

**РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН
НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

На правах рукописи

УДК 622.235

Бафаев Алишер Ризоевич

**ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ
НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКАЯ РАБОТА**

на тему:

**«СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЕДЕНИЯ
БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ
МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАРАКУТАН»**

Направление бакалавриата – 5540200 – «Горное дело»

Работа рассмотрена и допускается к
защите

Зав. кафедрой «Горное дело»

_____ к.т.н. Тухташев А.Б.

«____» _____ 2013 г.

Научный руководитель

_____ к.т.н. Тухташев А.Б.

«____» _____ 2013 г.

Навои – 2013 г.

Бафаев А.Р. Совершенствование параметров ведения буровзрывных работ при открытой разработке месторождения Каракутан. Выпускная квалификационная научно-исследовательская работа выполнена по направлению 5540200 – «Горное дело». Навои, 2013 г. – 80 с.

Выпускная квалификационная научно-исследовательская работа посвящена способу взрывного разрушения горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ. В данной работе теоретически исследован механизм действия взрыва парно-сближенных скважинных зарядов, аналитически определено оптимальное расстояние между зарядами в группе, разработан способ взрывного разрушения разнопрочных горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ и дана методика расчета его эффективных параметров.

Табл. 8, ил. 13, список лит. 69 наим.

Рецензенты:

Начальник горного бюро Центральной научно-исследовательской лаборатории Навоийского горно-металлургического комбината, доктор технических наук Норов Ю.Д.

Доцент кафедры «Горное дело» Навоийского государственного горного института, кандидат технических наук Заиров Ш.Ш.

О Г Л А В Л Е Н И Е

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1. ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ ТЕЛ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАРАКУТАН.....	8
2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ВЗРЫВАНИИ УСТУПОВ НА КАРЬЕРЕ КАРАКУТАН	14
2.1. Управление энергией взрыва при взрывании уступов на карьере Каракутан.....	14
2.2. Исследование основных требований к качеству дробления пород взрывом.....	21
2.3. Выбор средств взрывания и удельного расхода взрывчатых веществ при взрывании высоких уступов.....	25
2.4. Определение параметров буровзрывных работ при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ	35
Основные выводы	46
3. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ МЕХАНИЗМА ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ПАРНО-СБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ	48
3.1. Надежность взрывного дробления скважинными зарядами.....	48
3.2. Некоторые предпосылки к разработке гипотезы	49
3.3. Гипотеза механизма действия взрыва парно-сближенных скважинных зарядов.....	52
3.4. Аналитическое определение оптимального расстояния между зарядами в группе	62
Основные выводы	63

4. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАРАКУТАН	65
4.1. Рекомендуемый способ взрывного разрушения горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ.....	65
4.2. Методика расчета эффективных параметров взрывного разрушения массива горных пород с использованием парно- сближенных скважинных зарядов ВВ	67
Основные выводы	69
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	71
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	74

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Развитие карьера Каракутан характеризуется необходимостью расширения его границ и возобновления работ на временно нерабочих участках бортов, а также поддержания производственной мощности по руде, снижение которой связано с уменьшением активной площади рудных тел. При этом требуется интенсификация работ, что осложняется ограниченными размерами рабочей зоны. Такие осложнения в значительной степени могут быть компенсированы увеличением высоты взрываемого уступа.

Интенсивность ведения работ во многом определяется запасом взорванной горной массы, которого должно быть достаточно для обеспечения эффективной работы необходимого количества выемочно-погрузочного и транспортного оборудования. Естественно, что в условиях глубоких карьеров, а также при ведении работ на временно нерабочих бортах такая возможность значительно уменьшается из-за существенного сокращения, главным образом, ширины рабочих площадок. Компенсировать такое уменьшение можно увеличением высоты уступа, в результате которого запасы взорванной горной массы перемещаются из горизонтальной в вертикальную плоскость. Например, при сокращении ширины рабочей площадки в 2 раза на карьере Каракутан запасы взорванной горной массы практически сохраняются, если высоту уступа увеличить в 2 раза.

Кроме того, увеличение высоты уступов влечет за собой сокращение объема бурения в верхней разрушенной предыдущими взрывами части уступа, уменьшение объема перебура, сокращение затрат времени на переезд станков от скважины к скважине и более равномерное распределение взрывчатых веществ (ВВ) в разрушаемом массиве с улучшением качества дробления пород.

Поэтому совершенствование параметров ведения буровзрывных

работ при открытой разработке месторождения Каракутан приобретает в настоящее время исключительную важность.

Целью работы является совершенствование технологии ведения взрывных работ на карьере Каракутан путем дублирования скважин и взаимодействия взрывных волн.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие **основные задачи:**

- исследование особенностей разработки рудных тел месторождения Каракутан;
- определение параметров буровзрывных работ при взрывании уступов на карьере Каракутан;
- теоретические исследования механизма действия взрыва парно-сближенных скважинных зарядов взрывчатых веществ;
- рекомендация способа взрывного разрушения горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ;
- разработка методики расчета эффективных параметров взрывного разрушения массива горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ.

Научная новизна работы заключается в следующем:

- установлено, что при использовании конкретного вида ВВ при взрывании уступов на карьере Каракутан диаметр скважины находится в прямой зависимости с линией наименьшего сопротивления и в обратной зависимости с коэффициентом адаптации к горно-технологическим характеристикам взрываемых пород и энергетической характеристикой скважинного заряда;
- установлено, что увеличение высоты уступов влечет за собой сокращение объема бурения в верхней разрушенной предыдущими взрывами части уступа, уменьшение объема перебуров, сокращение затрат времени на переезд станков от скважины к скважине, более равномерное распределение ВВ в разрушаемом массиве с улучшением качества

дробления пород.

– рекомендован способ дробления горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ и методика расчета их эффективных параметров.

Практическое значение работы. Рекомендованная конструкция парно-сближенных скважинных зарядов ВВ обеспечивает возможность регулировать диаметр и форму заряда, увеличивать надежность и качество взрывного дробления путем дублирования скважин и взаимодействия взрывных волн.

Апробация работы. Результаты исследований докладывались автором на VI Международной научно-технической конференции на тему: «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития» (г. Навои, 14-16 мая 2013 г.) и на научно-технической конференции одаренных студентов и магистрантов на тему: «Фан ва техника тараққиётида ёшлар» в 2012-2013 гг.

Структура и объем работы. Научно-исследовательская выпускная квалификационная работа состоит из введения, четырех глав, заключения и списка использованной литературы. Содержание работы изложено на 80 страницах, включая 8 таблиц, 13 иллюстраций и 69 литературных источников.

Автор выражает искреннюю благодарность и глубокую признательность научному руководителю – заведующему кафедрой «Горное дело» Навоийского государственного горного института, кандидату технических наук Тухташеву Алишеру Баходировичу за оказанную практическую и методическую помощь.

1. ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ ТЕЛ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАРАКУТАН

Одной из специфических областей сырьевого комплекса месторождения Каракутан является разработка жильных месторождений. Среди особенностей геологического строения месторождения Каракутан, оказывающих наиболее существенно влияние на показатели их разработки, являются:

- малая величина и высокая изменчивость мощности рудных тел (средняя мощность 1,8 м; коэффициент вариации – 58%);
- преобладание крутых углов падения жил со средним градиентом изменения $\pm 5^0$ на 1 м линии падения жилы;
- наличие на многих жильных месторождениях участков или отдельных рудных тел большой мощности (до 30 м);
- сложная конфигурация рудных тел;
- высокое содержание полезного компонента в рудах, 2,5-5 раз превышающие качество руд других геологических типов месторождений;
- крайне неравномерное распределение полезного компонента по площади жил со средним коэффициентом рудоносности 25-28%.

Наличие на каждом месторождении большого количества забалансовых руд запасы металла иногда в 2-3 раза превосходят его запасы в балансовых рудах.

Сложность геологического строения выражается не только в изменчивости элементов залегания и характеристик качества руды, но и исключительном разнообразии генерального состава руд. Более 80% представлены рудными телами, содержащими, кроме основного, от 2 до 8 полезных компонентов с промышленным содержанием. И только 20% случаев эти компоненты извлекаются.

Рассматривая вытекающие из этих особенностей геологии возможности комплексного освоения, можно отметить, что совместное

использование открытого и подземного способов разработки является широко распространённым приёмом повышения эффективности разработки. В большинстве случаев карьером отрабатывается верхняя часть месторождений, имеющих выходы рудных тел на земную поверхность. При этом открытые разработки замещены во времени с подземными разработками, но ведутся только в период строительства подземного рудника. Это позволяет сократить период освоения месторождения и в более короткие сроки дать первую промышленную продукцию. Производительность при этом не превышает 300 тыс. т руды в год, коэффициент вскрыши колеблется от 1,5 до 5 м³/т. Разубоживание руды 50-60%.

Забалансовые руды в большинстве случаев являются резервом, из которого, по мере развития технического прогресса в области разработки месторождений, могут пополнять их балансовые запасы. Поэтому при изучении количества, условий залегания и качества забалансовых руд особое внимание уделяется выявлению причин отнесения тех или иных запасов к этой категории.

Исходя из характера затрат, предстоящих в связи с возможным освоением забалансовых запасов и переводом их в категорию балансовых, целесообразно рассмотреть отдельных забалансовых руды, имеющиеся на эксплуатируемых месторождениях, и целые месторождения, считающиеся в данный момент забалансовыми. Во влечение разработку забалансовых руд на действующих предприятиях, как правило, не связано со значительными капитальными вложениями. Оно происходит в основном за счёт совершенствования эффективности применяемой технологии добычи руды, при реконструкции и расширении горных и обогатительных предприятий. Промышленное освоение забалансовых месторождений, кроме решений технологический вопросов добычи и обогащения руд, связано с большими капитальными затратами на строительство предприятий, дорог и создания инфраструктуры в районе месторождения.

По этому значительно расширяется и видоизменяется круг причин, по которым обнаруженное месторождение относится к категории забалансовых.

Практически все месторождение располагают запасами забалансовых руд, отнесённых к этой категории по самым различным причинам. Общие запасы металлов забалансовых запасах эксплуатируемых месторождений обычно соизмеримы с запасами их в балансовых рудах.

Использование этих запасов является основным резервом повышения полноты использования разведанных запасов без существенного увеличения капитальных затрат. Сложность геологического строения и разработки предопределила многообразие причин отнесения запасов к категории забалансовых, анализ которых открывает реальные перспективы вовлечения этих запасов в промышленное производство. Из этих запасов, по величине содержания полезного компонента в рудном теле, здесь можно выделить две группы:

- забалансовые запасы, представленные жилами или участками с содержанием металла выше установленного промминимума;
- забалансовые запасы жил или их участков с содержанием металла в рудном теле ниже проминнимума.

Каждая из этих групп разделяется, в свою очередь, на несколько видов, по причинам отнесения участка жилы в забаланс. Первая группа забалансовых руд включает в себя следующие виды:

- жилы малой мощности, выемка которых с помощью применяемой на предприятии технологии требует значительной прирезки вмещающих пород, и их запасы по величине процента относятся к забалансовым;
- жилы сложного строения, сближенные, ветвящиеся, валовая выемка которых также сопровождается сильным разубоживанием и даёт после отбойки некондиционную руду.

С точки зрения вовлечения в разработку, наибольший интерес

представляет первая группа. По данным различных исследований, доля этой группы рудных тел составляет от 10 до 25 % от общего количества забалансовых руд. На современном уровне развития горной техники и технологии эффективная выемка таких жил становится вполне возможной.

Высокопроизводительное буровое оборудование, комплексная механизация работ и высокая производительность труда, а также возможность новых машин работать при примененных углах падения рудных тел может сделать эффективным применение для выемки тонких жил давно известной системы селективной отбойки. Разубоживание руды может быть сведено к минимуму путем переизмельчения взрывом жилы и более крупного дробления вмещающих пород с последующим отделением мелкой товарной руды в грохотах.

Вторая группа забалансовых руд, имеющие средние содержания ниже установленного промминимума – представлены двумя видами:

- жилы, имеющие равномерное распределение полезного компонента и низкое его содержание;
- жилы с неравномерным оруденением, низкое среднее содержание в которых связано с невысоким коэффициентом рудоносности.

В первом из проведенных выше случаев промышленное использование забалансовых запасов возможно либо путем пересмотра в меньшую сторону постоянных кондиций (при внедрении, например, более эффективной технологии добычи руды), либо путем использования эксплуатационных кондиций при одновременной разработке балансовых и забалансовых участков рудных тел.

Использование забалансовых, по среднему содержанию, запасов второго вида возможно на базе создания и применения технологии добычи руды, позволяющей либо отдельно вынимать рудные и безрудные участки, либо вести избирательную выемку только рудных участков. В этом случае появляется возможность без пересмотра кондиций получать товарную руду при разработке забалансовых участков.

Один из путей решения этой задачи наметился при проведении исследований и промышленных экспериментов по созданию технологии выемки по простиранию.

Развития идей сложенных созданной технологии направлений обеспечения селективной отбойки тонких жил и избирательной выемки рудных участков в жилах с неравномерным орудением позволит создать технологическую основу для вовлечения промышленной разработки значительной части запасов забалансовых руд.

Одно из важнейших проблем комплексного освоения жильных месторождений является проблема сокращения потерь высококачественных руд. Если при этом потеря отбитой руды могут быть значительно сокращены путем проведения специальных мероприятий, то потери не отбитой руды различного рода целиках на жильных месторождениях являются безвозвратными. В этих условиях индивидуальный доступ каждому блоку для выемки из него оставленной руды практически невозможен, так как требует восстановления огромного количества горных выработок, опыт строительной артели, которая работает в настоящее время на штольневых горизонтах месторождения, показывает, что выпуск отбитой руды из старых блоков, а также отбойка между блоковых целиков связаны с такими трудностями и настолько опасны, что вести их подавляющем большинстве случаев нерационально. В настоящее время артель ведет добычу руды, в основном, из крупных охранных целиков вертикального ствола.

Рассматривая проблему утилизации отходов горного производства при разработке месторождения Каракутан, можно выделить ряд особенностей, характерных для этого типа месторождений.

Удельный объём добываемой пустой породы, в исчислении на тысячу тонн добытой руды, при выемке жил в 2-3 раза выше, чем при разработке мощных месторождений. При этом от 20 до 40 % объёма породных отвалов формируется за счёт горной массы по балансовым

жилам небольшой мощности или с невысоким содержанием полезного компонента, то есть близких по своему качеству к нижней границе кондиций. Разработка и внедрение технологии позволит избежать этих потерь балансовых запасов.

Породные отвалы месторождения Каракутан могут служить источниками строительных материалов, щебня и гравия, если физико-механические свойства пород удовлетворяют существующим требованиям.

Учитывая значительную удаленность от крупных транспортных магистралей и слабое развитие инфраструктуры в районе, потребности на щебень и гравий будут, чаще всего, ограничиваться только местными нуждами.

2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ВЗРЫВАНИИ УСТУПОВ НА КАРЬЕРЕ КАРАКУТАН

2.1. Управление энергией взрыва при взрывании уступов на карьере Каракутан

Подготовка горного массива к выемке на высоких уступах взаимосвязана с обеспечением эффективной работы горнотранспортного оборудования, полнотой извлечения полезного ископаемого из недр и сейсмическим воздействием на инженерные сооружения карьера и объекты промышленного и социального назначения вокруг него и базируется на методах управления взрывным воздействием на горный массив.

Большое число методов управления действием взрыва обусловлено многообразием факторов, влияющих на степень дробления. К ним можно отнести:

- управление качеством дробления породного массива;
- управление сейсмовзрывным воздействием на борт карьера;
 - управление энергией взрывного воздействия на горный массив;
 - оптимизацию параметров БВР;
 - увеличение высоты отрабатываемых уступов.

К управлению качеством дробления породного массива относятся методы, основанные на изменении начальных условий: выбор типов и удельного расхода ВВ, диаметр заряда, параметры БВР, конструкция скважинного заряда, а также методы управления действием взрыва, базирующиеся на изменении граничных условий: создание большого числа свободных поверхностей, применение многорядного короткозамедленного взрывания (КЗВ) по различным схемам взрывания, обеспечивающим постоянное напряженное состояние взрываемого массива и соударение разлетающихся взорванных кусков.

Качество взрывного рыхления горного массива в карьерах принято характеризовать размером среднего куска разрушенных пород, поэтому рациональные параметры взрывных работ невозможно установить без изучения их гранулометрического состава в развале.

Наиболее значимым методом управления взрывом на высоких уступах является применение короткозамедленного взрывания. При этом применение рационализации интервалов замедлений неэлектрических систем инициирования позволяет разместить ту же массу ВВ равномерно во взрываемом объёме, что обуславливает образование свободной поверхности для взрыва каждого последующего заряда на небольшом их расстоянии друг от друга.

Известно, что при распространении ударной волны (волны напряжений) наблюдается значительное поглощение энергии с удалением от центра взрыва. Если, например, взорвать заряд Q , разрушающий объём x^3 , и заряд такой же массы, состоящий из зарядов, размещённых в этом же объёме, но расположенных в n точках, то в первом случае, для всего заряда волна до поверхности распространяется на расстояние x_1 во втором - на расстояние $x_2 = x_1 / \sqrt[n]{n}$ описываемого уравнением экспоненты [1].

Следовательно, поглощение энергии взрыва при « n » зарядах на расстоянии x_2 значительно меньше, чем на расстояние x_1 . Этим обстоятельством, по существу, характеризуется эффект КЗВ. Действительно, если выразить затухание энергии с расстоянием в виде следующих аналитических выражений:

$$E_1 = E_0 \cdot e^{-\alpha x_1}; \quad E_2 = E_0 \cdot e^{-\alpha \frac{x_1}{\sqrt[n]{n}}}, \quad (2.1)$$

то энергии, участвующие в дроблении, относятся как:

$$\frac{E_1}{E_2} = e^{-\alpha x_1 + \alpha \frac{x_1}{\sqrt[n]{n}}} = e^{\alpha x_1 \cdot (\frac{1}{\sqrt[n]{n}} - 1)} \quad E_2 = \frac{E_1}{e^{\alpha x_1 \cdot (\frac{1}{\sqrt[n]{n}} - 1)}} = E_1 \cdot e^{\alpha x_1 \cdot (\frac{1}{\sqrt[n]{n}} - 1)} \quad (2.2)$$

Таким образом, во втором случае полезная работа на дробление будет

в экспоненциал $\alpha\chi_1(1-1/\sqrt[n]{n})$ раз больше, чем в первом случае. В этом по существу и заключается эффективность короткозамедленного взрывания.

Управление сейсмическим воздействием при массовых взрывах в приконтурных зонах карьера предполагает целенаправленное изменение энергии сеймовзрывных волн во времени и пространстве с тем, чтобы обеспечить целостность объектов, в т. ч. борта карьера в зоне их влияния. Поэтому, такое управление начинается с определения требований к параметрам сейсмического воздействия на защищаемый объект.

В практике открытых горных работ наиболее характерными объектами, требующими защиты от такого воздействия, являются строительные конструкции внутри карьера и вблизи его границ, технологические сооружения карьера, некоторые виды полезных ископаемых. Объектом управления в этом случае является система «заряд ВВ – горный массив – охраняемый объект», в которой взаимодействие составляющих ее элементов определяется их качественными и количественными характеристиками. Одним из условий интенсификации горных работ в условиях сокращения активной рабочей площади в рудных зонах карьера является постановка высоких крутых уступов на предельном контуре. В этом случае для сохранения устойчивости бортов карьера необходимо уменьшение сейсмического воздействия на них взрывных работ, что накладывает определенные ограничения на массу одновременно взрываемых зарядов, общую массу ВВ на взрыв и предполагает использование многозарядного КЗВ - взрывания с широким спектром интервалов замедлений, в частности, применением систем неэлектрического инициирования, позволяющего реализовывать принцип взрывания «скважина-замедление».

Запас энергии в заряде ВВ определяет начальную энергию взрывной волны, которая передается горному массиву. В результате этого по массиву проходит волна сжатия, сопровождаемая смещением пород с определенной скоростью, что приводит к их деформированию и

разрушению. Поскольку на сжатие и смещение пород требуется определенная энергия, то энергия взрывной волны постепенно расходуется, а сама волна - затухает. При этом, скорость прохождения и интенсивность затухания взрывной волны определяются физико-механическими свойствами и структурными особенностями пород массива. Тем не менее, волна достигает охраняемого объекта, передавая ему часть энергии. Очевидно, что такая передача энергии не причинит ущерба объекту, если ее величина не превысит некоего предела прочности объекта. Также очевидно, что необходимо стремиться к максимальному использованию энергии взрывной волны на выполнение полезной работы (дробление пород и, если необходимо, деформирование горного массива) с минимизацией побочных эффектов. При этом прослеживается логическая взаимосвязь между запасом энергии в заряде ВВ, физико-механическими свойствами пород горного массива и прочностными характеристиками охраняемого объекта, а горно-технологические характеристики горного массива, структура технологических потоков карьера и специфические особенности охраняемых объектов выступают в роли факторов и условий, определяющих параметры управления [2].

Управление энергией взрывного воздействия на горный массив возможно как за счет рационализации энергетических характеристик скважинного заряда, повышения степени использования энергии взрыва на разрушение породы в зоне отрыва от массива, уменьшения доли энергии взрыва на разброс породы, предварительного ослабления пород горного массива как за счет многократного ударно-волнового воздействия, так и за счет увеличения высоты взрываемого уступа.

Взрывные работы в карьерах сопровождаются значительными деформациями разрушаемого горного массива, проявлением которых являются поднятие кровли уступа в результате разрыхления горной пород или ее понижение в результате смещения части пород в горизонтальной

плоскости. При этом, в зависимости от применяемой технологии вскрышных и добычных работ перед взрывными работами могут ставиться задачи по обеспечению смещения массива в весьма широких пределах, что может быть реализовано изменением расположения и величины скважинных зарядов ВВ в массиве, а также условиями работы взрыва. От того, насколько смещения массива при взрыве будут соответствовать заданным значениям, зависит эффективность принятой технологии. Из этого следует, что смещением массива при ведении взрывных работ в карьерах следует управлять, а такое управление является неременным условием эффективной подготовки горного массива к разработке. Анализ технологии горных работ показывает, что в карьерах возможны четыре основных варианта ведения взрывных работ с характерным смещением массива:

1. Взрыв «на развал», когда происходит некоторое понижение высоты уступа за счет смещения части разрушенных пород на его нижнюю площадку.

2. Взрыв «на сброс», когда значительная часть разрушенных пород силой взрыва перемещается в горизонтальной плоскости за пределы уступа, как правило, ниже его подошвы.

3. Взрыв «в зажатой среде», когда смещение разрушенного массива в горизонтальной плоскости ограничено либо ненарушенным массивом, либо неубранной породой. В этом случае деформации массива происходят, в основном, за счет увеличения высоты уступа в результате разрыхления пород при минимальных смещениях в горизонтальной плоскости.

4. Взрыв «на встряхивание», когда деформации разрушенного массива минимальны по всем направлениям.

При открытой разработке сложно-структурных месторождений для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого взрывное рыхление смешанных рудно-породных массивов требуется вести без значительных нарушений их геологической структуры. Теоретические

основы взрывания с сохранением геологической структуры базируются на: ограничении смещений разрушаемого массива с помощью подпорной стенки из неубранной массы (взрыв в «зажатой среде»); короткозамедленном взрывании при многорядном расположении скважин – не менее 7-9 в ряду и не более 6-8 по ширине взрывающего блока; применении качественной забойки.

Увеличение глубины карьера с одновременной интенсификацией технологических процессов горных работ на нижних горизонтах обуславливает проблемы и задачи БВР, которые являются следствием тех принципиальных научно-технических решений и изменений, которые характерны для развития горных работ на карьерах сложноструктурных месторождений. Это, в первую очередь, - создание необходимых запасов взорванной горной массы заданного качества, обеспечивающих эффективность функционирования экскаваторно-транспортного комплекса в условия объективной тенденции уменьшения ширины рабочих площадок с переходом на отработку глубоких горизонтов и, как следствие, уменьшения размеров рабочей зоны карьера. С целью уменьшения текущих объемов вскрышных работ ширина рабочей площадки принимается минимальной и ограничивается условием безопасной работы горно-транспортного оборудования.

Элементом адаптации технологии отработки глубоких карьеров к сокращению ширины рабочих площадок для обеспечения требуемого уровня обуренных и взорванных объемов руды и породы в целом по карьере и по каждому экскаваторному блоку является увеличение высоты отрабатываемых уступов [2]. Увеличение высоты уступа с 10, 15 до 30 м приводит к росту запасов взорванной горной массы на той же площади рабочей зоны в три и два раза и увеличению угла наклона рабочего борта с 18° (при $H_y=10$ м) до 25° (при $H_y=15$ м) и 36° (при $H_y=30$ м) [3].

Увеличение взрывающихся объемов при отработке высоких уступов позволяет ускорить их отработку, подготовку новых площадей под

бурение и, соответственно, интенсифицировать вскрытие и отработку рудных залежей.

При этом, за счет увеличения угла рабочего борта, роста запасов взорванной горной массы на той же площади рабочей зоны производительность буровых станков, экскаваторов и автотранспорта повышается. Производительность буровых станков за счет сокращения времени на вспомогательные операции при переходе с высоты уступа 10 м на высоту уступа 15 м и 30 м увеличивается в среднем на 10 - 12%, объем бурения снижается на 5 - 10%, выход горной массы с 1 п.м. бурения увеличивается на 10%, стоимость 1 м³ горной массы по затратам на буровзрывные работы уменьшается на 5%.

Бурение и взрывание 30 метровых уступов производится на высоту двух-трех 10-15 м уступов, а отработка ведется погоризонтно при высоте уступа 15 м.

Погрузочно-транспортное оборудование работает на взорванном массиве, при этом снижение коэффициента разрыхления горных пород в условиях взрывания в зажатой среде способствует повышению заполнения ковша экскаватора. С учетом улучшения качества дробления производительность экскаваторов возрастает в среднем на 10%.

При этом ввиду сокращения времени на загрузку и расстояния транспортировки производительность автотранспорта повышается в среднем на 5 - 6%.

Снижение коэффициента разрыхления обеспечивает устойчивость забоя, что создает более благоприятные условия для применения селективной добычи руды.

Влияние высоты уступа на степень дробления пород с коэффициентом крепости $f=XI-XIV$ приведено в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Влияние высоты уступа на степень дробления пород

Высота уступа, м	Содержание фракций (мм), %			
	0 - 300	301 - 500	501 - 1000	более 1000
10	80,2	5,7	5,1	-
15	90,6	6,1	3,5	0,3
30	94,7	3,3	1,9	0,1

Таким образом, рассмотренные методы управления качеством взрывных работ при подготовке горного массива к выемке породного массива обеспечивают необходимую степень дробления для эффективной работы горнотранспортного оборудования, полноту извлечения полезного ископаемого из недр и снижение сейсмического воздействия на инженерные сооружения и борта.

2.2. Исследование основных требований к качеству дробления пород взрывом

Широкий диапазон изменения физико-механических характеристик и многообразие горно-технологических свойств пород требует индивидуального подхода к выбору рациональных технологических параметров горных работ для каждого разрабатываемого участка месторождения. В первую очередь это касается подготовки пород к выемке взрывным способом [4, 5]. Такой подход базируется на взаимосвязях удельного расхода ВВ с качеством дробления пород взрывом. При этом относительная предрасположенность породы к взрывному разрушению оценивается по удельному расходу ВВ на основе шкалы взрываемости (табл. 2.2), составленной по результатам эталонных взрывов.

Общепризнанным критерием оценки взрываемости пород является удельный расход ВВ, который во всех классификациях закономерно возрастает с увеличением абсолютных значений горно-технологических характеристик пород. Эта общность критерия оценки обуславливает

определенную взаимосвязь между классификациями пород по разным технологическим признакам (буримости, взрываемости), что позволяет с определенной степенью надежности совместить расчетные методики при переходе от одной классификации к другой.

Таблица 2.2

Классификация массивов горных пород по взрываемости

Категория пород по взрываемости	Плотность пород, г/см ³	Предел прочности пород на сжатие, МПа	Расстояние между трещинами в массиве, м	Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову	Группа пород по СНиП-82	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³	Степень трещиноватости (блочности) пород
Легковзрываемые породы	1,40-2,00	10-30	≤ 0,10	до 3	V	0,12-0,18	I Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)
	1,75-2,35	20-45	0,05-0,25	2-4		0,18-0,27	II Сильнотрещиноватые (среднеблочные)
Средневзрываемые породы	2,25-2,55	30-65	0,20-0,5	3-6	VI	0,27-0,38	III Среднетрещиноватые (крупноблочные)
	2,50-2,80	50-80	0,45-0,75	5-8		0,38-0,52	
Трудновзрываемые породы	2,75-2,9	70-120	0,70-1,0	7-12	VII	0,52-0,68	IV Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)
	2,85-3,0	110-160	0,95-1,25	11-16	VIII	0,68-0,88	
Весьма трудновзрываемые породы	2,95-3,2	145-205	1,20-1,5	14-18	IX	0,88-1,1	V Практически монолитные (исключительно крупноблочные)
	3,15-3,40	195-250	1,45-1,7	17-19	X	1,10-1,37	
Исключительно трудновзрываемые породы	3,35-3,6	235-300	1,65-1,9	18-20	XI	1,37-1,68	
	> 3,5	285 и более	> 1,85			1,68-2,03	

В частности, при расчетах параметров буровых и взрывных работ наиболее широкое применение получили классификации горных пород по М.М. Протодяконову и СНиП-82, взаимосвязь между которыми иллюстрируется графиком (рис. 2.1) и описывается уравнением:

$$f = 0,21e^{0,43F} \quad (2.3)$$

где f – коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову; F – группа пород по СНиП-82.

Известные классификации построены по усредненным горно-технологическим характеристикам пород, отклонения в определении которых даже для одной и той же породы на месторождении достигают 40-50% и более. Поэтому такие классификационные признаки, как предел прочности на сжатие, сдвиг, растяжение, блочность, скорость распространения продольных волн и т.п. достаточно надежно «работают»

только в пределах конкретного месторождения, а для однотипных пород других месторождений должны быть откорректированы. Следовательно, разработанные классификации пород по взрываемости имеют обобщенный характер и требуют корректировки применительно к конкретному месторождению.

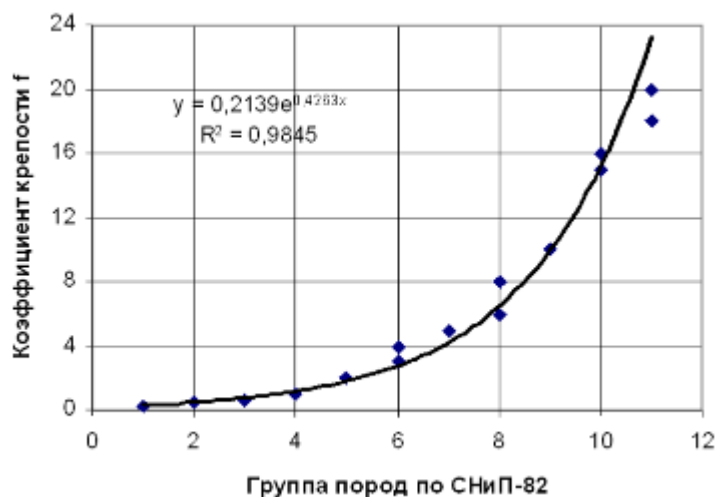


Рис. 2.1. График зависимости коэффициента крепости при классификации пород по М.М. Протодяконову от группы пород по классификации СНиП-82

Требования к качеству дробления пород взрывом при взрывании высоких уступов формируются на основе геометрических параметров применяемого оборудования и энергетических характеристик процессов в технологических потоках карьеров.

Геометрическими характеристиками применяемого оборудования определяется максимально допустимый линейный размер куска породы, гарантирующий нормальную работу оборудования. Этот размер определяется по следующим формулам.

Для экскаваторов типа мехлопата с емкостью ковша до 10 м^3 :

$$d_{\max} \leq 0,75\sqrt[3]{E_{\kappa}} \text{ , м} \quad (2.4)$$

где E_{κ} – емкость ковша экскаватора, м^3 .

При емкости ковша $E_{\kappa} > 10 \text{ м}^3$ максимально допустимый размер куска породы $d_{\max} = 1,6 \text{ м}$.

Для автосамосвалов и думпкаров:

$$d_{\max} \leq 0,5\sqrt[3]{E_m}, \text{ м} \quad (2.5)$$

где E_m – емкость кузова, м^3 .

Для дробилок:

$$d_{\max} \leq (0,75 \div 0,85)Z_{\text{др}}, \text{ м} \quad (2.6)$$

где $Z_{\text{др}}$ – размер приемного отверстия дробилки, м.

Ленточные конвейеры при разработке скальных месторождений применяются, главным образом, в комплексах циклично-поточной технологии (ЦПТ). При этом загрузка конвейера осуществляется после предварительного дробления горной массы в дробилках, параметры выходной щели которых выбираются исходя из требований, предъявляемых к размеру куска геометрическими параметрами конвейера.

Куски породы, не удовлетворяющие зависимостям (2.4)–(2.6), считаются негабаритными и подлежат вторичному дроблению взрывным или механическим способами. Наличие во взорванной горной массе большого количества негабаритных кусков значительно снижает производительность и срок службы оборудования. Кроме того, вторичное дробление негабаритов нарушает ритм работы карьера. Поэтому, в идеальном варианте негабарит в развале пород после взрыва должен отсутствовать, что маловероятно, а при проектировании взрывных работ его выход не следует принимать больше 5%.

Таким образом, оценка взрываемости горных пород в сочетании с особенностями геологического строения горного массива, условиями ведения взрывных работ и требованиями к качеству взрывного дробления пород индивидуальна для каждого карьера. Эта индивидуальность проявляется в районировании пород карьера по взрываемости, а представленная совокупность зависимостей (2.2)–(2.4) позволяет определить требования к качеству рыхления пород взрывом на основе геометрических параметров оборудования.

2.3. Выбор средств взрывания и удельного расхода взрывчатых веществ при взрывании высоких уступов

Для взрывного рыхления высоких уступов можно использовать широкий ассортимент ВВ (табл. 2.3): порошкообразные аммониты; сыпучие гранулированные ВВ (гранулиты, граммониты, алюмотол, игданиты, гранулотол); водонаполненные ВВ (акватолы, акваниты, ифзаниты) и эмульсионные ВВ (эмуланы, эмульгиты, нобелиты и нобеланы). В то же время при выборе взрывчатых веществ для конкретных условий оцениваются такие технологические свойства ВВ, как работоспособность, плотность заряжания, водоустойчивость, безопасность в обращении и пригодность к механизированному заряжанию в скважины. Сравнение разных типов ВВ проводится по переводному коэффициенту, равному отношению работоспособности эталонного (аммонит № 6-ЖВ) и сравниваемого ВВ в одинаковых условиях (табл. 2.3). В последнее время для открытых горных работ в качестве эталона используется граммонит 79/21, имеющий одинаковую с аммонитом №6ЖВ работоспособность, но более удобный в применении.

Эффективность использования различных ВВ зависит от прочности, вязкости и обводненности пород, блочности (трещиноватости) массива и т.п. При этом, чем выше прочность, вязкость и блочность пород, тем более работоспособные ВВ должны быть применены. В обводненных породах используются водоустойчивые ВВ.

При выборе типа ВВ учитываются не только технологические, но и экономические факторы. Поэтому простейшие ВВ, не обладающие высокими взрывными свойствами, но более дешевые по сравнению с промышленными ВВ и пригодные для механизированного заряжания скважин, находят все более широкое применение при производстве взрывных работ в карьерах. Следует также учитывать, что простейшие ВВ

более безопасны в обращении.

На карьерах обычно применяются ВВ группы совместимости “D”. В зависимости от обводненности скважин используются следующие основные виды ВВ:

1. При зарядании сухих скважин или сухой части обводненных скважин: граммонит 79/21, гранулит АС-4, гранулит АС-4В, гранулит АС-8, гранулит АС-8В, нобеланы, МАНФО, игданит (АС+ДТ).

2. При зарядании обводненных скважин: гранулотол, алюмотол, гранипор, граммонит 50/50, граммонит 30/70, нобелиты.

Наиболее распространенный ассортимент ВВ, применяемый в карьерах Узбекистана, приведен в табл. 2.4. При выборе ВВ для конкретных условий следует иметь в виду, что с увеличением прочности и обводненности пород доля ANFO (игданита) в эмульсионном ВВ должна уменьшаться.

Таблица 2.3

Характеристики основных ВВ для открытых горных работ

Тип ВВ	Состав и агрегатное состояние ВВ	Теплота взрыва, кДж/кг	Коэффициент работоспособности ВВ	Область применения
Акватол М	Водонаполненная смесь гранулированной селитры с алюмотолом и загустителем	5045	0,86	Для сухих и малообводненных скважин
Акватол 65/35	Водонаполненная смесь гранулированной селитры с тротилом и загустителем	3855	1,10	
Граммонит 30/70	Смесь гранулированной селитры и гранулированного тротила	3645	1,13	
Граммонит 79/21	Смесь гранулированной селитры и чешуйчатого тротила	4316	1,0	Для сухих скважин
Гранулит АС-8	Смесь гранулированной селитры с минеральным маслом и алюминиевой пудрой	5204	0,89	
Игданит (ANFO), гранулит-М	Смесь гранулированной аммиачной селитры (94 %) с дизельным топливом или минеральным маслом (6 %)	3813	1,13	

Нобелан-2060 Нобелан-2070 Нобелан-2080 Нобелан-2090	Смесь игданита (ANFO) (от 60 до 90 %) и эмульсионной матрицы ^{*)}	2814	0,91	
Нобелит-2000 Нобелит-2030 Нобелит-2040 Нобелит-2050	Смесь сенсibilизированной ^{**)} эмульсионной матрицы и игданита (ANFO) (от 0 до 50 %)	2600	1,05	Для обводненных скважин при неограниченном времени пребывания ВВ в воде
Гранулотол	Гранулированный тротил	3457	1,0	
Алюмотол	Гранулированный сплав тротила с алюминиевым порошком	5279	0,83	

^{*)} Эмульсионная матрица представляет собой раствор минерального масла в жидкой (82 %) аммиачной селитре, для стабилизации которого применяется эмульгатор, препятствующий расслоению масла, селитры и воды

^{**)} Сенсibilизация, в результате которой повышается чувствительность эмульсионного ВВ к начальному импульсу и передачи детонации, производится введением газогенерирующей добавки (раствора нитрита натрия)

Таблица 2.4

Наиболее распространенный ассортимент ВВ в карьерах Узбекистана

Категория пород	Трещиноватость	Коэффициент крепости	Типы применяемых ВВ
Легко взрывающиеся	Чрезвычайно трещиноватые	6-8	Игданит (ANFO), граммонит 79/21, Нобелан, Нобелит
Средне взрывающиеся	Сильно трещиноватые	8-10	
Трудно взрывающиеся	Средне трещиноватые	10-12	
Весьма трудно взрывающиеся	Мало трещиноватые	>12	
Обводненные породы	Любые		Гранулотол, гранипоры, Нобелит

В качестве промежуточных детонаторов используются промышленные шашки ТГФ-850, ГТП-500, ТГ-500, Т-400Г, а также патронированные сенсibilизированные эмульсионные ВВ.

Для короткозамедленного взрывания скважинных зарядов ВВ применяется детонирующий шнур марок ДШЭ, ДШВ или ДША, пиротехнические замедлители различных типов с номиналами замедления 20, 35, 50, 75, 100 мс и более., а также неэлектрические системы инициирования (НСИ) на основе ударно-волновых трубок (Динашок, СИНВ, Нонель и др.).

Первичное инициирование взрывных сетей может осуществляться от электродетонаторов, инициирующий импульс в которые подается с помощью взрывных машинок ПИБ-100М, КПВ-1/100М или аппаратуры радиоуправления взрывом.

Неэлектрические системы инициирования применяются для передачи инициирующего импульса от первичного инициатора (капсюля-детонатора или электродетонатора) через ударно-волновую трубку (УВТ), вмонтированную в детонатор системы к промежуточному детонатору (для скважинных зарядов) или патрону-боевику (для шпуровых зарядов).

Конструктивно детонаторы системы «Динашок» представляют собой капсюль-детонатор (мгновенного, коротко-замедленного или замедленного действия) и вмонтированную в него ударно-волновую трубку УВТ. Эта трубка изготавливается из нескольких слоев различных пластмасс, имеет диаметр примерно 3 мм, на внутренней поверхности трубки напылением или наклеиванием (в зависимости от производителя) нанесено вторичное инициирующее ВВ (соответствующее ТЭНу), примерно 16 мг на метр длины трубки. Этот слой взрывчатого вещества, после инициирования трубки капсюлем или электро-детонатором, детонирует в ней со скоростью порядка 2000 м/сек, передавая инициирующий импульс собственно детонатору. Поверхностные детонаторы, в отличие от скважинных (шпуровых), встроены в блок соединения трубок, который обеспечивает простоту монтажа поверхностной взрывной сети и гарантирует передачу инициирующего импульса от детонатора к УВТ следующих по схеме детонаторов.

НСИ в сравнении с традиционными пиротехническими (детонирующий шнур + капсюль-детонатор) характеризуется более высокой надежностью, безопасностью и перспективами по совершенствованию управления энергией взрыва.

Надежность НСИ обеспечивается наличием внутрискважинного замедления, реализуемого скважинным детонатором системы в комплексе

с УВТ. Это означает, что взрыв заряда в первой скважине взрываемого блока происходит через время, определенное параметрами скважинного детонатора. За это время инициирующий импульс по поверхностной сети либо прошел по всей сети, либо его прохождение по сети определило начало прохождения взрыва по скважинам блока на значительное расстояние. Таким образом, гарантируется невозможность «подбоя» (нарушения поверхностной взрывной сети взрывом скважинного заряда).

Использование систем инициирования на основе ударно-волновых трубок обеспечивает безопасность взрывных работ, которое достигается за счет: невозможности обратного прохождения инициирующего импульса (от ударно-волновой трубки к детонатору); невозможности несанкционированного инициирования детонационного импульса в ударно-волновой трубке от постороннего источника (огонь, удар, трение, блуждающие токи и т.д.).

Перспективность НСИ в совершенствовании методов управления энергией взрыва заключается в расширении возможностей, которые дает применение СИ в части:

- продолжительности общего времени действия энергии взрыва на массив;
- направленности прохождения взрыва по скважинам (шпурам) взрываемого массива;
- снижение сейсмического действия взрыва;
- отсутствия канального эффекта (выгорание части ВВ в скважинном заряде).

При этом качественная оценка основных показателей взрывов характеризуется компактной формой развала взорванной горной массы, что способствует снижению потерь и разубоживания; уменьшением выхода крупнокусковых фракций взрыва; улучшением качества проработки подошвы и снижением сейсмического эффекта. Выход негабарита, при этом, уменьшается в несколько раз за счет: повышения

коэффициента использования скважинного заряда (ударно-волновая трубка в отличие от детонирующего шнура не выжигает заряд в скважине); увеличения интервалов времени между взрывами соседних скважин в 2-3 раза; одновременного срабатывания зарядов в каждой скважине (образуется три свободные поверхности); многорядного расположения скважин (пять рядов и более). Кроме того, при использовании систем инициирования на основе ударно-волновых трубок опасная зона в карьере может быть установлена после монтажа взрывной сети перед присоединением электродетонатора к магистральной сети.

Улучшение перечисленных показателей объясняется многократным взрывным нагружением массива горных пород, т.к. реализуется принцип «одно замедление – одна скважина», что способствует образованию дополнительных поверхностей обнажения, увеличению соударений движущихся потоков взорванной породы. Косвенным признаком реализации эффекта «одно замедление – одна скважина» является четкое прослушивание всех ступеней замедлений.

Из сопоставления схем монтажа поверхностной взрывной сети следует следующее:

- общее время действия взрыва в случае монтажа поверхностной сети применением поверхностных детонаторов НСИ составляет 410 мс (рис. 2.2), в случае монтажа поверхностной сети применением ДШ с пиротехническими реле-замедлителями – 280 мс (рис. 2.3);

- в первом случае (рис. 2.2) реализуется принцип «одно замедление – одна скважина», во втором случае (рис. 2.3) реализуется порядное КЗВ скважинных зарядов.

Из приведенной схемы взрывания на рис. 2.2 видно, что взрывание скважинных зарядов происходит в последовательности, обеспечивающей диагональное прохождение импульса взрыва по блоку.

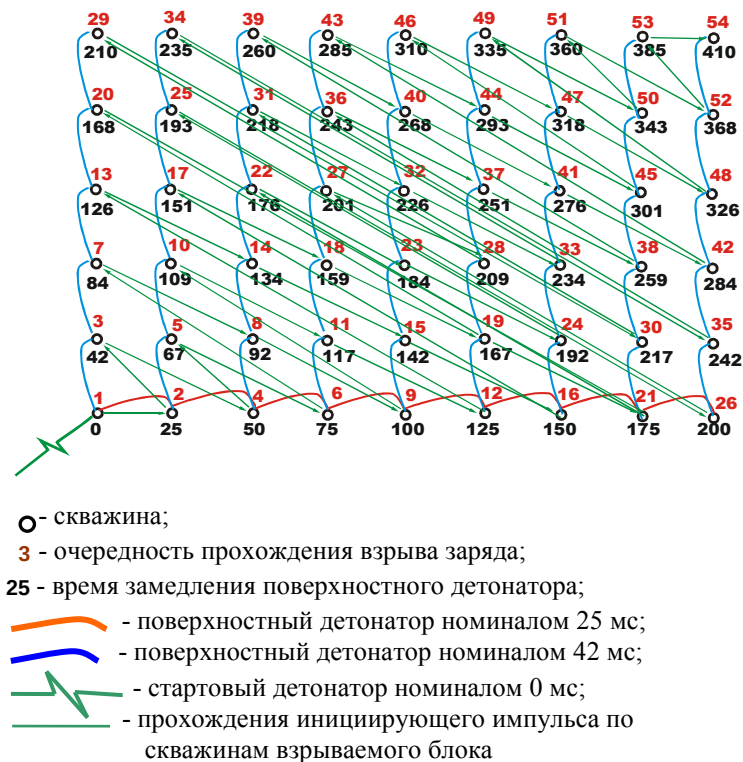


Рис. 2.2. Схема монтажа поверхностной взрывной сети неэлектрической системой инициирования

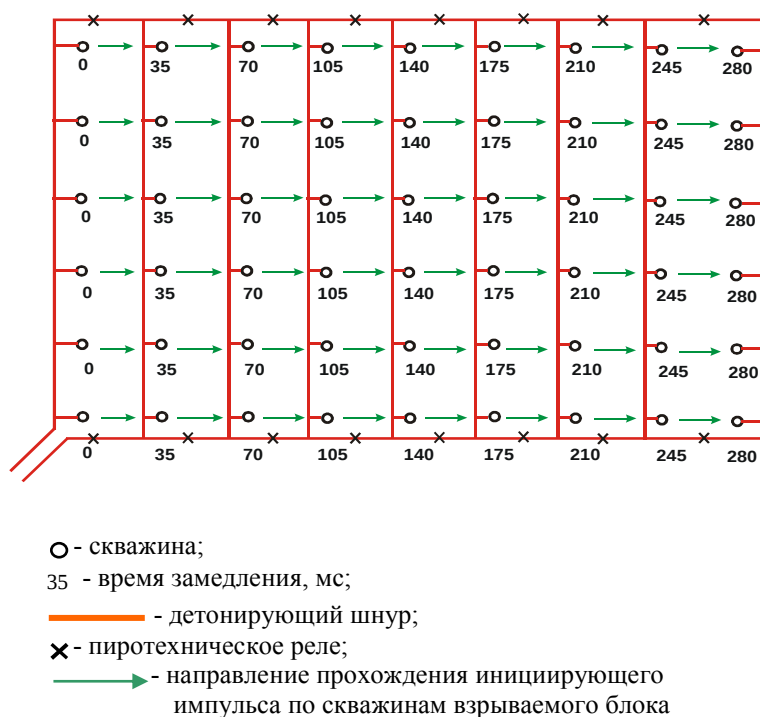


Рис. 2.3. Схема монтажа поверхностной взрывной сети детонирующим шнуром

Если пропустить линию начала детонации из поверхностных детонаторов посередине взрываемого блока будем иметь инициирование

скважин в последовательности, обеспечивающей прохождение детонации на поверхности блока по схеме «елочка», что способствует формированию более компактной формы развала. Использование различных вариантов расположения центральной (начальной) линии поверхностных детонаторов, а также вариантов номиналов замедлений поверхностных детонаторов в центральной линии и по рядам скважин обуславливает возможность управления направлением прохождения детонации взрыва по блоку, что дает возможность управлять формой развала и сейсмозрывным воздействием на охраняемые объекты (здания, сооружения, дороги, ЛЭП, борта карьера и др.).

Обоснованный выбор удельного расхода ВВ является важным шагом в управлении качеством взрывного рыхления массива. Однако в этом случае возникают существенные сложности, обусловленные выбором влияющих факторов.

Наиболее полное определение основных характеристик породного массива, влияющих на разрушение горных пород взрывом, выполнено Г.Л. Демидюком [6], который по степени влияния расположил их в следующем порядке:

- прочностные свойства породы (сопротивление сжатию, растяжению и сдвигу);
- сжимаемость и пористость породы, увеличивающие потери энергии взрыва на пластические деформации;
- вязкость, повышающая энергоемкость разрушения пород;
- плотность, определяющая энергозатраты на преодоление сил инерции при смещении пород;
- зернистость, слоистость, сланцеватость и кливажность, характеризующие количество макро- и микродефектов пород в массиве;
- трещиноватость, облегчающая разрушение массива, но препятствующая дроблению крупных отдельностей породы.

Одновременно отмечается, что выполнить расчет удельного расхода

ВВ с помощью перечисленных характеристик невозможно, поскольку для этого необходимо знать их количественные значения в конкретных условиях. Решение этой задачи становится условным хотя бы потому, что до сих пор не установлено соотношение между прочностными свойствами пород в образце и массиве. Также трудно говорить о достоверности определения трещиноватости массива, которую оценивают, главным образом, по результатам изучения керна при разведочном бурении. Кроме того, известно, что при испытаниях разных образцов одной и той же породы, например, предел прочности на сжатие может различаться на $15\div 40\%$.

Имеющиеся расчетные формулы для определения удельного расхода ВВ изобилуют различными коэффициентами, с помощью которых предполагается учитывать различные характеристики взрываемых пород. Однако во многих случаях эти коэффициенты определяются неоднозначно, поэтому в расчетах в большинстве случаев принимаются их средние значения. Кроме того, такие формулы определения удельного расхода ВВ в большинстве случаев непосредственно не связаны с качеством рыхления массива, а лишь предполагают, что степень дробления пород будет достаточной для эффективной работы экскаваторов, т.е., средний размер куска породы в развале составит $200\div 250$ мм. Все это вносит элемент неопределенности в расчеты.

Естественно, что такая ситуация обусловила необходимость поиска других более определенных решений, связывающих воедино удельный расход ВВ, физико-механические свойства пород и необходимую степень их дробления.

Удельный расход ВВ хотя и отражает прочностные свойства разрушаемой породы, но в одних и тех же условиях может изменяться в зависимости от требований, предъявляемых к качеству дробления горной массы. Исходя из этого, удельный расход ВВ можно рассматривать в качестве интегральной характеристики, отражающей прочностные

свойства разрушаемых пород и требования к качеству их дробления взрывом.

Наиболее распространенной характеристикой прочностных свойств пород является предел прочности на сжатие, имеющий, как показывает анализ справочных данных, прямую взаимосвязь с плотностью пород и расстоянием между трещинами в массиве. Поэтому, при определении удельного расхода ВВ в качестве обобщающего показателя сопротивляемости пород взрывному разрушению целесообразно принять предел прочности пород на сжатие, а в качестве технологического критерия оценки качества рыхления горного массива – размер среднего куска породы в развале. Тогда, расчетная формула будет иметь простой вид, а другие индивидуальные характеристики конкретных месторождений и карьеров могут быть учтены через соответствующий коэффициент адаптации, величина которого определяется по результатам опытных и промышленных взрывов. Такая расчетная формула была получена в результате обработки статистических материалов опытных и опытно-промышленных взрывов [5,7,8]:

$$q=0,01-K_a\sigma_{сж} \ln d_{ср}, \text{ кг/м}^3 \quad (2.7)$$

где K_a – коэффициент адаптации к условиям конкретного карьера; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа; $d_{ср}$ – средний размер куска породы в развале, м.

Таким образом, для взрывания высоких уступов имеется значительный выбор взрывчатых веществ различных типов, однако предпочтение следует отдавать ВВ простейших типов на основе аммиачной селитры, а из средств инициирования – системам на основе ударно-волновых трубок. Предел прочности пород на сжатие позволяет получить удельный расход ВВ с учетом индивидуальных требований технологических потоков конкретного карьера к среднему размеру куска в развале.

2.4. Определение параметров буровзрывных работ при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ

Добиться требуемого качества рыхления пород взрывом при удовлетворительных технико-экономических показателях взрывных работ только регулированием удельного расхода ВВ практически невозможно, поскольку существенное влияние на результаты взрыва оказывает пространственное размещение скважинных зарядов. Поэтому получить ожидаемый результат можно только в том случае, когда параметры такого размещения не только согласованы между собой и удельным расходом ВВ, но и соответствуют технологическими параметрами разработки (в частности, высоте уступа).

Определение согласованных параметров размещения скважинных зарядов в горном массиве базируется на прямой зависимости разрушаемого объема породы от массы заряда взрывчатого вещества. При этом, работа каждого заряда ВВ должна быть согласована как со свойствами пород в разрушаемом массиве (через удельный расход ВВ), так и с расположением зарядов относительно друг друга и свободных поверхностей (через ЛНС) в горизонтальном и вертикальном сечениях). Метод согласования скважинных зарядов прост, а его использование не требует глубоких знаний природы взрывного разрушения породных массивов. Этот метод по своей сути представляет собой «черный ящик» системы «взрыв – порода», в котором при согласованной работе одиночного заряда в одиночной воронке и при согласованной работе нескольких зарядов во всем объеме взрываемого блока энергия взрыва в максимальной степени используется на дробление пород. При этом общепризнано, что главным исходным параметром пространственного размещения зарядов является диаметр скважины, определяющий зону регулируемого дробления пород взрывом. С ним непосредственно взаимосвязаны остальные параметры размещения заряда (линия

наименьшего сопротивления пород взрыву, величина перебура и незаряжаемой части скважины, расстояние между скважинами в ряду и рядами скважин).

Существует несколько методик определения согласованных параметров размещения скважинных зарядов, адаптированную к сложноструктурным месторождениям.

Методики определения диаметра взрывных скважин в карьерах [9-13] ориентированы на его взаимосвязь с высотой уступа, свойствами горных пород и энергетической характеристикой заряда ВВ. Причем, эта взаимосвязь в разных методиках проявляется в явном и неявном виде, а результаты, полученные для одних и тех же условий по разным методикам, могут различаться в 3-4 раза (рис. 2.4).

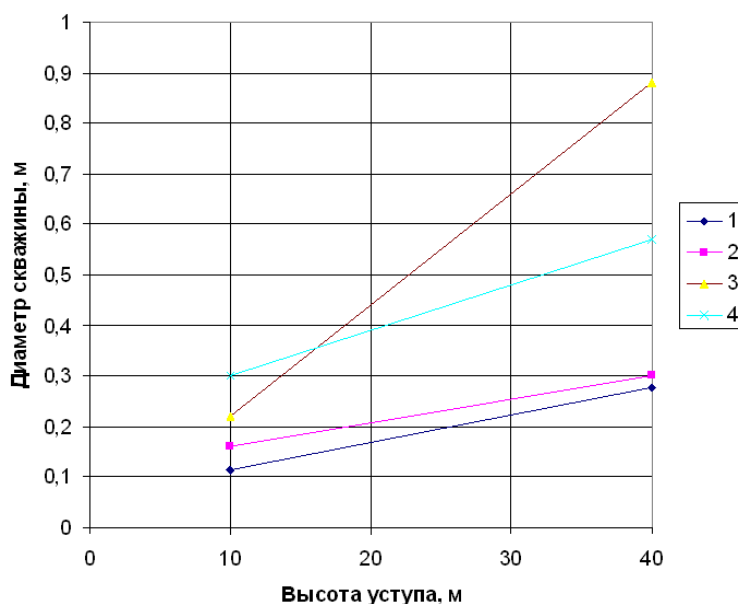


Рис. 2.4. Зависимость диаметра взрывных скважин от высоты уступа: 1–4 - для методик из литературных источников, соответственно, [9–12]

Тем не менее, разработанные методики успешно используются на практике, а конкретный выбор зависит от преобладающих научных взглядов и существующих традиций. Такое положение можно объяснить только тем, что результаты любых расчетов рассматриваются только как ориентир, подлежащий безусловной проверке на опытных взрывах и

последующей корректировке по их итогам. Однако, вполне естественным является стремление получить наглядное математическое выражение, которое при минимуме расчетных элементов позволяет уже при проектировании надежно определять диаметр скважины в соответствии с теорией взрывного воздействия на различные горные породы.

Теория взрывного воздействия на горные породы базируется на объемном принципе, согласно которому объем разрушенных пород находится в прямой зависимости от параметров и пространственного расположения заряда ВВ. В этом случае к параметрам заряда относятся его геометрические размеры (диаметр) и энергетическая характеристика ВВ, а основным параметром пространственного расположения является расстояние от заряда до открытой поверхности (линия наименьшего сопротивления). При этом существует несколько расчетных формул [9,10,13], близких по логике построения, использование которых позволяет получить сопоставимые результаты. Все они соответствуют принципу объемного разрушения, но наиболее наглядной, по нашему мнению, является формула [14]:

$$D = \frac{W}{\frac{32}{\sqrt[4]{f}} \sqrt{n_0} \sqrt[3]{\frac{Q_V}{Q_{V_0}}}}, \text{ м} \quad (2.8)$$

где D – диаметр скважины, м; W – линия сопротивления пород по подошве уступа, м; f – коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову; n_0 – количество свободных плоскостей (при порядном взрывании зарядов $n_0 = 2$, при поскважинном взрывании зарядов $n_0 = 3$); Q_V , Q_{V_0} – энергия используемого и эталонного ВВ, кДж/кг.

Коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову с достаточной для практического применения точностью может быть представлен в виде $f = 0,1 \sigma_{сж}$ ($\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа).

Соотношение $\frac{Q_V}{Q_{V_0}} = K_{ВВ}$ – представляет собой энергетический

переводной коэффициент применяемого ВВ по отношению к эталонному ВВ. Однако, энергетическая характеристика скважинного заряда определяется не только энергией ВВ, но и плотностью его заряжения в скважину. Поэтому, для обеспечения одинаковой работоспособности скважинной заряд с более низкой плотностью заряжения должен иметь увеличенный диаметр, а с более высокой – соответственно уменьшенный диаметр. Исходя из этого, выражение (2.8) следует дополнить переводным коэффициентом плотности заряжения, равным отношению плотности заряжения применяемого Δ_ϕ к плотности заряжения эталонного Δ_ϕ взрывчатого вещества: $K_\Delta = \frac{\Delta_\phi}{\Delta_\phi}$.

Тогда, имея в виду, что $f = 0,1 \sigma_{сж}$ и $n_0 = 2$ выражение (2.8) примет вид:

$$D = \frac{W}{\frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сж}}} \sqrt[3]{K_{ВВ} K_\Delta}}, \text{ м} \quad (2.9)$$

Произведение $K_\Delta = K_{ВВ} \cdot K_\Delta$ представляет собой коэффициент относительной концентрации энергии ВВ, с помощью которого в скважинном заряде применяемое ВВ по энергетическим характеристикам адаптируется к эталонному ВВ. Для мощных ВВ с высокой плотностью заряжения $K_\Delta > 1,0$, а для ВВ пониженной мощности с невысокой плотностью заряжения $K_\Delta < 1,0$ (табл. 2.5). При этом в качестве эталонного ВВ вместо традиционно применяемого аммонита 6ЖВ принят граммонит 79/21, имеющий с аммонитом 6ЖВ одинаковые энергетические характеристики, но более удобный в применении при проектировании взрывных работ в карьерах.

После подстановки значения K_Δ в (2.9) имеем:

$$D = \frac{W}{\frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сж}}} \sqrt[3]{K_\Delta}}, \text{ м} \quad (2.10)$$

Таблица 2.5

Значения коэффициентов приведения для основных видов ВВ

Наименование ВВ	Коэффициент приведения по энергии ВВ, $K_{ВВ}$	Плотность заряжания, кг/м^3	Коэффициент приведения по плотности заряжания ВВ, K_{Δ}	Коэффициент концентрации энергии $K_3 = K_{ВВ}^{\text{эф}} \cdot K_{\Delta}$	$\sqrt[3]{K_3}$	Рекомендуемое значение K_3 для расчетов
Граммонит 79/21	1,00	0,9-1,0	1,0	1,00	1,00	1,0 (эталон)
Граммонит 30/70	1,14	1,1	1,1	1,25	1,08	1,25
Гранулотол	1,20	1,0	1,0	1,20	1,06	1,20
Игданит	1,13	0,8-0,9	0,8	0,90	0,97	1,00
Гранулит АС-8	0,89	0,87-0,92	0,87	0,78	0,92	0,78
Гранулит АС-4	0,98	0,80-0,85	0,8	0,78	0,92	0,78
Нобелит 2000	1,05	1,1-1,2	1,1	1,16	1,05	1,16
Нобелит 2030		1,05-1,1	1,05	1,10	1,03	1,00
Нобелит 2040		1,0-1,02	1,02	1,07	1,02	1,00
Нобелит 2050		1,0	1,0	1,05	1,01	1,00
Нобелан 2060	0,91	0,96-0,98	0,96	0,87	0,95	0,87
Нобелан 2070						
Нобелан 2080						
Нобелан 2090						
Примечание: при определении коэффициента относительной концентрации энергии K_{Δ} значение плотности заряжания эталонного ВВ принято равным $K_3=1,0$ при минимальной плотности заряжания других ВВ (как «худший» вариант), $K_{ВВ}^{\text{эф}}$ - коэффициент взрывной эффективности						

Анализ результатов расчетов показывает, что при значении $K_3 = 0,9 \div 1,1$ его влияние на W не превышает $\pm 3\%$, то есть, является несущественным [15]. Поэтому в расчетах коэффициент относительной концентрации энергии следует принимать равным $K_3 = 1,0$ при его фактическом значении в пределах $0,9 < K_3 < 1,1$.

Обозначив в выражении (2.10) $K_f = \frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сж}}}$, получаем:

$$D = \frac{W}{K_f \sqrt[3]{K_3}}, \text{ м} \quad (2.11)$$

Коэффициент K_f по своей сути является коэффициентом адаптации диаметра заряда к горно-технологическим характеристикам взрывааемых пород и условиям его работы. Графическая интерпретация взаимосвязи коэффициента K_f с пределом прочности пород на сжатие приведена на рис. 2.5.

Таким образом, при использовании конкретного вида ВВ диаметр скважины находится в прямой зависимости с линией наименьшего сопротивления и в обратной зависимости с коэффициентом адаптации к

горно-технологическим характеристикам взрываемых пород и энергетической характеристикой скважинного заряда.

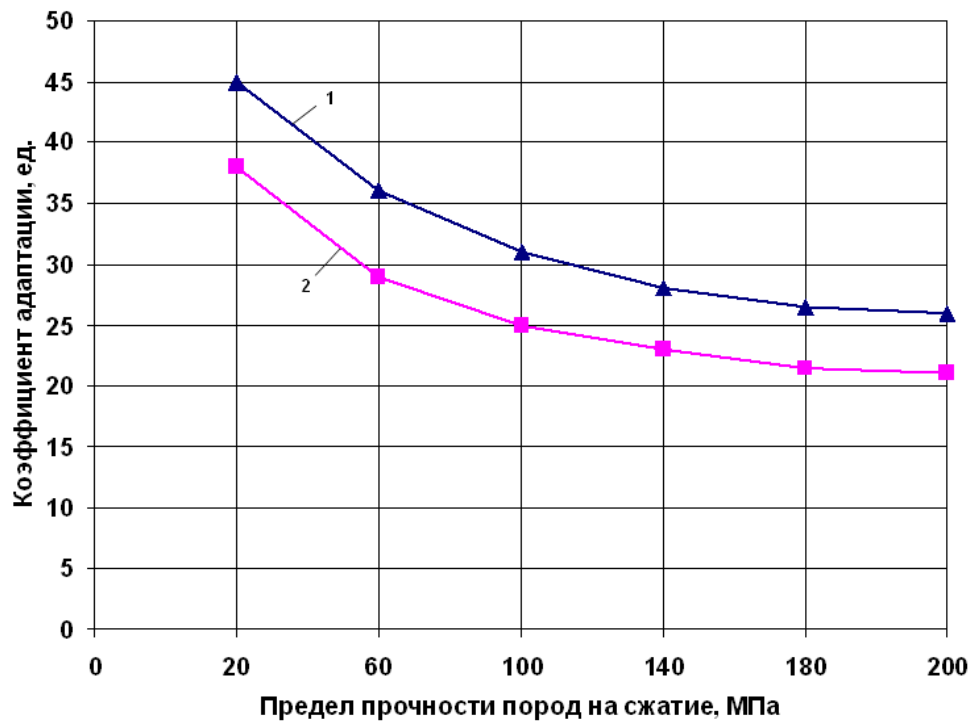


Рис. 2.5. Зависимость коэффициента адаптации диаметра скважинного заряда к горно-технологическим свойствам пород от их предела прочности на сжатие при поскважинном 1 и порядном 2 инициировании зарядов

Линия сопротивления по подошве уступа может быть представлена в виде:

$$W = H_y \operatorname{Ctg} \alpha + C_6, \text{ м} \quad (2.12)$$

где α – угол откоса уступа, град.; H_y – высота уступа, м; C_6 – расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м.

После подстановки значения ЛСПП из (2.12) в (2.10) или в (2.11) получаем:

$$D = \frac{H_y \operatorname{Ctg} \alpha + C_6}{\frac{45}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сж}}}\sqrt[3]{K_s}} = \frac{H_y \operatorname{Ctg} \alpha + C_6}{K_f \sqrt[3]{K_s}}, \text{ м} \quad (2.13)$$

В результате проведенных преобразований получено выражение, имеющее отчетливо выраженную взаимосвязь диаметра скважины с

высотой уступа, пределом прочности пород на сжатие и энергетическими характеристиками ВВ в скважинном заряде.

Графическая иллюстрация формулы (2.13) при $\alpha=80^0$, $c=2$ м и $K_3=1,0$ приведена на рис. 2.6.

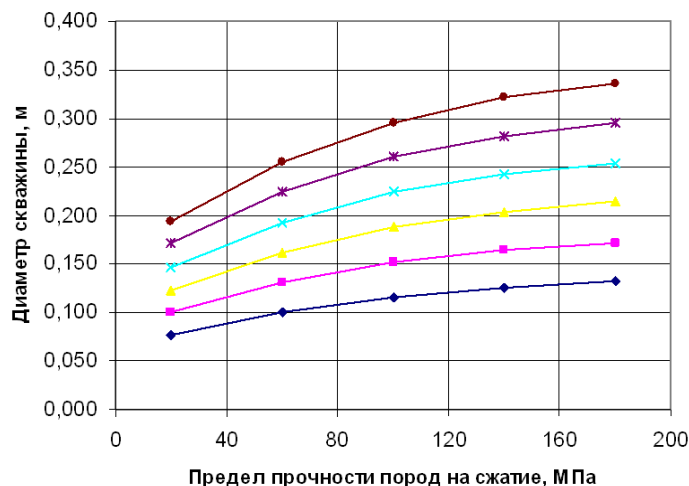


Рис. 2.6. Зависимость диаметра скважины от предела прочности пород на сжатие при разной высоте уступа

По полученным графикам для пород с известным пределом прочности на сжатие и заданной высотой уступа определяют диаметр скважины, значение которого затем используют в расчетах по формуле (2.9) и графику (рис. 2.5), соответствующей ему линии наименьшего сопротивления. Например, для пород с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж}=120$ МПа при высоте уступа 15 м диаметр скважины равен $d_{скв}=0,2$ м, который приводится в соответствие с буровым долотом ближайшего (предпочтительно в сторону увеличения) диаметра в типоразмерном ряду. В рассматриваемом случае таким долотом является долото диаметром 0,215 м. Тогда при $K_f=24$ линия сопротивления по подошве уступа, соответствующая этому диаметру, будет равна:

$$W = \frac{45D}{\sqrt[4]{0,1\sigma_{сж}}} \sqrt[3]{K_3} = \frac{45 \cdot 0,215}{\sqrt[4]{0,1 \cdot 120}} \sqrt[3]{1,0} = 5,0 \text{ м} \quad (2.14)$$

При использовании более мощного ВВ, например, гранулола ($K_3=1,2$) или менее мощного ВВ, например, нобелана 2080 ($K_3=0,87$) линия

сопротивления по подошве уступа должна быть соответственно увеличена до 5,4 м или уменьшена до 4,8 м.

Для нормальной проработки породного массива такие параметры скважинного заряда, как длина незаряжаемой части скважины, длина перебура, длина заряда ВВ над подошвой уступа должны быть согласованы как с диаметром заряда, так и с линией наименьшего сопротивления.

Длина незаряжаемой части скважины (длина забойки) практически не зависит от длины скважинного заряда. Это объясняется тем, что по мере распространения детонации по колонке заряда каждая его последующая часть уменьшает разрушающее воздействие пропорционально кубу расстояния и вскоре практически перестает влиять на разрушение пород в верхней части уступа. В то же время уменьшение этой величины не улучшает качество дробления пород, а увеличивает воздушную ударную волну и разлет кусков породы. Следовательно, существует оптимальная длина незаряжаемой части скважины, при уменьшении которой дробление переходит в выброс, а при увеличении – в камуфлет. Причем, эта длина находится в прямой зависимости от диаметра скважины и определяется экспериментально установленным соотношением:

$$l_{\text{заб}} = (18 \pm 2)D, \text{ м} \quad (2.15)$$

Естественно, что длина незаряженной части скважины зависит от сопротивляемости пород взрывному разрушению. Так, например, для легко-взрывааемых пород ($\sigma_{\text{сж}} = 60 \div 80$ МПа) она принимается $l_{\text{заб}} = 20D$, а для трудно-взрывааемых пород ($\sigma_{\text{сж}} = 160 \div 180$ МПа) - $l_{\text{заб}} = 16D$ (рис. 2.7, а).

Таким образом, соотношение (2.15) позволяет получить длину незаряжаемой части скважины, оставляемой под забойку.

Величина перебура также находится в прямой зависимости от диаметра заряда и, по данным практики, изменяется в пределах:

$$l_{\text{п}} = (10 \div 15)D, \text{ м} \quad (2.16)$$

В легко-взрывае­мых породах $l_{\pi} = 10D$, а в трудно-взрывае­мых породах - $l_{\pi} = 15D$ (рис. 2.7, б).

Расстояния между скважинами в ряду «а» и рядами скважин «б» определяются по формулам:

$$a = m_c W, \text{ м} \quad (2.17)$$

$$b = m_p W, \text{ м} \quad (2.18)$$

где m_c – коэффициент сближения скважинных зарядов в ряду, $m_c = 0,8 \div 1,4$; m_p – коэффициент сближения рядов скважинных зарядов, $m_p = 0,85 \div 1,0$.

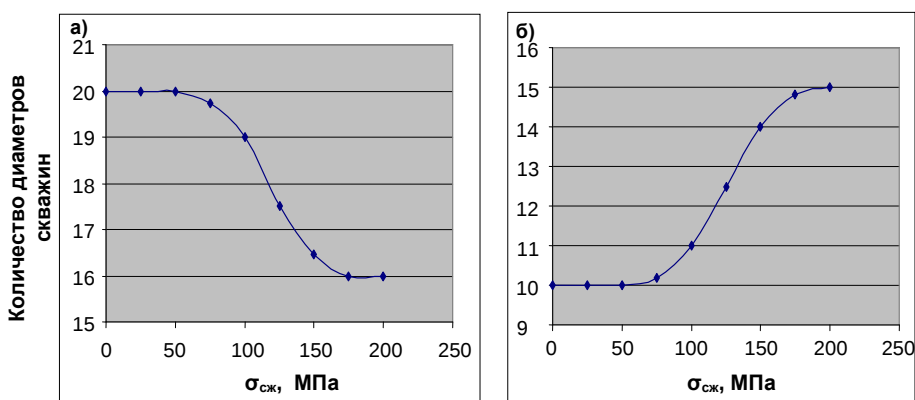


Рис. 2.7. Зависимость величины забойки (а) и перебура (б) от предела прочности пород на сжатие (в диаметрах скважинного заряда)

При короткозамедленном взрывании коэффициент сближения рядов скважинных зарядов принимают равным $m_p = 1,0$.

Коэффициент сближения скважинных зарядов в ряду может быть определен по эмпирической формуле [9]:

$$m_c = 0,75k_p, \quad (2.19)$$

где k_p – коэффициент разрыхления.

Коэффициент разрыхления, с достаточной для практического применения точностью, может быть определен по формуле [16]:

$$k_p = 1 + d_{ср} \quad (2.20)$$

В практике открытых горных работ наиболее часто применяется квадратная сетка скважин, когда расстояние между скважинами в ряду

равно расстоянию между рядами скважин: $a=b$.

Согласование пространственного расположения скважинных зарядов с удельным расходом ВВ осуществляется путем корректировки расстояния между скважинами, которое при $a=b$ определяется по формуле:

$$a_n = \sqrt{\frac{Q}{qH_y}}, \text{ м} \quad (2.21)$$

где a_n – откорректированное расстояние между скважинами, м; Q – вес ВВ в скважине, кг.

$$Q = l_{\text{зар}} \cdot e, \text{ кг} \quad (2.22)$$

где $l_{\text{зар}}$ – длина заряда в скважине, м, $l_{\text{зар}} = H_y + l_{\text{п}} - l_{\text{заб}}$; e – вместимость 1 м скважины ($e = 0,78D^2\Delta_{\text{ф}}$), кг/м; $\Delta_{\text{ф}}$ – плотность заряжения ВВ в скважину, кг/м³.

При $a_n = (0,85 \div 1,15)a$ полученный результат считается удовлетворительным и принимается к реализации.

Значение $a_n \leq 0,85a$ свидетельствует о том, что для сохранения заданного удельного расхода ВВ потребовалось чрезмерно сгустить сетку скважин, поэтому параметры скважинного заряда должны быть откорректированы либо путем увеличения диаметра скважины, либо путем уменьшения удельного расхода ВВ за счет перехода на энергетически более мощное ВВ.

Значение $a_n \geq 0,85a$ свидетельствует о том, что для сохранения заданного удельного расхода ВВ потребовалось чрезмерно расширить сетку скважин, поэтому параметры скважинного заряда должны быть откорректированы путем либо уменьшения диаметра скважины, либо применением рассредоточенных зарядов, либо увеличения удельного расхода ВВ за счет перехода на энергетически менее мощное ВВ, либо применения метода инициирования скважинных зарядов по принципу «одно замедление – одна скважина» с изменением условий работы заряда за счет увеличения числа свободных поверхностей с двух до трех.

Естественно, что при корректировке параметров скважинных

зарядов расчеты должны быть повторены.

Известно [17], что существует эффективная длина скважинного заряда над подошвой уступа, изменение которой в сторону уменьшения влечет за собой уменьшение ЛНС, а изменение в сторону увеличения – не влияет на ЛНС. Дополнительная статистическая обработка графических материалов опытных работ, позволила получить математическую зависимость ЛНС от длины скважинного заряда над подошвой уступа:

$$W = 0,387e^{0,3 \cdot l_{\text{эф}}}, \text{ м} \quad (2.23)$$

где $l_{\text{эф}}$ – эффективная длина скважинного заряда над подошвой уступа, м.

Зависимость (2.23) иллюстрируется графиком на рис. 2.8.

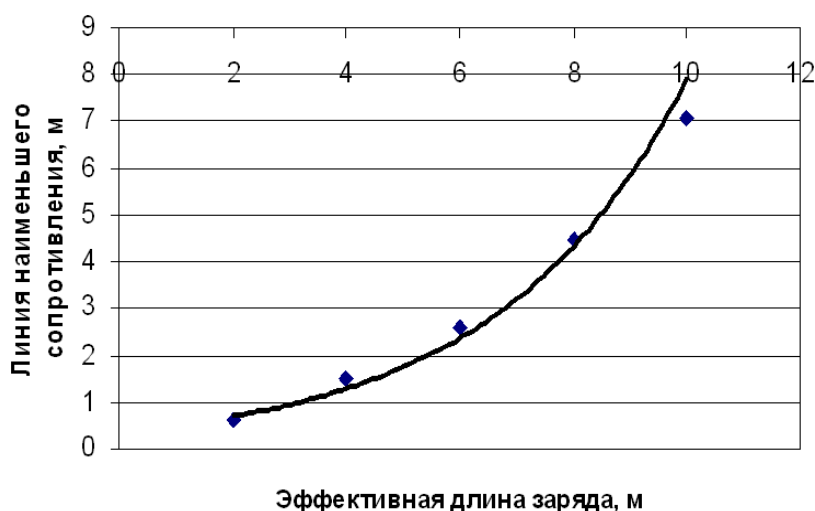


Рис. 2.8. Зависимость линии наименьшего сопротивления пород от эффективной длины скважинного заряда над подошвой уступа

Эффективная длина скважинного заряда является тем ориентиром, ниже которого не следует опускаться при расчетах параметров взрывных работ в карьерах. Поэтому, если, например, при $W=4,8$ м эффективная длина скважинного заряда составляет $l_{\text{ф}}=8,0$ м (рис. 2.8), то фактическая длина должна быть равна или больше этой величины.

При короткозамедленном взрывании (КЗВ) интервал замедления для улучшения степени дробления можно ориентировочно определить по формуле:

$$t = AW, \text{ мсек} \quad (2.24)$$

где A – коэффициент, зависящий от свойств взрывающей породы, $A=3\div 6$ (меньшее значение коэффициента соответствует особо крепким породам, большее – мягким).

Основные выводы

1. Управление энергией взрывного воздействия на горный массив возможно как за счет рационализации энергетических характеристик скважинного заряда, повышения степени использования энергии взрыва на разрушение породы в зоне отрыва от массива, уменьшения доли энергии взрыва на разброс породы, предварительного ослабления пород горного массива как за счет многократного ударно-волнового воздействия, так и за счет увеличения высоты взрывающего уступа.

2. Элементом адаптации технологии отработки глубоких карьеров к сокращению ширины рабочих площадок для обеспечения требуемого уровня обуренных и взорванных объемов руды и породы в целом по карьере и по каждому экскаваторному блоку является увеличение высоты отрабатываемых уступов. Увеличение высоты уступа с 10, 15 до 30 м приводит к росту запасов взорванной горной массы на той же площади рабочей зоны в три и два раза и увеличению угла наклона рабочего борта с 18° (при $H_y=10$ м) до 25° (при $H_y=15$ м) и 36° (при $H_y=30$ м).

3. Установлено, что с увеличением высоты уступа повышается производительность буровых станков, экскаваторов и автотранспорта за счет увеличения угла наклона рабочего борта и запасов взорванной горной массы.

4. Требования к качеству дробления пород взрывом при взрывании уступов формируются на основе геометрических параметров применяемого оборудования и энергетических характеристик процессов в технологических потоках карьеров.

5. Качественная оценка основных показателей взрывов высоких

уступов характеризуется компактной формой развала взорванной горной массы, что способствует снижению потерь и разубоживания, уменьшением выхода крупнокусковых фракций взрыва, улучшением качества проработки подошвы и снижением сейсмического эффекта. Выход негабарита, при этом, уменьшается в несколько раз за счет повышения коэффициента использования скважинного заряда, увеличения интервалов времени между взрывами соседних скважин в 2-3 раза, разновременного срабатывания зарядов в каждой скважине и многорядного расположения скважин.

6. Для взрывания уступов имеется значительный выбор взрывчатых веществ различных типов, однако предпочтение следует отдавать ВВ простейших типов на основе аммиачной селитры, а из средств инициирования – системам на основе ударно-волновых трубок. Предел прочности пород на сжатие позволяет получить удельный расход ВВ с учетом индивидуальных требований технологических потоков конкретного карьера к среднему размеру куска в развале.

7. При использовании конкретного вида ВВ диаметр скважины находится в прямой зависимости с линией наименьшего сопротивления и в обратной зависимости с коэффициентом адаптации к горно-технологическим характеристикам взрываемых пород и энергетической характеристикой скважинного заряда.

3. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ МЕХАНИЗМА ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ПАРНО-СБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

3.1. Надежность взрывного дробления скважинными зарядами

С точки зрения технологических процессов разработки [31] сущность отбойки парно-сближенными зарядами сводится к изучению и оценке: 1) повышения надежности отбойки пучками скважин; 2) роста концентрации буровзрывных работ при отбойке сближенными зарядами; 3) одновременного бурения скважин с одной установки станка. Чтобы оценить значение указанных технологических факторов, можно сделать следующее допущение.

Допустим, что из-за влияния структуры горных пород на эффекты взаимодействия волн от взрыва сложной системы зарядов повышения степени дробления свыше величины, определяемой полной энергией взрыва, не наблюдается. При этом допущении необходимость создания физической теории действия взрыва системы парно-сближенных зарядов не отрицается. Однако можно ограничиться рассмотрением теории технологических процессов разработки для объяснения основного положительного эффекта взрывной отбойки парно-сближенными зарядами.

Увеличение выхода руды с 1 м скважины и снижение выхода негабарита при отбойке парно-сближенными зарядами, достигнутые на ряде карьеров и подземных рудников, можно объяснить возрастанием надежности взрывной отбойки.

Надежность системы из парно-сближенных скважинных зарядов (в полях единицы) увеличивается в соответствии с формулой, введенной в теории надежности [32]:

$$P=1-(1-\varphi_i)^N,$$

где φ_i - надежность одиночного заряда (в долях единицы); N — число парно-сближенных скважин.

Если под надежностью взрывной отбойки одиночными зарядами понимать вероятность размещения скважинного заряда в точно заданной проектной отметке по паспорту буровзрывных работ, то на земных рудниках надежность одиночного заряда составляет 0,2-0,5. В результате этого наблюдается увеличенный (до 20%) выход негабарита, неполная отбойка руды по контактам залежей, особенно по лежащему боку при недостаточно крутом угле падения рудных тел; повышенные потери и разубоживание и т.д. В отдельных случаях при взрыве зарядов ВВ в одиночных скважинах случаются отказы, ликвидация которых сопряжена с известными трудностями и опасностью. Увеличенный выход негабарита и неполная отбойка руды по контактам резко снижают эффективность горных работ.

На карьерах, где глубина взрывных скважин достигает 15 м, обычно надежность взрыва одиночных скважин для $\varphi_i=0,9$ и $N=2$

$$P = 1-(1-0,9)^2 = 0,99.$$

3.2. Некоторые предпосылки к разработке гипотезы

В проблеме повышения эффективности буровзрывных работ актуальным остается изучение параметров волны (в частности, давления) при изменении конструкций зарядов, их расположения и совершенствовании схем взрывания. Влияние этих факторов на действие взрыва массива доказана положительным опытом короткозамедленного и многорядного взрывания, ярусного расположения скважин на рудниках: в последние годы значительно уменьшен выход негабарита на горных предприятиях и возросла эффективность буровзрывных работ.

Влияние отдельных факторов, связанных с конструкцией заряда

(изменение площади соприкосновения заряда со средой или массы заряда на единицу поверхности и удаления частей заряда одна от другой на соответствующее расстояние), на эффективность действия взрыва рассмотрено [33]. Исходя из допущений, что заряд имеет сферическую форму и расположен в сферической полости, причем радиус полости равен радиусу заряда, среда несжимаема и энергия ВВ полностью передается породе. Показано, что при одной и той же массе заряда и увеличении площади соприкосновения заряда со средой, в частности путем удаления частей заряда одна от другой на соответствующее расстояние, объем разрушаемой породы повышается. На этом основании сделан вывод, что рациональное распределение заряда может повысить эффективность действия взрыва на породу. В результате окружения заряда воздушной оболочкой или разделения отдельных частей его воздушными промежутками эффективность взрыва также может изменяться [34-40].

В опытах одновременно взрывали два сближенных заряда массой 1,8 кг, расстояние между которыми соответствовало восьми диаметрам одного заряда. С помощью пьезоэлектрических индикаторов измерены давления в области пересечения ударных волн [41]. Давление в плоскости симметрии измеряли в точках, отстоящих на расстоянии 1,2 м от каждого из зарядов. Результаты измерений показали, что пиковые значения давлений зависят от расстояния между зарядами, которое, в свою очередь, определяет угол между фронтами сходящихся волн. С увеличением этого угла до 135° давление в месте встречи (по оси симметрии зарядов) возрастает до $1,56 \cdot 10^8$ Н/м² против $1,27 \cdot 10^8$ Н/м² при угле схождения 90° и превышает сумму давлений от каждого заряда в отдельности.

Усиление действия взрыва сближенных зарядов в направлении, перпендикулярном к линии зарядов, т.е. в плоскости оси симметрии зарядов, применяется также в сейсморазведке для случаев, когда энергии упругой волны напряжений при взрыве эквивалентного заряда круглого поперечного сечения совершенно недостаточно для ее регистрации

приемником [42-45]. В этом случае эквивалентный заряд круглого сечения разделяется на группу из двух-трех сближенных зарядов, которые взрываются одновременно. В результате совместного действия группы сближенных зарядов происходит сложение волн напряжений, возбуждаемых каждым зарядом в группе, в результате чего интенсивность взрыва сближенных зарядов возрастает на 10-15% по сравнению с взрывом эквивалентного цилиндрического заряда такой же массы ВВ.

При совместном действии ударных воздушных волн, образующихся при одновременном срабатывании двух сближенных зарядов на оси симметрии наблюдается увеличение их параметров [46]. Определение давления в точке схождения ударных волн при одновременном взрыве сближенных зарядов подтвердило предположение, что в результате столкновения двух одинаковых нормально падающих волн они отражаются одна от другой. Давление в месте их встречи увеличивается в 2,7-4,1 раза по сравнению с давлением в каждой волне [47]. При столкновении ударных волн, генерируемых взрывом зарядов тротила равной массы, повышение давления в месте их схождения пропорционально числу сходящихся волн и может вызвать значительное повышение действия взрыва.

Наблюдали следы косых столкновений на цилиндрической поверхности образца при подрыве пяти зарядов [48]. Методом импульсного рентгенографирования получены данные при столкновении ударных волн в других средах [49]. Основные результаты достигнуты в условиях косого столкновения ударных волн. Наибольшее возрастание давления, в 3,5-4 раза, зафиксировано в сильно сжимаемых средах. Обнаружено схождение ударных волн и определено давление за фронтом отраженной волны [50], где оно оказалось в 2,5 раза выше давления в прямой волне. Давление головной волны существенно выше при углах столкновения, близких к критическим. В этом случае давление головной волны в 6 раз превышает исходное давление сталкивающихся волн.

Из изложенного следует, что, несмотря на определенные научные предпосылки, идея дробления парно-сближенными скважинными зарядами и теоретические ее разработки ранее отсутствовали. Указанные выше данные нами оценены, исходя из опыта отбойки парно-сближенными зарядами. Научная разработка отбойки парно-сближенными скважинными зарядами дана авторами в работах [51-54 и др.].

3.3. Гипотеза механизма действия взрыва парно-сближенных скважинных зарядов

Эффективность дробления парно-сближенными зарядами, как показано выше, выражается улучшением горно-технологических показателей. Оно проявляется даже в тех случаях, когда дробящее действие взрыва скважинных зарядов является таким же, как и эквивалентных по массе ВВ крупных удлиненных зарядов (скважинных зарядов большого диаметра, камерных и т.д.), применение которых выгодно по горнотехническим условиям.

Требования, предъявляемые к дроблению парно-сближенными скважинными зарядами, состоят в одних случаях в необходимости получения равномерно раздробленной горной массы, в других - в целесообразности увеличения выхода мелкокусовой руды (если необходимо увеличение коэффициента заполнения емкостей погрузочного и транспортного оборудования), в третьих - в целесообразности снижения выхода мелких фракций, в четвертых - в необходимости обрушения большого количества породы в крупных кусках и т.д.

Из практических требований вытекают конкретные задачи, решение которых базируется на исследовании разрушающего действия взрыва заряда при изменении его параметров и формы (определение оптимального расстояния между сближенными зарядами, а также их диаметра и числа;

различное расположение парно-сближенных зарядов относительно друг друга и л.н.с.

Сложность процессов, возникающих при взрыве, затрудняет создание физической теории действия взрыва в горной породе даже одного заряда цилиндрической формы. Поэтому критерием оценки действия взрыва зарядов сложной конструкции может быть только опыт. В связи с этим наша цель - на основании современных представлений дать простейшую гипотезу механизма действия взрыва парно-сближенных скважинных зарядов.

В парно-сближенных скважинных зарядах увеличена поверхность заряда ВВ и площадь соприкосновения ВВ со средой, одновременно уменьшена масса заряда, приходящаяся на единицу боковой поверхности. При их взрыве изменяются параметры формирующейся волны, бризантные формы работы взрыва, величины удельного импульса, а также происходит взаимодействие взрывных волн.

В процессе взрыва парно-сближенных зарядов условно можно выделить две фазы механизма действия взрыва во времени: первая - до момента встречи ударных волн; вторая - после момента встречи. В первой фазе этого процесса представляет интерес рассмотреть некоторые явления, связанные с бризантным действием ВВ.

Применение в колонковых зарядах воздушных промежутков, как известно, изменяет механизм действия взрыва и уменьшает бризантное действие взрыва вследствие снижения давления головной части импульса.

Нежелательное местное (бризантное) действие головной части импульса, вызывающее измельчение среды вблизи заряда, может быть снижено не только уменьшением величины давления, но и уменьшением времени его действия, что также предопределяет более рациональное распределение энергии. Время воздействия давления на преграду может изменяться в зависимости от величины удельного импульса. Так, в начальной стадии развития взрыва, когда продукты детонации занимают

объем, близкий к объему заряда ВВ, удельный импульс составляет

$$J = \frac{k\sqrt{ME}}{S}, \quad (3.1)$$

где M - масса заряда ВВ пучка сближенных скважин или эквивалентной скважины; E - энергия; S - площадь боковой поверхности парно-сближенных скважин или эквивалентной скважины.

Если заряд эквивалентной скважины разделить на n сближенных скважин пучка, то боковая поверхность, приходящаяся на одну и ту же массу ВВ, увеличивается в $\sqrt{n}$ раз, следовательно, согласно выражению (3.1), уменьшается и удельный импульс.

Очевидно, что с уменьшением массы заряда, приходящейся на единицу поверхности преграды - стенки скважинного заряда, и с уменьшением диаметра заряда время τ воздействия импульса взрыва на преграду при отражении детонационной волны уменьшается. При этом детонационное давление

$$P_n = \frac{1}{4} \rho_0 D^2,$$

определяемое плотностью ВВ ρ_0 и скоростью детонации D , остается постоянным для данного ВВ. Условия отражения в данной среде и, следовательно, давление на преграду в этих условиях являются также величинами постоянными. Поэтому изменение удельного импульса P_t происходит в результате изменения времени τ воздействия максимального давления. Следовательно, при постоянной массе и величине энергии заряда управлять величиной импульса можно изменением расположения зарядов, в частности путем взрывания зарядов скважин меньшего диаметра. Чем меньше, при прочих равных условиях, время воздействия максимальных давлений, тем в меньшей степени проявится местное нежелательное разрушающее действие заряда и снизятся потери энергии взрыва на переизмельчение породы.

По-видимому, потери энергии взрыва на переизмельчение породы уменьшаются в большей или меньшей степени также в зависимости от формы пучка (плоский, концентрированный и т.д.) и числа скважин в пучке.

Таким образом, в начальный момент до встречи ударных волн в ближней зоне пучка можно ожидать снижения местного действия головной части импульса взрывной волны и уменьшения потерь энергии.

Так как величина энергии в эквивалентной скважине и в паре одна и та же, то в последнем должно произойти соответствующее перераспределение энергии в сторону увеличения полезной ее доли для дробления породы. На это указывает также Г.И.Покровский.

Кратко рассмотрим фазу действия взрыва парно сближенных скважин. Известно, что идущую от заряда волну с крутым фронтом на расстоянии примерно до 9 (а по другим данным даже до 27) радиусов от центра взрыва в твердой среде можно считать ударной волной. Следовательно, может происходить взаимодействие волн. Общие закономерности взаимодействия ударных волн, установленные, например, для идеальных газов с постоянной теплоемкостью, распространяются также на твердые тела и определяются упругими свойствами среды.

При этом механический перенос взаимодействия волн в воздухе на горные породы был бы, конечно, неправилен, так как ударная сжимаемость и другие параметры ударной волны в газах и в горной породе существенно различны. Поэтому в массиве горных пород явления отражения при встрече волн, условия пульсации в точке встречи нескольких волн иные, чем в газах. Однако вследствие полного отсутствия теоретических разработок по взрыву близко расположенных зарядов ВВ в горной породе в самом первом приближении рассмотрим взрыв простой симметричной формы из двух скважинных зарядов. Выясним, какими явлениями сопровождается взаимодействие ударных волн в горной породе.

Физическая сущность явлений, возникающих при столкновении

ударных волн, выяснена в работах Я.Б.Зельдовича, К.П.Станюковича, Г.М.Гандельмана, К.Г.Гудерля и других исследователей. На основании этих исследований применительно к действию взрыва парно-сближенных зарядов можно ожидать следующие явления.

В результате детонации зарядов в среде возникают две ударные волны. Точки 1 на рис. 3.1 есть точки пространства, где одновременно сталкиваются две ударные волны, каждая из которых характеризуется одинаковыми значениями давления P , плотности ρ , скорости v и температуры T .

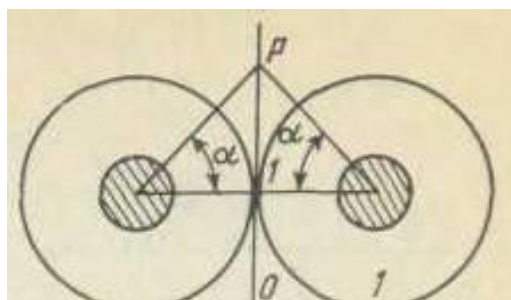


Рис. 3.1. Схема к рассмотрению действия взрыва из двух скважин.

Перпендикулярно в противоположные стороны распространяются отраженные ударные волны. Происходят косые столкновения ударных волн.

Результирующее давление столкнувшихся частей волн в точках 1 значительно превышает первоначальное давление на фронте отдельной волны. Это вызывает соответствующее увеличение скорости распространения выходящих из точек 1 участков общего фронта, образующегося в результате взаимодействия частей волн смежных зарядов. Форма фронта волны постепенно изменяется.

В частности, параллельно линии, соединяющей два смежных заряда, образуется ударная волна с фронтом, близким к плоскому, потери энергии в котором, как известно, происходят значительно медленнее: в плоской волне нет потерь энергии из-за геометрического расхождения

волны, характерного для цилиндрических и сферических волн, а имеют место только диссипативные потери. По мере дальнейшего продвижения фронт выравнивается и приближается по форме к цилиндрическому.

Следует отметить, что при взрыве в горной породе процесс расширения продуктов детонации и деформации среды может длиться от 10 до 100 мс, в то время как действие ударной волны одиночного заряда может завершиться в течение 1 мс. Поэтому при взрыве парно-сближенных скважин массив за время 10-100 мс, по-видимому, подвергается непрерывному циклическому действию падающих и отраженных от центра пучка волн. Это увеличивает время действия взрывных волн на разрушаемый горный массив по сравнению с временем действия взрывной волны от взрыва эквивалентной скважины большого диаметра.

Известно, что разрушение зависит не только от величины напряжения в среде, но и от длительности пребывания исследуемого материала в напряженном состоянии. Импульсы взрыва, даже несколько меньшие по величине, но большие по продолжительности оказывают более интенсивное разрушающее действие.

Математическое описание процесса столкновения и отражения ударных волн дано рядом авторов. Можно считать доказанным, что столкновение двух одинаковых ударных волн есть отражение этих волн друг от друга и результат их столкновения и отражения одной из этих волн от плоскости аналогичен.

Рассмотрим в связи с этим столкновение ударной волны с неподвижной плоскостью под некоторым углом или косую ударную волну. Решением этой задачи занимался К.П.Станюкович. Считаем, что плоскую косую волну пересекает плоский поток среды под некоторым углом φ (рис. 3.2) - между направлением потока и поверхностью фронта ударной волны. Пусть q_1 и q_2 - скорости ударных волн перед фронтом и за ним; u_1 и u_2 — соответствующие проекции скоростей на ось x , перпендикулярную к фронту волны; v_1 и v_2 - проекции скорости на ось, параллельную фронту

волны; ω - угол между направлением движения потока среды за фронтом ударной волны и поверхностью фронта; угол поворота потока (угол между направлением его движения до фронта и за фронтом) $\theta = \varphi_0 - \omega$.

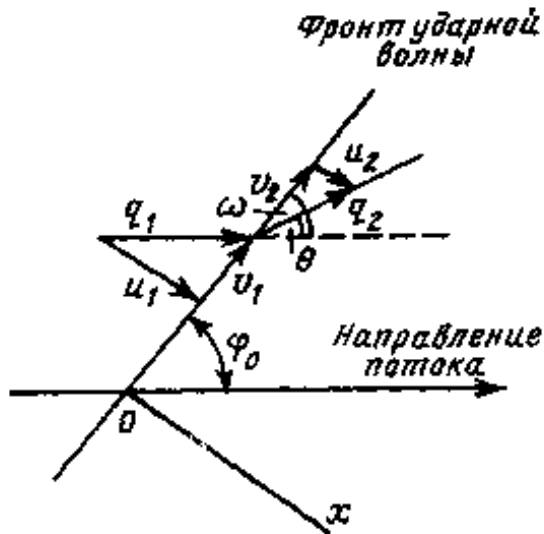


Рис. 3.2. Схема к рассмотрению кривой ударной волны.

Опуская промежуточные выкладки, напишем зависимости:

$$\frac{u_2}{u_1} = \frac{\rho_2}{\rho_1} = \frac{v_2}{v_1} = \frac{\tan \omega}{\tan \varphi_0}; \quad (3.2)$$

$$P_2 - P_1 = \rho_1 u_1^2 - \rho_2 u_2^2 = \rho_1 u_1^2 \left(1 - \frac{\rho_1}{\rho_2} \right), \quad (3.3)$$

где P_1 и P_2 - величины давления соответственно впереди ударной волны и на ее фронте; ρ_1 , ρ_2 - плотность среды впереди ударной волны и на ее фронте.

Направление движения потока впереди и за фронтом ударной волны прямолинейно. Такое направление может быть при обтекании потоком среды, движущейся с определенной сверхзвуковой скоростью, какого-либо вогнутого угла ($\pi - \theta$) с образованием кривой ударной волны. Рассматривая задачу обтекания угла сверхзвуковым потоком, параметры P_1 , ρ_1 , q_1 и угол поворота потока θ нужно считать заданными. Тогда соотношение (3.2) можно переписать так:

$$\frac{u_2}{u_1} = \frac{\rho_1}{\rho_2} = \frac{\operatorname{tg}(\varphi_0 - \theta)}{\operatorname{tg} \varphi_0} \quad (3.4)$$

а соотношение (3.3) в виде:

$$P_2 - P_1 = \rho_1 q_1^2 \sin^2 \varphi_0 \left(1 - \frac{\rho_1}{\rho_2} \right). \quad (3.5)$$

Для политропического (изэнтропического) закона

$$P = \sigma \rho^K \quad (3.6)$$

имеем

$$\frac{P_2}{P_1} = \frac{\frac{K_1 + 1}{K_1 - 1} \frac{\rho_2}{\rho_1} - 1}{\frac{K_2 + 1}{K_2 - 1} - \frac{\rho_2}{\rho_1}} \quad (3.7)$$

или

$$\frac{v_1}{v_2} = \frac{\rho_2}{\rho_1} = \frac{\frac{K_2 + 1}{K_2 - 1} \frac{P_2}{P_1} + 1}{\frac{K_1 + 1}{K_1 - 1} + \frac{P_2}{P_1}} \quad (3.8)$$

Из уравнений (3.2) и (3.5) при $K_2 = K_1 = K$ следует, что

$$P_2 - P_1 = \frac{2}{K + 1} \rho_1 q_1^2 \left(\sin^2 \varphi_0 - \frac{c_1^2}{v_1^2} \right). \quad (3.9)$$

где K - показатель степени изэнтропы; c_1 - скорость звука перед фронтом волны.

Рассматривая далее регулярное отражение косых ударных волн с учетом предыдущих формул, приходим к определению давления на фронте отраженной ударной волны, что соответствует давлению на стенке в момент прихода ударной волны и в последующие моменты времени:

$$P_2 = P_1 + \frac{2KP_1}{K + 1} (\beta \sin^2 \varphi_0 - 1) = P_1 \left(\frac{2K}{K + 1} \beta \sin^2 \varphi_0 - \frac{K - 1}{K + 2} \right) \quad (3.10)$$

или

$$P_2 = -\frac{K - 1}{K + 1} P_1 + \frac{2\rho_1 D_1^2}{K + 1} \sin^2 \varphi_0 \left[\operatorname{ctg} \psi + \left(\frac{\rho_2}{\rho_1} \right) \right], \quad (3.11)$$

где $\beta = \frac{q_1^2}{c_1^2}$; ψ - угол между стенкой и фронтом падающей ударной волны - угол падения волны на стенку.

Анализ закономерностей отражения показывает, что с увеличением угла ψ от нуля давление в отраженной волне становится меньше, чем при прямом отражении. При некоторой величине угла ψ давление P_2 достигает минимума, а затем снова возрастает и может оказаться большим, чем при прямом отражении.

Для весьма сильных ударных волн, например в воздухе, когда избыточное давление на фронте идущей волны гораздо больше давления перед волной

$$P_2 = (8 \div 11)P_1. \quad (3.12)$$

В следующий момент после встречи волн идут отраженные ударные волны. При этом давление на фронте отраженной волны выражается формулами (3.10)-(3.11). Этот процесс в зависимости от числа зарядов и их расположения может повторяться.

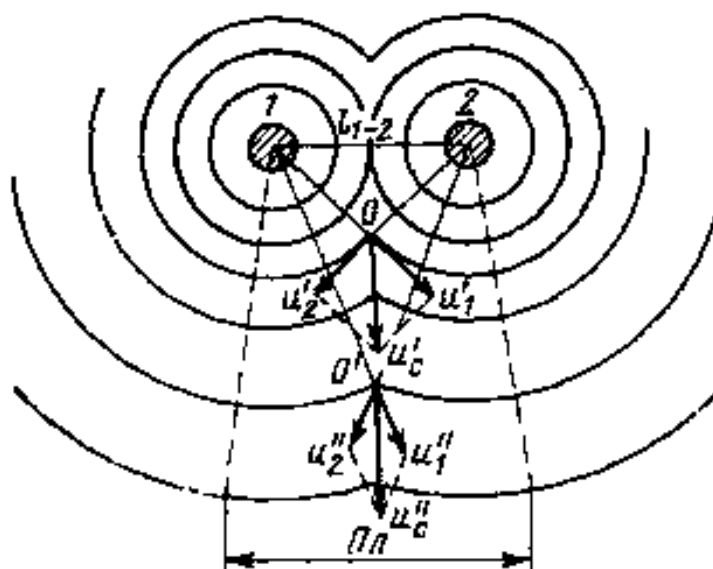
Для отношения ρ_1/ρ_2 существует предельный угол $\psi_{\max}$, меньше которого наблюдается регулярное отражение, а свыше которого - нерегулярное (маховское отражение).

Следует отметить, что вопрос отражения косой ударной волны полностью решен только для области регулярного отражения.

Взрывание парно-сближенных зарядов по своему дробящему действию эффективно не только в ближней зоне дробящего действия взрыва, но и в дальних зонах и может сопровождаться, по-видимому, более слабым сейсмическим воздействием.

Помимо эффекта взаимодействия и формирования плоского фронта волны зафиксированное увеличение параметров волн напряжений при взрывании парно-сближенными зарядами может быть объяснено эффектом сложения скоростей смещения среды по правилу параллелограмма (рис. 3.3). Согласно этой интерпретации равнодействующая от сложения

скоростей в группе зарядов значительно превышает скорость смещения на фронте цилиндрической волны эквивалентного по массе ВВ заряда круглого сечения. Так как суммарный вектор смещений перпендикулярен к линии расположения зарядов, значительный эффект их применения следует ожидать в преодолении увеличенных л.с.п.п. Замеры скоростей смещения горной массы на одинаковых абсолютных расстояниях показали, что при взрывании парно-сближенных зарядов скорость смещения в 1,5-2 раза выше, чем при взрывании эквивалентных зарядов.



l_{1-2} - расстояние между двумя зарядами; u_1' , u_1'' - скорости смещения среды на фронте цилиндрической волны напряжений от взрыва первого заряда; u_2' , u_2'' - скорости смещения на фронте цилиндрической волны от взрыва второго заряда; u_c' , u_c'' - равнодействующие скоростей; $\Pi_{\text{л}}$ - участок с плоским фронтом суммарной волны напряжений.

Рис. 3.3. Схема взаимодействия парно-сближенных зарядов:

Такое увеличение параметров волн напряжений при взрывании парно-сближенными зарядами обуславливает и наиболее эффективное их использование, так как согласно модели упруго-пластической деформации горных пород увеличение

действующих в среде напряжений повышает ее деформацию в области нагружения и разгрузки, обеспечивая тем самым более качественное дробление взорванной горной массы.

Последующие исследования пришли к тому же выводу о положительном влиянии взаимодействия волн при взрыве системы сближенных зарядов и к необходимости определения оптимального расстояния между сближенными зарядами. Например, применительно к открытым разработкам дается объяснение механизма взрыва парно-сближенных скважин исходя из сложения волн напряжений обособленно действующих зарядов; образования плоского фронта взрывной волны, в результате чего создается определенная направленность в распределении энергии взрыва в массиве и уменьшаются потери энергии на непроизводительную работу; взаимного усиления ударных волн и волн напряжений, вызываемых взрывами отдельных зарядов, вследствие чего при взрыве двух сближенных зарядов образуется одна волна, энергия которой убывает медленнее, чем энергия волны одиночного заряда.

Из приведенного теоретического рассмотрения видна сложность и новизна поставленных задач по изучению эффективности действия взрыва парно-сближенных зарядов, конструкция которых принципиально новая как по технологической схеме, так и по физическим явлениям, происходящим в них при взрыве.

3.4. Аналитическое определение оптимального расстояния между зарядами в группе

Одним из основных параметров, определяющих эффективность метода сближенных зарядов, является расстояние между центрами зарядов. Попытаемся на основе некоторых допущений получить зависимость для расчета оптимального расстояния между сближенными зарядами в группе.

В основу данной ниже расчетной модели положен приближенный

метод суперпозиции волн, генерируемых в среде при одновременном взрыве сближенных зарядов, равных по энергии, но отличающихся расположением. Расчеты по определению величины a_0 основаны на модели идеальной несжимаемой жидкости с поглощающими свойствами, которая дает в первом приближении возможность оценить влияние параметра a на напряжения, возникающие при взрыве зарядов, по-разному расположенных в пучке.

Радиальное напряжение на расстоянии R_i от центра заряда можно записать так:

$$\sigma_i(R, t) = \sigma_{0i} \left(\frac{r_0}{R_i} \right)^n f(t), \quad (3.13)$$

где σ_{0i} - величина, прямо пропорциональная начальному давлению на границе раздела ВВ - среда; n - коэффициент затухания, характеризующий поглощающие свойства и геометрическое расхождение волнового фронта; $f(t)$ - функция времени; t - время, отсчитываемое от момента прихода волны напряжения в рассматриваемую точку.

Для i сближенных зарядов радиусом r_0 формула (3.13) в безразмерном виде записывается так:

$$\overline{\sigma}_i = \sum_{i=1}^{i=2} \frac{1}{(\overline{R}_i)^n} \sin \pi \left(\frac{\overline{t} - \overline{R}_i}{\overline{\tau}_+} \right), \quad (3.14)$$

где $\overline{\tau}_+$ - приведенное время положительной фазы волны, а

$$\overline{R}_i = \sqrt{(x_i - x_{oi})^2 + (y_i - y_{oi})^2}. \quad (3.15)$$

Основные выводы

1. Теоретическими исследованиями установлено, что надежность системы из парно-сближенных скважинных зарядов увеличивается в зависимости от надежности одиночного заряда и числа парно-сближенных скважин в пучке.

2. Теоретическими исследованиями также установлено, что на

одних и тех же расстояниях от центра взрыва парно-сближенных зарядов параметры волн напряжений могут быть больше, чем при взрыве эквивалентных им по массе ВВ скважинных зарядов.

3. Взрывание парно-сближенных зарядов по своему дробящему действию эффективно не только в ближней зоне дробящего действия взрыва, но и в дальних зонах и может сопровождаться слабым сейсмическим воздействием.

4. При совместном действии ударных воздушных волн, образующихся при одновременном срабатывании двух сближенных зарядов на оси симметрии наблюдается увеличение их параметров.

4. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАРАКУТАН

4.1. Рекомендуемый способ взрывного разрушения горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ

Известен способ [21] взрывного разрушения массива горных пород, включающий бурение основных скважин на полную высоту взрываемого уступа и зарядание зарядов ВВ. Кроме основных скважин бурятся дополнительные укороченные скважины, заряды которых располагают над твердым включением и взрываются в дальнейшем одновременно с основными зарядами ВВ.

Главным недостатком этого способа является то, что при такой конструкции скважинных зарядов ВВ нельзя добиться равномерного дробления крепких горных пород, расположенных в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

Целью разработки является повышение эффективности взрывного разрушения разнопрочных горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ.

Указанная цель достигается тем, что мощность крепких горных пород 1 определяют в процессе бурения парно-сближенных скважин 2 диаметром 125 мм (рис. 4.1). Расстояние между парами сближенных скважин в пучке составляет 0,75 м.

Расстояние между пучками зарядов в ряду и между рядами зарядов составляет 10,78 м.

При этом в паре скважин промежуточные детонаторы устанавливают в одной в верхней части, а в другой в нижней, которые создадут встречное инициирование. К промежуточным детонаторам монтируются детонирующие шнуры 5. Далее скважины заполняют забойкой 6.

Масса заряда ВВ в пучке скважин будет составлять 418,4 кг. Выход взорванной горной массы с одного пучка по теоретическим расчетам составит $697,3 \text{ м}^3$, а с 1 м скважины – $43,6 \text{ м}^3$.

Интервал замедления между взрывами пучков зарядов должен составлять 50 мс.

Такая конструкция парно-сближенных скважинных зарядов ВВ позволяет произвести равномерное дробление горных пород за счет направленного использования энергии взрыва и снижает удельный расход ВВ.

4.2. Методика расчета эффективных параметров взрывного разрушения массива горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ

Основные параметры расположения парно-сближенных зарядов при дроблении горных пород рассчитываются следующим образом:

1. Расстояние между зарядами в пучке

$$l = (4 \div 8)d, \text{ м},$$

где d – диаметр скважин.

$$l = 6 \cdot 0,125 = 0,75 \text{ м}.$$

2. Расчетный эквивалентный диаметр скважинного заряда большого диаметра

$$d_{\text{э}} = d \sqrt{n}, \text{ мм}$$

где n – число зарядов в пучке.

$$d_{\text{э}} = 125 \sqrt{2} = 175 \text{ мм}$$

3. Сопротивление по подошве уступа

$$W_{n.c} = 1,1W\sqrt{n}$$

где 1,1 – коэффициент, учитывающий эффективность действия взрыва парно-сближенных зарядов по сравнению с эквивалентным зарядом круглого сечения и равной потенциальной энергии ВВ; W – с.п.п. при обычном методе взрывания скважинными зарядами.

$$W_{n.c} = 1,1 \cdot 7\sqrt{2} = 10,78 \text{ м.}$$

4. Расстояние между пучками зарядов в ряду

$$a_{п.с} = m \cdot W_{п.с},$$

где m – относительное расстояние (коэффициент сближения) между пучками одновременно взрывающихся зарядов, $m = a_{п.с} / W_{п.с}$. В случае квадратной сетки расположения пучков

$$a_{п.с} = W_{п.с} \text{ и } m = 1.$$

$$a_{п.с} = 10,78 \text{ м}$$

5. Расстояние между рядами зарядов для квадратной сетки

$$b_{п.с} = a_{п.с} = 10,78 \text{ м.}$$

6. Масса заряда ВВ в пучке скважин

$$Q_{п.с.} = q \cdot a_{п.с} \cdot W_{п.с.} \cdot H_{пр},$$

или

$$Q_{п.с.} = Q_{од} \cdot n,$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м^3 ; $H_{пр}$ – мощность пропластка, м; $Q_{од}$ – масса одиночного скважинного заряда в пучке, кг.

$$Q_{п.с.} = 0,6 \cdot 10,78 \cdot 10,78 \cdot 6 = 418,4 \text{ кг.}$$

7. Выход взорванной горной массы:

с одного пучка

$$V_{п.с} = a_{п.с} \cdot W_{п.с} \cdot H_{пр} = 10,78 \cdot 10,78 \cdot 6 = 697,3 \text{ м}^3;$$

с 1 м скважины

$$V = \frac{V_{п.с.}}{(H + \Pi) \cdot n}, \text{ м}^3$$

где Π – величина перебура скважин, принимаемая в пределах $(8 \div 10)d$.

$$V = \frac{697,3}{(6 + 2) \cdot 2} = 43,6 \text{ м}^3.$$

8. Интервал замедления между взрывами пучков зарядов

$$t = A \cdot W_{\text{п.с}}$$

где A – коэффициент, зависящий от типа пород и выраженный в мс/м.

$$t = 4 \cdot 10,78 = 43,12 = 50 \text{ мс}.$$

Рекомендуемые схемы многорядного короткозамедленного взрывания, показанные на рис. 4.2, обеспечивают улучшение качества дробления горных пород.

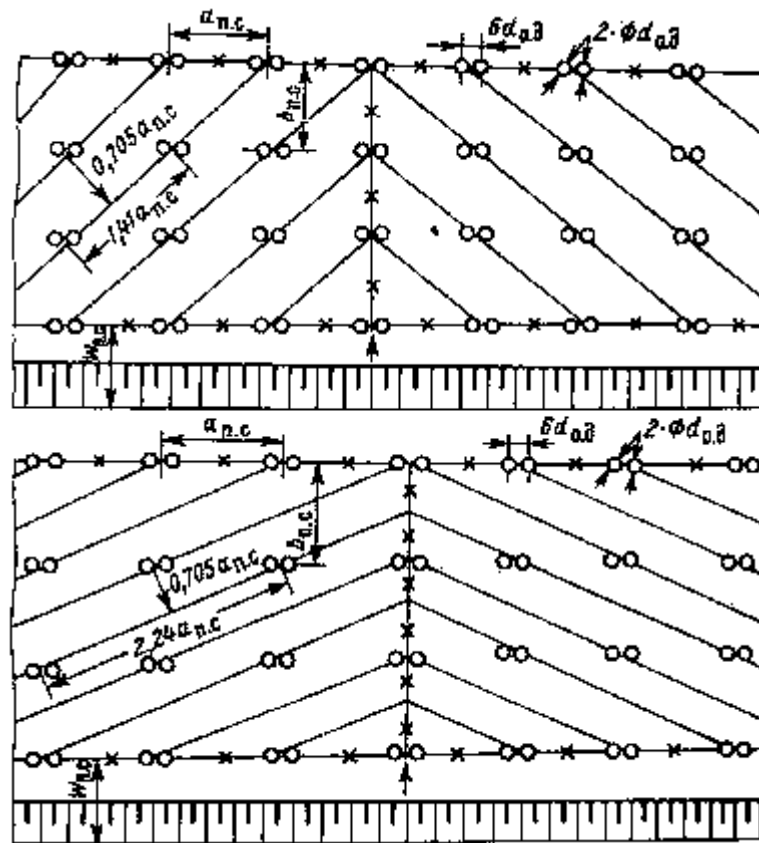


Рис. 4.2. Рекомендуемые схемы взрывания парно-сближенными зарядами

Основные выводы

1. Рекомендован способ взрывного разрушения горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ, позволяющий

произвести равномерное дробление за счет направленного использования энергии взрыва и снизить удельный расход ВВ.

2. Разработана методика расчета эффективных параметров взрывного разрушения массива горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ.

3. Установлен оптимальный интервал замедления между взрывами пучков зарядов, который составляет 50 мс.

4. Установлено, что для улучшения качества дробления крепких включений рекомендуется контурное взрывание.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В научно-исследовательской выпускной квалификационной работе решена научно-техническая задача по совершенствованию технологии ведения взрывных работ в массиве горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ, позволяющей произвести равномерное дробление массива и снижающей удельный расход ВВ.

Основные научные выводы и практические рекомендации научно-исследовательской выпускной квалификационной работы сводятся к следующему:

1. Управление энергией взрывного воздействия на горный массив возможно как за счет рационализации энергетических характеристик скважинного заряда, повышения степени использования энергии взрыва на разрушение породы в зоне отрыва от массива, уменьшения доли энергии взрыва на разброс породы, предварительного ослабления пород горного массива как за счет многократного ударно-волнового воздействия, так и за счет увеличения высоты взрываемого уступа.

2. Элементом адаптации технологии отработки глубоких карьеров к сокращению ширины рабочих площадок для обеспечения требуемого уровня обуренных и взорванных объемов руды и породы в целом по карьере и по каждому экскаваторному блоку является увеличение высоты отрабатываемых уступов. Увеличение высоты уступа с 10, 15 до 30 м приводит к росту запасов взорванной горной массы на той же площади рабочей зоны в три и два раза и увеличению угла наклона рабочего борта с 18° (при $H_y=10$ м) до 25° (при $H_y = 15$ м) и 36° (при $H_y=30$ м).

3. Установлено, что с увеличением высоты уступа повышается производительность буровых станков, экскаваторов и автотранспорта за счет увеличения угла наклона рабочего борта и запасов взорванной горной массы.

4. Требования к качеству дробления пород взрывом при взрывании

уступов формируются на основе геометрических параметров применяемого оборудования и энергетических характеристик процессов в технологических потоках карьеров.

5. Качественная оценка основных показателей взрывов высоких уступов характеризуется компактной формой развала взорванной горной массы, что способствует снижению потерь и разубоживания, уменьшением выхода крупнокусковых фракций взрыва, улучшением качества проработки подошвы и снижением сейсмического эффекта. Выход негабарита, при этом, уменьшается в несколько раз за счет повышения коэффициента использования скважинного заряда, увеличения интервалов времени между взрывами соседних скважин в 2-3 раза, разновременного срабатывания зарядов в каждой скважине и многорядного расположения скважин.

6. Для взрывания уступов имеется значительный выбор взрывчатых веществ различных типов, однако предпочтение следует отдавать ВВ простейших типов на основе аммиачной селитры, а из средств инициирования – системам на основе ударно-волновых трубок. Предел прочности пород на сжатие позволяет получить удельный расход ВВ с учетом индивидуальных требований технологических потоков конкретного карьера к среднему размеру куска в развале.

7. При использовании конкретного вида ВВ диаметр скважины находится в прямой зависимости с линией наименьшего сопротивления и в обратной зависимости с коэффициентом адаптации к горно-технологическим характеристикам взрываемых пород и энергетической характеристикой скважинного заряда.

8. На основе изучения механизма действия взрыва парно-сближенных скважинных зарядов ВВ установлено, что надежность системы из парно-сближенных скважинных зарядов увеличивается в зависимости от надежности одиночного заряда и числа парно-сближенных скважин в пучке.

9. Теоретическими исследованиями также установлено, что на одних и тех же расстояниях от центра взрыва парно-сближенных зарядов параметры волн напряжений могут быть больше, чем при взрыве эквивалентных им по массе ВВ скважинных зарядов.

10. Взрывание парно-сближенных зарядов по своему дробящему действию эффективно не только в ближней зоне дробящего действия взрыва, но и в дальних зонах и может сопровождаться слабым сейсмическим воздействием.

11. При совместном действии ударных воздушных волн, образующихся при одновременном срабатывании двух сближенных зарядов на оси симметрии наблюдается увеличение их параметров.

12. Рекомендован способ взрывного разрушения горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ, позволяющий произвести равномерное дробление за счет направленного использования энергии взрыва и снизить удельный расход ВВ.

13. Разработана методика расчета эффективных параметров взрывного разрушения массива горных пород с использованием парно-сближенных скважинных зарядов ВВ. Установлен оптимальный интервал замедления между взрывами пучков зарядов, который составляет 50 мс.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Оксанич И.Ф., Миронов П.С. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. М., Недра, 1982. –166 с.
2. Шеметов П.А., Бибик И.П. Адаптация отработки глубоких карьеров к сокращению ширины рабочих площадок. /Горный вестник Узбекистана, №1, 2000, С. 32-34.
3. Томаков П.И., Наумов И.К. Технология, механизация и организация открытых горных работ. М., Недра, 1978, С. 14-23.
4. Открытые горные работы. Справочник / Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Винницкий К.Е. и др. М.: Горное бюро, 1994, 590 с.
5. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А. «Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах». Ташкент: ФАН, 1999, 276 с.
6. Демидюк Г.П. Взрывные работы. В кн.: Теория и практика открытых разработок. Под ред. Мельникова Н.В. М., Недра, 1979.-397 с.
7. Сытенков Д.В. Метод выбора и обоснование комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-геологическими условиями. Дисс. ... канд. техн. наук, 1998.
8. Бибик И.П. Выбор и обоснование параметров процессов буровзрывных работ для повышения эффективности горно-транспортного оборудования глубоких карьеров. Дисс. ... канд. техн. наук, 2003.
9. Кутузов Б.Н. Приоритетные направления технического перевооружения горных предприятий в области БВР. В сб. Промышленная безопасность и эффективность новых технологий в горном деле. Изд. МГГУ, 2001. С. 445-455.
10. Кутузов Б.Н. Перспективы использования эмульсионных промышленных ВВ на горных предприятиях. Горный журнал, №12, 2001. С. 15-16.
11. Кутузов Б.Н. Перспективы совершенствования ассортимента

промышленных ВВ для карьеров. Горный журнал, №9-10, 1996. С. 39-43.

12. Комаров Б.Е. Анализ способов приготовления промышленных ВВ вблизи мест их использования. Сб. Взрывное дело № 93/50, 2001, изд. МГГУ. С. 205-211.

13. Колганов Е.В. Соснин В.А. Концепция разработки безопасных и экологически чистых промышленных взрывчатых веществ. Горный журнал, №12, 2001. С. 1-4.

14. Справочник взрывника / Б.Н.Кутузов, В.М.Скоробогатов, И.Е.Ерофеев и др. // М.: Недра, 1988. – 511 с.

15. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. Пер. с англ. – М.: Недра, 1980. –453 с.

16. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. - 271 с.

17. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. М.: Недра, 1982. - 248 с.

18. Валаханович Е.М. Исследование влияния схем инициирования скважинных зарядов на разрушение разнопрочных слоистых пород: Дис. канд.техн. наук. М.: ВНИПИпромтехнологии, 1980. - 212 с.

19. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К., Штейнберг А.Б. и др. Отчет о НИР. А-78426. Фонды ВНИПИпромтехнологии, 1973. 248 с,

20.Ефремов Э.И. Взрывание с внутрискважинными замедлениями. Наукова думка. Киев, 1971. -170 с.

21. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Климов Ю.В. Пути повышения эффективности действия взрыва в разнопрочных горных породах//Горно-металлургическая промышленность (ГМП). (217). Ташкент: ОНТИ ВНИПИПТ. 1976. №5. С. 17-22.

22. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Климов Ю.В. Основные направления повышения эффективности действия взрыва в разнопрочных горных породах со скальными включениями // Вопросы атомной науки и техники.

Сер: «Геология и горное дело». М.: ЦНИИАтоминформ, 1978. Вып. 3 (28). С. 28-40.

23. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Подготовка буровзрывным способом вскрышных пород со скальными пропластками для экскавации и транспортирования роторным комплексом // Физика горных пород и процессов. Тез. докл. на Всесоюзной научной конференции ВУЗов СССР с участием научно-исследовательских институтов. М.: МГГУ, 1974. С. 169,

24. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Экспериментальное исследование разработки роторным комплексом вскрышных пород со скальными пропластками // ГМП № 10. М.: ОНТИ ВНИПИПТ. 1974. С. 9-12.

25. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Рубцов С.К. и др. Разработка роторным комплексом мягких вскрышных пород с включением твердых пропластков // Горный журнал. 1976. № 1. С. 25-28.

26. Рубцов С.К., Климов Ю.В. Буровзрывная подготовка разнопрочных осадочных пород для выемки роторным комплексом // Технический прогресс в атомной промышленности. Сер. «Горно-металлургическое производство». М.: ЦНИИАтоминформ, 1987. Вып. 4. С. 913.

27. Технический проект строительства горнорудного предприятия на базе месторождения Учкудук. Фонды ВНИПИпромтехнологии, 1979. -124 с.

28. Основные проектные решения строительства горного комплекса Кокпатас. М.: 2001. Т 1. Пояснительная записка и чертежи. Фонды ВНИГГИпромтехнологии.

29. Техничко-экономическое обоснование строительства горно-металлургического предприятия на объединенной сырьевой базе золоторудных месторождений Кокпатас и Даугызтау. Ташкент: СредАзНИПИпромтехнологии, 2001.

30. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Рубцов С.К. Взрывное рыхление разнопрочных горных пород для поточных технологий пластовых месторождений. Ташкент: «Фан», 2006, 219 с.

31. Друкованный М.Ф., Ильин В.И., Ефремов Э.И. Буровзрывные работы на карьерах. М., «Недра», 1978, 390 с.

32. АС 2657546. Способ отбойки горных пород на карьере./Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И.- Оpubл. в Б.И. в 1979, №21.

33. АС 976745. Способ отбойки горных пород на карьерах./Глатоленков А.И., Ахтулов Г.К., Рогач М.С., Качайник Г.В., Мухамеджанов Е.Б. – Оpubл. в Б.И. в 1983, №37.

34. Бибик И.П., Ершов В.П., Кустиков Т.П. Технологические схемы буровзрывных работ в условиях Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов.//Горный вестник Узбекистана. №4. 2006. С. 36-37.

35. АС № 618991 Мосинец В.Н., Валаханович Е.М., Рубцов С.К. Способ разрушения разнопрочных горных пород. - Оpubл. в Б.И. 1973.

36. Жариков И.Ф. Разработка и научное обоснование энергосберегающих технологий взрывных работ на открытых разработках угольных месторождений. Дисс. на соиск. уч. степ. докт. тех. наук. М.: Национальный научный центр горного производства – Институт горного дела им. А.А.Скочинского, 2001.

37. Сеинов Н.П., Жариков И.Ф., Нуриджанян Г.З., Дворкин Л.С. Исследование формы импульса взрыва и частотного распределения энергии ВВ при многоточечном инициировании зарядов//Горючие сланцы, 1983, №4, с. 1-7.

38. Физика взрыва. /Под ред. Л.П.Орленко. – 3-е изд., исправленное. – В 2 т. – М.: Физматлит, 2004. – 1488 с.

39. Орленко Л.П. Физика взрыва и удара. Учебное пособие для вузов. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2006. – 304 с.

40. Высокоскоростное взаимодействие тел. /Под ред. В.М.Фомина. – Новосибирск: Издательство СО РАН. 1999. – 600 с.

- 41.Кобылкин И.Ф., Селиванов В.В., Соловьев В.С., Сысоев Н.Н. Ударные и детонационные волны. Методы исследования. – 2-ое изд., перераб. и дополн. – М.: Физматлит, 2004. – 367 с.
- 42.Ударные волны и экстремальные состояния вещества. /Под ред. В.Е.Фортова и др. – М.: Наука, 2000. – 425 с.
- 43.Свойства конденсированных веществ при высоких давлениях и температурах. /Под ред. Р.Ф.Трунина. – Арзамас-16: Изд. ВНИИЭФ, 1992. – 398 с.
- 44.Высокоскоростные ударные явления. /Под ред. В.Н.Николаевского. – М.: Мир, 1973.
- 45.Каннель Г.И., Разоренов С.В., Уткин А.В., Фортов В.Е. Ударно-волновые явления в конденсированных средах. – М.: Янус-К, 1996. – 407 с.
- 46.Будько А.В. Выбор и совершенствование систем разработки. М.: Недра, 1971.
- 47.Ланге О. Введение в экономическую кибернетику. Пер. с польского. М., Прогресс, 1968.
48. Покровский Г.И. О целесообразности применения кумулятивных зарядов в шпурах. // Горный журнал, 1951, №3, С. 25-27.
- 49.Жариков И.Ф. О передаче энергии твердой среде при взрыве зарядов с воздушными полостями и промежутками. Автореф. дисс. на соиск. учен. степени канд. физ.- мат. наук. М., МФТИ, 1970.
- 50.Кузнецов В.М. О коэффициенте полезного действия взрыва в грунтах. // Журнал прикладной механики и технической физики (ПМТФ), 1963, № 4. С. 30-34.
- 51.Мельников Н.В., Марченко Л.Н. К вопросу о работе и механизме действия взрыва в твердых средах. В кн.: Взрывное дело, № 45/2. М., Госгортехиздат, 1960. С. 5-19.
- 52.Родионов В.Н. К вопросу повышения эффективности взрыва в твердой среде. В кн.: Взрывное дело, № 51/8. М., Госгортехиздат, 1963. С. 50-60.

53. Мельников Н. В. Эффективные методы управления процессами взрывного дробления и выброса. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. Новосибирск, 1971, № 1. С. 37-45.
54. Марченко Л.Н. Увеличение эффективности взрыва при добытии полезных ископаемых. М., Наука, 1965.
55. Мельников Н.В., Марченко Л.Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. М., Недра, 1964.
56. Коул Р. Подводные взрывы. М., ИЛ, 1950.
57. А. с. 127431 [СССР]. Способ группирования взрывов при сейсморазведке/ Авт. изобрет. В. Д. Завьялов, Л. Д. Райхерт. Заявл. 3.4.59. Опубл. в БИ, 1960, № 7.
58. Гурвич И. И. К теории группирования взрывов при сейсморазведке. Прикладная физика, вып. 29, М., 1961. С. 20-38.
59. Казаков А. Т- Методика и механика взрывных работ при сейсморазведке. М., Госгортехиздат, 1963. С. 134-136.
60. Цветаев А. А. Применение групповых зарядов при сейсмической разведке с взрывами в воздухе. Прикладная геофизика, вып. 5, М. — Л., 1948. С. 46-53.
61. Садовский М.А. Механическое действие воздушных ударных волн по данным экспериментальных исследований. //Физика взрыва, № 1. М., изд. АН СССР, 1952. С. 80-88.
62. Беляев А.Ф. Взаимодействие ударных волн. В кн.: Горение, детонация и работа взрыва конденсированных систем. М., Наука, 1968. С. 238-247.
63. Альтшулер Л.В. Применение ударных волн в физике высоких давлений. // Успехи физических наук, т. 85, вып. 2, 1965. С. 197-258.
64. Альтшулер Л.В., Петрунин А.П. Рентгенографическое исследование сжимаемости легких веществ при косом столкновении ударных волн. // Журнал технической физики. М., изд. АН СССР, 1961, т. XXXI, вып. 6. С. 717-725.

65. Опытное обнаружение маховского отражения детонационных волн в твердом теле ВВ. // Доклады АН СССР, т. 136, № 6, 1961. С. 1325-1327.

66. Будько А. В. Методика расчета параметров отбойки пучками параллельно сближенных скважин, вып. № В-190. М., изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1967. С. 26-34.

67. Будько А. В., Закалинский В. М. Отбойка руды пучками сближенных импульсных скважин с применением многошпиндельных буровых станков. М., Цветметинформация. 1964.

68. Будько А. В., Закалинский В. М. К теории действия взрыва пучков сближенных скважин. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1965, № 6. С. 78-86.

69. Закалинский В. М. Исследование действия взрыва пучков сближенных скважин в плексигласе. В кн.: Новая технология и системы подземной разработки рудных месторождений. М., Наука, 1965. С. 56-58.