

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

*На правах рукописи
УДК 622.235: 622.271*

Бойжигитов Максуд Исломович

**РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНОГО СПОСОБА
ВЗРЫВАНИЕ ВЫСОКИХ УСТУПОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ
ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ**

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание степени магистра по специальности 5А540203 –
«Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом»

Работа рассмотрена и
допускается к защите

Зав. кафедрой «Горное дело»:

_____ к.т.н. Тухташев А.Б.

« ____ » _____ 2012 г.

Научный руководитель:

_____ д.т.н., проф. Норов Ю.Д.

« ____ » _____ 2012 г.

НАВОЙ – 2012

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ, ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ	8
1.1. Основные тенденции развития открытого способа добычи.....	8
1.2. Анализ и основные тенденции развития буровзрывных работ в глубоких карьерах Узбекистана	17
1.3. Обзор литературных данных по применению различных типов промышленных взрывчатых веществ на производства	36
1.4. Пути повышения эффективности взрывной подготовки горной массы к выемке в глубоких карьерах	41
1.5. Цель и задачи исследований.....	44
2. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ	46
2.1. Оценка относительной работоспособности эмульсионных взрывчатых веществ	46
2.2. Определение эффективности применения эмульсионных взрывчатых веществ на открытых горных работах	52
2.3. Обоснование параметров буровзрывных работ с использованием эмульсионных взрывчатых веществ.....	158
Выводы по главе	162
4. РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ СПОСОБОВ ВЗРЫВАНИЯ, ПОЗВОЛЯЮЩИХ УЛУЧШИТЬ КАЧЕСТВО ДРОБЛЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ И ПОВЫСИТЬ ПОЛНОТУ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО	163
3.1. Разработка способа взрывания горных пород высокими уступами в глубоких карьерах с применением эмульсионных взрывчатых веществ.....	29

3.2. Расчет экономического эффекта разработанных эффективных параметров буровзрывных работ при взрывании высоких уступов в глубоких карьерах	36
Выводы по главе	39
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	40
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	42

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Развитие горнодобывающей отрасли Республики Узбекистан неразрывно связано с разработкой месторождений полезных ископаемых открытым способом. Как известно, значительная часть карьеров по открытой добыче полезных ископаемых вошла в категорию глубоких и эта тенденция продолжается. Параметры современных карьеров существенно увеличились. Крупные глубокие карьеры Мурунтау и Кальмакыр, находящиеся на территории Узбекистана, являются в мировой горнорудной практике уникальными по сложности и новизне решаемых в процессе их создания и эксплуатации научно-технических задач, определяемых особенностями горно-геологических и горномеханических условий разработки месторождений. Имеются предпроектные варианты рентабельной отработки и дальнейшего развития карьеров Мурунтау и Кальмакыр до глубины 900...1000 м.

В то же время известно, что с увеличением глубины разработки рудных месторождений открытым способом до предельно экономически целесообразной величины усложняются горно-геологические и горномеханические условия работ, повышается обводненность и трещиноватость горных пород, растет влияние глубины карьера на сопротивляемость руд взрывному разрушению. В целом, проектирование параметров буровзрывных работ (БВР) в глубоких карьерах должно учитывать изменяющиеся с глубиной отработки физико-механические и горно-технологические свойства пород, применяемые взрывчатые вещества (ВВ).

Степень изученности проблемы. Опыт ведения БВР на открытых горных работах показал, что с ростом глубины карьеров усложняются горно-геологические и горно-технические условия разработки месторождений, растет влияние глубины карьеров на сопротивляемость руд взрывному

разрушению, повышается обводненность и трещиноватость горных пород, что приводит к увеличению затрат на БВР.

Связь диссертационной работы с тематическими планами НИР.

Работа выполнялась в соответствии с тематическим планом государственной научно-технической программы комитета по координации развития науки и технологий при Кабинете Министров Республики Узбекистан на теме: А-4-012 – «Разработка новых способов производства массовых взрывов для снижения техногенного воздействия на окружающую среду в глубоких карьерах».

Цель исследования – обоснование и разработка способа ведения взрывных работ высоких уступах с использованием ЭВВ в глубоких карьерах с учетом закономерностей изменения физико-механических и горно-технологических свойств массива горных пород.

Объект и предмет исследования. Объектом исследования являются крупные глубокие карьеры Мурунтау и Кальмакыр. Предмет исследования – способ ведения взрывных работ параметры БВР с учетом физико-механических и горно-технологических свойств массива горных пород.

Методы исследований. Работа выполнена с применением комплексных методов исследований, включающих теоретические обобщения и экспериментальные исследования в лабораторных, полигонных и промышленных условиях по определению работоспособности и бризантности ЭВВ нового поколения; разработка способа ведения взрывных работ при взрывании высоких уступов в глубоких карьерах с учетом закономерностей изменения физико-механических и горно-технологических свойств массива горных пород; разработке эффективных параметров БВР при использовании различных типов ЭВВ нового поколения, а также методов математической статистики и корреляционного анализа результатов испытаний с использованием компьютерной техники нового поколения.

Основные положения, выносимые на защиту и новизна работы:

1. С увеличением глубины разработки карьера, относительной вязкости и трещиноватости массива горных пород удельный расход ВВ возрастает по степенному закону.

2. Повышение эффективности применяемых промышленных ВВ при взрывании высоких уступов глубоких карьерах достигается с применением эмульсионных ВВ, с использованием дешевых компонентов производимых в Республике Узбекистан, характеристики которых максимально соответствуют разрушаемому горным породам.

3. На основе изучения закономерностей изменения физико-механических и горно-технологических свойств массива горных пород, изменяющихся с глубиной разработки, установлены эффективные параметры буровзрывных работ при дроблении горной массы, обеспечивающие улучшения качества дробления и полноты извлечения полезных ископаемых из недр.

4. На основе изучения физико-механических и горно-технологических свойств глубоких карьеров установлены корреляционные взаимосвязи между показателями прочностных свойств и буримостью горных пород.

Научная и практическая значимость результатов исследования:

– разработана математическая модель действия взрыва скважинных зарядов с кумулятивной выемкой в нижней части в условиях увеличения физико-механических и горно-технологических свойств массива, изменяющихся с глубиной разработки, позволяющая повысить эффективность дробления горных пород, полноту извлечения полезного ископаемого, обеспечить создание компактного, однородного по фракционному составу развала взорванной горной массы и снизить удельный расход ВВ;

– разработана и внедрена в промышленных условиях технология взрывания высоких уступов в глубоких карьерах, взрывания горных пород производят парами расходящихся скважинных зарядов, отличающийся тем,

что одну скважину в каждой паре бурят перпендикулярно к подошве уступа, а вторую - в сторону откоса уступа с наклоном к его подошве уступа, новизна которого защищена патентом на изобретение Российской Федерации № 2244252 от 10.01.2005 г.

Реализация результатов. Результаты исследований и разработанные способы внедрены в практику ведения горных работ в глубоких карьерах Мурунтау Навоийского горно-металлургического комбината и Кальмакыр ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат». В результате внедрения получен экономический эффект в размере более 3.9 млрд. сумов в год (цена на 01.01.2011 г.).

Апробация работы. Основные положения магистерской диссертации докладывались на научно-технической конференции одаренных студентов и магистрантов на тему: «Фан ва техника тараққиётида ешлар» в 2010–2012 гг. в г. Навоий.

Опубликованность результатов. Основные результаты работы изложены в 3 печатных работах, в том числе 1 статья и 2 тезисах докладов в журналах и сборниках научных трудов.

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из введения, трех глав и заключения, изложенных на 86 страницах, включая 7 рисунков, 17 таблиц, 76 наименований использованной литературы, а также приложения.

Автор выражает глубокую благодарность и искреннюю признательность научному руководителю доктору технических наук, профессору Норову Ю.Д. и кандидату технических наук, доценту Уринову Ш.Р., а также работником Горное бюро ЦНИЛ Навоийского горно-металлургического комбината за полезные консультации и поддержку на разных этапах работы.

1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ, ЗАДАЧИ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1. Основные тенденции развития открытого способа добычи

Вовлечение в разработку глубокозалегающих месторождений предопределило тенденцию развития открытого способа добычи в направлении увеличения глубины карьеров. При этом наметились вполне определенные тенденции, связанные с изменением горно-геологических условий, совершенствованием технологии и техники горных работ, влиянием рыночного механизма регулирования производства и потребления минерального сырья [1-5]. В настоящее время глубина ряда карьеров черной и цветной металлургии превысила 300 м, горно-химического сырья - 100, угольных разрезов - 440 м. Проектная глубина железорудных карьеров составляет 330÷650 м, руд цветных металлов - 290-600, горно-химического сырья - 100÷150, угольных карьеров - 300-450, карьеров стройматериалов - 320÷680 м.

Понятие «глубокий карьер» не статично. За 40 лет глубина, позволяющая относить карьеры к глубоким, увеличилась с 60÷80 до 250÷-300 м. Периодичность корректировки составляла 10÷12 лет и была обусловлена техническим прогрессом и ростом средневзвешенной глубины карьеров. И сегодня к категории «глубоких» правильнее относить карьеры не просто по технологическим и геометрическим параметрам, а по объективной необходимости в переходе на другую технологию горно-транспортных работ.

Примером такого подхода, когда современному этапу развития открытых горных работ присуще непрерывное увеличение глубины карьеров, являются крупные глубокие карьеры Узбекистана Кальмакыр и Мурунтау, построенные на уникальных по своим запасам месторождениях, основные параметры которых приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Основные параметры карьеров Мурунтау и Кальмакыр

Наименование карьера	Глубина по проекту, м	Размеры в плане, км	Высота уступов, м	Углы наклона бортов, град.
Мурунтау	675	3,2 x 2,5	10-15	26-32
Кальмакыр	660	4,0 x 2,5	15-22,5	32-38

Массивы горных пород на глубоких горизонтах характеризуются сложной геологической текстурой, представленной различным направлением плоскостей наложения, складчатостью и пространственной системой трещин различных размеров и густоты, поэтому их физико-технические свойства, структура и гидрогеология в значительной мере определяют их степень дробления энергией взрыва. Изменение горно-геологических условий проявляется также через истощение запасов богатых месторождений и вовлечение в разработку месторождений с пониженным содержанием полезных компонентов. Другим проявлением горно-геологических условий для многих полезных ископаемых является наличие обратной зависимости содержания полезного компонента от глубины залегания руды. В частности, такая тесная корреляционная взаимосвязь отмечается на большинстве железорудных месторождений и месторождений цветных металлов. На большинстве месторождений с глубиной изменяются мощность, угол падения и структура рудных залежей. С увеличением глубины карьера увеличивается отрицательное воздействие подземных вод как на формирование уступов и бортов карьера, так и на основные процессы горного производства - экскавацию, транспортирование, бурение скважин, взрывание и рудоподготовку.

Увеличение глубины карьеров влечет за собой ухудшение технико-экономических показателей разработки месторождений, что объясняется ростом транспортных затрат, повышением коэффициента вскрыши,

ухудшением условий работы оборудования и т.п. Академиком РАН В.В. Ржевским выделены общие направления, предусматривающие предотвращение (снижение) и компенсацию отрицательных последствий роста глубины карьеров за счет применения новых технологий и техники. А поскольку синтезирующим параметром, в значительной степени определяющим технико-экономические показатели открытой разработки, является производственная мощность карьеров, то реализация указанных направлений ориентирована в первую очередь на поддержание их производительности по полезному ископаемому. При этом все факторы, воздействующие на производительность карьеров при увеличении глубины горных работ, обычно разделяют на три основные группы: горно-геологические (природные), технологические и технические. Горно-геологические факторы носят объективный характер и имеют специфические особенности для каждого месторождения. По характеру влияния на производительность карьера их можно разделить на факторы, непосредственно воздействующие на производительность карьера по полезному ископаемому (в частности, снижение содержания полезного компонента в руде и уменьшение площади рудного тела) и горной массе (гидрогеологические и геомеханические условия ведения работ). При этом снижение содержания побуждает к увеличению, а уменьшение площади рудного тела – к снижению производительности карьера по руде. Гидрогеологические и геомеханические условия ведения работ влияют на угол откоса борта карьера, с уменьшением которого объемы вскрышных пород и соответственно требуемая производительность карьера по вскрыше увеличиваются. Вторая группа факторов, включающая физико-механические свойства горных пород, влияет на производительность карьера через производительность оборудования.

На основе статистического анализа установлено, что развитие рабочей зоны большинства глубоких карьеров сопровождается: уменьшением

средней ширины рабочих площадок на 7-13 м на каждые 50 м; увеличением глубины разработки; снижением готовых к выемке запасов до 0,4-1,0 месяца; сокращением протяженности рабочего фронта [6]. Так, при глубине карьеров 250-350 м ширина рабочих площадок составляет 25-40 м, а доля площадок с нормативной шириной снижается до 30-40%. Следствием этого является уменьшение (в 2-3 раза) количества рядов взрывных скважин, а также объема взрывааемых блоков, что в свою очередь ухудшает качество дробления пород и снижает производительность горно-транспортного оборудования.

Одним из важнейших факторов, компенсирующих негативное воздействие изменения физико-механических свойств горных пород (крепости и блочности) с ростом глубины разработки на производительность карьеров, является увеличение удельного расхода ВВ. Обеспечение оптимальных параметров взрывных работ позволило максимально ослабить влияние роста крепости и блочности горных пород на процессы экскавации, транспортирования и отвалообразования горной массы. В то же время это приводит к резкому увеличению доли БВР в себестоимости добычи горной массы на глубоких карьерах [7-9].

Развитие глубоких карьеров характеризуется необходимостью расширения их 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. Интенсификация данных работ возможна за счет увеличения высоты обрабатываемых уступов [10]. Так, добыча руды на карьере «Табазимби» (ЮАР) осуществляется на уступах высотой 31 м, карьер фирмы «Винтерберг» (ФРГ) разрабатывает месторождение крепкого известняка двумя уступами высотой по 60 м, на гранитном карьере «Нью-Джерси» (США) добыча диабазы производится на уступах высотой 55÷58 м, а на карьере «Хоффман» (Австралия) высота уступа, сложенного известняком, достигает 100 м. При этом повышаются технико-экономические показатели

открытых горных работ (ОГР). Увеличение высоты уступов влечет за собой: сокращение объема бурения, более равномерное распределение ВВ в разрушаемом массиве с улучшением качества дробления пород из-за увеличения продолжительности действия взрыва на массив.

Уменьшение производительности оборудования под воздействием ухудшающихся горно-геологических и горнотехнических условий разработки в определенной мере компенсируется техническим прогрессом. Это касается в первую очередь работы бурового и выемочно-погрузочного оборудования. В глубоких карьерах рост себестоимости транспортирования с глубиной работ компенсируется через последовательное внедрение менее затратных технологий транспортирования и менее энергоемкого горно-транспортного оборудования. В глубоком карьере Мурунтау решение этой задачи достигается главным образом, частичной заменой автомобильного транспорта конвейерным. Для транспортирования породы и руды используется комплекс циклично-поточной технологии (ЦПТ) со стационарными дробильными установками. Опыт эксплуатации ЦПТ показывает, что повышение его эффективности возможно при применении крутонаклонных конвейеров (КНК), преимуществом которых является снижение себестоимости транспортирования, увеличение генеральных углов погашения бортов карьеров и повышение производительности экскаваторно-автомобильного комплекса. С целью оптимизации и сокращения затрат на транспортирование горной массы в карьере Кальмакыр предусматривается реконструкция транспортных коммуникаций и строительство комплекса ЦПТ, ввод которого в действие позволит увеличить добычу медной руды на 10 млн. т/год. Поэтому генеральным направлением развития горных работ с увеличением глубины разработки рудных карьеров является расширение области применения ЦПТ с использованием КНК.

С учетом перспективы развития ЦПТ на карьерах и ограниченных размеров рабочих площадок на глубоких горизонтах будут предъявляться

повышенные требования к качеству дробления горной массы, ее гранулометрическому составу, а также к параметрам развала взорванной горной массы. При этом если типовой конвейер ЦПТ с углом подъема 16 градусов надежно транспортирует куски породы с максимальным линейным размером до 400÷500 мм, то для КНК необходимо снизить крупность до 250÷300 мм с обеспечением более равномерного распределения по крупности и одновременным уменьшением количества крупнокусковых фракций.

От качества взрывной подготовки горной массы зависит производительность и эффективность всех последующих технологических процессов добычи и переработки полезного ископаемого в единой системе «карьер - перерабатывающее производство». В связи с этим одной из важнейших характеристик технологии взрывных работ являются удельные затраты энергии ВВ (удельный расход), характеризующиеся как энергетическими показателями и типами применяемых ВВ, так и параметрами расположения скважинных зарядов в разрушаемом уступе. Все это обуславливает необходимость оптимизации параметров и интенсификации взрывного способа дробления как наиболее дешевого и технологичного и, как следствие, повышение эффективности функционирования производственных процессов технологических потоков в системах «карьер – завод» и «карьер – отвал» [11-13].

Интенсификация технологических процессов БВР в глубоких карьерах обусловила появление целого комплекса проблем при ведении БВР в приконтурных зонах карьера. Особую важность эти проблемы приобретают при переходе горных работ на более глубокие горизонты, где из-за усложнения геологических и горнотехнических условий усиливаются негативные сейсмические эффекты массовых взрывов, учащаются случаи динамических проявлений в виде локальных деформаций уступов и техногенных землетрясений в процессе проведения взрывных работ и промежутках между ними. В табл. 1.2 приведены параметры БВР, основные

характеристики разрушений и влияющие на них геологические горнотехнические факторы. При этом эффективная и безопасная отработка мощных рудных месторождений открытым способом достигается за счет внедрения технологических решений, методов и способов снижения взрывного воздействия на защищаемый объект, соответствующих каждому уровню: карьер, рабочая зона, рабочий уступ.

Таблица 1.2

Технология БВР на глубоких горизонтах карьеров

Бурение скважин	Параметры БВР	Основные характеристики разрушения	
Влияющие геологические горнотехнические факторы			
природные	технологические		техногенные
- установление физико-механических свойств отбиваемого массива - параметры выемочной единицы	- схема взрывания; - коммутационная сеть; - выбор ВВ; - интервал замедления; - глубина скважин; - расположение зарядов (пучковое, параллельное); - расстояние между скважинами в ряду и между рядами; - форма зарядов (цилиндрические, котловые)	- гранулометрический состав отбитой руды; - выход негабарита; - удельный расход ВВ;	- сохранение устойчивости массива и выработок

В табл. 1.3 приведены мероприятия, уменьшающие степень воздействия взрывных работ на охраняемые объекты, в которых показаны объекты и методы их охраны.

Таблица 1.3

**Мероприятия, уменьшающие степень
воздействия взрывных работ на охраняемые объекты**

Объекты охраны	Методы охраны			
	Экранирование	Управление энергетическими характеристиками ВВ		
- поверхностные сооружения горного предприятия; - борта карьера и земная поверхность; - подземные выработки; - целики	- контурное взрывание (последовательное, предварительное); - порядок отбойки и интервал замедления	<table border="1"> <tr> <td style="writing-mode: vertical-rl; transform: rotate(180deg);">расчет безопасных параметров БВР</td> <td> - количество ВВ; - тип ВВ; - порядок отбойки; - интервал замедления; - пространственное расположение зарядов </td> </tr> </table>	расчет безопасных параметров БВР	- количество ВВ; - тип ВВ; - порядок отбойки; - интервал замедления; - пространственное расположение зарядов
расчет безопасных параметров БВР	- количество ВВ; - тип ВВ; - порядок отбойки; - интервал замедления; - пространственное расположение зарядов			

Характерной особенностью большинства глубоких карьеров является необходимость комбинированного – открыто-подземного способа отработки месторождений. В настоящее время значительная часть рудных месторождений разрабатывается таким способом. Наибольшее число предприятий, осуществляющих комбинированную отработку запасов, приходится на руды цветных и драгоценных металлов и алмазов - свыше 65%; доля других полезных ископаемых здесь гораздо меньше: железных руд - примерно 15%, нерудного сырья - около 10%, урановых руд - 7,4%. Глубина карьеров при комбинированной геотехнологии составляет преимущественно 90÷500 м.

В этих условиях, первоочередной задачей решения проблем при разработке глубоких карьеров является применение комплексных технологических решений, обеспечивающих компенсацию отрицательных тенденций в связи с увеличением глубины разработки и повышающих производительность и эффективность открытой разработки по полезному ископаемому:

- выбор оптимального направления развития горных работ, обеспечивающего добычу руды с заданным уровнем качества на протяжении всего периода отработки осуществляемого на базе горно-геометрического анализа размещения качественных свойств руд в недрах;

- интенсификация работ по разноске временно нерабочих участков бортов карьеров и обеспечения независимости работы, верхних и нижних горизонтов делением такого участка по всей его высоте на отдельные зоны, в которых работы ведутся параллельно. Данная технология обеспечивает сокращение сроков отработки временно нерабочего участка борта карьера, подготовку запасов и ведение добычных работ на нижележащих горизонтах;

- внедрение технологии ведения горных работ с крутыми увеличенными углами откосов рабочего борта карьера для снижения объема вскрышных пород без негативных последствий для стабильности откосов и безопасности работ,

- применение и дальнейшее развитие поточной технологии на основе комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта с крутонаклонными конвейерами.

- разработка эффективных систем управления для согласования во времени и пространстве работы автосамосвалов и экскаваторов, распределения грузопотоков в соответствии с заданными критериями (качественный состав руды, ограничения во вместимости перегрузочных складов или пропускной способности транспортных коммуникаций и др.);

- анализ и учет анизотропии, механической прочности массива пород, трещиноватости и напластований, а также разработка и широкое внедрение в производство новых методов взрывных работ, позволяющих в значительной мере решить проблему качественного дробления;

- комплексная механизация подготовки и зарядки ВВ на взрываемых блоках на основе организации поточности производства, освоение и внедрение новых видов ВВ, средств инициирования зарядов ВВ и приборов

дистанционного инициирования массовых взрывов на основе последних достижений науки и техники;

- повышение эффективности работы системы «карьер-завод» с вовлечением в производство техногенных ресурсов на основе принципа цикличности.

- снижения взрывного воздействия массовых взрывов на защищаемые объекты;

Таким образом, основными тенденциями в развитии открытого способа добычи являются вовлечение в разработку месторождений с измененными горно-геологическими условиями и рост масштабов карьеров, которые рассматриваются как эволюционирующие во времени и изменяющиеся в пространстве сложные природно-промышленные системы. При этом в карьерах совершенствуются технология горных работ и техника, применяются мощные конвейерные комплексы, для которых необходимо обеспечить с помощью БВР исходное дробление пород до требуемой крупности.

1.2. Анализ и основные тенденции развития буровзрывных работ в глубоких карьерах Узбекистана

Глубина карьеров Узбекистана Мурунтау и Кальмакыр, построенных на одноименных, уникальных по своим запасам месторождениях приблизилась и превысила отметку соответственно в 600 и 450 м. Это не окончательная их глубина, - идет проектная проработка дальнейшего увеличения глубины отработки этих карьеров. Участки Кальмакыр и Дальний на месторождении Алмалык следует считать территориально единым гигантским мегаучастком, дающим возможность значительного расширения выемочных границ. Аналогичная ситуация складывается и по месторождению Мурунтау с его

месторождением-спутником Мютенбай, которые в настоящее время проектно объединены выемочным контуром единого карьера с возможностью извлечения дополнительных запасов руды за счет увеличения глубины открытых горных работ. Золоторудное месторождение Мурунтау представлено метаморфизированными песчаниками и алевролитами углисто-кварцевого состава, переслаивающимися со слюдисто-кварцевыми, кварц-хлоритовыми и углисто-слюдистыми тонко сланцами. Развиты тектонические нарушения различной ориентации. Промышленные руды сосредоточены, в основном, в трех крупных залежах, главным структурным элементом которых являются секущие кварцевые крутопадающие жилы, локализующиеся в трещинах отрыва и группирующиеся в субширотные системы. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова для сланцев и алевролитов равен $f=7\div 13$, песчаников $f=9\div 14$, кварцевых жил и массивных роговиков $f=12\div 15$. Характерно наличие интенсивной микротрещиноватости, плотность руд и вмещающих пород - $2,6 \text{ т/м}^3$, коэффициент разрыхления - 1,5. Медномолибденовое месторождение Кальмакыр представлено осадочными: песчаники, известняки; изверженными: кварцевые порфиры, гранодиоритпорфиры, сиенито-диориты, диориты и метаморфическими породами: вторичные кварциты. Руды прожилково-вкрапленные. Горные породы имеют интенсивную сеть трещин, разбивающих массив на мелкие и крупные блоки. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова $f=10\div 14$, плотность руд $2,6\div 2,8 \text{ т/м}^3$, пород - $2,4\div 2,6 \text{ т/м}^3$, коэффициент разрыхления - 1,5. С учетом трещиноватости породы по взрываемости условно разделены на 3 категории: легковзрываемые ($f=6\div 8$) - сильно трещиноватые сиениты, гранодиоритпорфиры, сиенито-диориты; средневзрываемые ($f=8\div 12$) - мелко и средне трещиноватые с сульфидным оруденением, вторичные кварциты, гранодиоритпорфиры, измененные сиенито-диориты; трудновзрываемые ($f=10\div 16$) - слаботрещиноватые, крупноблочные, плотные вторичные

кварциты. Взрывное рыхление трудно взрываемых пород приводит к некачественной проработке подошвы уступов (юго-западная часть карьера), чему способствует обводненность скважин, достигающая 70÷75%. Горно-геологическая характеристика карьеров Мурунтау и Кальмакыр (рис. 1.1) на глубоких горизонтах имеет характерные общие особенности - это сложная геологическая текстура, представленная различными направлениями плоскостей наложения, складчатость и пространственная система трещин различных размеров и густоты, поэтому физико-технические свойства, структура горных пород и гидрогеология в значительной мере определяют степень дробления энергией взрыва.

На основе выполненного районирования горных пород в глубоких карьерах Мурунтау и Кальмакыр по буримости и взрываемости установлены корреляционные взаимосвязи между показателями прочностных свойств и буримостью горных пород (рис. 1.2), породы классифицированы по взрываемости и буримости, установлены рациональные режимные параметры бурения и типы бурового инструмента для каждого типа пород (табл. 1.4).

Бурение взрывных и скважин заоткоски на карьере Мурунтау производится станками шарошечного бурения СБШ-250МН-32 с диаметром долота 215,9 и 244,5 мм. Объем бурения взрывных скважин диаметром 215,9 мм с глубиной карьера увеличивается: в 2005 г. - 36%, в 2010 г. 52%.

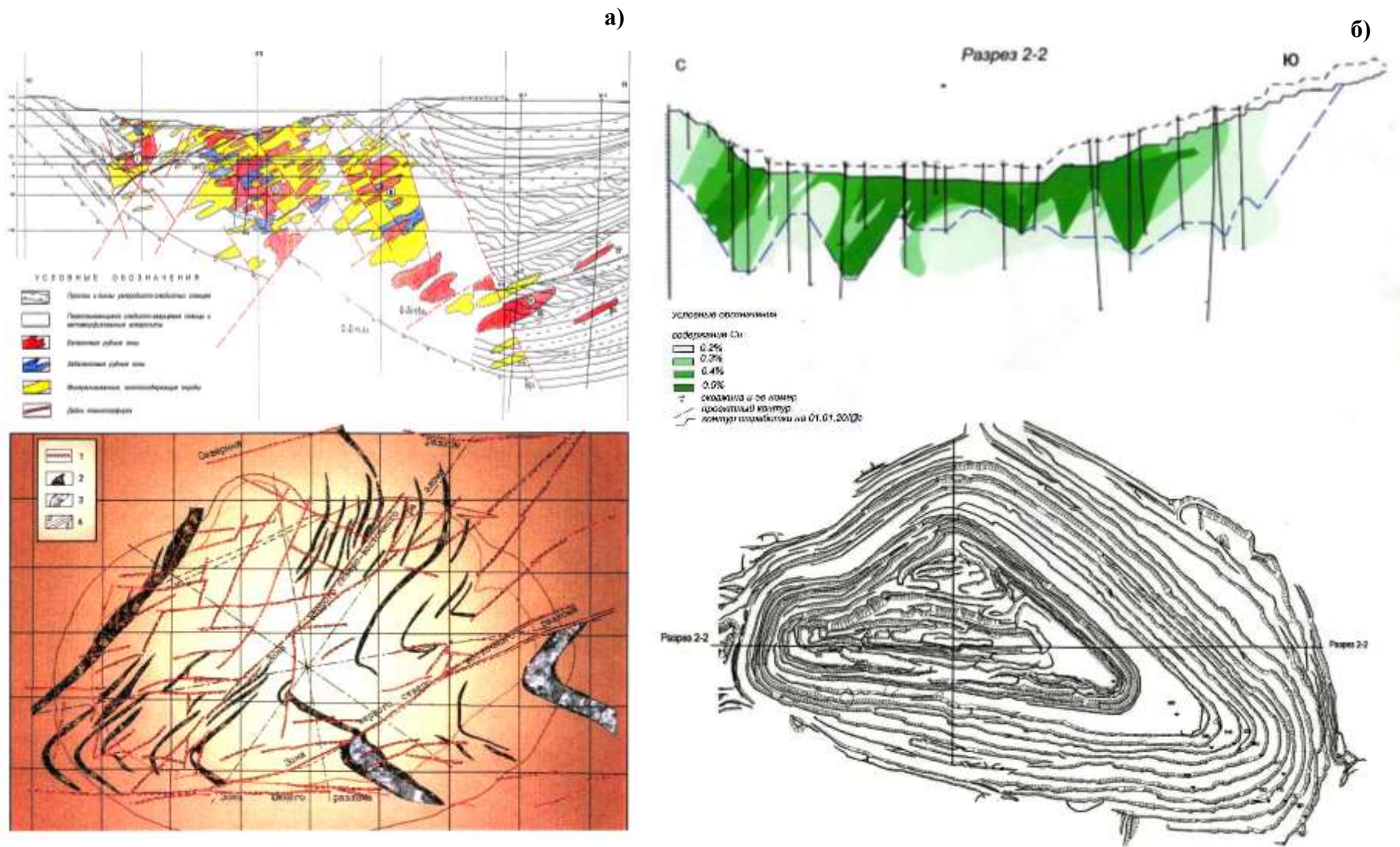


Рис. 1.1. Горно-геологическая характеристика глубоких карьеров: геологический разрез и морфология месторождения Мурунтау (а) и геологический разрез и план карьера Кальмакыр (б)

Таблица 1.4

**Классификация пород по взрываемости и буримости,
рациональные режимные параметры бурения и типы бурового инструмента для каждого типа пород**

Литологические различия пород	Коэффициент крепости	Группы пород по взрываемости	Группы пород по буримости	Категории пород по шкале ЦБНТ	Контактная прочность, МПа	Осевое усилие, кН	Частота вращения, мин ⁻¹	Скорость бурения, м/час	Тип долота
Породы зон разлома; сланцы углисто-сланцевые; сланцы кварц-сланцевые, окисленные; сланцы кварц-сланцевые, с прослойками углистых сланцев; сланцы кварц-сланцевые, метасоматически измененные; сланцы кварц-сланцевые	6-8	Легковзрываемые породы	Легкобуримые породы	VIII-X	650 - 800	150-220	130-100	32 - 40	ТКЗ
Алевролиты; дайки среднего и кислого состава; сланцы кварц-сланцевые, интенсивно метасоматически измененные; сланцы кварц-сланцевые, метасоматически измененные до кварцитов; жилы монолитно-стержневые кварцевые	8-10	Средневзрываемые породы	Среднебуримые породы	XI-XII	800 -1500	210-230	130-100	25-32	ТКЗ, К
Метасоматиты кварцево-полевошпатовые, окварцованные; Брекчии замещения, сульфидизированные; кварциты; метасоматиты кварцевые; роговики; алевролиты окварцованные; переслаивание алевролитов и сланцев	10 и более	Трудновзрываемые породы	Труднобуримые породы	XII - XIV	1500 - 2000	230 - 270	120-90	18-25	К, ОК

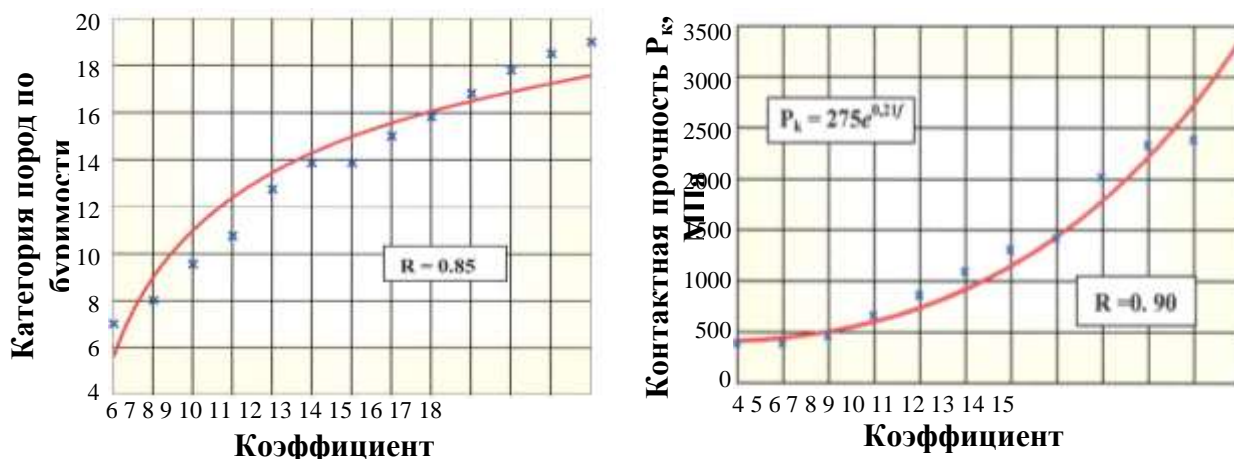


Рис. 1.2. Корреляционные взаимосвязи между показателями прочностных свойств и буримостью горных пород

Взрывание на карьере многорядное, короткозамедленное с применением неэлектрических систем инициирования (НСИ) «СИНВ», ведется один раз в неделю. Взрывается одновременно до 8 блоков, в среднем 100 т ВВ. В качестве ВВ и промежуточных детонаторов применяются соответственно эмульсионные взрывчатые составы (ЭВВ) и патронированные ЭВВ собственного производства. Плотность заряжения ЭВВ зависит от типа применяемого ВВ и колеблется в пределах $1,15 \div 1,26 \text{ г/м}^3$, вместимость скважины составляет 60-65 кг/п.м. Передача инициирующего импульса происходит по ударно-волновой трубке, вмонтированной в детонатор неэлектрической системы. Детонаторы с коротким периодом замедления имеют 20 ступеней замедления с интервалом в 25 мсек (от 25 мсек до 500 мсек). Применяются схемы монтажа взрывной сети: квадратная (возможно с началом в центре) и диагонально – обратная. При составлении схемы монтажа взрывной сети на конкретный блок для получения требуемого направления прохождения инициирующего импульса и очередности взрывания скважинных зарядов применяются комбинации схем монтажа. Основной конструкцией заряда является сплошной колонковый заряд, в отдельных случаях для более равномерного распределения ВВ по длине скважины применяется рассредоточение заряда воздушными промежутками

или инертным материалом. В качестве забойки применяется буровая мелочь. Взрывание производится на подпорную стенку.

Бурение взрывных скважин на карьере Кальмакыр производится станками шарошечного бурения СБШ-250МН-32 с диаметром бурения 244,5 мм, а при бурении отрезной щели при выходе на проектный контур станками пневмоударного бурения СБУ-100Г диаметром 105 мм, глубина бурения до 32 м. Взрывные работы ведутся один раз в неделю, на нижних горизонтах два раза в связи с интенсивной обводненностью скважин. Во взрывной день взрывается 8÷10 блоков с общим числом скважин от 150 до 220. Объем взорванной горной массы составляет 300÷350 тыс. м³. Размер негабарита в ребре 1,5 м для породы, обусловлен емкостью ковша экскаватора, и 1,0 м для руды, обусловлен приемным отверстием дробильной установки на фабрике. Применяются водоземulsionные взрывчатые вещества (ВВВ) собственного производства. Плотность заряжения ВВВ зависит от обводненности скважин и колеблется в пределах 1,16÷1,33 г/м³, вместимость – 67÷78 кг/п.м. Принят метод вертикальных скважинных зарядов рыхления при многорядном их размещении и короткозамедленном взрывании. Взрывание скважинных зарядов на уступах осуществляется при наличии обнаженных поверхностей и числе рядов скважин на блоке до 5, а в траншейных условиях – при одной обнаженной поверхности. Взрывания скважинных зарядов – с помощью внутрискважинного КД и боевиков, инициирование которых производится НСИ «Нонель» и комбинированное с применением ДШ. Рациональная область применения конкретной схемы определяется числом рядов скважинных зарядов, высотой уступа, в качестве основной схемы предусматривается порядная схема. Величина интервала времени замедления составляет 25 мс при использовании ЭДКЗ и 67, 109, 176 мсек при использовании НСИ «Нонель». Средняя обводненность горных пород по карьеру составляет 66%, а на горизонтах ниже отметки +700м – до 100%. В верхней части на высоту 1/3 скважины размещается забойка

инертным материалом. В обводненных скважинах в качестве забойки используется вода.

На карьерах Мурунтау и Кальмакыр для повышения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров при их выходе на проектный контур применяется предварительное щелеобразование. При этом на карьере Мурунтау производится взрывание приконтурной зоны шириной не менее 50 м от капитального борта, первоначально взрываются наклонные скважины экранирующей щели как отдельно от скважин основного блока, так и вместе с основным блоком, интервал замедления между взрывами наклонных скважин экранирующей щели и скважин основного блока не менее 75÷100 мс. Суммарный вес взрываемых зарядов ВВ на одно замедление при взрыве скважин основного блока не превышает 2500 кг. Наклонные скважины экранирующей щели обуриваются строчкой через 2,0÷3,0 м диаметром 150÷250 мм. С целью исключения разрушения горной массы на глубоких горизонтах от взрыва зарядов в перебуре взрывных скважин в районе предохранительной бермы с 2006 г. бурение ведется с надбермового горизонта без перебура на удалении от конечного контура уступа кратном расстоянию между рядами скважин в сетке, но не менее ширины предохранительной бермы (рис. 1.3). При этом в связи с увеличенной объемной концентрацией энергии ЭВВ в нижней части скважины проработка подошвы достаточна для выдерживания экскаваторами проектной отметки. Кроме того, исключение перебура положительно сказывается на расположении заряда в массиве, т.к. колонка заряда поднимается без увеличения удельного расхода ВВ (на 1,5÷2 м в зависимости от сетки скважин). На карьере Кальмакыр при предварительном щелеобразовании взрывание контурных зарядов производится с опережением во времени в 100 мсек по отношению к взрыву зарядов рыхления, угол наклона скважин контурного ряда – 55°. Бурение скважин осуществляется без перебура. В качестве ВВ применяется патронированное ВВ диаметром 32 мм, массой

0,25 кг. Масса ВВ в одном метре скважины принимается в зависимости от крепости и состояния массива пород, а также с учетом опыта работ в данных условиях до 0,9 кг. Расстояние между скважинами в ряду 0,9 м. Технико-экономические показатели (ТЭП) БВР на карьерах Мурунтау и Кальмакыр представлены в табл. 1.5.

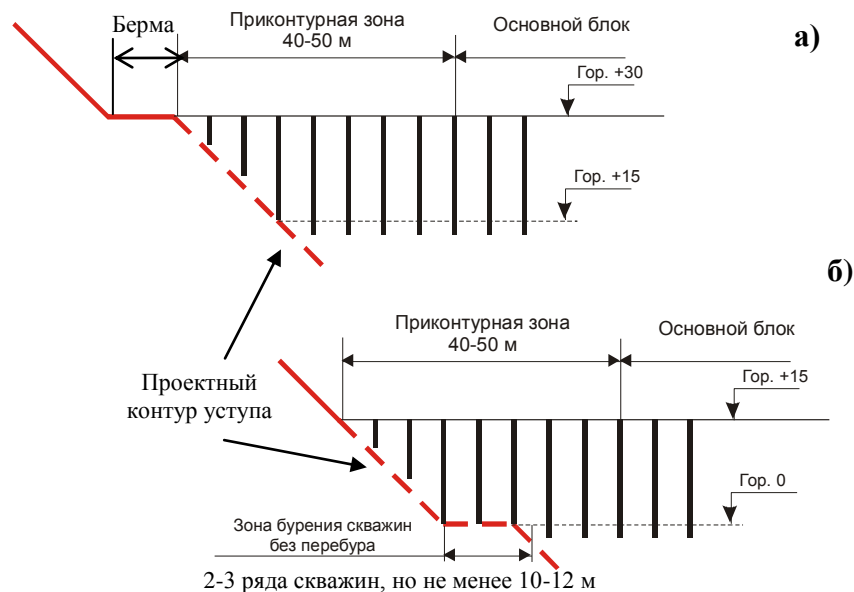


Рис. 1.3. Параметры БВР в приконтурной зоне на бермовом (а) и надбермовом (б) горизонтах карьера Мурунтау

Анализ ТЭП показывает, что на верхних горизонтах карьера Мурунтау располагаются породы с крепостью $f=7\div 14$, на нижних – $f=14\div 15$, на верхних горизонтах карьера Кальмакыр - $f=6\div 14$, на нижних – $f=14\div 16$, т.е. с увеличением глубины отработки увеличивается крепость горных пород. С ростом глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр уменьшились объемы взрывааемых блоков соответственно до $80\div 100 \text{ м}^3$ и $30\div 50 \text{ м}^3$, сеть бурения с $6,5\times 6,5 \text{ м}$, $7\times 7 \text{ м}$ до $6\times 6 \text{ м}$, $6,5\times 6,5 \text{ м}$ и с $7\times 7 \text{ м}$, $8\times 9 \text{ м}$ до $6\times 6 \text{ м}$, $7\times 7 \text{ м}$, $7\times 8 \text{ м}$ и выход горной массы с 1 п.м в 1,6 и в 1,3 раза, вырос удельный расход ВВ в 2,4 и в 1,9 раз [14]. Доля БВР в себестоимости добычи горной массы увеличилась на 84% по карьеру Мурунтау и на 79% по карьеру Кальмакыр. Удельный расход ВВ, при общей тенденции роста по годам, в 2010 г. на карьере Мурунтау снизился. Это объясняется преобладающим ведением

горных работ на верхних горизонтах объединенного карьера Мурунтау и Мютенбай с меньшей крепостью пород, что также способствовало снижению себестоимости БВР.

Таблица 1.5

Технико-экономические показатели БВР

Годы	Крепость пород	Удельный расход, кг/м ³	Сеть бурения, м х м	Производительность станков, п.м/год	Пробурено скважин, п.м	Взорвано горной массы, тыс. м ³	Выход горной массы, м ³ /п.м	Себестоимость БВР, сум/м ³
Карьер Мурунтау								
2005	10-13	1,02	6,5x6,5; 7x7	785250	792030	27721	35,0	277,7
2006	10-14	1,03	6,5x6,5; 7x7	805700	808530	27732	34,3	329,9
2007	10-14	1,04	6x6; 7x7	810590	788330	26961	34,2	422,3
2008	11-14	1,07	6x6; 6,5x6,5	812010	778200	26536	34,1	502,8
2009	11-15	1,09	6x6; 6,5x6,5	790290	747050	25399	34,0	510,2
2010	10-14	1,00	6x6; 6,5x6,5	852634	804823	26959	33,5	481,2
Карьер Кальмакыр								
2005	13-14	0.655	7x7; 8x9	19759	286439	16712	58,3	357
2006	13-15	0.621	7x7; 8x9	18837	321279	18298,5	57,0	401
2007	14-15	0.670	7x7; 7x8	19784	320501	15845	49,4	544
2008	14-16	0.690	7x7; 7x8	20519	311480	15997,5	51,4	635
2009	14-16	0.674	6x6; 7x7; 7x8	21632	356695	16535	46,3	638
2010	14-16	0,708	6x6; 7x7; 7x8	23618	361191	18506	51,2	581

На карьере Кальмакыр себестоимость БВР в 2010 г., при общем росте по годам и сохранении тенденции изменения остальных показателей БВР, снизилась по сравнению с 2009 г. на 6,0% за счет повышенной ходимости буровых штанг (в 2009 г. – 13107 м, в 2010 г. – 14621 м). Удельный вес буровзрывной подготовки горного массива к экскавации в общем технологическом комплексе горного производства составляет на карьерах Мурунтау 20% и Кальмакыр - 6%. При этом повышенные затраты на БВР по карьере Мурунтау объясняются оптимизацией параметров взрывного дробления в системе «карьер – завод» и абразивностью горных пород, из-за которой ходимость шарошечных долот на карьере Мурунтау составляет 400÷550 м, в то время как на карьере Кальмакыр 700÷1025 м. Производительность буровых станков СБШ-250МН-32 за счет проведенной

модернизации выросла на 3,5% по карьере Мурунтау и до 10,0% по карьере Кальмакыр: усовершенствована головка бурового снаряда с установкой нового редуктора вращателя; заменены контакторы включения электродвигателя компрессора и пускателей управления электродвигателей хода бурового станка на бесконтактные тиристорные схемы управления; исключены из схемы электрооборудования электроцепи подогрева масла, не используемые в климатических условиях карьеров; изменена конструкция обдува электродвигателя – вращателя; установлена новая маслостанция с увеличенной производительностью насосов, повышающая скорость вспомогательных операций и тем самым - скорость бурения. Мачта увеличена на 4,5 м дополнительной надставкой с размещением в ней штанг длиной 12 м, позволяющих обуривать 10-метровые уступы без наращивания бурового става, а 15-метровые - с одним наращиванием вместо двух и более в серийном станке, что позволяет увеличить производительность бурения до 20%. Применение наддолотных амортизаторов позволило повысить стабильность процесса бурения и снизить уровень вибрации. Взаимосвязь глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр с удельным расходом ВВ, выходом горной массы с 1 п.м. и объема взрывааемых блоков представлена на рис. 1.4.

На карьере Кальмакыр на верхних уступах фронт работ составляет от 300-400 м до 900-1200 м, на нижних уступах - 200-400 м, ширина рабочих площадок - от 20 до 100 м. Так, на гор +760 м фронт работ составляет 1200 м, ширина рабочих площадок 30÷100 м, на гор +580 м соответственно 900 м и 25 м. На карьере Мурунтау фронт работ снизился до 300-400 м, а ширина рабочих площадок до 50-150 м. К примеру, на гор +390 м фронт работ составляет 1250 м, ширина рабочей площадки 70÷80 м, на гор +45 м соответственно 400 м и 50 м.

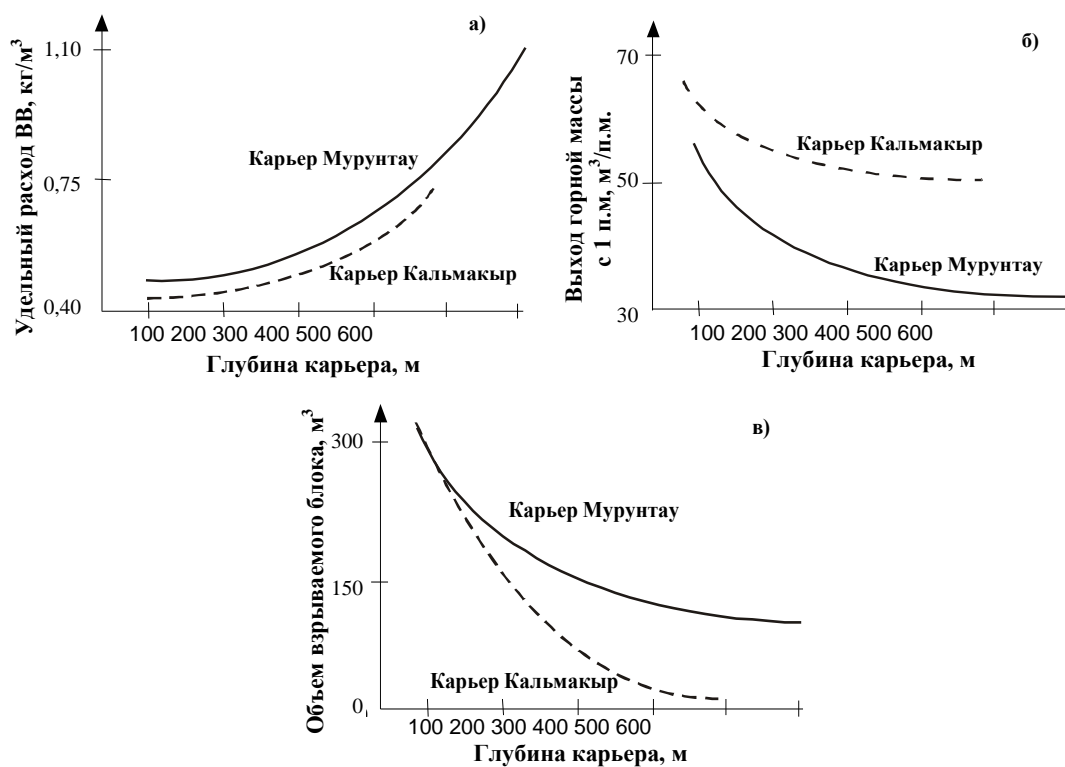


Рис. 1.4. Зависимости изменения удельного расхода ВВ (а), выхода горной массы с 1 п.м. (б) и объема взрываемых блоков (в) от глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр

С целью компенсации уменьшения рабочих площадей на нижних горизонтах карьеров Мурунтау и Кальмакыр идет постепенное увеличение высоты взрываемого уступа [15]. Так взорванный объем горной массы по высоте уступов за время отработки составил по карьере Мурунтау: 10 - метровыми уступами 38%, 15 - метровыми уступами 58% и 20, 30 - метровыми уступами 4% или соответственно 1 млн. 106 тыс. м³ и 2 млн. 167 тыс. м³; по карьере Кальмакыр: 10 - метровыми уступами 20%, 15 - метровыми уступами 50% и 22,5 - метровыми уступами 30%. Взорванные 30 и 20 - метровые уступы обрабатываются подуступами безопасной высоты.

На промплощадках карьеров Мурунтау и Кальмакыр построены заводы по производству соответственно ЭВВ и ВВВ, т.е. изготовление ВВ приближено к месту производства взрывных работ [16]. На карьере Мурунтау применяется ЭВВ типа Нобелан 2060 - 2090 (механическая смесь ANFO и эмульсионной матрицы от 60%/40%, до 90%/10%) для ведения взрывных работ по сухим скважинам и ЭВВ типа Нобелит 2000 - 2050 (механическая смесь ANFO и

эмульсионной матрицы от 00%/100%, до 50%/50%, сенсibilизированной газогенерирующими добавками) для ведения взрывных работ по сухим и обводненным скважинам. Загрузка компонентов и приготовление смесового ЭВВ необходимой рецептуры с последующей зарядкой скважин выполняется смесительно-зарядными машинами (СЗМ). На заводе ведется производство патронированных ЭВВ Нобелит-216Z с диаметром патронов 36-90 мм. На карьере Кальмакыр применяются ВВВ: Эмульгит-30 и Эмульгит-50 для взрывания сухих скважин, Эмульгит-60 для взрывания обводненных скважин. Состав ВВВ – аммиачная селитра 90%, дизельное топливо, олеиновая кислота, аммиак водный, стеклянные микросферы. Для боевиков применяется Эмульгит -100 ГЛ. Зарядка скважин осуществляется специальными зарядными машинами.

В карьере Мурунтау для транспортирования породы и руды на карьере используется ЦПТ с автомобильно-конвейерным транспортом и наклонными конвейерами ($\alpha=15^0$) нормального исполнения с двумя стационарными дробильно-перегрузочными установками (ДПУ), обеспечивая эффективную работу карьера до глубины 350÷400 м. Два ДПУ и модульный крутонаклонный перегружатель с дробилкой в настоящее время выведены из эксплуатации и снесены взрыванием, остальные будут демонтированы при дальнейшем разnose борта карьера. С 2011 г. введен в эксплуатацию КНК-270 с высотой подъема руды или породы 270 м, производительностью 16,0 млн. т/год и углом наклона крутонаклонной части 37°. На борту карьера поточную линию дополняет конвейерно - железнодорожный перегрузочный пункт. Временные догрузочно-накопительные склады, совмещаемые с выемочными блоками и скользящими наклонными съездами, значительно приближают перегрузочные пункты КНК-270 к рабочей зоне карьера и перемещаются вслед за развитием горных работ. Такие меры позволяют рассчитывать на использование поточного звена до глубины 800÷850 м. На нижних уступах карьера Кальмакыр гор +420÷565 горная масса отгружается экскаваторами

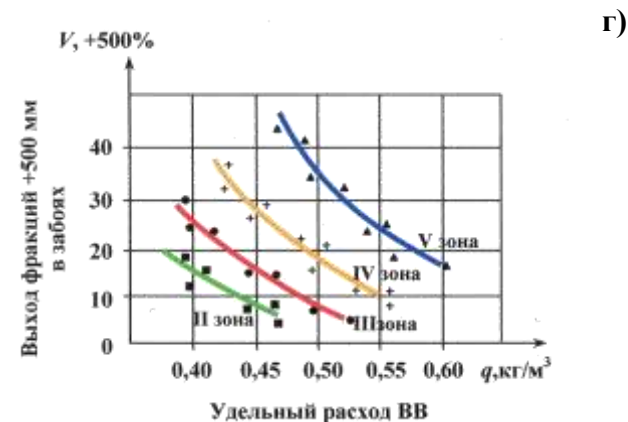
на автомобильный транспорт с последующей доставкой ее на перегрузочные пункты и отгрузкой экскаваторами на железнодорожный транспорт. В средней части карьера на гор +565÷760 экскаваторы ведут отгрузку горной массы непосредственно на железнодорожный транспорт. Дальнейшая отработка нижних горизонтов карьера Кальмакыр связана с намечаемой в будущем внедрением ЦПТ.

Введение в связи с расширением области применения поточных и циклично-поточных технологий в рабочую зону глубоких карьеров стационарных и мобильных сооружений, перегрузочных пунктов, их демонтаж при переносе или ликвидации с применением взрывных работ обуславливает необходимость разработки дополнительных технических решений по сейсмобезопасной технологии взрывания в приконтурных зонах карьеров. Предъявляются повышенные требования к качеству дробления горной массы, её гранулометрическому составу и форме; разработке эффективных способов взрывания, позволяющих улучшить качество дробления рудной массы и повышающих полноту извлечения полезного ископаемого [17-19]. Общая схема оптимизации параметров и показателей БВР в технологических потоках глубоких карьеров, базирующаяся на районировании пород карьера по буримости, взрываемости горной массы с учетом её предназначения: складирование в отвал и рудоподготовки представлена на рис. 1.5. Оптимизация параметров БВР технологического потока непосредственно в породной и рудной зонах представлена на рис. 1.6 и 1.7.

В настоящее время в связи с углубкой карьера Мурунтау часть горных выработок шахты Мурунтау, расположенной под карьером, отработаны открытым способом, при этом между действующими горными выработками шахты и дном карьера постоянно оставляется предохранительный целик. Часть запасов месторождения Мурунтау не попадает в проектные контуры карьера и остается за его пределами вблизи бортов и под дном карьера.

Процессы горного производства, %	Выход фракций, % мм								
	0-25	25-50	50-75	75-100	100-200	200-300	300-400	400-500	500
После БВР	5	6	8	9	12	14,9	14,9	8	23,2
После экскавации	10,6	10,8	12,8	12,8	12,5	12,0	10,0	9,0	9,5
После транспортирования	11,6	11,7	13,7	13,7	12,2	10,6	8,7	8,8	9,0
После грохочения +200 мм	19,5	16,5	18,0	17,0	11,0	7,0	4,5	4,0	2,5

а)



г)

Показатели	Значение				
Коэффициент крепости пород, f	до 8	8-10	10-12	12-14	
Категория пород по классификации МВК	I	II	III	IV	
Коэффициент местных геологических условий	1,0	1,05	1,05	1,0-0,95	
Значения предельных ЛСПП, W_n (для $d_s=250$ мм)	8,9-8,3	8,3-8,2	8,2-8,0	8,0-7,0	

б)



37

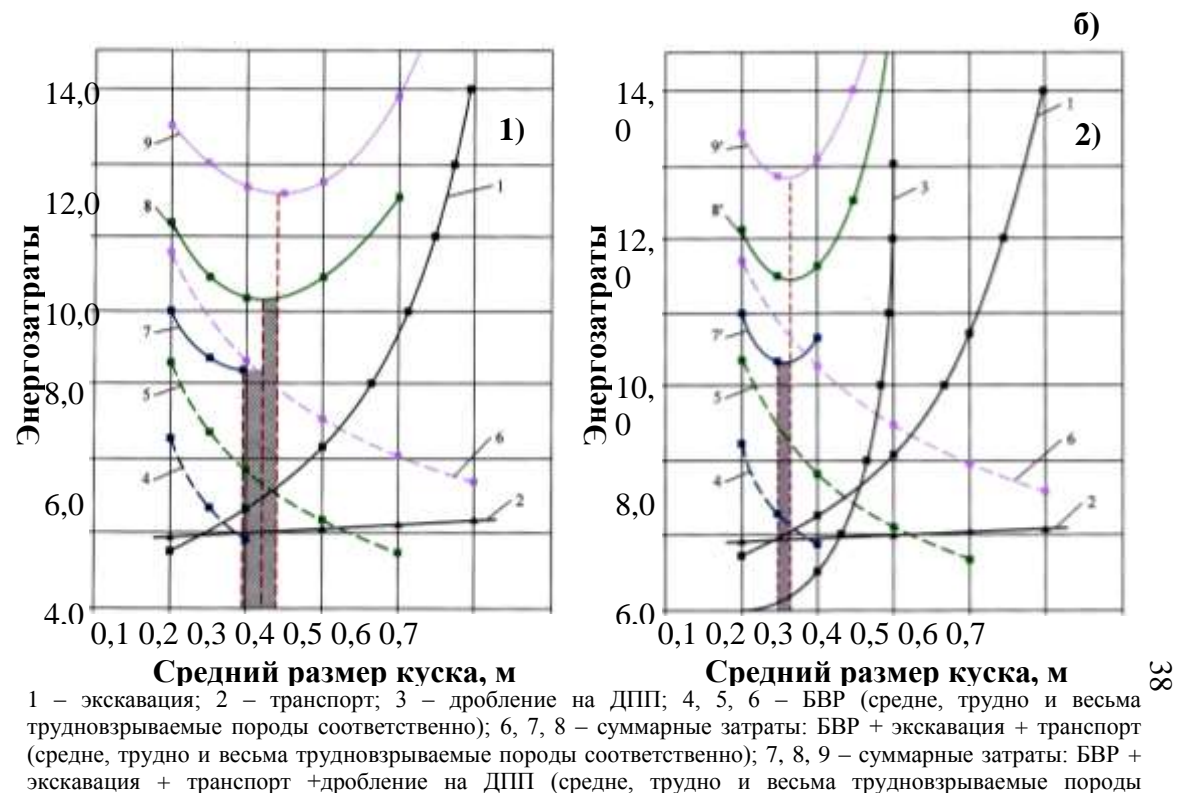
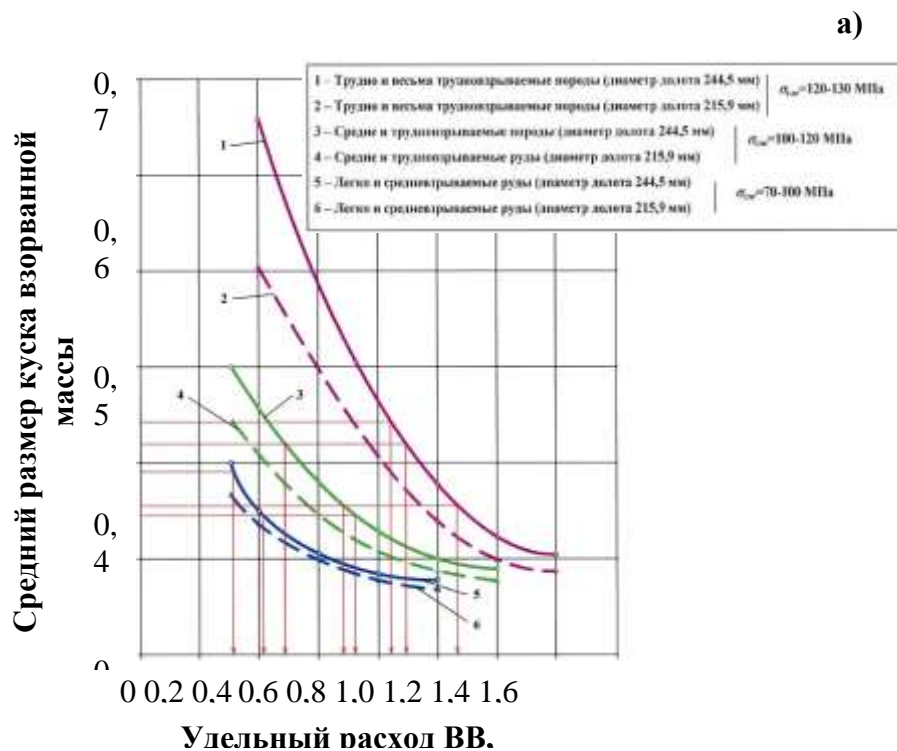
№ зоны	Выход фракции +500 мм в забое, %	Объем отгрохоченной горной массы, тыс. м³	Выход надгрохотного продукта +500 мм, %
II	3-6	134	0,2-0,3
III	6-12	38	0,6-0,8
IV	12-20	37	1,2-1,6
V	20-40	44	6,0-8,0

в)



Минимизация суммарных энергозатрат является одним из критериев оптимизации параметров БВР: $F_{\text{общ}} = F_{\text{б}} + F_{\text{в}} + F_{\text{вп}} + F_{\text{др}} + F_{\text{изм}} \rightarrow \min$, где $F_{\text{б}}$, $F_{\text{в}}$, $F_{\text{вп}}$, $F_{\text{др}}$, $F_{\text{изм}}$ – соответственно энергозатраты на бурение, взрывание, выемочно-погрузочные работы и измельчение при i -ом размере среднего куска

Рис. 1.5. Общая схема оптимизации параметров и показателей БВР в технологических потоках глубоких карьеров: изменение грансостава взорванной горной массы в технологических процессах (а), предельные значения ЛСПП для пород карьера Мурунтау (б), показатели грохочения горной массы из различных зон карьера (в), изменение выхода фракций +500 мм в зависимости от удельного расхода ВВ (г), схема оптимизации энергозатрат в технологическом потоке (д)



Значения параметров

Параметры	Циклическая технология			Циклично-поточная технология		
	70-100	100-120	120-130	70-100	100-120	120-130
Предел прочности пород на сжатие, МПа	70-100	100-120	120-130	70-100	100-120	120-130
Высота уступа, м	15	15	15	15	15	15
Диаметр заряда, м	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
Оптимальный средний кусок взорванной породы, м	0,29	0,32	0,34	0,24	0,25	0,25
Удельный расход ВВ, кг/м³	0,31-0,49	0,49-0,82	0,82-0,91	0,4-0,7	0,7-0,95	0,90-1,03
Сетка скважин, м ^х м	8,5x8,5	7x7	6x6	7x7	6x6	5,5x5,5

Рис. 1.6. Оптимизация параметров БВР технологического потока в породной зоне: зависимость среднего диаметра взорванного куска от удельного расхода ВВ (а), изменение и оптимизация энергозатрат в совокупности процессов технологического потока в зависимости от качества взрывного дробления (б), параметры БВР в технологических потоках породной зоны в системе «карьер-отвал» (в); циклическая технология (1); циклично-поточная технология (2)

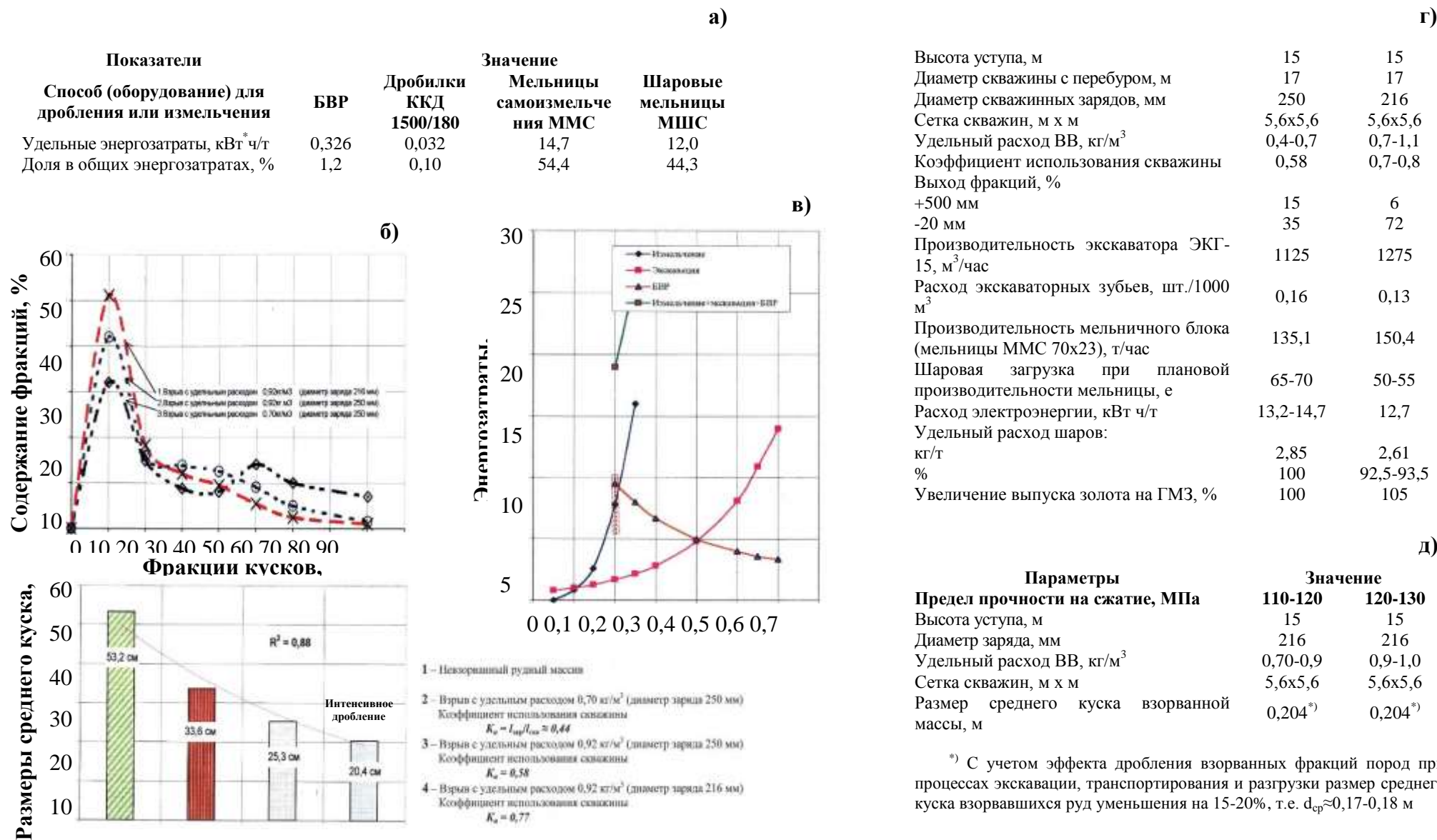


Рис. 1.7. Оптимизация параметров БВР технологического потока рудной зоны: оценка энергозатрат в едином процессе рудоподготовки (а), granulометрический состав руды при различных условиях взрывания (б), изменение энергозатрат в производственных процессах от качества взрывного дробления (в), результаты внедрения интенсивного дробления руды (г), рациональные параметры взрывного дробления в системе «карьер – ГМЗ» (д)

Опыт извлечения запасов руд за контурами карьеров указывает на перспективность их доработки открыто-подземным способом разработки, когда из выработанного пространства карьера проходятся вскрывающие выработки: штольни (рис. 1.8), наклонные стволы и т.д. Перспективная отработка законтурных запасов открыто-подземным и дальнейшая доработка запасов подземным способами, в свою очередь, ужесточают требования к технологиям взрывных работ как в карьере, так и в подземных условиях.



Рис. 1.8. Вскрытие законтурных запасов при открыто-подземном способе их отработке

Производство взрывных работ в стесненных условиях глубоких карьеров, когда взрывается несколько блоков и затруднен отвод оборудования, а также рационализация ассортимента взрывчатых материалов (ВМ) на заводах, приближенных к месту производства горных работ с использованием зарядных машин требует необходимости разработки и применения упреждающих технологических, технических и организационных мероприятий, позволяющих снизить вероятность возникновения аварийных ситуаций, повысить безопасность применения ВВ с регулируемой энергией.

В целом, на основании выполненного анализа представлена характеристика глубокого карьера как объекта воздействия БВР (рис. 1.9).

При этом отмечаются следующие основные тенденции развития буровзрывных работ в глубоких карьерах Узбекистана:

- усложнение горно-геологических и горно-технических условий разработки месторождений, растет влияние глубины карьеров на сопротивляемость руд взрывному разрушению, повышается обводненность и трещиноватость горных пород, что приводит к увеличению затрат на БВР;

- применение комбинированных видов транспорта автомобильно-конвейерно-железнодорожного с вводом на глубокие горизонты инженерных сооружений (дробилок, перегрузочных пунктов и т.п.), сокращающих материальные, энергетические и финансовые затраты на перемещение горной массы, что повышает требования к качеству дробления горной массы, ее гранулометрическому составу и форме развала, к сейсмическому воздействию взрывных работ на горные массивы и инженерные сооружения;

- совместная открыто-подземная отработка руд, залегающая за проектными контурами карьеров вблизи бортов и под дном, что снижает затраты на добычу полезных ископаемых;

- изготовление ВВ на местах производства работ, что сокращает затраты на транспортирование, подготовку и проведение массовых взрывов с практически полной механизацией изготовления, транспортировки и заряжания ВВ.

1.3. Обзор литературных данных по применению различных типов промышленных взрывчатых веществ на производства

Начало внедрения нового класса аммиачно-селитренных водосодержащих ВВ было положено в США в середине 50-х годов. Важным этапом совершенствования ассортимента водосодержащих ВВ является выпуск в США с середины 60-х годов эмульсионных бестротилового составов, в которых раствор селитр (смеси аммиачной, натриевой или кальциевой) с добавками 6% жидкого горючего и 2% эмульгатора (поверхностно активного вещества (ПАВ), необходимого для формирования и стабилизации матрицы типа «вода в масле») превращается в аппаратах

эмульгирования в водоустойчивую обратную эмульсию (частицы раствора микронного диаметра окружены маслом). Чтобы приготовить эмульсию с приемлемой кинетической стабильностью, необходимо присутствие третьего компонента – эмульгатора. К эмульгаторам, способным образовывать прочные защитные пленки, относятся высокомолекулярные соединения, например, сапонин, белки (желатин, казеин), каучук, смолы, соли жирных кислот (мыла) и др. Указанные вещества, обладая некоторой поверхностной активностью, адсорбируются на поверхности капель эмульсии и образуют структурированную оболочку, которая является вязкой, прочной и упругой. Принципиально рецептуры всех ЭВВ (как смесевых, так и чисто эмульсионных), применяемых в различных странах для заряжания скважинных зарядов на открытых горных работах одинаковы и отличаются только типом используемого эмульгатора, качеством применяемых селитр и способом сенсibilизации эмульсионной матрицы: путем газогенерации (химический способ) или введением микросфер (физический способ). В зависимости от состава ЭВВ можно разделить на две основные группы: сенсibilизированную эмульсию и смеси сенсibilизированной (или несенсibilизированной) эмульсии с аммиачной селитрой или АС+ДТ (аммиачная селитра, омасленная дизельным топливом), которые в разных странах имеют различные торговые названия, но принципиально могут быть объединены в тип «Эмуланов», «Гранэмитов», «Нобеланов» и др. Современные эмульсионные взрывчатые вещества (ЭВВ), относящиеся к классу простейших, для изготовления и применения требуют сложную и дорогостоящую технологию, которая под силу только крупным горным предприятиям. В связи с этим ассортимент разрабатываемых и применяемых в горном деле взрывчатых веществ продолжает оставаться разнообразным [20-25]. Можно выделить следующие их группы: тротилсодержащие неводостойкие (аммониты, комбизар и др.); водосодержащие с тротилом (акватолы, ифзаниты, карбатолы и др.); гранулированные тротилсодержащие

водостойкие (гранулотол, граммониты, тротил У); гранулированные бестротиловые (игданиты, углениты, гранулиты и др.); эмульсионные (порэмиты, сибириты, тован и др.); предохранительные (углениты, аммониты); конверсионные (границпоры, бризантные ВВ). В последнее десятилетие предложено около 20 рецептур ЭВВ, обладающих различными параметрами; по 6-8 рецептур акватолов, гранулотолов, угленитов и т. д., выпуск которых производится как в заводских условиях, так и на местах ведения взрывных работ. Намечился рост потребления ВВ за счет ЭВВ, в том числе с добавлением в водоустойчивые эмульсионные составы до 40-50% игданита для повышения эффективности действия ЭВВ при сохранении их водоустойчивости. В настоящее время имеется тенденция подготовки и производства взрывчатых составов на прикарьерных комплексах. Основополагающим фактором является обращение на комплексах только невзрывчатых материалов и компонентов ВВ, которые после приготовления для исключения взаимного контакта загружаются в отдельные емкости смесительно-зарядных машин (СЗМ). Непосредственно промышленное ВВ образуется вне территории комплекса на взрывном блоке во время разгрузки СЗМ в процессе заполнения скважины путем смешения компонентов в соответствующих пропорциях. Составы и энергетические параметры применяемых ЭВВ представлены в табл. 1.6.

Таблица 1.6

Составы и энергетические параметры ЭВВ

Показатели	Эмульсионные взрывчатые составы				
	Нобелит 2000	Нобелит 2030	Нобелан 2060	Нобелан 2070	Нобелан 2090
1. Состав ЭВВ:					
АС+ДТ, %	-	30	60	70	90
эмульсия, %	100	70	40	30	10
2. Теплота взрыва					
кДж/кг	2600	2900	2807	2817	2914
ккал/кг	621	693	671	673	698
3. Объем газообразных продуктов взрыва, л	900	901	905	910	932

4. Кислородный баланс, %	-1,05	-1,1	-1,2	-1,3	-1,0
5. Плотность заряжания, г/см ³	1,35	1,25	1,20	1,20	1,15
6. Объемная концентрация энергии взрыва, кДж/см ³	3,38	3,92	3,71	3,66	3,50
7. Скорость детонации, км/с	4,0-5,0	3,5-4,5	3,5-4,1	3,5-4,0	3,2-3,6
8. Критический диаметр открытого заряда, мм	50	50	60	60	60
9. Чувствительность к первичным средствам инициирования: детонатор ЭД-8 или КД-8	нет	нет	нет	нет	нет
10. Вес боевика (патронированный «Нобелит 216Z»), г	3000	3000	3000	3000	3000
11. Область применения	Скважины любой степени обводненности		Слабо обводненные скважины	Сухие скважины	

Структурная схема промышленного изготовления ЭВВ на стационарном модульном комплексе включает выполнение следующих технологических стадий: подготовка сырья; подготовка раствора окислителей (селитр) и масляной фазы (смеси минерального масла, парафина и эмульгатора); эмульгирование (получение матрицы) – образование эмульсии при смешивании окислительного и масляного растворов в специальном динамическом миксере; смешивание аммиачной селитры (АС) с дизельным топливом (ДТ), в случае приготовления взрывчатых смесей типа «Нобелан»; приемке матричной эмульсии в бункер СЗМ; заряжание ЭВВ в скважины СЗМ: сенсibiliзации эмульсий – добавление газогенерирующих добавок (ГГД).

В производстве ЭВС по технологии компании «ORICA» используются компоненты, формирующие эмульсионную матрицу (эмульсию) и затем смеси ЭВВ (табл. 1.7), функциональное назначение которых заключается в следующем. Горячий раствор аммиачной селитры совместно с натриевой селитрой образуют раствор окислителя. Добавка натриевой селитры снижает точку кристаллизации селитры, что требует меньших затрат тепла для

поддержания раствора окислителя в рабочем состоянии. Кроме того, натриевая селитра улучшает реакцию взрывчатого разложения. Минеральное масло в смеси с эмульгатором, в качестве которого используется ПАВ, образуют масляный раствор. Раствор окислителя в смеси с масляным раствором образуют эмульсионную матрицу (обратную эмульсию).

Таблица 1.7

Компоненты для производства эмульсионных ЭВВ

Компоненты	Химическая формула	Доля в составе эмульсии, %	Вид продажи	Используется
1. Горячий раствор (82 %) аммиачной селитры	NH_4NO_3	87,8	жидкий	В окислительном растворе
2. Натриевая селитра	NaNO_3	4,0	твердый	
3. Уксусная кислота (60 %)	$\text{C}_2\text{H}_4\text{O}_3$	0,4	жидкий	
4. Тиомочевина	$(\text{H}_2\text{N})_2\text{CS}$	0,25	твердый	
5. Едкий натр	NaOH	0,15	твердый	
6. Масло минеральное	Mineral Oil	5,9	жидкий	В масляном растворе
7. Эмульгатор DN серии 2000	ПАВ	1,2	жидкий	
8. Нитрит натрия	NaNO_2	0,3	твердый	В ГГД
9. Аммиачная селитра гранулированная	NH_4NO_3	94% в составе смеси АС+ДТ	твердый	Для формирования смеси АС+ДТ
10. Дизельное топливо	-	6% в составе смеси АС+ДТ	жидкий	

Обратную эмульсию получают в аппарате-миксере, куда подается горячий раствор окислителя и масляный раствор. Уксусная кислота в количестве 4-5% и едкий натр подаются в раствор окислителя для поддержания рН на уровне, оптимальном для процесса газификации эмульсии. Тиомочевина добавляется в водный раствор ГГД в качестве катализатора реакции газификации эмульсии. В периодическом (порционном) процессе в смесительной ёмкости изготавливается окислительный раствор на базе солей нитратов. В таком же периодическом (порционном) процессе в смесительной ёмкости изготавливается масляный раствор на базе минерального масла и эмульгатора. Оба раствора с регулированием соотношения компонентов смеси перемешиваются в смесителе (миксере) и одновременно эмульгируются. Образуется эмульсия, в которой масло представляет собой непрерывную фазу. Эта эмульсия

называется эмульсионной матрицей. Для промежуточного хранения матрицу перекачивают в сборник матрицы. Из этой емкости матрица загружается в СЗМ и перевозится на взрывной блок. Приготовление смесового ЭВВ необходимой рецептуры с последующей зарядкой скважин выполняется СЗМ, в которых происходит смешивание ANFO с эмульсией в любом соотношении. При зарядке сухих скважин ЭВВ подается в скважину СЗМ типа Heavy ANFO (DN Nobelan) с помощью шнека, при зарядке обводненных скважин – СЗМ типа DN RP с помощью насоса через шланг под столб воды. В процессе подачи эмульсии в заряжаемую скважину в нее на СЗМ вводится около 2% ГГД, в качестве которых используется водный раствор нитрита натрия. В скважине между ГГД и эмульсией происходит реакция с образованием газовых пузырьков, насыщающих эмульсию и примерно через 15-20 минут превращающих ее во взрывчатый состав (Нобелит). ГГД используются также при изготовлении патронированного эмульсионного ВВ Нобелит 216Z четырех типоразмеров с диаметрами патронов 36, 38, 70, 90 мм и массой 0,6; 0,6; 2,0; 3,0 кг, соответственно, что позволяет использовать их, как промежуточные детонаторы скважинных зарядов различного диаметра.

Таким образом, прогресс во взрывном разрушении массивов горных пород связан с эволюцией ВВ в направлении развития составов без взрывчатых компонентов, изготавливаемых непосредственно на горных предприятиях, техники и технологии зарядания скважин.

1.4. Пути повышения эффективности взрывной подготовки горной массы к выемке в глубоких карьерах

Анализируя современное состояние БВР с учетом закономерностей изменения взрываемости горного массива при увеличении глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр, установлено, что повышение эффективности БВР в глубоких карьерах Мурунтау и Кальмакыр в этих условиях возможно за счет оптимизации параметров БВР соответствующих разрушаемому горным

породам и обеспечивающих сохранность прибортовых массивов и сооружений от сейсмических воздействий взрывов и снижение затрат на взрывные работы (рис. 1.12).

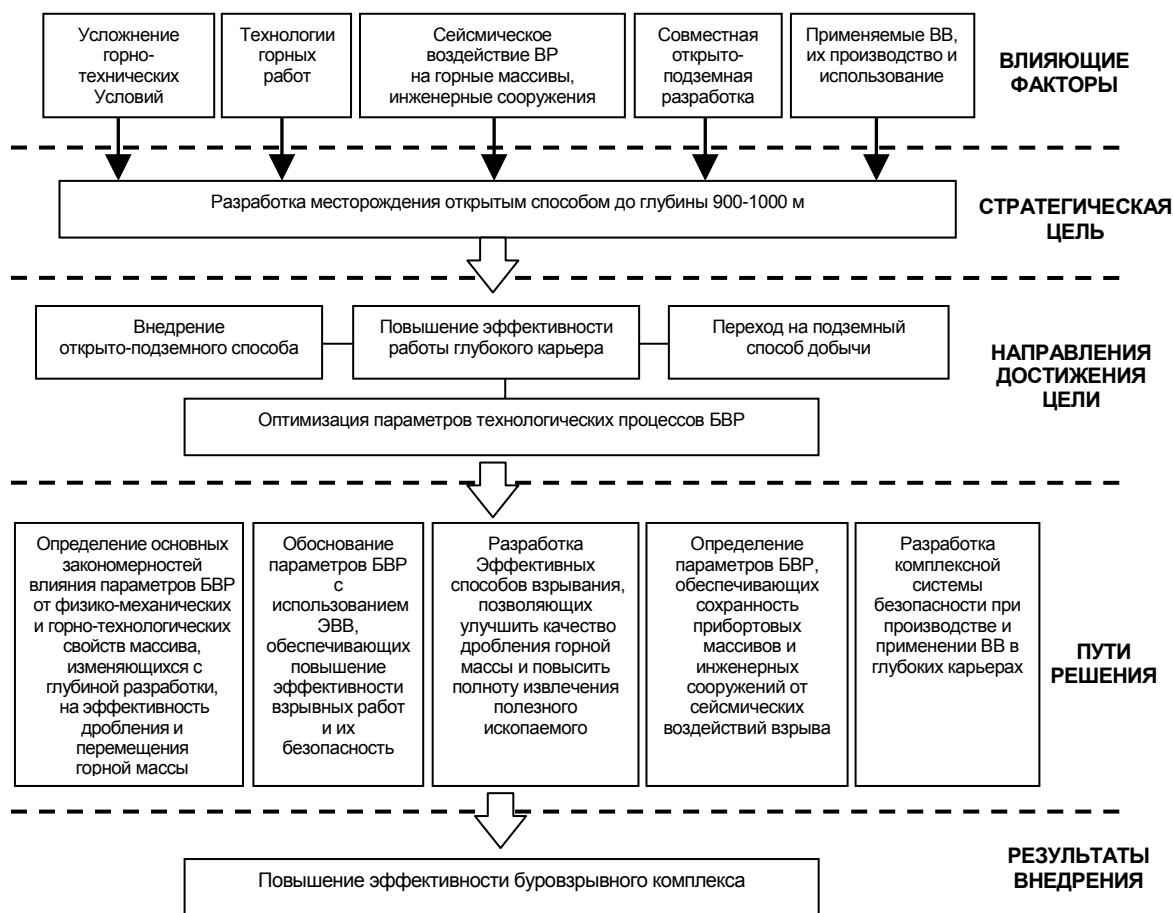


Рис. 1.12. Оценка состояния и пути повышения эффективности БВР в глубоких карьерах

Дальнейшая оптимизация параметров БВР в условиях усложнения горно-технических условий с увеличением глубины карьеров возможна за счет определения основных закономерностей влияния параметров взрывных работ и физико-технических свойств массива, изменяющихся с глубиной разработки, на эффективность дробления и перемещения горной массы с разработкой методики определения гранулометрического состава взрывааемых пород и расчетов параметров БВР [28]. Дальнейшей областью оптимизации параметров БВР при производстве и применении ЭВВ и ВВВ является разработка критериев эффективности применяемых ВВ,

рационального рецептурного состава с использованием дешевых компонентов, производимых в Республике Узбекистан и технологии производства эмульсионных взрывчатых смесей (ЭВС), а также параметров БВР, адаптированных к ЭВВ и ВВВ. Задачей по оптимизации параметров БВР является определение эффективных способов взрывания, позволяющих улучшить качество дробления горной массы и повысить полноту извлечения полезного ископаемого с разработкой методики определения оптимальных параметров БВР для различных технологических потоков в зависимости от оптимального размера среднего куска разрушенной породы. Дальнейшая оптимизация методов и параметров БВР в приконтурных зонах, вблизи инженерных сооружений и в зоне воздействия взрыва на подземные выработки будет способствовать обеспечению сохранности прибортовых массивов, поточных и циклично-поточных сооружений, а также подземных выработок от сейсмических воздействий взрывов. Разработка комплексной системы безопасности при эксплуатации заводов по производству ВМ с оптимизацией регламента технологического процесса и применении ВВ с регулируемой энергией в глубоких карьерах позволит повысить безопасность производства и применения ВВ. При этом к основным факторам, влияющим на технологические параметры процессов БВР отнесены: усложнение горно-геологических и горнотехнических условий связанных с увеличением глубины горных работ; применяемые технологии горных работ; сейсмическое воздействие взрывных работ на сохранность горных массивов, инженерных сооружений, сохранность рудовмещающих массивов и горных выработок при вовлечении в совместную открыто-подземную отработку руд, залегающих за проектными контурами карьеров и под дном; применяемые ВВ. Такой концептуальный подход к оценке и повышению эффективности параметров технологических процессов БВР отражает направления достижения стратегической цели разработки месторождений открытым способом до предельно экономически целесообразной величины. Особое

место уделяется оптимизации параметров технологических процессов БВР за счет:

- эффективности взрывного дробления и перемещения горной массы;
- разработки состава более дешевых и высокоэнергетических ЭВВ с использованием сырья, производимого в Республике Узбекистан, характеристики которых максимально соответствуют разрушаемым породам;
- разработки способов взрывания, позволяющих улучшить качество дробления горной массы и повысить полноту извлечения полезного ископаемого;
- разработки рациональных параметров БВР, обеспечивающих минимизацию сейсмических воздействий взрыва на прибортовые массивы и инженерные сооружения;
- разработки комплексной системы безопасности при производстве и применении ЭВВ с регулируемой энергией.

Таким образом, установлено, что с увеличением глубины разработки рудных месторождений открытым способом до предельно экономически целесообразной величины усложняются горно-геологические и горнотехнические условия работ, повышается обводненность и трещиноватость горных пород, растет влияние глубины карьера на сопротивляемость руд взрывному разрушению. В целом проектирование параметров БВР в глубоких карьерах должно учитывать изменяющиеся с глубиной отработки физико-механические и физико-технические свойства пород, применяемые ВВ.

1.5. Цель и задачи исследований

Цель исследования – обоснование и разработка способа ведения взрывных работ высоких уступах с использованием ЭВВ в глубоких карьерах с учетом закономерностей изменения физико-механических и горнотехнологических свойств массива горных пород.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие основные задачи:

- анализ выполненных исследований по разработке эффективных параметров БВР с учетом типа промышленных ВВ в глубоких карьерах;

- определение параметров БВР при дроблении горной массы с учетом физико-механических и горно-технологических свойств массива в глубоких карьерах;

- обоснование параметров БВР при использовании ЭВВ, обеспечивающих повышение эффективности буровзрывных работ;

- разработка эффективных способов взрывания, позволяющих улучшить качество дробления горной массы и повысить полноту извлечения полезного ископаемого;

2. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВАТЫХ ВЕЩЕСТВ

2.1. Оценка относительной работоспособности эмульсионных взрывчатых веществ

В связи с применением на карьерах Мурунтау и Кальмакыр промышленных ВВ собственного производства, во все нормативные документы и аналитические зависимости, характеризующие расчетные значения удельных расходов и параметров БВР, целесообразно вводить поправку, учитывающую относительную работоспособность применяемого промышленного ВВ по отношению к эталонному (Граммонит 79/21). В современной справочной и горнотехнической литературе [55, 65, 66] предлагается переход к другому типу ВВ производить с помощью коэффициента $K_{ВВ}$, учитывающего теплоту взрыва эталонного ВВ – $Q_э$ и применяемого ВВ – $Q_ф$, т.е. $K_{ВВ} = \frac{Q_э}{Q_ф}$. Однако это соотношение является работоспособным для промышленных гранулированных ВВ, плотность заряжения которых находится в интервале 0,8-0,95 г/см³. С появлением на горных предприятиях ЭВС, обладающих повышенной плотностью, высокой детонационной способностью и работоспособностью отмеченные значения $K_{ВВ}$ дают некорректные результаты из-за неадекватности расчетных значений и практических результатов. В связи с этим, в работе [67] относительную работоспособность новых ВВ в горных породах с различными физико-техническими свойствами предлагается оценивать по значению коэффициента взрывной эффективности $K_{ВВ}^{эф}$, позволяющего рассчитывать эквивалентные массы (удельные расходы) зарядов дробящего действия в сравнении с аналогичными показателями для эталонного ВВ. Коэффициент $K_{ВВ}^{эф}$ рассчитывается по формуле, полученной на основе теоретических

представлений о полезной работе газов взрыва при формировании камуфлетной полости в прочной среде [68]

$$K_{BB}^{\text{эф}} = \frac{q}{q_{\text{э}}} = \frac{\rho_{BB_{\text{э}}} \cdot Q_{BB_{\text{э}}} \cdot V_{BB_{\text{э}}} \cdot \left[1 + \frac{\rho_{BB} D}{\rho_r D_r} \right]}{\rho_{BB} \cdot Q_{BB} \cdot V_{BB} \cdot \left[1 + \frac{\rho_{BB_{\text{э}}} D_{\text{э}}}{\rho_r D_r} \right]}, \quad (2.1)$$

где $q, q_{\text{э}}$ – удельный расход ВВ для применяемого и эталонного ВВ, кг/м³;

$\rho_{BB}, \rho_{BB_{\text{э}}}$ – плотность заряжения для применяемого и эталонного ВВ, кг/м³;

$Q_{BB}, Q_{BB_{\text{э}}}$ – удельная теплота взрыва для применяемого и эталонного ВВ, ккал/кг;

$V_{BB}, V_{BB_{\text{э}}}$ – объем выделяющихся газообразных продуктов для применяемого и эталонного ВВ;

$D, D_{\text{э}}$ – скорость детонации ВВ в скважине с учетом диаметра для применяемого и эталонного ВВ, м/с, в условиях полигона завода ЭВВ замеры скорости детонации ЭВВ производятся универсальным счетчиком 6030 (измерителем быстродействующих процессов);

ρ_r – плотность взрывааемых горных пород, г/см³;

D_r – скорость распространения в горной породе упругих продольных волн (скорость звука), м/с.

В экспериментальных работах в качестве эталонного ВВ использовался аммонит 6ЖВ по своим взрывным характеристикам близкий к граммониту 79/21, а в качестве исследуемых ВВ – эмульсионные взрывчатые составы и игданит. Эксперименты проводились с зарядами различной конструкции: сплошными и комбинированными (нижняя часть заряда – ЭВВ, верхняя – игданит). Критерий относительной работоспособности оценивался как экспериментально методом воронкообразования $F = \frac{M_{\text{э}}}{M_{BB}}$, так и расчетным

путем по формуле [69]

$$F = \left(\frac{Q}{1031} \right)^{0,75} \cdot \left(\frac{V}{893} \right)^{0,25}, \quad (2.2)$$

где Q и V – расчетные значения теплоты и объема газов взрыва исследуемого ВВ, а 1031 ккал/кг и 893 л/кг – соответственно, теплота и объем газов взрыва эталонного ВВ – аммонита №6ЖВ.

Из анализа формулы (3.2) очевидно, что коэффициент F по своей сути является обратной величиной коэффициента взрывной эффективности $K_{ВВ}^{эф}$, то есть $F = \frac{1}{K_{ВВ}^{эф}}$ или $K_{ВВ}^{эф} = \frac{1}{F}$. Результаты расчетов коэффициентов относительной работоспособности сравниваемых взрывчатых составов по формуле (3.2) приведены в табл. 2.1.

Таблица 2.1

**Оценка относительной работоспособности
взрывчатых составов**

Коэффициенты	Сравниваемые взрывчатые составы					
	Граммонит 79/21 (эталонное ВВ)	Игданит на обычной АС	Игданит на пористой АС	Нобел ит 2030	Нобелан 2080, обычная АС	Нобелан 2080, пористая АС
Относительной работоспособности, F	1	0,64	0,93	0,75	0,74	0,88
Взрывной эффективности, $K_{ВВ}^{эф} = \frac{1}{F}$	1	1,56	1,08	1,33	1,35	1,14

В табл. 2.2 приведены энергетические и пространственные параметры расположения скважинных зарядов, рассчитанные с использованием установленных коэффициентов взрывной эффективности по формулам (2.1) и (2.2). В качестве эталонных параметров приняты аналогичные параметры скважинных зарядов Граммонита 79/21 для разрушения рудных уступов по сетке скважины 5,6x5,6 м.

Таблица 2.2

**Пространственные и энергетические параметры скважинных зарядов ЭВВ
с учетом коэффициентов взрывной эффективности**

Породы	Взрывчатый состав	Коэффициент взрывной эффективности по формуле (3.1)	Коэффициент взрывной эффективности по формуле (3.2)	Плотность заряжания, г/см ³	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Длина скважины, м	Масса скважинного заряда, кг	Диаметр скважины 250 мм				Диаметр скважины 216 мм			
								Вместимость скважины, кг/м	Длина заряда в скважине, м	Длина незаряженной части скважины, м	Удельные энергозагары, кДж/м ³	Вместимость скважины, кг/м	Длина заряда в скважине, м	Длина незаряженной части скважины, м	Удельные энергозагары, кДж/м ³
Среднез- рываемые	Граммонит 79/21 (эталонное ВВ)	1	1	0,85	0,79	16,5	372*	41,7	8,9	7,6	3310**	31,4	11,8	4,7	3310
	Нобелан 2080	1,07	-	1,25	0,85	16,5	400	61,3	6,5	10,0	2440	45,8	8,7	7,8	2440
	Нобелит 2030	1,05	-	1,35	0,83	16,5	390	66,2	6,0	10,5	2407	49,8	7,8	8,7	2407
	Нобелан 2080	-	1,35	1,25	1,07	16,5	502	61,3	8,2	8,3	3071	45,8	11,0	5,5	3071
	Нобелит 2030	-	1,33	1,35	1,05	16,5	494	66,2	7,5	9,0	3045	49,8	10,0	6,5	3045
	Нобелан 2080 (пористая АС)	-	1,14	0,95	0,90	16,5	423	46,6	9,0	7,5	3150	35,1	12,0	4,5	3150

*) Объем взрывания на 1 скважину: 470,4 м³; **) Теплота взрыва взрывчатого состава. Нобелан 2080 – смесевое ЭВВ (80% АС=ДТ и 20% эмульсия); Нобелит 2030 – смесевое ЭВВ (30% АС+ДТ и 70% эмульсия)

Анализом данных, приведенных в табл. 2.2, представляется возможным сделать следующие выводы и рекомендации. При коэффициентах эффективности ЭВВ равных 1,05 (Нобелит 2030), 1,07 (Нобелан 2080), рассчитанные по формуле 2.1 длина колонки заряда в скважине уменьшается на 32 и 27%, удельные затраты энергии взрыва снижаются на 26-30%. В связи с этим, очевидно, снижение степени полезного использования энергии взрыва скважинного заряда на дробление и увеличение зоны нерегулируемого дробления. С целью нейтрализации этих отрицательных факторов целесообразно компенсировать снижение длины колонки заряда (Δl) применением комбинированных скважинных зарядов: ANFO+ЭВВ. При этом масса дополнительного заряда ANFO определяется величиной Δl , плотностью заряжения ANFO и вместимостью скважины. Так, например, величина колонки заряда, занятая ЭВВ – Нобелан 2080 составит 53% общей длины заряда, ANFO – 47%; соответственно, 60 и 40% по массе ВВ. При этом целесообразно применение обратного инициирования комбинированного заряда скважинным детонатором неэлектрической системы инициирования, при котором первичное предразрушение массива осуществляется более бризантным ЭВВ, а завершающая стадия разрушения - низкобризантным ВВ – ANFO. Более позднее взрывание ANFO запирает продукты взрыва, увеличивая длительность их действия в зарядной камере. Такой механизм действия взрыва комбинированного заряда способствует повышению степени полезного использования энергии взрыва на дробление и проработку подошвы уступа.

Исходя из изложенного, коэффициенты взрывной эффективности ЭВВ $K_{ВВ}^{эф} = 1,07$ (Нобелан 2080) и $K_{ВВ}^{эф} = 1,05$ (Нобелит 2030) и рекомендуемую конструкцию комбинированного заряда целесообразно использовать при расчете удельных расходов для легко- и средневзрываемых пород карьера или рыхлении пород, предназначенных для рудосепарации. При коэффициентах

взрывной эффективности ЭВВ равных 1,33 (Нобелит 2030), 1,35 (Нобелан 2080), рассчитанные по формуле (2.2) (табл. 2.1) и соответствующем увеличении удельного расхода длины колонок зарядов и удельных энергозатрат сравниваемых ВВ практически равнозначны (табл. 2.2). С учетом этого, указанные значения $K_{ВВ}^{эф}$ наиболее предпочтительно использовать при расчетах удельных расходов ВВ для средне и трудно взрываеваемых пород карьера, а также при взрывании обводненных скважин в любых типах пород по взрываемости. Что касается параметров размещения скважинных зарядов диаметром 216 мм (табл. 2.2), то в этом случае реализуются условия оптимальных соотношений элементов размещения зарядов в разрушаемом уступе и, как следствие, повышается степень полезного использования энергии взрыва. Эта особенность является основной предпосылкой сохранения преимуществ КЗВ на уменьшенных рабочих площадках с увеличением глубины карьеров. Рекомендуемое количество составов типа ANFO в комбинированном скважинном заряде приведено в табл. 2.3.

Таблица 2.3

**Рекомендуемое количество составов типа ANFO
в комбинированном скважинном заряде**

Категория пород по взрываемости	Количество составов типа ANFO в комбинированном заряде, %	
	в рудной зоне	в породной зоне
Легковзрываемые	80	100
Средневзрываемые	60	70
Трудновзрываемые	40	60
Весьма трудновзрываемые	20	40

Проведенные опытные взрывы комбинированных скважинных зарядов с размещением в забойке специальных веществ, абсорбирующих вредные продукты детонации показали снижение на 20% влияния вредных газов на экологическое состояние рабочей зоны глубокого карьера.

Экспериментальными работами зафиксировано, что использование конструкции комбинированного заряда увеличивает его работоспособность относительно однородного заряда на 15%, при этом уменьшается в 1,5...2,0 раза смещение границы руды и вмещающих пород, улучшается качество дробления горной массы при одновременном снижении затрат на ВВ на 0,9%,

Таким образом, разработан метод оценки относительной работоспособности эмульсионных взрывчатых смесей, позволяющий регулировать объемную концентрацию энергии взрыва в комбинированной конструкции зарядов в комплексе с ANFO, при этом повышается эффективность буровзрывных работ в условиях глубокого карьера за счет увеличения работоспособности комбинированного заряда относительно однородного на 15%, уменьшается в 1,5...2,0 раза смещение границы руды и вмещающих пород, улучшается качество дробления горной массы в 2,5 раза при одновременном снижении затрат на ВВ на 0,9%. Рекомендовано количество ANFO в комбинированном скважинном заряде в зависимости от категорий пород по взрываемости.

2.2. Определение эффективности применения эмульсионных взрывчатых веществ на открытых горных работах

В карьере Мурунтау проведены экспериментальные работы по определению эффективности применения ЭВВ в комплексе с НСИ. При этом оценка гранулометрического состава разрушенного взрывом массива производилась в рудных и породных забоях методом косоугольной фотопланиметрии, предусматривающим определение размера кусков породы по результатам фотографирования поверхности развала взорванной горной массы в забоях [70]. В этом случае минимальные размеры участка фотографирования устанавливали в зависимости от размера максимального

куска, имеющегося в оцениваемой горной массе, по следующему соотношению

$$l = 3 \cdot \sqrt{S_{\text{MAX}}}, \quad (2.3)$$

где l - длина стороны квадратной контрольной площадки, дм;

S_{MAX} - площадь горизонтальной проекции самого крупного куска породы на поверхности развала, дм².

Для определения размеров кусков породы на фотографию наносилась масштабная сетка из геодезических реек, укладываемых на развал взорванной горной массы. Фракционный состав породы на фотографии определялся по отношению площади, занятой на фотопланогамме кусками выделенных классов крупности, к общей площади фотопланогаммы (по 4-м фотопланогаммам от взрыва). В качестве критерия крупности принимается средний размер d_{cp} куска породы, оцениваемый по результатам трех его измерений

$$d_{\text{cp}} = \frac{a + b + c}{3} \text{ или } d_{\text{cp}} = \sqrt[3]{a \cdot b \cdot c}, \quad (2.4)$$

где a, b, c – соответственно, длина, ширина и толщина куска.

Размер среднего куска разрушенных пород определялся по формуле

$$d_{\text{cp}} = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_m d_m}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_m} = \frac{\sum \gamma_i d_i}{100}, \quad (2.5)$$

где $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_m$ – выход (в процентах) кусков 1, 2, ... m -ой фракции;

d_1, d_2, \dots, d_m – размер среднего куска 1, 2, ... m -ой фракции.

Коэффициент вариации при определении d_{cp} рассчитывался по формуле

$$K_{\text{вар(в)}} = 100 \cdot \frac{\sigma}{d_{\text{cp}}} = \frac{\sqrt{\sum (d_i - d_{\text{cp}})^2 \cdot \gamma_i}}{d_{\text{cp}}}, \quad (2.6)$$

где $K_{\text{вар}}$ – коэффициент вариации, %;

σ – средневзвешенное квадратичное отклонение;

d_{cp} – полусумма значений максимального и минимального средних диаметров для каждой фотопланогаммы;

d_i – средние диаметры взорванных кусков для каждой фотопланограммы;
 γ_i – отношение площади соответствующей фотопланограммы к сумме площадей рассматриваемых фотопланограмм (в долях единицы);
 i – количество фотопланограмм.

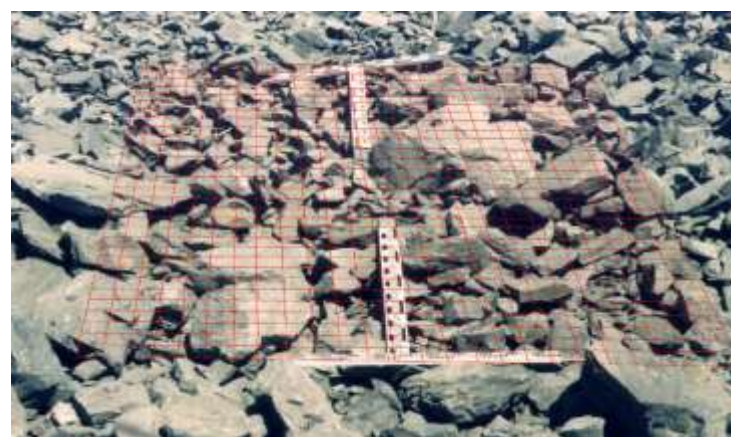
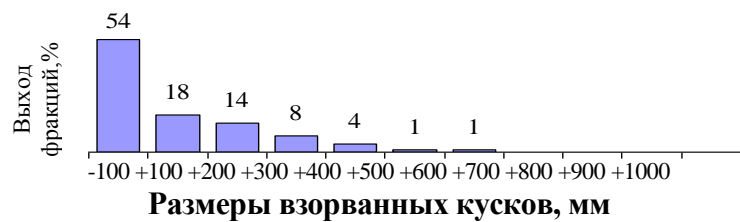
Анализ гранулометрического состава взорванной горной массы выполнен с применением как ЭВС собственного производства, так и промышленных ВВ (рис. 2.1).

Блок № 1. Коэффициент крепости пород по Протоdjяконову $f=7-9$. Породы – легко взрывающиеся. Блок частично обводнен. Обводненные скважины заряжались нобелитом-2030 или комбинированными зарядами Нобелит + Нобелан 2080, сухие скважины – Нобеланом 2080. Диаметр скважин – 250 мм, сетка скважин - 7x7 м. Фактический удельный расход ВВ составил 0,93 кг/м³. Инициирование скважинных зарядов производилось с помощью неэлектрической системы инициирования. Распределение взорванных кусков по фракциям иллюстрируется гистограммой (рис. 2.1, а), построенной по результатам обработки фотопланограмм. При этом установлено, что для блока № 1 размер среднего куска породы составляет $d_{cp(1)} \sim 145$ мм при коэффициенте вариации $K_{вар}=15$ %.

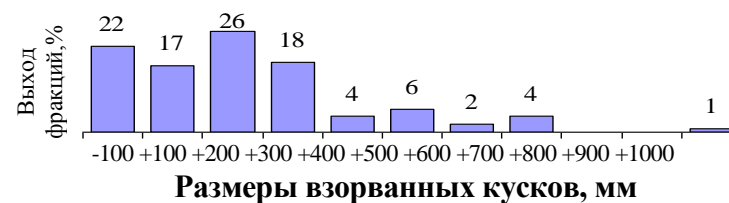
Блок № 2. Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протоdjяконова $f=9$. Блок представлен средне и трудно взрывающимися частично обводненными породами. Заполненная водой часть скважин заряжалась граммонитом 30/70, а сухая часть скважин и скважины без воды заряжались смесевым ЭВВ Нобелан 2080. Сетка скважин – 5,6x5,6 м, диаметр скважин - 215,9 мм. Фактический удельный расход составил 0,73 кг/м³. Инициирование скважинных зарядов - с помощью НСИ. Распределение взорванных кусков по фракциям иллюстрируется гистограммой (рис. 2.1, б), построенной по результатам определения гранулометрического состава взорванной породы фотопланиметрическим методом.



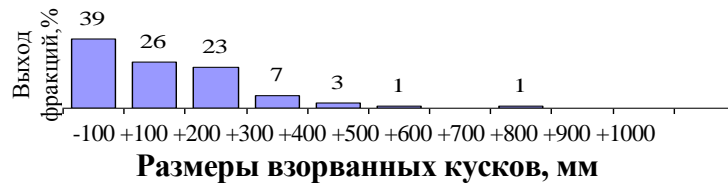
а)



б)



в)



г)

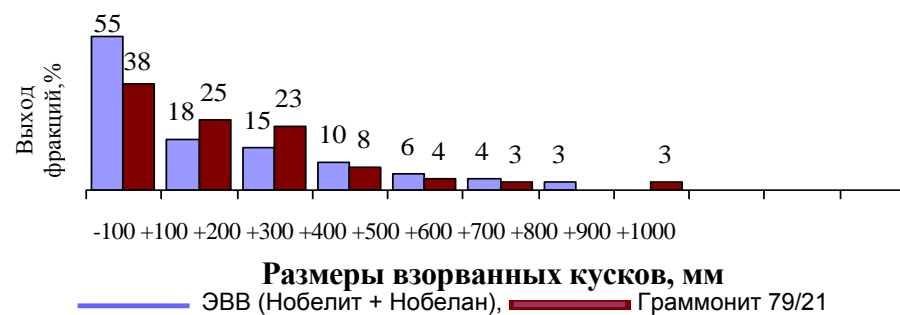


Рис. 3.1. Характерные фотопланограммы и гистограммы средневзвешенного распределения кусков руды по фракциям на блоках: № 1 при среднем диаметре куска 145 мм (а), № 2 при среднем диаметре куска ~281 мм (б), № 3 при среднем диаметре куска 168 мм (в), а также гистограммы распределения кусков породы по фракциям (г)

При этом установлено, что для блока № 2 размер среднего куска породы составляет $d_{cp(2)} \sim 281$ мм при коэффициенте вариации $K_{вар} = 15$ %. В целом по результатам анализа грансостава можно сделать вывод о том, что с увеличением прочности пород возрастает размер среднего куска взорванных пород. Этому способствует также то обстоятельство, что в обводненной части скважин применялся граммонит 30/70, эффективность взрывания которым в таких условиях ниже по сравнению с водостойчивым ЭВВ Нобелит 2030. Этим подтверждается целесообразность применения при зарядании обводненных участков блока водостойчивого ЭВВ Нобелит 2030.

Блок 3. Коэффициент крепости пород по М.М. Протоdjяконову $f = 7-9$. Породы в основном легко взрываемые, в меньшей степени средневзрываемые, вода в скважинах – отсутствует. Применены комбинированные скважинные заряды из граммонита 79/21 и игданита на основе Навойской АС. Сетка скважин – 5,6x5,6 м, диаметр скважин – 250 мм. Фактический удельный расход ВВ – 0,96 кг/м³. Иницирование – ДШ с пиротехническими замедлителями по диагональной схеме взрывания. Конструкция скважинных зарядов, тип ВВ и средства иницирования являются типичным примером использования промышленных ВВ до ввода в эксплуатацию завода по производству ЭВВ. Поэтому результаты этого взрыва являлись контрольными показателями для сравнения эффективности применения промышленных ВВ и ЭВВ собственного изготовления. Распределение взорванных кусков по фракциям иллюстрируется гистограммой (рис. 2.1, в), построенной по результатам обработки фотопланограмм. При этом установлено, что на блоке размер среднего куска породы составляет $d_{cp(3)} \sim 168$ мм при коэффициенте вариации $K_{вар} = 17$ %. При взрывании зарядами ЭВВ наблюдается несколько больший выход мелких и средних фракций, что объясняется более высокой скоростью детонации этих зарядов (Нобелит 2030 + Нобелан 2080) по сравнению с комбинированными зарядами из граммонита 79/21 и игданита.

Отмеченное можно объяснить следующим образом. Несмотря на меньшую весовую энергетiku (ккал/кг), эмульсионные ВВ по сравнению с промышленными, их эффективность обусловлена более высокой плотностью заряжения и, как следствие, более высокими значениями объемной концентрации энергии взрыва и скорости детонации скважинных зарядов. Вследствие этого, ЭВВ характеризуются не только повышенным давлением на фронте волн напряжений, приемлемым для крепких пород, но благодаря присутствию в составе жидкой фазы (эмульсии), поддерживают его в течение более длительного промежутка времени, что повышает эффективность дробления на удалении от заряда.

Проведенные экспериментальные работы показали, что с переходом взрывных работ на применение ЭВВ в комплексе с НСИ качество дробления пород улучшается, имеется снижение на 15,8% среднего размера взорванного куска в развале (14,5 см против 16,8 см) при снижении затрат на ВВ на 0,8%. Об этом свидетельствует сопоставительный анализ результатов отработки блоков № 1 и № 3, представленных практически однотипными породами и взорванных при равных удельных расходах ВВ (рис. 2.1, г). Маркшейдерскими замерами не установлено завышения подошвы уступа. При этом коэффициент вариации размеров среднего куска составляет 15-17%.

По результатам выполненных экспериментальных работ и исследований технологических особенностей взрывания различными ВВ в том числе и простейшими взрывчатыми и опытно-промышленными составами разработан алгоритм технико-экономической оценки применения ВВ (рис. 2.2) и на его основе рекомендован рациональный ассортимент ЭВВ и ВВВ для пород карьеров Мурунтау и Кальмакыр, обладающий возможностью регулирования объемной концентрации энергии за счет изменения рецептурного соотношения компонентов и плотности заряжения (табл. 2.4) [71, 72].

При разработке алгоритма использованы основные положения энергетической теории взрыва, наиболее полно представленные в работах В.Н.

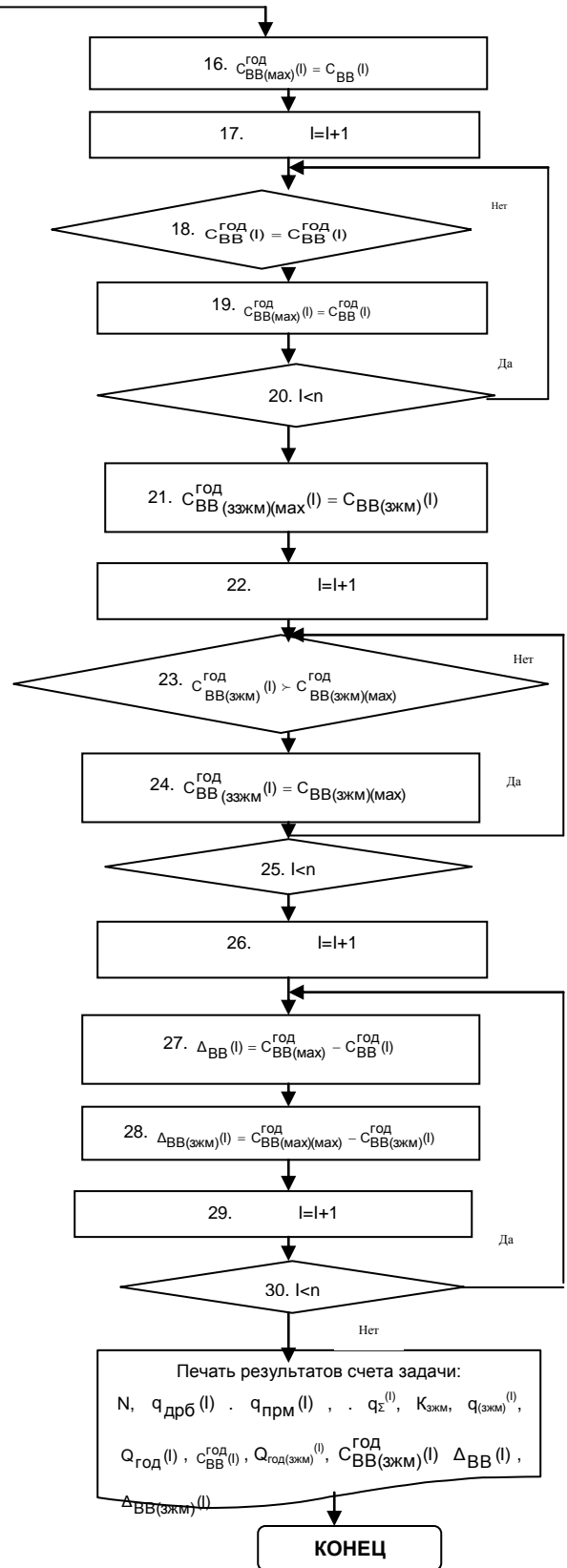
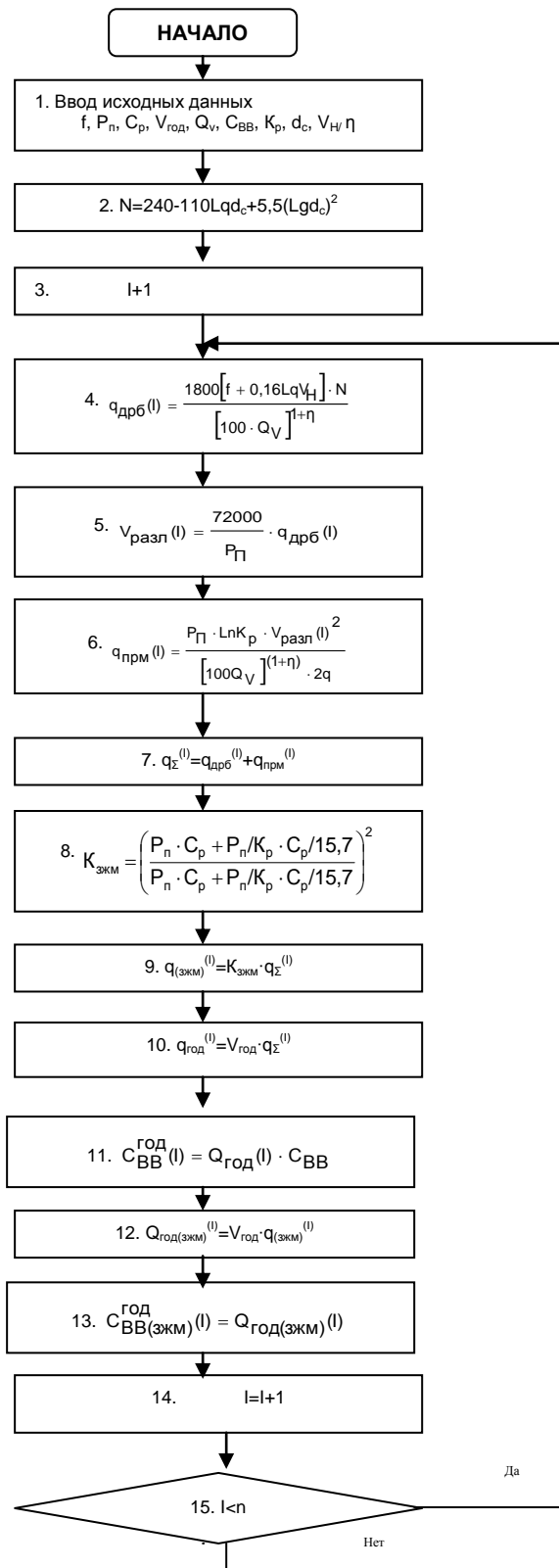
Мосинца и Г.П. Демидюка [73-75]. Для условий глубокого карьера Мурунтау выполнено районирование пород по типам применяемых ВВ, которое приведено на рис. 2.3.

Таблица 2.4

Рекомендуемый ассортимент промышленных взрывчатых веществ на открытых горных работах

Категория пород	Трещиноватость	Коэффициент крепости	Типы ВВ
Легко-взрываемые	Весьма сильно-трещиноватые	6-8	Игданит, Нобелан 2080, Нобелан 2090, Эмульгит-30
Средне-взрываемые	Сильно-трещиноватые	8-10	Игданит, МАНФО-4, Нобелан 2070, Нобелан 2080, Эмульгит-30
Трудно-взрываемые	Средне-трещиноватые	10-12	Игданит, Нобелан 2070, Эмульгит-50
Весьма трудно-взрываемые	Мало-трещиноватые	>12	МАНФО-4, Нобелан 2070, Нобелан 2080, Эмульгит-50
Обводненные			Нобелит 2000, Нобелит 2030, Эмульгит-60

Таким образом, определена эффективность применения ЭВВ, которая показывает, что с переходом взрывных работ на применение ЭВВ в комплексе с НСИ качество дробления пород улучшается со снижением среднего размера взорванного куска в развале на 15,8% и затрат на ВВ на 0,8%. Разработан алгоритм технико–экономической оценки применения ВВ и на его основе предложен рациональный ассортимент ЭВВ и ВВВ для пород глубоких карьеров, обладающий возможностью регулирования объемной концентрации энергии за счет изменения рецептурного соотношения компонентов и плотности заряжания.



- f крепость породы по шкале проф. М.М. Протоdjeяконова
- P_n плотность породы, кг/м³
- C_p скорость распространения продольных волн в массиве, м/с
- $V_{год}$ производственная мощность по горной массе, млн. м³/год
- K_p коэффициент вскрыши
- N показатель степени дробления
- $K_{эжм}$ коэффициент зажима
- $q_{дрб}(I)$ удельный расход ВВ на дробление, кг/м³
- $q_{год}(I)$ удельный расход ВВ на перемещение горной массы, кг/м³
- $q_{Σ}(I)$ удельный расход ВВ при взрывании на подобранный забой, кг/м³
- $q_{эжм}(I)$ удельный расход ВВ при взрывании в зажиме, кг/м³
- Q_v потенциальная энергия ВВ
- $Q_{год}(I)$ годовой расход ВВ при взрывании на подобранный забой
- $Q_{год(эжм)(I)}$ годовой расход ВВ

- $C_{BB}^{год}(I)$ стоимость годового расхода ВВ при взрывании на подобранный забой
- $C_{BB(эжм)}^{год}(I)$ стоимость годового расхода ВВ при взрывании с зажиме
- $\Delta_{BB}(I)$ внутригодовой экономический эффект при взрывании на подобранный забой
- $\Delta_{BB(эжм)}(I)$ внутригодовой экономический эффект при взрывании в зажиме
- K_p - коэффициент разрыхления
- d диаметр скважины
- η коэффициент полезного действия взрыва
- $V_{разл}$ скорость разлета горной массы
- V_n скорость нагружения пород

Рис. 3.2. Алгоритм решения технико-экономической оценки применения ВВ

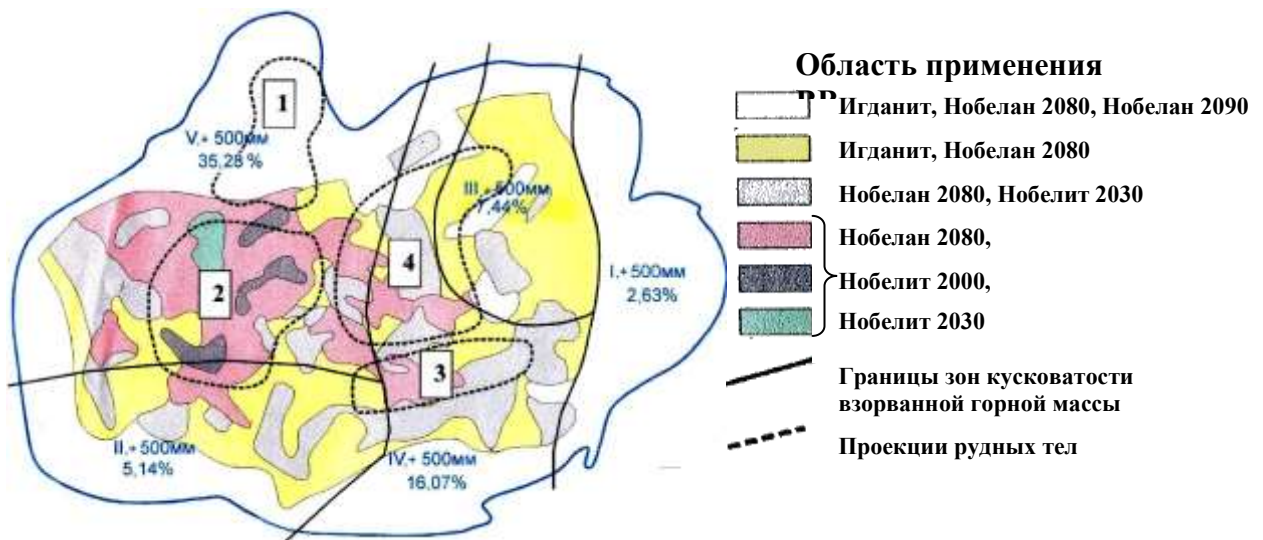


Рис. 3.3. Районирование пород глубокого карьера по типам применяемых ВВ

2.3. Обоснование параметров буровзрывных работ с использованием эмульсионных взрывчатых веществ

При переходе взрывных работ с применением ЭВВ с повышенной объемной концентрацией энергии проведены исследовательские работы по обоснованию параметров БВР [76]. Было установлено, что применение Нобелана (тем более Нобелита в обводненной части массива) на применяемых ранее сетках, даже при увеличении удельного расхода до $1,30 \text{ кг/м}^3$, не обеспечивает необходимой высоты заряда в скважине и ведет к увеличенному выходу негабаритной и крупнокусковой фракции из верхней части взрываемого уступа. За основной критерий оптимизации взрывного дробления было принято расположение заряда в скважине, с оставлением забоечного пространства не более 5-6 м, что позволяет максимально исключить выход негабаритной и крупнокусковой фракции из верхней части уступа, не имеющей контакта непосредственно с ЭВВ. Анализ расчетных параметров БВР для различных значений удельного расхода ЭВВ позволил определить базовые значения размеров сеток взрывных скважин в зависимости от применяемого бурового инструмента (табл. 2.7) и вероятность их применения (рис. 2.6). Рекомендуемые параметры БВР, обеспечивающие оптимальное расположение заряда ЭВВ в массиве, приведены в табл. 2.8.

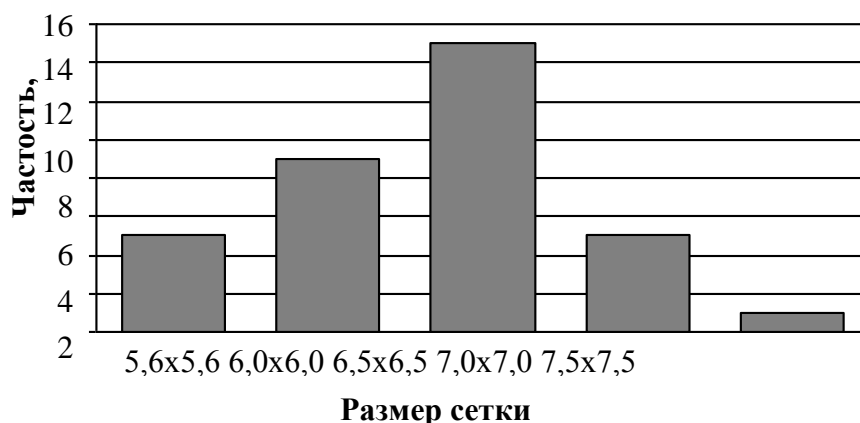


Рис. 3.6. Вероятность применения сеток скважин для оптимального расположения зарядов в массиве

Таблица 2.7

Рекомендуемый удельный расход ВВ и параметры сеток взрывных скважин

Удельный расход ВВ, кг/м ³	Оптимальные параметры сеток скважин, мхм			
	Ø215 мм		Ø250 мм	
	Нобелан	Нобелит	Нобелан	Нобелит
0,85	6,5x6,5	7,0x7,0	7,0x7,0	7,5x7,5
0,90	6,5x6,5	6,5x6,5	7,0x7,0	7,0x7,0
0,95	6,5x6,5	6,5x6,5	7,0x7,0	6,5x6,5
1,00	6,5x6,5	6,0x6,0	6,5x6,5	6,5x6,5
1,05	6,0x6,0	6,0x6,0	6,5x6,5	6,5x6,5
1,10	6,0x6,0	5,6x5,6	6,5x6,5	6,5x6,5
1,15	5,6x5,6	5,6x5,6	6,0x6,0	6,5x6,5
1,20		5,6x5,6	6,0x6,0	6,5x6,5
1,25			6,0x6,0	6,0x6,0
1,30			5,6x5,6	6,0x6,0

Для трудновзрывааемых рудных участков в первой рудной залежи проведены дополнительные опытно-промышленные работы, при этом изучались следующие параметры БВР при различных диаметрах взрывных скважин и типах ЭВВ: сетка взрывных скважин: 6,5x6,5 м и 6,0x6,0 м с перебуром – 2,0 м, 6,0x6,0 м, с перебуром – 1,5 м; ЭВВ для сухих скважин: Нобелан 2080 с удельными расходами 1,0÷1,20 кг/м³; Нобелит 2030, с удельными расходами 1,10÷1,25 кг/м³; ЭВВ для обводненных скважин: Нобелит 2030, с удельными расходами 1,10÷1,30 кг/м³.

Таблица 2.8

**Рекомендуемые параметры буровзрывных работ, с применением
эмульсионных взрывчатых веществ на открытых горных работах.**

Параметры	Ø 250 мм		Ø 215 мм		Параметры	Ø 250 мм		Ø 215 мм	
	Тип ВВ		Тип ВВ			Тип ВВ		Тип ВВ	
	2080	2030	2080	2030		2080	2030	2080	2030
Сеть 5,6 x 5,6 м					Сеть 6,5 x 6,5 м				
Уд. расх., кг/м ³	0,9		0,9		Уд. расх., кг/м ³	0,9		0,9	
Колонка заряда, м	7,1	6,5	9,4	8,7	Колонка заряда, м	9,5	8,8	12,7	11,6
Заб. прост-во, м	9,4	10	7,6	8,3	Заб. прост-во, м	7,5	8,2	4,8	5,9
Уд. расх., кг/м ³	1,0		1,0		Уд. расх., кг/м ³	1,0		1,0	
Колонка заряда, м	7,8	7,2	10,4	9,6	Колонка заряда, м	10,6	9,8	14,1	13
Заб. прост-во, м	8,7	9,3	6,6	7,4	Заб. прост-во, м	6,4	7,2	3,4	4,5
Уд. расх., кг/м ³	1,1		1,1		Уд. расх., кг/м ³	1,1		1,1	
Колонка заряда, м	8,6	7,9	11,4	10,5	Колонка заряда, м	11,6	10,7	15,4	14,2
Заб. прост-во, м	7,9	8,6	5,6	6,5	Заб. прост-во, м	5,4	6,3	2,1	3,3
Уд. расх., кг/м ³	1,2		1,2		Уд. расх., кг/м ³	1,2		1,2	
Колонка заряда, м	9,4	8,7	12,6	11,5	Колонка заряда, м	12,7	11,7	16,9	15,5
Заб. прост-во, м	7,1	7,8	4,4	5,5	Заб. прост-во, м	4,3	5,3	0,6	2
Уд. расх., кг/м ³	1,25		1,3		Уд. расх., кг/м ³	1,25		1,3	
Колонка заряда, м	9,8	9,1	13,6	12,4	Колонка заряда, м	13,2	12,2	17,4	16,8
Заб. прост-во, м	6,7	7,4	2,9	4,1	Заб. прост-во, м	3,8	4,8	0,1	0,7
Сеть 6 x 6 м					Сеть 6 x 6 м				
Уд. расх., кг/м ³	0,9		0,9		Уд. расх., кг/м ³	1,2		1,2	
Колонка заряда, м	8,1	7,5	10,8	9,9	Колонка заряда, м	10,8	10	14,4	13,3
Заб. прост-во, м	8,4	9	6,2	7,1	Заб. прост-во, м	5,7	6,5	2,6	3,7
Уд. расх., кг/м ³	1,0		1,0		Уд. расх., кг/м ³	1,25		1,3	
Колонка заряда, м	9	8,3	12	11	Колонка заряда, м	11,3	10,4	15,6	14,3
Заб. прост-во, м	7,5	8,2	5	6	Заб. прост-во, м	5,2	6,1	1,4	2,7
Уд. расх., кг/м ³	1,1		1,1						
Колонка заряда, м	9,9	9,2	13,2	12,1					
Заб. прост-во, м	6,6	7,3	3,8	4,9					

На основании результатов отработки опытно-промышленных взрывов оптимальными параметрами БВР для рудной части зоны первой рудной залежи можно считать: сетка взрывных скважин диаметром 250 мм 6,0x6,0 м; удельный расход ВВ в сухих скважинах - 1,10÷1,25 кг/м³ (нобелан 2080), обводненных 1,15÷1,30 кг/м³ (нобилит 2030); длина забоечного пространства - 5÷6 м. В породной части зоны (южнее и восточнее южного разлома) может применяться сетка взрывных скважин диаметром 250 мм 6,5x6,5 м при удельном расходе ЭВВ 0,98-1,05 кг/м³, длина забоечного пространства 5,5-6,5 м. Результатом проведенных опытно-промышленных работ стало уточнение

оптимальных параметров БВР для различных зон карьера, которые в совокупности с выполненной корректировкой карты категорийности пород по буримости, позволили районировать породы карьера по рекомендуемым параметрам БВР.

Зона I - средне- и легко взрывающиеся породы. Основная сетка взрывных скважин 6,5х6,5 м. Удельный расход ЭВВ 0,85-0,95 кг/м³. При использовании диаметра 215 мм корректировка сетки не требуется, регулирование высоты колонки заряда ведется изменением удельного расхода и типа ЭВВ. При использовании диаметра 250 мм в легко взрывающихся породах, разрабатываемых без ЦПТ, возможно разрежение сетки до 7,0х7,0 м.

Зона II - средне- и трудно взрывающиеся породы. Основная сетка взрывных скважин 6,5х6,5 м. Удельный расход ЭВВ: на рудных участках - 0,98 - 1,10 кг/ м³; породных в зоне ЦПТ - 0,93-0,98 кг/м³; циклической технологии - 0,90-0,95 кг/м³. При использовании диаметра 215 мм на рудных участках внутреннего карьера и в Северном заливе необходимо сгущение сетки до 6,0х6,0 м.

Зона III - трудно- и особо трудно взрывающиеся породы. Основная сетка взрывных скважин 6,0х6,0 м. Удельный расход ЭВВ на рудных участках 1,10-1,35 кг/м³; породных - 0,98-1,05 кг/м³. Применение диаметра 215 мм нецелесообразно.

Зона IV - приконтурная зона на условно неустойчивых участках бортов внутреннего карьера. Сетка скважин в зависимости от принадлежности к зонам I - III. Допускается отклонение от оптимальных параметров БВР при приоритете сейсмобезопасного взрывания над степенью дробления массива.

С целью оперативного контроля прочностных свойств и качества дробления взрывающихся пород разработана компьютерная программа, предусматривающая оперативный контроль прочностных свойств и качество дробления взрывающихся пород, с определением минимальных суммарных затрат на добычу и переработку полезного ископаемого.

Выводы по главе

1. Разработан метод оценки относительной работоспособности эмульсионных взрывчатых смесей, позволяющий регулировать объемную концентрацию энергии взрыва в комбинированной конструкции зарядов в комплексе с ANFO, при этом повышается эффективность буровзрывных работ в условиях глубокого карьера за счет увеличения работоспособности комбинированного заряда относительно однородного на 15%, уменьшается в 1,5...2,0 раза смещение границы руды и вмещающих пород, улучшается качество дробления горной массы при одновременном снижении затрат на ВВ на 0,9%. Рекомендовано количество ANFO в комбинированном скважинном заряде в зависимости от категорий пород по взрываемости.

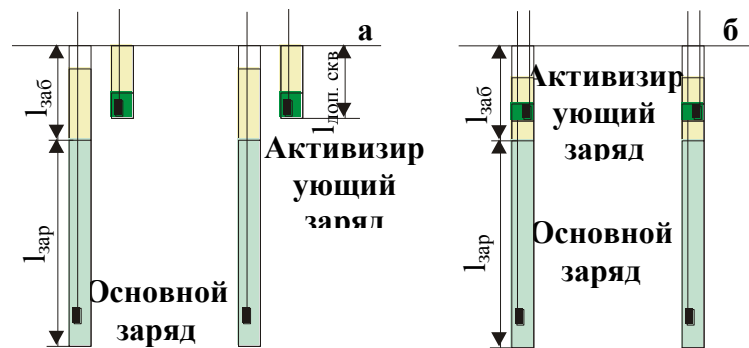
2. Определена эффективность применения ЭВВ, которая показывает, что с переходом взрывных работ на применение ЭВВ в комплексе с НСИ качество дробления пород улучшается со снижением среднего размера взорванного куска в развале на 15,8% и затрат на ВВ на 0,8%. Разработан алгоритм технико-экономической оценки применения ВВ и на его основе предложен рациональный ассортимент ЭВВ и ВВВ для пород глубоких карьеров, обладающий возможностью регулирования объемной концентрации энергии за счет изменения рецептурного соотношения компонентов и плотности заряжания.

3 Установлено, что критериями при выборе ингредиентов масляной фракции эмульсии для производства завода ЭВВ должны быть стоимость компонента, доступность его приобретения в Республике Узбекистан, аналитический входной контроль данных сырьевых компонентов или гарантия производителя соответствия качества продукции требованиям стандартов качества и техническим требованиям технологического регламента.

3. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗРЫВАНИЯ ВЫСОКИХ УСТУПОВ В СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

3.1. Исследования по увеличению времени взрывного воздействия на горный массив

Усиление проявлений геомеханических явлений с глубиной отработки влияет на получение заданного качества дробления. Это накладывает дополнительные требования к взрывному разрушению горных пород, реализуемые новыми способами и параметрами. Исследования по качеству дробления горной массы показали, что даже в условиях соблюдения установленных оптимальных параметров размещения заряда в массиве и повышенном удельном расходе ЭВВ (q): в среднем для нобелана $1,11 \text{ кг/м}^3$ (максимальное значение $1,27 \text{ кг/м}^3$); нобелита - $1,26 \text{ кг/м}^3$ (максимальное значение $1,59 \text{ кг/м}^3$) исключить выход негабаритной и крупнокусковой фракции невозможно. Кроме того, при $q \geq 1,15 \dots 1,20 \text{ кг/м}^3$ в результате преобладания метательного эффекта взрыва над дробящим значительная часть горной массы со стороны выработанного пространства (от 10 до 20%) сбрасывается на нижележащие горизонты или происходит формирование развалов шириной до 40 м. В первом случае это ведет к уменьшению качества и количества руды, во втором - к снижению интенсивности горных работ. В этой связи проведены исследования по увеличению времени взрывного воздействия на верхнюю часть уступа и повышению эффективности забойки. При этом для увеличения времени взрывного воздействия на горный массив и улучшения запирающего эффекта рекомендована динамическая забойка, заключающаяся во взрыве активизирующего заряда в дополнительной короткой скважине, пробуренной на расстоянии 2 м от основной (рис. 4.1, а), или во взрыве активизирующего заряда в забоечном пространстве основной скважины (рис. 4.1, б). На карьере Мурунтау проведены опытно-промышленные взрывы с размещением в



$I_{зар}$ и $I_{заб}$ – соответственно длина заряда и забоечного

Рис. 3.1. Технология заряжения скважинных зарядов ВВ при использовании динамической забойки в дополнительной скважине (а) и в забойке (б)

забойке скважины активизирующего заряда асимметричного действия обеспечивающего направленную и, поэтому, эффективную запрессовку основного заряда [41]. Увеличение времени воздействия продуктов детонации в зарядной полости позволяет повысить полезную работу взрыва, которая определяется выражением .

$$dA=PdV, \quad (4.1)$$

где P – начальное давление продуктов детонации в зарядной полости;

dV – приращение объема взрывной полости.

Увеличение объема газов при адиабатическом процессе расширения определяется сдвижением стенок зарядной полости и забойки

$$dV=\pi[R_0+dR(t)]^2 \cdot [L_0+dL(t)]-V_0, \quad (4.2)$$

где R_0 – радиус скважины;

$dR(t)$ – увеличение радиуса скважины;

L_0 – длина основного заряда;

$dL(t)$ – увеличение длины скважины за счет движения забойки;

V_0 – первоначальный объем, занимаемый газом (объем рабочей камеры).

Пусть детонация заряда заканчивается в момент $t=t_0$, а истечение продуктов детонации при инертной забойке начинается в момент $t=t_3$. Тогда увеличение объема зарядной камеры за время $t=t_3-t_0$ будет

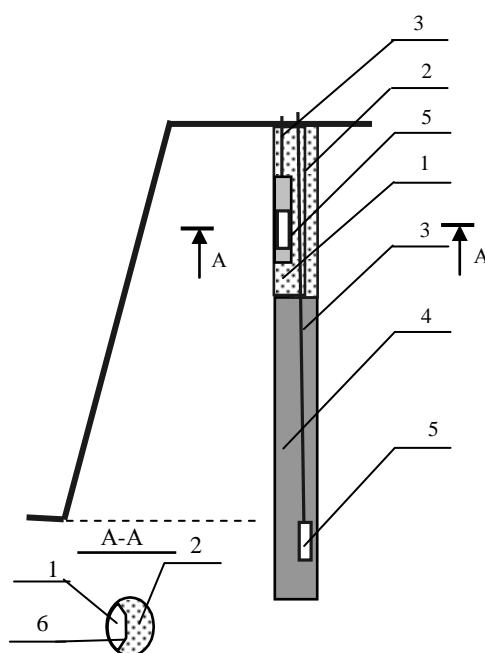
$$\Delta V_0 = \pi \int_{t_0}^{t_3} 2RLdR + \int_{t_0}^{t_3} R^2 dL. \quad (4.3)$$

В случае применения в забойке дополнительного заряда асимметричного действия увеличение объема зарядной камеры будет

$$\Delta V_1 = \Delta V_0 + \pi \int_{t_3}^{t_{3,A}} 2RLdR + \pi \int_{t_3}^{t_{3,A}} R^2 dL, \quad (4.4)$$

где $t_{3,A}$ – время начала истечения продуктов детонации скважинного заряда ВВ с дополнительным зарядом ассиметрического действия в забойке, равной примерно $t_{3,A} \approx 2t_3$.

Ассиметричный заряд формируется следующим образом (рис. 4.2). Сверху предварительно заряженного ВВ основной колонки заряда вдоль стенки скважины устанавливается зарядное устройство в виде тонкостенного полиэтиленового рукава, составляющего 0,15 площади поперечного сечения основной колонки заряда, длиной не менее 2,5 м и массой не менее 20-25 кг, заполненного ВВ, имеющим меньшую скорость детонации, например, ANFO. В затрубное пространство засыпается буровой шлам. Для инициирования зарядов ВВ применялась НСИ: в скважинах СИНВ-С с интервалом замедления 500 мс, поверхностная сеть монтировалась СИНВ-П с интервалами 25, 42 и 67 мс. Интервалы замедлений подбирались таким образом, чтобы первоначально взрывался активизирующий заряд, а затем



1 – полиэтиленовый рукав, заполненный активизирующим зарядом; 2 – забойка; 3 – УВТ НСИ СИНВ-С; 4 – скважинный заряд; 5 – промежуточные детонаторы

Рис. 4.2. Способ скважинного заряда с запигающим зарядом

основной заряд. Замедление основного заряда относительно запирающего при расположении последнего в основной скважине обеспечивалось различной длиной ударно-волновых трубок (УВТ) для нижнего и верхнего боевиков при их одновременном инициировании от детонатора поверхностной сети и при скорости детонации в УВТ 2000 м/с составляло порядка 7 мс. Для замедления основного заряда относительно запирающего в дополнительной скважине применялась комбинация замедлителей номиналом 25, 42 и 67 мс в поверхностной сети. В результате время между взрывом основного и запирающего зарядов составило от 17 до 25 мс. При этом произведены исследования по выбору эффективных параметров активной забойки. Длина нижней части активной забойки определяется временем вылета забойки из скважины, зависящим от плотности материала, длины, диаметра, плотности, скорости детонации промышленных ВВ, а также коэффициента, учитывающего противодействие газов в газовой полости. Длина верхней части забойки устанавливается размером газовой полости, создаваемой взрывом активизирующего заряда, зависящей от их типа, массы и глубины заложения, обеспечивающей максимальный эффект камуфлета. Максимальная эффективность работы активной забойки достигается путем управления временем инициирования активизирующего заряда в момент начала втекания материала из нижней части забойки и соответствует моменту окончания развития газовой полости. В результате проведенных исследований в полигонных и промышленных условиях и статистической обработки полигонных испытаний установлены зависимости изменения радиуса разрушения горного массива в зависимости от длины верхней части активной забойки, проработки горного массива по подошве уступа от диаметра скважинного заряда ВВ и от длины нижней части активной забойки, а также массы активизирующего заряда в зависимости от длины верхней части активной забойки (рис. 4.3) и получены (приоритет на получение патента на изобретение РУз № FAP 2010 0088 от 05.07.2010 г.,

свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 01988 от 19.07.2010 г.) эмпирические формулы расчета длин верхней части активной забойки скважинного заряда ВВ

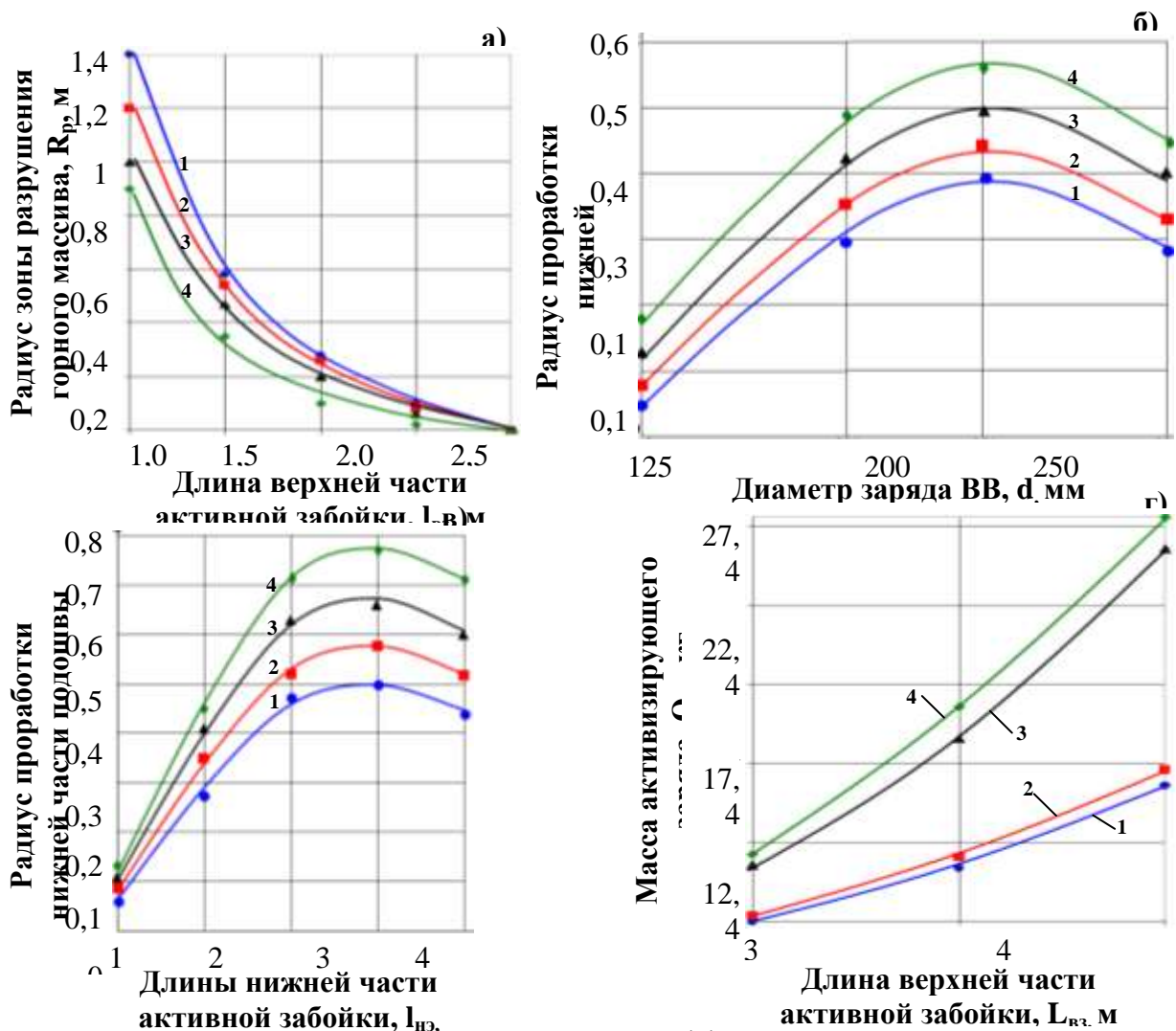
$$l_{вз} = k_1 k \rho \sqrt{Q_{аз}}, \text{ м} \quad (4.5)$$

и нижней части активной забойки скважинного заряда ВВ

$$l_{нз} = k_2 k \rho \sqrt{Q_{аз}}, \text{ м}, \quad (4.6)$$

где k – коэффициент простреливаемости в породах по шкале СНИП, $\text{см}^3/\text{г}$ (VIII-IX категорий $k=5$; X-XI категорий $k=3$);

k_1 – коэффициент, учитывающий параметры газовой полости в породах



1, 2, 3, 4 – соответственно категории пород с коэффициентом крепости $f = \text{X, XI, XII}$.

Рис. 4.3. Зависимости изменения радиуса разрушения горного массива в зависимости от длины верхней части активной забойки (а), проработки горного массива по подошве уступа от диаметра скважинного заряда ВВ (б) и от длины нижней части активной забойки (в), а также массы активизирующего заряда в зависимости от длины верхней части активной забойки (г)

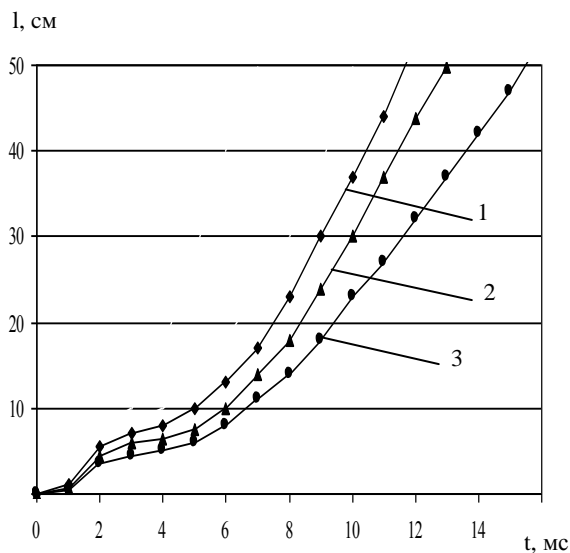
по шкале СНиП, $\text{м}/\sqrt{\text{кг}}$ (VIII категории $k_1=0,41$; IX категории $k_1=0,38$; X категории $k_1=0,43$; XI категории $k_1=0,41$).

K_2 – коэффициент, учитывающий параметры активной забойки в породах по шкале СНиП, $\text{м}/\sqrt{\text{кг}}$ (VIII категории $k_3=0,27$; IX категории $k_3=0,25$; X категории $k_3=0,287$; XI категории $k_3=0,272$).

ρ - плотность ВВ, $\text{г}/\text{см}^3$;

$Q_{\text{аз}}$ – масса активизирующего заряда, кг;

Всего на карьере Мурунтау с применением забойки из бурового шлама с запирающим зарядом асимметричного действия взорвано 450 тыс. м^3 горной массы. Взрывные работы проводились на горизонтах +240 и +350 м с высотой уступа 15 м и крепостью пород $f=X-XIII$. Экспериментальные работы показали, что применение забойки из бурового шлама с запирающим зарядом асимметричного действия, в сравнении с забойкой из бурового шлама с дополнительным зарядом и забойкой из бурового шлама, увеличивает длительность приложения взрывной нагрузки, соответственно, на 16% и 27% (рис. 4.4). Результаты проведенных промышленных испытаний применения технологии зарядания скважинных зарядов ВВ при использовании активизирующего заряда асимметричного действия в забойке показали, что повышаются степень дробления горного массива на 8-10% и коэффициент извлечения полезного ископаемого на 0,5 % при снижении развала и удельного расхода ВВ на 1,6%.



1 – буровой шлам; 2 – буровой шлам с активизирующим зарядом; 3 – буровой шлам с активизирующим зарядом асимметричного действия

Рис. 4.4. Зависимость смещения забойки из бурового шлама, бурового шлама с активизирующим зарядом и бурового шлама с

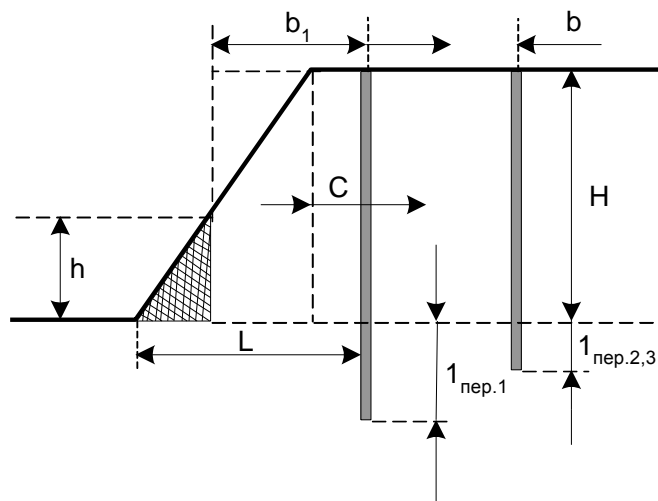
Таким образом, установлено, что улучшение качества дробления массива горных пород достигается за счет применения запирающего заряда асимметричного действия в дополнительной или в забоечном пространстве основной скважины, разработаны научно-технические основы действия заряда ВВ с данной забойкой, что позволило повысить степень дробления горного массива на 8-10%, управлять параметрами развала, и соответственно увеличить коэффициент извлечения полезного ископаемого на 0,5% при снижении удельного расхода ВВ на 1,6%.

3.2. Разработка способа взрывания горных пород высокими уступами

Применение ЭВС с регулируемой объемной концентрацией энергии взрыва, пригодных для заряжания сухих и обводненных скважин, в комплексе с комбинированной конструкцией зарядов позволяет решать практически любые технологические задачи БВР имеющимся парком буровых станков. Это обстоятельство способствует увеличению высоты уступов, что позволяет сократить количество и протяженность транспортных горизонтов, увеличить угол откоса борта, повысить интенсивность горных работ в глубоких карьерах. При этом повышаются технико-экономические показатели открытых горных работ. Однако на уступах высотой 30-40 м

условия работы первых рядов скважинных зарядов ухудшаются. Соответственно ухудшается проработка подошвы уступа и массива взрывом. Качество проработки подошвы уступа зависит от перебура. В методиках расчета параметров БВР его величина определяется по диаметру скважины или по величине линии наименьшего сопротивления (W). Второй метод предпочтительнее, т. к. кроме диаметра заряда при определении перебура в скрытом виде участвуют физико-механические свойства горных пород, трещиноватость массива, свойства ВВ, сетка скважин. При рациональных параметрах БВР во всем диапазоне изменения крепости скальных горных пород при сетке скважин от 5x5 м до 7x7 м величина перебура первого и последующих рядов принимается равной от 1 м до 2 м. Так при сетке скважин $a \times b = 5,65 \times 5,65$ м, высоте уступа $H = 15$ м, диаметре скважины $d = 215,9$ мм, вместимости ВВ в 1 м скважины $P = 32,6$ кг/п.м, удельном расходе ВВ $q = 0,8$ кг/м³, угле откоса уступа $\alpha = 80^\circ$ и линии наименьшего сопротивления по подошве уступа $L = C + \frac{H}{\text{tg } 80^\circ} = 5,65$ м, т.е. при $L = a = b$ расчетная величина перебура первого и последующих рядов принимается 1,5 м. Такой перебур при высоте уступа 15 м обеспечивает качественную проработку подошвы уступа в зоне действия зарядов первого и последующих рядов скважин.

При переходе к отбойке руды высокими (более 15 м) уступами условия работы заряда в перебуре существенно изменяются, поэтому выбор величины перебура первого ряда скважин является более ответственным, особенно при повышенной величине ЛСПП. При больших ЛСПП чаще всего пороги на почве уступа могут образоваться при взрывании зарядов первого ряда., т. к. заряд в скважине первого ряда дробит дополнительный объем горной породы, сечение которого на рис. 4.9 представлено заштрихованным треугольником. Необходимо увеличить глубину перебура на такую длину, чтобы в ней разместился заряд ВВ, необходимый для дробления дополнительного объема горной породы. Из рис. 4.9



b - расстояние между рядами скважин; H - высота уступа; C - расстояние от скважины до бровки уступа; h - высота дополнительного объема породы; $l_{пер.1}, l_{пер.2,3}$ - величина перебура первого, второго и последующих рядов скважин; $b_1 = \sqrt{a \cdot b}$, a - расстояние между скважинами в ряду; L - линия сопротивления по подошве

$$\frac{H}{h} = \frac{L - C}{L - b_1} \quad (4.9)$$

Откуда

$$h = \frac{H(L - b_1)}{L - C} \quad (4.10)$$

Дополнительный объем

$$\Delta V = 0,5h(L - b_1)a \quad (4.11)$$

После подстановки h и преобразований имеем

$$\Delta V = 0,5a \frac{H(L - b_1)^2}{L - C} \quad (4.12)$$

Дополнительный заряд ВВ, необходимый для дробления дополнительного объема

$$\Delta Q = 0,5Ka q \frac{H(L - b_1)^2}{L - C}, \quad (4.13)$$

где $K=1,2$ - коэффициент удаленности заряда ВВ от дробимого объема;

q - удельный расход ВВ.

Дополнительная величина перебура

$$\Delta l_{пер} = \frac{\Delta Q}{P}, \quad (4.14)$$

где P — вместимость ВВ в одном метре скважины.

Подставляя значение (4.13) в (4.14), получаем величину перебура скважин первого ряда при $L > b_1$

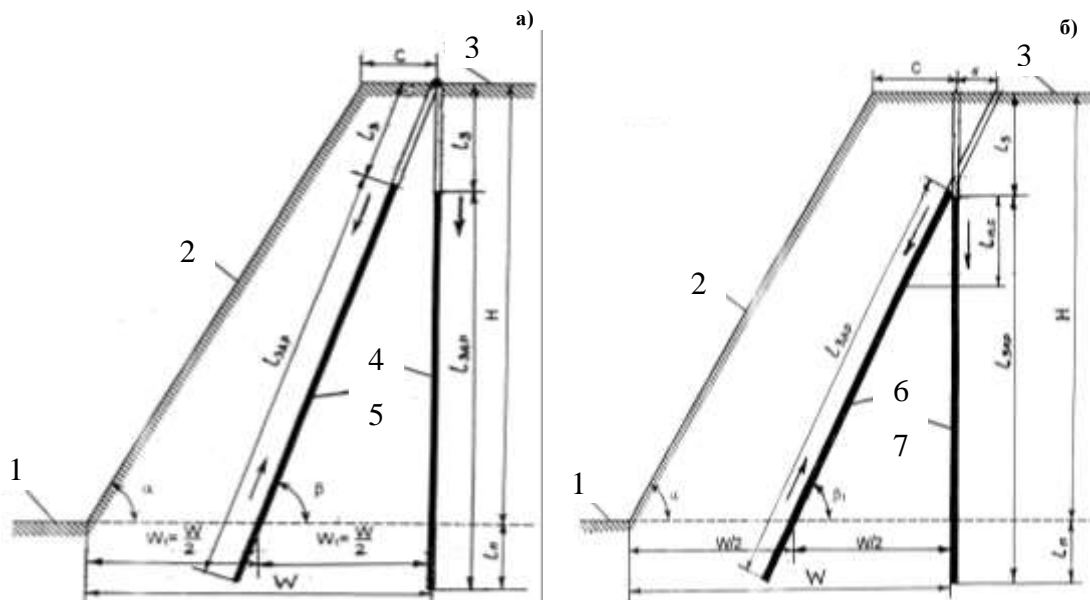
$$l_{\text{пер.1}} = 1,5 + \frac{0,5KHaq(L - b_1)^2}{P(L - C)}. \quad (4.15)$$

При бурении наклонных скважин по первому ряду для уменьшения ЛСПП нужно увеличивать перебур и во втором ряду, т.к. у него возрастает сопротивление по подошве. Величину перебура во втором ряду нужно так же рассчитывать по формуле (4.15). Бурить скважины с перебуром больше 3,5 м рискованно. Если расчетная величина $l_{\text{пер.1}} > 3,5$ м, то следует применять другие способы преодоления больших ЛСПП. Исследования по интенсификации технологических процессов БВР позволили решить эту задачу. Для этого разработана технология взрывания высоких уступов (патент на изобретение РФ № 2244252 от 10.01.2005 г.), сущность которой заключается в следующем. Отбойку горных пород ведут парами расходящихся скважинных зарядов (рис. 4.10, а). При этом одну скважину в каждой паре бурят перпендикулярно к подошве уступа, а вторую - в сторону откоса уступа с наклоном к его подошве. Угол наклона скважины и предельная высота уступа определяются по формулам

$$\beta = \arctg \frac{1,13H}{d_3} \sqrt{\frac{q}{\gamma}}, \text{ град}, \quad H = \frac{2d_3 \sqrt{\frac{\pi \cdot \gamma}{q} - 2c}}{2 \cdot \text{ctg } \alpha}, \text{ м}, \quad (4.16)$$

где α, β – соответственно угол откоса уступа и наклона скважины в пучке;

H – высота уступа, м;



1 – подошва уступа; 2 – откос уступа; 3 – рабочая площадка; 4 и 5 – наклонная и вертикальная скважины в паре расходящихся скважин, пробуренных в одной вертикальной плоскости; 6 и 7 – наклонная и вертикальная скважины в варианте расположения пары расходящихся и пересекающихся в вертикальной проекции скважин, пробуренных в двух вертикальных параллельных плоскостях

Рис. 4.10. Технология взрывания высоких уступов расходящимися скважинными

d_0 – диаметр заряда, эквивалентного по энергии суммарному заряду в пучке скважин, м;

q – удельный расход ВВ, кг/м³;

γ – плотность заряжения ВВ в скважине, кг/м³;

c – берма безопасности, м.

Предлагается также наклонную скважину в каждой паре скважин, пробуренных в двух параллельных вертикальных плоскостях, бурить в сторону откоса уступа с наклоном к его подошве под углом (рис. 4.10, б)

$$\beta_1 = \arctg \frac{2H - \sqrt{p/q}}{\sqrt{p/q}}, \text{ град.} \quad (4.17)$$

Аналитическое выражение, определяющее угол наклона β_1 наклонной скважины к подошве уступа, получено из следующих положений. С целью получения конструкции зарядов парой расходящихся скважин, находящихся в двух параллельных вертикальных плоскостях, для реализации эффекта взрыва параллельно-сближенных зарядов наклонную скважину, смещенную в

пространстве во второй параллельной плоскости, забуривают с наклоном к подошве уступа таким образом, чтобы она пересекала в проекции вертикальную скважину в точке начала заряда в этой скважине, а расчетную ЛСПП, преодолеваемую цилиндрическим монозарядом большого диаметра эквивалентным по энергии применяемого ВВ паре расходящихся скважин – посередине, при этом вертикальные параллельные плоскости, удаленны друг от друга на расстояние одного-двух диаметров скважины большого диаметра, эквивалентной по энергии применяемого ВВ паре расходящихся скважин.

Целесообразно при одновременном взрыве зарядов ВВ в парах расходящихся скважин инициирование зарядов в вертикальных скважинах производить от их устья, а зарядов в наклонных скважинах – с обоих концов заряда. Эффект инициирования взрывного воздействия в этом случае заключается в следующем. При предлагаемом порядке инициирования (взрывания) пары расходящихся скважинных зарядов процесс передачи в массив энергии взрыва структурируется во времени таким образом, что в результате взрыва наклонной скважины в массиве до окончания процесса детонации заряда ВВ в вертикальной скважине возникает динамическая внутренняя плоскость обнажения, являющаяся локальной экранирующей компенсационной зоной, способствующей разрушению массива под действием менее энергоемких и более эффективных растягивающих напряжений, а также направленному смещению разрушаемого массива в направлении локальной компенсационной зоны, т.е. по ЛСПП. В этом случае реализуется также идея первичного предварительного предразрушения массива энергией заряда ВВ наклонной скважины, а завершающая стадия разрушения производится зарядом ВВ вертикальной скважины.

Эффективность ведения БВР в предлагаемой технологии взрывной отбойки горных пород на высоких рабочих уступах объясняется не только геометрией расположения зарядов ВВ в парах расходящихся скважин, позволяющих также использовать эффект действия взрыва параллельно-

сближенных зарядов в зонах с недостаточной энергонасыщенностью разрушения, но и способом инициирования вертикальных и наклонных зарядов в парах расходящихся скважин (пучков сближенных скважин), способным реализовать направленное и менее энергоемкое разрушение массива по линии ЛСПП, а также эффектом увеличения производительности бурения за счет различного характера изменения скорости бурения и объема бурения при замене одной скважины большого диаметра расходящейся парой скважин меньшего диаметра.

Эффективность разработанной технологии взрывания высоких уступов проверена экспериментально при расконсервации западного борта карьера Мурунтау (рис. 4.11). Подлежащий отработке участок борта карьера включал четыре уступа по 15 м, которые при эксперименте были объединены в два уступа высотой по 30 м. Диаметр скважин - 250 мм. Сетка скважин - 7x7 м. Удельный расход ВВ – 0,95 кг/м³. Конструкция заряда - комбинированная (ЭВВ, ANFO). Применялись диагональные схемы соединения зарядов с интервалом замедления между группами зарядов в 35 мс. В паре расходящихся скважин заряд ВВ размещался в вертикальной и наклонной ($\beta=65^\circ$) скважинах. Изучение гранулометрического состава взорванной горной массы фотопланиметрическим методом показало, что средний размер кусков взорванной горной массы не превышает 22...25 см (в аналогичных условиях на уступах высотой 15 м – 27...30 см.). Применение технологии



Рис. 4.11. Результаты натурального эксперимента по взрыву 30 метрового уступа

взрывания высоких уступов парами расходящихся скважинных зарядов при взрывании высоких уступов позволило повысить коэффициент извлечения полезного ископаемого на 0,2%.

Таким образом, произведен расчет определения величины перебура первого ряда скважин при переходе к отбойке руды высокими (более 15 м) уступами и рекомендована технология взрывания высоких уступов расходящимися скважинными зарядами, применение которых при взрывании высоких уступов уменьшило средний размер кусков взорванной горной массы до 22...25 см против 27...30 см в аналогичных условиях за счет повышения степени полезного использования энергии взрыва и смещение границы руды и вмещающих пород, что позволило повысить коэффициент извлечения полезного ископаемого на 0,2%.

3.3. Взрывное разрушение горных массивов в условиях постоянного водопритока

В июле 2008 г. при подготовке в карьере Мурунтау к вскрытию нового рудного горизонта +75 первой рудной залежи- основного направления добычи руды с повышенным содержанием золота, под которой не проходят горные выработки подземного рудника, было обнаружено, что забуренные скважины буровыми станками СБШ-250 МН при постоянном водопритоке не сохраняются и обрушаются рис. 4.14. Причем происходит обрушение как устья, так и стенок скважин по всей их высоте. Процент сохраняемых скважин составлял не более 20%. Весь горизонт исключительно обводнен. Разрушение устья и обрушение в скважину породы при бурении происходит за счет интенсивного бурления воды в устье и по стенкам скважины в очень



Рис. 4.14. Бурение скважин при постоянном водопритоке

сильно разрушенных, трещиноватых и не устойчивых от обводненности породах. От этого происходит их подмыв, а также вымывание напором, создаваемым буровым инструментом, мелкой фракции из трещин и между отдельностями, слагающими обуриваемый массив. Обводненность обуриваемых блоков присутствовала и раньше и составляла 20-30% от всего объема бурения, при этом имелось заиливание или обрушение только единичных скважин. Опыт бурения и зарядания в обводненных условиях на руднике имелся, в т.ч. и по снижению водопритока на обуриваемые блока. Но с таким мощным водопритоком специалисты карьера Мурунтау столкнулись впервые. Применение эрлифтов, продувка и очистка скважин положительных результатов не дало. Обсадка устьев скважин полиэтиленовыми трубами позволила повысить устойчивость скважин до 70%, тем не менее, этого было не достаточно для проведения качественного взрыва обуренного блока, т.к. обрушенные скважины располагались бессистемно по всему блоку, а обрушение по-прежнему происходило с неустойчивых стенок пробуренных скважин. Затирание стенок скважин сухой глины при повторном их бурении через глину повысило устойчивость скважин в пределах бурения на глубину 1-ой штанги, но после наращивания глубины скважины и соответственно значительно более длительного и интенсивного воздействия на ее устье и стенки поднимаемой из глубины воды, а также мощной воздушно-водяной струи от продувки долота – практически вся глина вновь размывалась и выдувалась из скважины. Интенсификация работы по откачке воды за счет дальнейшего формирования зумпфа на гор. +85 м, установки в нем дополнительных насосов с подачей воды по трубам ко 2 рудной зоне (восточное дно, отм. +30 м) и сброс ее непосредственно на гор. +30 м, с которого она просачивается в шахтные выработки гор.+0 м дала положительный эффект, позволивший сохранять пробуренные скважины до 90%. При бурении в породах пониженной крепости интенсивность процесса разрушения

обводненных пород значительно превышала возможность очистки забоя скважины и выноса сжатым воздухом продуктов разрушения на поверхность, при этом шарошечное долото и весь буровой став работают в тяжелом шламовом режиме, вследствие чего увеличивается интенсивность их износа и снижается производительность бурового станка. В условиях обводненности, когда незаряженная часть скважины заполнена водой, установлены диссипативные (20%) потери тепловой энергии при взрыве и существенное снижение энергии взрыва [48], что обуславливает ухудшение результатов взрыва, как правило, увеличение среднего

размера куска взорванной горной массы. С целью компенсации диссипативных потерь тепловой энергии, а также для обеспечения качественного дробления рудных массивов, снижения износа бурового оборудования и повышения производительности бурового станка в этих условиях, возможности отработки рудных блоков в плановом направлении и соответственно обеспечения ГМЗ-2 рудой с необходимым содержанием золота предложен способ ведения взрывных работ за счет повышения энергоемкости взрыва при увеличении удельного расхода ЭВВ в сравнении с типовым в 1,3-1,5 раза. На рис. 4.15-4.16 приведены технические расчеты и схемы расположения блоков № 35 на гор. + 30 м, № 17 на гор. + 30 м, № 7 на гор. + 30 м и конструкция скважинного заряда при взрывном разрушение породных массивов с крепостью пород по буримости 13-14 в условиях интенсивного водопритока с удельным расходом ЭВВ соответственно 1,53, 1,73, 1,53 кг/м³. Обеспечению данного удельного расхода ЭВВ позволяет заполнение проточной водой трещин вокруг скважин заполнялись ЭВВ, которое, взрываясь вместе с основным зарядом, действует не только на сжатие, но и на разрыв, улучшая качество измельчения массива. Повышению энергоемкости способствует и гидроудар при взрыве ЭВВ. Повышенная энергоемкость взрыва блока, обеспечивает кратковременное осушение района ведения горных работ на блоке и дает возможность произвести следующий цикл его отработки. При этом снижается износ бурового оборудования на 7,6%, повышается производительность бурового станка на 19,7%, появляется возможность отработки рудных блоков в плановом направлении и соответственно обеспечения ГМЗ-2 рудой с необходимым содержанием золота.

Таким образом, разработан и экспериментально проверен способ ведения взрывных работ скважинными зарядами ВВ на нижних горизонтах карьера в обводненных условиях, позволяющий повысить производительность

бурового станка на 19,7% и снизить затраты на бурение за счет уменьшения износа бурового оборудования на 7,6%.

1. Улучшение качества дробления массива горных пород достигнуто за счет применения запирающего заряда асимметричного действия в дополнительной или в забоечном пространстве основной скважины.

2. Произведен расчет определения величины перебура первого ряда скважин при переходе к отбойке руды высокими (более 15 м) уступами и рекомендована технология взрывания высоких уступов расходящимися скважинными зарядами, применение которых при взрывании высоких уступов уменьшило средний размер кусков взорванной горной массы до 22...25 см против 27...30 см в аналогичных условиях за счет повышения степени полезного использования энергии взрыва и смещение границы руды и вмещающих пород, что позволило повысить коэффициент извлечения полезного ископаемого на 0,2%.

3. Разработан и экспериментально проверен способ ведения взрывных работ скважинными зарядами ВВ на нижних горизонтах карьера в обводненных условиях, позволяющий повысить производительность бурового станка на 19,7% и снизить затраты на бурение за счет уменьшения износа бурового оборудования на 7,6%.

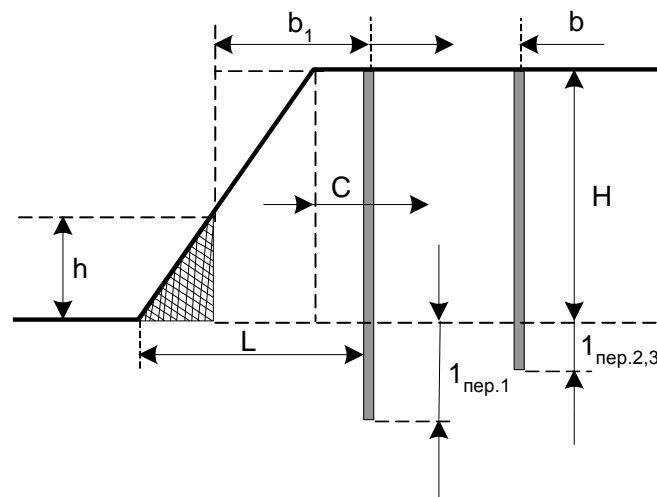
4. РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ СПОСОБОВ ВЗРЫВАНИЯ, ПОЗВОЛЯЮЩИХ УЛУЧШИТЬ КАЧЕСТВО ДРОБЛЕНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ И ПОВЫСИТЬ ПОЛНОТУ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

4.1. Разработка способа взрывания горных пород высокими уступами в глубоких карьерах с применением эмульсионных взрывчатых веществ

Применение ЭВВ с регулируемой объемной концентрацией энергии взрыва, пригодных для заряжания сухих и обводненных скважин, в комплексе с комбинированной конструкцией зарядов позволяет решать практически любые технологические задачи БВР имеющимся парком буровых станков. Это обстоятельство способствует увеличению высоты уступов, что позволяет сократить количество и протяженность транспортных горизонтов, увеличить угол откоса борта, повысить интенсивность горных работ в глубоких карьерах. При этом повышаются технико-экономические показатели открытых горных работ. Однако на уступах высотой 30-40 м условия работы первых рядов скважинных зарядов ухудшаются. Соответственно ухудшается проработка подошвы уступа и массива взрывом. Качество проработки подошвы уступа зависит от перебура. В методиках расчета параметров БВР его величина определяется по диаметру скважины или по величине линии наименьшего сопротивления (W). Второй метод предпочтительнее, т. к. кроме диаметра заряда при определении перебура в скрытом виде участвуют физико-механические свойства горных пород, трещиноватость массива, свойства ВВ, сетка скважин. При рациональных параметрах БВР во всем диапазоне изменения крепости скальных горных пород при сетке скважин от 5x5 м до 7x7 м величина перебура первого и последующих рядов принимается равной от 1 м до 2 м. Так при сетке скважин $a \times b = 5,65 \times 5,65$ м, высоте уступа $H = 15$ м, диаметре скважины $d = 215,9$ мм, вместимости ВВ в 1 м скважины $P = 32,6$ кг/п.м, удельном расходе ВВ

$q=0,8 \text{ кг/м}^3$, угле откоса уступа $\alpha=80^\circ$ и линии наименьшего сопротивления по подошве уступа $L = C + \frac{H}{\text{tg}80^\circ} = 5,65 \text{ м}$, т.е. при $L=a=b$ расчетная величина перебура первого и последующих рядов принимается 1,5 м. Такой перебур при высоте уступа 15 м обеспечивает качественную проработку подошвы уступа в зоне действия зарядов первого и последующих рядов скважин.

При переходе к отбойке руды высокими (более 15 м) уступами условия работы заряда в перебуре существенно изменяются, поэтому выбор величины перебура первого ряда скважин является более ответственным, особенно при повышенной величине ЛСПП. При больших ЛСПП чаще всего пороги на почве уступа могут образоваться при взрывании зарядов первого ряда, т. к. заряд в скважине первого ряда дробит дополнительный объем горной породы, сечение которого на рис. 3.9 представлено заштрихованным треугольником. Необходимо увеличить глубину перебура на такую длину, чтобы в ней разместился заряд ВВ, необходимый для дробления дополнительного объема горной породы. Из рис. 3.1



b - расстояние между рядами скважин; H - высота уступа; C - расстояние от скважины до бровки уступа; h - высота дополнительного объема породы; $l_{\text{пер.1}}, l_{\text{пер.2,3}}$ - величина перебура первого, второго и последующих рядов скважин; $b_1 = \sqrt{a \cdot b}$, a - расстояние между скважинами в ряду; L - линия сопротивления по подошве

Рис. 3.1. Схематический разрез обуренного блока

$$\frac{H}{h} = \frac{L - C}{L - b_1} \quad (3.9)$$

Откуда

$$h = \frac{H(L - b_1)}{L - C}. \quad (3.10)$$

Дополнительный объем

$$\Delta V = 0,5h(L - b_1)a. \quad (3.11)$$

После подстановки h и преобразований имеем

$$\Delta V = 0,5a \frac{H(L - b_1)^2}{L - C}. \quad (3.12)$$

Дополнительный заряд ВВ, необходимый для дробления дополнительного объема

$$\Delta Q = 0,5Ka q \frac{H(L - b_1)^2}{L - C}, \quad (3.13)$$

где $K=1,2$ - коэффициент удаленности заряда ВВ от дробимого объема;

q - удельный расход ВВ.

Дополнительная величина перебура

$$\Delta l_{\text{пер}} = \frac{\Delta Q}{P}, \quad (3.14)$$

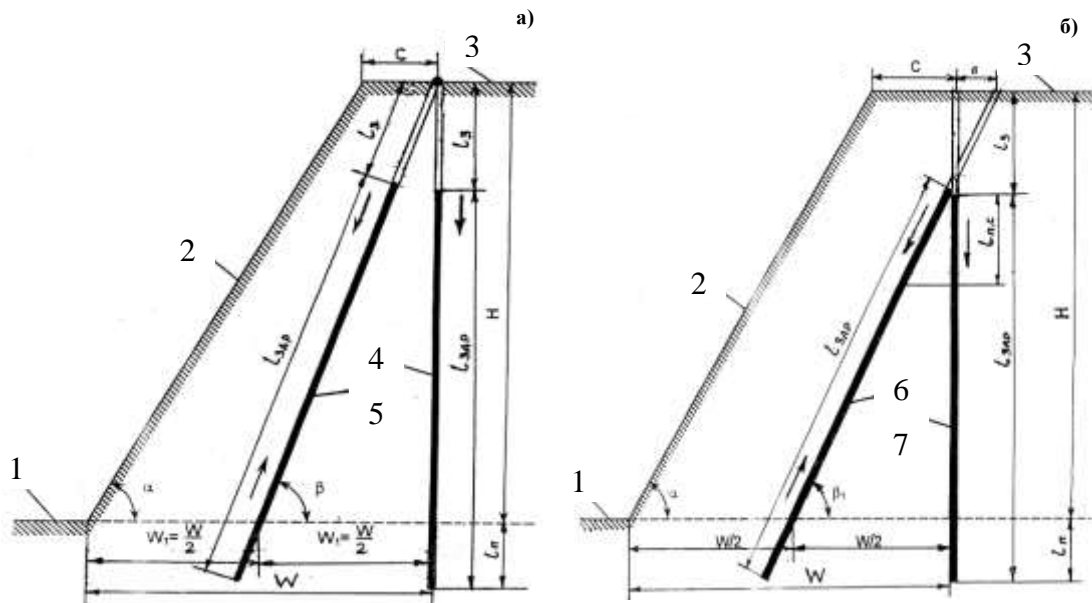
где P — вместимость ВВ в одном метре скважины.

Подставляя значение (3.13) в (3.14), получаем величину перебура скважин первого ряда при $L > b_1$

$$l_{\text{пер.1}} = 1,5 + \frac{0,5KHa q(L - b_1)^2}{P(L - C)}. \quad (3.15)$$

При бурении наклонных скважин по первому ряду для уменьшения ЛСПП нужно увеличивать перебур и во втором ряду, т.к. у него возрастает сопротивление по подошве. Величину перебура во втором ряду нужно так же рассчитывать по формуле (3.15). Бурить скважины с перебуром больше 3,5 м рискованно. Если расчетная величина $l_{\text{пер.1}} > 3,5$ м, то следует применять другие способы преодоления больших ЛСПП. Исследования по интенсификации технологических процессов БВР позволили решить эту

задачу. Для этого разработана технология взрывания высоких уступов (патент на изобретение РФ № 2244252 от 10.01.2005 г.), сущность которой заключается в следующем. Отбойку горных пород ведут парами расходящихся скважинных зарядов (рис. 3.10, а). При этом одну скважину в каждой паре бурят перпендикулярно к подошве уступа, а вторую - в сторону откоса уступа с наклоном к его подошве. Угол наклона скважины и предельная высота уступа определяются по формулам



1 – подошва уступа; 2 – откос уступа; 3 – рабочая площадка; 4 и 5 – наклонная и вертикальная скважины в паре расходящихся скважин, пробуренных в одной вертикальной плоскости; 6 и 7 – наклонная и вертикальная скважины в варианте расположения пары расходящихся и пересекающихся в вертикальной проекции скважин, пробуренных в двух вертикальных параллельных плоскостях

Рис. 3.2. Технология взрывания высоких уступов расходящимися скважинными зарядами в одной вертикальной плоскости (а) и пересекающимися в проекции (б)

$$\beta = \arctg \frac{1,13H}{d_3} \sqrt{\frac{q}{\gamma}}, \text{ град}, \quad H = \frac{2d_3 \sqrt{\frac{\pi \cdot \gamma}{q} - 2c}}{2 \cdot \text{ctg } \alpha}, \text{ м}, \quad (3.16)$$

где α, β – соответственно угол откоса уступа и наклона скважины в пучке;

H – высота уступа, м;

d_3 – диаметр заряда, эквивалентного по энергии суммарному заряду в пучке скважин, м;

q – удельный расход ВВ, кг/м³;

γ – плотность заряжения ВВ в скважине, кг/м³;

c – берма безопасности, м.

Предлагается также наклонную скважину в каждой паре скважин, пробуренных в двух параллельных вертикальных плоскостях, бурить в сторону откоса уступа с наклоном к его подошве под углом (рис. 3.10, б)

$$\beta_1 = \operatorname{arctg} \frac{2H - \sqrt{p/q}}{\sqrt{p/q}}, \text{ град.} \quad (3.17)$$

Аналитическое выражение, определяющее угол наклона β_1 наклонной скважины к подошве уступа, получено из следующих положений. С целью получения конструкции зарядов парой расходящихся скважин, находящихся в двух параллельных вертикальных плоскостях, для реализации эффекта взрыва параллельно-сближенных зарядов наклонную скважину, смещенную в пространстве во второй параллельной плоскости, забуривают с наклоном к подошве уступа таким образом, чтобы она пересекала в проекции вертикальную скважину в точке начала заряда в этой скважине, а расчетную ЛСПП, преодолеваемую цилиндрическим монозарядом большого диаметра эквивалентным по энергии применяемого ВВ паре расходящихся скважин – посередине, при этом вертикальные параллельные плоскости, удаленны друг от друга на расстояние одного-двух диаметров скважины большого диаметра, эквивалентной по энергии применяемого ВВ паре расходящихся скважин.

Целесообразно при одновременном взрыве зарядов ВВ в парах расходящихся скважин инициирование зарядов в вертикальных скважинах производить от их устья, а зарядов в наклонных скважинах – с обоих концов заряда. Эффект инициирования взрывного воздействия в этом случае заключается в следующем. При предлагаемом порядке инициирования (взрывания) пары расходящихся скважинных зарядов процесс передачи в массив энергии взрыва структурируется во времени таким образом, что в результате взрыва наклонной скважины в массиве до окончания процесса детонации заряда ВВ в вертикальной скважине возникает динамическая

внутренняя плоскость обнажения, являющаяся локальной экранирующей компенсационной зоной, способствующей разрушению массива под действием менее энергоемких и более эффективных растягивающих напряжений, а также направленному смещению разрушаемого массива в направлении локальной компенсационной зоны, т.е. по ЛСПП. В этом случае реализуется также идея первичного предварительного предразрушения массива энергией заряда ВВ наклонной скважины, а завершающая стадия разрушения производится зарядом ВВ вертикальной скважины.

Эффективность ведения БВР в предлагаемой технологии взрывной отбойки горных пород на высоких рабочих уступах объясняется не только геометрией расположения зарядов ВВ в парах расходящихся скважин, позволяющих также использовать эффект действия взрыва параллельно-сближенных зарядов в зонах с недостаточной энергонасыщенностью разрушения, но и способом инициирования вертикальных и наклонных зарядов в парах расходящихся скважин (пучков сближенных скважин), способным реализовать направленное и менее энергоемкое разрушение массива по линии ЛСПП, а также эффектом увеличения производительности бурения за счет различного характера изменения скорости бурения и объема бурения при замене одной скважины большого диаметра расходящейся парой скважин меньшего диаметра.

Эффективность разработанной технологии взрывания высоких уступов проверена экспериментально при расконсервации западного борта карьера Мурунтау (рис. 3.3). Подлежащий отработке участок борта карьера включал четыре уступа по 15 м, которые при эксперименте были объединены в два уступа высотой по 30 м. Диаметр скважин - 250 мм. Сетка скважин - 7x7 м. Удельный расход ВВ – 0,95 кг/м³. Конструкция заряда - комбинированная (ЭВВ, ANFO). Применялись диагональные схемы соединения зарядов с интервалом замедления между группами зарядов в 35 мс. В паре расходящихся скважин заряд ВВ размещался в вертикальной и наклонной

($\beta=65^\circ$) скважинах. Изучение гранулометрического состава взорванной горной массы фотопланиметрическим методом показало, что средний размер кусков взорванной горной массы не превышает 22...25 см (в аналогичных условиях на уступах высотой 15 м – 27...30 см.). Применение технологии взрывания высоких уступов парами расходящихся скважинных зарядов при взрывании высоких уступов позволило повысить коэффициент извлечения полезного ископаемого на 0,2%.



Рис. 3.3. Результаты натурального эксперимента по взрыву 30 метрового уступа

Таким образом, произведен расчет определения величины перебура первого ряда скважин при переходе к отбойке руды высокими (более 15 м) уступами и рекомендована технология взрывания высоких уступов расходящимися скважинными зарядами, применение которых при взрывании высоких уступов уменьшило средний размер кусков взорванной горной массы до 22...25 см против 27...30 см в аналогичных условиях за счет повышения степени полезного использования энергии взрыва и смещение границы руды и вмещающих пород, что позволило повысить коэффициент извлечения полезного ископаемого на 0,2%.

3.2. Расчет экономического эффекта разработанных эффективных параметров буровзрывных работ при взрывании высоких уступов в глубоких карьерах

1. Расчёт годового экономического эффекта по условию снижения затрат на ВВ ($\mathcal{E}_{ВВ}$) на 6,0%:

$$\mathcal{E}_{ВВ} = Z_{В1} - Z_{В2} = 17\,664\,512,7 - 16\,604\,482,6 = 1\,060\,030,1 \text{ тыс. сум,}$$

где $Z_{В1}$ и $Z_{В2}$ – годовые затраты на ВВ по базовому и новому вариантам, $Z_{В1} = C_{В1} * Q_{В} = 543,47 * 32503 = 17\,664\,512,7$ тыс. сум, $Z_{В2} = C_{В2} * Q_{В} = 510,86 * 32503 = 16\,604\,482,6$ тыс. сум,

$C_{В1}$, $C_{В2}$ – себестоимость взрывания по базовому и новому вариантам, сум/м³;

$Q_{В}$ – годовой объём взрываваемой горной массы, тыс. м³,

2. Расчёт годового экономического эффекта по условию снижения износа бурового инструмента ($\mathcal{E}_{БУР}$) на 11%:

$$\mathcal{E}_{БУР} = \mathcal{E}_{ШТ} + \mathcal{E}_{ШАР} = 93\,280 + 577\,589 = 670\,869 \text{ тыс. сум}$$

где $\mathcal{E}_{ШТ}$, $\mathcal{E}_{ШАР}$ – экономический эффект от снижения износа штанг и шарошечных долот, $\mathcal{E}_{ШТ} = Z_{ШТ1} - Z_{ШТ2} = 848\,000 - 754\,720 = 93\,280$ млн. сум, $\mathcal{E}_{ШАР} = Z_{ШАР1} - Z_{ШАР2} = 5\,250\,816 - 4\,673\,227 = 577\,589$ тыс. сум;

$Z_{ШТ1}$, $Z_{ШТ2}$ – годовые затраты на буровые штанги по базовому и новому вариантам, $Z_{ШТ1} = C_{ШТ} * Q_{ШТ} = 8\,000 * 106 = 848\,000$ тыс. сум, $Z_{ШТ2} = Z_{ШТ1} - Z_{ШТ1} * 0,11 = 754\,720$ тыс. сум;

$Z_{ШАР1}$, $Z_{ШАР2}$ – годовые затраты на шарошечные долотья по базовому и новому вариантам, $Z_{ШАР1} = C_{ШАР} * Q_{ШАР} = 2\,752 * 1\,908 = 5\,250\,816$ тыс. сум, $Z_{ШАР2} = Z_{ШАР1} - Z_{ШАР1} * 0,11 = 4\,673\,227$ тыс. сум;

$C_{ШТ}$, $C_{ШАР}$ – стоимость одной штанги и одного шарошечного долота, тыс. сум;

$Q_{ШТ}$, $Q_{ШАР}$ – количество израсходованных соответственно штанг и шарошечных долот в год, шт;

3. Расчёт годового экономического эффекта по условию снижения затрат на перемещение горной массы ($\mathcal{E}_{\text{ТР}}$) на 60,3 сум/т км:

$$\mathcal{E}_{\text{ТР}} = \mathcal{Z}_{\text{ТР1}} - \mathcal{Z}_{\text{ТР2}} = 1\,442\,105,7 - 1\,148\,731,8 = 293\,373,9 \text{ тыс. сум,}$$

где $\mathcal{Z}_{\text{ТР1}}$, $\mathcal{Z}_{\text{ТР2}}$ - затраты на транспортирование горной массы по базовому и новому вариантам,

$$\mathcal{Z}_{\text{ТР1}} = C_{\text{ТР1}} * P = 296,41 * 4\,865,24 = 1\,442\,105,7 \text{ тыс. сум,}$$

$$\mathcal{Z}_{\text{ТР2}} = C_{\text{ТР2}} * P = 236,11 * 4\,865,24 = 1\,148\,731,8 \text{ тыс. сум;}$$

$C_{\text{ТР1}}$, $C_{\text{ТР2}}$ - годовая себестоимость транспортирования горной массы по базовому и новому вариантам, $C_{\text{ТР2}} = 296,41 - 60,3 = 236,11$ сум/т км;

$$P - \text{ грузооборот, } P = V * L_{\text{ТР}} = 139\,006,92 * 0,035 = 4\,865,24 \text{ тыс. т км;}$$

$$V - \text{ объём перевозки, } V = V * \rho = 53\,464,2 * 2,6 = 139\,006,92 \text{ тыс. т;}$$

$L_{\text{ТР}}$ - среднее расстояние перемещения горной массы, км.

V - объём перевозки горной массы тыс. м³;

ρ - объёмный вес горной массы, т/м³.

4. Расчёт годового экономического эффекта по условию снижения доли импортных компонентов ЭВВ ($\mathcal{E}_{\text{ИК}}$) с 5,2% до 4,5÷4,0% (принимается на 1,0%):

$$\mathcal{E}_{\text{ИК}} = \mathcal{Z}_{\text{ИК1}} - \mathcal{Z}_{\text{ИК2}} = 4\,415\,400 - 4\,371\,246 = 44\,154 \text{ тыс. сум,}$$

где $\mathcal{Z}_{\text{ИК1}}$, $\mathcal{Z}_{\text{ИК2}}$ - годовые затраты на импортные компоненты по базовому и новому вариантам, $\mathcal{Z}_{\text{ИК1}} = 4\,415\,400$ тыс. сум, $\mathcal{Z}_{\text{ИК2}} = \mathcal{Z}_{\text{ИК1}} - \mathcal{Z}_{\text{ИК1}} * 0,01 = 4\,415\,400 - 44\,154 = 4\,371\,246$ тыс. сум.

5. Расчёт годового экономического эффекта по условию снижения себестоимости производства ЭВВ по усовершенствованной рецептуре ($\mathcal{E}_{\text{ПР}}$) на 5%:

$$\mathcal{E}_{\text{ПР}} = \mathcal{Z}_{\text{ЭВВ1}} - \mathcal{Z}_{\text{ЭВВ2}} = 13\,993\,006,240 - 13\,293\,355,928 = 699\,650,32 \text{ тыс. сум,}$$

где $\mathcal{Z}_{\text{ЭВВ1}}$, $\mathcal{Z}_{\text{ЭВВ2}}$ - затраты на производство ЭВВ по базовому и новому вариантам, $\mathcal{Z}_{\text{ЭВВ1}} = C_{\text{ЭВВ1}} * Q_{\text{ЭВВ}} = 446,94 * 31\,308\,467 = 13\,993\,006,240$ тыс. сум, $\mathcal{Z}_{\text{ЭВВ2}} = C_{\text{ЭВВ2}} * Q_{\text{ЭВВ}} = 424,593 * 31\,308\,467 = 13\,293\,355,928$ тыс. сум;

$C_{\text{ЭВВ1}}$, $C_{\text{ЭВВ2}}$ - годовая себестоимость производства ЭВВ по базовому и новому вариантам, сум/кг;

$Q_{ЭВВ}$ – годовой объём производимых ЭВВ, кг.

6. Расчёт годового экономического эффекта по условию снижения удельного расхода ВВ ($\mathcal{E}_{УДРАС}$) на 3,0%:

$$\mathcal{E}_{УДРАС} = \mathcal{Z}_{В1} - \mathcal{Z}_{В2} = 15\,253\,235,36 - 14\,817\,428,64 = 435\,806,72 \text{ тыс. сум}$$

где $\mathcal{Z}_{В1}$ и $\mathcal{Z}_{В2}$ – затраты на взрывание по базовому и новому вариантам, $\mathcal{Z}_{В1} = C_{ЭВВ} * Q_{В1} = 446,94 * 34128,15 = 15\,253\,235,36$ тыс. сум, $\mathcal{Z}_{В2} = C_{ЭВВ} * Q_{В2} = 446,94 * 33\,153,06 = 14\,817\,428,64$ тыс. сум;

$C_{ЭВВ}$ – годовая фактическая себестоимость ЭВВ, сум/кг;

$Q_{В1}$, $Q_{В2}$ – количество ВВ израсходованных по базовому и новому вариантам, $Q_{В1} = q_1 * V_B = 1,05 * 32\,503 = 34\,128,15$ тыс.т, $Q_{В2} = q_2 * V_B = 1,02 * 32\,503 = 33\,153,06$ тыс. т;

q_1 , q_2 – удельный расход ВВ по базовому и новому вариантам, кг/м³;

V_B – объём взрываваемой горной массы, тыс. м³.

7. Расчёт годового экономического эффекта по условию снижения годовых затрат на взрывные работы за счет изменения порядка взрывных работ ($\mathcal{E}_{ВР}$) на 105 тыс. \$ США:

$$\mathcal{E}_{ВР} = \mathcal{Z}_{ВР1} - \mathcal{Z}_{ВР2} = 17\,664\,512,7 - 17\,492\,511,82 = 172\,000,88 \text{ тыс. сум,}$$

где $\mathcal{Z}_{ВР1}$, $\mathcal{Z}_{ВР2}$ – годовые затраты на взрывные работы по базовому и новому вариантам, $\mathcal{Z}_{ВР1} = 17\,664\,512,7$ тыс. сум = 10 780,8 тыс \$ США, $\mathcal{Z}_{ВР2} = 10\,780,8$ \$ США - 105 \$ США = 10 675,8 тыс \$ США = 17 492 511,82 тыс. сум.

8. Расчёт годового экономического эффекта по условию снижения себестоимости добычи 1 т полезного ископаемого ($\mathcal{Z}_Д$) на 0,2%:

$$\mathcal{Z}_Д = \mathcal{Z}_{Д1} - \mathcal{Z}_{Д2} = 270\,952\,345,01 - 270\,410\,192,0 = 542\,183,01 \text{ тыс. сум}$$

где $\mathcal{Z}_{Д1}$ $\mathcal{Z}_{Д2}$ – затраты на добычу полезного ископаемого по базовому и новому вариантам, $\mathcal{Z}_{Д1} = C_{Д1} * V_Д = 7\,590,518 * 35\,696,16 = 270\,952\,345,01$ тыс. сум, $\mathcal{Z}_{Д2} = C_{Д2} * V_Д = 7\,575,33 * 35\,696,16 = 270\,410\,192,0$ тыс. сум;

$C_{Д1}$, $C_{Д2}$ – себестоимость добычи полезного ископаемого по базовому и новому вариантам, сум/т;

$V_Д$ – годовой объём добычи полезного ископаемого, тыс. т.

Общий годовой экономический эффект разработки эффективных параметров БВР в глубоких карьерах ($\mathcal{E}_{\text{ОБЩ}}$): $\mathcal{E}_{\text{ОБЩ}} = \mathcal{E}_{\text{ВВ}} + \mathcal{E}_{\text{БУР}} + \mathcal{E}_{\text{ТР}} + \mathcal{E}_{\text{ИК}} + \mathcal{E}_{\text{ПР}} + \mathcal{E}_{\text{УД РАС}} + \mathcal{E}_{\text{ВР}} + \mathcal{Z}_{\text{Д}} = 1\,060\,030,1 + 670\,869 + 293\,373,9 + 44\,154 + 699\,650,32 + 435\,806,72 + 172\,000,88 + 542\,183,01 = 3\,918\,067,93$ тыс. сум. (цены приняты на 01.01.2011 г.).

Выводы по главе

1. Произведен расчет определения величины перебура первого ряда скважин при переходе к отбойке руды высокими (более 15 м) уступами и рекомендована технология взрывания высоких уступов расходящимися скважинными зарядами, применение которых при взрывании высоких уступов уменьшило средний размер кусков взорванной горной массы до 22...25 см против 27...30 см в аналогичных условиях за счет повышения степени полезного использования энергии взрыва и смещение границы руды и вмещающих пород, что позволило повысить коэффициент извлечения полезного ископаемого на 0,2%.

2. Разработана технология взрывания высоких уступов в глубоких карьерах, взрывания горных пород производят парами расходящихся скважинных зарядов, отличающийся тем, что одну скважину в каждой паре бурят перпендикулярно к подошве уступа, а вторую - в сторону откоса уступа с наклоном к его подошве уступа, новизна которого защищена патентом на изобретение Российской Федерации № 2244252 от 10.01.2005 г.

3. Промышленное внедрение разработанного способа и их эффективных параметров при взрывании высоких уступов в глубоких карьерах составил 3,9 млрд. сумов в год (цена на 01.01.2011 г.).

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В магистерской диссертационной работе на основе выполненных исследований решены актуальной научно-технической задачи по разработке способа взрывания высоких уступов с применением эмульсионных взрывчатых веществ в глубоких карьерах, повышающий эффективности буровзрывных работ, имеющий важное народно-хозяйственное значение.

Основные научные и практические результаты, полученные при выполнении магистерской диссертационной работы, заключаются в следующем:

1. Разработан метод оценки относительной работоспособности эмульсионных взрывчатых смесей, позволяющий регулировать объемную концентрацию энергии взрыва в комбинированной конструкции зарядов в комплексе с ANFO, при этом повышается эффективность буровзрывных работ в условиях глубокого карьера за счет увеличения работоспособности комбинированного заряда относительно однородного на 15%, уменьшается в 1,5...2,0 раза смещение границы руды и вмещающих пород, улучшается качество дробления горной массы при одновременном снижении затрат на ВВ на 0,9%. Рекомендовано количество ANFO в комбинированном скважинном заряде в зависимости от категорий пород по взрываемости.

2. Определена эффективность применения ЭВВ, которая показывает, что с переходом взрывных работ на применение ЭВВ в комплексе с НСИ качество дробления пород улучшается со снижением среднего размера взорванного куска в развале на 15,8% и затрат на ВВ на 0,8%. Разработан алгоритм технико-экономической оценки применения ВВ и на его основе предложен рациональный ассортимент ЭВВ и ВВВ для пород глубоких карьеров, обладающий возможностью регулирования объемной концентрации энергии за счет изменения рецептурного соотношения компонентов и плотности заряжания.

3 Установлено, что критериями при выборе ингредиентов масляной фракции эмульсии для производства завода ЭВВ должны быть стоимость компонента, доступность его приобретения в Республике Узбекистан, аналитический входной контроль данных сырьевых компонентов или гарантия производителя соответствия качества продукции требованиям стандартов качества и техническим требованиям технологического регламента.

4. Произведен расчет определения величины перебура первого ряда скважин при переходе к отбойке руды высокими (более 15 м) уступами и рекомендована технология взрывания высоких уступов расходящимися скважинными зарядами, применение которых при взрывании высоких уступов уменьшило средний размер кусков взорванной горной массы до 22...25 см против 27...30 см в аналогичных условиях за счет повышения степени полезного использования энергии взрыва и смещение границы руды и вмещающих пород, что позволило повысить коэффициент извлечения полезного ископаемого на 0,2%.

5. Разработана технология взрывания высоких уступов в глубоких карьерах, взрывания горных пород производят парами расходящихся скважинных зарядов, отличающийся тем, что одну скважину в каждой паре бурят перпендикулярно к подошве уступа, а вторую - в сторону откоса уступа с наклоном к его подошве уступа, новизна которого защищена патентом на изобретение Российской Федерации № 2244252 от 10.01.2005 г.

6. Промышленное внедрение разработанного способа и их эффективных параметров при взрывании высоких уступов в глубоких карьерах составил 3,9 млрд. сумов в год (цена на 01.01.2011 г.).

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. М., Недра, 1995, 351 с.
2. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров, в 2-х томах. М., Издательство Академии горных наук, Т.П, 2001, 535 с.
3. Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А., Шлыков А.Г. Совершенствование технологических процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. Изд. «ФАН» АН РУз, 2003, 199 с.
4. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений М., 1970, 278-279 с.
5. Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н., Демич Л.М. и др. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. Ташкент: ФАН, 1998, 254 с.
6. Шеметов П.А., Библик И.П. Адаптация отработки глубоких карьеров к сокращению ширины рабочих площадок. /Горный вестник Узбекистана № 1, 2000, 32 – 34 с.
7. Библик И.П., Сытенков Д.В. Оптимизация параметров буровзрывных работ Горный журнал - 2007-№ 5, 48-51 с.
8. Шеметов П.А., Библик И.П. Физико-техническое обоснование параметров взрывных работ в глубоких карьерах. /Горный вестник Узбекистана - 2011-№ 1, 24-36 с.
9. Библик И.П. Метод определения оптимальных параметров буровзрывных работ для технологических потоков Горный информационно-аналитический бюллетень – Москва, изд. МГГУ 2005 № 3, 119-122 с.
10. Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И. и др. Взрывания высоких уступов. М., Недра, 1964, 108 с.

11. Бибик И.П. Обоснование энергосберегающих технологий взрывных работ на сложноструктурных месторождениях Горный информационно-аналитический бюллетень – Москва, изд. МГГУ 2010 № 8, 102-110 с.

12. Тангаев И.А. Энергетическая концепция оптимального управления открытыми горными работами. Труды Международного симпозиума «Мирный-91», Проблемы открытой разработки глубоких карьеров», НИЦ Мастер, 1991, 26-31 с.

13. Пашков А.А., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Повышение эффективности рудоподготовки в системе «Карьер-обоганительная фабрика». Горный журнал» № 8, 1998, 52-54 с.

14. Шеметов П.А., Бибик И.П., Исаков М.М. Современное состояние и проблемы буровзрывных работ в глубоких рудных карьерах Узбекистана Горный вестник Узбекистана. - 2010-№ 4, 12-19 с.

15. Бибик И.П., Лунин С.В., Джос В.Ф. Взрывание высоких уступов в карьере Мурунтау Горный журнал - 2007-№ 5, 52-54 с.

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

17. Демич Л. М., Рубцов С. К., Шеметов П. А. Интенсификация взрывного дробления руды и пород в карьере Мурунтау. Сб. научно-технических статей. Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом, Ташкент, ФАН АнРУз, 1997, 70-75 с.

18. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Рубцов С.К. Оптимизация типов взрывчатых веществ для карьера Мурунтау. Записки горного института, том 148 (часть 1), Санкт-Петербург, 2001, 197-199 с.

19. Кутузов Б.Н. Развитие ассортимента эмульсионных и гранулированных бестротилового ВВ для горных предприятий России. Проблемы взрывного дела. Сборник статей и докладов № 1, 2002, изд. МГГУ, 170-174 с.

20. Жученко Е.И., Иоффе В.Б. Технология производства, рецептура и применение эмульсионных взрывчатых веществ, предназначенных для механизированного заряжания скважин на открытых горных работах. М., НИЦ-ИГД им. А.А. Скочинского, 2002 г., 110 с.

21. Проспекты и техническая информация фирм "Dynamit Nobel", "Orica" по рецептуре и взрывчатым составам эмульсионных ВВ (www.orica.com).

22. Корнеева Л.В., Кутузов Б.Н., Работинский Н.И., Соснин В.А. Современные промышленные взрывчатые вещества в России и за рубежом. Горный журнал № 7, 1998, 45-49 с.

23. Кутузов Б.Н. Перспективы совершенствования ассортимента промышленных ВВ для карьеров. Горный журнал № 9-10, 1996, 39-43 с.

24. Ковтун И.Н., Воробьев В.Д., Дуганов Б.Г. Опыт применения игданита на открытых разработках. ЦНИЭуголь. Серия «Добыча угля открытым способом». Экспресс-информация. М., 1978, 25 с.

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

26. Бибик И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. Ташкент, Фан, 2008 г., 399 с.

27. Вовк А.А., Черный Г.И. Взрывные работы в горных породах. – Киев: Техника, 1973. –164 с.

28. Мальгин О.Н., Кустов А.М., Шеметов П.А. Совершенствование взрывных работ в Навоийском ГМК. Горный вестник Узбекистана, № 3, 2002, 9-12 с.

29. Покровский Г.И. Взрыв. М., Недра, 1980, 168 с.

30. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Веницкий К.Е. и др. Справочник: Открытые горные работы. М., Горное бюро, 1994, 590 с.
31. Рубцов С.К., Шеметов П.А. Управление взрывным воздействием на горный массив при открытой разработке месторождений. Ташкент, Фан, 2011 г., 400 с.
32. Медников Н.Н. Математические методы и модели в расчетах на ЭВМ. Издание МГГУ, 1966.-156 с.
33. Оксанич И.Ф., Миронов П.С. «Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава». Москва «Недра», 1982, 166 с.
34. Барон Л.И., Кузнецов А.В. Абразивность горных пород при дроблении. М., 1961-168 с.
35. Барон Л.И., Личелли Г.П. Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке. М., Недра.-1966.- 150 с.
36. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. М., Недра, 1982.-274 с.
37. Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. Госстройиздат, 1957.- 200 с.
38. Родионов В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. М., 1962.-30 с.
39. Родионов В.Н. О некоторых качественных соотношениях параметров действия взрыва в твердой среде. В кн.: Взрывное дело, Недра, 1974, №73/30.-С.66-75.
40. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алма-Ата, Наука, 1983.-239 с.
41. Лангефорс У., Кильстрем Б. Современная техника взрывной отбойки горных пород. Пер. с англ. М., Недра, 1968.
42. Репин Н.Я., Богатырев В.П., Буткин В.Д. и др. Буровзрывные работы на угольных разрезах. М., Недра, 1987.-254 с.

43. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М., Недра, 1986 г., 231 с.
44. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. М., Недра, 1978г., 184 с.
45. Бибик И.П., Коваленко В.А. Использование автоматизированной системы сбора данных с буровых станков при проектировании буровзрывных работ Горный вестник Узбекистана. - 2004-№ 4, 44-47 с.
46. Бибик И.П. Опыт применения неэлектрических систем инициирования зарядов ВВ. Горный информационно-аналитический бюллетень № 4, 2005.
47. Григорьев А.В., Листопад Г.Г., Доильцын В.М. и др. Опыт и перспективы применения систем инициирования на карьерах ОАО «Апатит», Горный журнал № 8, 2001, 37-40 с.
48. Бибик И.П., Ершов В.П. Сравнительный анализ применения неэлектрических и электронных систем инициирования взрывов скважинных зарядов на карьерах. Горный вестник Узбекистана, № 2, 2006, 20-25 с.
49. Бибик И.П., Кустиков Т.П., Коломников С.С. Особенности неэлектрических систем инициирования скважинных зарядов. Горный вестник Узбекистана № 3, 2003, 55-57 с.
50. Машуков В.И.. Расчет оптимальных интервалов замедления при короткозамедленном взрывании. Горный журнал № 11, 1965, 35-37 с.
51. Бибик И.П. Опыт применения неэлектрических систем инициирования зарядов ВВ Горный информационно-аналитический бюллетень – Москва, изд. МГГУ 2005 № 4, 231-234 с.
52. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А. «Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах». Ташкент: ФАН, 1999, 276 с.
53. Сытенков Д.В. «Метод выбора и обоснование комплексной механизации технологических потоков на карьерах со сложными горно-

геологическими условиями». Дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. 1998.

54. Бибик И.П. «Выбор и обоснование параметров процессов буровзрывных работ для повышения эффективности горно-транспортного оборудования глубоких карьеров». Дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. 2003.

55. Кутузов Б.Н., Скоробогатов В.М., Ерофеев И.Е. и др. Справочник взрывника. М., Недра, 1988, 21-23 с.

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

57. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Ф.А.Авдеев, В.Л.Барон, Н.В.Гуров и др. – М.: Недра, 1986, 511 с.

58. Сытенков В.Н., Давранбеков У.Ю., Бибик И.П. Проектирование скважинных зарядов при взрывном рыхлении пород в карьерах Пособие для студентов, обучающихся по направлению 5540200 «Горное дело», Навои, 2004 г., 72 с.

59. Сытенков В.Н., Бибик И.П., Коломников С.С. Результаты опытно-промышленных работ по уточнению параметров БВР на руднике Мурунтау Горный вестник Узбекистана. - 2007-№ 3, 39-46 с.

60. Бибик И.П., Заиров Ш.Ш., Ивановский Д.С. Исследование влияния параметров буровзрывных работ на коэффициент сброса при взрывном перемещении разнопрочных горных пород Горный журнал - 2010-№ 12, 19-20 с.

61. Патент на изобретение № IAP 04242. Способ перемещения горных пород взрывом. / Норов Ю.Д., Бибик И.П., Ивановский Д.С., Заиров Ш.Ш. // Зарегистрирован в государственном реестре изобретений Республики Узбекистан г. Ташкент 06.09.2010 г.

62. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. – М.: Наука, 1969. – С. 139-141.

63. Математическая статистика. / Под ред. А.Н. Дина. – М.: Высшая школа, 1975. – 398 с.
64. Методическое руководство по применению программ обработки данных на ЭЦВМ. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1985. - 53 с.
65. Афанасенков А.Н., Котова Л.И., Кукиб Б.Н., Кутузов Б.Н. Об оценке работоспособности промышленных ВВ. Горный журнал № 11-12, 2000, 96-97 с.
66. Рубцов С.К., Мальгин О.Н., Бибик И.П., К вопросу оценки относительной работоспособности эмульсионных взрывчатых составов Горный вестник Узбекистана. - 2005-№ 2, 36-40 с.
67. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. М., Недра, 1988, 209 с.
68. Кантор В.Х., Кутузов Б.Н. Новое поколение гранулированных промышленных ВВ на основе пористой аммиачной селитры. Горный журнал №6, 2003, 27-34 с.
69. Афанасенков А.Н., Котова Л.И., Кукиб Б.Н. О работоспособности промышленных взрывчатых веществ. Физика горения и взрыва. Новосибирск, 2001, 115-125 с.
70. Барон Л.И. Кусковатость и методы измерения. Изд. АН СССР, М., 196 с.
71. Кучерский Н.И. Современные технологии при освоении коренных месторождений золота. М., 2007, 696 с.
72. Шеметов П.А. Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке месторождений. Ташкент, «ФАН». 2005, 122 с.
73. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М., Недра, 1976.-271 с.
74. Мосинец В.Н. Деформация горных пород взрывом. Фрунзе, 1981.-188 с.

75. Демидюк Г.Л. Взрывные работы. В кн.: Теория и практика открытых разработок. Под ред. Мельникова Н.В. М., Недра, 1979. - 397 с.

76. Норов Ю.Д., Бибик И.П., Заиров Ш.Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2009. – №1. – С. 60-64.