмечено, что существенное сглаживание текущих коэффициентов вскрыши по годам достигается ускоренной отработкой месторождения путем 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 [79, 80], при этом она позволяет увеличить объем 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 прием 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.

4.3. ОСНОВНЫЕ ПРИЕМЫ СНИЖЕНИЯ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА МАССИВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВЗРЫВОВ

Анализ научно-технической литературы позволил установить следующие основные приемы. Согласно [81], наиболее ровный перебор (поверхность отказа после взрыва контурного ряда, имеющая структурные повторения) получается при вертикальных контурных скважинах, следовательно, рассмотрение такого варианта целесообразно. Там же отмечено, что отклонения от проектной оси контурных скважин во время бурения минимальны при длине скважин 10–15 м, получается примерно на длину 1–2 буровые штанги. Однако для экономической оправданности необходим специальный буровой станок с возможностью бурения под себя. В качестве первого приема заслуживает внимания снижение высоты нерабочего уступа с увеличением угла его наклона. Для постановки нерабочих уступов в дезинтегрированных обводненных породах следует учесть опыт Ковдорского ГОКа [82]. Заоткоску уступов, сложенных частично моренными и дезинтегрированными породами, целесообразно производить вертикальными скважинами переменной глубины. Ширина приконтурной зоны при этом определяется четырьмя-шестью рядами скважин. Схема коммутации зарядов подходит диагональная. Высота уступа может составлять 24 м. Если по участкам, поставленным в предельное положение таким способом, за двух-трехлетний период не наблюдается деформаций (за исключением осыпания приоткосной зоны, связанного с сосредоточенным стоком воды), то такого рода решения можно считать приемлемыми.

При подходе к предельному контуру карьера в обычных условиях необходимо применять специальную технологию ведения буровзрывных работ, обеспечивающую сохранность берм и откосов уступов. Ширина зоны, в рамках которой следует проводить специальные мероприятия по экранированию массива от взрыва, должна составлять 30–40 м от границы предельного контура. На расстоянии менее 30 м от контура следует с опережением создавать отрезную щель [83]. Комплекс исследований и разработок в области производства буровзрывных работ на предельном контуре карьера рекомендуется оформлять в виде единого технологического регламента.

Параметры экранирования в приконтурной зоне необходимо определять в соответствии с условиями производства работ. Расстояния между контурными скважинами должны обеспечивать образование поверхности экрана и соотноситься с габаритами бурового станка для обеспечения возможности нормального маневрирования при смене позиции.

Контурные заряды экрана (отрезной щели) необходимо взрывать раньше зарядов дробления. При возможности взрывы для создания отрезных поверхностей необходимо производить заранее.

Согласно методическим указаниям [82–85], при подходе горных работ к предельному контуру на расстояние ближе 30–40 м необходимо применять не более чем двухрядное взрывание с диагональной схемой. При этом расстояние между рядом скважин отрезной щели и зарядами дробления должно быть не менее 10 диаметров зарядов дробления. Применение наклонных скважин также способствует снижению воздействия взрыва на законтурный массив.

Ширина приконтурной ленты может быть также определена в следующем порядке [86]. Минимальная ширина приконтурной зоны, при которой опережающее создание отрезной щели является обязательным,

$$R_r = R_1^1 - 0,5b(n_{\max} - 1), \text{ м}, \quad (4.2)$$

где R_1^1 – ширина зоны остаточных деформаций при наличии экрана, м;
 b – расстояние между рядами скважин в технологическом взрыве, м;
 n_{\max} – максимальное число рядов технологических скважин при взрывах в приконтурной зоне.

Ширина зоны деформаций при взрывах в приконтурной зоне (при наличии экрана)

$$R_1^1 = \frac{K_3 Q_{\text{ст}} \cos \theta R_0 \eta_{\text{щ}}}{L_{\text{ст}} h_y (R_{\text{щ}} + 1)} - 1, \text{ м}, \quad (4.3)$$

где $Q_{\text{ст}}$ – масса ВВ на ступень замедления, кг;
 R_0 – единичный радиус ($R_0 = 1$ м);

$\eta_{\text{щ}}$ – амплитудный коэффициент экранирования щели;
 $R_{\text{щ}}$ – ширина зоны деформации за щелью;
 h_y – высота уступа;
 $L_{\text{ст}}$ – длина диагонали;
 θ – угол между диагональю и предельным контуром борта;
 K_3 – эмпирический коэффициент, учитывающий степень зажима массива при взрыве ($K_3=5,7 \cdot n^{0,77}$);

$$R_{\text{щ}} = 23 \left(\frac{d_3}{d_c} \right)^2 \frac{q_1}{a_i} \sin \alpha_y - 1, \quad (4.4)$$

$$\eta_{\text{щ}} = \left[\left(\frac{P_M V_M}{P_{\text{щ}} V_{\text{щ}}} \right)^2 \frac{\pi^2 f^2}{V_{\text{щ}}^2} l_{\text{щ}}^2 + 1 \right]^{-0,5}, \quad (4.5)$$

где P_M и $P_{\text{щ}}$ – плотность породы в массиве и в полости щели;
 V_M и $V_{\text{щ}}$ – скорость распространения звуковой волны в массиве и за-
 полнителе щели, соответственно;
 f – частота колебаний массива при взрыве;
 $l_{\text{щ}}$ – ширина полости щели, м.

$$l_{\text{щ}} = 0,96 d_c \left(1 - \frac{a_i}{a_{\text{max}}} \right) + 0,003, \quad (4.6)$$

где d_c – диаметр скважин отрезной щели (0,25 м);
 a_i – расстояние между скважинами, при котором обеспечивается
 образование щели;
 a_{max} – максимальное расстояние.

Следует обратить внимание на расчёт амплитудного коэффициента $\eta_{\text{щ}}$. В качестве примера произведен условный расчёт для трех условий, приведенных ниже. Для расчёта приняты следующие исходные данные: $n_{\text{max}} = 5$, $Q_{\text{ст}} = 1680$ кг, $L_{\text{ст}} = 40$ м, $\theta = 45^\circ$, $K_3 = 5,7 \cdot n^{0,77} = 5,7 \cdot 5^{0,77} = 19,68$, м³/кг, $f = 25$ Гц, $a_i = 2,5$ м, $a_{\text{max}} = 3$ м.

В первом случае принято, что отрезная щель заполнена водой ($P_{\text{щ}} = 1000 \text{ кг/м}^3$, $V_{\text{щ}} = 1500 \text{ м/с}$); во втором случае вода находится в замерзшем состоянии и в щели находится лед ($P_{\text{щ}} = 917 \text{ кг/м}^3$, $V_{\text{щ}} = 3000 \text{ м/с}$). В обоих случаях $\eta_{\text{щ}} \approx 0,99$. В третьем случае, если щель заполнена воздухом ($P_{\text{щ}} = 1,27 \text{ кг/м}^3$, $V_{\text{щ}} = 331 \text{ м/с}$), то $\eta_{\text{щ}} \approx 0,003$. При этом ширина зоны деформаций при последнем заполнителе имеет отрицательное значение, что, с одной стороны, указывает на высокий экранный эффект воздушного промежутка, а с другой – малая величина амплитудного коэффициента не позволяет провести расчёт минимальной ширины приконтурной зоны. В самой методике [86] вывод о том, что наличие воды в щели снижает эффективность экранирования по сравнению с твердым заполнителем не следует из представленных выражений, а соотношение скоростей звука в воде и в массиве отличается от величин, на которых базируется вывод. Тем не менее, из практики известно, что вода действительно снижает экранирующий эффект отрезной щели. Следовательно, в [86] выражение по расчёту амплитудного коэффициента экранирования щели требует доработки. Поэтому, используя выражения (4.2–4.6), для определения ширины зоны деформации R_1^1 целесообразно считать для условий, когда отрезная щель заполнена водой. Таким образом, расчёт будет осуществлен для минимального экранирующего эффекта, который при снижении обводненности пород будет только возрастать.

В приведенном на рисунке 4.1 примере указана диагональная схема как зарекомендовавшая себя в плане надежности получаемого результата. Следовательно, и выражения (4.2–4.6) подразумевают применение диагональной схемы. Однако инициирование зарядов может происходить и другим образом, согласно объективной рациональности применения конкретной схемы в тех или иных условиях. Поэтому для осуществления эффективного производства БВР при подходе к предельному контуру карьера целесообразно предварительно проводить специальные научные исследования по оценке влияния взрывов на устойчивое состояние горного массива, геомеханические исследования законтурного массива, а также разрабатывать соответствующие мероприятия для производства. Рекомендуется комплекс указанных исследований и разработок оформлять в виде единой технической документации производства буровзрывных работ на предельном контуре карьера (технологического регламента).

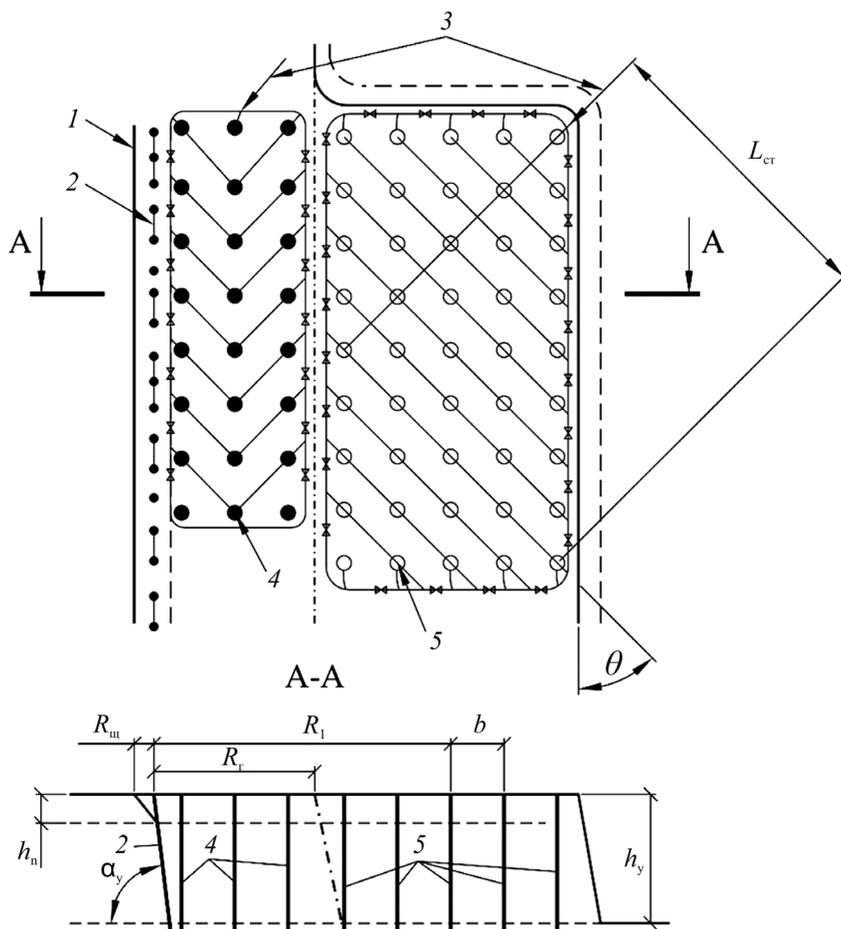


Рис. 4.1. Схема специальной технологии заоткоски [86]:

1 – предельный контур, 2 – скважины отрезной щели,

3 – направление детонации при взрыве,

4 – технологические скважины в приконтурной зоне,

5 – технологические скважины за пределами приконтурной зоны,

R_r – ширина приконтурной зоны,

R_1 – ширина зоны деформации за щелью,

h_n – мощность раздробленного слоя,

h_y – высота уступа, $L_{ст}$ – длина диагонали,

θ – угол между диагональю и предельным контуром борта

4.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БВР В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ

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 учетом 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 [84]. Это связано с развитием предразрушения пород. Указанный эффект с применением разных ВВ различен [15]. 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 [43] (см. раздел 2.3, формулу (2.25)):

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

При показателе изоэнтропы, равном 3, давление детонационной волны можно определить следующим образом [28, 47]:

$$P_{\text{д}} = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D^2}{4}, \text{ МПа,} \quad (4.7)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м³;

D – скорость детонации, м/с.

Значения давления, рассчитанные по выражению (4.7), как правило, получаются завышенными по сравнению с более точными

способами расчёта (см. раздел 2.3). Однако в нашем случае имеющаяся точность вполне приемлема.

Для конкретного типа ВВ радиус трещинообразования определяется выражением

$$R_{\text{тр}} = r_{\text{скв}} \sqrt[3]{(P/\sigma_{\text{дин}})^2}, \text{ м.} \quad (4.8)$$

Предельный радиус трещинообразования для различных условий может быть установлен в соответствии с технологией ведения работ. В этом случае появляется возможность путем указанных расчётов подобрать взрывчатое вещество и конструкцию зарядов, обеспечивающие установленный радиус развития трещин. Выражения (2.25, 4.7, 4.8) представляют собой критерий определения типа ВВ для контурного взрывания.

Расстояния между скважинами определяются в зависимости от давления за границей взрывной полости и предела прочности пород на растяжение в массиве (значение предела прочности пород на растяжение в массиве, в приближении, можно принять на порядок меньше, чем в образце).

Давление в горном массиве от взрыва цилиндрического заряда рассмотрено в разделе 2.3 (см. формулу (2.27)):

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

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 определенного типа ВВ. Приведенная на рисунке 4.2 схема расчёта параметров зарядов отрезной щели применяется для того, чтобы обеспечить направленное раскрытие массива между соседними зарядами. Для этого, согласно свойствам пород и параметрам разрушающего действия зарядов, определяются соответствующие

расстояния между скважинами в контурной ленте. При этом раскрытие щели может достигаться как прямым взаимодействием соседних зарядов, так и с применением компенсационной полости между зарядами. На практике второй вариант (на рис. 4.2 – верхний) осуществляется, например, при заряджании скважин контурного ряда через одну, оставляя между заряженными пустую скважину.

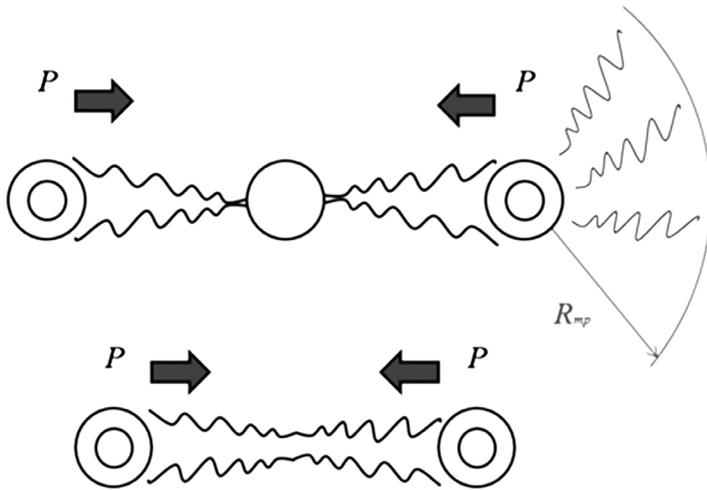


Рис. 4.2. Схема, поясняющая цель расчёта разрушающего действия зарядов контурного ряда

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 путем 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 размывтия 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 [28], что показатель действия взрыва в различных условиях обычно лежит в пределах $1,6 \leq n \leq 2,6$, оптимальное значение для приближенных 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.

4.5. 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 [87–88]; **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 приемы по уменьшению параметров зарядов, а также приемы 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. Рекомендуются 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 путем определения массы зарядов, сработавших на одну ступень замедления.

Эффективность экранирующего эффекта отрезной щели. можно проверить с помощью сейсморегистратора. Для этого прибор устанавливается на расстояние 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.

ГЛАВА 5

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 энергоемкость 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 (СИ), 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 напряженного состояния прибортового 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. Получается, что буровзрывные работы подчинены высшему уровню

организации производства, хотя и являются первыми процессами добычи. Более высоким уровнем является система планирования и управления горными работами. Именно в этой системе определяется развитие рабочей зоны, оптимизация грузопотоков и распределение ресурсов. Поэтому 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 рассматриваемые вопросы могут иметь перспективу реализации.

5.1. ПРИМЕНЕНИЕ МАЛОПЛОТНЫХ ВВ ПРИ ДОБЫЧЕ КИМБЕРЛИТОВ

Идея использования пенополистирола (ППС) в составе скважинного заряда тесно связана с решением проблемы управления действием взрыва благодаря перераспределению его энергии. Многочисленными исследованиями и накопленным производственным опытом доказана эффективность применения зарядов, имеющих в своем составе воздушную полость [47]. При этом установлено, что предложенная конструкция заряда – наиболее простой и экономичный способ управления энергией взрыва в массиве горных пород. Комбинированная конструкция заряда с воздушным промежутком (ВП) позволяет более полно использовать энергию продуктов детонации взрыва с учетом прочностных свойств и структурных особенностей массива

на дробление горных пород, проработку подошвы и повышение устойчивости откосов уступов при отбойке.

Однако, несмотря на длительное применение ВП, физико-механический смысл явлений, происходящих при взрыве зарядов с воздушными промежутками, в настоящее время полностью не выяснен. В связи с этим возникает необходимость качественной оценки роли пенополистирола (ППС) в образовании воздушных промежутков в зависимости от их вида.

Первые сведения о возможности применения пенополистирола для рассредоточения скважинного заряда появились в «Якутнипромалмазе» в 1969 г. А.А. Шебаршовым было предложено воздушную полость в заряде создавать с помощью специальных полых цилиндров, формируемых из пенопласта марки ПСВ (рис. 5.1, а).

При отбойке горных пород скважинами диаметром 0,15; 0,20; 0,22 м и глубиной 15–18 м рассредоточение заряда рекомендуется производить цилиндрами с диаметром соответственно 0,14; 0,19; 0,21 м, длиной до 3 м и толщиной стенки 0,01 м. В этом случае масса цилиндров составляет 0,102; 0,140 и 0,157 кг, а расход ППС в расчёте на 1000 м³ горной массы для приведенных диаметров равен соответственно 0,85; 0,58 и 0,53 кг. Дальнейшее совершенствование разработанной конструкции скважинного заряда было связано с созданием сплошного промежутка (рис. 5.1, б) и «плавающего» заряда из насыпного пенополистирола [47].

Первые успехи в применении ППС для рассредоточения частей заряда способствовали появлению конструкций зарядов, которые более полно учитывали условия взрывания. К этим зарядам следует отнести и конструкции, разработанные в «Джезказган НИПИЦВЕТМЕТ» (рис. 5.1, в, г), в которых промежуток из ППС располагался между забоем скважины и нижним торцом заряда, забоечным материалом и зарядом [89]. При разработке слоев породы с включениями необходимое для эффективного дробления перераспределение энергии взрыва по высоте скважины достигается благодаря дополнительным промежуткам из гранулированного ППС. Заряды ВВ при этом располагаются так, чтобы та часть блока, где залегают твердые слои породы, непосредственно контактировала с ВВ и тем самым подвергалась более интенсивному воздействию взрыва. Установка дополнительных прослоек обеспечивает регулируемый подъем колонки заряда и, как следствие этого, способствует уменьшению зоны неуправляемого дробления в районе забойки.

В работах [89–90] отражены результаты исследований и опыт применения комбинированных зарядов с использованием в конструкциях пенополистирола на разных карьерах, приведена оценка их взрывной и экономической эффективности.

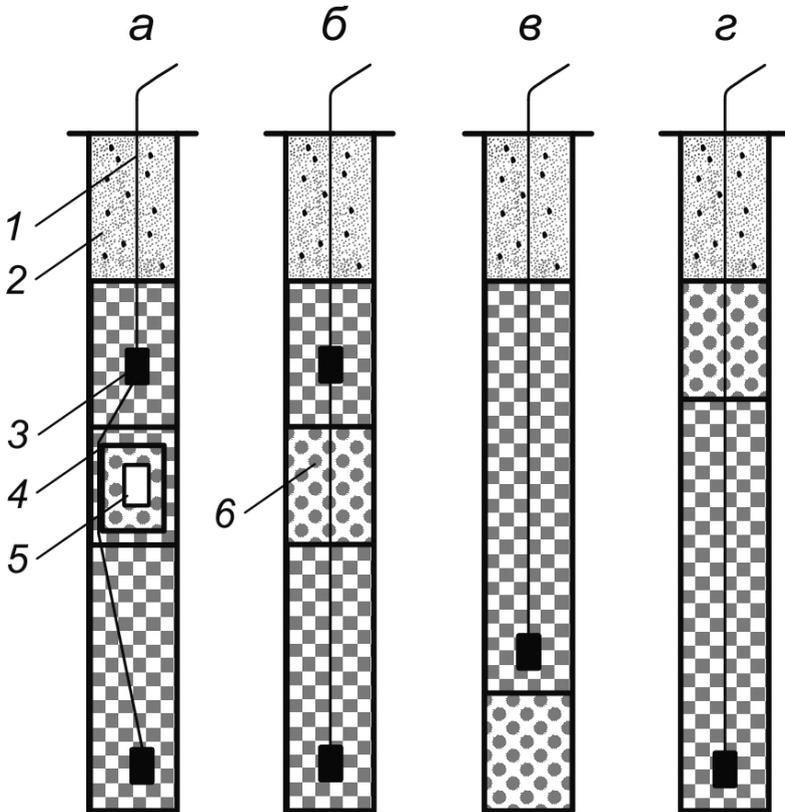


Рис. 5.1. Конструкции скважинных зарядов с промежутками из пенополистирола:
 1 – ДШ; 2 – забойка; 3 – детонатор; 4 – цилиндр из ППС;
 5 – полость; 6 – пенополистирол

Полученный положительный опыт использования вспененного полистирола как конструкционного материала комбинированных зарядов послужил стимулом создания малоплотных взрывчатых

смесей на полистирольной основе (МПВВ). В значительной мере этому способствовали интенсивный поиск взрывчатых веществ для эффективного дробления трещиноватых и ослабленных массивов горных пород, выполнение заоткосных и специальных взрывных работ [47, 91–95].

Первые отечественные малоплотные взрывчатые вещества, разработанные под руководством проф. Е.Г. Баранова, представляли собой механические смеси известных промышленных ВВ и гранул пенополистирола с различным соотношением компонентов [95]. Новым этапом в развитии и совершенствовании МПВВ на полистирольной основе стало появление технологии приготовления взрывчатых смесей, совмещающей процессы вспенивания полистирола в концентрированном растворе аммиачной селитры и нанесения солевой оболочки на гранулы пенополистирола [47, 96].

Поиск новых рецептов малоплотных ВВ и технологий приготовления, расширение условий применения привели к созданию смесевых составов на основе АС – ДТ, которые включали, с одной стороны, положительные свойства игданитов, с другой – придавали взрывчатым смесям новые технологические качества. В первую очередь к ним следует отнести регулируемую плотность, обеспечивающую соответствие свойств ВВ условиям взрывного дробления и, как следствие этого, появление возможности управлять процессом разрушения горных пород. К этому времени сформировалось техническое направление на основании представлений о роли потенциальной энергии как средства управления действием взрыва и основным критерии взрывных свойств ВВ. Важнейшим признаком, характеризующим условия эффективного использования энергии ВВ на дробление породы, принято считать длительность воздействия взрыва на массив при сниженном пике начального давления. Этим особенностям в большей степени соответствуют малоплотные составы.

Максимальное число работ по исследованию и внедрению малоплотных ВВ и конструкций зарядов с пенополистиролом приходится на начало восьмидесятых годов. Этому периоду соответствует и наибольший научный интерес к ППС, связанный с поиском новых рецептов ВВ и рациональных конструкций зарядов. Некоторое последующее ослабление интереса к проблеме МПВВ объясняется особенностями подготовительного периода, предшествующего освоению их производства,

а также необходимостью накопления экспериментального материала. Возможный рост числа публикаций можно ожидать за счет исследований, связанных с аномальным поведением процессов при распространении детонации в зарядах МПВВ, в области практического использования таких ВВ с целью сохранения структуры отделяемого взрывом материала, а также расширения границ общепринятого способа использования ВВ.

Создание малоплотных ВВ, составной частью которых являются термопластичные полимеры с ячеистой структурой, послужило основанием для детального изучения их свойств и характеристик, обеспечивающих высокую технологичность, безопасность и низкую стоимость. Ячеистые структуры на основе термопластов образуются, в основном, путем нагревания полимера, насыщенного газом, и напоминают собой структуру застывшей пены [97]. Поэтому в отличие от «монолитных» пластмасс пенопласты состоят из чередующихся слоев полимерного вещества, образующего стенки ячеек, заполненных газом. Из числа факторов, характеризующих структуру пенопластов и определяющих свойства этих материалов, основными являются: геометрическая форма и размеры ячеек, наличие или отсутствие свободы перемещения газообразной фазы в макроструктуре, относительное содержание полимерной и газообразной фаз.

Малоплотные взрывчатые вещества за счет значительного содержания пенополистирола в смеси обладают высокой пористостью и имеют размеры пор (гранулы ППС), превышающие величину частиц взрывчатого компонента. Существование в составе МПВВ структурных неоднородностей дает основание ожидать качественного отличия детонации таких ВВ от составов с технологической плотностью $\rho = 1000 \text{ кг/м}^3$.

Оценка качественного влияния пенополистирола в малоплотной смеси на структуру детонационного фронта представлена в работе [47]. Опыты показали, что применение МПВВ позволяет решать задачи управления степенью дробления породы за счет увеличения продолжительности действия энергии взрыва на массив при относительно невысоких максимальных разрушающих нагрузках. Последнее очень важно, так как позволяет производить селективное дробление разнопрочных материалов. Этому способствует и достаточно широкий диапазон элементов управления – структурные свойства детонационной волны,

характер взрывного нагружения массива, конструктивные параметры заряда. При этом параметры детонации МПВВ весьма чувствительны к колебаниям плотности заряда, что позволяет изменением содержания ППС в смеси влиять на эффект взрывного действия.

В общем виде повышение эффективности дробления горных пород может быть достигнуто за счет улучшения передачи энергии взрыва окружающей среде без увеличения удельного расхода ВВ. Одно из таких направлений основано на снижении пикового давления путем создания в удлиненных 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, дает возможность в значительной мере сократить при дроблении массива выход как крупнокусовой, так и мелкой фракции [98]. 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 [89].

Качественная оценка влияния конструкции заряда с промежутками из пенополистирола на процесс формирования областей разрушения среды выполнена в работе [47]. Результаты, полученные при опытно-промышленных взрывах на кимберлитовых карьерах, подтвердили положительный эффект от использования комбинированных зарядов с промежутками из пенополистирола и дешевыми 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 дробленого материала, второй – необходимости сохра-

нения минеральной структуры извлекаемого компонента без значительного снижения стоимостных показателей. Как показывает многолетний опыт добычи и переработки кимберлитов, увеличенный выход переизмельченной 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.

5.2. ВОПРОСЫ КРУПНОМАСШТАБНОЙ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ

Крупномасштабные взрывы в промышленности применяются достаточно давно и особенно эффективно при строительстве крупных гидросооружений. На открытых горных работах взрывание больших объемов горной массы также может применяться при учете особенностей разработки месторождения и конструкции карьера. Следует отметить, что осуществление крупномасштабной отбойки требует разработки специальных подходов к совершенствованию технологических приемов производства буровзрывных работ [99–101]. 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 потребуется при выборе данного вида отбойки. Ниже в таблице 5.1 приведены некоторые вопросы крупномасштабной отбойки и возможность их решения для карьеров криолитозоны.

Таблица 5.1

**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 ограничения, т. к. грунты мерзлые, 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
Оконтуривание нерабочих участков бортов	Бурение контурных лент осуществляется под наклоном, соответствующим устойчивому углу откоса. Большая высота уступа ведет к более пологому углу наклона контурных скважин, что ведет 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 заоткосных работах

Окончание табл. 5.1

Вопрос	Комментарий	Возможные решения	Соответствие решений условиям криолитозоны
Безопасность работ под высокими уступами	Высокий уступ может разрушаться, что сопровождается сползанием и вывалами пород. В момент развития разрушения уступа отдельности могут свалиться на горное оборудование, попасть и раздавить кабину с людьми. Также при осуществлении передвижки машин с подтягиванием и перцепкой 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
Выемка увеличенного объема 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 повлечет за собой дополнительные затраты на повторное дробление мерзлого грунта

Согласно таблице 5.1, 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 горнотехническим 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.

5.3. 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 ее использование для принятия решений связано с определенными сложностями, а именно [102]: 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 дает возможность путем 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 5.2.

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.

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 учетом 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.

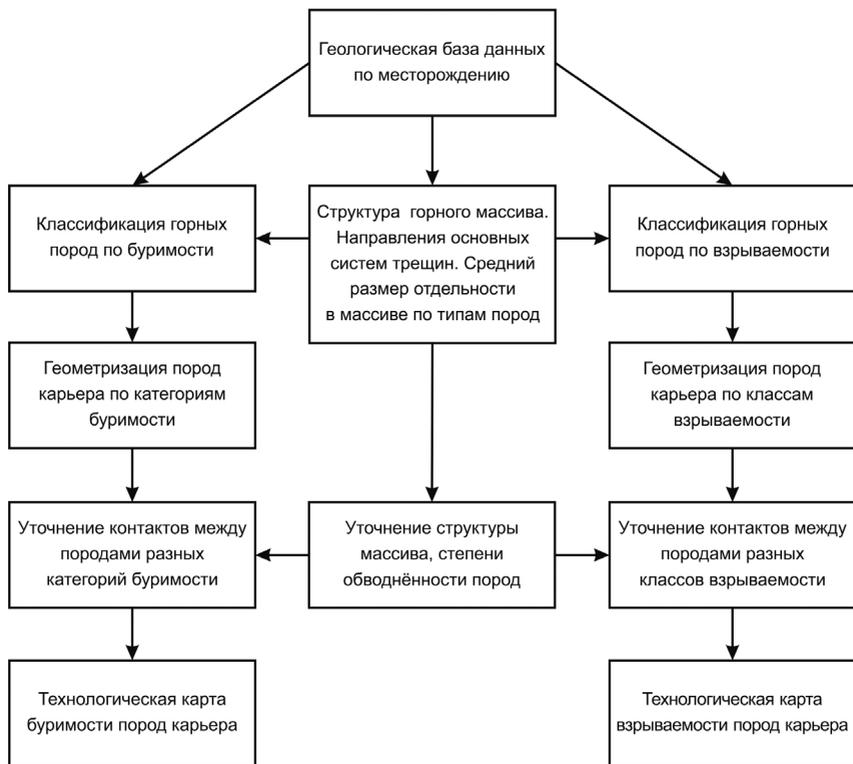


Рис. 5.2. Схема составления технологических карт буримости и взрываемости горных пород на карьерах

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 путем дополнительных исследований.

5.4. ВЗАИМОСВЯЗЬ МЕЖДУ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИМИ ХАРАКТЕРИСТИКАМИ ПРОЦЕССОВ ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ И ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Повышения эффективности буровзрывных работ можно добиться путем 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 энергоемкостью бурения технологических скважин [61, 103, 104]. 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 изменен. 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 [15, 28], 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:

$$A = q_{\text{пр}} Q_{\text{уд}} = \frac{Q_{\text{уд}} m_{\text{ВВ}}}{V}, \text{ Дж/м}^3, \quad (5.1)$$

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 – объем взрываваемой горной массы, м³.

Согласно [61], 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 [103, 104]. Он предложил для определения удельного расхода ВВ по данным бурения исследовать взаимосвязь с удельной энергией взрыва следующего энергетического показателя:

$$e = N/v, \quad (5.2)$$

где e – энергоемкость шарошечного бурения 1 м скважины, Дж/м;
 N – мощность вращателя, кВт;
 v – скорость бурения, м/ч.

При сопоставлении указанных энергетических характеристик процессов было установлено [105–107], 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:

$$Q_{\text{ВВ}} = q_{\text{пр}} V, \quad (5.3)$$

где $Q_{\text{ВВ}}$ – расход ВВ на блок, кг;
 $q_{\text{пр}}$ – проектный удельный расход ВВ, кг/м³;
 V – объем взрываемого блока, м³.

$$V = q_{\text{ГМ}} L, \quad (5.4)$$

где $q_{\text{ГМ}}$ – выход горной массы с одного погонного метра скважины, м³;
 L – количество пробуренных погонных метров для взрывания заданного объема горной массы, м.

Следовательно, расход ВВ на блок можно определить так:

$$Q_{\text{ВВ}} = q_{\text{пр}} q_{\text{ГМ}} L. \quad (5.5)$$

Отсюда следует

$$q_{\text{пр}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{q_{\text{ГМ}} L}. \quad (5.6)$$

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

$$q_{\text{пр}} \sim \frac{1}{q_{\text{ГМ}}}. \quad (5.7)$$

Анализ фактических показателей БВР подтвердил справедливость выражения (5.7) [61]. Тогда, если 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:

$$q_{\text{пр}} = \left[\frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \right] \rightarrow \left[\frac{\text{Дж}}{\text{м}^3} \right]. \quad (5.8)$$

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

$$\frac{1}{q_{\text{ГМ}}} = \left[\frac{\text{М}}{\text{М}^3} \right] \rightarrow \text{энергия бурения} \left[\frac{\text{Дж}}{\text{М}^3} \right]. \quad (5.9)$$

Таким образом, выход горной массы в минус первой степени ($\text{м}/\text{м}^3$) отражает «расход бурения» на тот же объем, что и расход ВВ. Поэтому удельным расходом ВВ определяются расстояния между скважинами. Следовательно, уточнение удельного расхода ВВ по данным бурения должно производиться с учетом этих расстояний. Тогда удельная энергия бурения должна определяться в $\text{Дж}/\text{м}^3$ [61].

Учитывая результаты исследований [61, 103, 104], в качестве энергетической характеристики процесса шарошечного бурения следует использовать показатель, который в [61] назван «удельной энергией обуривания 1 м^3 массива горных пород»:

$$E = \frac{N t}{q_{\text{ГМ}}}, \quad \text{Дж}/\text{м}^3, \quad (5.10)$$

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

$$A = \left[\frac{\text{Дж}}{\text{М}^3} \right] \leftrightarrow E = \left[\frac{\text{Дж}}{\text{М}^3} \right]. \quad (5.11)$$

$$\text{Отсюда следует } A \sim E \quad (5.12)$$

Таким образом, удельные энергии обуривания и взрывного разрушения 1 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 м^3 горного массива. Для отдельного типа породы это выражается следующим образом:

$$A_i / E_i = \Pi_i, \quad (5.13)$$

где A_i – энергоемкость взрывного разрушения i -й породы;

E_i – удельная энергия обуривания i -й породы;

Π_i – показатель, учитывающий отношение удельных энергий взрывания и обуривания для i -й породы (коэффициент пропорциональности).

Если для конкретной породы определить Π_i , то по измеряемой в дальнейшем удельной энергии обуривания можно вычислять удельный расход ВВ.

Ниже представлены основные положения методики уточнения удельного расхода ВВ по данным бурения технологических скважин выемочного блока по работе [61].

Энергоемкость обуривания горных пород шарошечным способом и энергоемкость взрывного разрушения прямо пропорциональны. В связи с этим в процессе бурения возможно уточнять информацию о состоянии горных пород в массиве. Разработанная в ИГД УрО РАН методика позволяет использовать информацию о бурении взрывных скважин для уточнения параметров БВР, а также определяет требования к специальному оборудованию и средствам передачи данных.

1. Общая характеристика и задачи методики

Основной задачей методики является уточнение параметров БВР по данным обуривания технологических блоков на карьерах. Решить эту задачу можно тремя способами. Первый способ – это определение удельного расхода ВВ по удельной энергии обуривания (5.13). Для этого изначально должен быть известен по типам горных пород коэффициент пропорциональности Π . Указанный способ связан с достаточно продолжительными экспериментальными исследованиями, хотя при этом значение коэффициента определяется наиболее точно. Второй способ – это определение крепости горных пород по параметрам процесса

бурения (5.14), при этом связь показателя трудности бурения В.В. Ржевского и коэффициента крепости М.М. Протоdjeяконова такова:

$$P_6 = \left(\frac{P_o n^{0,8}}{v_T D} \right)^{0,625}, \quad (5.14)$$

где P_o – осевое усилие, кН;
 n – частота вращения, мин⁻¹;
 v_T – техническая скорость бурения, м/ч;
 D – диаметр долота, см.

При этом открывается возможность построения моделей распределения крепости пород по высоте уступа на основании данных бурения взрывных скважин.

Третий способ является развитием первых двух и заключается в: построении моделей, как во втором способе; определении в зависимости от крепости расчётным путем необходимых удельных энергий разрушения (A и E); вычислении коэффициента пропорциональности P для исследуемых пород и его дальнейшем применении для расчёта удельного расхода ВВ по измеряемой удельной энергии обуривания.

Указанные способы представляют собой пути решения одной задачи и не противоречат друг другу. Выбор способа определяется имеющимися исходными данными и техническими возможностями исследователя.

Решение основной задачи методики производится в три этапа:

- Для каждой породы или ряда схожих горных пород находится коэффициент пропорциональности P между энергоемкостью обуривания E и энергией взрывного разрушения A (5.13).
- После определения коэффициента пропорциональности на основе информации, получаемой в реальном времени с приборов бурового станка, уточняется удельный расход ВВ по отметкам глубины технологической скважины.
- Определяется необходимый вес заряда ВВ в скважине, сравнивается с допустимым по критерию вместимости и, при необходимости, производится корректировка расстояний до ближайших (намечаемых к бурению) скважин. Таким образом сетка скважин может корректироваться непосредственно в процессе бурения.

Следует отметить, что технический уровень горного производства и отсутствие соответствующей методической базы пока еще не позволяют оперативно корректировать сетку скважин прямо в процессе бурения. Однако с применением энергетического метода оценки свойств массива по данным бурения это принципиально возможно. Поэтому данный вопрос в методике рассмотрен и включен в третий этап выполнения задачи.

2. Общие требования к специальному оборудованию

Приборы на буровых станках должны измерять параметры процесса бурения каждого метра скважины и передавать по беспроводной связи эту информацию на компьютер в технический отдел и другие заинтересованные службы и цеха предприятия. Измеряться должны следующие параметры: потребляемая мощность вращателя, осевое усилие, частота вращения долота, скорость бурения. Все приборы буровых станков на карьере должны быть соединены в единую систему. В случае если на одном из станков прибор выходит из строя, то датчики с узлов бурового станка должны продолжать бесперебойно передавать информацию на прибор соседнего станка или на резервный накопитель информации, способный также передавать информацию в реальном времени. Датчики должны иметь срок службы более 2 месяцев.

Средства передачи данных помимо передачи информации о бурении должны указывать местоположение бурового станка в карьере (на каком блоке и на какой скважине по проекту ведется бурение).

3. Определение коэффициента пропорциональности между энергоемкостью обуривания и взрывного разрушения

Коэффициент пропорциональности определяется в следующем порядке:

3.1. Производятся замеры параметров процесса бурения в каждом типе горных пород по каждому метру технологической скважины.

3.2. На основе данных хронометража вычисляется энергоемкость обуривания (E) и коэффициент крепости по каждому метру технологической скважины. Коэффициент крепости является функцией показателя трудности бурения, а сам показатель (P_6) вычисляется по (5.14).

3.3. После построения моделей распределения крепости по высоте уступа в последовательности, показанной на рисунке 5.3, определяется энергоёмкость обустройства по выражению (5.10).

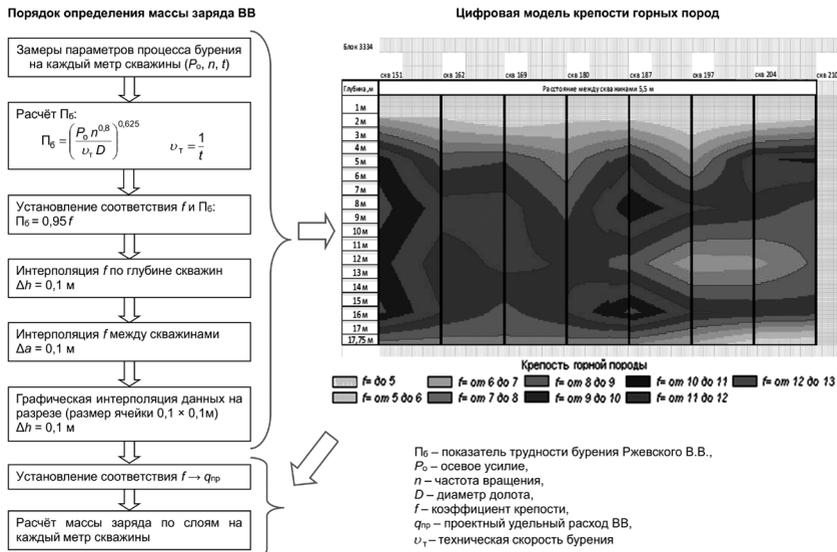


Рис. 5.3. Схема построения цифровой модели крепости горных пород

Мощность, потребляемая двигателем вращателя, кДж

$$N = 2\pi \cdot 10^{-3} M_{кр} n \eta^{-1}, \quad (5.15)$$

где $M_{кр}$ – момент вращения долота, Н·м;
 n – частота вращения, с⁻¹;
 η – КПД трансмиссии вращателя.

$$M_{кр} = 2,84 \cdot 10^{-3} k_1 D (0,22 P_o)^m, \quad (5.16)$$

где k_1 – эмпирический коэффициент, зависящий от крепости породы [78];
 D – диаметр долота, мм;
 P_o – осевое усилие, кН;

m – показатель качества очистки скважины (1,25 – для очень хорошей, 1,5 – для удовлетворительной, 1,75 – для плохой).

4. На основании полученных моделей распределения крепости в исследуемой горной породе для каждой категории трещиноватости определяется удельный проектный расход ВВ по методике Гипроруды (см. разделы 3.2–3.3):

$$q_{\text{пр}} = q_{\text{э}} K_{\text{ВВ}} K_{\text{дс}} K_{\text{др}} K_b.$$

Принципиальная схема определения удельного расхода ВВ по данной модели изменения крепости пород, полученной на основе хронометража бурения, представлена на рисунке 5.4.

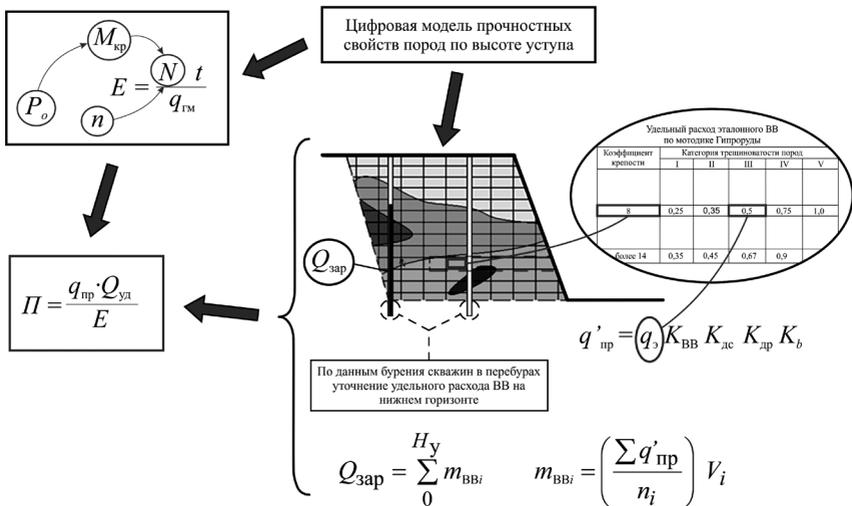


Рис. 5.4. Схема определения величины заряда ВВ по данным модели изменения крепости пород, полученной на основе хронометража бурения:
 $Q_{\text{зар}}$ – вес заряда в скважине, $m_{\text{ВВ}i}$ – масса ВВ на слой,
 n_i – число элементов слоя, V_i – объем слоя

Далее определяется необходимая энергия взрывного разрушения A по каждому метру длины заряда в скважине (5.1).

5. Коэффициент пропорциональности определяется по выражению (5.13).

Для конкретной горной породы по категориям трещиноватости $П$ определяется как среднеарифметическое значение на исследуемых участках. Полученные значения коэффициента пропорциональности используются при производстве БВР будущих периодов.

6. Уточнение удельного расхода ВВ по глубине скважины

Получив информацию с бурового станка об энергоёмкости обурирования горной породы, предварительно установив для нее коэффициент $П$, на каждый метр проектируемой длины заряда уточняется удельный расход ВВ. Для этого энергоёмкость обурирования умножается на коэффициент пропорциональности и находится требуемая энергоёмкость взрывного разрушения. Поделив энергоёмкость взрывного разрушения на удельную теплоту взрыва применяемого ВВ, вычисляют искомый удельный расход ВВ (5.1). Таким образом уточняется необходимая масса ВВ по отметкам колонки заряда.

7. Определение веса заряда в скважине и корректировка сетки скважин

Исходя из принятой длины заряда определяется допустимый вес заряда в скважине.

$$Q_{\text{доп}} = L_3 p, \text{ кг}, \quad (5.17)$$

где L_3 – длина заряда, м;

p – вес заряда в 1 метре скважины, кг/м;

$$p = 7,85 D^2 \Delta, \text{ кг/м}, \quad (5.18)$$

где D – диаметр скважины, дм;

Δ – плотность заряжания ВВ, кг/дм³.

На основе полученных данных о бурении скважины по отметкам колонки заряда определяется необходимый удельный расход ВВ (рисунок 5.5).

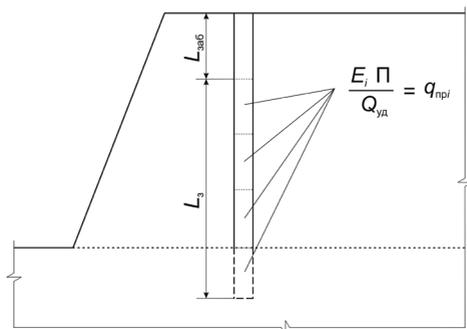


Рис. 5.5. Схема к определению удельного расхода ВВ по отметкам колонки заряда:

E_i — энергоемкость обуривания на i -й отметке глубины скважины,
 $q_{при}$ — требуемый удельный расход ВВ на i -й отметке глубины скважины,
 в указанном случае $L_{заб} \leq i \leq L_{скв}$

Учитывая, что заряд в перебуре создает техногенную нарушенность верхней части нижележащего горизонта, методикой предусматривается сокращение веса заряда в этой части скважины. Для этого данные о бурении перебура служат при расчёте на нижележащем горизонте, а в сам перебур закладывается такая масса ВВ, которая необходима для разрушения забоечной части скважины (рисунок 5.6).

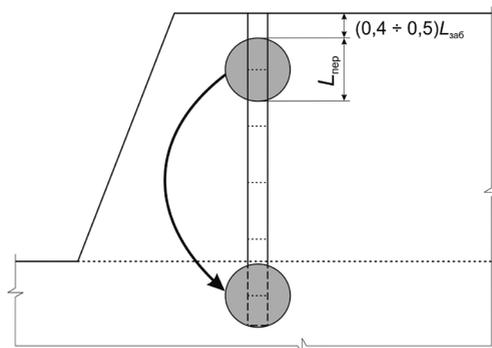


Рис. 5.6. Схема к определению массы заряда в перебуре по данным бурения забоечной части скважины

Требуемая масса заряда в скважине по условию трудности бурения определяется следующим образом:

$$Q_{\text{тр}} = ab \left[\left(\sum q_{\text{при}} l_i \right) + \left(\sum q_{\text{при}} l'_i \right) \right], \quad (5.19)$$

где a – расстояние между скважинами в ряду, м;
 b – расстояние между рядами скважин, м;
 $q_{\text{при}}$ – требуемый удельный расход ВВ на i -й отметке глубины скважины;
 l_i – длина заряда на i -й отметке глубины скважины,
 $[(0,4-0,5)L_{\text{заб}} + L_{\text{пер}}] \leq l_i \leq (L_{\text{скв}} - L_{\text{пер}})$;
 l'_i – длина заряда, который переносится в перебур на i -й отметке в забочной части скважины.

Корректировка сетки скважин производится на основе сопоставления требуемого веса заряда в скважине $Q_{\text{тр}}$ с допустимым по условию вместимости $Q_{\text{доп}}$ (рисунок 5.7).

Если $Q_{\text{тр}} > Q_{\text{доп}}$, то расстояние до ближайшей скважины следующего ряда необходимо уменьшить на величину x^1 :

$$x^1 = b \left(1 - \frac{Q_{\text{доп}}}{Q_{\text{тр}}} \right), \text{ м.} \quad (5.20)$$

Если $Q_{\text{тр}} = Q_{\text{доп}}$, то расстояние до скважины соседнего ряда остается согласно проекту.

Если $Q_{\text{тр}} \leq Q_{\text{доп}}$, то расстояние до ближайшей скважины следующего ряда необходимо увеличить относительно проектного на величину x^2 , которая определяется следующим образом:

$$x^2 = b \left(\frac{Q_{\text{доп}}}{Q_{\text{тр}}} - 1 \right), \text{ м.} \quad (5.21)$$

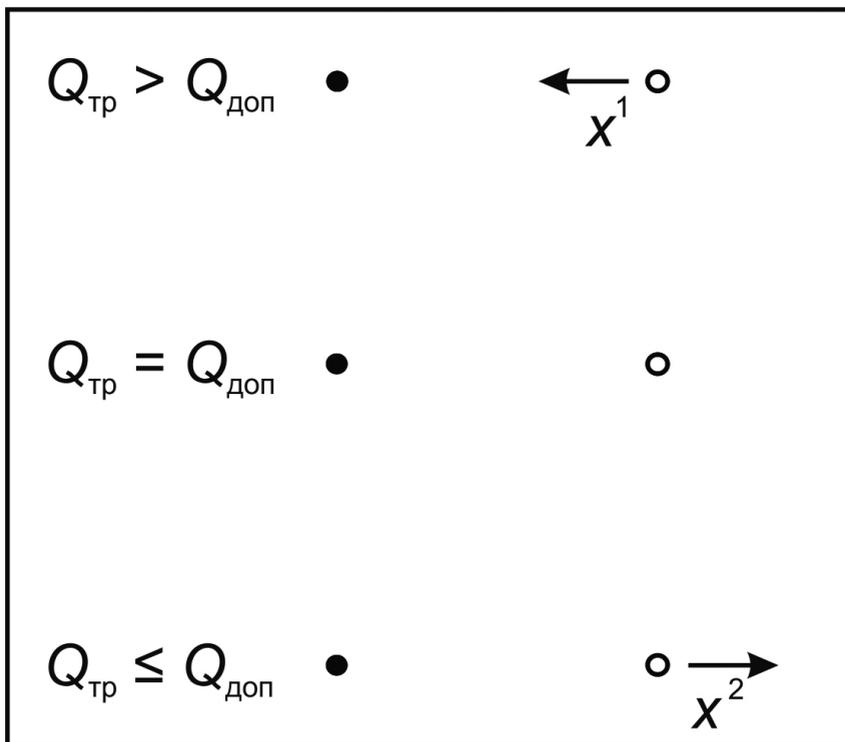


Рис. 5.7. Схема к корректировке сетки скважин в процессе обустройства технологического блока

8. Уточнение параметров БВР на нижележащем горизонте

Информация о бурении перебура позволяет уточнить удельный расход ВВ и, соответственно, сетку скважин на нижележащем уступе. Учитывая, что скважины на следующем горизонте не должны попадать в воронки взрывов в зонах перебуров, минимальная область, для которой уточняется удельный расход ВВ, оконтуривается координатами устьев 4 скважин.

Требуемый удельный расход ВВ для этой области (рисунок 5.8) определяется как среднеарифметическое значений, определенных в перебурах 4 скважин вышележащего блока.

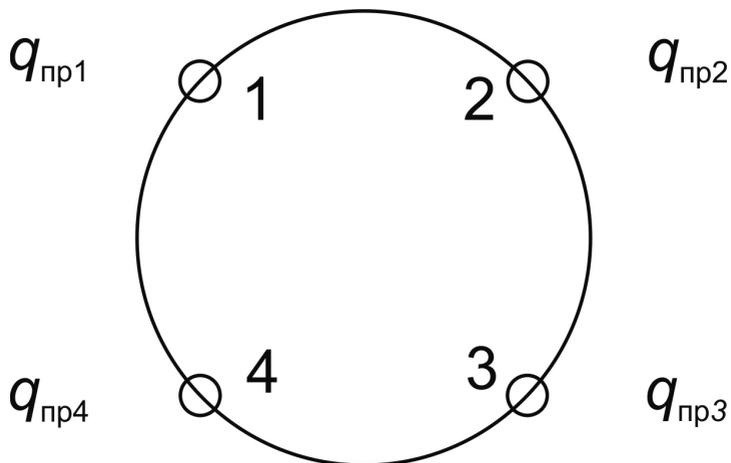


Рис. 5.8. Схема к определению среднего удельного расхода ВВ на области, ограниченной четырьмя скважинами

$$q_{\text{обл}} = \frac{q_{\text{пр1}} + q_{\text{пр2}} + q_{\text{пр3}} + q_{\text{пр4}}}{4}, \text{ кг/м}^3. \quad (5.22)$$

После определения среднего удельного расхода ВВ по всем намеченным областям расстояние между двумя скважинами в ряду (рисунок 5.9) находится следующим образом:

$$a_n = \frac{Q_{\text{доп}}}{H_y W \bar{q}_{\text{пр}}}, \text{ м}, \quad (5.23)$$

где W – сопротивление по подошве уступа, м;
 $\bar{q}_{\text{пр}}$ – средний удельный расход ВВ по двум ближайшим областям, расположенным в ряд, кг/м³,

$$\bar{q}_{\text{пр}} = \frac{q_{\text{обл}(i)} + q_{\text{обл}(i+1)}}{2}. \quad (5.24)$$

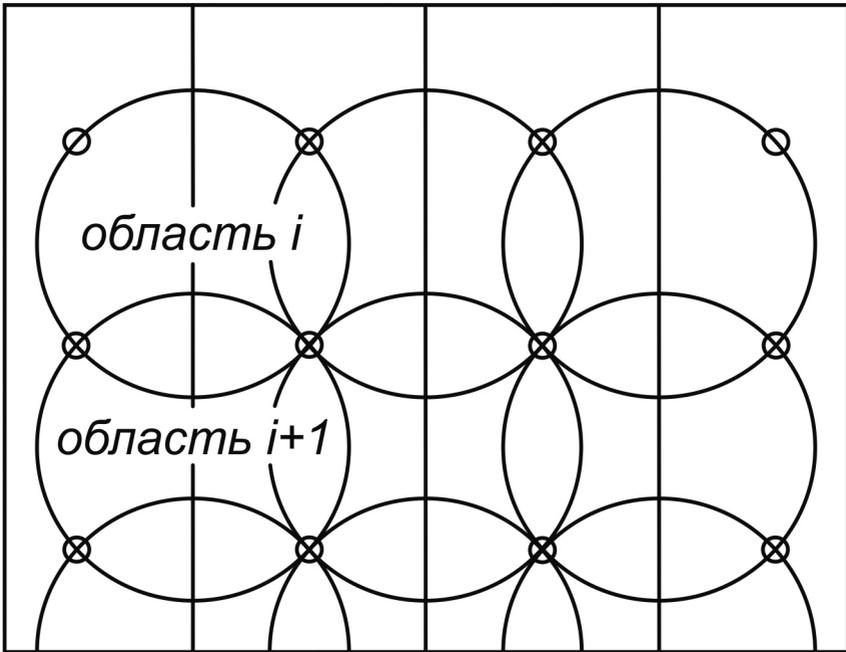


Рис. 5.9. Схема к расчёту расстояний между скважинами в ряду по выражениям (5.23) и (5.24)

Таким образом определяются расстояния между скважинами в рядах на нижележащем горизонте. Расстояния между рядами скважин в первоначальном проекте принимаются согласно значению W . Далее корректировка проекта по результатам бурения производится путем повторения соответствующих операций, изложенных выше.

9. Ожидаемые результаты применения методики

Получение и обработка информации о параметрах процесса бурения в реальном времени позволит наблюдать за процессом разрушения горных пород на забое скважины и уточнять удельный расход ВВ по ее глубине. Методика позволяет управлять сеткой скважин в процессе обуривания технологического блока. С применением методики

можно значительно повысить точность расчётов параметров БВР, что в результате ведет к повышению эффективности использования энергии взрыва.

10. Перспектива развития методики

Развитие методики представляется в дальнейшем исследовании влияния величины перебура при различной плотности ВВ в нижней части скважины на техногенную нарушенность верхней части нижележащего уступа.

5.5. ПЕРЕХОДНЫЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ДОБЫЧЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В КРИОЛИТОЗОНЕ И РАЗВИТИЕ БУРОВЗРЫВНОГО КОМПЛЕКСА

Переходные процессы при добыче минерального сырья обусловлены изменением горнотехнических условий разработки месторождения. При понижении горных работ требования к управлению процессами возрастают, а само производство горных работ должно удовлетворять повышению скорости обмена информацией между службами предприятия. Поэтому диспетчеризация горных работ и обеспечение работы горных машин необходимо поддерживать на должном уровне с учетом интенсивной работы. При этом эффективное управление подразумевает постоянное уточнение свойств разрабатываемого горного массива и применение этих данных при планировании горных работ. В части буровзрывных работ можно выделить несколько переходных процессов при увеличении интенсивности работ. В первую очередь это процесс уточнения физико-механических и структурных свойств горных пород, их геометризация и разделение на характерные типы с целью оптимизации конструктивных элементов карьера, а также для снижения закладываемых резервов затрат при планировании основных процессов. Второе – это обеспечение селективной выемки и организация достаточной мобильности горной техники. Третье – перспективное планирование БВР в соответствии с темпами понижения горных работ с учетом негативного воздействия взрыва на устойчивость элементов конструкции

карьера. Указанные переходные процессы характеризуются изменениями в технологии производства буровзрывных работ, представленными в таблице 5.2.

Движение горных работ в глубину связано с переходом процессов на новые стадии развития, требующие увеличенной скорости получения, передачи и потребления информации. Увеличение интенсивности работ происходит в рамках переходных процессов, где формируются приемы стратегического развития горного производства.

Таблица 5.2

**Переходные процессы в БВР
при повышении интенсивности горных работ**

Процесс	Характеристика процесса	Результаты соответствующих решений при организации БВР
Уточнение свойств горного массива	На начальном этапе -геометризация пород по классификационным признакам, выделение пород на характерные типы, учет данной информации при планировании горных работ. На втором этапе – уточнение информации, полученной геометризацией пород, а также совершенствование расчётного аппарата для определения параметров БВР. На завершающем этапе – уточнение свойств горных пород в процессе обуривания выемочных блоков, уточнение параметров зарядов ВВ в скважинах	Уточнение типовых проектов БВР. Повышение скорости обмена информацией при проектировании технологических взрывов. Корректирование расстояний между скважинами и направления иницирования зарядов ВВ. Моделирование свойств пород в выемочном блоке и уточнение параметров зарядов ВВ. Снижение затрат на материальные ресурсы при производстве БВР за счет повышения эффективности взрывного разрушения

Окончание табл. 5.2

Процесс	Характеристика процесса	Результаты соответствующих решений при организации БВР
Селективная выемка и повышение мобильности техники	Выделение типов пород по наиболее эффективной последовательности переработки. Оптимизация грузопотоков для обеспечения заданного качества сырья. Мероприятия для повышения скорости перемещения горных машин	Применение на разных типах пород бурового инструмента различного диаметра и типов, возможно, применение разных буровых станков. Также могут станки разного способа бурения. Применение мобильных станков с дизельным приводом, либо повышение мобильности электрических станков путем организации соответствующей системы подключений к источникам питания, либо комбинированной схемы перемещения станка с использованием мобильных дизель-генераторов. Способы обеспечения минимального развала горной массы в результате взрыва
Перспективное планирование процессов БВР	Планирование подходов к изменению параметров БВР в соответствии с этапами разработки месторождения. Выделение зон, требующих специальных технологических решений по уменьшению негативного воздействия взрыва на устойчивое состояние горного массива и обеспечивающих сохранность охраняемых объектов	Своевременное внедрение взрывчатых веществ, изготавливаемых в местах применения, для снижения издержек при достаточной большой глубине карьера. Разработка мероприятий по снижению негативного воздействия взрыва на устойчивое состояние массива в приконтурной зоне карьера. Корректировка параметров БВР с учетом ограниченного пространства на нижних горизонтах карьера. Контроль параметров развала горной массы

Для повышения экономической эффективности разработки месторождения в целом и буровзрывных работ в частности при проектировании горных работ должны учитываться переходные процессы, так как от этого зависит время, затрачиваемое на анализ ситуации и принятие технических решений.

Буровзрывные работы 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 экономической эффект.

При длительной эксплуатации месторождения с понижением горных работ быстрое развитие рабочей зоны вызывает значительный рост затрат на БВР. Данная проблема начинает решаться в тот момент, когда становится ясно, что без осуществления переходного процесса дальнейшее использование типовых приемов затратно и неэффективно. Решается она, как правило, комплексно и одновременно по нескольким направлениям, среди которых можно выделить указанные в таблице 5.3.

Таблица 5.3

Технологические приемы повышения эффективности буровзрывных работ в рамках переходных процессов

Технологический прием	Назначение	Способ реализации
Изменение основного типа ВВ, переход на эмульсионные ВВ	Снижение затрат на ВВ, снижение рисков при обращении с ВВ, высокая степень механизации при зарядании взрывных полостей, увеличение скорости производства работ	Строительство пункта производства эмульсии непосредственно на территории горного предприятия либо заказ эмульсии у подрядной организации (при приемлемых сроках и безопасности доставки)

Окончание табл. 5.3

Технологический прием	Назначение	Способ реализации
Изменение способов производства БВР и конструкций зарядов в приконтурной зоне карьера	Сохранение сейсмоустойчивости погашенных участков бортов карьера, экранирование неустойчивых участков и охраняемых объектов	Разработка мероприятий и соответствующей нормативной документации для производства БВР на предельном контуре карьера
Определение схем взрывания с учетом погрешностей срабатывания средств инициирования, обеспечивающих контролируемый сейсмический эффект	В условиях ограниченного пространства требуется, чтобы количество зарядов, срабатывающих на ступень замедления, было точным, иначе может возникнуть превышение расчётного сейсмического эффекта, что негативно скажется на устойчивости горного массива	Выбор средств инициирования, удовлетворяющих поставленной точности, выбор и комбинирование схем инициирования зарядов
Оптимизация параметров буровзрывных работ согласно изменившимся горнотехническим условиям	Буровзрывные работы должны быть приведены в соответствие с динамикой развития горных работ в рамках переходных процессов. Параметры должны быть оптимизированы согласно требуемым параметрам развала и размерам кондиционного куска взорванной горной массы	Анализ множества вариантов производства БВР в схожих условиях, определение нужной целевой функции, расчёты, поиск решения, разработка программы опытно-промышленных испытаний и плана внедрения полученных результатов

Представленные в таблице 5.3 приемы могут осуществляться в процессе эксплуатации месторождения независимо от прошедшего времени и вынутых объемов, т. е. в принципе до наступления необходимости переходного процесса. В этом случае указанные приемы могут быть учтены при проектировании карьера непосредственно в проекте либо при эксплуатации месторождения в типовом проекте БВР и дополнительных технологических регламентах производства работ. При этом следует отметить, что выделение момента наступления переходного процесса во времени эксплуатации месторождения позволяет оценить сроки, в которые необходимо мобилизовать ресурсы предприятия на решение приоритетных задач.

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-обоганительный 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

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Анализ показателей БВР на месторождениях УГОКа и АГОКа отчет о НИР / АК «АЛРОСА» институт «Якутнипроалмаз»; рук. В.И. Хон – Мирный, 2011. – 48 с.
2. Типовой проект ведения буровзрывных работ на карьере «Нюрбинский» Нюрбинского ГОКа: АК «АЛРОСА» институт «Якутнипроалмаз»; В.И. Хон, А.А. Брюханов и др. – Мирный, 2012. – 143 с.
3. Фраш Г.Б. Взрывные работы в сезонно-мерзлых грунтах: справочное пособие / Г.Б. Фраш. – М. : Недра, 1990 – 112 с.
4. Звягинцев А.М. Отчет о результатах разведки глубоких горизонтов кимберлитовой трубки «Комсомольская» до гор. +200 м / А.М. Звягинцев, В.П. Серов / АМГРЭ. – Айхал, 2007.
5. Акишев А.Н. Оптимизация параметров схем вскрытия горизонтов кимберлитовых карьеров / А.Н. Акишев, С.Л. Бабаскин, И.В. Зырянов // Горный журнал. – 2010. – № 5. – С. 85–87.
6. Чаадаев А.С. Перспективные направления развития технологий добычи и переработки алмазосодержащих руд в АК «АЛРОСА» (ПАО) / А.С. Чаадаев, А.Н. Черепнов, И.В. Зырянов, И.Ф. Бондаренко // Горный журнал. – 2016. – № 2. – С. 56–61.
7. Чаадаев А.С. Нормативно-методическое обеспечение инновационного проектирования открытой разработки кимберлитовых месторождений – основа устойчивого развития алмазодобывающей промышленности России / А.С. Чаадаев, И.В. Зырянов, А.Н. Акишев // Рациональное освоение недр. – 2014. – № 5–6 – С. 22–29.

8. Рец Д.С. Изыскание эффективных способов разрушения кимберлитов при подземной разработке алмазоносных месторождений: автореферат дис. ... канд. техн. наук / Д.С. Рец. – М : ИПКОН РАН, 1993. – 18 с.
9. Жариков С.Н. О движении продуктов взрыва в массиве горных пород / С.Н. Жариков, В.Г. Шеменёв // Взрывное дело. – 2012. – № 108/65. – С. 106–116.
10. Жариков С.Н. О влиянии взрывных работ на напряженное состояние горного массива и геодинамические явления / С.Н. Жариков, В.Г. Шеменёв // Известия вузов. Горный журнал. – 2013. – № 3. – С. 90–97.
11. Бондаренко И.Ф. Влияние типа взрывчатого вещества на повреждаемость кристаллосырья / И.Ф. Бондаренко, А.А. Круцкий // Теория и практика совершенствования технологий взрывных работ. – Киев, 1990. – С. 115–118.
12. Сафонов Л.А. Состояние и научное обеспечение кристаллосберегающей технологии добычи алмазов / Л.А. Сафонов, А.А. Козеев, В.М. Зуев, А.Т. Ведин // Горный журнал. – 1990. – № 5. – С. 18–19.
13. Бондаренко И.Ф. Сравнительная оценка способов разрушения алмазосодержащих кимберлитов / И.Ф. Бондаренко // Горный журнал. – 1995. – № 6. – С. 25–27.
14. Боровиков В.А. Новые аспекты повышения сохранности алмазов при добыче кимберлитов / В.А. Боровиков, А.М. Лексовский, В.Т. Калитин // Горный журнал. – 2006. – № 6. – С. 77–81.
15. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах: пер. с англ. / М.А. Кук; под ред. Г.П. Демидюк, Н.С. Бахаревич. – М. : Недра, 1980. – 453 с.

16. Князев Д.Ю. Изучение сейсмического действия взрывов в подземных горных выработках / Д.Ю. Князев, С.Н. Жариков // Взрывное дело. – 2014. – № 112/69. – С. 251–261.
17. Коноваленко В.Я. Прогноз техногенной повреждаемости кристаллов алмаза при взрывном способе добычи: дис. ... канд. техн. наук / В.Я. Коноваленко; ИГД Севера СО РАН. – Якутск, 2002. – 102 с.
18. Коноваленко В.Я. Результаты натуральных экспериментальных исследований техногенной повреждаемости кристаллов алмаза в процессах взрывной отбойки и механического дробления и измельчения / В.Я. Коноваленко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2005. – № 1. – С. 63–71.
19. Ведин А.Т. Влияние энергии взрыва на качество алмазного сырья / А.Т. Ведин, В.Я. Коноваленко // Записки горного института. – 2001. – Т. 148, Ч. 2. – С. 18–21.
20. Макаровский И.В. Оценка степени техногенного воздействия на сохранность алмазной продукции / И.В. Макаровский, И.Ф. Бондаренко, Е.И. Адодин // Обогащение руд. – 2012. – № 3. – С. 23–25.
21. Жариков С.Н. Методология оценки энергоёмкости технологических процессов в цикле «буровзрывное дробление – механическое дробление – измельчение» при открытой разработке рудных месторождений / С.Н. Жариков, В.Г. Шеменёв // Горный журнал. – 2013. – № 10. – С. 83–85.
22. 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.

23. Балбачан И.П. Взрывные работы в мерзлых грунтах: обзор / И.П. Балбачан. – М. : ЦНИЭИуголь, 1979. – 35с.
24. Егупов А.А. Взрывные работы в условиях многолетней мерзлоты / А.А. Егупов. – М. : Недра, 1981. – 103 с.
25. Ведомственные строительные нормы. Нормы проектирования и производства буровзрывных работ при сооружении земляного полотна. ВСН 178–91. – М., 1991. – 93 с.
26. Покровский Г.И. Взрыв / Г.И. Покровский. – 4-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1980. – 190 с.
27. Методы и измерительные приборы для моделирования и натурных исследований нелинейных деформационно-волновых процессов в блочных массивах горных пород / ред. В.Л. Шкурятник; ИГД СО РАН и др. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2007. – 320 с. – (Интеграционные проекты СО РАН. – Вып. 13).
28. Физика взрыва: в 2 т. / С.Г. Андреев и др; под ред. Л.П. Орленко. – 3-е изд., доп. и перераб. – М. : Физматлит, 2002.
29. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом / А.Н. Ханукаев. – М. : Недра, 1962. – 199 с.
30. Баум Ф.А. Физика взрыва / Ф.А. Баум, К.П. Станюкович, Б.И. Шехтер. – М. : Изд-во Физматгиз, 1959. – 792 с.
31. Теория взрывчатых веществ: сборник статей / под ред. К.К. Андреева, А.Ф. Беляева, А.И. Гольбиндера, А.Г. Горста – М. : ОБОРОНГИЗ, 1963. – 580 с.
32. Зельдович Я.Б. Физика ударных волн и высокотемпературных гидродинамических явлений / Я.Б. Зельдович, Ю.П. Райзер. – М. : Наука, 1966. – 687 с.

33. 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.
34. Корнилков М.В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций / М.В. Корнилков. – Екатеринбург : Изд-во УГГУ, 2008. – 202 с.
35. Жариков С.Н. О физике взрыва / С.Н. Жариков // Взрывное дело. – 2008. – № 100/57. – С. 77–82.
36. Орленко Л.П. Физика взрыва и удара: учеб. пособие для вузов / Л.П. Орленко. – М. : ФИЗМАТЛИТ, 2006. – 304 с.
37. Покровский Г.И. Гидродинамика высоких скоростей / Г.И. Покровский. – М. : Знание, 1966. – 48 с.
38. 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.
39. Марахтанов М. Металл взрывается / М. Марахтанов, А. Марахтанов // Наука и жизнь. – 2002. – № 4. – С. 16–19.
40. 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.
41. Садовский М.А. Геофизика и физика взрыва: избранные труды / М.А. Садовский; Отв. ред. В.В. Адушкин. – М. : Наука, 2004. – 440 с.

42. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / В.Н. Мосинец. – М. : Недра, 1976. – 271 с.
43. Жариков С.Н. О влиянии взрывных работ на устойчивость бортов карьеров / С.Н. Жариков, В.Г. Шеменёв // Известия вузов. Горный журнал. – 2013. – № 2. – С. 80–83.
44. 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).
45. Картузов М.И. Закономерности распространения деформаций пород у предельного контура на Соколовском карьере ССГПО при массовых взрывах / М.И. Картузов, Н.Л. Абрамов // Повышение эффективности буровзрывных работ. – Свердловск, 1986. – С. 68–72. – (Труды ИГД МЧМ СССР. Вып. 82).
46. Методика обеспечения сейсмобезопасной технологии ведения взрывных работ. – Свердловск : ИГД МЧМ СССР, 1984. – 12 с.
47. Баранов Е.Г. Малоплотные взрывчатые вещества для открытых горных работ / Е.Г. Баранов, А.Т. Ведин, И.Ф. Бондаренко. – М. : Недра, 1993. – 107 с.
48. Баринов Е.Г. О роли поверхностной энергии в механизме разогрева взрывчатых веществ при ударных воздействиях / Е.Г. Баринов, О.Е. Оберемок, Е.А. Семенюк // Физика горения и взрыва. – 1981. – № 5. – С. 112–115.
49. Физика высоких плотностей энергии: пер. с англ. / под ред. П. Кальдиеры, Г. Кнопфеля. – М. : Мир, 1974. – 484 с.

50. Дубнов Л.А. Промышленные взрывчатые вещества / Л.А. Дубнов, Н.С. Бахаревич, А.И. Романов. — 3-е изд., перераб. и доп. — М. : Недра, 1988. — 358 с.
51. Покровский Г.И. Успехи газодинамики / Г.И. Покровский. — М. : Знание, 1974. — 64 с.
52. Михайлов Ю.М. Безопасность аммиачной селитры и ее применение в промышленных взрывчатых веществах / Ю.М. Михайлов, Е.В. Колганов, В.А. Соснин. — Дзержинск : ООО Партнер — плюс, 2008. — 304 с.
53. Кутуев В.А. Изучение детонационных характеристик промышленного эмульсионного взрывчатого вещества порэмит 1А, с использованием регистратора данных «DATATRAP II™» / В.А. Кутуев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2016. — № S21. — С. 101–109.
54. Шеменёв В.Г. Методика экспериментального определения основных характеристик взрывчатых веществ / В.Г. Шеменёв, В.А. Сеницын, П.В. Меньшиков // Горный журнал Казахстана. — 2014. — № 2. — С. 44–46.
55. Кутуев В.А. О методах исследования детонационных характеристик ВВ / В.А. Кутуев, П.В. Меньшиков, С.Н. Жариков // Взрывное дело. — 2015. — № 113/70. — С. 155–165.
56. Жариков С.Н. Определение взаимосвязи между плотностью, скоростью детонации и диаметром заряда на примере эмульсионного взрывчатого вещества «нитронит» / С.Н. Жариков, П.В. Меньшиков, В.А. Сеницын // Известия вузов. Горный журнал. — 2015. — № 6. — С. 35–39.
57. 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.
58. Кузнецов В.А. Обоснование технологии буровзрывных работ в карьерах и открытых горно-строительных выработках на основе деформационного зонирования взрывае­мых уступов: автореф. дис. ... д-ра техн. наук / В.А. Кузнецов. – М. : МГГУ, 2010. – 43 с.
59. Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности: Бурение: утв. 28.12.83 Гос. ком. СССР по труду и соц. вопросам. – М. : НИИ труда, 1984. – 52 с.
60. 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.
61. 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.
62. Ржевский В.В. Основы физики горных пород / В.В. Ржевский, Г.Я. Новик. – М. : Недра, 1984. – 359 с.
63. 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. – М. : Изд-во Московского государственного горного университета, 2007. – 106 с.

64. Справочник взрывника / Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Ерофеев и др.; под общей ред. Б.Н. Кутузова. – М. : Недра, 1988. – 511 с.
65. Ржевский В.В. Физико-технические параметры горных пород / В.В. Ржевский. – М. : Наука, 1975. – 212 с.
66. Тарасенко В.П. Физико-технические основы расчёта зарядов на карьерах: учебное пособие. – М. : МГУ, 1985. – 84 с.
67. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом: учебник для вузов / Б.Н. Кутузов. – 3-е изд. перераб. и доп. – М. : Изд-во МГИ, 1992. – 516 с.
68. Корнилков С.В. Расчет параметров буровзрывных работ при скважинной отбойке на карьерах: учебное пособие / С.В. Корнилков, Ю.В. Стенин, А.Д. Стариков. – Екатеринбург : Изд-во УГГГА, 1997. – 112 с.
69. 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.
70. 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.
71. 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.

72. 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.
73. Рыковский Б.Б. Ведение взрывных работ на Качканарском ГОКе с повышенным коэффициентом сближения зарядов / Б.Б. Рыковский, Б.А. Гилев, М.Г. Толочко и др. // Горный журнал. – 1970. – № 6 – С. 46–47.
74. 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.
75. 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.
76. 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.
77. 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 алмазонасных месторождений: научно-практическая конференции, 11–15 апреля 2011 г: сборник тезисов докладов / Институт «Якутнипроалмаз». – Мирный : Акционерная компания «Алроса», 2011. – 223 с.
78. Открытые горные работы: справочник / К.Н. Трубецкой и др. – М. : Горное бюро, 1994. – 590 с.

79. Богданюк В.Е. Влияние схемы отработки карьерного поля на режим горных работ / В.Е. Богданюк // Горный журнал. – 1966. – № 7. – С. 29–32.
80. Арсентьев А.И. Системы разработки поперечными заходками без разрезных траншей / А.И. Арсентьев, А.П. Бондарь, Г. Ф. – Л. : Наука, 1969. – 165 с.
81. Бротанек И. Контурное взрывание в горном деле и строительстве: пер. с чеш. / И. Бротанек, Й. Вода; под ред. Б.Н. Кутузова. – М. : Недра, 1983. – 144 с.
82. Зотеев В.Г. Опыт заоткоски скальных уступов на предельном контуре карьера Ковдорского ГОКа / В.Г. Зотеев, В.Н. Морозов, В.В. Ялунин и др. // Черная металлургия. – 1988. – № 7(1059). – С. 39–42.
83. Методические указания по обеспечению устойчивости откосов и сейсмической безопасности зданий и сооружений при ведении взрывных работ на карьерах. – Л. : ВНИМИ, 1977. – 17 с.
84. Исследование и разработка технологии формирования предельно устойчивых откосов на глубоких горизонтах карьеров ССГОКа: отчет о НИР/ ИГД МЧМ СССР; рук. Л.В. Можаяев. – Свердловск, 1985. – 77 с.
85. Антоненко Л.К. Опыт внедрения специальной технологии заоткоски скальных уступов на Оленегорском ГОКе / Л. К. Антоненко, В.Г. Зотеев, Е.А. Деев и др. // Горный журнал. – 1985. – № 3. – С. 25–28.
86. Антоненко Л.К. Опыт применения специальной технологии заоткоски скальных уступов в СССР и за рубежом: ОИ / Л.К. Антоненко, В.Г. Зотеев – М., 1986 – 27 с. – (Сер. Горнорудное производство / Ин-т «Черметинформация. – вып. I).

87. Совершенствование технологии буровзрывных работ на предельном контуре карьера «Восточный» и контроль качества эмультов на Олимпиадинском ГОК, обеспечивающие повышение устойчивости уступов и эффективности взрывных работ: отчет о НИР/ ИГД УрО РАН; рук. В.Г. Шеменёв. – Екатеринбург, 2014. – 109 с.
88. Обоснование методики расчёта и разработка нормативов буровзрывных работ для карьеров алмазодобывающих предприятий РФ, расположенных в криолитозоне: отчет о НИР/ ИГД УрО РАН; рук. В.Г. Шеменёв. – Екатеринбург, 2015. – 184 с.
89. Новая технология взрывных работ на карьерах на основе применения гранулированного пенополистирола в скважинных зарядах/ М.И. Жаркенов, Т.Т. Урумов, Е.Б. Бекетаев, и др. – Алма-Ата: Каз НИИНТИ, 1987. – 57 с.
90. Энергосберегающая технология взрывных работ при добыче полезных ископаемых / И.А. Тангаев и др. – Фрунзе : КиргизИНТИ, 1986. – 56 с.
91. Heltzen A.M. Utvikling innen modern fjellspregningstreknikk / A.M. Heltzen // Bygg. – 1972. – Vol. 21, № 8. – P. 7–8, 10, 13.
92. Heltzen A.M. ANFO and polystyrene beads | A.M. Heltzen // International Mining. – 1986. – № 8. – P. 51.
93. Hagan T.N. Rock breakage by explosives | T.N. Hagan // Acta astronaut. – 1979. – Vol. 6, № 3. – P. 4, 329–340.
94. Hagan T.N. Explosives and blasting – the next decade. Part I – Explosives and initiating devices / T.N. Hagan // Australian mining. – 1981. – Vol. 73. № 7. – P. 37, 40, 42–43, 46, 49

95. Баранов Е.Г. Способ управления энергией взрыва скважинных зарядов на основе применения гранулированного пенополистирола в составе промышленных ВВ / Е.Г. Баранов, М.И. Жаркенов, Е.Б. Бекетаев // Применение взрыва в горном и строительном деле: науч. тр. / ИФимГП АН Кирг. ССР. – Фрунзе, 1976. – С. 83–90.
96. Шведов К.К. О детонации низкоплотных гранулированных ВВ на основе пенополистирола / К.К. Шведов, В.А. Колдунов, Т.П. Груздева // Детонация: материалы II Всесоюзн. совещания по детонации. – Черноголовка : ИХФ АН СССР, 1984. – С. 58–61.
97. Романенков И.Г. Физико-механические свойства пенистых пластмасс / И.Г. Романенков. – М. : Стандартгиз. 1979. – 128 с.
98. Основы теории и методы взрывного дробления горных пород / Э.И. Ефремов, В.С. Кравцов, Н.И. Мячина и др. – Киев : Наукова думка, 1979. – 221 с.
99. 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. – М. : Горная книга, 2013. – С. 70–79. – (Горный информационно-аналитический бюллетень. Отдельный вып. 1).
100. Викторов С.Д. О крупномасштабной отбойке руды на карьерах/ С.Д. Викторов, Н.Н. Казаков // Записки горного института. – 2007. – Т. 171. – С. 158–160.
101. 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.

- 102.** Исследование методов манипулирования горно-геологической информацией: отчет о НИР / ИГД УрО РАН; рук. В.М. Аленичев. – Екатеринбург, 2010. – 208 с., прил.
- 103.** Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород / И.А. Тангаев. – М. : Недра, 1978. – 184 с.
- 104.** Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых / И.А. Тангаев. – М. : Недра, 1986. – 231 с.
- 105.** 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. – Алма-Ата, 2009. – С. 91–96.
- 106.** Жариков С.Н. Взаимосвязь процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород / С.Н. Жариков // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2017. – № 2. – С. 62–67.
- 107.** Жариков С.Н. Способы уточнения свойств горных пород при производстве буровзрывных работ / С.Н. Жариков, В.Г. Шеменёв, В.А. Кутуев // Устойчивое развитие горных территорий. – 2017. – Т. 9. – № 1. – С. 74–80.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	3
ГЛАВА 1 ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЯКУТИИ	5
1.1. Особенности криолитозоны, условия залегания и свойства кимберлитов	6
1.2. Свойства мерзлых грунтов и особенности их залегания	9
1.3. Система разработки и краткие сведения о процессах горных работ	19
1.4. Взрывные работы и сохранность кристаллов алмазов	21
1.5. Особенности буровзрывных работ в условиях карьеров криолитозоны	24
ГЛАВА 2 ФИЗИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И ЯВЛЕНИЯ, ПРОИСХОДЯЩИЕ ПРИ ВЗРЫВЕ	28
2.1. Краткие сведения о гидродинамической теории детонации	29
2.2. Сейсмическое действие взрыва	36
2.3. Механизм управления взрывным разрушением массива горных пород	40
2.4. Изменяющиеся свойства взрывчатых веществ	54
2.5. Параметры разрушающего воздействия взрывов в горных породах	61
ГЛАВА 3 ПАРАМЕТРЫ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВЗРЫВОВ ДЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КРИОЛИТОЗОНЫ	66
3.1. Параметры и производительность бурового оборудования	67
3.2. Удельный расход ВВ	80
3.3. Порядок расчёта параметров технологических взрывов	86

3.4. Выбор сетки скважин и схем инициирования зарядов	93
3.5. Определение производительности смесительно-зарядных машин	102
ГЛАВА 4	
БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ	
НА ПРЕДЕЛЬНОМ КОНТУРЕ КАРЬЕРА	
4.1. Влияние взрывных работ на устойчивость бортов карьера	105
4.2. Особенности БВР при разработке карьера с промежуточными контурами	107
4.3. Основные приемы снижения воздействия на массив технологических взрывов	109
4.4. Определение параметров БВР в приконтурной зоне	114
4.5. Требования к технической документации при производстве БВР на предельном контуре карьера	117
ГЛАВА 5	
ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВОПРОСЫ	
БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ	
5.1. Применение малоплотных ВВ при добыче кимберлитов	121
5.2. Вопросы крупномасштабной взрывной отбойки	122
5.3. Разделение пород месторождения по классификационным признакам, их геометризация	131
5.4. Взаимосвязь между энергетическими характеристиками процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород	134
5.5. Переходные процессы при добыче минерального сырья в криолитозоне и развитие буровзрывного комплекса	149
СПИСОК ПРИНЯТЫХ СОКРАЩЕНИЙ	149
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	155
ОГЛАВЛЕНИЕ	170

Институт горного дела Уральского отделения
Российской академии наук

Бондаренко Иван Фёдорович, Жариков Сергей Николаевич,
Зырянов Игорь Владимирович, Шеменёв Валерий Геннадьевич
Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии

Рекомендовано к изданию Ученым советом ИГД УрО РАН

Редактор Н.У. Макарова

Компьютерный набор и иллюстрации В.А. Кутуев
Компьютерная верстка А.Г. Ситдикова
Корректурa Н.Г. Кайгородова

ISBN 978-5-7691-2481-5



9 785769 124815

ИГД УрО РАН
620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58

Издательство АМБ

620142, г. Екатеринбург, ул. Щорса, 7
Тел.: (343) 311-30-91, e-mail: amb@amb.ur.ru

*Президент АМБ, генеральный директор
ООО «АМБ.ПРИНТИНФОРМ» Владимир Лобок*

Подписано в печать 27.06.2017. Формат 60х90/8
Усл. печ. л. 10. Тираж 300 экз. Заказ № .

Отпечатано в типографии АМБ

ООО «АМБ.ПРИНТИНФОРМ»
620142, г. Екатеринбург, ул. Цвиллинга, 7
Тел.: (343) 311-30-91, e-mail: amb@amb.ur.ru