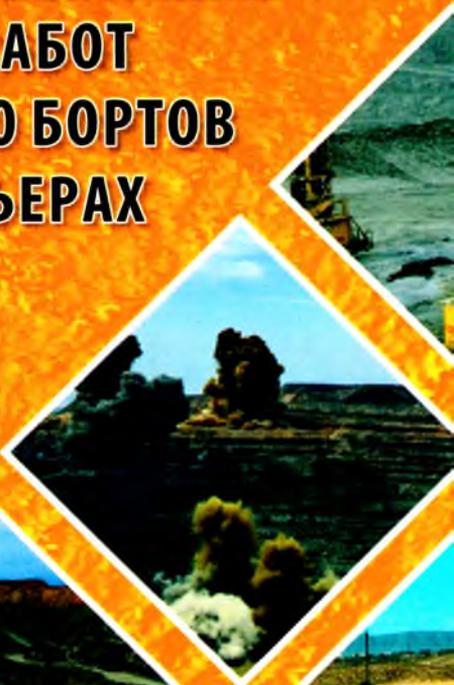


УПРАВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРАМИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ И УСТОЙЧИВОСТЬЮ БОРТОВ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ



**Н.П. Снитка, У.Ф. Насиров,
Ф.Я. Умаров, Ш.Ш. Заиров**

УПРАВЛЕНИЕ ПАРАМЕТРАМИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ И УСТОЙЧИВОСТЬЮ БОРТОВ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

*Под общей редакцией доктора технических наук,
профессора Ю.Д. Норова*



Издательство «Фан»
Академии наук Республики Узбекистан
Ташкент – 2017

УДК 622.235

ББК 33.133

У 67

В монографии приведены теоретические и экспериментальные исследования повышения эффективности взрывных технологий на глубоких карьерах путем разработки способов, позволяющих обеспечить необходимое качество взорванной горной массы, устойчивость откосов бортов и сохранность геологической структуры горного массива. Разработаны способы управления состоянием откосов бортов и ответственных инженерных сооружений в глубоких карьерах для повышения эффективности и безопасности ведения открытой разработки месторождений полезных ископаемых на основе создания единой системы геомеханического мониторинга и управления природными и горнотехническими факторами.

Монография будет полезна преподавателям и студентам горных вузов и факультетов, инженерно-техническим работникам горнодобывающих предприятий, исследовательским и проектным институтам.

Ответственный редактор:

доктор технических наук, профессор **Ю.Д. Норое**

Рецензенты:

доктор технических наук **И.Т. Мислибаев**
кандидат технических наук **Ю.Э. Петросов**
кандидат технических наук **З.С. Назаров**

ISBN 978-9943-19-403-8

© Снитка Н.П., Насиров У.Ф., Умаров Ф.Я., Заиров Ш.Ш., 2017 г.

© Издательство "Фан" АН РУз, 2017 г.

ВВЕДЕНИЕ

Из общего количества золоторудных предприятий мира, введенных в действие за последние годы, около 50% приходится на долю предприятий с открытым способом добычи. При этом при углублении карьеров на 15 м эффективность открытой разработки снижается на 5–15%. Современный этап развития открытого способа разработки характеризуется ведением горных работ на больших глубинах. Увеличение глубины карьеров приводит к росту объемов вскрышных пород. При этом резко обостряются экономические проблемы разработки месторождений, которые на современном этапе развития приобретают особое значение.

Традиционная технология ведения буровзрывных работ (БВР) на глубоких горизонтах карьеров исчерпала свои возможности, поэтому необходимо внедрение более прогрессивных способов, предусматривающих обеспечение в полной мере заданного качества дробления горной массы, повышение устойчивости откосов бортов карьеров при контурном взрывании, применение взрывчатых веществ (ВВ) с использованием дешевых компонентов, снижение пылегазовыделений при массовых взрывах и др.

Значительный вклад в развитие науки о взрывном разрушении горных пород, совершенствовании технологии взрывной отбойки на карьерах, создании и использовании более высокоэнергетических взрывчатых материалов внесли ученые Мельников Н.В., Трубецкой К.Н., Ржевский В.В., Шемякин Е.И., Авдеев Ф.А., Анистратов Ю.И., Барон В.Л., Баум Ф.А., Белин В.А., Бибик И.П., Боровков Ю.А., Бунин Ж.В., Галкин В.В., Граур М.И., Демидюк Г.П., Друкованый М.Ф., Исмаилов Т.Т., Казаков Н.Н., Кутузов Б.Н., Кук М.А., Лукьянов А.Н., Мальгин О.Н., Мосинец В.Н., Насиров У.Ф., Норов Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Райзман М.И., Ракишев Б.Р., Рахимов В.Р., Рубцов С.К., Сытенков В.Н., Юматов Б.П., Шапурин А.В., Шеметов П.А. и др. Ими проведены комплексные исследования и разработаны тех-

нологии, обеспечивающие управление процессами БВР в технологических потоках карьеров, управляемое воздействие взрывных работ на сохранность бортов карьеров, уменьшение выхода негабарита горнорудной массы, разработаны новые схемы взрывания с использованием средств замедления, разработаны научные основы оптимизации расхода основных и вспомогательных материалов при БВР, уменьшено число отказов при взрывном разрушении горных пород.

Вместе с тем, существуют нерешенные проблемы, обусловленные необходимостью повышения эффективности БВР. Это связано с увеличением глубины отработки карьеров, необходимостью использования для ведения взрывных работ более дешевых и высокоэнергетических ВВ, характеристики которых максимально соответствуют свойствам разрушаемых пород. Несмотря на разработку принципиально новых положений о действии взрывов, разработка эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов ВВ и управление сейсмическим воздействием при массовых взрывах в приконтурных зонах карьера путем целенаправленного изменения энергии взрывных волн во времени и пространстве, обеспечивающей целостность борта карьера, изучена недостаточно полно, что имеет особо важное значение при массовых взрывах.

Управление энергией взрывного воздействия на горный массив возможно как за счет рационализации энергетических характеристик скважинного заряда, повышения степени использования энергии взрыва на разрушение породы в зоне отрыва от массива, уменьшения доли энергии взрыва на разброс породы, так и за счет управления формированием развала горных пород.

Анализ теории и практики ведения взрывных работ на месторождениях Кызылкумского региона позволил установить следующее: отсутствуют теоретические исследования действия взрыва различных зарядов ВВ в горных породах с учетом горнотехнических условий работ на карьерах Кызылкумского региона; известные параметры взрывных работ в глубоких карьерах для рудных массивов не обеспечивают в полной мере заданное качество дробления горной массы; для повышения устойчивости откосов бортов карьеров при контурном взрывании отсутствуют критерии оценки работы экранирующих щелей через ко-

эффицент их защитной способности; отсутствуют критерии эффективности применяемых ВВ с использованием дешевых компонентов, производимых в Республике Узбекистан; известные способы подготовки скважинных зарядов к взрыву направлены на решение проблемы повышения эффективности и качества взрывоподготовки горной массы к выемке, однако решение проблемы защиты окружающей среды от загрязнения пылегазовыми выбросами при массовых взрывах недостаточно освещены.

Основные направления повышения эффективности освоения недр связаны с совершенствованием техники и технологии горных работ на глубоких горизонтах карьеров с применением циклично-поточной технологии (ЦПТ). Применение крутонаклонного конвейерного подъема в составе ЦПТ является практически единственным экономически эффективным решением, которое позволяет снизить затраты на доставку горной массы, уменьшить себестоимость готового продукта и улучшить экологию карьеров.

Для эффективного развития горно-металлургической промышленности Республики Узбекистан были осуществлены широкомасштабные программные меры. В этом направлении, в частности на глубоких горизонтах карьеров, применяются мощные конвейерные комплексы, автомобильный и железнодорожный транспорт, в разработку всё в больших объемах вовлекаются трудноизвлекаемые и сложноструктурные руды.

В мировом масштабе с целью совершенствования системы единого геомеханического мониторинга, а также управления природными и горно-техническими факторами в глубоких карьерах особое внимание уделяется совершенствованию методов управления состоянием бортов карьеров и уступов и ответственных инженерных сооружений. С этой точки зрения, следующие направления выполнения научных исследований заслуживают особого внимания: углубление теоретических исследований процессов разрушения прибортового массива глубоких карьеров на основе совершенствования единой системы геомеханического мониторинга; более точное определение влияния горно-технических факторов на сохранность прибортового массива и ответственных инженерных сооружений, а также управление их состоянием в глубоких карьерах; углубление экспериментальных исследований

деформирования законтурного массива под действием массовых взрывов с учётом региональных факторов; разработка эффективных методов управления технологией буровзрывных работ в предконтурной зоне и состоянием ответственных инженерных сооружений глубоких карьеров; эффективное использование различных транспортных средств в отдельных технологических зонах и этапах освоения месторождений полезных ископаемых на карьерах.

В связи с этим дальнейшее развитие применения ЦПТ с КНК с использованием технических, технологических и организационных средств с достижением проектных решений в углублении способов управления состоянием откосов бортов и уступов, а также ответственных инженерных сооружений в глубоких карьерах, обеспечивающих их долговременную сохранность и безаварийную работу является актуальной научной проблемой недропользования.

Глава 1

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В РАЗВИТИИ ТЕХНОЛОГИЙ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ И АНАЛИЗ ВЫПОЛНЕННЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО УПРАВЛЕНИЮ РАЗРУШЕНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

- § 1.1. Основные тенденции развития буровзрывных работ на карьерах**
- § 1.2. Управление энергией взрыва при дроблении горных пород скважинными зарядами ВВ**
- § 1.3. Анализ исследований по изучению закономерностей формирования развала при массовых взрывах на карьерах**
- § 1.4. Анализ влияния взрывных работ в приконтурной зоне карьера Мурунтау на устойчивость откосов бортов**
- § 1.5. Физико–техническая оценка применения эмульсионных ВВ на карьерах Кызылкумского региона**

ГЛАВА 1. СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В РАЗВИТИИ ТЕХНОЛОГИЙ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ И АНАЛИЗ ВЫПОЛНЕННЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО УПРАВЛЕНИЮ РАЗРУШЕНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

§ 1.1. Основные тенденции развития буровзрывных работ на карьерах

Большой вклад в развитие теории разрушения и деформации горных пород взрывом внесли Н.В. Мельников, К.Н. Трубецкой, В.В. Ржевский, Е.И. Шемякин, В.Е. Александров, Е.Г. Баранов, Ж.В. Бунин, К.Е. Виницкий, А.А. Вовк, Г.П. Демидюк, М.Ф. Друкованый, А.В. Дугарцыренов, В.И. Ильин, И.Ф. Жариков, Э.И. Ефримов, Н.Ф. Кусов, Б.Н. Кутузов, Ф.И. Кучерявый, В.И. Комир, Л.Н. Марченко, В.Н. Мосинец, Э.О. Миндели, Ю.Д. Норов, Г.И. Покровский, Б.Р. Ракишев, В.Н. Родионов, В.К. Рубцов, А.Ф. Суханов, В.П. Тарасенко, А.Н. Ханукаев, А.А. Черниговский и другие ученые [1–17], в трудах которых исследован процесс и установлены основные закономерности разрушения горных пород, а также влияние горно-технологических характеристик на эффективность ведения БВР.

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, 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 [18].

Интенсификация технологических процессов на карьерах обусловила появление целого комплекса проблем при ведении БВР. Особую важность эти проблемы приобретают на глубоких горизонтах, где из-за усложнения геологических и горнотехнических условий усиливаются негативные эффекты массовых взрывов.



Рис.1.1. Параметры БВР, основные характеристики разрушений, а также влияющие на них геологические и горнотехнические факторы

На рис. 1.1 приведены параметры БВР, основные характеристики разрушений, а также влияющие на них геологические и горнотехнические факторы.

§ 1.2. Управление энергией взрыва при дроблении горных пород скважинными зарядами ВВ

Большое число методов управления действием взрыва обусловлено многообразием факторов, влияющих на степень дробления. К ним можно отнести [9, 11, 12]:

- управление качеством дробления горного массива;
- управление воздействием на массив и борт карьера;

- управление формированием развала массива горных пород;
- оптимизацию параметров БВР;
- увеличение высоты обрабатываемых уступов.

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

Качество взрывного рыхления горного массива в карьерах принято характеризовать размером среднего куска разрушенных пород, поэтому рациональные параметры взрывных работ невозможно установить без изучения их гранулометрического состава в развале [12].

Наиболее значимым методом управления взрывом является применение короткозамедленного взрывания [10,11]. При этом применение рационализации интервалов замедлений неэлектрических систем инициирования позволяет разместить ту же массу ВВ равномерно во взрываемом объеме, что обуславливает образование свободной поверхности для взрыва каждого последующего заряда на небольшом их расстоянии друг от друга.

Известно, что при распространении ударной волны (волны напряжений) наблюдается значительное поглощение энергии с удалением от центра взрыва. Если, например, взорвать заряд Q , разрушающий объем x^3 , и заряд такой же массы, состоящий из зарядов, размещенных в этом же объеме, но расположенных в n точках, то в первом случае, для всего заряда волна до поверхности распространяется на расстояние x_1 во втором – на расстояние $x_2 = \frac{x_1}{\sqrt[n]{n}}$ описываемого уравнением экспоненты [19].

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

$$E_1 = E_0 \cdot e^{-\alpha n}; \quad E_2 = E_0 \cdot e^{-\alpha \frac{\sqrt[3]{n}}{3}}, \quad (1.1)$$

то энергии, участвующие в дроблении, относятся как:

$$\frac{E_1}{E_2} = e^{-\alpha \sqrt[3]{n} + \alpha \frac{\sqrt[3]{n}}{3}} = e^{-\alpha \sqrt[3]{n} (\frac{1}{3} - 1)}; \quad E_2 = \frac{E_1}{e^{-\alpha \sqrt[3]{n} (\frac{1}{3} - 1)}} = E_1 \cdot e^{\alpha \sqrt[3]{n} (\frac{1}{3} - 1)}. \quad (1.2)$$

Таким образом, во втором случае полезная работа на дробление будет в экспоненциале $\alpha \chi_{(1-1/\sqrt[3]{n})}$ раз больше, чем в первом случае. В этом по существу и заключается эффективность короткозамедленного взрывания.

Управление сейсмическим воздействием при массовых взрывах в приконтурных зонах карьера предполагает целенаправленное изменение энергии взрывных волн во времени и пространстве с тем, чтобы обеспечить целостность борта карьера.

Для сохранения устойчивости бортов карьера необходимо уменьшение сейсмического воздействия на них взрывных работ, что накладывает определенные ограничения на массу одновременно взрывааемых зарядов, общую массу ВВ на взрыв и предполагает использование многозарядного КЗВ с широким спектром интервалов замедлений, в частности, применением систем неэлектрического инициирования, позволяющего реализовывать принцип взрывания «скважина-замедление».

Управление энергией взрывного воздействия на горный массив возможно как за счет рационализации энергетических характеристик скважинного заряда, повышения степени использования энергии взрыва на разрушение породы в зоне отрыва от массива, уменьшения доли энергии взрыва на разброс породы, так и за счет управления формированием развала горных пород.

Взрывные работы в карьерах сопровождаются значительными деформациями разрушаемого горного массива, проявлением которых являются поднятие кровли уступа в результате разрыхления горных пород или ее понижение в результате смещения части пород в горизонтальной плоскости. При этом, в зависимости от применяемой технологии вскрышных и добычных работ перед взрывными работами могут ставиться задачи по обеспечению смещения массива в весьма широких пределах, что может быть реализовано изменением расположения и величины скважинных зарядов ВВ в массиве, а также условиями работы взрыва. От того, насколько смещения массива при взрыве

будут соответствовать заданным значениям, зависит эффективность принятой технологии. Из этого следует, что смещением массива при ведении взрывных работ в карьерах следует управлять, а такое управление является непременным условием эффективной подготовки горного массива к разработке.

При открытой разработке сложно-структурных месторождений для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого взрывное рыхление смешанных рудно-породных массивов требуется вести без значительных нарушений их геологической структуры. Теоретические основы взрывания с сохранением геологической структуры базируются на: ограничении смещений разрушаемого массива с помощью подпорной стенки из неубранной массы (взрыв в «зажатой среде»); короткозамедленном взрывании при многорядном расположении скважин – не менее 7–9 в ряду и не более 6–8 по ширине взрываемого блока; применении качественной забойки.

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

§ 1.3. Анализ исследований по изучению закономерностей формирования развала при массовых взрывах на карьерах

В последние годы в практике работы горных предприятий формированию развала и взрыванию в «зажатой среде» придается особое значение [1, 3–11, 20–27].

В работе [3, 22] фактическая ширина развала при взрывании на свободный откос определяется по формуле:

$$B_p = B_1 + (n - 1)b, \text{ м}, \quad (1.3)$$

где B_1 – ширина развала при взрывании скважинных зарядов первого ряда, м;

n – число рядов скважин, ед.;

b – расстояние между рядами скважин, м.

Ширина подпорной стенки $B_{н.с.}$ по технологическим условиям разборки развала пород

$$B_{н.с.} = \frac{B_1 - w_p - R_{н.с.} - R_p + c}{1 + \frac{B_1}{a}}, \text{ м}, \quad (1.4)$$

где a – предельная $B_{н.с.}$, при котором $B_1 = 0$.

w_p – линия сопротивления по подошве уступа, м;

$R_{н.с.}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния;

R_p – радиус разгрузки экскаватора, $R_p \approx (0,7 \div 0,8) R_{p. \max}$;

c – расстояние от внешней части развала до оси путей, 2,5–3,5 м.

Ширина развала пород со взрыванием на подпорную стенку

$$B_p \approx B_1 \left(1 - \frac{x}{a} \right) + (n-1)b, \text{ м}. \quad (1.5)$$

Автором работы [2] ширину развала горных пород рекомендуется определять по формуле:

– для трещиноватых пород

$$B_p = A \left(K_p \frac{H_y}{W} - 1 \right) \frac{H_y}{2}, \text{ м}, \quad (1.6)$$

– для пород средней крепости

$$B_p = 2 \left(K_p \frac{H_y}{W} - 1 \right) A, \text{ м}, \quad (1.7)$$

– для крепких пород

$$B_p = \left(2K_p \frac{H_y}{W} - 1 \right) A, \text{ м}, \quad (1.8)$$

где A – ширина заходки, м;

K_p – коэффициент разрыхления пород;

H_y – высота уступа, м;

W – линия наименьшего сопротивления, м.

В работе [28] для условий карьеров Кызылкумского региона (коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова $f=8-12$) ширина подпорной стенки должна составлять не менее 1,5–2,0 высоты уступа:

$$B_{н.с.} = 1,5 \div 2H_y, \text{ м}, \quad (1.9)$$

где H_y – высота уступа, м.

Параметры БВР корректируются в процессе ведения работ на карьере.

Экспериментальными исследованиями [20] процессов движения среды при взрыве скважинных зарядов установлено, что наибольшую начальную скорость приобретает участок массива на откосе уступа, расположенный

на уровне, соответствующем середине колонки заряда ВВ под подошвой уступа.

В работе [21] проведены экспериментальные исследования по определению влияния условий взрывания (в «зажатой» среде и на свободную поверхность) на образующийся объем пылегазового облака, для фиксации развития которого во времени и пространстве использовалась скоростная киносъемка.

В работах [1, 29] сделан акцент на влияние высоты уступа на изменение ширины развала породы. Предложенная зависимость получена из предположения, что геометрическая модель поперечного сечения развала имеет вид треугольника. Ширину развала он определяет по формуле

$$B_p = 1,41H_p \sqrt{\frac{K_p \gamma_1 (1 + \gamma_2) \sin(\alpha_v - \beta_p)}{\sin \alpha_v - \beta_p}}, \text{ м}, \quad (1.10)$$

где K_p – коэффициент разрыхления горной породы;

α_v и β_p – соответственно углы откоса взрываемого уступа и развала взорванной горной массы, град.;

γ_1 – отношение линии сопротивления по подошве (АСПП) к высоте развала;

γ_2 – отношение расстояния между скважинами к АСПП.

Расчет ширины развала от удельного расхода ВВ выполнен Союзвзрывпромом [23] для пород крепостью $f=2\div 20$ по формуле:

$$B_p = 5q \sqrt{H_p W_p}, \text{ м}. \quad (1.11)$$

Автором работ [10, 30] предложено применение взрыва «в зажатой среде» для сохранения геологической структуры массива на сложноструктурных месторождениях. В процессе выполнения опытно-промышленных работ на карьерах им исследованы основные закономерности деформации массива при взрыве, выявлены главные элементы, определяющие степень деформации массива.

В работах [11, 31] экспериментальными исследованиями установлено, что смещение массива при взрывании в «зажатой» среде существенным образом зависит от мощности подпорной стенки. Ширина подпорной стенки определяется по формуле:

$$B_{п.ст.} = \frac{WK_p}{2} \left(1 + \frac{C_{p, \rho_1}}{C_{p, \rho_2}} \right), \text{ м}, \quad (1.12)$$

где k_c – коэффициент, учитывающий акустическую жесткость взрывааемых пород и необработанной горной массы;

C_{p, ρ_0} и C_{p, ρ_1} – акустическая жесткость взрывааемых пород и неубранной горной массы.

Минимальная величина горизонтальных смещений при взрыве «в зажатой среде», обеспечивающая сохранение структуры массива в наибольшей степени, достигается при ширине подпорной стенки (L_m) из неубранной породы, определяемой из выражения [32]:

$$L_m = 0,625 W k_p, \text{ м}, \quad (1.13)$$

где W – сопротивление пород по подошве уступа, м;

Ширина подпорной стенки, определенная по (1.13), необходима при установлении ширины рабочей площадки на уступе. При этом следует иметь в виду, что управление горизонтальными смещениями при взрыве «в зажатой среде» осуществляется главным образом для регулирования потерь и разубоживания руды.

В работе [33] авторами исследовано управление развалом пород путем применения различных схем взрывания, а также оставлением в забое перед взрывом подпорной стенки, кроме того, разработан алгоритм определения параметров подпорной стенки при взрывании в условиях «зажатой» среды.

Максимальная ширина развала пород определяется по формуле:

$$B_p = W - H_y \cdot \text{Ctg} \alpha + \frac{v^2}{2g} + v \sqrt{\frac{H_y + \frac{v^2}{4g}}{g}}, \text{ м}, \quad (1.14)$$

где H_y – высота уступа, м;

α – угол откоса уступа, град.;

v – скорость смещения горной массы, м/с;

H – расстояние от нижней части подошвы уступа до верхней части колонки заряда, м;

g – ускорение свободного падения, $g=9,81 \text{ м/с}^2$.

Ширину подпорной стенки рекомендуется определять по формуле:

$$B_{n.c.} = B_p - W_0 - \Delta B, \text{ м}, \quad (1.15)$$

где ΔB – ширина применяемого экскаватора, м.

Результаты анализа исследований по изучению закономерностей формирования развала при массовых взрывах на карьерах сведены в табл. 1.1.

О влиянии сопротивления воздуха на дальность развала породы в научной литературе нет единого мнения. Большинство исследователей считают, что при удельных

расходах ВВ менее $0,5 \text{ кг/м}^3$ сопротивление воздуха можно не учитывать [14, 16, 26, 27].

Таблица 1.1

Расчет ширины развала B_p и ширины подпорной стенки $B_{n,c}$ при взрыве скважинных зарядов по различным авторам

№	Автор публикации	Рекомендуемые зависимости
1.	Мельников Н.В.	$B_p = 1,41H \sqrt{\frac{K_p \gamma_1 (1 + \gamma_2) \sin(\alpha_1 - \beta_p)}{\sin \alpha_1 - \beta_p}}, \text{ м.}$
2.	Шешко Е.Ф.	$B_p = 2 \left(K_p \frac{H_1}{W} - 1 \right) A, \text{ м.}$
3.	Ржевский В.В.	$B_p = K_p K_n \sqrt{qH} + (n-1)b, \text{ м.}$ $B_{n,c} = \frac{B_p - w_p - R_{n,c} - R_p + c}{1 + \frac{B_p}{a}}, \text{ м.}$
4.	Союзвзрыв-пром	$B_p = 5q \sqrt{H \cdot W}, \text{ м.}$ $B_{n,c} = \frac{B_n}{1 + \frac{50}{F}}, \text{ м.}$
5.	Зурков П.Э.	$B_p = 2WK_p K_r, \text{ м.}$
6.	Ракишев Б.Р. (лабораторные опыты)	$B_p = \frac{3,4}{W^{0,25}}, \text{ м.}$
7.	Ракишев Б.Р. (промышленные опыты)	$B_p = K_n \sqrt{\frac{\omega_{np}}{\omega_{1r}}} \sqrt{\frac{a_{опл}}{a_p}} \frac{HQ}{W' \sqrt{a_{1r} l_{оп}}}, \text{ м.}$
8.	Машуков В.И.	$B_p = \frac{D_m}{8} \sqrt{\frac{14Qh_{1r}}{q\rho WH}}, \text{ м.}$
9.	Кутузов Б.Н.	$B_p = 3,5K_{1r} K_{ch} H_1 \sqrt[3]{F} \sqrt{\frac{q}{H_1}}, \text{ м.}$
10.	Репин Н.Я.	$B_p = \frac{1}{\cos \varphi} \left[A + \sqrt{A^2 + \frac{2v_0^2 h_0 \sin \alpha}{g \cos \varphi}} \right] - h_0 \operatorname{tg} \varphi, \text{ м.}$

Продолжение табл. 1.1

№	Автор публикации	Рекомендуемые зависимости
11.	Пучков Я.М.	$B_p = \frac{8345C_1^{2,2} m_1 Q_1 H_1}{a(W+l_n)} + 0,55C_{II} \rho_{II} - 11,2, \text{ м.}$
12.	Бевз Н.Д.	$B_p = 37,6 - 0,36f + 0,65H_1 - 0,34p_1 + 0,07W_1 - 1,31a_1 + 6,02q_1, \text{ м.}$
13.	Друкованный М.Ф.	$B_p = \left[1 - \frac{\sqrt{l_n^2 (K_p W_{II} + A)}}{\sqrt{A^2 (K_p W_{II} + l_n)}} \right] R_{II}, \text{ м;}$ - для пород средней крепости $B_{II} = 2 \cdot W, \text{ м,}$ - в крепких породах $B_{II} = (3,0 \div 3,5) \cdot W, \text{ м.}$
14.	Специалисты НГМК	$B_p \geq 0,8\sqrt{E_p}, \text{ м;}$ $B_{II} = 1,5 \div 2H, \text{ м.}$
15.	Мосинец В.Н.	$B_{II} = 0,625Wk_p, \text{ м.}$
16.	Ташкинов А.С.	$B_p = \Delta b + \Delta B_{\psi} - h_0 \cdot \text{ctg} \alpha, \text{ м;}$ $B_{II} = K_p \cdot W \cdot \left(\frac{2 \cdot K_{III} \cdot q_n \cdot E_p \cdot E}{\sigma_{II}} - 1 \right), \text{ м.}$
17.	Специалисты ОАО «ЮГОК»	$B_p = W_{II} - H_1 \cdot \text{ctg} \alpha + \frac{v^2}{2g} + v \sqrt{\frac{H + \frac{v^2}{g}}{g}}, \text{ м;}$ $B_{II} = B_p - W_0 - \Delta B, \text{ м.}$
18.	Жариков И.Ф.	$B_p = (K_p V_{II} \text{tg} \psi / 2/a)^{1,2}, \text{ м.}$

Таким образом, в результате проведенного анализа исследований по изучению закономерностей формирования развала при массовых взрывах на карьерах установлено, что вопросам оптимизации ширины подпорной стенки посвящено недостаточно работ, причем, как правило, они рассматриваются для применения гранулированных типов и простейших составов ВВ, а также инициирования зарядов с помощью ДШ. Исследования рациональных параметров закладываемых зарядов эмульсионных ВВ и неэлектрических способов инициирования взрывов для создания оптимальных размеров подпорной стенки, сохранения геологической структуры горного массива, сокращения подготовительно-восстановительных операций при взрыве на уступе, повышения безопасности и увеличения производительности работы погрузочно-транспортного оборудования в научной литературе не освещены.

§ 1.4. Анализ влияния взрывных работ в приконтурной зоне карьера Мурунтау на устойчивость откосов бортов

Исследования по применению специальных методов ведения БВР при оформлении откосов уступов подробно описаны в работах [34–58], в которых изучено действие взрыва скважинных зарядов ВВ в приконтурной зоне карьера.

Авторами [59–75] изучено влияние взрывных работ в приконтурной зоне карьера на устойчивость откосов бортов на месторождениях Кызылкумского региона.

В соответствии с Едиными правилами безопасности [76] при постановке бортов карьеров на предельный контур допускается ширина берм не менее $1/3 H$.

Согласно работе [77] для повышения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров Центрального рудоуправления НГМК при их выходе на проектный контур применяется приконтурное взрывание предварительным щелеобразованием и взрыванием приконтурной зоны шириной не более 50 м от капитального борта.

В приконтурной зоне первоначально взрываются наклонные скважины экранирующей щели как отдельно от вертикальных, так и вместе с вертикальными скважинами. Интервал замедления между взрывами наклонных скважин экранирующей щели и вертикальных при их одновременном взрывании должен быть не менее 75–100 мс. Сумарный вес на одно замедление при взрыве вертикальных скважин не должен превышать 2500 кг. Наклонные скважины экранирующей щели обустраиваются строчкой через 2,0–3,0 м диаметром 150–250 мм и заряжаются шланговыми зарядами, патронированными ВВ с применением несущей основы (полиэтиленовый рукав, бечевка и т.д.), или ВВ в полиэтиленовых рукавах диаметром не менее критического диаметра применяемого заряда с расходом 2–3 кг/п.м. (рис. 1.2, 1.3). В проекте на массовый взрыв в приконтурной зоне должны указываться границы уступа капитального борта карьера.

Для предотвращения возникновения осыпей на каждом подступе при отработке приконтурного участка оставляют предохранительную берму. Недостатками этих схем являются: необходимость строительства и содержания транспортных коммуникаций на каждом подступе, увеличение объема БВР, что приводит к дополнительным эксплуатационным расходам и, как следствие, увеличивает стоимость подготовки горной массы к экскавации.

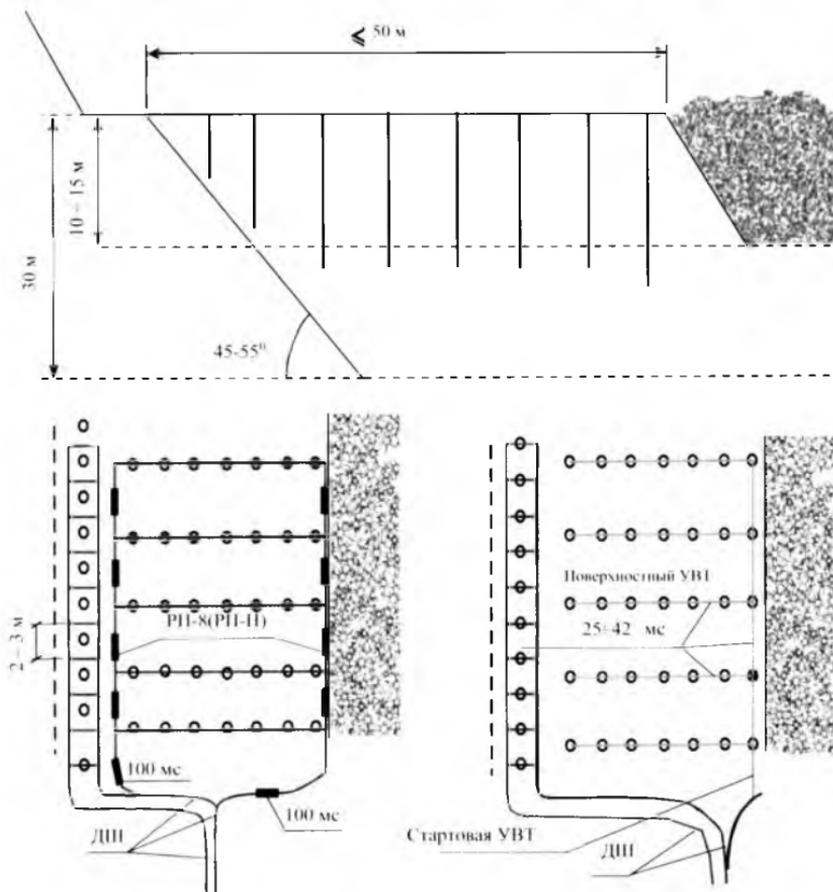


Рис.1.2. Схема ведения взрывных работ в приконтурной (50 м) зоне карьера Мурунтау

Сравнительные испытания различных конструкций зарядов ВВ при заоткоске уступов методом предварительного щелеобразования позволили определить, что наиболее эффективной конструкцией заряда являются: шланговые заряды ВВ, патронированный Нобелит-216Z, помещенные в пластиковую или полиэтиленовую оболочку.

В результате исследований для горно-геологических условий месторождения Мурунтау рекомендуется несколько схем заоткоски уступов (рис. 1.4) [78].

При постановке 30-ти метровых уступов в предельное положение по схеме а, б, в, г уступ разбивается на подуступы 5; 7,5; 10 и 15 м.

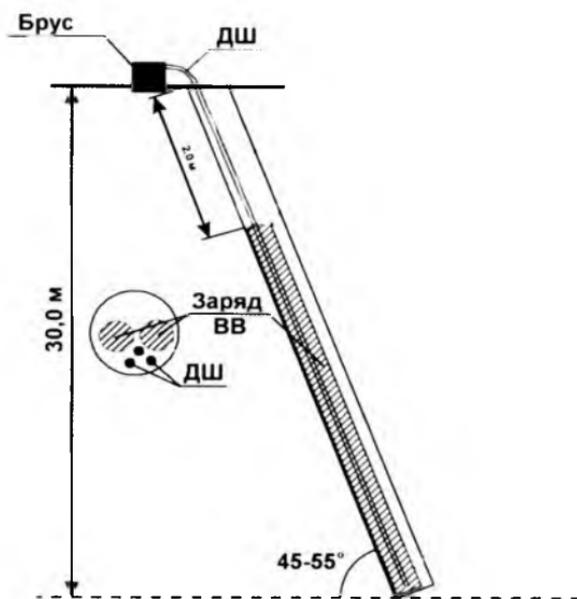


Рис.1.3. Конструкция заряда наклонной скважины отрезной щели

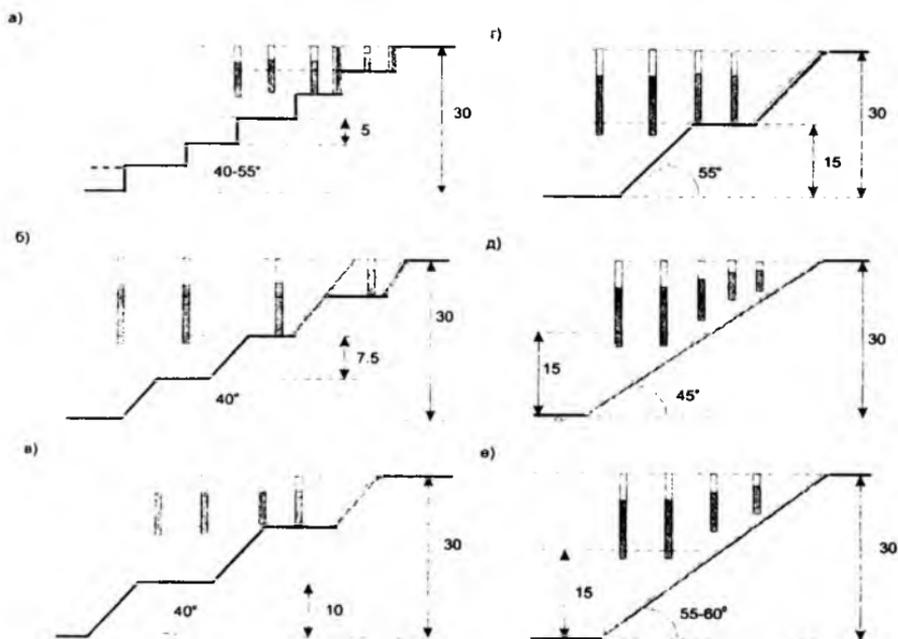


Рис.1.4. Схемы заоткоски уступов на карьере Мурунтау: а, б, в, г – с отстройкой предохранительных берм между подступами; д, е – без предохранительной бермы

Таким образом, анализ деформаций в карьере Мурунтау показал, что взрывание наклонных скважин целесообразно применять в породах с ненарушенной структурой, когда по поверхностям трещин или напластованиям еще не утрачены силы сцепления.

§ 1.5. Физико-техническая оценка применения эмульсионных ВВ на карьерах Кызылкумского региона

Рецептуры всех эмульсионных ВВ (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, эмульсионные ВВ 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 ВВ, 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 [3, 4, 10–12].

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 бестротилловые (игданиты, углениты, гранулиты и др.);
- эмульсионные (порэммиты, сибириты, тован и др.);
- предохранительные (углениты, аммониты);
- конверсионные (гранипоры, бризантные ВВ).

В последнее десятилетие предложено около 20 рецептур эмульсионных ВВ, 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.

Наметился рост потребления ВВ за счет эмульсионных ВВ, в том числе с добавлением в водоустойчивые эмульсионные составы до 40–50% игданита для повышения эффективности действия эмульсионных ВВ 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 эмульсионных ВВ на карьерах Кызылкумского региона представлены в табл. 1.2.

Структурная схема промышленного изготовления эмульсионных ВВ 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; зарядание эмульсионного ВВ в скважины СЗМ: сенсibilизации эмульсий – добавление газогенерирующих добавок (ГГД).

В производстве ЭВВ по технологии компании «ORICA» используются компоненты, формирующие эмульсионную матрицу (эмульсию) и затем смесевое эмульсионное ВВ (табл. 1.3), функциональное назначение которых заключается в следующем. Горячий раствор аммиачной селитры совместно с натриевой селитрой образуют раствор окис-

лителя. 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 1.2

Составы и энергетические параметры эмульсионных ВВ, применяемых на карьерах Кызылкумского региона

№ п/п	Показатели	Эмульсионные взрывчатые составы				
		Нобелит 2000	Нобелит 2030	Нобелан 2060	Нобелан 2070	Нобелан 2090
1.	Состав ЭВВ: АС+ДТ, % эмульсия, %	– 100	30 70	60 40	70 30	90 10
2.	Теплота взрыва кДж/кг ккал/кг	2600 621	2900 693	2807 671	2817 673	2914 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 заряжения, 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

Продолжение табл. 1.2

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	

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.

Таблица 1.3

Компоненты для производства эмульсионных ВВ

№ п/п	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	

Продолжение табл. 1.3

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	

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, соответствен-

но, 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 заряжания скважин.

Выводы

1. В результате проведенного анализа исследований по изучению закономерностей формирования развала при массовых взрывах на карьерах установлено, что вопросам оптимизации ширины подпорной стенки посвящено недостаточно работ, причем, как правило, они рассматриваются для применения гранулированных типов и простейших составов ВВ, а также инициирования зарядов с помощью ДШ. Исследования рациональных параметров закладываемых зарядов эмульсионных ВВ и неэлектрических способов инициирования взрывов для создания оптимальных размеров подпорной стенки, сохранения геологической структуры горного массива, сокращения подготовительно-восстановительных операций при взрыве на уступе, повышения безопасности и увеличения производительности работы погрузочно-транспортного оборудования в научной литературе не освящены.

2. В большинстве случаев проектные углы погашения бортов карьеров меньше предельных по устойчивости. Проектные углы погашения откосов уступов во всех случаях принимаются равными предельно устойчивым с учетом нормативного коэффициента запаса. Однако при обычной технологии ведения буровзрывных работ в приконтурной зоне наблюдается разрушение межблочных связей на значительную глубину, особенно в верхней части уступа, что приводит к выполаживанию откосов уступов и зауживанию транспортных берм.

3. Восстановление транспортных коммуникаций за счет дополнительной разности бортов связано со значительными материальными затратами. Поэтому применение контурного взрывания при оформлении откосов скальных уступов экономически оправдано.

4. При отсутствии системы трещин, подрезаемых откосом уступа, формирующийся в процессе длительного стояния профиль откоса целиком определяется мощностью и профилем зоны нарушения межблочных связей от непосредственного воздействия взрыва в приконтурной зоне. Последующие взрывы во внутренней зоне карьера способствуют осыпанию наиболее нарушенной верхней части откоса уступа.

5. При наличии пологопадающей в сторону карьера системы трещин устойчивость уступа с углом откоса, большим угла падения трещин, может быть сохранена лишь при условии сохранности контактов по межблочным трещинам наиболее опасной системы. Применение предварительного щелеобразования в комплексе с осторожным взрыванием в приконтурной зоне в большинстве случаев позволяет обеспечить сохранность контактов по наиболее опасной системе трещин и, тем самым, достигнуть устойчивости уступов при наличии пологопадающих трещин, подрезаемых откосом. Однако длительная устойчивость таких уступов существенно зависит от сейсмического воздействия последующих взрывов во внутренней зоне карьера.

6. Анализ исследований по применению специальных методов ведения БВР при оформлении откосов уступов показал, что наиболее эффективным способом ограничения зоны деформаций за проектной поверхностью отрыва является применение предварительного щелеобразования.

7. Анализ исследований по выбору параметров оконтуривающих зарядов для создания экранирующей щели выявил отсутствие методики, позволяющей достаточно обоснованно и однозначно рекомендовать параметры БВР для конкретных горно-геологических условий. Известные в настоящее время зависимости позволяют лишь ориентировочно оценить соотношение между основными параметрами оконтуривающих зарядов.

8. В связи с отсутствием теоретических зависимостей для расчета предельно допустимых, по условию сохранения устойчивости откосов, нагрузок на контурный массив, отработку параметров БВР требуется производить для каждого участка, отличающегося строением массива или физико-механическими свойствами пород.

9. Для горно-геологических условий месторождения Мурунтау рекомендуется несколько схем заоткоски уступов. Главными недостатками этих схем являются: необходимость строительства и содержания транспортных коммуникаций на каждом подступе, увеличение объема БВР, что приводит к дополнительным эксплуатационным расходам и, как следствие, увеличивает стоимость подготовки горной массы к экскавации.

Глава 2

АНАЛИЗ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО УПРАВЛЕНИЮ СОСТОЯНИЕМ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ ОТКОСОВ И ОТВЕТСТВЕННЫХ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

§ 2.1. Анализ разработанных современных методов определения и оценки параметров устойчивых откосов бортов карьеров

§ 2.2. Анализ исследований по применению и совершенствованию БВР при заоткоске уступов

§ 2.3. Анализ исследований влияния природных и горнотехнических факторов на устойчивость бортов глубоких карьеров

§ 2.4. Анализ фактического состояния устойчивости откосов бортов карьера и состояния ответственных инженерных сооружений в карьере Мурунтау

§ 2.5. Анализ используемых способов управления для геомеханического мониторинга состояния ответственных инженерных сооружений в карьерах

ГЛАВА 2. АНАЛИЗ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО УПРАВЛЕНИЮ СОСТОЯНИЕМ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ ОТКОСОВ И ОТВЕТСТВЕННЫХ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ В ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

§ 2.1. Анализ разработанных современных методов определения и оценки параметров устойчивых откосов бортов карьеров

Для направленного воздействия на процесс управления состоянием откосов бортов карьеров необходимо иметь совокупность информации о геологическом строении массива, прочностных свойствах горных пород по любому направлению в пространстве с учетом количественной и качественной оценки воздействия инженерной деятельности человека на массив, которые достаточно и полно описаны в работах [159–169].

На основании теоретических и экспериментальных исследований Ю.И. Анистратова, В.Ф. Баранова, Е.Г. Баранова, Б.Н. Байкова, В.А. Боровикова, Ю.А. Боровкова, В.А. Белина, Л.А. Вайсберга, С.Д. Викторова, Э.Л. Галустяна, С.А. Гончарова, М.Ф. Друкованного, В.Н. Закалинского, Б.Н. Кутузова, С.В. Корнилова, В.Н. Мосинца, Н.В. Мельникова, В.Д. Морозова, М.Е. Певзнера, И.И. Попова, В.Н. Попова, Б.Р. Ракишева, В.Р. Рахимова, С.К. Рубцова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, Г.Л. Фисенко, Б.П. Юматова и др. [169–181] изучена устойчивость бортов карьеров и отвалов на основе комплексного исследования напряженно-динамического состояния горного массива.

Количественные характеристики массива позволяют обоснованно рассчитать рациональные устойчиво-конструктивные параметры откосов и разработать технологию ведения горных работ, обеспечивающую эффективную и безопасную эксплуатацию месторождения.

Разнообразные природные условия развития деформаций, локальные и региональные особенности массивов

горных пород привели к разработке большого числа расчетных методов, которые отличаются способами и точностью решения, условиями применения, учетом разного количества факторов, неодинаковыми теоретическими предпосылками.

В настоящее время с целью систематизации и анализа методов расчета разработан ряд их классификаций, в основу которых положены различные признаки. Большая часть классификаций разработана применительно к тем задачам, которые ставились авторами при проведении исследований.

Все методы расчетов устойчивости откосов делятся на пять групп, которые объединены в два вида [160]: когда условие предельного напряженного состояния удовлетворяется в каждой точке некоторой области массива и не во всех точках, а лишь по внутренней границе некоторой области.

В основу классификации, приведенной в работе [161], положены две группы критериев – два общих и пять частных. Это позволило выделить несколько направлений, по которым разрабатываются методы: расчет равнопрочных откосов; расчет общей устойчивости по заданной поверхности скольжения; расчет устойчивой высоты через напряжения в любой точке откоса. Методы разделены на 10 групп и 14 подгрупп, характеризующихся различной степенью математической и физической обоснованности, областью применения и точностью получения результатов.

В работе [162] предложена классификация, в основу которой положены теоретические предпосылки, характеристика среды, наличие и конфигурация наивероятнейшей поверхности скольжения и данные, получаемые в результате исследований.

Представляется более удобным классифицировать расчетные методы по схеме, приведенной на рис. 2.1 и основанной на характере определяемой устойчивости, точности расчетов, методе решения, типе поверхности скольжения, виде поверхности скольжения, форме поверхности скольжения.

Расчетные методы можно разделить на две основные группы:

– методы, строящиеся на математической и физической основе, используемые для отыскания общих решений основных инженерных задач для конкретных условий среды;

– упрощенные и приближенные методы, разработанные применительно к конкретным горно-геологическим условиям для прогнозов устойчивости откосов.

При расчетах по методам этой группы строится сетка поверхностей скольжения, в каждой точке которой удовлетворяется условие предельного состояния. Эти методы наиболее обоснованы в теоретическом и математическом отношениях и применимы для расчетов откосов в изотропной среде. Вместе с тем, они имеют определенные недостатки: неприменимы в условиях неоднородного массива, сложенного трещиноватыми скальными и полускальными породами; трудоемки операции построения устойчивых контуров откосов.

Большинство методов расчета параметров откосов относятся ко второй группе. Основная задача в методах расчета сводится к определению наиболее слабой поверхности скольжения в массиве откоса, относительно которой и рассматривается равновесие призм обрушения.

В методах принимаются три типа поверхностей скольжения – природные, условные и комбинированные, а по классификации, приведенной в работе [163] – явные, неявные и комбинированные.

Поверхности скольжения могут быть плоскими и объемными. Плоские поверхности подразделяются на прямолинейные, ломанные, призматические и криволинейные, среди которых выделяют круглоцилиндрические, логарифмические спирали и кривые высших порядков.

Объемные поверхности скольжения группируются в топографические и лотковые.

Многочисленные натурные и лабораторные наблюдения за деформациями откосов показывают, что по конфигурации поверхности сдвижения соответствуют вышеперечисленным формам.

Поверхности обрушения в изотропной среде большей частью криволинейны и в инженерной практике расчетов устойчивости откосов аппроксимируются в основном дугами окружностей произвольного радиуса.

При построении произвольных круглоцилиндрических поверхностей скольжения не учитывается напряженное состояние откоса, а у поверхности скольжения наибольшее напряжение имеет несколько направлений действия, составляющих между собой некоторый угол, что лишено физического смысла. В то же время известно, что в каждой точке нагруженного тела в данный момент времени действуют два главных напряжения σ_1 и σ_2 .

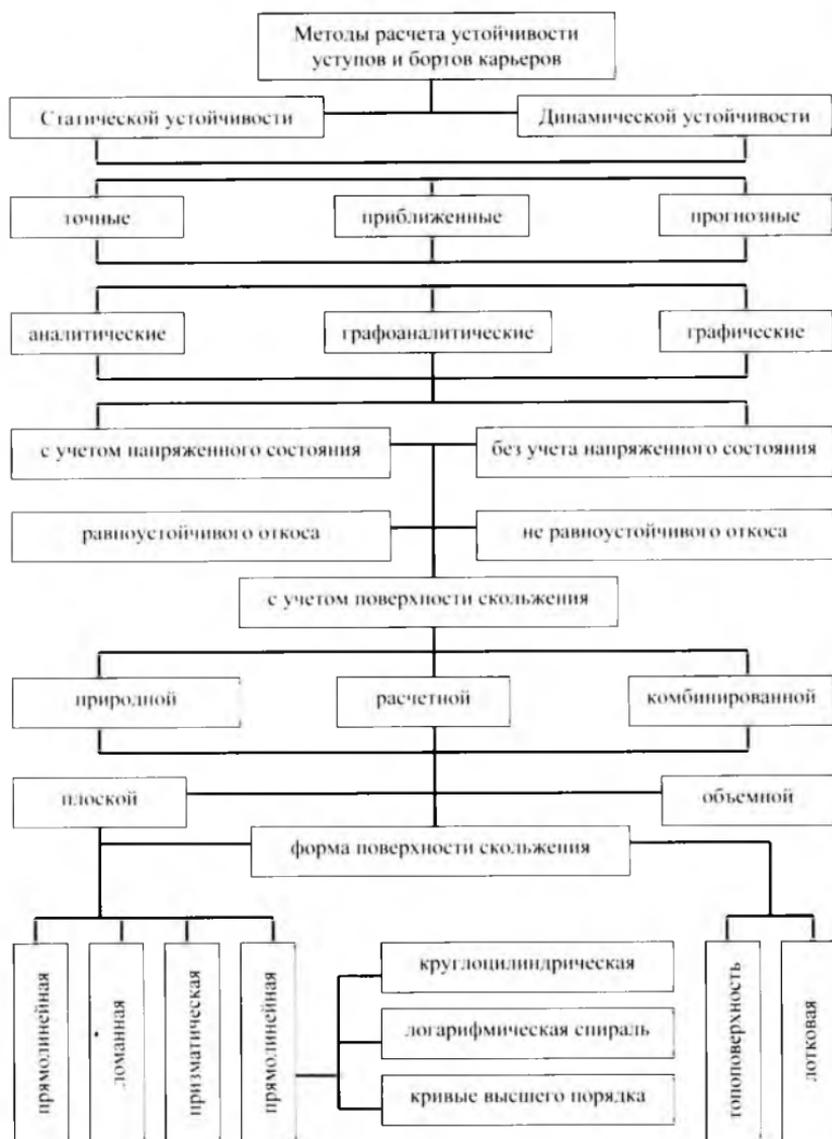


Рис.2.1. Классификация методов расчета устойчивости уступов и бортов карьеров

В откосах существуют два семейства поверхностей скольжения (характеристических линий) – одно из них направлено в сторону откоса, а второе – в сторону массива, которые пересекаются под углом $(90^{\circ}-\rho)$, ρ – угол внутрен-

него трения. Поверхности скольжения, падающие в сторону откоса, имеют сложную конфигурацию. В области CBD поверхности скольжения прямолинейны и составляют с горизонтом угол $45^{\circ} + \rho/2$, а в области ABD поверхности скольжения криволинейны и являются дугами логарифмических спиралей. Геометрическое место точек перехода поверхностей скольжения от прямолинейной формы к криволинейной представляет собой прямую линию BD , которая является поверхностью скольжения второго семейства и составляет с горизонталью угол $45^{\circ} + \rho/2$.

Авторами работ [160, 163] разработан графический способ определения потенциальной поверхности разрушения в плоских однородных откосах, в котором учтены граничные условия. Конфигурация потенциальной поверхности разрушения сложна. Криволинейный участок поверхности скольжения аппроксимируется другой окружности. Этот способ построения принципиальной поверхности скольжения получил наиболее широкое признание в инженерной практике.

В последние годы разработан ряд способов построения поверхностей скольжения, имеющих вид логарифмических спиралей.

Для условий трещиноватых и слоистых пород известны решения объемных задач [163–166, 169, 171, 172, 174, 178].

За исключением работ [164, 165], все исследователи для трещиноватых и слоистых пород рассматривают одну схему «клина», которая была впервые одновременно и независимо разработана авторами работ М.А. Ревазовым, В.Н. Поповым и Л.В. Совковым.

Внимание исследователей привлек вопрос сейсмического воздействия взрывов на устойчивость уступов и бортов карьеров.

В настоящий период предложен ряд методов расчета сейсмостойкости как нагруженных, так и ненагруженных уступов и бортов в которых одни исследователи предусматривают учет влияния промышленных взрывов на прочностные свойства горных пород, а другие – учет динамических сил, возникающих в откосах бортов карьеров при массовых взрывах.

В своей работе [181] автор указывает, что оценка устойчивости борта или отдельного участка невозможна без учета воздействия взрывных работ. В большинстве рассмотренных выше методов расчета учитываются физико-

механические свойства, присущие горным породам после массового взрыва. Разработанные методики расчета сейсмостойкости бортов карьера учитывают изменения условий равновесия призмы возможного обрушения под действием энергии взрыва, которые содержат положение, что процесс действия взрывов на борта является волновым и разрушение массива горных пород происходит во времени со скоростями, сопоставляемыми со скоростями распространения в нем волн. Уравнение равновесия призмы обрушения в уступах на бортах составляется для условий максимального действия в каждой точке борта и уступа.

Отсутствие в этой методике теоретической разработки определения динамических сил затрудняет ее применение в инженерной практике. Большой объем работ выполнен по изучению влияния сейсмозрывных колебаний на устойчивость бортов в целом [166].

Устойчивость нерабочих бортов карьеров можно обеспечить не только путем оптимизации их параметров с учетом прочностных структурных свойств породного массива, динамического воздействия массовых взрывов, но и применении специальной технологии отстройки, включающей в первую очередь технологию обработки приконтурных лент и заоткоску уступов, эффективно защищающих массив по всему периметру карьера от сейсмического действия массовых взрывов, а также способов упрочнения массива горных пород.

§ 2.2. Анализ исследований по применению и совершенствованию БВР при заоткоске уступов

Среди работ, посвященных изысканию эффективных способов снижения сейсмического эффекта промышленных взрывов, следует отметить исследования Л.И. Барона, Е.Г. Баранова, А.Г. Бахриева, В.А. Боровикова, П.Д. Бурлуцкого, М.Ф. Друкованый, Э.И. Ефремова, И.Ф. Жарикова, В.Г. Зотеева, В.В. Комарова, А.В. Ключникова, Д.И. Кима, Г.В. Кузнецова, Б.Н. Кутузова, А.Н. Марченко, М.А. Меримова, В.Н. Мосинца, С.И. Попова, В.Г. Сапожникова, Н.П. Сеинова, И.А. Турчанинова, В.П. Ульбина, Л.Б. Фадеева, В.И. Шифирина, Я.И. Цейтлина и др. [182–194, 198–202, 204–233]. Анализируя результаты данных работ, следует отметить два основных направления развития технологии контурного взрывания в зависимости от основной решаемой задачи:

1. Обеспечение высокой точности оконтуривания профилируемой выработки.

2. Снижение нарушенности массива за проектным контуром с целью обеспечения его устойчивости.

Решение одной из этих задач автоматически приводит к частичному решению другой.

Основной задачей, решаемой при использовании контурного взрывания на карьерах, является обеспечение длительной устойчивости уступов с проектным углом откоса, что требует ограничить размеры зоны нарушения межблочных связей. Шероховатость же откоса, в этом случае, несущественна.

Применение скважин большого диаметра (200–320 мм) при дроблении пород на карьерах приводит к резкому увеличению размеров зоны разрушения, особенно в верхней части уступа. Положительные результаты могут быть достигнуты лишь в крупноблочных массивах, сложенных прочными ($f=15-20$), вязкими породами при заоткоске уступов по естественным трещинам, крутопадающим в сторону карьера.

В работах [191, 194] приведены ориентировочные параметры оконтуривающих зарядов, полученные в результате обобщения фактических данных. В работе [191] рекомендуется применять диаметр оконтуривающих скважин в пределах 100–150 мм. В то же время отмечается, что положительные результаты могут быть достигнуты и при большем диаметре скважин. Ориентировочные значения параметров оконтуривающих зарядов, рекомендуемые в [191] при использовании скважин диаметром 100–150 мм приведены в табл. 2.2.

Таблица 2.1

Линейная масса заряда скважины в зависимости от расстояния между контурными скважинами, удельного расхода и коэффициента крепости пород

Коэффициент крепости породы	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Линейная масса заряда скважины (кг) в зависимости от расстояния между контурными скважинами (м)		
		1,0	1,5	2,0
16–20	0,8–1,0	1,5	2,2	3,0
10–12	0,5–0,6	1,0	1,5	2,0
6–8	0,3–0,4	0,8	1,2	1,5

В работе [194] параметры оконтуривающих скважинных зарядов рекомендуется выбирать в соответствии с табл. 2.2.

Таблица 2.2

Линейная масса заряда в зависимости от диаметра скважины, расстояния между контурными зарядами и коэффициента крепости пород

Расстояние между скважинами, м	Диаметр скважин, мм	Линейная масса заряда (кг/м) при коэффициенте крепости f		
		12–16	6–12	4–6
0,8–1,0	80–100	0,7	0,5	0,4
1,0–1,2	80–100	0,8	0,6	0,5
1,2–1,5	100	1,0	0,8	0,7
1,5–2,0	100–150	1,5	1,2	1,0
2,0–2,5	100–200	1,8	1,5	1,2

Значительное расхождение рекомендуемых в работах [191] и [194] параметров вызвано различием критериев оценки результатов применения контурного взрывания и свидетельствует о том, что выбор параметров контурного взрывания по данным таблицам является весьма приближительным.

В работе [210] путем экспериментальных исследований установлено, что при увеличении коэффициента декаплинга (отношение диаметра скважины к диаметру заряда) происходит быстрое снижение максимальных радиальных напряжений, действующих на поверхность зарядной полости. В диапазоне значений $d_c/d_z = 1,1–2,5$ относительное снижение напряжений происходит по зависимости $\exp[-k(d_c/d_z)]$, где k зависит от заполнителя кольцевого зазора и составляет для породной мелочи основного состава 1,05; для кварцевого песка 1,18; для воздуха 2,03. В работе [210] отмечается также, что при коэффициенте декаплинга более 2,0–2,5 даже в случае применения бризантных ВВ процесс нагружения можно рассматривать в квазистатическом приближении.

Существенно лучшие результаты дает применение предварительного щелеобразования. При этом до взрыва основных зарядов дробления по проектному контуру создается экранирующая щель. По классическим данным [214–217]

наличие экранирующей щели позволяет снизить в 2–4 раза напряжения во фронте волны сжатия, генерируемой взрывом основных зарядов, и, тем самым, уменьшить ширину зоны деформаций. Экранирующая щель по проектному контуру создается путем одновременного взрывания ряда сближенных оконтуривающих зарядов. Заряды располагаются в скважинах равномерно по всей длине с радиальным зазором, который иногда заполняют сыпучей забойкой. Конструктивно могут использоваться заряды из гирлянд, состоящих из патронированных, шланговых зарядов сыпучих ВВ в полотняных или пластиковых оболочках. Наличие воздушного зазора или пористой забойки способствует гашению ударных волн. В результате, даже при использовании бризантных ВВ, действие взрыва на массив приближается к действию фугасных ВВ.

Механизм формирования экранирующей щели в настоящее время изучен недостаточно. Однако имеющиеся сведения [215, 218–220] позволяют дать качественную характеристику формирования щели. При взаимодействии соседних зарядов между ними прорастает одна или несколько трещин, расширяющихся под воздействием давления продуктов детонации. Количество трещин, прорастающих между зарядами, зависит от трещиноватости массива, свойств пород, скорости подвода энергии. На практике по линии контура обычно развивается сеть трещин. Раскрытие щели происходит за счет уплотнения пустот в прилегающей части массива.

Кроме того, известен ряд эмпирических зависимостей [214, 221, 222] между параметрами оконтуривающих зарядов и шириной зоны нарушений, полученных на основании замеров деформаций или сейсмометрических исследований. Область возможного использования этих зависимостей, как правило, ограничена месторождениями, для которых они получены. Анализ названных выше работ показывает, что независимо от метода подхода практически все предлагаемые зависимости представляют собой условие образования экранирующей щели и не учитывают весьма важный фактор – соответствие параметров контурного взрывания требованиям устойчивости. Предлагаемые зависимости фактически представляют собой лишь соотношение основных параметров оконтуривающих зарядов (диаметр скважины, расстояние между скважинами, масса заряда) с учетом тех или иных характеристик

пород. Вопрос же о выборе рациональных параметров для конкретных условий остается открытым. Кроме того, учет прочности трещиноватых скальных пород коэффициентом крепости или пределом прочности пород на растяжение (сжатие), пренебрежение влиянием трещиноватости массива наряду с допущениями теоретического плана приводят к резкому снижению точности расчетов. Так расчет параметров оконтуривающих зарядов по данным зависимостям дает расхождение по линейной массе заряда более чем в три раза. Поэтому в настоящее время наибольшее распространение получил метод аналогии.

На основании экспериментальных исследований установлено [231, 232], что в идентичных горно-геологических условиях применение наклонных скважин ($\alpha=60^\circ$) вместо вертикальных позволяет сократить ширину зоны остаточных деформаций в 1,2–1,5 раза. Изменение схемы взрывания с порядной на поперечные ряды дает уменьшение зоны остаточных деформаций в 1,75 раза. Применение зарядов с осевым воздушным промежутком способствует сокращению зоны деформаций [200, 224] в 1,1 раза. Изменение количества рядов скважин в приконтурной зоне с двух до десяти по данным [200] при порядной схеме взрывания не оказывает влияния на ширину зоны деформаций. Такой результат свидетельствует о преимущественном влиянии на ширину зоны деформаций зарядов, расположенных в ближайшем к проектному контуру ряду. Однако при других схемах взрывания увеличение количества рядов скважин обычно сопровождается увеличением массы заряда в одной ступени замедления, что неминуемо приведет к увеличению напряжений, действующих на массив, и увеличению зоны нарушений.

В работе [214] установлено, что величина сейсмического эффекта в ближней зоне при мгновенном взрывании возрастает с увеличением числа рядов до 4–5 примерно пропорционально корню квадратному из числа рядов. При дальнейшем увеличении количества рядов увеличение сейсмозффекта не наблюдается. Сейсмический эффект при многорядном взрывании по сравнению с однорядным максимально возрастает в 2,2–2,4 раза. Такое же увеличение сейсмического эффекта наблюдается при взрывах в зажатой среде.

Сопоставление данных по массовой скорости смещения в ближней зоне (непосредственно за границей зоны

трещинообразования) показывает, что применение скважинных зарядов диаметром 105 мм по сравнению с зарядами диаметром 230 мм позволяет уменьшить сейсмический эффект в 1,8–2,2 раза.

Результаты экспериментальных исследований, приведенных в работе [225], также свидетельствует о значительном снижении мощности нарушенного слоя при переходе на скважинные заряды уменьшенного диаметра. Массовая скорость смещения значительно зависит от ориентации взрывааемых зарядов и направления детонации относительно охраняемого объекта (откоса). Наибольшее снижение сейсмического эффекта достигается при расположении охраняемого объекта во фланг от ряда одновременно взрывааемых скважин. Причем, последовательность инициирования следует принимать от охраняемого объекта. Это позволяет уменьшить сейсмический эффект в 2–5 раза. Массовая скорость смещения снижается при увеличении числа групп замедления и соответствующем уменьшении массы одновременно взрывааемых зарядов. Максимальное снижение сейсмического эффекта за счет применения короткозамедленного взрывания достигается при интервалах замедления равных полупериоду волны напряжений. Для практических целей рекомендуется использовать интервал замедления $\tau = 25\text{--}35$ мс. Аналогичные результаты по исследованию сейсмического эффекта взрывов приведены в работах [216, 217, 222, 226]. Расстояние от зарядов дробления до проектного контура целесообразно принимать равным ширине зоны трещинообразования.

§ 2.3. Анализ исследований влияния природных и горнотехнических факторов на устойчивость бортов глубоких карьеров

В практике ведения открытых горных работ выявлены две группы факторов: природные и горнотехнические (рис. 2.2), которые существенно влияют на устойчивость уступов, бортов карьеров и прибортового массива в целом.

Первая группа включает в себя следующие факторы: климатические (температура воздуха, количество осадков, режим ветров, температурный режим массива горных пород); геологические – природные свойства горных пород: состав, строение, рельеф поверхности района ка-

рьерного поля; гидрогеологические – наличие поверхностных и подземных вод, обводненность пород и на контактах слоев, карст.

Во вторую группу входят: геометрические параметры карьера; система разработки и режим горных работ; структура комплексной механизации и способа разрыхления горных пород; наличие подземных горных выработок.

Климатические факторы. Климатические условия являются основным фактором, влияющим на процесс выветривания и связанные с ним явления. Температурные изменения, происходящие в виде циклов: прогревание, замораживание, что способствует образованию у поверхности зон с пониженными свойствами пород, а также существенным является и количество выпадающих атмосферных осадков. Их влияние выражается в изменении водоносного горизонта и притока воды в карьер. Факторы, связанные с климатическими условиями должны учитываться при проектировании уступов и бортов; в расчетах их устойчивости, сроков стояния и прогнозировании деформационных процессов.

Гидрогеологические факторы воздействуют на прочность массива горных пород. Гидростатическое и гидродинамическое давление оказывают влияние на устойчивость откосов несвязанных и слабосвязанных осадочных пород, влияние их на устойчивость скального массива практически не сказывается. Влияние гидрогеологических факторов зависит, прежде всего, от характеристик поверхностных и подземных вод и условий среды; наличие в пределах обрабатываемого карьера нескольких водоносных горизонтов может привести к прорыву воды в карьер и разрушению откосов. Поэтому на ранних стадиях изысканий и в последующем при проектировании гидрогеологические условия должны быть тщательно изучены.

Гидрогеологические условия с точки зрения устойчивости бортов и уступов весьма благоприятные, обводненность пород незначительна. Подземные воды и условия их залегания выделяются в виде массивов и артезианских бассейнов. Поверхностный сток формируется во время ливневых дождей. Трещинно-карстовые воды распространены в тектонических блоках и других структурах вне пределов влияния гидротермально-метасоматической переработки по зонам разломов. Водообильность карбонатных пород изменяется в широких пределах. Значение коэффициента фильтрации находится в пределах 0,02–

1,12 м/сутки. Подземные воды находятся на абсолютных отметках 370–550 м.

Геологические факторы. Основными факторами, воздействующими на устойчивость прибортового массива, являются геологические. Поэтому в период изысканий и на последующих стадиях должны быть изучены более подробно геология района, так как определенными являются состав, состояние, строение и свойства горных пород. Известно, что генетический тип, литологическое строение слоев, петрографический состав горных пород влияют на механизм деформирования прибортового массива. Кроме того, существенное влияние оказывают тектонические процессы и землетрясения на напряженно-деформированное состояние бортов карьера. Правильный учет этих факторов определяют выбор расчетных схем устойчивости.



Рис.2.2. Схема воздействия влияющих факторов на ответственные инженерные сооружения

При открытой разработке месторождений в массивах пород возникают горно-геологические явления. Наиболее опасный вид разрушения карьерных откосов – это оползни [159]. Главное свойство оползней – это смещение породных масс по поверхности, получившей название поверхности скольжения. Формы поверхности скольжения и их расположение в массиве зависят от геологических факторов, физико-механических свойств пород, а также от геометрических

параметров откоса. Управление этими явлениями возможно путем маневрирования горнотехническими факторами.

Наиболее опасными являются глубинные типы оползней, зарождающиеся в глубине прибортового массива в зоне наибольших касательных напряжений, их зарождение не фиксируется визуальными наблюдениями. Важным моментом при изучении оползневых процессов на бортах карьеров является установление начальных стадий развития оползней в зависимости от горно-геологических условий и прежде всего от буровзрывных работ и сейсмотектонических проявлений регионального характера.

При активном оползневом процессе появление трещин на откосах неизбежно, поэтому систематическое изучение поведения этих трещин являются обязательным условием показателя дальнейшего развития или затухания оползневых процессов [160]. На все вопросы ответ может быть получен только благодаря организации систематических маркшейдерско-геодезических наблюдений в первую очередь на тех участках, где были получены предварительные результаты по приповерхностным деформациям [161–163].

Сложные горно-геологические условия разработки месторождения, широкий диапазон физико-механических и горно-технологических свойств пород, особенности формирования геостатического и геодинамического напряженного состояния создают благоприятные условия для деформирования откосов и бортов карьера. Изменение напряженного состояния, вызванного ведением открытых горных работ, захватывает широкую зону, в которой характер и величины деформаций зависят от глубины карьера, углов наклона бортов карьера, физико-механических свойств и структурных особенностей массива [164–166]. Горно-технологическая характеристика месторождения Мурунтау представлена на рис. 2.3.

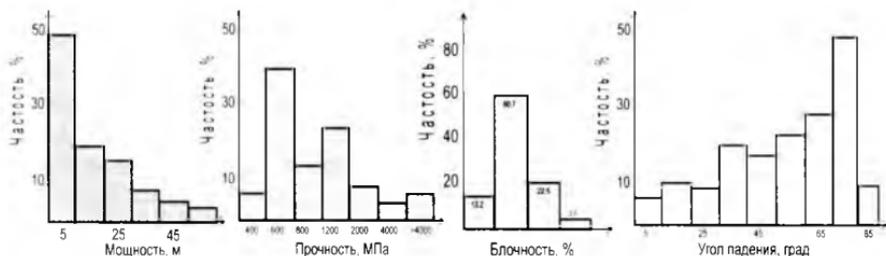


Рис. 2.3. Горно-технологическая характеристика месторождения Мурунтау

Анализ причин деформирования откосов в предельном положении свидетельствует о том, что характер деформирования и величина разрушающих деформаций зависят от высоты уступа и угла наклона откосов, физико-механических свойств и литолого-структурных особенностей прибортового массива, геодинамической активности зон разломов. К основным причинам деформирования уступов относятся неблагоприятно ориентированные тектонические нарушения, заполненные глиной трения с невысоким сопротивлением пород сдвигу, а также интенсивная трещиноватость пород.

По месту дислокации основных нарушений выделяют две группы: в зоне влияния Южного разлома (7 деформаций); в зоне влияния Второго Северо-восточного разлома (18 деформаций). Участки обрушений достигают по фронту откоса 40–60 м при глубине развития деформаций 3–5 м. При этом шаг обрушения (ступенька) изменяется в пределах 1–3 м (рис. 2.4).

Как правило, обрушение пород распространяется по высоте в пределах одного уступа.

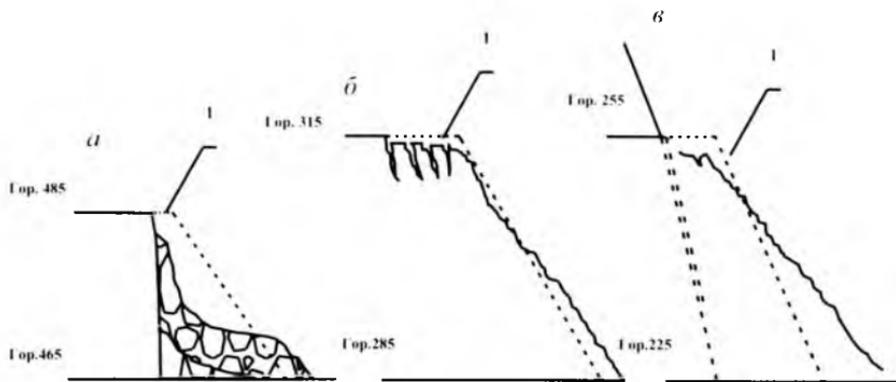


Рис.2.4. Характерные типы деформаций для карьера Мурунтау:
а – обрушение пород через месяц по шву широтного разлома и по слабому контакту обводненных углисто-сланцев (деформация №38);
б – образование заколов протяженностью 185 м по фронту бермы при заоткоске уступа укороченными взрывными вертикальными скважинами (деформация №39); **в** – обрушение пород через 2 мес. по крутопадающей в сторону карьера тектонической трещине, заполненной глиной трения с зеркалами скольжения (деформация №35); 1 – поверхность откоса до обрушения.

Анализ оползневых деформаций показал, что все они являются контактными оползнями, проявляются в слоистых, падающих в сторону карьера массива пород, ослабленных в основании борта пологопадающими тектоническими нарушениями, заполненными глиной трения с низким углом внутреннего трения пород.

Оползни, как и обрушения, развиваются в пределах одного-трех уступов. Наиболее значительный оползень объемом 240 тыс. м³ произошел в пределах влияния зоны Южного разлома, (рис. 2.5) на Юго-западном борту (деформация №24). Причины образования оползня: влияние зоны Южного разлома, выразившееся в образовании системы из нескольких тектонических нарушений с углами падения в сторону карьера, и пригрузка борта карьера породным отвалом высотой около 100 м.

Оползень в начальной стадии был остановлен отсыпкой предохранительного вала на гор. +455 м, затем ликвидирован при разноске борта.

Анализ деформационных процессов при эксплуатации карьера свидетельствует о том, что одной из причин деформирования откосов является развитие в приконтурных породах зоны остаточных деформаций вследствие сейсмозрывного воздействия массовых взрывов. Это связано с тем, что технологическая схема заоткоски уступов укороченными вертикальными скважинами на отдельных участках не обеспечивает надежную защиту законтурного массива от вредного влияния сейсмозрывных волн, что вызывает интенсивное заколообразование по верхней бровке уступа.

Оползни и обрушения развиваются по высоте в пределах одного уступа, объединяясь затем в группы из 2–4 уступов. Это свидетельствует о том, что в массиве с наличием четырех одинаково развитых систем трещиноватости протяженность поверхностей ослабления соизмерима с размерами откосов в пределах одного уступа. Длина всех деформаций глубинного типа (оползни, обрушения) по фронту уступа, как правило, превышает высоту деформированного участка в 2–3 раза. Следовательно, влияние (зажим) боковых пород на устойчивость уступов, сказывается лишь до тех пор, пока протяженность деформированного участка не превысит его высоту.

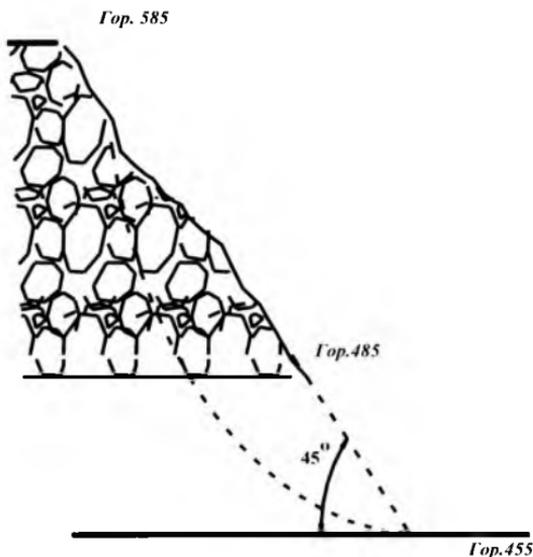


Рис.2.5. Схема начальной стадии формирования оползня деформации №24 на карьере Мурунтау

Таким образом, учитывая вышеизложенное можно отметить что деформационные процессы, обусловленные оползневыми процессами в условиях динамической активности прибортового массива и при дальнейшем увеличении глубины карьера, вызывают необходимость в постановке специальных исследований с целью обеспечения безопасной эксплуатации карьера:

- наблюдения по профильным линиям (реперов) и измерение абсолютных значений сдвижений и деформаций пород;
- наблюдения изменения относительных деформаций;
- методы геодезических засечек для определения размеров смещений в местах, неудобных для закладки профильных линий (реперов), а также при невозможности нахождения людей на нарушенных участках;
- топографические съемки оползневых участков, в том числе с применением наземной стереотопографической и аэрофототопографической съемок;
- косвенные методы.

Геометрические параметры карьера. В практике открытой разработки месторождений встречаются карьеры различной конфигурации с разными геометриче-

скими параметрами. При этом форма их бортов в плане может быть вогнутой, выпуклой, прямолинейной и комбинированной (сочетающей прямо- и криволинейные участки). В существующих методах расчета задача определения устойчивости откоса решается как плоская, т. е. предполагается, что откос имеет прямолинейную (в плане) форму и бесконечное простираение. Исследования последних лет показали, что игнорирование формы откоса (в плане) значительно снижает точность инженерных расчетов, так как искривление борта и приводит к появлению дополнительных напряжений в массиве. Установлено, что откосы, имеющие в плане вогнутую форму, обладают большим запасом устойчивости, чем аналогичные плоские откосы. Это относится и к бортам комбинированной формы (прямолинейные участки расположены между закруглениями). В отношении устойчивости откосов выпуклой (в плане) формы единой точки зрения нет. Для месторождения Мурунтау факторы, связанные с геометрическими параметрами карьера, существенного влияния не оказывают.

Система разработки и режим горных работ. Система разработки и режим горных работ могут определенным образом влиять на устойчивость уступов и бортов карьера. Расположение выработок относительно контура карьера, время существования и их наклон могут создавать благоприятные условия для деформационных явлений, развития в массиве реологических процессов и интенсивного выветривания пород. Следовательно, все это следует учитывать при выборе способа вскрытия карьерного поля.

Направление развития горных работ в пространстве необходимо выбирать с учетом инженерно-геологической структуры массива и при этом устойчивость откосов рабочих уступов и карьера следует оценивать скоростью продвижения фронта горных работ. Для рабочих и нерабочих бортов значение имеет учет их конструктивных параметров, формы в плане и профиле. Статические нагрузки отвалов ухудшают устойчивость уступов и бортов карьеров, за счет резкого увеличения сдвигающих усилий, действующих по поверхности скольжения. При проектировании карьеров и их эксплуатации отвалы должны располагаться на достаточном удалении от верхней бровки бортов карьеров.

Структура комплексной механизации и способа разрыхления горных пород. Из технологических процессов на устойчивость откосов скальных и полускальных пород и на величину угла наклона бортов наибольшее влияние оказывают буровзрывные работы (БВР), которые вызывают определенное разрушение законтурного массива, выражающееся в раскрытии существующих и появление новых трещин, отслоениях, вывалах и нередко потере устойчивости бортов. Практика показывает, что применение обычных способов БВР в результате их разрушающего воздействия на борт карьера не отвечает требованиям устойчивости.

Массовые взрывы вблизи предельного контура борта создают зону частичного дробления пород, распространяющуюся на 60–70 м от места взрыва, резко ослабляя их прочность и ускоряя процесс выветривания. Кроме того, заметно изменяется и напряженное состояние массива, что уменьшает прочность связи пород по наиболее слабой поверхности массива и при небольшом запасе устойчивости приводит к внезапным обрушениям рачительных участков бортов карьера.

Как показывает практика, вопросы применения специальных методов ведения горных и буровзрывных работ для обеспечения устойчивости бортов карьера решаются в зависимости от горно-геологического строения прибортного массива и горнотехнических условий отработки карьера. Следует отметить, что поверхности структурного ослабления пород существенно влияют на ширину зоны разрушения.

Наличие подземных горных выработок. Многие месторождения обрабатываются комбинированным способом, т.е. открытыми и подземными работами. Для снижения вредного воздействия этого фактора проводят мероприятия, позволяющие локализовать процесс сдвижения горных пород (использование закладок, уменьшение пролета выработанного пространства и др.). Если подземные работы по времени опережают открытые, то происходит подработка борта, и над выработанным пространством образуются две зоны: нижняя (сплошного разрушения) и верхняя (плавного прогиба пород). Породы верхней зоны характеризуются некоторым увеличением интенсивности трещиноватости, и их устойчивость рассчитывается обычным методом, но с повышенным коэффициентом

запаса. Породы нижней зоны представлены, как правило, крупными блоками, и их устойчивость приближается к устойчивости отвалов. Контур борта в зоне сдвижения имеет вогнутую форму (нижняя часть – пологая, верхняя – более крутая).

Таблица 2.3

Влияющие факторы и управление устойчивостью откосов уступов, бортов карьеров

Группы	Факторы	Характер влияющего фактора	Управление устойчивостью
Природные	Климатические	Температура воздуха, количество осадков, режим ветров, температурный режим массива горных пород и т.п.	Учитываются при проектировании уступов и бортов; в расчетах их устойчивости, сроков стояния и прогнозирования деформационных процессов
	Геологические	Природные свойства горных пород: состав, строение, рельеф поверхности района карьерного поля; тектонические процессы, землетрясения	Учет факторов определяет выбор расчетных схем устойчивости. Организация систематических маркшейдерско-геодезических наблюдений за состоянием уступов
Горнотехнические	Гидрогеологические	Наличие поверхностных и подземных вод, обводненность пород и на контактах слоев, карст	Учитываются на ранних стадиях изысканий и в последующем при проектировании гидрогеологических условий
	Геометрические параметры карьера	Глубина карьера, конструктивные параметры бортов, физико-механические свойства и структурно-тектонические особенности массива, конфигурация карьера, форма бортов в плане и профиле	При инженерных расчетах устойчивости бортов карьеров

Группы	Факторы	Характер влияющего фактора	Управление устойчивостью
Горнотехнические	Система разработки и режим горных работ	Расположение горных выработок относительно контура карьера, время существования и их наклон; степень интенсивности горных работ; время стояния уступов; размещение отвалов в выработанном пространстве	Учитываются: при выборе способа вскрытия карьерного поля; в методике проведения прочностных испытаний пород и при обосновании величины коэффициента запаса
	Структура комплексной механизации и способа разрыхления горных пород	Технология ведения горных и буровзрывных работ; Структура комплексной механизации	Требуется применение специальных методов ведения горных и буровзрывных работ при подходе к проектному контуру карьера
	Наличие подземных горных выработок	Комбинированный способ отработки месторождения способствует появлению разуплотнения массива горных пород	Разработка мероприятий по локализации процесса сдвижения горных пород (использование закладок, уменьшение пролета выработанного пространства и др.)

Таким образом, в связи с увеличением глубины действующих и проектируемых карьеров вопросы устойчивости бортов превращаются в проблемы большой экономической значимости. Проведенный анализ показал, что природные и горнотехнические факторы, влияющие на прочность и устойчивость массива горных пород карьера Мурунтау, изучены недостаточно.

На основании вышеизложенного анализа представлены влияющие природные и горнотехнические факторы, характер влияющего воздействия и управление устойчивостью откосов уступов, бортов карьеров (табл. 2.3).

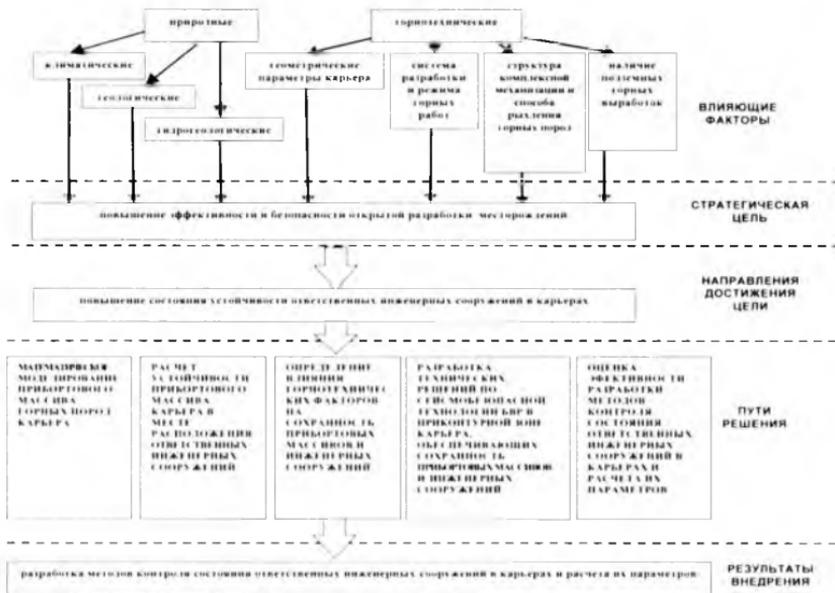


Рис. 2.6. Рекомендуемая схема повышения устойчивости ответственных инженерных сооружений в карьерах

Предложена схема повышения устойчивости ответственных инженерных сооружений в глубоких карьерах (рис. 2.6), объединяющая в своей основе природные и горнотехнические факторы, которые существенно влияют на устойчивость уступов, бортов карьеров и приобортового массива в целом, цель и пути решения, а также результаты внедрения, заключающиеся в разработке способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений в карьерах и расчета их параметров.

§ 2.4. Анализ фактического состояния устойчивости откосов бортов карьера и состояния ответственных инженерных сооружений в карьере Мурунтау

По данным систематических наблюдений за устойчивостью откосов выделены три основных вида деформаций:

- сработка во времени верхних бровок уступов;
- самооткоски уступов по подрезанным контактам и протяженным трещинам;
- крупные обрушения и оползни, которые, как правило,

происходят в пределах 1–2-х уступов на участках подрезки протяженных трещин со слабыми контактами между слоями или при низком качестве работ по формированию постоянных бортов.

Следует отметить, что на карьере Мурунтау зафиксированы практически все типы деформаций – обрушения, оползни, заколы, просадки и осыпи. Объемы деформированных участков в основном сравнительно незначительны – от 0,1 до 40 тыс. м³. Зафиксирован за весь период эксплуатации всего один крупный оползень объемом до 240 тыс. м³.

Таким образом, в перспективе по мере увеличения глубины горных работ появляется реальная возможность повысить углы откосов нерабочих уступов на глубоких горизонтах.

Все деформации разделены на четыре группы по месту расположения:

1 группа – расположена на северном борту и включают большое число деформаций. Все они возникли в результате разгрузки тектонического напряжения на границе северного блока, в зоне сочленения северо-восточного разлома и более мелких внутриблоковых разломов.

2 группа – располагается в зоне сопряжения северного и восточного бортов. Возникновение деформаций в пределах этой группы связано в основном с нарушенностью пород в зоне разлома и межблоковой стабильностью.

3 группа – включает четыре деформации, три из которых произошли на западном борту в пределах крупного тектонического нарушения. Четвертая деформация произошла на линии пересечения южного разлома и линии, протяженной от данной деформации на северо-запад.

4 группа – часть деформаций расположена на южном борту и включает пять деформаций и три – в центре и северо-западной части карьера. Все нарушения данной группы располагаются на пересечении тектонических нарушений и линии дислокации северо-западного простирания.

Рассмотрим влияние разломов на устойчивость бортов карьера. Карьер располагается в пределах южной части крупного клиновидного блока III порядка. Эта часть блока, включающая Мурунтаусскую линзу и карьер между Южным и Структурным субширотными нарушениями разбита на более мелкие клиновидные блоки IV порядка

- Северный (С), Центральный (Ц) и Южный (Ю). Нарушения, ограничивающие эти блоки, характеризуются как взбросо – сдвиги, сглаживаются по падению и соединяются с горизонтальными зонами расслоения на глубине 2 км. Центральный блок IV порядка, в котором непосредственно расположен карьер М – диагональными нарушениями, «первым северо-восточным» и «вторым северо-восточным», делится на соответствующие клиновидные блоки V порядка – Ц₁, Ц₂ и Ц₃.

Ниже рассмотрим более подробно влияние геодинамической активности зон разломов на деформационные процессы бортов карьера Мурунтау. Установлено, что максимальная концентрация напряжений наблюдается вблизи разрывов и уменьшается до нуля на свободной поверхности. Значительными являются напряжения, созданные двумя и более разрывами. Из анализа рассмотрения влияния разломов на устойчивость бортов сделаны следующие выводы:

- изменение напряжений хотя бы в пределах одного разлома может привести к изменению общего поля напряжений карьера;

- определение устойчивости бортов карьера следует производить для поверхностей скольжения с учетом напряжений, создаваемых существующими разломами;

- для уменьшения вероятности возникновения оползневых явлений не следует создавать дополнительной нагрузки вблизи разломов, предрасположенных к росту напряжений;

- дальнейшую отработку карьера необходимо вести с учетом влияния напряжений, которые могут привести к изменению коэффициента устойчивости бортов карьера.

Карьер, входящий в южную зону крупного блока III порядка, системой нарушений разбит на блоки IV и V порядков, взаимодействие которых и определяет современное напряженно-деформированное состояние. В зависимости от места приложения сил к подвижным блокам возникают либо касательные напряжения, либо силы выталкивания.

В карьере Мурунтау для транспортирования породы и руды используется циклично-поточная технология (ЦПТ) с автомобильно-конвейерным транспортом и наклонными конвейерами ($\alpha=15^\circ$) нормального исполнения с двумя стационарными дробильно-перегрузочными уста-

новками, обеспечивая эффективную работу карьера до глубины 350÷400 м. Введенный в эксплуатацию крутонаклонный конвейер (КНК-270) с высотой подъема руды и породы 270 м, производительностью 15,0 млн. т/год и углом наклона крутонаклонной части 37° , позволяет рассчитывать на использование поточного звена до глубины 800÷850 м. Характеристика транспортируемой горной массы через КНК и техническая характеристика крутонаклонного конвейера КНК-270 в карьере Мурунтау приведены ниже.

Комплекс ЦПТ–руда введен в эксплуатацию в 2011 г. с крутонаклонным конвейером на восточном борту карьера Мурунтау (рис. 2.7, а). Конвейерные секции КНК-270 размещаются на поддерживающих опорах, расположенных на предохранительных бермах (рис.2.7, б) отстроенного участка борта карьера.

Восточный борт глубокого карьера Мурунтау с размещенным на нем КНК-270 представляет собой ответственное инженерное сооружение, поэтому требования к обеспечению его долговременной сохранности повышены. В целях охраны горнотранспортного комплекса КНК-270 и борта, на котором он размещен, требуется постоянное проведение аналитического исследования и экспериментального обоснования сейсмостойкости. Технические данные оборудования всего комплекса ЦПТ–руда следующие: сейсмическая устойчивость – до 7 баллов по шкале MSK-64 (СП14.13330.2011), категория грунтов по сейсмическим свойствам вторая и соответствует СНИП И-7–81*, М., 2011, с. 4 (СП 14.13330.2011).

Прогноз деформации бортов карьера осуществляется измерением колебаний горных пород, слагающих прибортовой массив. Источником колебаний служили массовые техногенные взрывы в карьере и естественные фоновые колебания в период работы карьера, а микросейсмораионирование проводилось путем выделения участков с аномальными колебаниями. При этом полагали, что независимо от природы сейсмического воздействия на таких участках количественные и качественные картины будут одинаковы. Ценность этого способа заключается в том, что можно изучить амплитуду колебаний путем сравнения на разных участках на протяжении всего периода колебаний. Измерения колебаний грунта производилось в момент взрыва, между сериями взрывов и после их проведения.

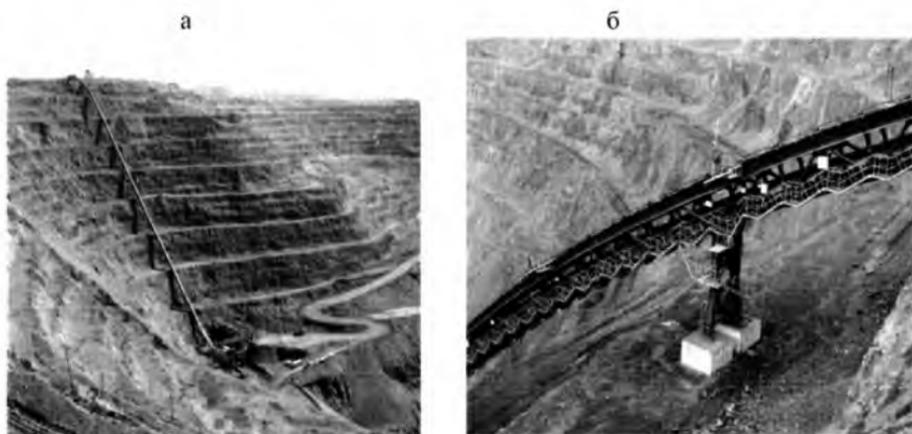


Рис.2.7. Общий вид на комплекс ЦПТ-руда с КНК-270 (а), расположение поддерживающей опоры и линейной секции КНК (б)

Известно, что сейсмические сигналы, порожденные массовым взрывом, имеют достаточно сложную форму, а при короткозамедленном взрывании наблюдается интерференция волн разных типов, что существенно осложняет их анализ. При рассмотрении общей картины сейсмических колебаний от землетрясений и взрывов следует выделить то обстоятельство, что на радиус опасной зоны значительно влияют геологические условия залегания пород, в которых мощность и структуры отдельных слоев играют решающую роль. Это связано с тем, что, помимо сравнительно быстро затухающих первичных волн, излучаемых источником взрыва или очагом землетрясения в отдельных случаях в горном массиве, возникают вторичные, отраженные от поверхности волны, которые вследствие многократного отражения отличаются большей длительностью колебаний.

Оценка устойчивости и расчет параметров борта карьера Мурунтау на участке размещения КНК-270 затруднительна из-за неодинаковой способности массива горных пород оказывать сопротивление распространению сейсмических волн в разных направлениях от очага землетрясений. Массив горных пород нарушен постоянным внешним воздействием работающего большегрузного технологического транспорта, взрывных работ и не находится в естественном состоянии. Сам участок Восточного борта и комплекс КНК, находящиеся на одинаковом расстоянии от эпицентра ожидаемого землетрясения, в различной

степени могут подвергнуться длительному сейсмическому воздействию.

Анализ причин деформирования откосов карьера Мурунтау, поставленных в предельное положение показывает, что характер и величины разрушающих деформаций зависят от глубины, угла наклона бортов карьера, физико-механических свойств и структурных особенностей горного массива. Основными причинами деформаций являются тектонические нарушения с ослабленным контактом по линии трения, а также интенсивная трещиноватость горных пород. В общем количестве зарегистрированных деформаций на карьере оползни составляют 18%, обрушения – 82%, при этом объемы нарушенных пород варьируют в пределах от – 0,9 тыс. м³ до – 240 тыс. м³. Анализ характера деформаций, имевших место на карьере, показывает, что технологическая схема заоткоски уступов укороченными вертикальными скважинами на отдельных участках карьера не обеспечивает надежную защиту контурного массива от вредного влияния сейсмозрывных волн, что вызывает заколообразование по верхней бровке уступа. Это объясняется тем, что параметры схемы заоткоски были определены без учета характерных горно-геологических условий уступа, где производится заоткоска. Длина всех разрушающих деформаций по фронту, как правило, превышает высоту деформированного уступа в 2–5 раз. Время устойчивого существования откоса колеблется от 2 месяцев до 6–7 лет.

На основании обработки, систематизации и анализа деформаций определены основные причины деформирования откосов бортов карьера; создана геомеханическая модель, в которой проведено районирование карьерного поля по участкам, потенциально опасным по возникновению деформаций. Определены характеристики (тип, объемы и скорость развития) предполагаемых деформаций, что позволяет оценить их возможное воздействие на ведение горных работ и прогнозировать меры для поддержания необходимого уровня безопасности персонала карьера и оборудования. Знание потенциально опасных по деформациям участков месторождения позволяет еще на стадии планирования и проектирования горных работ установить места возможных деформаций и принять меры по их предотвращению. С учетом районирования карьерного поля по участкам вероятного деформирования уступов бортов,

созданная для полигонометрии сеть из опорных пунктов и рабочих реперов в дальнейшем может быть использована в качестве базовой для получения координат рабочих реперов методом спутниковой геодезии с применением спутниковых навигационных систем (GPS – систем), позволяющих определять приращение координат между опорным пунктом и рабочими реперами с точностью до 1 ± 2 см.

При общей протяженности бортов на карьере Мурунтау, которая измеряется десятком километров, своевременное обнаружение признаков начинающихся масштабных деформаций представляет собой весьма сложную и трудоемкую задачу.

Для установления продолжительности устойчивого состояния отработанных участков месторождения, находящихся в этих выявленных предварительной диагностикой потенциально опасных по деформациям участках, организовано наблюдение средствами мониторинга, предусматривающего несколько последовательных этапов работы, которые позволят развивать и дополнять методы интерпретации результатов наблюдений и прогнозирования устойчивости прибортового массива. При этом решающее значение в оценке состояния массива горных пород принадлежит аппаратному контролю. В основу действия разработанной аппаратуры положены различные физические принципы и используются как контактно-механические, так и бесконтактные геофизические методы, использующие электромагнитные и сейсмические поля.

Практика расчета сооружений на сейсмические нагрузки с использованием коэффициента динамичности, удовлетворительно работающая в ближних зонах от взрыва и землетрясения, совершенно неадекватна условиям сейсмических воздействий в дальних зонах. В настоящее время отсутствует методика расчета сейсмических нагрузок от колебаний в дальних зонах, особенно протяженных в плане и высоких сооружений. Особенностью колебаний на больших удалениях является их низкочастотный спектр и преобладание волн поверхностного типа, характер колебаний в которых существенно отличается от колебаний в прямой волне.

При общей эффективной продолжительности колебаний $T \approx 120-140$ с грунта в основании строений, периоды (или частоты) собственных колебаний протяженных в плане сооружений и высоких зданий в большей мере соответствуют параметрам колебаний поверхностных волн.

Низкая частота колебаний в дальней зоне обуславливает большую длину волны λ . Поскольку для поверхностных волн зона, ответственная за величину амплитуды, определяется длиной волны, то поэтому следует учитывать интегральные свойства грунтовой толщи, сравнимой с длиной волны.

При частоте поверхностных волн вблизи КНК-270 $f=5\text{Гц}$, при скорости поверхностных волн $V=2000\text{ м/с}$ длина волны λ составит 400м. Мощность грунтовой толщи, влияющая на колебания конвейера, в нашем случае будет оцениваться величиной порядка сотен метров. Наибольшую опасность для КНК-270 будут представлять колебания грунта интенсивностью 4–6 баллов при длительности сотрясений 120–140 с на региональных расстояниях от очага ожидаемого землетрясения 210–440 км.

При этом периоды (или частоты) собственных колебаний сооружений высотных и протяженных в плане как КНК-270 в большей мере будут соответствовать параметрам колебаний поверхностных волн, что подтверждается зарегистрированными вблизи комплекса сигналами от далеких землетрясений.

Методы электроразведки (вертикальные электрические зондирования) позволяют выделять потенциальные поверхности ослабления, определять вертикальные и горизонтальные границы неустойчивых тектонических блоков. Профильные наблюдения на специально оборудованных геодинамических полигонах проводятся раз в 3–5 лет с целью прогнозирования геодинамической активности зон разломов и выявления границ подвижных блоков.

Режимные наблюдения в пределах выделенных неустойчивых участков блоков проводятся 1 раз в 2 месяца с целью заблаговременного выявления тенденций роста напряженности в массиве по параметру кажущегося сопротивления R_k (рис. 2.8).

В целом, система геодинамического мониторинга приконтурного массива создается на базе высокопроизводительной вычислительной техники с использованием современных информационных технологий, а также средств связи, и используется в качестве инструктажа для интеграции фундаментальных исследований в области геомеханики с практическими задачами прогноза, контроля и управления состоянием горных массивов при разработке карьера.

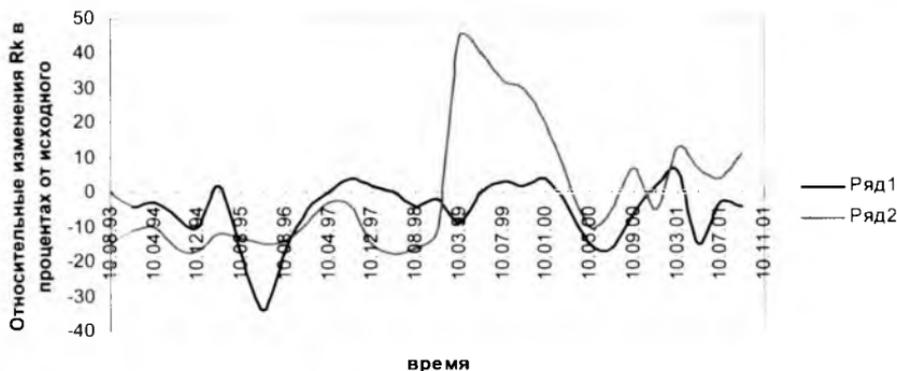


Рис.2.8. График изменения напряженности массива горных пород по параметру R_k для глубин порядка 56 м (ряд 1) и 100 м (ряд 2)

Данная методика является результатом выполненных теоретических и экспериментальных исследований с использованием физических закономерностей деформаций, а также опыта практической оценки состояния откосов на карьере Мурунтау.

Задача прогнозирования и предотвращения деформаций сводится к определению характеризующих состояние массива горных пород прогностических признаков и разработке на этой основе долгосрочного, краткосрочного и оперативного прогнозов. Главным в прогнозировании деформаций на конкретном участке месторождения является слежение за изменением геомеханической ситуации в нем во времени, что позволит достоверно оценить устойчивость откосов бортов карьера, своевременно предвидеть возможные опасные последствия для обеспечения безопасного ведения горных работ. При этом оценка состояния откосов бортов карьера поставленных в предельное положение устанавливается с использованием комплексных данных инструментальных маркшейдерских наблюдений, наземной стереофотограмметрической съемки деформирующихся откосов на карьере, использованием методов аналитической аэрофотограмметрии, методом полигонометрии.

На рис. 2.9 представлена схема прогноза состояния откосов бортов карьера, используемая для наблюдений и оценки состояния горного массива во времени и в пространстве. Использование схемы позволяет определить место и время деформаций, используя совокупность ин-

формативных параметров и комплекс наблюдений по обеспечению прогноза.

Геомеханическими расчетами установлено, что рассматриваемый участок борта карьера на всю его высоту имеет коэффициент запаса в пределах 1,4–1,75 при допустимой величине $n=1,3$. Для групп уступов карьера общей высотой 270 м коэффициент запаса составляет $n=1,95-2,3$. Вероятность возникновения крупномасштабных деформаций Восточного борта карьера, способных привести к серьезным авариям КНК-270, практически отсутствует.



Рис. 2.9. Схема прогноза состояния откосов бортов карьера

Однако на отдельных уступах по трассе конвейерной линии в местах размещения опор №6, 7 и 8 могут начать развиваться локальные деформации, что приведет к их смещению и может вызвать осложнения в работе КНК-270.

Следует отметить, что за время наблюдений негативно-го влияния сейсмических явлений на КНК-270 не выявлено. В то же время, для проведения экспериментального обоснования стойкости всего КНК-270 вместе с бортом, на котором он размещен, необходимы постоянные система-

тизированные маркшейдерские и геофизические данные измерений.

При исследовании состояния устойчивости бортов карьера Мурунтау установлено, что уровень подвижек блочных структур в районе месторождения далек от критического. Определены отдельные участки бортов карьера, требующие повышенного внимания при проведении горных работ по разработке карьера.

Изучено влияние на участок КНК-270 внешней динамической нагрузки массовых взрывов и землетрясений при разработке карьера, а также релаксационных процессов в прибортовом массиве методами сейсмометрии. Установлено, что сейсмическое воздействие зависит от направления сейсмической волны землетрясений относительно оси КНК-270. Наибольшее воздействие оказывают сейсмические волны землетрясений, имеющие направление 90° к оси КНК-270. Для взрывных волн направление не столь существенно.

Для оценки состояния массива в месте расположения крутонаклонного конвейера и для проведения наблюдений за КНК-270 в системе геодинамического мониторинга, применяемого на карьере Мурунтау, рекомендовано:

в момент проведения массовых взрывов необходимо размещать сейсмические станции вблизи опор №6, 7, 8 на уступе с целью более детального контроля поведения бортов и КНК-270 в этой зоне;

для более точной оценки устойчивого состояния комплекса КНК-270 установить в основании каждой из опорных рам обычные горизонтальные уровни (по 4 уровня на каждую опору – всего 36 уровней) с регулярным (после каждого взрыва и землетрясения) занесением в маркшейдерский журнал результатов измерений отклонений опор в горизонтальной плоскости по двум направлениям (X и Y). Направление X – в сторону выработанного пространства, Y – параллельно плоскости борта.

Таким образом, анализ фактического состояния устойчивости откосов, бортов карьера и состояния ответственных инженерных сооружений, а также управление информативными параметрами в процессе ведения горных работ позволяют решать проблемы предсказания, предупреждения и предотвращения деформаций. Об этом свидетельствует достаточно удовлетворительная сходимость данных мониторинга с технологическими ситуациями в

натурных условиях карьера Мурунтау. Мероприятия же, направленные на предотвращение, следует начинать с выделенных мониторингом опасных по деформациям участков бортов карьера.

§ 2.5. Анализ используемых способов управления для геомеханического мониторинга состояния ответственных инженерных сооружений в карьерах

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых очень важно обеспечить устойчивость уступов, бортов карьеров и инженерных сооружений и не допустить их деформации в течение всего периода строительства и эксплуатации карьера. Проектирование и реконструкция крупных карьеров в современных условиях должны учитывать изменяющиеся с глубиной отработки физико-механические свойства пород, влияние природных и горнотехнических факторов на сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений. Сложность в оценке геодинамических процессов, возникающих в прибортовом массиве, вызывает необходимость в постановке специальных исследований для конкретных условий рассматриваемого карьера. Безопасность и эффективность работы крупных карьеров во многом определяется используемыми методами контроля за состоянием ответственных инженерных сооружений карьера, за деформационными процессами, происходящими в карьере и расчета устойчивости бортов.

Основой маркшейдерского обеспечения и контроля состояния уступов бортов карьеров является получение объективной информации о динамике деформационного режима в процессе эксплуатации карьеров с целью обеспечения их безаварийной работы. Точность и оперативность получаемой информации о деформационных процессах в горных массивах карьеров во многом зависит от применяемых технических средств. Для комплексной оценки и прогнозирования состояния контролируемых объектов в настоящее время используется большое число различного рода контролирующих приборов. Значительная часть этой информации может использоваться лишь после предварительной математической и компьютерной обработки.

Рассмотрим используемые методы контроля (технологии и технические средства) для геомеханического мониторинга состояния контролируемых объектов карьеров. Основными параметрами процесса деформирования являются абсолютные и относительные величины оседания поверхности (вертикальные и горизонтальные), скорости и длительность процесса развития деформаций. Поэтому все без исключения технические средства измерения смещений и деформаций должны обеспечивать простоту установки и эксплуатации, минимальные искажения при передаче измерительной информации, необходимую точность и диапазон измерений. Схема организации геомеханического мониторинга состояния бортов карьеров представлена на рис. 2.10.

Контроль за состоянием прибортового массива на карьере Мурунтау ведётся с 1979 года по настоящее время. При общей протяженности бортов на карьере, измеряемой десятками километров, своевременное обнаружение признаков начинающихся масштабных деформаций представляет сложную и трудоемкую задачу. Наблюдения за состоянием прибортового массива на карьере осуществляются маркшейдерским инструментальным и геофизическим методами.

Маркшейдерские инструментальные наблюдения производятся на карьере с целью определения смещения точек массива и их скоростей, величин деформаций сдвига, границ распространения и вида нарушения откосов. Опорные наблюдения ведутся до начала формирования отвалов и строительства карьера. Опорная часть состоит из трех реперов, расположенных в одном направлении на расстоянии 100–150 м друг от друга.

В створе с опорными реперами заложены рабочие репера, количество которых определяется схемой измерения и условиями их сохранности в течение срока существования карьера. Наблюдения на станциях осуществляются периодически путем нивелирования реперов (геометрическое или тригонометрическое) и измерения расстояний между ними. Периодичность, прекращение и возобновление инструментальных наблюдений зависят от интенсивности ведения горных работ, объекта наблюдения, абсолютного смещения и скорости деформирования отвала или борта.

Геофизические исследования на карьере Мурунтау проводятся с использованием двух методов, которые явля-

ются вспомогательными и используются для определения структуры массива и его напряженно-деформированного состояния: метод вертикального электроразондирования (ВЭЗ) и метод сейсмометрии.

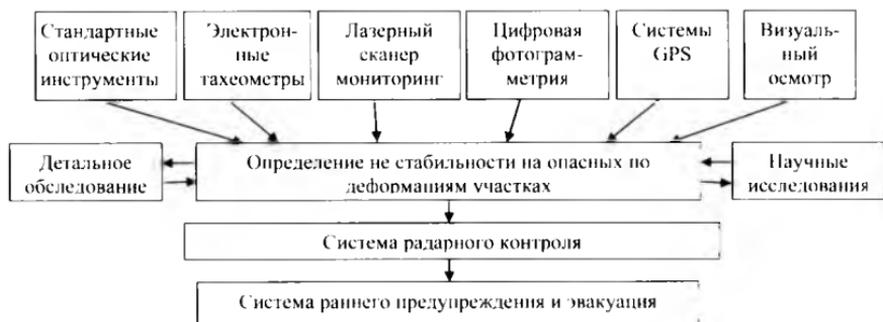


Рис.2.10. Организация геомеханического мониторинга состояния бортов карьеров

В системе геодинамического мониторинга метод электроразондирования применяют для определения структуры деформирующегося массива и положения потенциальной поверхности скольжения деформированного борта карьеров с целью прогнозирования состояния карьерных откосов и своевременного обеспечения безопасности горных работ на исследуемом участке. Геоэлектрическим признаком, позволяющим прогнозировать деформационные процессы, является увеличение электрического сопротивления пород массива в процессе развития в нем скрытых деформационных процессов. Зависимость удельного сопротивления пород от их напряженно-деформированного состояния выражается в значительном увеличении сопротивления пород, нарушенных сдвижением или взрывом по отношению к ненарушенному массиву. Для ненарушенных пород с ростом нагрузок сопротивление горных пород уменьшается, и в области концентрации максимальных напряжений отмечается его минимум.

Наблюдения методом ВЭЗ проводятся по станциям, расположенным по профилям на бермах уступов бортов карьера. Станция для производства наблюдений методом ВЭЗ на карьере Мурунтау представляет собой ряд металлических электродов длиной 0,8–1,0 м, внедренных в породный массив на глубину 0,3–0,4 м на расстояниях, необходимых для производства работ методом ВЭЗ в модифи-

кации симметричной установки. По данным электроразведки строятся графики ВЭЗ, представляющие собой зависимость кажущегося сопротивления от полуразноса питающих электродов. Путем интерпретации полученных кривых, определяются удельные электрические сопротивления слоев горных пород, слагающих разрез, их мощность, глубины залегания границ раздела; то есть получают геоэлектрические модели исследуемых участков. Однако в настоящее время, учитывая очень малую экспрессность метода ВЭЗ, а также влияние промышленных помех, для получения информации о структурных изменениях наиболее целесообразно использование сейсмических методов.

Уровень сейсмической активности в зоне карьера Мурунтау контролируется в автоматическом режиме в периоды взрывов, между проведением взрывных работ и при наличии и отсутствии технологических помех. На карьере Мурунтау установлены три автономных комплекса сейсмического мониторинга (АКСМ). АКСМ базируется на современном регистраторе сейсмических колебаний «Дельта-Геон-02», который работает в ждущем режиме и предназначен для организации систематических полевых и непрерывных стационарных сейсмологических исследований и сейсмической активности геологической среды, для проведения исследовательских и прикладных работ в геофизике и сейсмологии. Регистратор сейсмических колебаний «Дельта-Геон-02» обладает рядом достоинств, таких как низкая потребляемая мощность, высокое разрешение и большой динамический диапазон, возможность применения в составе сейсмических сетей без дополнительных телеметрических узлов, малые габаритные размеры и вес, относительно низкая стоимость. Управление «Дельта-Геон-02» осуществляется через стандартный порт персонального компьютера. Наиболее важными для выявления блочной структуры бортов карьера являются сопоставления во времени зарегистрированных откликов бортов карьера на воздействия различной природы, амплитуды и длительности – как от действия взрывных источников, землетрясений, так и геодинамических проявлений, связанных с квазистатически реализуемым полем тектонических напряжений, приводящим к вариации спектральных составляющих сейсмического шума.

Установлены характеристические значения сейсмических событий (тресков), которые по форме, спектру и интенсивности имеют ярко выраженный характер, отлича-

ются от региональных шумов и могут быть использованы в качестве маркирующих при наблюдении за деформациями. Выявлено, что амплитуда тресков по интенсивности сравнима с массовым взрывом, однако имеет отличный от него низкочастотный спектр с малым количеством гармонических включений.

В целом проведение регулярного контроля уровня сейсмической активности в зоне карьера Мурунтау с применением автономных комплексов сейсмического мониторинга в автоматическом режиме позволяет контролировать развитие деформационных процессов в карьере, что повышает экономическую эффективность и общую безопасность ведения открытых горных работ.

Таким образом, выполнен анализ используемых методов контроля состояния ответственных инженерных сооружений в карьерах и представлены основные направления работ, проводимые специалистами горно-металлургических комбинатов Узбекистана совместно с учеными научно-исследовательских организаций и ВУЗов позволяющие контролировать развитие деформационных процессов в карьерах, что повышает экономическую эффективность и общую безопасность ведения открытых горных работ.

Выводы

В результате выполненного анализа можно сделать следующие основные выводы:

1. Разработанные методы расчета подразделяются на две основные группы: методы, строящиеся на математической и физической основе, используемые для отыскания общих решений основных инженерных задач для конкретных условий среды, а также упрощенные и приближенные методы, разработанные применительно к конкретным горно-геологическим условиям для прогнозов устойчивости откосов.

2. Исследованиями установлено, что при расчетах по выше вышестоящим методам строится сетка поверхностей скольжения, в каждой точке которой удовлетворяется условие предельного состояния, которые наиболее обоснованы в теоретическом и математическом отношениях и применимы для расчетов откосов в изотропной среде. Главным недостатком первой группы является то что методы неприменимы в условиях неоднородного

массива, сложенного трещиноватыми скальными и полускальными породами, а также трудоемкостью операции построения устойчивых контуров откосов.

3. Большинство разработанных методов расчета параметров откосов относятся ко второй группе. Основная задача в методах расчета сводится к определению наиболее слабой поверхности скольжения в массиве откоса, относительно которой и рассматривается равновесие призм обрушения.

4. Ранее разработанный графический способ определения потенциальной поверхности разрушения в плоских однородных откосах, в котором учтены граничные условия, получил наиболее широкое признание в инженерной практике. Конфигурация потенциальной поверхности разрушения сложна. Криволинейный участок поверхности скольжения аппроксимируется дугой окружности. Главным недостатком разработанного способа является то что методика инженерного расчета применим для относит уступить, сложенных несколько однородными породами.

5. Авторами ряда работ предложен ряд методов расчета сейсмостойкости как нагруженных, так и ненагруженных уступов и бортов карьера, в которых одни исследователи предусматривают учет влияния промышленных массовых взрывов на прочностные свойства горных пород, а другие – учет динамических сил, возникающих в откосах бортов карьеров при массовых взрывах.

6. Исследованиями установлено, что оценка устойчивости борта или отдельного участка, а также разработка способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений в глубоких карьерах невозможна без учета воздействия взрывных работ, а именно физико-механических и горнотехнических свойств. Также установлено, что в разработанных методиках расчета сейсмостойкости бортов карьера учитываются изменения условий равновесия призмы возможного обрушения под действием энергии взрыва, разрушение массива горных пород происходит во времени со скоростями, сопоставляемыми со скоростями распространения в нем волн. Главный недостаток этой методики – отсутствие теоретической разработки определения динамических сил, которые затрудняют ее применение в инженерной практике.

Глава 3

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА РАЗЛИЧНЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

§ 3.1. Основные уравнения

**§ 3.2. Исследование действия взрыва
цилиндрического заряда в горных породах**

**§ 3.3. Исследование действия взрыва
цилиндрического заряда в горных породах**

**§ 3.4. Исследование действия взрыва сферического
заряда в горных породах**

**§ 3.5. Исследование действия взрыва щелевого
заряда ВВ в массиве горных пород**

ГЛАВА 3. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА РАЗЛИЧНЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

§ 3.1. Основные уравнения

Теоретические основы и физико-математические модели действия взрыва заряда ВВ освещены в работах [79, 80, 82–85].

Движение горной породы при взрыве заряда ВВ в переменных Лагранжа описывается системой уравнений [86]

$$\begin{aligned} \frac{\partial V}{\partial t} - \frac{1}{\rho_0} \left(\frac{R}{r} \right)^3 \frac{\partial u}{\partial r} - \frac{uV}{R} &= 0; \\ \frac{\partial u}{\partial t} + \frac{1}{\rho_0} \left(\frac{R}{r} \right)^3 \frac{\partial p}{\partial r} &= 0, \end{aligned} \quad (3.1)$$

где $u = \frac{\partial R}{\partial t}$; $V = \frac{1}{\rho}$;

R – координата Лагранжа;

u – эмпирический коэффициент (при сферическом, цилиндрическом и плоском взрывах, соответственно равно 2, 1 и 0);

ρ_0 – плотность среды.

Уравнение состояния многокомпонентной нелинейно-упругой среды имеет вид:

$$\frac{V}{V_0} = \sum_{i=1}^3 \alpha_i \left[\frac{\gamma_i (p - p_0)}{\rho_{i0} c_{i0}^2} + 1 \right]^{\frac{1}{\gamma_i}}, \quad (3.2)$$

где V – начальный удельный объем среды при текущем давлении;

V_0 – начальный удельный объем среды при атмосферном давлении, $V_0 = 1/\rho_0$;

γ_i – показатель изэнтропии i -го компонента;

i – номер компонента в горной породе (1 – воздух; 2 – жидкость; 3 – твердые частицы);

p – гидростатическое давление, Па;
 p_0 – атмосферное давление, Па;
 α_1 – содержание по объему компонентов;
 ρ_{i0} – плотность компонентов;
 c_{i0} – скорость звука в компонентах при атмосферном давлении.

Детонация заряда ВВ предполагается мгновенной безволновой, расширение продуктов детонации происходит в соответствии с уравнением

$$p = A\rho_{иД}^{n_0} + B\rho_{иД}^{\gamma_0+1}; \quad \frac{\rho_{иД}}{\rho_n} = \left(\frac{r_n}{r_0} \right)^{\gamma_0+1}, \quad (3.3)$$

где $\rho_{иД}$ – плотность продуктов детонации, кг/м³

A , B , n_0 , γ_0 – константы, определяемые из следующего условия. Кривая, удовлетворяющая уравнению (3.3), имеет общую точку (p_n, ρ_n) и общую касательную в этой точке. Кривая (3.3) имеет общую касательную при $p \rightarrow p_0$; при расширении от p_n до p_0 совершают работу, равную энергии взрывчатого превращения Q . Эти условия совместно с уравнением (3.3) дают систему четырех уравнений для определения указанных констант:

$$\left. \begin{aligned} k_n &= n_0 + \frac{B\rho_n^{\gamma_0}}{p_n} (\gamma_0 - n_0 + 1); \\ \gamma_0 &= k_n - 1; \\ Q &= \frac{p_n}{\rho_n(n_0 - 1)} + \frac{B\rho_n^{\gamma_0+1}(n_0 - \gamma_0 - 1)}{(\gamma_0 - 1)(n_0 - 1)}; \\ p_n &= A\rho_n^{n_0} + B\rho_n^{\gamma_0+1}. \end{aligned} \right\} \quad (3.4)$$

Сразу же после детонации по горной породе распространяется ударная волна, называемая падающей ударной волной, на фронте которой выполняются соотношения

$$p - p_0 = \rho_0 u D; \quad \rho u = (\rho - \rho_0) D, \quad (3.5)$$

где ρ_0 и ρ – плотности пород перед и на фронте падающей ударной волны.

На контактной границе продукты детонации – порода предполагается непрерывность давления и скорости частиц сред.

Параметры напряженно-деформированного состояния горных пород определяются в результате численного счета. Система уравнений (3.1) имеет два семейства характеристик, вдоль которых выполняются характеристические

соотношения

$$\frac{dp}{\rho c} + du + \frac{vuc}{R} dt = 0 \text{ при } dr = \frac{c\rho}{\rho_0} \left(\frac{R}{r}\right)^v dt;$$

$$\frac{dp}{\rho c} - du + \frac{vuc}{R} dt = 0 \text{ при } dr = -\frac{c\rho}{\rho_0} \left(\frac{R}{r}\right)^v dt. \quad (3.6)$$

При взрыве в горных породах параметры p_2, u_2, D_2, V_2 в отраженной ударной волне и параметры p_3, u_3, D_3, V_3 в проходящей ударной волне определяются из системы уравнений [87]

$$\left. \begin{aligned} u_2 &= u_1 - \sqrt{(p_2 - p_1)(V_1 - V_2)}; \\ D_2 &= u_1 - V_1 \sqrt{(p_2 - p_1)/(V_1 - V_2)}; \\ u_3 &= \sqrt{(p_3 - p_{30})(V_{30} - V_3(p_3))} - u_{30}; \\ D_3 &= V_{30} \sqrt{(p_3 - p_{30})/(V_{30} - V_3(p_3))} - u_{30}, \quad u_3 = u_2, \quad p_3 = p_2, \end{aligned} \right\} \quad (3.7)$$

где p_{30}, V_{30} – давление и удельный объем пород перед фронтом проходящей ударной волны.

Учитывая, что одна из пород более сжимаема, то после падения падающей ударной волны с параметрами p_1, u_1, V_1 на границу раздела пород начнут распространяться две волны: в первой породе – отраженная волна разрежения с параметрами p_2, u_2, V_2 , и во второй породе – проходящая ударная волна с p_3, u_3, V_3, D_3 .

Параметры отраженной и проходящих волн определяются из системы уравнений

$$\left. \begin{aligned} u_2 &= u_1 - \int_{p_1}^{p_2} \frac{c(\rho)}{\rho} dp; \quad u_3 = \sqrt{(p_3 - p_{30})(V_{30} - V_3)}; \\ D_3 &= \sqrt{(p_3 - p_{30})(V_{30} - V_3)} - u_{30}, \quad u_2 = u_3; \quad p_2 = p_3. \end{aligned} \right\} \quad (3.8)$$

Функции $V_2(p_2)$ и $V_3(p_3)$ имеют вид (3.2). Система уравнений (3.1), (3.2) с граничными условиями (3.3), (3.5), (3.7), (3.8) является математической постановкой задачи распространения взрывных волн в горных породах.

§ 3.2. Исследование действия взрыва цилиндрического заряда в горных породах

Рассмотрим действие цилиндрического заряда в горных породах радиусом R_0 и длиной L (рис. 3.1) [88]. После взрыва образуется зона дробления, равная R , которая доходит до расстояния R_1 .

Элементарный объем массы dm может быть определен из выражения

$$dm = 2\pi RL\rho_{gp}dR,$$

где $2\pi RL$ – поверхность цилиндрической полости, m^2 ;

ρ_{gp} – плотность горных пород, kg/m^3 .

Кинетическая энергия элементарного объема массы dE составит

$$dE = \frac{dmv^2}{2} = \pi RL\rho_{gp}v^2dR.$$

Кинетическая энергия массы горной породы на расстоянии R_1 выражается уравнением

$$E = \int_{R_0}^{R_1} \pi RL\rho_{gp}v^2dR. \quad (3.9)$$

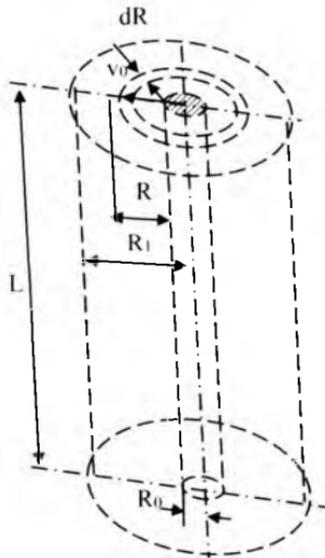


Рис.3.1. Расчетная схема действия взрыва цилиндрического заряда в горных породах

Исходя из положений кинетической теории, через любую сферическую поверхность радиуса R , проведенную вокруг заряда радиусом R_0 , в единицу времени проходит такой объем материала, каков объем газов, вышедших за пределы начальных границ заряда [89], т.е.

$$4\pi R^2v = 4\pi R_0^2v_0,$$

или

$$v = v_0 \left(\frac{R_0}{R} \right)^2, \quad \text{м/с}, \quad (3.10)$$

где v – скорость частиц горных пород на расстоянии радиуса R , м/с;

v_0 – скорость частиц горной породы на поверхности заряда, м/с.

Согласно выражению (3.10) наибольшая скорость v_0 будет соответствовать скорости частиц горной породы, непосредственно соприкасающихся с продуктами взрыва, а наименьшую скорость v будут иметь частицы горной породы, расположенные на расстоянии R .

Тогда, подставив значение v из формулы (3.10) в уравнение (3.9) и проинтегрировав его, получим

$$E = \int_{R_0}^{R_1} \pi R L \rho_{\text{пр}} v_0^2 \frac{R_0^4}{R^4} dR = \frac{1}{2} \pi L \rho_{\text{пр}} v_0^2 R_0^4 \left(\frac{1}{R_0^2} - \frac{1}{R_1^2} \right). \quad (3.11)$$

Произведя дальнейшие преобразования, получим выражение для определения кинетической энергии массы горной породы на расстоянии R_1

$$E = \frac{1}{2} \pi L \rho_{\text{пр}} v_0^2 R_0^2 \left(\frac{R_1^2 - R_0^2}{R_1^2} \right). \quad (3.12)$$

Известно, что $R_1 > R_0$; тогда при условии, что

$$\frac{R_1^2 - R_0^2}{R_1^2} \cong 1,$$

выражение кинетической энергии массы горной породы примет вид:

$$E = \frac{1}{2} \pi L \rho_{\text{пр}} v_0^2 R_0^2. \quad (3.13)$$

Величина кинетической энергии, выделившейся при взрыве цилиндрического заряда ВВ, определяется по выражению

$$E = \pi R_0^2 L \gamma_{\text{ВВ}} Q, \quad (3.14)$$

где $\gamma_{\text{ВВ}}$ – объемный вес ВВ, кг/м³;

Q – энергия единицы веса, кгм/кг.

Принимая, что кинетическая энергия массы горной породы равна энергии, выделяющейся при взрыве заряда ВВ, получим

$$\frac{1}{2} \pi L \rho_{\text{пр}} v_0^2 R_0^2 = \pi R_0^2 L \gamma_{\text{ВВ}} Q,$$

откуда

$$v_0 = \sqrt{\frac{2Q\gamma_{\text{ВВ}}}{\rho_{\text{пр}}}}, \quad \text{м/с}. \quad (3.15)$$

Подставив значение u_0 из выражения (3.15) в формулу (3.10), получим

$$v = \sqrt{\frac{2\gamma_{\text{вн}} Q}{\rho_{\text{вн}}} \left(\frac{R_0}{R} \right)^2}, \text{ м/с.}$$

Так как $[\text{кг} \cdot \text{сек}^2 / \text{м}^3]$, формула для определения значения u может быть представлена в виде

$$v = \sqrt{\frac{2\gamma_{\text{вн}} Q g}{\Delta} \left(\frac{R_0}{R} \right)^2}, \text{ м/с.} \quad (3.16)$$

Произведя преобразования и принимая, что $u = u_{\text{кр}}$, окончательно получим зону дробления горных пород скважинными зарядами ВВ

$$R = \frac{R_0 \sqrt{\frac{\gamma_{\text{ВВ}} Q}{\Delta}}}{0,476 \sqrt{v_{\text{кр}}}}, \text{ м.} \quad (3.17)$$

Таким образом, установлено, что величина зоны дробления горных пород при взрыве цилиндрических зарядов ВВ изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц горных пород.

По полученной формуле установлены зависимости изменения размеров зоны дробления массива при взрыве цилиндрического заряда в зависимости от радиуса заряда и объемного веса ВВ (рис. 3.2).

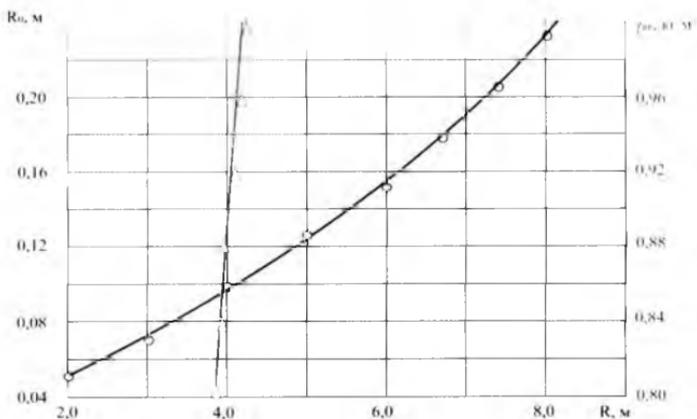


Рис.3.2. Изменение размера зоны дробления массива при взрыве цилиндрического заряда ВВ в зависимости от радиуса заряда (о) и объемного веса ВВ (Δ)

Исследованиями установлено, что с увеличением радиуса заряда от 0,05 до 0,22 м размер зоны дробления массива интенсивно линейно возрастает от 2 до 8,2 м. А при увеличении плотности ВВ от 0,8 до 1 кг/м³ незначительно параболически увеличивается зона дробления массива от 3,8 до 4,2 м.

Также установлены зависимости изменения размеров зоны дробления массива при взрыве цилиндрического заряда в зависимости от объемного веса горной породы в естественном состоянии и энергии единицы веса ВВ (рис. 3.3).

Установлено, что с уменьшением объемного веса горной породы в естественном состоянии от 2600 до 1600 кг/м³ размер зоны дробления массива увеличивается от 3,9 до 4,7 м. А при увеличении энергии единицы веса ВВ от 400 до 1000 кгм/кг зона дробления массива незначительно увеличивается от 3,5 до 4,6 м. Полученные закономерности характеризуются зависимостями параболического типа.

Таким образом установлено изменение размера зоны дробления массива горных пород взрывом цилиндрического заряда в линейной зависимости от радиуса заряда и параболической зависимости от объемного веса ВВ, объемного веса горных пород в естественном состоянии и энергии единицы веса ВВ.

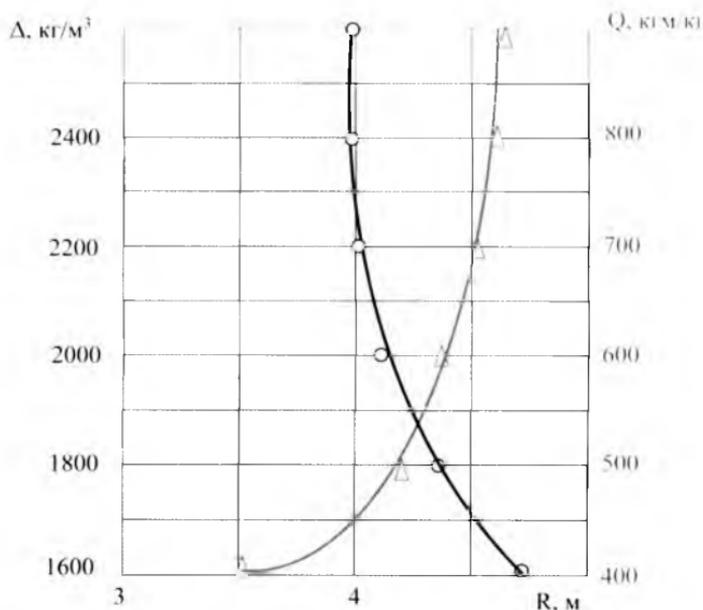


Рис.3.3. Изменение размера зоны дробления массива при взрыве цилиндрического заряда ВВ в зависимости от объемного веса горной породы в естественном состоянии (о) и энергии единицы веса ВВ (Δ)

На основе математической модели разработаны компьютерные программы на языке Borland Delphi 7.0, новизна которых защищена свидетельствами об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 01777 и № DGU 01869 [81, 90].

§ 3.3. Исследование действия взрыва сферического заряда в горных породах

Выполнено исследование действия взрыва сферического заряда в горных породах [92]. При взрыве сосредоточенного заряда ВВ, находящегося в неограниченной твердой среде, продукты взрыва отражаются от прилегающей к заряду среды, которая, обладая значительной инерцией, приходит в движение лишь через некоторый промежуток времени. В течение этого времени продукты взрыва получают неоднократное отражение, вследствие чего давление их на твердую среду выравнивается во всех направлениях от центра заряда, и поэтому такой заряд можно считать сферическим.

Продукты взрыва такого сферического заряда вытесняют окружающую среду из пределов сферической области, занимаемой расширяющимися продуктами, и сжимают среду, возбуждая в ней ударную волну сжатия. Последняя отличается от воздушной ударной волны более медленным нарастанием давления на ее фронте, и ее принято называть волной сжатия. Зона, из пределов которой среда полностью вытеснена, называется зоной вытеснения. Зона вытеснения не всегда имеет правильную шарообразную форму; форма ее изменяется в зависимости от неоднородности среды, слоев напластования, трещин и т.п. В области, непосредственно прилегающей к расширяющимся продуктам взрыва, твердая среда, получая весьма большие скорости и напряжения, раздавливается и структура среды нарушается; эта область называется зоной раздавливания.

Энергетическую теорию взрывного процесса в массиве горных пород можно рассматривать в следующем виде: при взрыве заряда, помещенного в горную породу, на стенки зарядной камеры оказывает действие чрезвычайно высокое давление, вызывающее ударную волну, влияние которой проявляется в весьма небольшой промежуток времени.

Вследствие кратковременности процесса взрыва действие его можно принять мгновенным, т.е. время передачи энергии в среде равно нулю; можно также принять, что среда обладает малой подъемной сжимаемостью.

На основании этих допущений действие взрыва в массиве при дроблении горных пород можно описать следующим образом. Движение среды за фронтом ударной волны под действием высоких давлений приводит к сжатию ее с одновременным увеличением геометрических размеров полости. При достижении средой предельного расширения вследствие понижения давления происходит ее обратное движение, в результате чего кроме радиальных трещин на стенках полости образуются кольцевые трещины. Вблизи места взрыва обратное движение среды приводит к дополнительному сжатию.

Рассмотрим изменение скорости u некоторой точки среды на расстоянии R от центра заряда. При этом силами трения и сцепления необходимо пренебречь, что вполне допустимо при небольших расстояниях от центра взрыва и чрезвычайно больших давлений.

На основании изложенного выше можно построить скоростное поле, исходя при этом из положений кинетической теории [89].

Согласно выражению (3.10), наибольшая скорость u_0 будет соответствовать скорости частиц породы, непосредственно соприкасающихся с продуктами взрыва, а наименьшую скорость u будут иметь частицы породы, расположенные на расстоянии R .

Рассмотрим расчетную схему действия сферического заряда в массиве горных пород, приведенную на рис. 3.4.

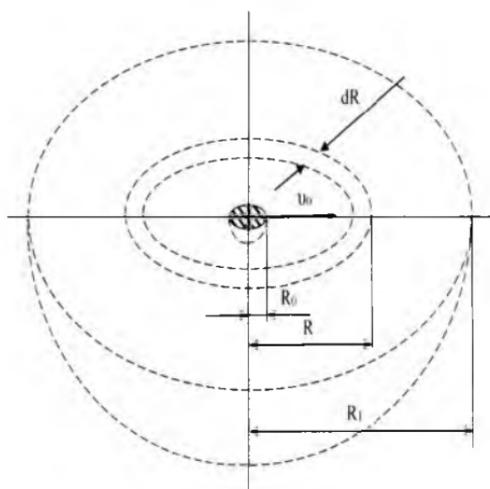


Рис.3.4. Расчетная схема действия взрыва сферического заряда

По данной схеме определим величину кинетической энергии слоя породы внутри радиуса R . Для этого определим запас энергии сферического слоя толщиной dR и введем следующие обозначения: поверхность сферы – $4\pi R^2$; плотность среды (породы) – ρ_{rp} ; радиус сферического заряда – R_0 .

Тогда элементарный объем массы составит

$$dm = 4\pi R^2 \rho_{rp} dR, \quad (3.18)$$

а кинетическая энергия элементарного объема dE будет

$$dE = \frac{dmv^2}{2} = 2\pi R^2 v^2 \rho_{rp} dR. \quad (3.19)$$

Следовательно, кинетическую энергию массы породы на расстоянии R_1 можно определить из выражения:

$$E = \int_{R_0}^{R_1} \frac{dmv^2}{2} = 2\pi \rho_{rp} v_0^2 R_0^2 \left(\frac{1}{R_0} - \frac{1}{R_1} \right), \quad (3.20)$$

или

$$E = 2\pi \rho_{rp} v_0^2 R_0^2 \left(\frac{R_1 - R_0}{R_1} \right). \quad (3.21)$$

Так как $R_1 > R_0$, можно принять, что

$$\frac{R_1 - R_0}{R_1} \cong 1. \quad (3.22)$$

Обозначив через $\gamma_{\text{об}}$ объемный вес ВВ ($\text{кг}/\text{м}^3$), а через Q – энергию единицы веса ВВ ($\text{кгм}/\text{кг}$), получим выражение для определения кинетической энергии, выделившейся при взрыве заряда ВВ:

$$E = \frac{4}{3} \pi R_0^3 \gamma_{\text{об}} Q. \quad (3.23)$$

Приравняв кинетическую энергию массы породы энергии, выделяемой при взрыве заряда ВВ, получим

$$\frac{4}{3} \pi R_0^3 \gamma_{\text{об}} Q = 2\pi \rho_{rp} v_0^2 R_0^2 \left(\frac{R_1 - R_0}{R_1} \right). \quad (3.24)$$

Так как $\frac{R_1 - R_0}{R_1} \cong 1$, из уравнения (3.24) определим скорость частиц породы на поверхности заряда

$$v_0 = \sqrt{\frac{2\gamma_{\text{об}} Q}{3\rho_{rp}}}. \quad (3.25)$$

Подставив значение v_0 из выражения (3.25) в формулу (3.10), получим

$$v = \sqrt{\frac{2\gamma_{\text{об}} Q}{3\rho_{rp}} \left(\frac{R_0}{R} \right)^2}. \quad (3.26)$$

Плотность среды (породы) может быть выражена как:

$$\rho_p = \frac{\Delta}{g} [\text{кг} \cdot \text{с}^2 / \text{м}^3], \quad (3.27)$$

где Δ – объемный вес породы в естественном состоянии, $\text{кг}/\text{м}^3$;

$$g = 9,81 \text{ м}/\text{с}^2$$

Подставив выражение (3.27) в уравнение (3.26), получим

$$v = \sqrt{\frac{2\gamma_{\text{нв}} Qg}{3\Delta} \left(\frac{R_0}{R} \right)^2}. \quad (3.28)$$

По выражению (3.28) можно определять скорость частиц среды на различном расстоянии от центра взрыва.

Известно, что объемный вес породы зависит от минералогического состава, пористости и влажности; при изменении этих компонентов будет изменяться величина u , определяемая по выражению (3.28).

Пользуясь выражением (3.28), определим радиус заряда R_0 :

$$\frac{R_0^2}{R^2} = \frac{v}{\sqrt{\frac{2\gamma_{\text{нв}} Qg}{3\Delta}}}, \quad (3.29)$$

откуда

$$R_0 = 0,625 \frac{\sqrt{vR}}{\sqrt{\frac{\gamma_{\text{нв}} Q}{\Delta}}}. \quad (3.30)$$

Разрушение среды возможно в случае, если скорость перемещения частиц породы в соответствующих условиях будет больше некоторой критической величины $u_{\text{кр}}$. Принимая, что $u = u_{\text{кр}}$, окончательно получим

$$R = \frac{R_0 \sqrt{\frac{\gamma_{\text{нв}} Q}{\Delta}}}{0,625 \sqrt{u_{\text{кр}}}}. \quad (3.31)$$

Таким образом, установлено, что величина зоны дробления горных пород взрывом сферического заряда изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц породы.

По формуле (3.31) установлено изменение радиуса дробления горных пород при взрыве сферического заряда в зависимости от радиуса заряда и объемного веса ВВ (рис. 3.5).

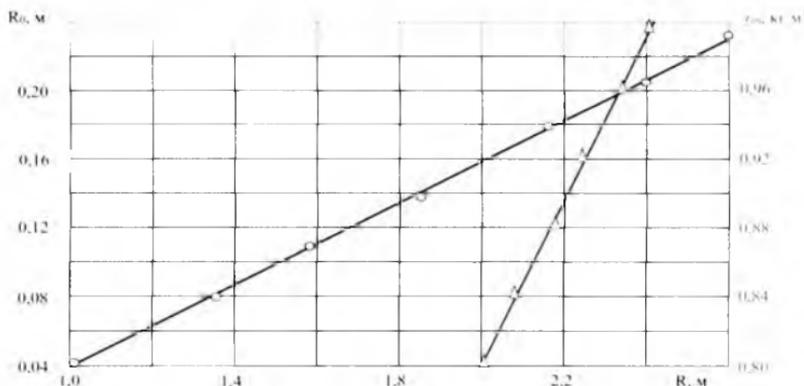


Рис.3.5. Изменение радиуса дробления горных пород при взрыве сферического заряда ВВ в зависимости от радиуса заряда (о) и объемного веса ВВ (Δ)

Исследованиями установлено, что с увеличением радиуса заряда от 0,04 до 0,24 м радиус дробления горных пород интенсивно возрастает от 1 до 2,4 м. А при увеличении плотности ВВ от 0,8 до 1 кг/м³ незначительно увеличивается зона дробления от 2 до 2,4 м. Полученные кривые характеризуются зависимостями линейного типа.

Также установлено изменение радиуса дробления горных пород при взрыве сферического заряда в зависимости от объемного веса породы в естественном состоянии и энергии единицы веса ВВ (рис. 3.6).

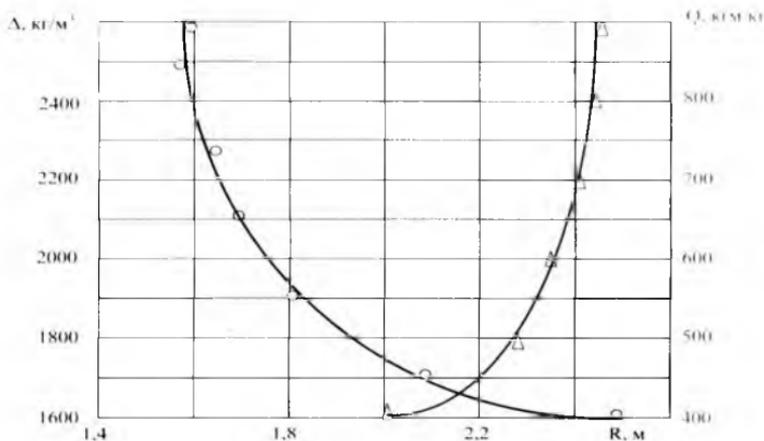


Рис.3.6. Изменение радиуса дробления крепких пропластков взрывами сферического заряда ВВ в зависимости от объемного веса породы в естественном состоянии (о) и энергии единицы веса ВВ (Δ)

Установлено, что с уменьшением объемного веса породы в естественном состоянии от 2600 до 1600 кг/м³ радиус дробления горных пород увеличивается от 1,55 до 2,46 м. А при увеличении энергии единицы веса ВВ от 400 до 1000 кгм/кг радиус дробления горных пород незначительно увеличивается от 2 до 2,45 м. Полученные кривые характеризуются зависимостями параболического типа.

Таким образом, установлено изменение радиуса дробления горных пород при взрыве сферического заряда в линейной зависимости от радиуса заряда, объемного веса ВВ, а также параболической зависимости от объемного веса породы в естественном состоянии и энергии единицы веса ВВ.

На основании проведенных исследований разработана компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0, новизна которой защищена свидетельством об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 01776 [93].

§ 3.5. Исследование действия взрыва щелевого заряда ВВ в массиве горных пород

Выполнено исследование действия взрыва щелевого заряда в горных породах [94].

При взрыве щелевых зарядов на месте взрыва заряда образуется газовая камера, а вокруг нее – область разрушения и растрескивания среды, далее – область необратимых деформаций, еще далее – область обратимых деформаций. Процессы, происходящие в каждой из областей, тесно связаны с прохождением ударной волны (волны сжатия) и обуславливаются изменением напряженного состояния среды и ее смещением. Горные породы в силу сложной структуры образования характеризуются анизотропией и неоднородностью распределения свойств [95, 96].

При взрыве за пределами сферы разрушения ($\sim 100r_{\text{зар}}$) смещение частиц крепких пород настолько незначительно, что деформация не выходит за пределы его упругости, а ударная волна превращается в сейсмическую, вызывающую лишь волновые колебания частиц породы.

Основными параметрами сейсмической волны являются амплитуда и период колебаний T (частота колебаний $\omega = 1/T$).

Вследствие высокого детонационного давления, достигающего для современных промышленных ВВ 10⁵ кг/см², взрыв всегда сопровождается ударом продуктов детонации по среде, в которой произошел взрыв, и образованием в ней ударной волны. Разрушение взрывающей среды происходит от совокупного действия ударных волн, передающих среде

5–20% общей энергии и динамического действия расширяющихся продуктов детонации (~50% общей энергии).

Рассмотрим детонацию двух соседних зарядов в щели с помощью детонирующего шнура (ДШ), приведенную на рис. 3.7. ДШ состоит из ВВ со скоростью детонации $D_{\text{дш}} = 6,5\text{--}7,5$ км/с, в связи с чем заряд ВВ детонирует с задержкой в несколько десятков микросекунд. Детонационная волна, выходя на торец заряда ВВ, в забоечной части образует газовую полость от расширяющихся продуктов детонации. От детонации ДШ возникает взаимодействие продуктов детонации первого заряда с забойкой между зарядами и продуктами детонации ДШ, находящейся в полости.

От такого взаимодействия в забоечной части идет ударная волна, которая отражаясь идет по продуктам детонации первого заряда. Продукты детонации ДШ к моменту подхода детонационной волны от первого заряда начинают расширяться, сжимаемость их больше сжимаемости продуктов детонации первого заряда. В связи с этим при взаимодействии этих газодинамических потоков в продуктах детонации первого заряда отражается волна разряжения, а по продуктам детонации и ДШ идет ударная волна, которая препятствует расширению продуктов детонации ДШ и дополнительно сжимает их.

Такие же явления происходят и после детонации второго заряда ВВ, но при этом продукты его детонации идут в направлении, противоположном детонации, имея меньшую скорость. В связи с этим продукты детонации ДШ, дополнительно сжатые ударными волнами от детонации первого и второго зарядов, сдвигаются по образованной газовой полости в направлении второго заряда, и на некотором расстоянии от него образуется своеобразный газодинамический затор.

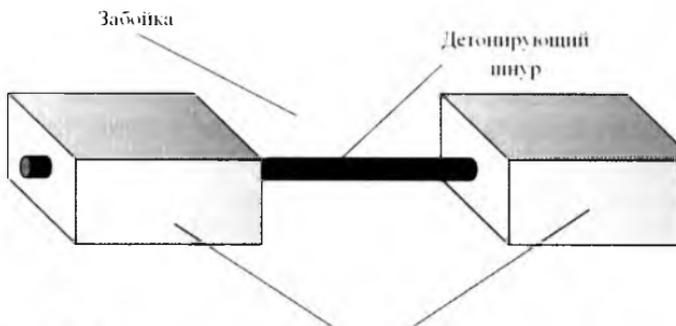


Рис.3.7. Детонация зарядов в щели детонирующим шнуром

Продукты детонации будут расширяться в радиальном направлении. При этом газовая полость, образованная от детонации ДШ, будет препятствовать движению газов в осевом направлении и способствовать их расширению в радиальном, увеличивая время действия продуктов детонации на взрывааемый массив. От продуктов детонации ДШ в продукты детонации зарядов будут отражаться волны разряжения, и давление в щели будет понижаться за счет сжатия газовой полости, действуя более продолжительное время.

Забойка будет также препятствовать вылету газов и способствовать более равномерному распределению движения по стенкам щели.

Действие взрыва щелевых зарядов может быть охарактеризовано рядом силовых и кинематических параметров: амплитудой и длительностью волн напряжений, скоростью смещения среды за волной напряжений, импульсом и энергией волн напряжений в среде, параметрами ударно-воздушной волны (УВВ).

Величины импульса и энергии, передаваемые при взрыве щелевого заряда ВВ горному массиву, более полно характеризуют действие взрыва, так как учитывают не только силовые и кинематические параметры, но и время воздействия взрыва, т.е. являются интегральными параметрами.

Действие щелевых зарядов ВВ на среду определяется в начальный период детонационных процессов величиной импульса, передаваемого боковой поверхности щели. Для горных пород установлены величины удельных критических импульсов, при которых начинается разрушение горных пород.

Удельный импульс i , передаваемый боковой поверхности щели в любом сечении x по длине заряда l_3 ($0 \leq x \leq l_3$), определяется по формуле:

$$i = \sum \int_{t_n}^{t_k} P_i dt, \quad i=1, 2, \dots, n, \quad (3.32)$$

где P_i – давление детонационных, ударных волн и волн разряжения, возникающих в заряде ВВ при его детонации, МПа;

t_n, t_k – начальное и конечное время их существования, с.

Полный импульс, передаваемый боковой поверхности щели, определяется по следующей формуле:

$$J = 2\pi\tau_3 \int_0^{l_3} i dx, \quad (3.33)$$

где τ_3 – длина щелевого заряда, м;

l_3 – длина заряда, м.

Расчет распределения импульса вдоль боковой поверхности щели основан на рассмотрении процесса распространения детонационных волн, волн разряжения и отраженных волн, возникающих при инициировании заряда ВВ [94]. Аналитические расчеты, проведенные на основе законов газовой динамики, показывают, что характер распределения удельного импульса, передаваемого боковой поверхности щели, зависит от условий на торцах заряда (открытый, закрытый с одной или обеих сторон) и от способа инициирования. В расчетах используется относительное значение удельного импульса, передаваемого боковой поверхности щели i / i_0 , где i_0 – удельный импульс, передаваемый торцевой поверхности щели. Его значение можно рассчитать по следующему выражению:

$$i_0 = \frac{32}{27} \frac{P_n l_3}{D} = \frac{8}{27} \rho_0 l_3 D, \quad (3.34)$$

где $P_n = \frac{\rho_0 D^2}{4}$ – начальное давление продуктов детонации в щели (на фронте детонационной волны), МПа;

ρ_0 – начальная плотность ВВ, кг/м³;

D – скорость детонации промышленных ВВ, м/с.

Используя уравнения газовой динамики для определения распространения детонационных волн, волн разряжения и отраженных волн, а также учитывая временные соотношения по формуле (3.32) рассчитываем величины I , а затем i/i_0 для различных элементарных условий.

Идея способа расчета соотношения i/i_0 заключается в использовании известных элементарных зависимостей (i/i_0). При этом результирующее значение i/i_0 может быть получено графически сложением элементарных значений (i/i_0), с учетом начальных и граничных условий (количества зарядов, способа инициирования, параметров ВВ и т.д.).

Систематизированные данные расчетов величин относительного удельного импульса i/i_0 , передаваемого боковой поверхности щели на участке $0 \leq x \leq l_3$, для щелевого заряда при различных способах инициирования приведены на рис. 3.8.

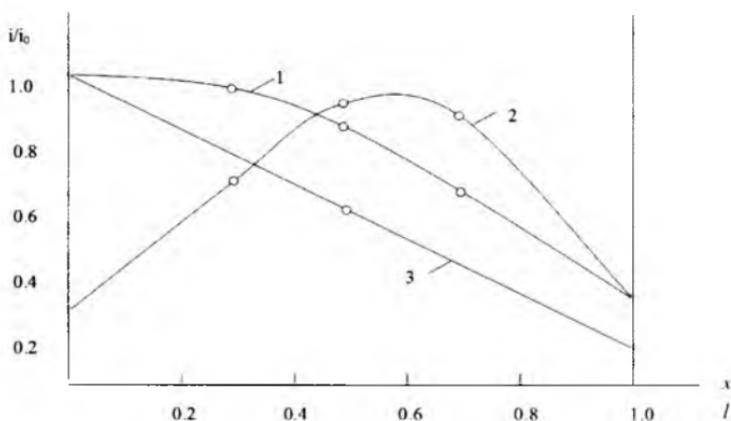


Рис.3.8. Распределение импульсов взрыва вдоль боковой поверхности щелевого заряда при различных способах инициирования: 1 – от стенки; 2 – при мгновенном инициировании; 3 – к стенке

Таким образом, используя уравнения газовой динамики для определения распространения детонационных волн, волн разряжения и отраженных волн, а также учитывая временные соотношения можно рассчитать распределение импульсов взрыва щелевого заряда для различных элементарных условий при различных способах инициирования.

На рис. 3.9 приведено формирование фронта импульсов при взрыве зарядов в щелях.

Начальное усредненное давление P в объеме, занятом щелевым зарядом, будет равно:

$$P_u = P_n \frac{1}{(1+B)^2}, \text{ кг/см}, \quad (3.35)$$

где P_n – начальное давление продуктов детонации при взрыве щелевого заряда, кг/см;

B – длина щелевого заряда, м.

Увеличение длительности взрывного импульса τ определяется формулой

$$\tau = \frac{\lambda B}{\sqrt{(n-1)\rho_0 \left[1 - \left(\frac{v_0}{v_1} \right)^{n-1} \right]}}, \text{ с}, \quad (3.36)$$

где P_0 – максимальное давление продуктов детонации, равное 10 кг/см;

n – показатель адиабаты ($n=1,25$);

$\frac{U_0}{U_0^0}$ – отношение объема заряда к объему заряженной части;

ρ_0 – плотность ВВ, г/см³;

λ – коэффициент, учитывающий время соударения потоков ($\lambda=2,5 \div 3$).

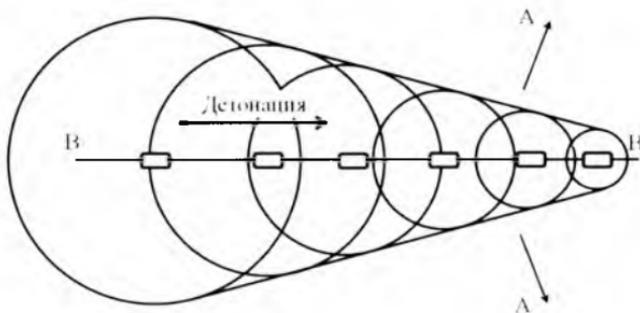


Рис.3.9. Характер формирования импульсов при взрывании зарядов в щелях

Таким образом, при взрыве щелевого заряда среде передается импульс большей длительности и с меньшим пиковым давлением. Вследствие этого сейсмический эффект от взрыва щелевого заряда должен быть ниже.

Исследованиями установлено, что при взрыве щелевого заряда происходит разрушение с одновременным образованием воронки выброса со стороны, обращенной к заряду ВВ, и откола с противоположной стороны (рис. 3.10).

Рассматривая эту схему, можно с точностью определить объем разрушаемой горной породы [95, 96]:

$$V = \frac{\pi}{4} h^2 l, \quad (3.37)$$

где V – объем разрушаемой породы, м³;

h – мощность массива, м;

l – длина массива, м.

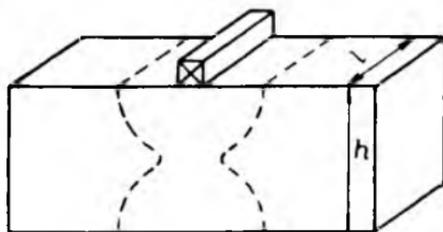


Рис.3.10. Характер разрушения массива горных пород щелевым зарядом

При использовании щелевых зарядов перебивание конструктивных элементов осуществляется непосредственным ударом продуктов взрыва; они, отражаясь от перебиваемого элемента, изменяют характер своего разлета, который показан стрелками на рис. 3.11, и сообщают данному элементу то или иное количество энергии в виде импульсной нагрузки, действующей на разрушаемый объект в течение очень короткого промежутка времени. Величина импульса, сообщаемого перебиваемому объекту, может быть выражена зависимостью [95]:

$$I = \mu C U_0, \text{ кг/с}, \quad (3.38)$$

где μ – коэффициент формы заряда;

C – масса щелевого заряда, кг;

U_0 – скорость разлета продуктов взрыва, м/с.

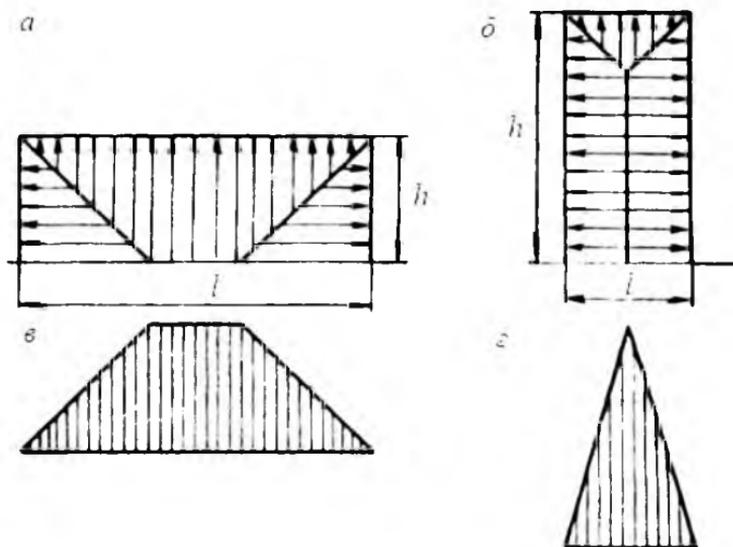


Рис.3.11. Разлет продуктов взрыва щелевого заряда, размещенного над горной породой: а – распределение разлета продуктов взрыва при $l > h$; б – распределение разлета продуктов взрыва у заряда при $l < h$; в и г – эпюры импульсов, сообщаемых горной породе

Импульс, приобретенный разрушаемым объектом и реализованный в объеме его разрушения, равен:

$$I = mU = V_{\rho} U_{кр}, \quad (3.39)$$

где V_{ρ} – масса твердого пропластка, кг;

$U_{кр}$ – скорость, приобретенная горной породой и достаточная для отрыва частиц и сообщения им движения, м/с.

Из уравнений (3.38) и (3.39), а также учитывая выражение (3.37), можно определить вес щелевого заряда ВВ:

$$Q = \frac{\rho U_{кр}}{\mu U_0} h^3 l, \quad (3.40)$$

где дробное выражение является характеристикой разрушаемой горной породы (ρ , $U_{кр}$), взрывчатого вещества (U_0) и формы заряда (μ).

Так как расчетные формулы целесообразно строить для ВВ нормальной мощности и высота заряда в этом случае не будет превышать ширины его основания, а постоянные величины $\pi/2$ и $\pi/4$ могут быть введены в характеристику материала, то формула (3.40) будет иметь такой окончательный вид:

$$Q = K_k h^3 l, \text{ кг.} \quad (3.41)$$

Значения коэффициента K_k зависят только от свойств разрушаемого материала.

На основании проведенных исследований разработана компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0, новизна которой защищена свидетельством об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 02073 [97].

Выводы

1. Разработанная математическая модель действия цилиндрического заряда ВВ в массиве горных пород позволяет установить зону дробления горных пород, величина которой изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц горных пород. Установлено, что при уменьшении объемного веса горной породы и увеличении радиуса заряда, плотности ВВ, энергии единицы веса ВВ зона дробления массива горных пород при взрыве цилиндрического заряда увеличивается. На основе математической модели разработаны компьютерные программы на языке Borland Delphi 7.0, новизна которых защищена свидетельствами об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 01777 и № DGU 01869.

2. Разработанная математическая модель действия сферического заряда ВВ в массиве горных пород позволяет установить зону дробления горных пород, величина которой изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и

обратно пропорционально критической скорости разлета частиц породы. Установлено, что при уменьшении объемного веса породы и увеличении радиуса заряда, энергии единицы веса ВВ радиус дробления горных пород при взрыве сферического заряда увеличивается. На основании проведенных исследований разработана компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0, новизна которой защищена свидетельством об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 01776.

3. Используя уравнения газовой динамики для определения распространения детонационных волн, волн разряжения и отраженных волн, а также учитывая временные соотношения, установлено распределение импульсов взрыва щелевого заряда для различных элементарных условий при различных способах инициирования. Установлено, что при взрыве щелевого заряда среде передается импульс большей длительности и с меньшим пиковым давлением, который способствует меньшему сейсмическому эффекту. На основании проведенных исследований разработана компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0, новизна которой защищена свидетельством об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 02074.

Глава 4

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕФОРМАЦИИ ЗАКОНТУРНОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПОД ДЕЙСТВИЕМ ЭНЕРГИИ МАССОВОГО ВЗРЫВА

- § 4.1. Определение критерия оценки применения защитной способности экрана при контурном взрывании на открытых горных работах**
- § 4.2. Исследование коэффициента защитной способности экранирующей щели в зависимости от ее ширины и частоты нагружения взрыва**
- § 4.3. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия развития трещин в межскважинном целике**
- § 4.4. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия ограничения зоны нарушений**

ГЛАВА 4. ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ОКОНТУРИВАЮЩИХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА

§ 4.1. Определение критерия оценки применения защитной способности экрана при контурном взрывании на открытых горных работах

От физико-механических свойств пород, протяженности и ориентации трещин относительно откоса, а также сцепления, угла внутреннего трения по контакту, неровности поверхности трещин и свойств заполнителя зависит устойчивость откосов [34, 98–102].

При взрыве, в результате нарушения, происходит разупрочнение горных пород законтурного массива вследствие изменения трещиноватости, появления остаточных деформаций, снижения прочностных характеристик по контактам структурных блоков [34, 103–106].

Изменение прочностных характеристик по контакту трещин является наиболее объективной характеристикой снижения устойчивости приоткосной части уступа, не позволяющей использовать их в качестве критериев при оценке устойчивости откосов.

Установлено, что при долговременном стоянии профиль уступа приближается к профилю границы зоны нарушений. Поэтому по размерам нарушенной зоны и профилю границы зоны остаточных деформаций можно судить о длительной устойчивости уступа.

Количественную оценку эффекта от применения метода предварительного щелеобразования предлагается производить с помощью коэффициента эффективности применения контурного взрывания (рис. 4.1), которая определяется по формуле [34, 102]:

$$k_{\text{эф}} = R/R_0 = (r - r_0)/(r_0 - r_0), \quad (4.1)$$

где $k_{\text{эф}}$ – коэффициент эффективности применения контурного взрывания;

R и R_0 – ширина зоны опасных деформаций за проектной границей отрыва при отсутствии и при наличии экрана соответственно, м;

r и r_0 – расстояние от заряда ВВ до границы зоны опасных нарушений, без экрана и при его наличии соответственно, м;

r_0 – расстояние от заряда ВВ до экрана, м.

Согласно схеме, приведенной на рис. 4.1, массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений в массиве описывается выражением вида [34]

$$V = K(\sqrt{Q}/r). \quad (4.2)$$

Расстояние от заряда ВВ до границы зоны опасных нарушений, соответственно без экрана и при его наличии, а также расстояние от заряда ВВ до экрана можно записать в виде:

$$r = (K/V_{сп})^{1/\mu} \cdot Q^{1/\mu}; \quad r_0 = (K/V_n)^{1/\mu} \cdot Q^{1/\mu}; \quad r_1 = (K_0/V_{сп})^{1/\mu} \cdot Q^{1/\mu}.$$

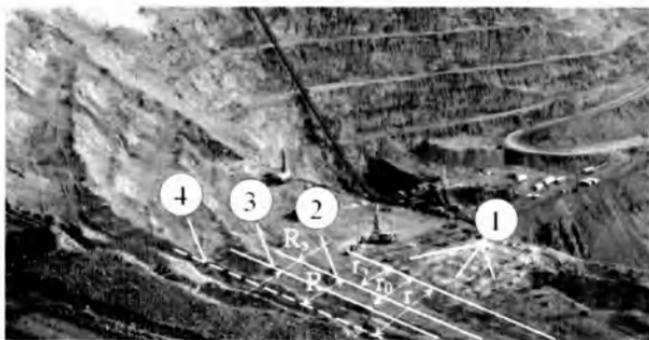


Рис.4.1. Схема к расчёту коэффициента эффективности применения контурного взрывания: 1 – заряды дробления в приконтурной зоне; 2 – проектный контур (экранирующая щель); 3 – граница зоны остаточных деформаций при наличии экранирующей щели; 4 – границы зоны остаточных деформаций при взрыве без экрана

Тогда

$$k_{эф} = (K_0(V_n - V_{сп})). (V_n - V_{сп} \cdot K_0)^{-1}, \quad (4.3)$$

где K – коэффициент грунтовых условий;

Q – масса скважинного заряда ВВ при контурном взрывании, кг;

$V_{кр}$ – критическое значение массовой скорости смещения за фронтом волны напряжений (при $U < [U]$, разрушающие деформации массива отсутствуют), м/с;

V_n – массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений, проходящей к экрану, м/с; при r_0 равном радиусу зоны дробления U_n определяется прочностью породы;

K_a – амплитудный коэффициент экранирования

$$K_a = V_n V_{np}^{-1}, \quad (4.4)$$

где V_{np} – массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений, прошедшей через экран, м/с;

μ и ν – показатели степени затухания волн напряжений.

Полученная формула (4.3) показывает, что имеются два возможных пути снижения ширины зоны остаточных деформаций:

1. Выбор параметров взрывания в приконтурной зоне, обеспечивающих соответствующее ограничение напряжений в падающей волне сжатия;

2. Установление параметров оконтуривающих зарядов, обеспечивающих создание экранирующей щели с повышенной защитной способностью.

Согласно формуле (4.3) при любом значении амплитудного коэффициента экранирования можно подобрать параметры взрывания в приконтурной зоне, которые обеспечат ограничение размеров зоны деформации в заданных пределах.

Амплитудный коэффициент экранирования рекомендуется определять по формуле [102]:

$$K_a = \sqrt{\left(\frac{\pi l_2 \rho V_3}{\rho V_1}\right)^2 + 1}, \quad (4.5)$$

где ρ и ρ_3 – плотность породы и заполнителя полости щели, кг/м³;

V_n и V_3 – скорость распространения продольных волн в породе и заполнителе полости щели, м/с;

l_2 – ширина экранирующей щели, м;

f – частота нагружений при взрыве в приконтурной зоне, Гц.

При этом непосредственно на границе зоны дробления располагается экранирующая щель. Так как на рассматриваемых расстояниях еще не происходит разделения фронтов продольной и поперечной волн, импульс напряжений имеет сравнительно простую форму, в связи с чем при замедленном взрывании и взрывании одиночных зарядов в приконтурной зоне частоту колебаний можно принять равной

$$f = 0,5t^{-1}, \quad (4.6)$$

где t – время существования положительной фазы волны напряжений, с.

В случае применения короткозамедленного взрывания в приконтурной зоне частота колебаний обратно пропорциональна времени замедления, которая определяется экспериментально. Для ориентировочных расчетов при взрывании уступов высотой 10–20 м время замедления составляет 8–15 мс [34, 102].

В вышеприведенной формуле (4.5) не учитывается потеря энергии на пластические деформации заполнителя полости, в связи с чем амплитудный коэффициент экранирования можно определять из условия

$$K_n = K_n^* + K_n, \quad (4.7)$$

где $K_n = \sqrt{A_n(A_n + \Delta A)^{-1}}$ – коэффициент, учитывающий снижение напряжений за счет потери энергии на пластические деформации заполнителя щели;

A_n – энергия в волне сжатия, прошедшей границу экранирующей щели (подводимая к проблемной породе, заполняющей щель);

ΔA – потеря энергии на пластические деформации заполнителя.

Энергия, приходящаяся на единицу длины щели может быть определена из условия:

$$A_n = \frac{1}{\sigma^2(1+\mu)(1-2\mu)l_0(2E(1-\mu))},$$

здесь σ – снижающее напряжение во фронте волны при переходе через границу и экранирующей щели;

E, μ – модуль деформации и коэффициент Пуассона на ветви нагружения;

l_0 – одиночная длина.

Энергия, потерянная на дробление заполнителя щели определяется из выражения:

$$\Delta A = A_n - A_p = 0,5(E_1^{-1} - E_2^{-1})(1+\mu)(1-2\mu)(1-\mu)^{-1}\sigma^2l,$$

где A_n и A_p – соответственно, затраты энергии на сжатие заполнителя и энергия его упругого восстановления при снятии нагрузки;

E_2 – модуль деформации заполнителя на ветви нагрузки.

Подставляя полученные значения:

$$K_n = \left(1 - \left(1 - E_1 E_2^{-1}\right)^{-0,5}\right). \quad (4.8)$$

Таким образом, защитная способность экранирующей щели при контурном взрывании на открытых горных работах может быть оценена амплитудным коэффициентом, зависящим от ширины экранирующей щели, длительности взрывного импульса, физико-механических свойств заполнителя щели, и определяется по формуле:

$$K_a = \left(\left(\frac{(\pi l, \rho V_a) / (2t \rho, V_s^2)}{2} + 1 \right) \cdot [1 - (1 - E_1 E_2^{-1}) V_s] \right)^{0,5}. \quad (4.9)$$

§ 4.2. Исследование коэффициента защитной способности экранирующей щели в зависимости от ее ширины и частоты нагружения взрыва

Выполненные теоретические исследования позволили установить параболические закономерности изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели от ее ширины и частоты нагружения взрыва, результаты которых приведены на рис. 4.2–4.5.

На рис. 4.2 приведен график изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее ширины в алевролитах и сланцах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины от 0,1 до 0,22 м коэффициент защитной способности экранирующей щели в исследованных породах увеличивается.

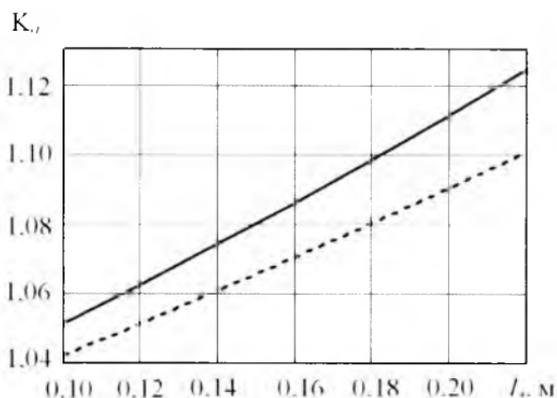


Рис.4.2. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее ширины в алевролитах (—) и сланцах (- -)

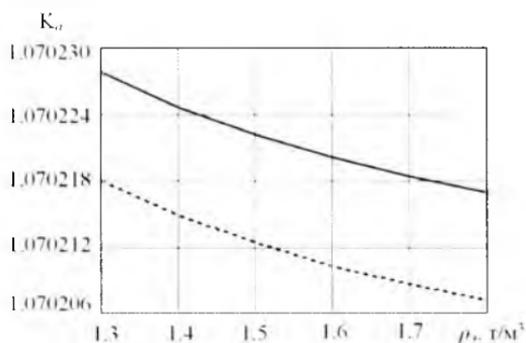


Рис. 4.3. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от плотности заполнителя в ней в алевролитах (—) и сланцах (- -)

На рис. 4.3 приведен график изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от плотности заполнителя в ней в алевролитах и сланцах.

Исследованиями установлено, что с увеличением плотности заполнителя щели во всех исследованных породах коэффициент защитной способности экранирующей щели в них снижается по параболической закономерности.

На рис. 4.4 приведен график зависимости коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее частоты нагружений в алевролитах и сланцах.

Исследованиями также установлено, что с увеличением частоты нагружения (от 8 до 16 Гц) коэффициент защитной способности экранирующей щели в исследованных породах увеличивается по параболической закономерности.

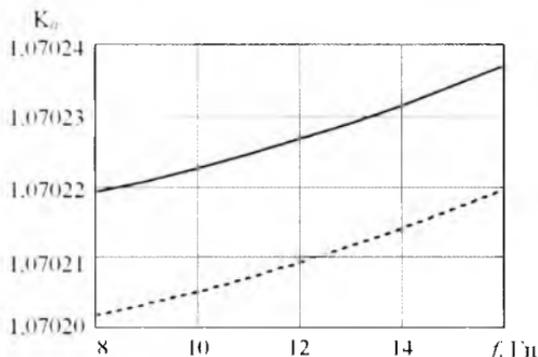


Рис. 4.4. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее частоты нагружений в алевролитах (—) и сланцах (- -)

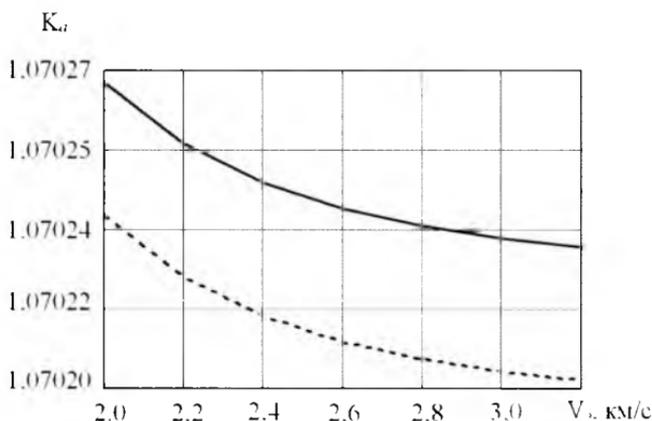


Рис.4.5. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от скорости распространения продольных волн в заполнителе в алевролитах (—) и сланцах (- -)

На рис. 4.5 приведен график зависимости коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от скорости распространения продольных волн в заполнителе в алевролите и сланце. Полученные зависимости показывают, что при увеличении скорости распространения продольных волн (от 2 до 3,2 км/с) защитная способность во всех исследованных породах снижается.

§ 4.3. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия развития трещин в межскважинном целике

При рассмотрении двумерной задачи в полярной системе координат, согласно работе [108], напряженное состояние в окрестности скважины с внутренним давлением P описывается радиальной σ_r и азимутальной σ_θ компонентами напряжений (рис. 4.6). При переходе к прямоугольной системе координат необходимо учитывать соотношения [39]:

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \sigma_r \cos^2\theta + \sigma_\theta \sin^2\theta; \\ \sigma_y &= \sigma_r \sin^2\theta + \sigma_\theta \cos^2\theta; \\ \tau_{xy} &= (\sigma_r - \sigma_\theta) \cos\theta \sin\theta. \end{aligned} \quad (4.10)$$

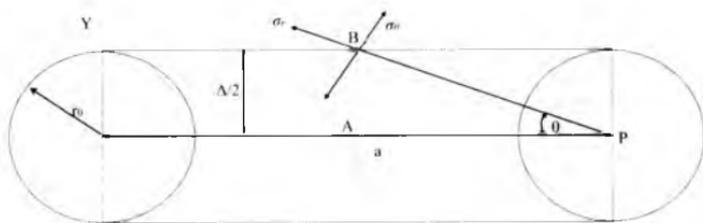


Рис.4.6. Схема для определения эффективных параметров контурного взрыва

В случае одновременного взрыва оконтуривающих зарядов ВВ напряженное состояние массива по линии зарядов в наименьшей степени возникает в середине между ними. В связи с этим при выборе параметров зарядов необходимо учитывать условия обеспечения разрушения породы в слое с заданной шириной Δ напротив середины расстояния между зарядами.

При оценке напряженного состояния в точке В следует считать $\sigma_{\theta}^n = 0$, т.к. при одновременном взрыве соседних зарядов ВВ смещение массива в точках, лежащих на линии АВ в радиальном от заряда направлении, невозможно.

В точке В тангенциальные напряжения τ_{xy}^n от взрыва соседних зарядов равны по величине, но обратны по направлению. Поэтому результирующее значение $\tau_{xy}^n = 0$. При этом, учитывая суммирование радиальных напряжений, уравнения (4.10) для точки В примут вид:

$$\begin{aligned}\sigma_x^n &= 2\sigma_r \cos^2 \theta; \\ \sigma_y^n &= 2\sigma_r \sin^2 \theta; \\ \tau_{xy} &= 0.\end{aligned}\quad (4.10, a)$$

Здесь

$$\cos^2 \theta = \frac{a^2}{a^2 + \Delta^2}; \quad \sin^2 \theta = \frac{\Delta^2}{a^2 + \Delta^2}.$$

Растягивающие направления в точке В и радиальное напряжение от взрыва одиночного скважинного заряда рассчитываются по формулам [109]:

$$\begin{aligned}\sigma_p^n &= \sigma_y^n - \mu \sigma_x^n; \\ \sigma_r(r) &= P f_p(r) f_3(r),\end{aligned}\quad (4.11)$$

где P – давление продуктов детонации на стенки скважины, Па;

$f_p(r) = (r_i/r)^{0.5}$ – функция геометрического расхождения цилиндрических волн с расстоянием;

$f_3(r) = e^{-\alpha r/k}$ – функция поглощения, учитывающая диссипативные потери;

a – расстояние между скважинами, м;

r_c – радиус скважинного заряда ВВ, м;

r – расстояние до скважинного заряда ВВ, м.

Коэффициент поглощения α определяется с учетом акустической жесткости пород

$$\alpha = -0,155 \cdot 10^{-8} \rho V + 0,773, \quad (4.12)$$

где ρ – плотность горных пород, кг/м³;

V – скорость распространения продольных волн в массиве горных пород, м/с.

При

$$r = 0,5(a^2 + \Delta^2)^{0,5},$$

путем перестановки в формуле (4.11) значений σ_{μ}^H , σ_{ν}^H и σ , получим

$$\sigma_{\mu}^H = 2Pd_c^{0,5} (\mu a^2 - \Delta^2)(a^2 + \Delta^2)^{-1,25} e^{-\alpha(a^2 + \Delta^2)^{0,5} d_c^{-1}}. \quad (4.13)$$

Дробление породы в слое шириной Δ возможно при условии

$$\sigma_{\mu}^H \geq |\sigma_{\nu}| k_{mp} \psi, \quad (4.14)$$

где $|\sigma_{\nu}|$ – прочность породы на разрыв при динамическом режиме нагружения, Па;

k_{mp} – коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости массива;

ψ – коэффициент, учитывающий предварительное ослабление породы динамической составляющей волны на напряжений.

В связи с тем, что плотность заряда в оконтуривающих скважинах малая, то давление продуктов детонации на стенки скважин можно рассчитать по формуле [59, 110]:

$$P = Q\omega(\gamma - 1)(g_c - \alpha_c)^{-1},$$

где Q – масса заряда ВВ в скважине, кг;

ω – удельная энергия ВВ, Дж/кг;

g_c – объем скважины, м³;

α_c – коволюм; учитывая, что давление в скважине не превышает 200 МПа, величиной α_c можно пренебречь;

γ – показатель изоэнтропы.

Учитывая соотношение

$$Q/g_c = 4q/(\pi d_c^2)$$

давление продуктов детонации на стенки скважин примет вид:

$$P = 4q\omega(\gamma - 1)\eta(\pi d_c^2)^{-1}, \quad (4.15)$$

где d_c – диаметр скважины, м;

q – линейная масса заряда, кг/м;

$4\omega(\gamma-1)\eta$ – коэффициент, учитывающий потери энергии.

Развитие сети трещин между зарядами в зоне шириной Δ возможно при параметрах оконтуривающих зарядов ВВ, отвечающих условию:

$$P_{\text{кр}} = 0,25\pi \left[\sigma_p \right] / k_{\text{кр}} d^{1,5} (\alpha^2 + \Delta^2)^{1,25} (\mu\alpha^2 - \Delta^2)^{-1} e^{0,001 \cdot \Delta^2 / d}. \quad (4.16)$$

Таким образом, в результате проведенных теоретических исследований получены зависимости для определения эффективных параметров контурного взрывания из условия совместимости требования прорастания сети трещин между оконтуривающими скважинами. Защитная способность экранирующей щели существенно зависит от плотности упаковки ее заполнителя, поэтому при расчете параметров оконтуривающих зарядов необходимо учитывать раскрытие отрезной щели за счет уплотнения прилегающего массива.

§ 4.4. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия ограничения зоны нарушений

Для разрушения отдельностей, напряжения, образуемые при взрыве оконтуривающих зарядов, недостаточны, но они приводят к частичному схлопыванию трещин. В ненарушенном взрывными работами массиве поверхность блока имеет шероховатую неровность и трещины заполнены цементирующим материалом. При расчете раскрытия экранирующей щели и ширины зоны остаточных деформаций применяется искусственный прием, не отражающий в полной мере физической сущности процесса деформации массива при взрывном нагружении.

Рассмотрим массив как упруго-пластичное тело, в котором отдельности подвергаются только упругим деформациям. Остаточные деформации появляются за счет схлопывания межблочных трещин всех систем, кроме параллельных направлению сжатия. Распределение трещин в массиве принимается равномерным по всему объему. Давление продуктов детонации принимается равномерным по всему объему щели. Правомерность последнего допущения связана с тем, что прорастание сплошной трещины по линии контура происходит за время, на порядок меньшее времени истечения газов из полости щели.

При замене объема скважин v_c на суммарный объем щели и скважин $(v_c + v_w)$, давление продуктов детонации на стенки щели определяется зависимостью:

$$P_w = 2q\omega_{op}(\gamma - 1)v_c (\pi d_c^2 (v_c + v_w))^{\frac{1}{3}}, \quad (4.17)$$

где ω_{op} – коэффициент, учитывающий потери энергии на разрушение породной перемычки между скважинами.

Объем полости щели и давление на момент максимального раскрытия определяются с учетом принятой двухслойной модели массива. Нижний слой представляет собой градиентную среду.

Степень нарушенности характеризуется акустическим показателем нарушенности

$$P_{II} = V \cdot V_0^{-1}. \quad (4.18)$$

Согласно исследованию [39], в пределах градиентной зоны изменения показателя нарушенности с глубиной удовлетворительно описывается зависимостью вида

$$P_{II} = C_1 + C_2 h, \quad (4.19)$$

$$h_1 \leq h \leq h_2,$$

где h_1 – мощность верхней сильно нарушенной зоны, м;

h_2 – глубина от открытой поверхности до нижней границы градиентной зоны, м;

C_1 и C_2 – эмпирические коэффициенты.

При $h > h_2$ $P_{II} = C_1 + C_2 h = \text{const}$. Значение P_{II} соответствует границе зоны сильно нарушенных пород и определяется с учетом потенциальной возможности сохранения устойчивости откоса формируемого уступа.

В связи с тем, что откос уступа считается устойчивым при $P_{II} > 0,3$ [111,112], размещение заряда в скважинах в пределах верхнего разрушения слоя, где $P_{II} < 0,2$, нецелесообразно, т.к. ведет к дополнительным деформациям контурного массива. Относительные деформации прилегающего к полости щели массива складываются на упругих деформациях отдельностей и остаточных деформаций, возникающих за счет схлопывания трещин. Для упругих деформаций отдельностей справедлива зависимость

$$\varepsilon_p(r) \cdot E = \sigma(r). \quad (4.20)$$

За счет разрушения межблочных связей и уплотнения заполнителя трещин проявляются остаточные деформации. По мере схлопывания трещин, поверхность контакта между соседними блоками возрастает, приводя к увеличению сопротивления дальнейшему схлопыванию.

Таким образом, сопротивляемость горного массива уплотнению за счет схлопывания трещин зависит от ис-

ходной ширины трещин, их морфологии, относительного объема заполнителя в трещинах, физико-механических свойств заполнителя и интенсивности трещиноватости, а сопротивляемость уплотнению возрастает по мере уплотнения массива.

При динамическом режиме нагружения прочность материала зависит от скорости нагружения и уплотнение массива сопровождается разрушением материала в трещинах, в связи с чем сопротивляемость массива уплотнению возрастает при увеличении действующих напряжений. Также сопротивляемость массива уплотнению в пределах градиентной зоны снижается с ростом трещинной пустотности, которая характеризуется акустическим показателем нарушенности массива и зависит от глубины.

Целесообразно экспериментально оценивать сопротивляемость уплотнению ненарушенного взрывными работами массива, т.к. на сопротивляемость массива влияет большое количество факторов и невозможно производить отдельную оценку их влияния.

Для остаточных деформаций справедлива зависимость:

$$\varepsilon_{ост}(r) \cdot K_0(r) = \sigma_p(r), \quad (4.21)$$

где $K_0(r)$ – характеристика сопротивляемости ненарушенного взрывными работами массива уплотнению за счет похлопывания природных трещин, Па.

Зависимость сопротивляемости массива уплотнению от расстояния отражает функциональную независимость от текущего значения $\varepsilon_{ост}$ и σ , но данная зависимость слаба, т.к. возрастание $\varepsilon_{ост}$ и σ происходит параллельно.

В работе [39] экспериментально установлены закономерности затухания остаточных деформаций и массовых скоростей смещения за фронтом волны напряжений, которые выражены в виде

$$\varepsilon_{ост}(r) \varepsilon_0 (r+1)^{-n}, \quad (4.22)$$

$$U(r) = U_0 (r+1)^{-v}, \quad (4.23)$$

Учитывая, что $\sigma = \rho V U$, получено:

$$\sigma_{(r)} = P_{щ} (r+1)^{-v}, \quad (4.24)$$

где ρV – акустическая жесткость породы;

$P_{щ}$ – давление на стенки щели, Па;

r – расстояние от экранирующей щели до точки наблюдения, м;

n и v – показатели степени затухания, $n \approx 1,9$, $v \approx 1,55$.

С учетом (4.21)-(4.24) получено

$$K_0(r) = P_{щ} (r+1)^{n-v} \varepsilon_0^{-1}. \quad (4.25)$$

Значение

$$K_0 = P_{щ} \varepsilon_0^{-1} \quad (4.26)$$

характеризует сопротивляемость массива уплотнению в непосредственной близости от щели. Учитывая, что $n - \nu \approx 0,35$, а допустимая ширина зоны деформации не превышает 4–5 м, то различие $K_0(r)$ и K_0 незначительно.

В момент максимального раскрытия щели относительная деформация массива составит

$$\varepsilon_w(r) = \varepsilon_{осм}(r) + \varepsilon_v(r). \quad (4.27)$$

Откуда, с учетом

$$\varepsilon_w(r) \cdot E_M(r) = \sigma_p(r), \quad (4.28)$$

получим

$$K_0 = E_M E (E - E_M)^{-1}, \quad (4.29)$$

где E_M – модуль деформации трещиноватого скального массива при динамическом нагружении, Па;

E – модуль упругости горной породы при динамическом нагружении, Па.

В пределах градиентной зоны изменение деформационных характеристик массива учитывается акустическим показателем нарушенности массива. Между модулем скорости распространения продольных волн и деформацией массива имеется устойчивая связь, которую можно выразить зависимостью:

$$E_{м0}/E_{м(г)} = (P_{н0}/P_{н(г)})^2. \quad (4.30)$$

Сопротивляемость массива уплотнению в пределах градиентной зоны зависит от степени нарушенности массива и выражается в виде:

$$K_0(h) = \left[(K_0^{-1} + E^{-1}) (P_{н0} P_{н}^{-1})^2 - E^{-1} \right]^{-1}, \quad (4.31)$$

где K_0 – характеристика сопротивляемости уплотнению ненарушенного массива, Па;

$K_0(h)$ – характеристика сопротивляемости нарушенного взрывом массива уплотнению на глубине h , Па;

$P_{н0}$ – акустический показатель естественной трещинной нарушенности массива;

$P_{н}$ – акустический показатель нарушенности массива в пределах градиентной зоны на глубине h .

Относительные деформации в прилегающей части массива в момент наибольшего раскрытия щели составят:

$$\varepsilon_v(r) = P_{щ} E^{-1} (r+1)^{-1}, \quad (4.32)$$

$$\varepsilon_{осм}(r, h) = P_{щ} \left[(K_0^{-1} + E^{-1}) (P_{н0} P_{н}^{-1})^2 - E^{-1} \right]^{-1} (r+1)^{-n}. \quad (4.33)$$

С учетом уплотнения массива по обе стороны от щели раскрытие экранирующей щели можно выразить в следующем виде:

– за счет упругих деформаций

$$\delta_v = 2P_{\text{из}} E^{-1} \int_0^R (r+1)^{-\nu} d(r+1);$$

при $R \rightarrow \infty$

$$\delta_v = 2P_{\text{из}} E^{-1} (\nu - 1)^{-1}; \quad (4.34)$$

– за счет остаточных деформаций:

$$\delta_{\text{ост}}(h) = 2P_{\text{из}} \left[(K_0^{-1} + E^{-1}) (P_{\text{НО}} P_{\text{Н}}^{-1})^2 - E^{-1} \right] \int_0^R (r+1)^{-1} d(r+1);$$

при $R \rightarrow \infty$

$$\delta_{\text{ост}}(h) = 2P_{\text{из}} (n-1)^{-1} \left[(K_0^{-1} + E^{-1}) (P_{\text{НО}} P_{\text{Н}}^{-1})^2 - E^{-1} \right]. \quad (4.35)$$

Объем щели в момент наибольшего раскрытия составит:

– за счет упругих деформаций:

$$\mathcal{G}_v = 2aL_3 P_{\text{из}} E^{-1} (\nu - 1)^{-1}; \quad (4.36)$$

– за счет остаточных деформаций в пределах градиентной зоны

$$\mathcal{G}_{\text{ост}} = a(h_2 - h_1) \sin^{-1} \alpha_v \int_{h_1}^{h_2} \delta_{\text{ост}}(h) dh;$$

– за счет остаточных деформаций ниже градиентной зоны

$$\mathcal{G}_{\text{ост}} = 2a(L_3 - (h_2 - h_1) \sin^{-1} \alpha_v) P_{\text{из}} K_0^{-1} (n-1)^{-1}, \quad (4.37)$$

где L_3 – длина заряда, м;

α_v – угол наклона оконтуривающих скважин, град.

Путем подстановки значения

$$\mathcal{G}_v / (\mathcal{G}_v + \mathcal{G}_{\text{ост}}) = \pi d_i^2 L_3 / (\pi d_i^2 L_3 + 4(\mathcal{G}_v + \mathcal{G}_{\text{ост}} + \mathcal{G}_{\text{ост}})) \quad (4.38)$$

определим давление в щели в момент максимального раскрытия:

$$P_{\text{из}} = -\pi d_i^2 (16aA)^{-1} + \left[\pi d_i^2 (16aA)^{-1} + qw \eta \eta_{\text{оп}} (4aA)^{-1} \right]^{0,5}, \quad (4.39)$$

где A – коэффициент, учитывающий степень нарушенности массива и деформационные характеристики трещиноватого массива,

$$A = E^{-1} (\nu - 1) + K_0^{-1} (n - 1) + \left((h_2 - h_1) \left((K_0^{-1} + E^{-1}) P_{\text{НО}} P_{\text{Н}}^{-1} - E^{-1} \right) - 1 \right) \cdot (h_2 - h_1) \left(L_3 \sin \alpha, K_0 (n - 1) \right)^{-1}. \quad (4.40)$$

При условии наличия заполнителя из дробленой породы, препятствующего схлопыванию, получим формулу для расчета остаточного раскрытия экранирующей щели:

$$\delta_{\text{ост}} = -\pi d_i^2 B (8aA)^{-1} + B \left[\pi d_i^2 (8aA)^{-1} + qw \eta \eta_{\text{оп}} (aA)^{-1} \right]^{0,5}. \quad (4.41)$$

где

$$B = ((K_0^{-1} + E^{-1})P_{ro}^2 P_H^{-2} - E^{-1})(n-1)^{-1}. \quad (4.42)$$

Зависимости можно упростить, если учитывать, что $E \gg K_0$, $P_{ro} > P_H$ и $v \approx n$,

$$A = K_0^{-1}(n-1)^{-1} \{1 - (h_2 - h_1)(L_3 \sin \alpha_v)^{-1} [(h_2 + h_1)P_{ro}^2 P_{H(h_1)}^2 - 1]\}; \quad (4.43)$$

$$B = K_0^{-1}(n-1)^{-1} P_{ro}^2 P_{H(h_1)}^2. \quad (4.44)$$

В соответствии с требованиями устойчивости уступа, максимальное остаточное раскрытие щели не должно превышать

$$\delta_{\text{ост}} \leq 2[\varepsilon](R+1)^n (n-1)^{-1}, \quad (4.45)$$

где R – допустимая ширина зоны разрушения межблочных связей, м;

$[\varepsilon]$ – относительная остаточная деформация массива, соответствующая границе зоны деформаций ($[\varepsilon]=0,003$).

Решая уравнение остаточного раскрытия экранирующей щели, получим условие для выбора параметров контурного взрывания, которая учитывает ограничение допустимой ширины зоны нарушения межблочных связей:

$$q\omega\eta\eta_{\text{эф}} \leq [4AB^{-1}(n-1)^{-1}[\varepsilon]^2(R+1)^n a + 0,5\pi d_c^2]B^{-1}(n-1)^{-1}(R+1)^n. \quad (4.46)$$

Таким образом, параметры оконтуривающих зарядов должны выбираться с учетом ограничения зоны нарушения межблочных связей в соответствии с требованиями обеспечения устойчивости откосов уступов.

На основании проведенных исследований разработана компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0, новизна которой защищена свидетельством об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 02325 [113].

Выводы

1. Устойчивость уступов в скальных породах определяется физико-механическими свойствами пород, протяженностью и ориентацией трещин относительно откоса, а также сцеплением, углом внутреннего трения по контакту, неровностью поверхности трещин и свойствами заполнителя. При взрывных работах в карьере происходит разупрочнение горных пород законтурного массива в результате изменения трещиноватости, появлении остаточных деформаций, снижении прочностных характеристик по контактам структурных блоков. Наиболее объективной

характеристикой снижения устойчивости приоткосной части уступа является изменение прочностных характеристик по контакту трещин. Однако трудности определения этих характеристик в натуральных условиях не позволяют использовать их в качестве критерия при оценке устойчивости откосов.

2. Установлено, что при долговременном стоянии профиль уступа приближается к профилю границы зоны нарушений. Поэтому по размерам нарушенной зоны и профилю границы зоны остаточных деформаций можно судить о длительной устойчивости уступа. Количественную оценку эффекта от применения метода предварительного щелеобразования предлагается производить с помощью коэффициента эффективности применения контурного взрывания.

3. Имеются решения для снижения ширины зоны остаточных деформаций: установление параметров оконтуривающих зарядов, обеспечивающих создание экранирующей щели с повышенной защитной способностью, и выбор параметров взрывания в приконтурной зоне, обеспечивающих соответствующее ограничение напряжений в падающей волне сжатия.

4. Защитную способность экранирующей щели при контурном взрывании на открытых горных работах рекомендуется оценивать амплитудным коэффициентом экранирования K_a , зависящим от ширины щели, длительности взрывного импульса и физико-механических свойств заполнителя щели.

Установлено, что практически при любом значении K_a можно подобрать параметры взрывания в приконтурной зоне, обеспечивающие ограничение размеров зоны деформации в заданных пределах. Однако в условиях интенсивной отработки карьерного поля с использованием высокопроизводительной техники введение значительных ограничений БВР в приконтурных зонах экономически нецелесообразно.

5. Выполненные теоретические исследования позволили установить параболические зависимости изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели от ее ширины и частоты нагружения взрыва. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины от 0,1 до 0,22 м коэффициент защитной способности экранирующей щели в алевритах и сланцах увели-

чивается по параболической зависимости. С увеличением плотности заполнителя щели и скорости распространения продольных волн (от 2000 до 3200 м/с) коэффициент защитной способности экранирующей щели снижается, а с увеличением частоты нагружения (от 8 до 16 Гц) увеличивается.

6. В результате исследований получены зависимости для применения эффективных параметров контурного взрывания из условия совместимости требования прорастания сети трещин между оконтуривающими скважинами. Защитная способность экранирующей щели существенно зависит от плотности упаковки ее заполнителя, поэтому при расчете параметров оконтуривающих зарядов необходимо учитывать раскрытие отрезной щели за счет уплотнения прилегающего массива.

На основании проведенных исследований разработана компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0, новизна которой защищена свидетельством об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 02325.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ РАЗВАЛА И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПОДПОРНОЙ СТЕНКИ ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ НА КАРЬЕРАХ

- § 5.1. Определение параметров разлета и развала отбитой взрывом горной массы
- § 5.2. Изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от энергетических характеристик эмульсионных ВВ и физико-механических свойств горных пород
- § 5.3. Изменение высоты развала взорванных горных пород в зависимости от параметров взрываемого блока и концентрации энергии эмульсионных ВВ
- § 5.4. Определение коэффициента разрыхления и параметров взрывания в зажатой среде
- § 5.5. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от энергетических характеристик эмульсионных ВВ, физико-механических свойств горных пород и параметров взрываемого блока
- § 5.6. Изменение высоты подпорной стенки в зависимости от физико-механических свойств горных пород, параметров взрываемого блока и массы заряда эмульсионного ВВ

ГЛАВА 5. ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ФОРМИРОВАНИЯ РАЗВАЛА И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПОДПОРНОЙ СТЕНКИ ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ НА КАРЬЕРАХ

§ 5.1. Определение параметров разлета и развала отбитой взрывом горной массы

Параметры развала пород зависят от особенностей его формирования, определяемых условиями ведения взрывных работ – «на подобранный забой» или «в зажатой среде» [114].

При взрыве «на подобранный забой» разрушенные породы смещаются в сторону откоса уступа (рис. 5.1) [12]. Следствием такого смещения является увеличение ширины развала по сравнению с шириной взрываемого блока при одновременном уменьшении высоты развала по сравнению с высотой взрываемого уступа [118, 119].

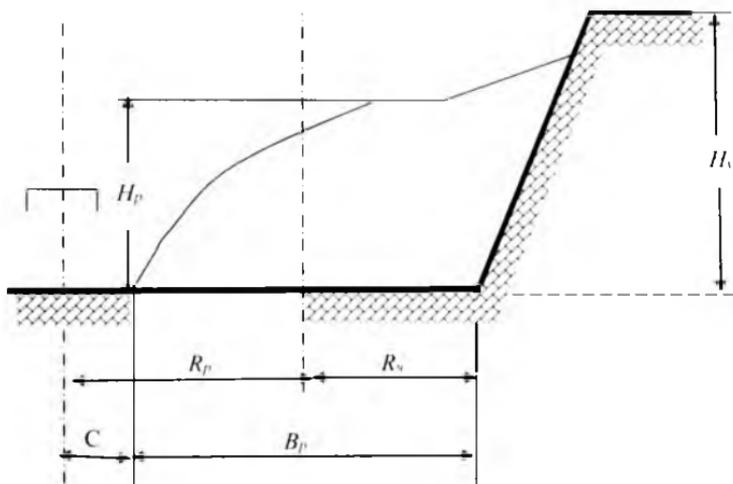


Рис.5.1. Схема формирования развала породы при взрыве «на подобранный забой»

Высота развала (H_p) в этом случае должна отвечать условию:

$$3H_{\text{конш}} \leq H_p \leq H_{\text{доп}}, \quad (5.1)$$

где $H_{\text{конш}}$ – высота ковша экскаватора, $H_{\text{конш}} \approx 0,8\sqrt{E_s}$, м, м;

$H_{\text{доп}}$ – максимально допустимая высота забоя в развале пород после взрыва ($H_{\text{доп}} = H_{\text{ч}}$ для гидравлических и $H_{\text{доп}} = 1,5H_{\text{ч}}$ для тросовых экскаваторов типа «механическая лопата»), м.

При $H_v \leq H_{\text{доп}}$ высота развала будет заведомо меньше максимально допустимой высоты забоя, поэтому расчетами может не проверяться, а при $H_v > H_{\text{доп}}$ высоту развала следует понизить при взрыве до максимально допустимой высоты забоя, изменяя количество рядов взрывааемых скважин и удельный расход ВВ или уменьшить высоту уступа. Можно применить экскаватор с другими геометрическими параметрами.

В работах [115–117] произведен расчет параметров развала, в основу которого положен закон динамики поступательного движения твердого тела по инерции под действием постоянной силы тяжести.

Получена формула [115–117] определения коэффициента сопротивления воздуха в зависимости от коэффициента лобового сопротивления:

$$b_s = \frac{\rho_a c_s}{2\rho_s \sqrt{V_s}}, \quad (5.2)$$

где ρ_a – плотность воздуха, кг/м³;

c_s – коэффициент лобового сопротивления;

ρ_s – плотность горных пород, кг/м³;

V_s – фактический объем взорванных горных пород, м³.

Решено уравнение в прямоугольной системе координат [115]. Начальную скорость бросания потока горных пород рекомендовано определять по формуле:

$$g_0 = \sqrt{\frac{2\eta q Q}{\rho}}, \quad \text{м/с}, \quad (5.3)$$

где η – коэффициент полезного действия взрыва на сброс, $\eta = 0,05$;

q – удельный расход ВВ, кг/м³;

Q – удельная теплота взрыва, Дж/кг.

Разработана формула определения дальности бросания потока горных пород [114–116]:

$$L = g_0 t \cos \varphi - \frac{\rho_a c_s g_0^2 t^2}{4\rho_s \sqrt{V_s}} \cos \varphi, \quad \text{м}, \quad (5.4)$$

где t – время движения потока горных пород, с.

$$t = \frac{g_0 \sin \varphi + \sqrt{(g_0 \sin \varphi)^2 + \left(\frac{\rho_r c_t}{2\rho\sqrt{V_k}} g_0^2 \sin \varphi + g \right) H}}{\left(\frac{\rho_r c_t}{2\rho\sqrt{V_k}} g_0^2 \sin \varphi + g \right)}, \quad (5.5)$$

В результате исследований разработана математическая модель, описывающая действие взрыва скважинного заряда ВВ в массиве, на основе которой определены кинематические параметры разлета горных пород и разработана компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0, защищенная свидетельством № DGU 01771 [120].

На основе данной модели разработан способ перемещения горных пород взрывом, повышающий эффективность производства направленных взрывов скважинными зарядами ВВ на сброс, научная новизна которого заключается в использовании укороченных скважинных зарядов, находящихся в крепких пропластках для эффективного использования их энергии и дифференцированного воздействия на массив в разнопрочных горных породах, обеспечивающий снижение затрат на выемочно-погрузочные работы и транспортирование, на основе которого разработана методика их инженерного расчета. Новизна способа защищена патентом Республики Узбекистан на изобретение № IAP 04242 [91].

§ 5.2. Изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от энергетических характеристик эмульсионных ВВ и физико-механических свойств горных пород

Максимальная ширина развала на уступе определяется по формуле

$$L_1 = V \sqrt{\frac{H}{g}} + 0.5W. \quad (5.6)$$

Чтобы по дальности бросания определить ширину развала, его максимальную высоту и другие параметры, необходимо принять модель формы поперечного сечения развала.

Величинами, определяющими ширину развала, являются: энергия заряда ВВ, плотность породы, ускорение силы тяжести и линия наименьшего сопротивления.

Ширину развала породы при взрыве первого ряда скважин можно определить на основе теории подобия и размерности:

$$L_0 = Wf \left(\frac{E}{\rho g W^3} \right), \quad (5.7)$$

где W – линия наименьшего сопротивления, м;

E – энергия заряда ВВ, Дж;

ρ – плотность породы, кг/м³;

g – ускорение силы тяжести, м/с²;

f – коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова.

Данное уравнение с учетом коэффициента крепости пород f можно записать в следующем виде:

$$L_0 = \frac{E}{f \rho g W^3}. \quad (5.8)$$

Общее разрушающее действие взрыва пропорционально энергии заряда ВВ и определяется полной величиной взрывного импульса [121].

Основными параметрами эмульсионного ВВ, в наибольшей мере влияющими на уровень энергоемкости взрывного разрушения горных пород и экономию затрат на взрывные работы, считаются:

- абсолютная весовая энергия E_T или полная идеальная работа E_{II} взрывчатого вещества (мДж/кг);
- абсолютная объемная энергия, E_v (мДж/м³);
- детонационное давление, P_D ;
- давление газообразных продуктов детонации в скважине, P_c ;
- скорость детонации, D , м/с;
- коэффициент мощности, k_m ;
- идеальная работа взрыва, E_p .

При постоянном объеме зарядной полости запас энергии эмульсионного ВВ изменяется пропорционально объемной энергии [122]:

$$E_v = E_T \cdot \rho_{вв}, \quad (5.9)$$

где E_v – абсолютная объемная энергия эмульсионного ВВ, мДж/м³;

E_T – абсолютная весовая энергия эмульсионного ВВ, мДж/кг;

$\rho_{вв}$ – плотность заряжания эмульсионного ВВ, кг/м⁴

Запас энергии эмульсионного ВВ зависит от удельной энергии и плотности эмульсионного ВВ, а также плотности заряжания.

Потенциальная энергия заряда эмульсионного ВВ определяется по формуле:

$$E_{\text{п}} = E_{\text{т}} \cdot \rho_{\text{ВВ}} \cdot V, \quad (5.10)$$

где V – объем эмульсионного ВВ, м^3 ;

$\rho_{\text{ВВ}} \cdot V = m_{\text{ВВ}}$ – представляет собой массу ВВ $m_{\text{ВВ}}$, а $E_{\text{т}} \cdot \rho_{\text{ВВ}}$ – объемную концентрацию энергии заряда.

Таким образом, регулировать объемную концентрацию энергии эмульсионного ВВ и зарядов можно:

- 1) путем регулирования удельной энергией эмульсионного ВВ на стадии его создания;
- 2) созданием условий протекания взрывчатого превращения с максимальным выделением весовой энергии эмульсионного ВВ;
- 3) регулированием плотности эмульсионного ВВ и плотности его заряжения.

Ширину развала взорванных горных пород рекомендуют определять по формуле:

$$L_{\text{р}} = \frac{Q_{\text{ВВ}} \rho_{\text{ВВ}} \pi r_{\text{зар}}^2 l_{\text{зар}}}{f \rho g W^3}, \quad (5.11)$$

где $Q_{\text{ВВ}}$ – теплота взрыва эмульсионного ВВ, кДж/кг ;

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

$l_{\text{зар}}$ – высота заряда эмульсионного ВВ, м .

Исследованиями установлено, что с увеличением теплоты взрыва эмульсионного ВВ ширина развала взорванных горных пород увеличивается по линейной зависимости (рис. 5.2). В исследованиях использовались эмульсионные ВВ, широко используемые на карьерах Кызылкумского региона: Нобелит-200, Нобелит-2030, Нобелит-2060, Нобелан-2070, Нобелан-2080, Нобелан-2090.

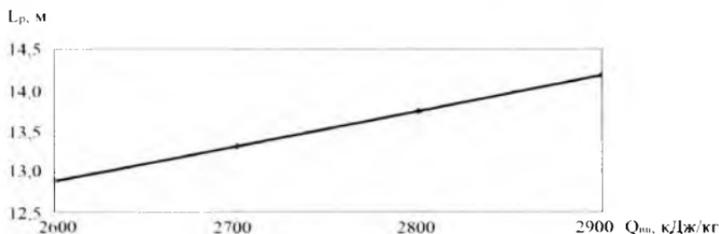


Рис.5.2. Изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от теплоты взрыва эмульсионного ВВ

При использовании эмульсионного ВВ марки Нобелит-2000 ширина развала будет составлять 12,7 м, а при использовании Нобелан-2080–13,8 м.

На рис. 5.3 показано изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от плотности заряжения эмульсионного ВВ. С увеличением плотности заряжения эмульсионного ВВ от 1200 до 1350 кг/м³ ширина развала взорванных горных пород увеличивается линейно с 12,8 до 14,5 м.

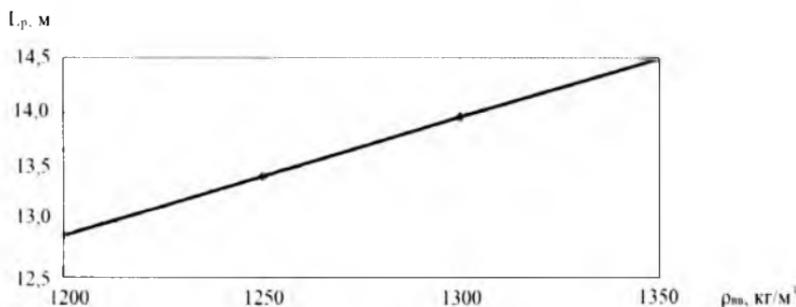


Рис. 5.3. Изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от плотности заряжения эмульсионного ВВ

Исследованиями установлено изменение ширины развала взорванных горных пород от высоты заряда эмульсионного ВВ, зависимость которой приведена на рис. 5.4. При увеличении высоты заряда от 4 до 12 м ширина развала взорванных горных пород увеличивается линейно от 7 до 21 м.

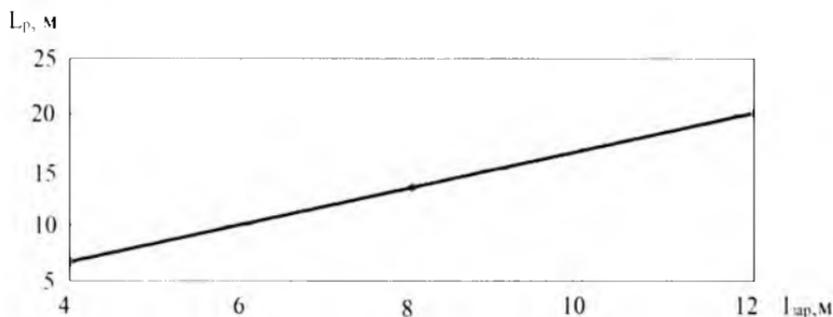


Рис. 5.4. Изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от высоты заряда эмульсионного ВВ

Также установлено изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от диаметра заряда эмульсионного ВВ (рис. 5.5). С увеличением диаметра заряда эмульсионного ВВ от 100 до 300 мм ширина развала увеличивается от 3 до 19 м.

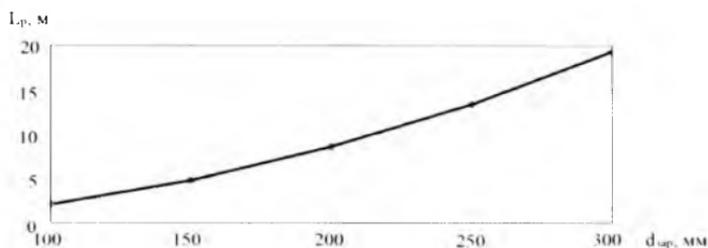


Рис.5.5. Изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от диаметра заряда эмульсионного ВВ

На рис. 5.6 показано изменение ширины развала при взрыве скважинных зарядов эмульсионных ВВ в зависимости от крепости горных пород. С увеличением крепости горных пород f по шкале М.М. Протождьяконова от 8 до 16 ширина развала взорванных горных пород уменьшается от 20 до 10 м.

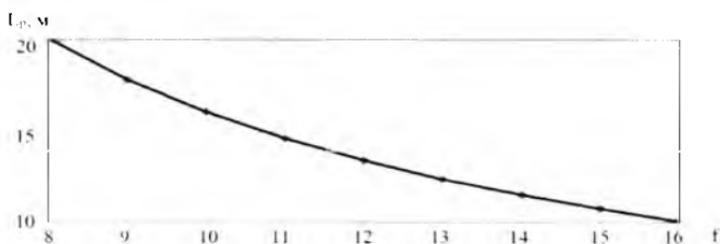


Рис.5.6. Изменение ширины развала при взрыве эмульсионных ВВ в зависимости от крепости горных пород

Исследованиями установлено изменение ширины развала в зависимости от плотности горных пород. Полученная зависимость, приведенная на рис. 5.7, показывает, что с увеличением плотности горных пород от 2,0 до 2,9 $т/м^3$ ширина развала уменьшается от 16,7 до 12 м.

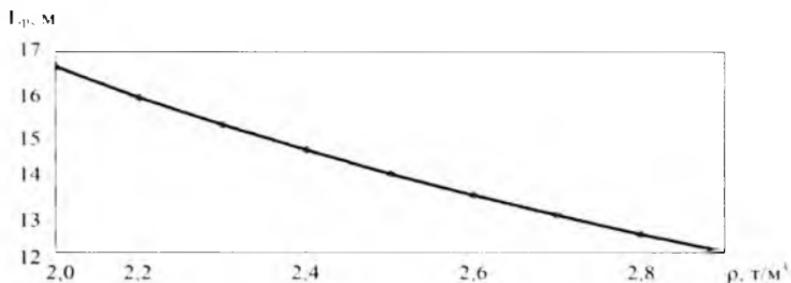


Рис.5.7. Изменение ширины развала при взрыве эмульсионных ВВ в зависимости от плотности горных пород

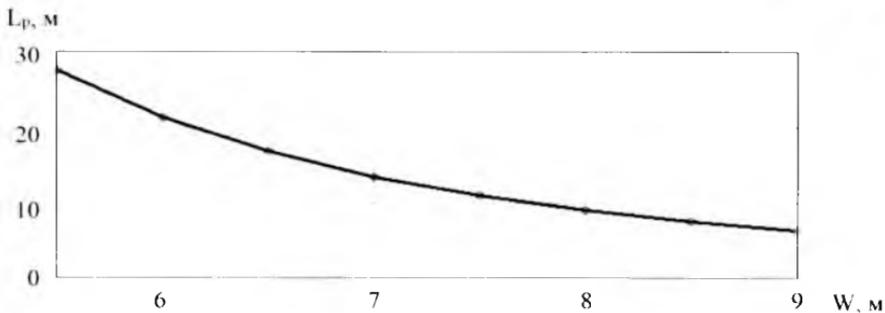


Рис.5.8. Изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от линии наименьшего сопротивления на уступе

На рис. 5.8 показано изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от линии наименьшего сопротивления на уступе. Полученная зависимость показывает, что с увеличением линии наименьшего сопротивления от 5,5 до 9,0 м ширина развала взорванных горных пород уменьшается от 28 до 8,5 м.

§ 5.3. Изменение высоты развала взорванных горных пород в зависимости от параметров взрываемого блока и концентрации энергии эмульсионных ВВ

Высоту развала можно определить по формуле [114,121]:

$$B_p = H_y \sqrt{\frac{N}{H_y q_p}}, \text{ м,} \quad (5.12)$$

где H_y – высота уступа, м;

N – количество рядов взрываемых скважин, шт.;

q_p – удельный расход ВВ, кг/м³.

В результате математической обработки многочисленных статистических материалов опытных и опытно-промышленных взрывов [28, 123] удельный расход ВВ для условий карьеров Кызылкумского региона рекомендуется определять по формуле:

$$Q = 0,01 - K_a \sigma_{сж} \ln d_{ср}, \quad (5.13)$$

где K_a – коэффициент адаптации к условиям конкретного карьера, равный 0,0034 для карьера Мурунтау и 0,0028 для карьеров Кокпатас и Даугызтау;

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

$d_{ср}$ – средний диаметр куска взорванной горной массы, м.

С учетом (5.13) высоту развала взорванных горных пород определим по формуле:

$$B_p = H_y \sqrt[4]{\frac{N}{H_y \cdot (0,01 - K_d \sigma_{сж} \ln d_{cp})}} \quad (5.14)$$

За эталонное ВВ принят Граммонит 79/21. Поэтому при использовании других ВВ в расчетную формулу вводится коэффициент относительной концентрации энергии K_z , учитывающий энергетические характеристики и плотность заряжения в скважину нового ВВ.

Тогда формула (5.14) примет вид

$$B_p = H_y \sqrt[4]{\frac{K_z \cdot N}{H_y \cdot (0,01 - K_d \sigma_{сж} \ln d_{cp})}} \quad (5.15)$$

Коэффициент относительной концентрации энергии эмульсионных ВВ изменяется от 0,87 для Нобелана – 2080 до 1,16 для Нобелита – 2000.

Исследованиями установлена зависимость изменения высоты развала взорванных горных пород от высоты уступа, которая приведена на рис. 5.9. При увеличении высоты уступа от 10 до 30 м высота развала взорванных горных пород увеличивается от 8,8 до 20,5 м.

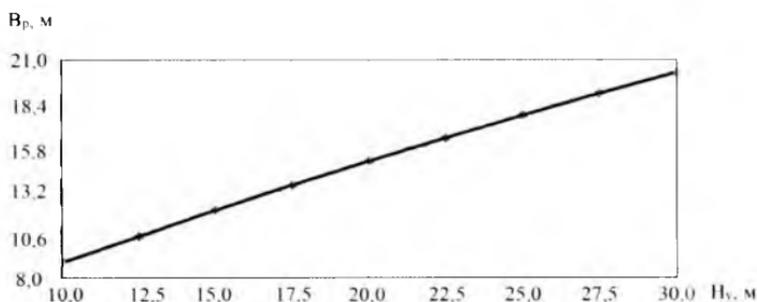


Рис. 5.9. Изменение высоты развала взорванных горных пород в зависимости от высоты уступа

На рис. 5.10 показано изменение высоты развала взорванных горных пород в зависимости от количества рядов скважинных зарядов эмульсионных ВВ на уступе. Полученная зависимость показывает, что с увеличением количества рядов скважинных зарядов эмульсионных ВВ на уступе от 1 до 5 высота развала взорванных горных пород увеличивается от 9,1 до 13,6 м.

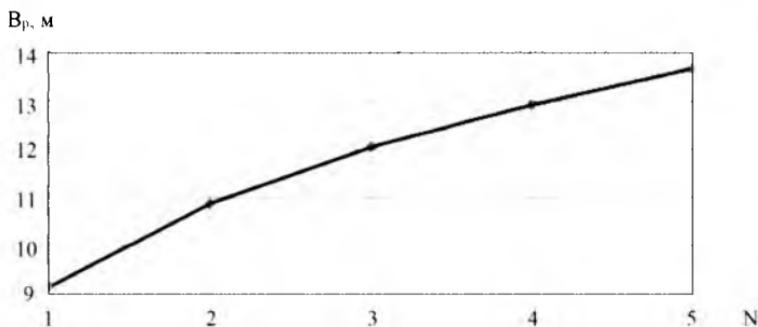


Рис.5.10. Изменение высоты развала взорванных горных пород в зависимости от количества рядов скважинных зарядов эмульсионных ВВ на уступе

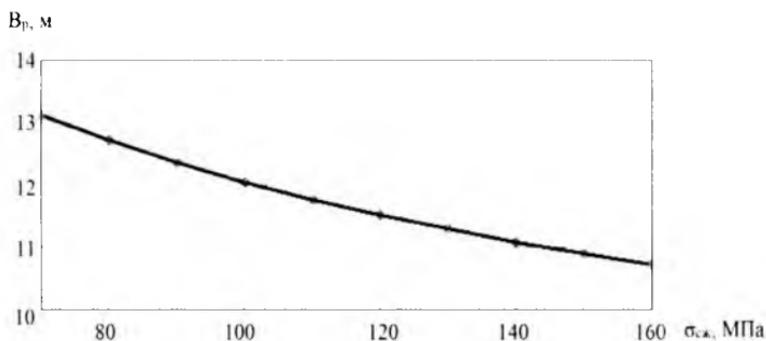


Рис.5.11. Изменение высоты развала взорванных горных пород в зависимости от предела их прочности на сжатие

Исследованиями установлено изменение высоты развала взорванных горных пород в зависимости от предела их прочности на сжатие. Полученная зависимость, приведенная на рис. 5.11, показывает, что с увеличением предела прочности пород на сжатие от 70 до 160 МПа высота развала взорванных горных пород уменьшается от 13,1 до 10,8 м.

Исследованиями также установлено изменение высоты развала взорванных горных пород в зависимости от среднего диаметра куска взорванной горной массы (рис. 5.12). Полученная зависимость показывает, что с увеличением среднего диаметра куска взорванной горной массы от 100 до 500 мм высота развала взорванных горных пород увеличивается от 10,2 до 13,8 м.

Установлена взаимосвязь коэффициента разрыхления, массы заряда эмульсионного ВВ и расстояния между скважинами:

$$K_r = 1,22 \left(\sqrt{\frac{Q_{зар}}{a}} \right)^{0,73}, \quad (5.17)$$

где $Q_{зар}$ – масса заряда эмульсионного ВВ, кг;
 a – расстояние между скважинами, м.

На рис. 5.14 показано изменение коэффициента разрыхления горных пород в зависимости от массы заряда эмульсионного ВВ. Полученная зависимость показывает, что с увеличением массы заряда эмульсионного ВВ от 100 до 450 кг коэффициент разрыхления увеличивается от 1,13 до 1,34.

Исследованиями установлено изменение коэффициента разрыхления массива в зависимости от сетки скважин (рис. 5.15). Полученная зависимость показывает, что с увеличением расстояния между скважинами от 5,5 до 9 м коэффициент разрыхления горных пород уменьшается от 1,27 до 1,08.

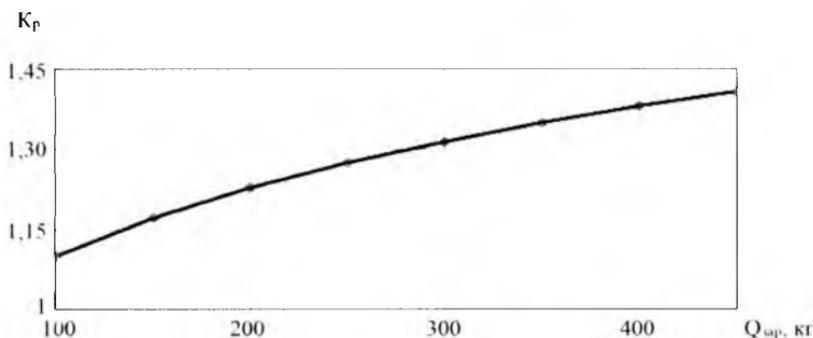


Рис. 5.14. Изменение коэффициента разрыхления горных пород в зависимости от массы эмульсионного ВВ

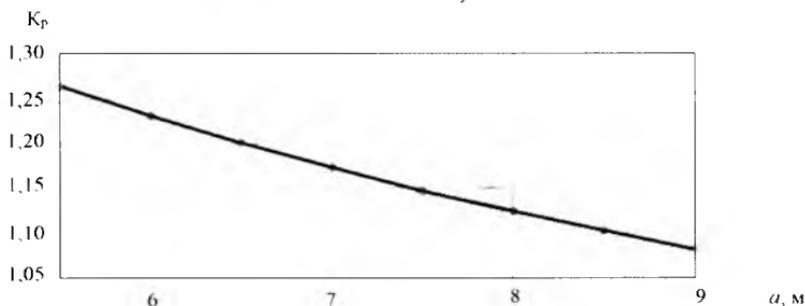


Рис. 5.15. Изменение коэффициента разрыхления горных пород в зависимости от расстояния между скважинами

Масса заряда ВВ на одну скважину определяется по известной формуле:

$$Q_{\text{скв}} = q \cdot H_y \cdot a \cdot b, \quad (5.25)$$

где b – расстояние между рядами скважин или длина ЛСПП, м.

В то же время из условия вместимости скважин масса заряда равна

$$Q = \frac{\rho_m \pi d^2}{6H_1}. \quad (5.26)$$

По известному значению коэффициента сближения скважин $m=a/b$ (для квадратной или шахматной сетки скважин) путем совместного решения уравнений (5.18) и (5.19) определим параметры сетки скважин:

$$W_{\text{мн}} = b = 0,72d \left[\frac{\rho_m}{mq} \right]^{1/2}, \quad (5.18)$$

$$a = 0,72d \left[\frac{\rho_m}{q} \right]^{1/2}. \quad (5.19)$$

Глубина перебура принимается равной

$$L_{\text{пер}} = (10 \div 15)d_{\text{скв}}. \quad (5.20)$$

Взрывааемый массив будет проработан качественно, если линия сопротивления пород по подошве уступа (ЛСПП) и линия наименьшего сопротивления (ЛНС) пород будут соответствовать энергетическим возможностям заряда эмульсионного ВВ, которые определяются главным образом диаметром скважинного заряда. В то же время размер ЛСПП должен обеспечивать безопасные условия ведения буровых работ. Именно это требование является определяющим при обосновании параметров размещения скважинного заряда в массиве, согласно которому ЛСПП должна быть не менее

$$W_6 \geq H_y \cdot \text{Ctg} \alpha + C, \quad (5.21)$$

где W_6 – безопасная (по условиям ведения буровых работ) длина ЛСПП, м;

α – угол откоса уступа, град.;

C – минимально безопасное расстояние от оси скважин первого ряда до верхней бровки уступа.

Расчетная ЛСПП W_p , гарантирующая качественную проработку подошвы и достижение требуемой степени дробления горной массы, должна находиться в пределах:

$$W_6 \leq W_p \leq W_{\text{пр}}, \quad (5.22)$$

где $W_{\text{пр}}$ – предельное значение ЛСПП для заданного диаметра заряда эмульсионного ВВ.

Расчетная ЛСПП определяется по расчетному удельному расходу ВВ при выбранном диаметре и применяемых типах ВВ:

$$W_r = 0,9 \left(\frac{p}{qm} \right)^{1/2}, \quad (5.23)$$

где p – вместимость 1 п.м. скважины, кг,

$$p = \frac{\pi d^2 \Delta}{4}, \quad (5.24)$$

d – диаметр скважинного заряда ВВ;

q – расчетный удельный расход эмульсионного ВВ, кг/м³;

Δ – плотность заряжения эмульсионного ВВ, т/м³;

m – коэффициент сближения зарядов ($m=1$ для квадратной сетки скважин).

Предельное значение ЛСПП для заданного диаметра заряда ВВ определяется по формуле:

$$W_{mp} = 53 K_1 K_2 d \left(\frac{\Delta}{\rho e} \right)^{1/2} (1,6 - 0,5m), \quad (5.27)$$

где K_1 – коэффициент структуры массива (для месторождений Кызылкумского региона $K_1=1,1$);

K_2 – коэффициент зажима при взрывании с подпорной стенкой, $K_2=0,75 \div 0,8$;

e – коэффициент работоспособности эмульсионного ВВ, $e=1$.

Линия наименьшего сопротивления $W_{\text{ЛНС}}$, соответствующая ЛСПП, равна

$$W_r = 0,9 \left(\frac{p}{qm} \right)^{1/2} \sin \alpha. \quad (5.28)$$

С увеличением ЛНС коэффициент разрыхления снижается, а с возрастанием массы заряда эмульсионного ВВ в скважине – увеличивается, что подтверждает целесообразность ведения взрывных работ с оптимальными параметрами: максимально возможным ЛНС и минимально допустимой массой эмульсионного ВВ в соответствии с энергетическими эталонами дробления.

Для более точного выявления удельных расходов эмульсионных ВВ необходима оценка степени дробления и перемещений взорванного массива как в горизонтальном, так и в вертикальном направлении при ведении взрывных работ на подпорную стенку.

§ 5.5. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от энергетических характеристик эмульсионных ВВ, физико-механических свойств горных пород и параметров взрывааемого блока

Горизонтальное смещение массива при взрывании на подпорную стенку определяется по формуле:

$$l = 1,2(K_p - 1)H_v. \quad (5.29)$$

С учетом формулы (5.16) для прогнозирования горизонтального смещения массива при взрывании на подпорную стенку необходимо воспользоваться формулой:

$$l = 1,2H_v(1,36q^{0,18} - 1). \quad (5.30)$$

Согласно работе [8], максимальная ширина подпорной стенки определяется по выражению:

$$L_{n, \max} = \frac{L_p}{1 + \frac{50}{F^3}}. \quad (5.31)$$

где F – номер группы, к которой относятся породы по классификации СНИП. Определяется из соотношения

$$f = \left(\frac{F}{2,5}\right)^2 \Rightarrow F = 2,5\sqrt{f}. \quad (5.32)$$

Учитывая формулу (5.11), определим максимальную ширину подпорной стенки с учетом энергетических параметров эмульсионных ВВ:

$$L_{n, \max} = \frac{100Q_{\text{ин}}\rho_{\text{ин}}V}{(F^3 + 50)(fgW^3)}, \quad (5.33)$$

где $Q_{\text{ин}}$ – теплота взрыва эмульсионного ВВ, кДж/кг;

$\rho_{\text{ин}}$ – плотность заряжения эмульсионного ВВ, кг/м³;

V – объем эмульсионного ВВ, м³;

ρ – плотность породы, кг/м³;

g – ускорение силы тяжести, м/с²;

f – коэффициент крепости пород по шкале М.М.Протоdjяконова;

W – линия наименьшего сопротивления, м.

Расчетная ширина подпорной стенки, обеспечивающей минимальное смещение пород при дроблении, определяется по формуле:

$$L_{n, \text{р}} = K_{\text{нз}} W \left(\frac{\sqrt{2k_{\text{нз}} q_{\text{вн}} Q_{\text{м}}}}{\sigma_{\text{нз}}} - 1 \right), \quad (5.34)$$

где $K_{\text{нз}}$ – эмпирический коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной

массы. Опытные исследования [7] показывают, что в зависимости от величины удельного расхода эмульсионного ВВ, этот коэффициент колеблется в пределах от 0,004 до 0,2;

μ – модуль упругости взрывааемой горной породы, P_a (определяется по экспериментальным данным или по Кадастру горных пород).

С учетом формулы (5.17)

$$L_{\text{шир}} = 0,1W \left(\sqrt{\frac{Q_{\text{взр}}}{a}} \right)^{0,71} \cdot \left(\frac{\sqrt{2k_{\text{взр}} q_{\text{взр}} Q \mu}}{\sigma_{\text{т.к}}} - 1 \right) \quad (5.35)$$

Исследованиями установлено изменение ширины подпорной стенки в зависимости от массы заряда эмульсионного ВВ, что отработано на рис. 5.16. При увеличении массы заряда от 100 до 450 кг ширина подпорной стенки увеличивается от 16,5 до 23,5 м.

Также установлено изменение ширины подпорной стенки в зависимости от теплоты взрыва эмульсионного ВВ (рис. 5.17). С увеличением теплоты взрыва эмульсионного ВВ от 2200 до 2900 кДж/кг ширина подпорной стенки увеличивается от 16,8 до 19,5 м.

На рис. 5.18 показано изменение ширины подпорной стенки в зависимости от линии наименьшего сопротивления. Полученная зависимость показывает, что с увеличением линии наименьшего сопротивления от 5,5 до 9 м ширина подпорной стенки уменьшается от 32 до 13.

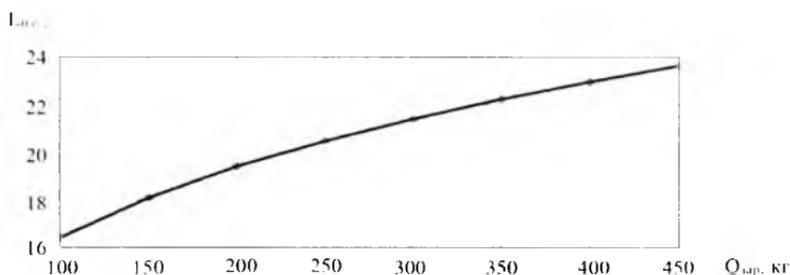


Рис. 5.16. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от массы заряда эмульсионного ВВ

Исследованиями установлено изменение ширины подпорной стенки от коэффициента, учитывающего использование энергии взрыва эмульсионного ВВ на дробление и перемещение горной массы, зависимость которой приведена на рис. 5.19. При увеличении коэффициента, учитывающего использование энергии взрыва эмульсионного ВВ

на дробление и перемещение горной массы от 0,01 до 0,20 ширина подпорной стенки увеличивается от 3 до 29 м.

Лин. м

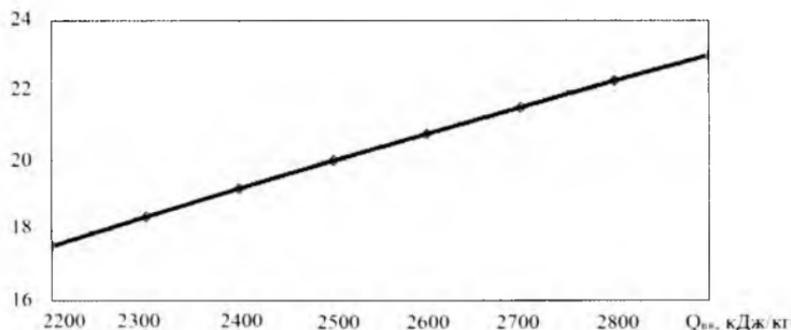


Рис.5.17. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от теплоты взрыва эмульсионного ВВ

Лин. м

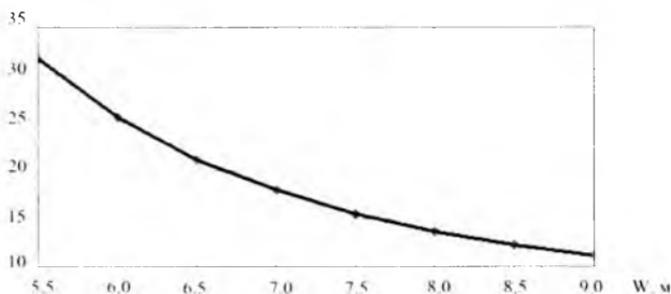


Рис.5.18. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от линии наименьшего сопротивления

Лин. м

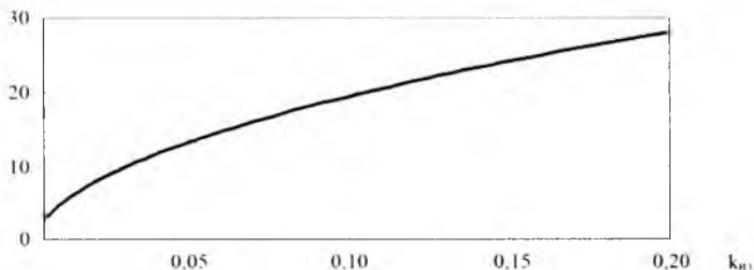


Рис.5.19. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от коэффициента, учитывающего использование энергии взрыва эмульсионного ВВ на дробление и перемещение горной массы

Лис, м

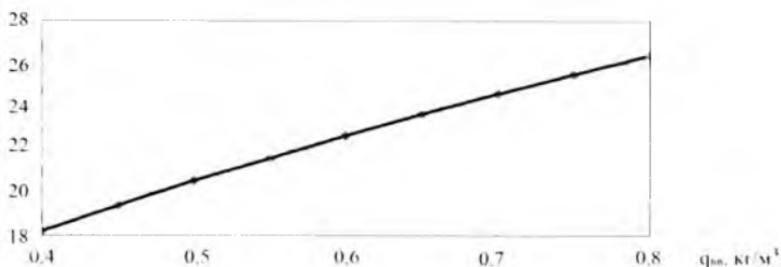


Рис.5.20. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от удельного расхода эмульсионного ВВ

Также установлено изменение ширины подпорной стенки в зависимости от удельного расхода эмульсионного ВВ (рис. 5.20). С увеличением удельного расхода эмульсионного ВВ от 0,4 до 0,8 кг/м³ ширина подпорной стенки увеличивается от 18 до 26,2 м.

Лис, м

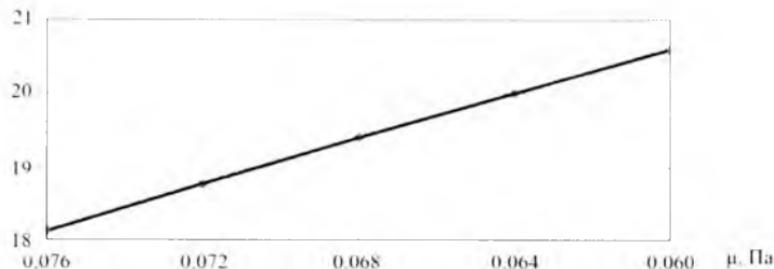


Рис.5.21. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от модуля упругости взрываеваемой горной породы

На рис. 5.21 показано изменение ширины подпорной стенки в зависимости от модуля упругости взрываеваемой горной породы. Полученная зависимость показывает, что с уменьшением модуля упругости взрываеваемой горной породы от 0,076 до 0,060 Па ширина подпорной стенки увеличивается от 18,2 до 20,6 м.

Исследованиями установлено изменение ширины подпорной стенки от предела прочности горных пород на сжатие, зависимость которой приведена на рис. 5.22. При увеличении предела прочности горных пород на сжатие от 70 до 160 ширина подпорной стенки уменьшается от 28 до 13 м.

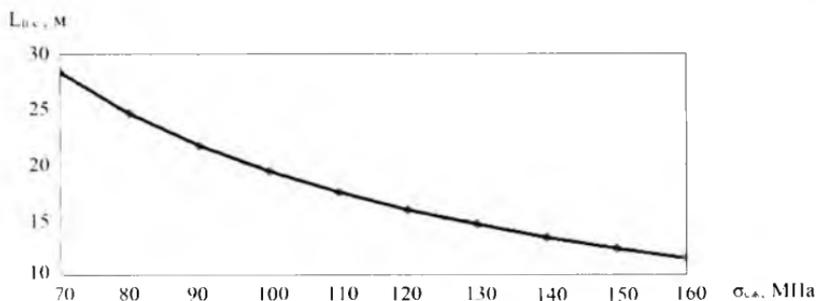


Рис.5.22. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от предела прочности горных пород на сжатие

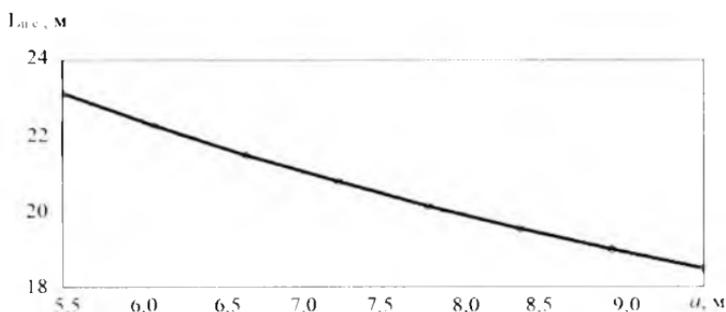


Рис.5.23. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от расстояния между скважинами

Исследованиями также установлено изменение ширины подпорной стенки в зависимости от сетки скважин (рис. 5.23). Полученная зависимость показывает, что с увеличением расстояния между скважинами от 5,5 до 9 м ширина подпорной стенки уменьшается от 23 до 19 м.

§ 5.6. Изменение высоты подпорной стенки в зависимости от физико-механических свойств горных пород, параметров взрываемого блока и массы заряда эмульсионного ВВ

Величину развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки определим по формуле:

$$L_{развал} = \left(1 - \frac{L_{nc}}{k_{p,c} W + L^{c,nc}} \right) \left(\frac{Q_{вв} \rho_{вв} V}{f \rho g W^3} \right), \quad (5.36)$$

где L_{nc} – принятая ширина подпорной стенки, м;

$k_{p.c}$ – коэффициент разрыхления пород подпорной стенки ($k_{p.c} = 1,05 \div 1,1$);

$b_{спс}$ – величина, учитывающая влияние сил сопротивления подпорной стенки смещению породы

$$b_{спс} = \frac{k_{p.c} W + L_{n.c. \max}}{L_{n.c. \max} \sqrt{L_{n.c. \max}}}, \quad (5.37)$$

С учетом энергетических параметров эмульсионного ВВ

$$b_{спс} = \frac{k_{p.c} W + \frac{Q_{вв} \rho_{вв} V}{(F^3 + 50)(f \rho g W^3)}}{\left(\frac{Q_{вв} \rho_{вв} V}{(F^3 + 50)(f \rho g W^3)} \right)^{1,5}}. \quad (5.38)$$

Управление горизонтальными смещениями при взрыве «в зажатой среде» осуществляется главным образом для регулирования потерь и разубоживания руды.

Учитывая формулу (5.37), величину развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки можно также определить по формуле:

$$L_{p.н.с.} = \left[1 - \frac{L_{n.c.}}{k_{p.c} W + L} \cdot \frac{k_{p.c} W + \frac{Q_{вв} \rho_{вв} V}{(F^3 + 50)(f \rho g W^3)}}{\left(\frac{Q_{вв} \rho_{вв} V}{(F^3 + 50)(f \rho g W^3)} \right)^{1,5}} \right] \cdot \left(\frac{Q_{вв} \rho_{вв} V}{f \rho g W^3} \right). \quad (5.39)$$

Высота подпорной стенки определяется по формуле:

$$B_{н.с.} = \frac{WK_c}{2} (1 + k_c), \quad (5.40)$$

где k_c – коэффициент, учитывающий акустическую жесткость взрывааемых пород и необработанной горной массы (в условиях месторождений Кызылкумского региона изменяется в пределах $0,2 \div 0,3$).

С учетом формулы (5.17) высоту подпорной стенки определим по формуле

$$B_{н.с.} = 0,61W (1 + k_c) \left(\sqrt[3]{\frac{Q_{вв}}{a}} \right)^{0,73}. \quad (5.41)$$

Исследованиями установлено изменение высоты подпорной стенки от массы заряда эмульсионного ВВ, зависимость которой приведена на рис. 5.24. При увеличении массы заряда эмульсионного ВВ от 100 до 450 кг высота подпорной стенки увеличивается от 9,8 до 14,1 м.

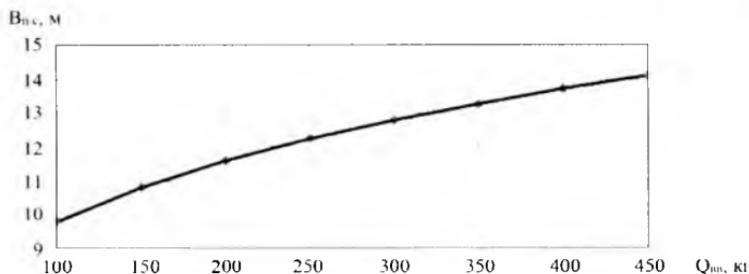


Рис.5.24. Изменение высоты подпорной стенки в зависимости от массы заряда эмульсионного ВВ

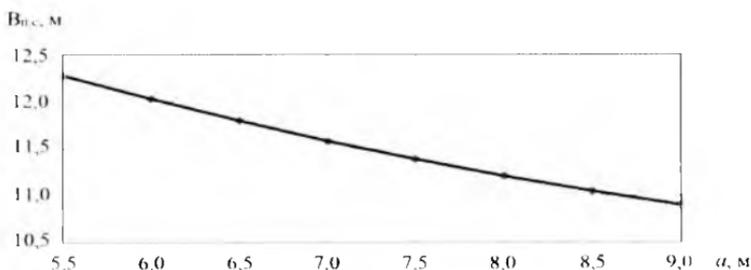


Рис.5.25. Изменение высоты подпорной стенки в зависимости от расстояния между скважинными зарядами эмульсионного ВВ

Также установлено изменение высоты подпорной стенки в зависимости от расстояния между скважинными зарядами эмульсионного ВВ (рис. 5.25). С увеличением расстояния между скважинными зарядами эмульсионного ВВ от 5,5 до 9,0 м высота подпорной стенки уменьшается от 12,3 до 10,9 м.

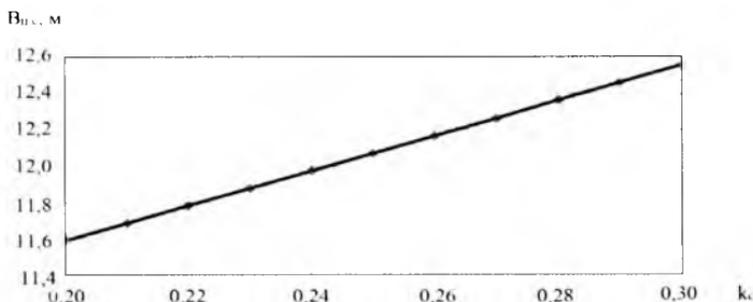


Рис.5.26. Изменение высоты подпорной стенки в зависимости от коэффициента, учитывающего акустическую жесткость взрывааемых пород и необранной горной массы

На рис. 5.26 показано изменение высоты подпорной стенки в зависимости от коэффициента, учитывающего акустическую жесткость взрывааемых пород и необрушенной горной массы. Полученная зависимость показывает, что с увеличением коэффициента, учитывающего акустическую жесткость взрывааемых пород и необрушенной горной массы от 0,2 до 0,3 высота подпорной стенки увеличивается от 11,58 до 12,56 м.

Вис, м

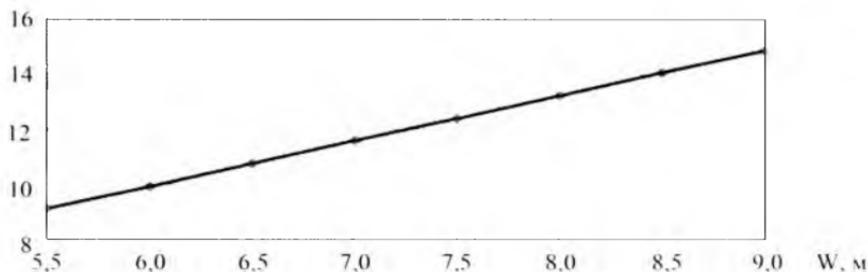


Рис.5.27. Изменение высоты подпорной стенки в зависимости от линии наименьшего сопротивления

Установлена зависимость изменения высоты подпорной стенки в зависимости от линии наименьшего сопротивления (рис. 5.27). Полученная зависимость показывает, что с увеличением линии наименьшего сопротивления от 5,5 до 9 м высота подпорной стенки увеличивается от 9 до 15 м.

Выводы

1. Разработана математическая модель, описывающая действие взрыва скважинного заряда ВВ в массиве, на основе которой определены кинематические параметры разлета горных пород и разработана компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0, защищенная свидетельством № DGU 01771.

2. Для расчета ширины развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов с использованием эмульсионных ВВ получена формула, в которую входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики эмульсионных ВВ и физико-механические свойства горных пород. Установлены изменения ширины развала взорванных горных пород в зависимости от теплоты взрыва, плотности заряжания, высоты и диаметра

заряда эмульсионного ВВ, крепости и плотности горных пород, а также линии наименьшего сопротивления.

3. Для расчета высоты развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов с использованием эмульсионных ВВ получена формула, в которую входят основные параметры, определяющие параметры взрываемого блока и концентрацию энергии эмульсионных ВВ. Установлены изменения высоты развала взорванных горных пород в зависимости от высоты уступа, количества рядов взрывааемых скважин, предела прочности пород на сжатие, среднего диаметра куска взорванной горной массы и коэффициента относительной концентрации энергии эмульсионных ВВ.

4. Установлено изменение коэффициента разрыхления горного массива в зависимости от массы заряда эмульсионного ВВ и сетки скважин, а также определены параметры взрывания в зажатой среде.

5. Для расчета ширины подпорной стенки при взрыве скважинных зарядов с использованием эмульсионных ВВ получена формула, в которую входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики эмульсионных ВВ, физико-механические свойства горных пород и параметры взрываемого блока. Установлены изменения ширины подпорной стенки в зависимости от массы заряда, теплоты взрыва, удельного расхода ВВ и коэффициента, учитывающего использование энергии взрыва эмульсионного ВВ, а также модуля упругости взрывааемой горной породы, предела прочности пород на сжатие, расстояния между скважинами и линии наименьшего сопротивления.

6. Для расчета высоты подпорной стенки при взрыве скважинных зарядов с использованием эмульсионных ВВ получена формула, в которую входят основные параметры, определяющие физико-механические свойства горных пород, параметры взрываемого блока и массу заряда эмульсионного ВВ. Установлены изменения высоты подпорной стенки в зависимости от массы заряда эмульсионного ВВ, расстояния между скважинами, линии наименьшего сопротивления и коэффициента, учитывающего акустическую жесткость взрывааемых пород и неубранной горной массы.

Глава 6

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ПРИБОРТОВОГО ГОРНОГО МАССИВА С ЦЕЛЮ ПОЛУЧЕНИЯ УСТОЙЧИВЫХ ОТКОСОВ УСТУПА НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

- § 6.1. Графоаналитический метод расчета линии скольжения прибортового массива горных пород на карьерах
- § 6.2. Изменение радиуса линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления массива горных пород при различной высоте борта карьера
- § 6.3. Изменение радиуса линии скольжения в зависимости от угла внутреннего трения массива горных пород при различной высоте борта карьера
- § 6.4. Теоретическая оценка изменения массы элементарного скважинного заряда ВВ при предварительном щелеобразовании на глубоком карьере
- § 6.5. Исследование изменения массы элементарного скважинного заряда ВВ при предварительном щелеобразовании

ГЛАВА 6. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ПРИБОРТОВОГО ГОРНОГО МАССИВА С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ УСТОЙЧИВЫХ ОТКОСОВ УСТУПА НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

§ 6.1. Графоаналитический метод расчета линии скольжения прибортового массива горных пород на карьерах

Выполнен графоаналитический метод [159, 163, 165, 169, 172, 186, 195] расчета по определению линии скольжения в однородном откосе уступа, на основе которого разработан метод [239] математического моделирования. Схема по определению линии скольжения в однородном уступе приведена на рис. 6.1.

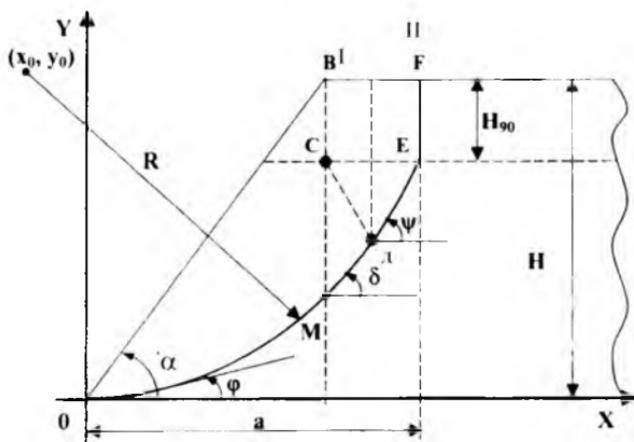


Рис.6.1. Схема по определению линии скольжения в однородном уступе

Расчёты параметров линии скольжения в однородном уступе на ЭВМ возможны в том случае, когда определено положение «характерных» точек линии в виде аналитических формул:

(x_0, y_0) – координаты центра криволинейной части линии скольжения;

(x_D, y_D) – координаты точки D ;

(x_E, y_E) – координаты точки E .

Неизвестен также радиус (R) криволинейной части линии скольжения.

Известными параметрами являются следующие:

α – угол откоса;

ρ^T – угол внутреннего трения горного массива;

k_c – коэффициент сцепления горного массива;

ρg – удельный вес горного массива (g – ускорение силы тяжести);

H – высота откоса уступа.

$$\varphi = \alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2}; \quad \psi = 45^\circ + \frac{\rho^T}{2}.$$

Произвольная точка M на линии скольжения $ODEF$ определяется выражениями:

$$\text{Зона I, II:} \quad y = y_0 - \sqrt{R^2 - (x - x_0)^2}; \quad (6.1)$$

$$\text{Зона III:} \quad y = K_2(x - a) - H_{00} + H; \quad (6.2)$$

где: $K_2 = \operatorname{tg} \varphi$,

$$H_{00} = \frac{2C}{\rho g} \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\rho^T}{2} \right) = \frac{2C}{\rho g} \operatorname{tg} \varphi - \text{высота вертикального участка.}$$

Край зоны III: $x = a$;

Здесь и ранее $a = X_E$;

Угол δ , образуемый касательной к линии скольжения по отношению к горизонтали, для точек O и D определен:

$$\varphi = \alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2}; \quad \psi = 45^\circ + \frac{\rho^T}{2}.$$

В силу геометрического свойства производной в точках

$$\text{O и D имеем:} \quad \left. \begin{array}{l} \frac{dx}{dy} \Big|_{y=y_0} = K_1 \quad (K_1 = \operatorname{tg} \varphi) \\ \frac{dx}{dy} \Big|_{y=y_D} = K_2 \\ y_0 - y_D = K_2(x_D - x_0) \end{array} \right\} \quad (6.3)$$

Формула трения (6.3) определяет зависимость между x_0 и y_0 через известные параметры:

$$x_0 = H \operatorname{ctg} \alpha; \quad y_0 = y_E = H - H_{00};$$

Подставим эти значения, а также выражение (6.1) в уравнения (6.3):

$$\frac{dy}{dx} = -\frac{-2(x-x_0)}{2\sqrt{R^2-(x-x_0)^2}} = \frac{x-x_0}{\sqrt{R^2-(x-x_0)^2}} = \frac{x-x_0}{y-y_0} - \frac{x_0}{y_0} = K_1;$$

$$\frac{x_D-x_0}{y_0-y_D} = K_2; x_D - x_0 = K_2(y_0 + y_D). \quad (6.4)$$

Поскольку $x_0^2 + y_0^2 = R^2$, то получим, согласно первой из зависимостей (6.4):

$$K_1^2 y_0^2 + y_0^2 = R^2, \text{ тогда:}$$

$$y_0 = \frac{R}{\sqrt{1+K_1^2}}; \quad x_0 = -K_1 y_0 = -\frac{K_1 R}{\sqrt{1+K_1^2}}. \quad (6.5)$$

Подставим (6.5) в уравнение (6.1), записанное для точки D и возведём в квадрат:

$$x_D^2 + y_D^2 + \frac{2R}{\sqrt{1+K_1^2}}(K_1 x_D - y_D). \quad (6.6)$$

Оставшиеся зависимости (6.4) примут вид:

$$\left. \begin{aligned} K_2 y_{,l} + x_{,l} &= \frac{R}{\sqrt{1+K_1^2}}(K_2 - K_1) \\ y_{,l} + K_2 x_{,l} &= (1 + K_2 \operatorname{ctg} \alpha) - H_{90} \end{aligned} \right\} \quad (6.6')$$

Система уравнений (6.6) и (6.6') содержит три неизвестных: $x_{,l}$, $y_{,l}$, R .

Введём обозначение:

$$\left. \begin{aligned} P &= H(1 + K_2 \operatorname{ctg} \alpha) - H_{90} \\ \lambda &= \frac{K_2 - K_1}{\sqrt{1+K_1^2}} \end{aligned} \right\} \quad (6.7)$$

Из уравнений (6.6') получим:

$$\left. \begin{aligned} x_{,l} &= \frac{1}{K_2^2 - 1}(K_2 P - \lambda R) \\ y_{,l} &= \frac{1}{K_2^2 - 1}(K_2 \lambda R - P) \end{aligned} \right\} \quad (6.8)$$

Подставим эти значения в (6.6), тогда, после ряда громоздких алгебраических преобразований, получим, разрешив относительно R :

$$R = \frac{(1 - K_1 K_2) \sqrt{1+K_2^2} \pm \sqrt{(1+K_2^2)(1+K_2^4 - K_2^2)}}{3K_2 + K_1 - K_2^3 - 3K_1 K_2^2} \cdot \frac{\sqrt{(1+K_1^2)(1+K_2^2)}}{K_2 - K_1} \cdot P.$$

Заменив далее K_1 и K_2 выражениями

$$K_1 = \operatorname{tg}\left(\alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2}\right); \quad K_2 = \operatorname{tg}\left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2}\right),$$

получим:

$$R = \frac{[\cos(\alpha + \rho^T) - \sin \rho^T] \cos\left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2}\right)}{\cos \alpha \cdot \cos(\alpha + 2\rho^T)} \cdot P.$$

Поскольку физически $R > 0$, то при $\alpha \rightarrow \pi/2$, необходимо сохранить знак перед $\sin \rho$ в выражении, при этом имеем:

$$\lim_{\alpha \rightarrow \frac{\pi}{2}} R = \frac{[-\sin \rho^T - \sin \rho^T] \cos\left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2}\right)}{0 \cdot [-\sin 2\rho^T]} \cdot P = \infty.$$

Следовательно, для вертикального откоса линия скольжения – прямая.

При этом:

$$\varphi = \frac{\pi}{2} - 45^\circ - \frac{\rho^T}{2} = 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} = \psi.$$

Следовательно, касание в точке D сохраняется. Примем

$$\alpha + 2\rho^T = \frac{\pi}{2} - \epsilon,$$

т.е. при $\epsilon \rightarrow 0$ имеем, равенство 0 второго множителя в знаменателе выражения R

$$\begin{aligned} \frac{\bar{R}}{P} &= \lim_{\epsilon \rightarrow 0} \frac{[\sin \epsilon \cos \rho^T + \cos \epsilon \sin \rho^T] \cos(45^\circ + \rho^T/2)}{\sin(\rho^T + \epsilon) \sin \epsilon}; \\ \frac{\bar{R}}{P} &= \frac{\cos(45^\circ + \rho^T/2)}{2 \sin \rho^T}. \end{aligned}$$

В результате имеем; для $\alpha < \pi/2$:

$$R = \begin{cases} \frac{\cos(45^\circ + \rho^T/2)}{2 \sin \rho^T} \cdot P, & \text{при } \alpha^* = \frac{\pi}{2} - 2\rho^T; \\ \frac{[\cos(\alpha + \rho^T) - \sin \rho^T] \cos\left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2}\right)}{\cos \alpha \cdot \cos(\alpha + 2\rho^T)} \cdot P, & \alpha = \alpha^* \end{cases} \quad (6.9)$$

Формулы (6.5), (6.7), (6.8), (6.9) решают задачу, однако, их можно привести к более компактной записи, вводя обозначения:

$$\Gamma = \frac{1}{\lambda} = \frac{\cos(45^\circ + \rho^T/2)}{\cos \alpha}; \quad (6.10)$$

$$\xi_0 = -\frac{K_1}{\sqrt{1+K_1^2}}; \quad \eta_0 = \frac{1}{\sqrt{1+K_1^2}} \quad (6.11)$$

$$\alpha^* = \frac{\pi}{2} - 2\rho^T; \quad \varphi = \begin{cases} \frac{\cos\alpha}{2\sin\rho^T}, & , \alpha = \alpha^*; \\ \frac{\cos(\alpha + \rho^T) - \sin\rho^T}{\cos(\alpha + 2\rho^T)}, & , \alpha \neq \alpha^*; \end{cases} \quad (6.12)$$

$$R = \varphi \cdot r \cdot P; \quad (6.13)$$

$$\left. \begin{aligned} x_{Д} &= \frac{K_2 - \varphi}{K_2^2 - 1} \cdot P; & y_{Д} &= \frac{K_2 \varphi - 1}{K_2^2 - 1} \cdot P; \\ x_c &= H \operatorname{ctg} \alpha & y_c &= H - H_{90}; \\ x_E &= 2 \cdot x_{Д} - x_c; & y_E &= H - H_{90}; \\ x_0 &= \xi_0 \cdot R; & y_0 &= \eta_0 R; \end{aligned} \right\} \quad (6.14)$$

$$\left. \begin{aligned} P &= H(1 + K_2 \operatorname{ctg} \alpha) - H_{90}; \\ K_1 &= \operatorname{tg} \left(\alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right); \\ K_2 &= \operatorname{tg} \left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right); \\ H_{90} &= \frac{2C}{\rho g} K_2. \end{aligned} \right\} \quad (6.15)$$

§ 6.2. Изменение радиуса линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления массива горных пород при различной высоте борта карьера

На основании полученных зависимостей разработана компьютерная программа [240] на языке программирования Borland Delphi 7.0 и для дальнейшего анализа построены графики (рис. 6.2–6.5).

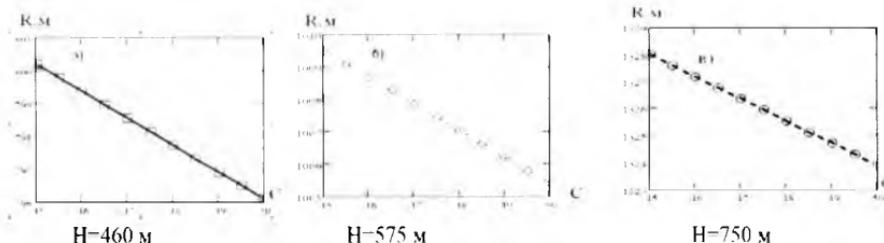


Рис. 6.2. Графики изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления массива горных пород при различной высоте борта карьера

В ходе аналитического анализа установлено прямолинейное изменение (рис. 6.2) радиуса линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления массива горных пород при различной высоте борта карьера. Увеличение коэффициента сцепления от 45 до 50° сопровождается снижением радиуса криволинейной части линии скольжения. Увеличение высоты борта карьера (450 , 575 и 750 м) сопровождается увеличением радиуса линии скольжения, соответственно, до 800 , 1010 и 1328 м.



Рис.6.3. Графики изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от удельного веса массива горных пород при различной высоте борта карьера

На рис. 6.3 приведены графики изменения радиуса линии скольжения в зависимости от удельного веса массива горных пород при различной высоте борта карьера. Увеличение удельного веса массива от 2 до 3 Н/м³ сопровождается увеличением радиуса линии скольжения. Увеличение высоты борта карьера 450 , 575 и 750 м сопровождается увеличением радиуса линии скольжения, соответственно, до 788 , 995 и 1310 м.

§ 6.3. Изменение радиуса линии скольжения в зависимости от угла внутреннего трения массива горных пород при различной высоте борта карьера

На рис. 6.4 (а, б, в) приведены графики изменения радиуса линии скольжения в зависимости от угла внутреннего трения массива горных пород при различной высоте борта карьера. Увеличение угла внутреннего трения от 30 до 31° сопровождается снижением радиуса линии скольжения по параболе, принимающего минимальное значение при угле 31° . При дальнейшем увеличении угла внутреннего трения (более 31°) радиус

линии скольжения возрастает. Увеличение высоты борта карьера до 450, 575 и 750 м сопровождается увеличением радиуса линии скольжения соответственно до 796, 1005 и 1323 м.

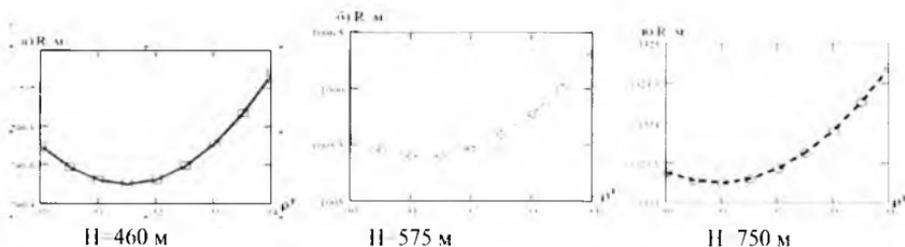


Рис.6.4. Графики изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от угла внутреннего трения массива горных пород при различной высоте борта карьера

На рис. 6.5 (а, б, в) приведены графики изменения радиуса линии скольжения в зависимости от угла откоса борта карьера при различной его высоте. Увеличение угла откоса борта карьера от 38 до 43° сопровождается снижением радиуса линии скольжения. Увеличение высоты борта до 450, 575 и 750 м сопровождается увеличением радиуса линии скольжения и составляет соответственно 810, 1022 и 1345 м.

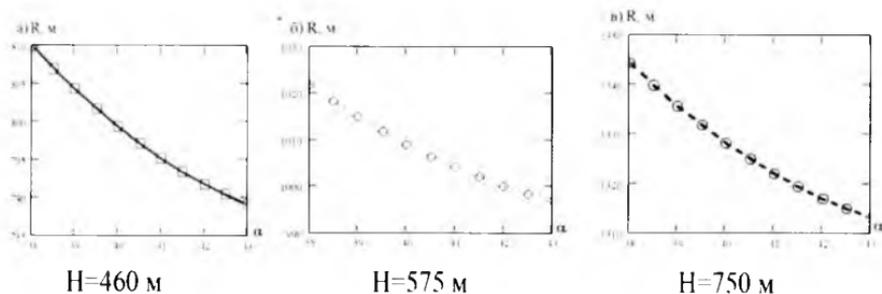


Рис.6.5. Графики изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от угла откоса борта карьера при различной его высоте

На рис. 6.6 представлена блок-схема алгоритма вычисления параметров и построения линии скольжения прибортового массива горных пород для определения оптимальных параметров устойчивости прибортового массива карьера.

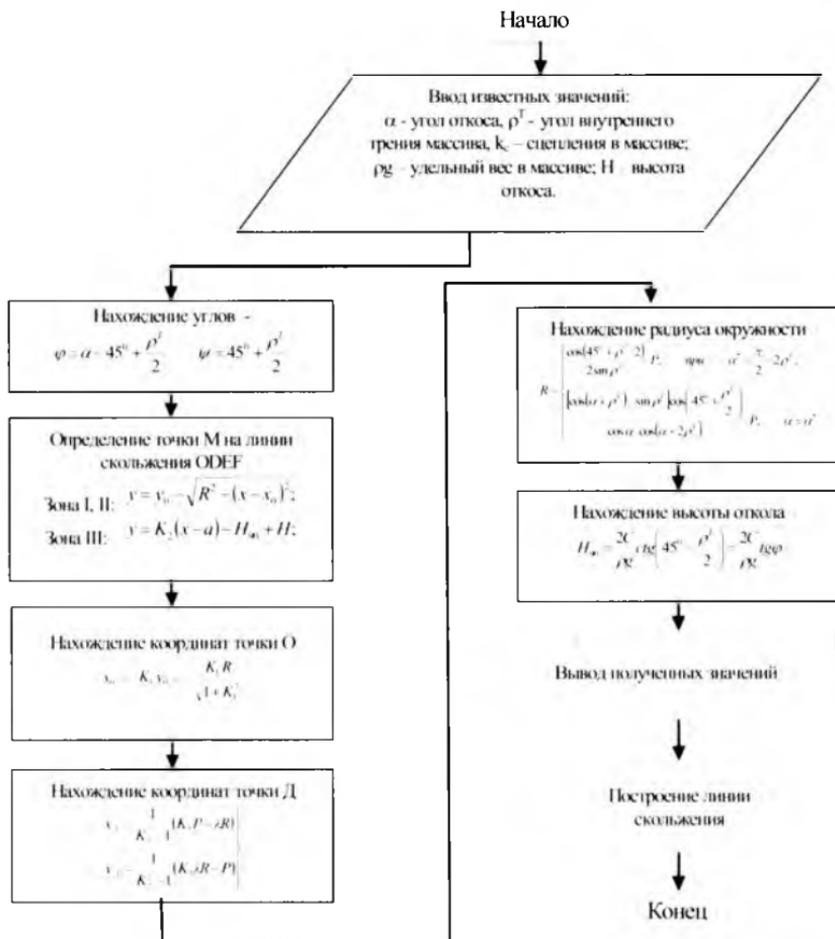


Рис.6.6. Блок-схема алгоритма вычисления параметров и построения линии скольжения прибортового массива горных пород

Таким образом, в результате теоретических исследований линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления, удельного веса, угла внутреннего трения, угла откоса борта при различной высоте борта карьера, получены формулы их расчета, на основе которых разработана экономико-математическая модель для определения оптимальных параметров устойчивости прибортового массива карьера.

§ 6.4. Теоретическая оценка изменения массы элементарного скважинного заряда ВВ при предварительном щелеобразовании на глубоком карьере

Сравнение различных технологических схем [200, 205, 211, 213, 219, 225, 229, 230] отработки на предельном контуре бортов карьера показало, что лучшие результаты дает применение предварительного щелеобразования.

При рассмотрении двумерной задачи в полярной системе координат согласно работы [241], напряженно-динамическое состояние в окрестности цилиндрической полости заряда внутренним давлением – P , полностью описывается радиальной и азимутальной компонентами напряжений. Переход к прямоугольной системе координат осуществляется соотношениями:

$$\begin{aligned}\sigma_x &= \sigma_r \cos^2 \theta + \sigma_\theta \sin^2 \theta ; \\ \sigma_y &= \sigma_r \sin^2 \theta + \sigma_\theta \cos^2 \theta ; \\ \tau_{xy} &= (\sigma_r - \sigma_\theta) \cos \theta \sin \theta .\end{aligned}\quad (6.16)$$

Учитывая, что при одновременном взрывании оконтуривающих скважинных зарядов ВВ, наименее напряженное состояние массива по линии зарядов имеет место в середине между ними, то при выборе эффективных параметров БВР необходимо исходить из условия обеспечения разрушения породы в слое с заданной шириной – Δ , напротив, в середине расстояния между зарядами ВВ.

Тангенциальные напряжения τ_{xy} в рассматриваемой точке от взрыва соседних зарядов равны по величине, но обратны по направлению. Поэтому результирующее значение равняется нулю. Учитывая суммирование радиальных напряжений, уравнения (6.16) для фиксируемой точки примут вид:

$$\begin{aligned}\sigma_x &= 2\sigma_r \cos^2 \theta ; \\ \sigma_y &= 2\sigma_r \sin^2 \theta ; \quad \tau_{xy} = 0.\end{aligned}\quad (6.17)$$

Растягивающее напряжение в рассматриваемой точке определяется:

$$\sigma_p = \sigma_v - \mu \sigma_x .\quad (6.18)$$

Радиальное напряжение от взрыва одиночного цилиндрического заряда рассчитывается по формуле [241]:

$$\sigma_r(r) = P \cdot f_p(r) \cdot f_3(r),$$

где P – давление продуктов детонации на стенки скважины, Па;

$f_p(r) = \left(\frac{r_c}{r}\right)^{0.5}$ – функция геометрического расхождения цилиндрических волн с расстоянием;

$f_3(r) = \exp\left(-\infty \frac{r}{r_c}\right)$ – функция поглощения, учитывающая диссипативные потери;

r_c – радиус скважины, м;

r – расстояние до заряда, м;

α – коэффициент поглощения, определяется по эмпирической формуле предложенной автором работы [242] в зависимости от акустической жесткости горных пород;

ρ – плотность породы;

V – скорость распространения продольных волн в массиве.

Подставляя в (6.17) значения σ_y и σ_x из (6.16) и значения σ_r при

$$r = \left[\left(\frac{a}{2}\right)^2 + \left(\frac{\Delta}{2}\right)^2 \right]^{0.5},$$

получим

$$\sigma_p = 2Pd_c^{0.5}(\mu a^2 - \Delta^2)(a^2 + \Delta^2)^{-1.25} \exp\left[-a \frac{(a^2 + \Delta^2)^{0.5}}{d_c}\right]. \quad (6.19)$$

Дробление породы в слое шириной Δ возможно при условии

$$\sigma_r \geq [\sigma_p] k_{тр} \psi. \quad (6.20)$$

где $[\sigma_p]$ – прочность породы на разрыв при динамическом режиме нагружения, Па;

$k_{тр}$ – коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости массива;

ψ – коэффициент, учитывающий предварительное ослабление прочности породы динамической волны напряжения.

Учитывая малую плотность заряда в оконтуривающих скважинах, давление продуктов детонации на стенки скважин согласно [205, 243] можно рассчитать по формуле:

$$P = \frac{Q_\omega(\gamma-1)}{\vartheta_c - \alpha_k},$$

где Q – масса заряда ВВ в скважине, кг;

ω – удельная энергия ВВ, Дж/кг;

ϑ_c – объем скважины, м³;

α_k – коволюм, учитывающий давление в скважине, не превышающий 200 МПа;

γ – показатель изоэнтропы, согласно [235, 244, 245] и расчетным формулам приведенным в работах [235, 245], составляет $\gamma=1,5-1,10$.

С учетом соотношения величин

$$\frac{Q}{\vartheta_c} = q \frac{4}{\pi d_c^2}.$$

Давление продуктов детонации на стенки скважины определяется:

$$P = q \frac{4\omega(\gamma-1)\eta}{\pi d_c^2}.$$

где d_c – диаметр скважины, м;

q – линейная масса заряда, кг/м;

η – коэффициент, учитывающий потери энергии.

Таким образом, развитие сети трещин между скважинными зарядами в зоне шириной Δ возможно при параметрах оконтуривающих зарядов ВВ, отвечающих условию:

$$q\omega\eta = \frac{\pi}{4} [\sigma_p] \psi K_{тр} d_c^{1.5} \frac{(\alpha^2 + \Delta^2)^{1.25}}{\mu\alpha^2 - \Delta^2} \exp \left[\alpha \frac{(\alpha^2 + \Delta^2)^{0.5}}{d_c} \right]. \quad (6.21)$$

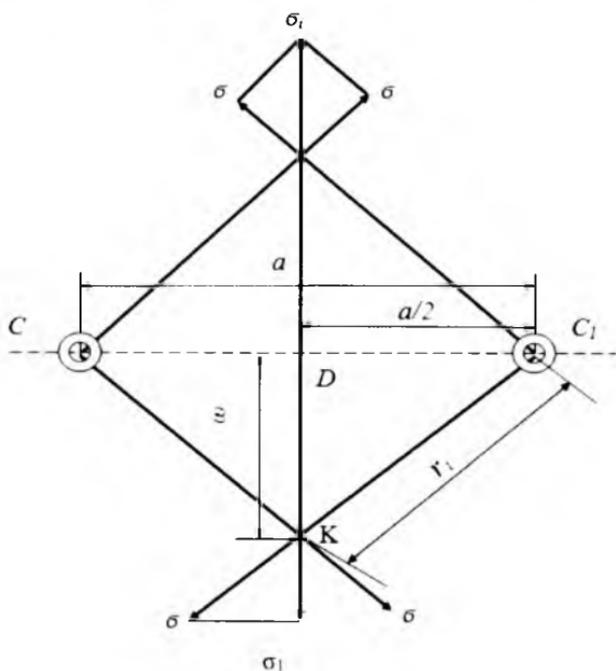


Рис. 6.7. Схема взаимодействия двух сближенных скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании

При взрывании двух сближенных скважинных зарядов ВВ в точках C и C_1 (рис. 6.7), расположенных на расстоянии, a между осями, фронты ударных волн встретятся между зарядами. Радиальные силы от двух зарядов, пе-

ресекаясь, образуют растягивающие силы, которые стремятся разорвать породу по линии – CC_1 . При определенной массе заряда и степени сближения зарядов ВВ возникающие напряжения превысят сопротивление породы разрыву, и по линии расположения скважины образуется трещина, которая при массовом взрывании блока является экраном отражения взрывных волн массового взрыва, тем самым предохраняя массив борта от разрушения.

Приняв, что распределение суммарных напряжений σ , необходимых для преодоления сопротивления породы разрыву, равномерно как по оси заряда, так и по оси симметрии заряда, это условие можно записать в виде:

$$\sigma_1/w = \sigma/r_i; \quad (6.22)$$

или

$$\sigma_1 = w\sigma/r_i, \quad (6.23)$$

где σ – напряжение, создаваемое взрывом одного заряда в точке K , МПа;

σ_1 – составляющая напряжений, производящих разрыв массива, МПа;

w – расстояние, преодолеваемое взрывом при создании напряжений σ_1 в точке K , м;

r_i – расстояние от точки расположения заряда до точки пересечения радиальных сил с осью симметрии между зарядами, м.

Подставив в формулу (6.23) выражение $\sigma = p_0 r_0^2 / r_i^2$, определяющее напряжение во фронте ударной волны в зависимости от давления взрыва p_0 , радиуса заряда r_0 и расстояния от заряда r_i получим

$$\sigma_1 = p_0 r_0^2 w / r_i^2. \quad (6.24)$$

При создании напряжений в точке K аналогично действует скважинный заряд C , поэтому общее напряжение, вызываемое растягивающими усилиями,

$$\sigma_p = \sum_{n=1}^{n=2} \sigma_i = \sigma_1 + \sigma_2 = 2p_0 r_0^2 w / r_i^3. \quad (6.25)$$

где σ_2 – составляющая напряжений производящих разрыв массива взрывом второго заряда – C_1 в точке K .

Размер сферы действия взрыва скважинного заряда ВВ в породе во многом зависит от ее прочностных свойств, которые характеризуются модулем упругости, коэффициентом Пуассона, сцеплением, коэффициентом внутреннего трения и др.

При взрыве сферического заряда внутри среды, обладающей упругими свойствами, одинаковыми во всех на-

правлениях, с учетом предположения, что давление взрыва действует радиально из центра заряда, можно получить

$$p_0 = E/2; \quad (6.26)$$

$$r_0 = 0,6 \sqrt{\frac{\epsilon q}{E(1-2\mu)}} \quad (6.27)$$

здесь E – модуль упругости, МПа;

ϵ – энергия выделяемая при взрыве заряда массой 1 кг, кДж/кг;

$q_{ВВ}$ – масса элементарного заряда ВВ, кг;

μ – коэффициент Пуассона.

Эти формулы справедливы для действия взрыва в породе без образования воронок, что имеет место при предварительном щелеобразовании на карьере. Подставив значения p_0 и r_0 в формулу (6.24), получим

$$\sigma_1 = \frac{0,18wE \left| \frac{\epsilon q}{E(1-2\mu)} \right|^{2/3}}{r_i^3}. \quad (6.28)$$

Из треугольника DC_1K (см. рис. 6.7) следует, что

$$r_i = \sqrt{(a/2)^2 + w^2}, \quad (6.29)$$

или при $w=a/2$

$$r_i = a/\sqrt{2}, \quad (6.30)$$

где a – расстояние между контурными скважинными зарядами ВВ, м.

С учетом равенства (6.30) выражение (6.28) будет иметь вид:

$$\sigma_1 = \frac{0,255E \left| \frac{\epsilon q}{E(1-2\mu)} \right|^{2/3}}{a^2}. \quad (6.31)$$

Для образования щели между скважинными зарядами ВВ C и C_1 достаточно иметь напряжение, $\sum_{n=1}^{n=2} \sigma_i \geq \sigma_p$, поэтому напряжение, создаваемое одним скважинным зарядом ВВ, должно быть $\sigma_1 \geq \sigma_p/2$, и выражение (6.31) для действия одного заряда запишется в виде

$$\sigma_1 \leq \frac{0,51E \left| \frac{\epsilon q}{E(1-2\mu)} \right|^{2/3}}{a^2}. \quad (6.32)$$

Решая уравнение (6.31) относительно $C_{ВВ}$ и произведя простые преобразования, получим

$$q \geq \frac{2,72a^3 \sigma_p (1-2\mu)}{\epsilon} \sqrt{\sigma_p/E}. \quad (6.33)$$

Полученная формула позволяет определить минимальное количество скважинного заряда ВВ, необходимое для

уравновешивания сопротивления горной породы, которое равно $\sigma_p/2$ на расстоянии r_i от контурного скважинного заряда ВВ.

Соотношение, установленное авторами работ [246], между длиной заряда l и радиусом его разрушения r_i имеет вид:

$$l \geq \frac{5}{3} r_i. \quad (6.34)$$

Полагая, что общая длина заряда в скважине $l_{\text{зар}}$, число элементарных удлинённых зарядов в ней можно определить из соотношения:

$$n = 0,6 \frac{l_{\text{зар}}}{r_i}, \quad (6.35)$$

а количество ВВ, необходимое для заряжения в скважину при производстве предварительного щелеобразования

$$Q = \frac{0,6 l_{\text{зар}}}{r_i}, \quad (6.36)$$

или с учетом уравнений (6.30) и (6.34)

$$Q = \frac{2,3 l_{\text{зар}}^2 \sigma_p (1-2\mu)}{\epsilon} \sqrt{\sigma_p/E}. \quad (6.37)$$

Известно, что при применении рассредоточенных зарядов с воздушными промежутками длина забойки определяется из уравнения

$$l_{\text{заб}} = L - (l_{\text{зар}} + h_{\text{в.п}}), \quad (6.38)$$

где L – глубина скважины, м;

$h_{\text{в.п}}$ – суммарная длина воздушных промежутков, м.

Исследованиями установлено, что оптимальная суммарная высота воздушных промежутков составляет 0,17–0,35 высоты всего контурного скважинного заряда ВВ. Нижний предел относится к менее крепким породам. Тогда из уравнения (6.38) следует, что

$$l_{\text{зар}} = 0,74 \div 0,85(L - l_{\text{заб}}). \quad (6.39)$$

Подставив выражение (6.39) в уравнение (6.37), получим окончательную формулу для определения общей массы ВВ в скважине:

$$Q = \frac{K a^2 \sigma_p (L - l_{\text{заб}})(1-2\mu)}{\epsilon} \sqrt{\sigma_p/E}, \quad (6.40)$$

где $K=1,7 \div 1,85$ – коэффициент, учитывающий предел прочности горных пород (нижний предел для менее крепких пород, верхний – для более крепких).

С учетом коэффициента трещиноватости массива горных пород формула расчета массы элементарного скважинного заряда ВВ при предварительном щелеобразовании принимает следующий вид:

$$Q = \frac{\varepsilon K a^2 \sigma_p^{1.5} (L - l_{заб})(1 - 2\nu)}{K_{тр} \sqrt{E}}, \quad (6.41)$$

где ε – акустический показатель трещиноватости горного массива,

$$\varepsilon = 1,6 \cdot 10^{-16} M^{-1}.$$

§ 6.5. Исследование изменения массы элементарного скважинного заряда ВВ при предварительном щелеобразовании

Исследовались закономерности изменения массы элементарного скважинного заряда [247], состоящего из нескольких сферических зарядов ВВ, при предварительном щелеобразовании на карьере в зависимости от коэффициентов, учитывающих предел прочности, трещиноватости и Пуассона взрывааемых горных пород, а также глубины скважин, длины забойки и расстояния между контурными скважинными зарядами, результаты которых представлены в графических зависимостях (рис. 6.8–6.15).

Q, кг

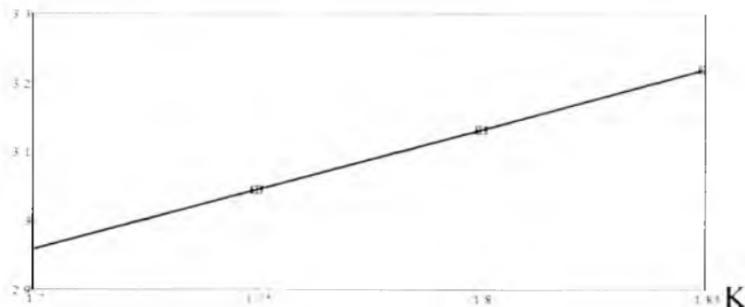


Рис. 6.8. Изменение массы элементарных скважинных зарядов ВВ в зависимости от коэффициента, учитывающего предел прочности взрывааемых горных пород

На рис. 6.8 представлен график изменения массы элементарного скважинного заряда при предварительном щелеобразовании на карьере в зависимости от коэффициента учитывающий предел прочности взрывааемых горных пород.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением коэффициента, учитывающего предел прочности взрывааемых горных пород, от 1,7 до 1,85 масса элементарных скважинных зарядов ВВ увеличивается по линейной зависимости и составляет соответственно 2,96 и 3,23 кг.

На рис. 6.9 представлен график изменения массы элементарного скважинного заряда в зависимости от расстояния между контурными скважинными зарядами. Полученная зависимость показывает, что с увеличением расстояния между контурными скважинными зарядами от 6,5 до 4,0 м масса элементарных скважинных зарядов ВВ увеличивается по параболической зависимости и составляет соответственно 2,1 и 5,3 кг.

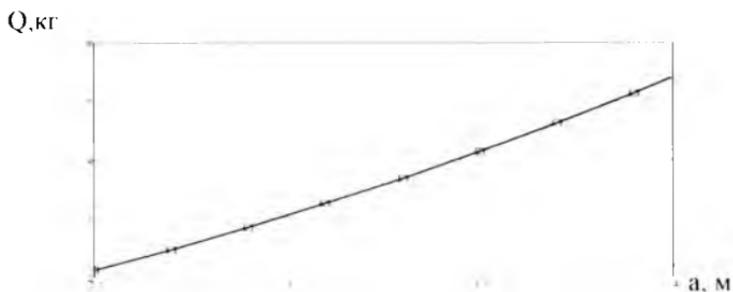


Рис.6.9. Изменение массы элементарных скважинных зарядов ВВ в зависимости от расстояния между контурными скважинными зарядами

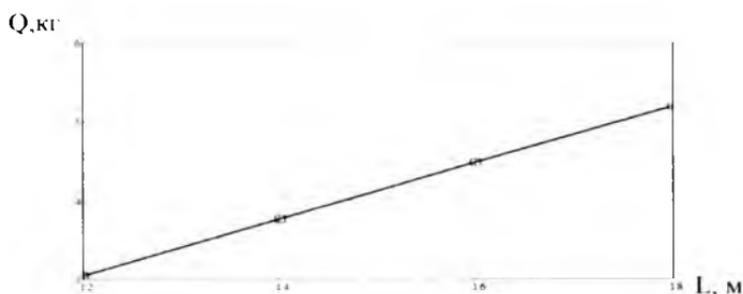


Рис.6.10. Изменение массы элементарных зарядов ВВ в зависимости от глубины контурных скважинных зарядов ВВ

На рис. 6.10 приведен график изменения массы элементарного заряда в зависимости от глубины контурных скважинных зарядов ВВ. Полученная зависимость показывает, что с увеличением глубины контурных скважинных зарядов от 12 до 18 м масса элементарных зарядов увеличивается по линейной зависимости и составляет соответственно 3 и 5,2 кг.

На рис. 6.11 приведен график изменения массы элементарного заряда в зависимости от коэффициента трещиноватости горного массива. Полученная зависимость показывает, что с увеличением коэффициента трещиноватости горного массива от 1,06 до 1,2 масса элементарных зарядов снижается по гиперболической зависимости и составляет соответственно 3,1 и 2,75 кг.

На рис. 6.12 представлен график изменения массы элементарного заряда в зависимости от коэффициента Пуассона. Полученная зависимость показывает, что с увеличением коэффициента Пуассона горного массива от 0,3 до 0,36 масса элементарных зарядов снижается по линейной зависимости и составляет соответственно 3,05 и 2,16 кг.



Рис.6.11. Изменение массы элементарных зарядов в зависимости от коэффициента трещиноватости горного массива



Рис.6.12. Изменение массы элементарных зарядов в зависимости от коэффициента Пуассона

На рис. 6.13 приведен график изменения массы элементарного заряда в зависимости от растягивающего напряжения горного массива. Полученная зависимость показывает, что с увеличением растягивающего напряжения горного массива от $4 \cdot 10^6$ до $7 \cdot 10^6$ Па масса элементарных зарядов увеличивается со степенью 1,5 и составляет соответственно 3 и 7 кг.

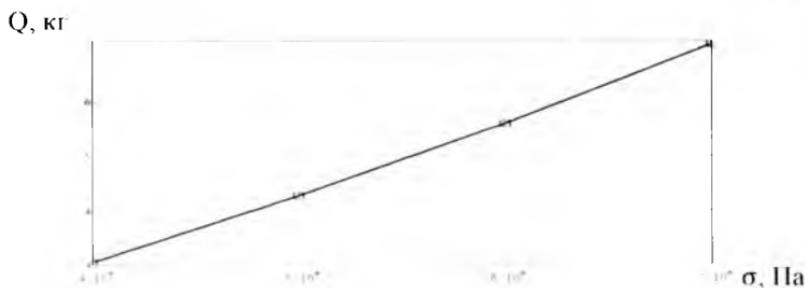


Рис.6.13. Изменение массы элементарных зарядов в зависимости от растягивающего напряжения горного массива

На рис. 6.14 представлен график изменения массы элементарного заряда в зависимости от длины забойки контурных скважинных зарядов ВВ. Полученная зависимость показывает, что с увеличением длины забойки контурных скважинных зарядов ВВ от 3 до 4,5 м масса элементарных зарядов снижается по линейной зависимости и составляет соответственно 3,23 и 2,7 кг.

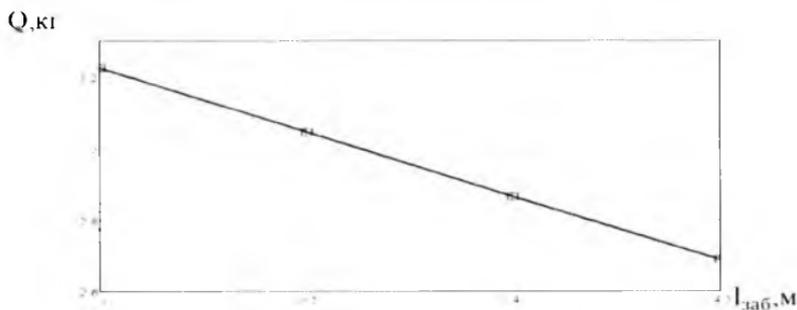


Рис.6.14. Изменение массы элементарных зарядов в зависимости от длины забойки контурных скважинных зарядов ВВ

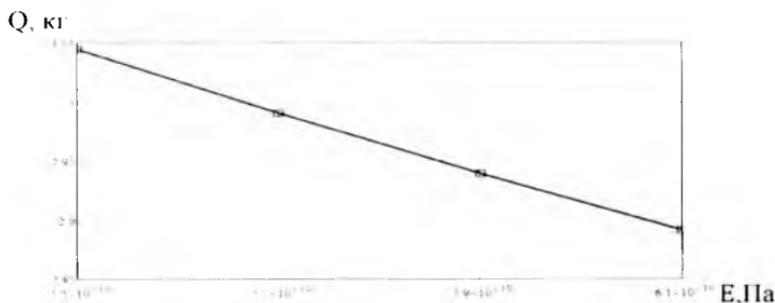


Рис.6.15. Изменение массы элементарных зарядов в зависимости от модуля упругости горного массива

На рис. 6.15 представлен график изменения массы элементарного заряда в зависимости от модуля упругости горного массива. Полученная зависимость показывает, что с увеличением модуля упругости от $5,5 \cdot 10^{10}$ до $6,1 \cdot 10^{10}$ Па масса элементарных скважинных зарядов снижается по гиперболической зависимости и составляет, соответственно, 3,04 и 2,88 кг.

Экспериментальными исследованиями установлен механизм разрушения законтурного массива пород при конструкции заряда с заполнением его части инертной забойкой. Установлено, что при взрыве происходит ассиметричное разрушение массива и снижается воздействие взрыва в сторону охраняемого массива за счет поглощения энергии при переупаковке инертной забойкой.

Выводы

1. Графоаналитическим методом установлено изменение радиуса линии скольжения бортов уступов в зависимости от коэффициента сцепления, удельного веса и угла внутреннего трения массива горных пород, а также угла откоса борта карьера, на основе которых разработана программа расчета оптимальных параметров устойчивости прибортового горного массива.

2. Определена масса элементарного скважинного заряда, состоящего из нескольких сферических зарядов ВВ при предварительном щелеобразовании на карьере в зависимости от коэффициентов, учитывающих предел прочности, трещиноватости и коэффициент Пуассона, а также глубины скважины, длины забойки и расстояния между контурными зарядами.

3. Экспериментальными исследованиями установлен механизм разрушения законтурного массива при конструкции заряда с заполнением его части инертной забойкой. Установлено, что при взрыве происходит ассиметрическое разрушение массива и снижается воздействие массового взрыва в сторону охраняемого массива за счет поглощения энергии при переупаковке инертной забойкой.

Глава 7

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕФОРМАЦИИ ЗАКОНТУРНОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПОД ДЕЙСТВИЕМ ЭНЕРГИИ МАССОВОГО ВЗРЫВА

§ 7.1. Методика исследования

**§ 7.2. Изучение закономерности изменения
законтурного нарушения горного массива,
поверхностей уступов и бортов карьеров**

**§ 7.3. Определение эффективных параметров
контурного взрывания в промышленных
условиях**

**§ 7.4. Оценка деформаций законтурного массива
под действием энергии взрыва контурных
скважинных зарядов ВВ**

**§ 7.5. Экспериментальные исследования по
формированию экранирующей щели при
заоткоске высоких уступов**

ГЛАВА 7. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕФОРМАЦИИ ЗАКОНТУРНОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПОД ДЕЙСТВИЕМ ЭНЕРГИИ МАССОВОГО ВЗРЫВА

§ 7.1. Методика исследования

С целью оценки влияния энергии массового взрыва скважинных зарядов ВВ на состояние прибортового массива нижежащих горизонтов и выбора модели среды на опытных участках производился комплекс исследований с применением методов сейсморазведки и сейсмокаротажа путем исследования горного массива методом преломленных волн.

Для решения вышеперечисленных вопросов использованы сейсмоприемники СМВ-130 и сейсмостанция АСМ-12-ОВ, запись сигналов производилась осциллографом Н-700. Возбуждение упругих волн в среде производилось ударами кувалды массой 6 кг через металлическую прокладку. Момент прихода волны к сейсмоприемнику определялся по первому вступлению на сейсмограмме.

Исследования и интерпретация полученных результатов производились по методикам [248–250]. Расположение сейсмических профилей и каротажных скважин на рабочей площадке карьера Мурунтау приведено на рис. 7.1.

На втором этапе исследовались закономерности изменения законтурного нарушения горного массива поверхностей уступов и бортов карьеров. Бурение оконтуривающих скважин производилось буровыми станками СБШ-250МН и СБУ-129. Для обеспечения точной пространственной ориентации скважин буровые станки оснащались ориентаторами [256], сконструированными на базе авиационных гирокомпасов.

В связи с обводненностью массива и ограниченным ассортиментом ВВ при производстве экспериментальных исследований использовались водостойчивые эмульсионные ВВ [253, 254], выпускаемые на заводах Республики Узбекистан. Инициирование скважинных зарядов осуществлялось промежуточными детонаторами из патронированного ЭВВ марки Nobelit-216Z, основные физико-химические и энергетические показатели которого приведе-

ны в работах [253, 254]. Монтаж взрывной сети производился детонирующим шнуром марки ДШЭ-16.

Взрывание оконтуривающих скважинных зарядов и зарядов дробления в приконтурной зоне массива производилось отдельно. Оконтуривающие скважинные заряды ВВ взрывались мгновенно. Взрывание скважинных зарядов ВВ в приконтурной зоне производилось поперечными рядами и по диагональной схеме. Замедление обеспечивалось применением пиротехнических замедлителей КЗДШ-69 синтервалами замедления 10, 35 и 50 мс.

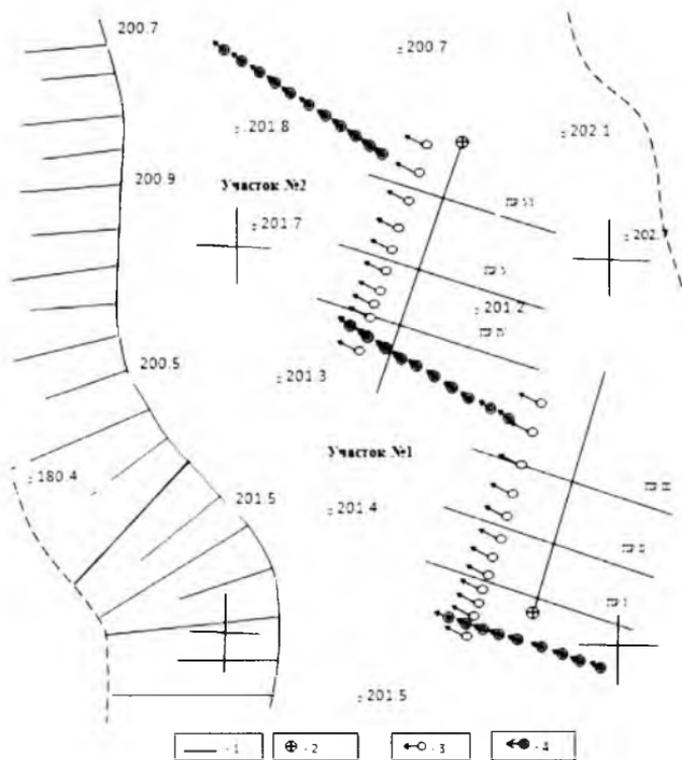


Рис.7.1. План экспериментальных участков № 1 и № 2; PR I, PR II, PR III, PR IV – профили, по которым установлены репера и сейсмоприемники ВБП и ВИБ-У на поверхности и в скважинах: 1 – профиль сейсморазведки МПВ; 2 – каротажные скважины; 3, 4 – оконтуривающие скважины для образования основных и вспомогательных экранирующих щелей

В оконтуривающих скважинах помещался сплошной по длине скважины заряд, состоящий из ЭВВ в полотняном рукаве с радиальным зазором (рис. 7.2). Использовались рукава диаметром 60 и 80 мм.

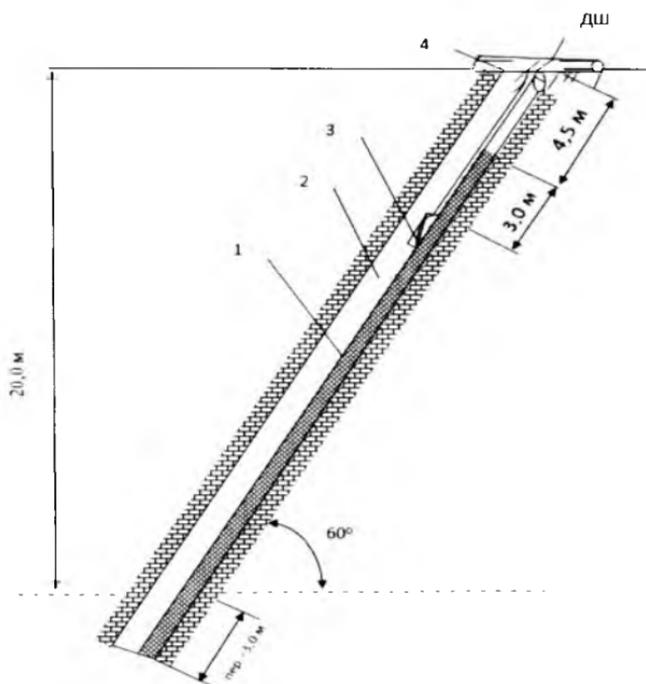


Рис.7.2. Конструкция заряда ВВ в оконтуривающих скважинах: 1 – заряд ВВ в матерчатом рукаве; 2 – воздушный зазор; 3 – промежуточный детонатор; 4 – деревянная перекладина

Заряжание скважин осуществлялось в следующем порядке. В скважину опускался рукав, к одному из концов которого предварительно привязывался груз. Второй конец рукава крепился к поперечине на уровне устья скважин.

После этого через скважину производилось заполнение рукава ЭВВ. Промежуточный детонатор Nobelit-216Z устанавливался сбоку от скважины и прижимался к заряду под действием собственного веса.

На третьем этапе определялись эффективные параметры буровзрывных работ контурного взрывания в промышленных условиях. Основной комплекс исследований проводился на участках №1 и №б.

При планировании исследований выбран неблагоприятный по условию обеспечения длительной устойчивости уступов вариант ориентации поверхности проектного контура уступа относительно естественных трещин в массиве. В плане устья оконтуривающих скважин располагались по простиранию сланцеватости. Скважины бурились под углом $\alpha_y = 60^\circ$ к горизонту. Таким образом, уступ оказывался подсе-

ченным сланцеватостью и имел открытие трещины (система II), ориентированной по нормали к поверхности его откоса.

Оба участка были разделены на три части (рис. 7.1) с расстоянием между оконтуривающими скважинами соответственно 2, 3 и 4 м. Эффективные параметры контурного взрывания приведены в табл. 7.1.

Для получения экранирующей щели скважины бурились под углом 60° к горизонту «внахлест». Расстояние между контурными скважинами принималось равным 3 м, при этом линия наименьшего сопротивления (ЛНС) между оконтуривающими скважинными зарядами составляла 2,6 м, остальные параметры зарядов для создания поперечных экранов приведены в табл. 7.1.

Дробление породы в приконтурной зоне на участке №1 производилось скважинными зарядами с применением ЭВВ в наклонных ($\alpha_c = 75^\circ$) скважинах. Расположение скважин на блоке и схема коммутации показаны на рис. 7.2. Расстояние от ближайшего скважинного заряда до экранирующей щели составляло 6,8 м в верхней части и 2,5 м – в нижней.

Таблица 7.1

Параметры контурного взрывания скважинных зарядов ВВ на экспериментальных участках № 1 и № 2

Участок №	Профиль	Высота уступа, м	Глубина скважины, м	Перебур, м	Угол наклона скважин, град.	Диаметр скважин, м	Расстояние между скважинами в ряду, м	Длина заряда, м	Длина забойки, м	Линейная масса заряда, кг/м
1	I	21	26	2	60	0,243	2	24	2	4,5
	II	21	26	2	60	0,243	3	24	2	4,5
	III	21	26	2	60	0,243	4	24	2	4,5
2	IV	21	26	2	60	0,243	2	22	4	2,6
	V	21	26	2	60	0,243	3	22	4	2,6
	VI	21	26	2	60	0,243	4	22	4	2,6
	1,2*	21	26	2	60	0,243	2,6	22	4	4,5

Примечание: * профили сейсморазведки МПВ и каротажные скважины

Удельный расход ВВ в приконтурной зоне принимался из условия качественного дробления горных пород на основе опыта работы данного предприятия.

Дробление горных пород в приконтурной зоне на участке №2 производилось в два этапа. На первом этапе производилось рыхление породы верхнего слоя мощностью 8 м при заниженном удельном расходе ВВ. Одновременно производилось взрывание скважинных зарядов для выравнивания приконтурной зоны на участке №1. ЛНС от скважинных зарядов до экранирующей щели составляла 4,5 м.

Завышение этого расстояния позволило предотвратить схлопывание экранирующей щели на уровне подошвы подступа, прилегающей к щели слой оказался разрушенным лишь по естественным трещинам. После удаления взорванной горной массы и зачистки подошвы экскаватором ЭКГ-8И получено горизонтальное сечение экранирующей щели по всей длине участка №6.

Окончательная зачистка поверхности уступа и щели от заполнителя на глубину до 1,0–1,5 м производилась вручную с использованием продувки сжатым воздухом. После документации экранирующей щели производилось обустройство и взрыв нижнего подступа высотой 12 м.

Для получения вертикального сечения экранирующей щели на участке №1 производилось дробление пород в южном торце участка. Взрывание производилось по принятой на карьере технологии. Расстояние от ближайшего ряда до поперечной экранирующей щели составляло 6,0 м. Схема расположения скважинных зарядов на блоке и взрывной сети показаны на рис. 7.3.

На четвертом этапе проводились опытно-промышленные исследования по оценке деформаций законтурного массива под действием энергии взрыва контурных скважинных зарядов ВВ.

Наблюдения за деформациями массива производились по глубинным реперам. Для сопоставления и оценки возможности использования данных по деформациям поверхностного слоя параллельно производились наблюдения по забивным реперам на поверхности.

Глубинные репера имели следующую конструкцию (рис. 7.3). В скважину диаметром 250 мм опускается репер из рельса Р-69. К нижней части к рельсу приваривались направляющие, позволяющие произвести центровку рельса в скважине и служащие одновременно «якорем» репера. После центровки нижняя часть репера длиной 2,0 м бетонировалась бетоном марки М300. На верхних торцах реперов зубилом наносились метки в виде креста. В дальнейшем по ним производились замеры.

Глубина заложения реперов выбиралась с учетом их жесткости из условия отсутствия остаточных деформаций изгиба за счет приложения динамических нагрузок при взрыве. Расчет произведен следующим образом. Репер рассматривался как консоль, нагруженная инерционными силами, возникающими при смещении за анкерной части репера.

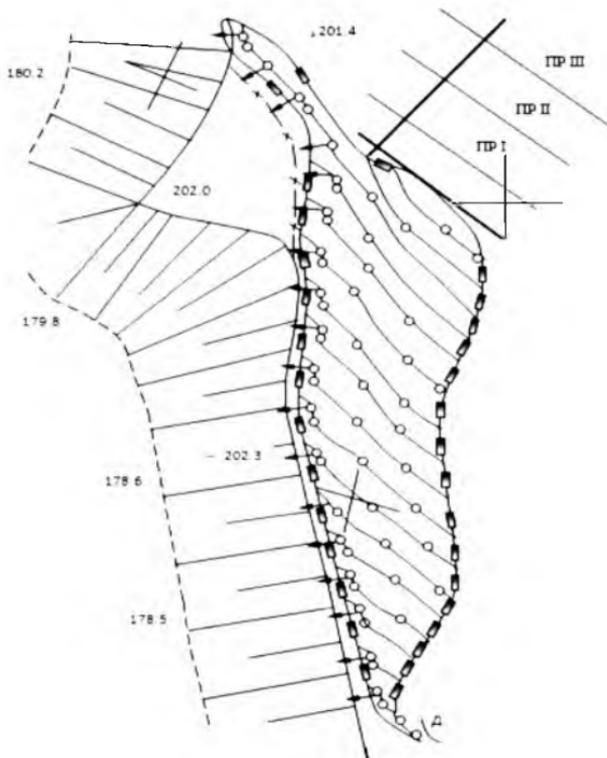


Рис.7.3. План расположения скважинных зарядов ВВ и схема монтажа взрывной сети при дроблении пород в полном торце участка №1 в масштабе М 1:500

При этом на репер действует изгибающий момент

$$M = \frac{1}{2} m_0 l^2 \left(\frac{dU}{dt} \right), \quad (7.1)$$

где m_0 – масса одного погонного метра рельса Р-65,
 $m_0 = 64,93$ кг/м;

l – длина свободной части рельса, м;

$\frac{dU}{dt}$ – наибольшее изменение скорости смещения закрепленной части репера за время dt ;

dt – длительность удара, определяемая [83] временем прохождения звуковой волны расстояния от точки удара до свободного конца рельса и обратно, с $dt = \frac{2l}{v}$.

Условие отсутствия остаточного изгиба репера определяется неравенством

$$M < W[\sigma], \quad (7.2)$$

где W – момент сопротивления сечения рельса изгибу относительно нейтральной оси (для Р-65 $W = 420 \text{ см}^3$);

$[\sigma]$ – предел упругости материала рельса при сжатии.

Принимая с запасом значения $[\sigma] = 200 \text{ МПа}$ и

$$\left(\frac{dU}{dt}\right)_{\max} = (6 - 7)q, \quad (7.3)$$

где q – ускорение силы тяжести, получим

$$M = 1,9l^2, \text{ кНм};$$

$$W[\sigma] = 84,0, \text{ кНм}.$$

Фактическая длина свободной части реперов составляла $5,6 \text{ м} \pm 0,2 \text{ м}$, что полностью исключало деформации реперов.

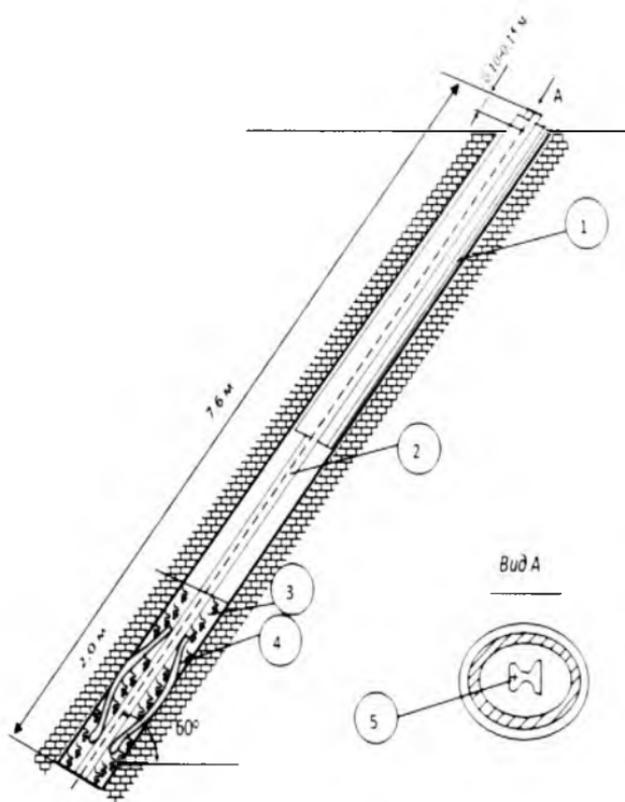


Рис.7.4. Конструкция глубоких реперов: 1 – особая труба ($\varnothing 219 \text{ мм}$); 2 – рельс Р-65; 3 – бетон М300; 4 – цементирующие дуги; 5 – метка

Определение смещений каждого репера от взрыва производилось в вертикальной и горизонтальной плоскостях. Определение вертикальных смещений производилось путем трехкратного нивелирования, производимого в соответствии с требованиями к геометрическому нивелированию IV класса [257] с одной стоянки от опорного репера. Предельная ошибка определения вертикального смещения реперов с учетом сравнения данных двух нивелировок (до и после взрыва) равна:

$$m_{\delta_2} = 4\sqrt{2n}, \text{ мм}, \quad (7.4)$$

где n – число станций в каждой серии наблюдений, $n = 1$.

Определение смещений рабочих реперов по горизонтали производилось в следующем порядке. Измерялось расстояние от опорного репера до наиболее удаленного от зарядов ВВ рабочего репера №7. Затем от рабочего репера №3 измерялись расстояния до рабочих реперов №2 и 1. В каждой серии измерений производился трехкратный промер со смещением нуля рулетки. При измерениях использовались две рулетки: РВ-30 и РВ-50. Разность в длинах рулеток на длине 30 м по данным компарирования равна 0,70 мм. Учитывая малое значение поправки на компарирование, в результаты измерений она не вводилась. Температура воздуха во всех сериях замеров изменялась не более чем на 5°C. Поэтому поправка на температуру в результаты измерений также не вводилась. При производстве замеров натяжение рулетки составляло $P = 150 + 30 \text{ Н}$.

Суммарная погрешность измерения расстояния между двумя реперами с учетом трехкратного измерения в серии равна:

$$m_{x_i} = \left[\frac{(2m_o)^2}{3} + m_p^2 + m_k^2 \right]^{0,5}, \quad (7.5)$$

где m_o – погрешность отсчета по одному краю рулетки при однократном измерении, $m_o = 1,0 \cdot 10^{-3} \text{ м}$;

m_p – погрешность измерений за счет непостоянства натяжений рулетки, м;

m_k – погрешность за счет разности длин рулеток, м,
 $m_k = 2,3 \cdot 10^{-5}$.

Поправка за провес рулетки определяется формулой [99]:

$$\Delta l = \frac{-w^2 l^3}{24P^2}, \quad (7.6)$$

где w – вес одного погонного метра полотна рулетки, $w = 0,3 \text{ Н/м}$;

l – длина измеряемого интервала, м;

P – натяжение рулетки при измерении, Н.

Погрешность измерения расстояния за счет непостоянства натяжения определяется путем дифференцирования (7.6) по P при $\Delta P = \pm 30 \text{ Н}$:

$$m_p = \pm \frac{w^{2.13}}{p^3} \Delta P. \quad (7.7)$$

Погрешность определений горизонтальных смещений реперов определяется погрешностями измерений расстояний в двух сериях измерений и погрешностью за счет разницы температур воздуха в этих сериях измерений.

Для наиболее удаленного от взрыва рабочего репера имеем:

$$m_{\delta_x} = (2 m_{x_3}^2 + m_t^2)^{0.5}, \quad (7.8)$$

где T_{δ_x} – погрешность определения горизонтального смещения наиболее удаленного от взрыва рабочего репера, м;

T_{x_3} – погрешность измерения расстояния от опорного репера до ближайшего рабочего репера №3, м;

m_t – погрешность измерений между опорным и ближайшим к нему рабочим репером за счет разницы температур, м.

Учитывая принятую последовательность измерений значение $m_{\delta_{x_i}}$ для остальных реперов определяется по формуле

$$m_{\delta_{x_i}} = (2m_{x_i}^2 + m_{t_i}^2 + m_{\delta_i}^2), \quad (7.9)$$

где m_{x_i} – погрешность измерения расстояния между i – м репером и наиболее удаленным от зарядов ВВ рабочим репером, м;

m_{t_i} – погрешность измерения расстояния от наиболее удаленного от взрыва рабочего репера до i -го рабочего репера за счет разности температур, м.

Погрешность и разность температур при двух измерениях равна:

$$m_t = \alpha l(t_1 - t_2), \quad (7.10)$$

где α – температурный коэффициент расширения стали (полотно рулетки), $1/\text{град}$;

$(t_1 - t_2)$ – разность температур в двух сериях измерений;

l – длина измеряемого интервала, м.

Принимая $(t_1 - t_2) = 5^\circ$ и $\alpha = 1,15 \cdot 10^{-5}$ найдем $m_t = 6,10^{-5} \text{ л}$.

Суммарное значение модуля вектора смещения i -го репера определялось по формуле:

$$\delta_{\Sigma_i} = (\delta_{x_i}^2 + \delta_{z_i}^2)^{0.5}. \quad (7.11)$$

При этом погрешность определения значения δ_{Σ_i} составляет:

$$m_{\delta_{\Sigma_i}} = (m_{\delta_{x_i}}^2 + m_{\delta_{z_i}}^2). \quad (7.12)$$

Направление вектора смещения i -го репера к горизонту определяется соотношением:

$$\operatorname{tg} \beta_i = \frac{\delta_z}{\delta_x}, \quad (7.13)$$

где β_i – угол наклона вектора смещения i -го репера к горизонту, град.

Погрешность определения значения β_i

$$m_\beta = \frac{180}{\pi(\delta_{x_i}^2 + \delta_{z_i}^2)} (m_{\delta_{z_i}}^2 \delta_{x_i}^2 + m_{\delta_{x_i}}^2 \delta_{z_i}^2)^{0.5}. \quad (7.14)$$

Значения $m_{\delta_{\Sigma i}^2}$ и m_β являются критериями при оценке надежности экспериментальных данных по величине и направлению смещения реперов и решении вопроса о возможности использования этих данных при оценке характера деформаций массива и статической обработке с целью установления закона затухания остаточных деформаций с расстоянием установления мощности нарушенной зоны.

По каждому наблюдательному профилю устанавливался базисный (опорный) репер, удаленный от ближайшего заряда ВВ на расстояние 22–37 м и закрепленный на глубине > 5 м.

В связи с ограниченностью зоны остаточных деформации, по каждому профилю устанавливалось по три рабочих репера на глубине и по четыре рабочих репера на поверхности.

При производстве измерений принята следующая система координат: ось X направлена по горизонтали в тыл массива; ось Z направлена по линии отвеса вниз. Для анализа полученных данных более удобна другая система координат: ось X' направлена по нормали к плоскости расположения оконтуривающих зарядов в тыл массива; ось Z' параллельна линии пересечения плоскости расположения оконтуривающих зарядов с нормальной к ней вертикальной плоскостью и направлена вглубь массива.

Таким образом, разработана комплексная методика экспериментальных исследований деформаций законтурного массива горных пород под действием энергии массового взрыва [258].

Обработка результатов экспериментальных исследований деформаций законтурного массива горных пород под действием энергии массового взрыва определялась по методикам [259–261].

При этом необходимое число экспериментов устанавливалось статистическим путем по величине коэффициента вариации $K_{\text{вар}}$, допустимой ошибки $K_{\text{доп}}$ и задаваемой надежности P . Число экспериментов определялось по формуле:

$$n = t^2 \frac{K_{\text{вар}}^2}{K_{\text{доп}}^2}, \quad (7.15)$$

где t – нормированное отклонение, зависящее от задаваемой надежности P . Для научно-исследовательских работ рекомендованное значения $P=0,9$, $K_{\text{доп}}=5-10\%$.

Величина $K_{\text{вар}}$ устанавливалась статической обработкой экспериментальных данных по формуле:

$$K_{\text{вар}} = \frac{\sigma}{M} 100\%, \quad (7.16)$$

где σ – среднее квадратичное отклонение;

M – математическое ожидание результатов измерения.

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum(X_i - M)^2}{n-1}}; \quad M = \frac{\sum X_i}{n} \quad (7.17)$$

где X_i – отдельные результаты измерения;

n – число экспериментов.

При значении коэффициента вариации $K_{\text{вар}}$, лежащих в пределах $K_{\text{вар}}=5-10\%$, получено значение $n=3-4$ – число экспериментов для каждой точки наблюдения.

§ 7.2. Изучение закономерности изменения законтурного нарушения горного массива, поверхностей уступов и бортов карьеров

Для изучения закономерности изменения законтурного нарушения горного массива, поверхностей уступов и бортов карьеров определены физико-механические и горно-технологические свойства массива горных пород, результаты которых приведены в табл. 7.2.

Исследования, представленные в табл. 7.2, можно группировать и отнести, согласно классификации Межведомственной комиссии по взрывному делу (МВК), к четырем категориям горных пород по блочности и степени трещиноватости: мелкоблочные, среднеблочные, крупноблочные и весьма крупноблочные породы. Следует отметить, что согласно классификации МВК по данным [262], выделенные категории блочности совпадают с категориями по взрываемости.

Комплекс исследований проводился в среднеблочных породах (участки №1–9 и №14). Кроме того, проведены массовые взрывы в мелкоблочных (участки №10 и 13) и крупноблочных (участки №11, 12 и 15) породах.

Изучение трещиноватости на опытных участках №№1–9 показало полную идентичность их строения. Азимут

простираения трещин определялся с помощью солнечного компаса СК-1, а угол падения трещин – с помощью эклиметра по подобному откосу уступа.

По результатам измерений выделено три ярко выраженные системы трещин: система трещин I связана со сланцеватостью, имеет западное падение под углом 36° (среднеквадратичное отклонение $\pm 10^\circ$). Азимут трещин по простиранию 18° (среднеквадратичное отклонение $\pm 12^\circ$).

Таблица 7.2

Физико-механические и горно-технологические свойства горных пород

Породы	Напластования к оси керна, град.	Статические параметры	$\rho \times 10^3, \text{ кг/м}^3$	$C_p, \text{ км/с}$	$C_s, \text{ км/с}$	E, МПа	μ	$\sigma_{сж}, \text{ МПа}$	$\sigma_p, \text{ МПа}$
Сланцы углисто-сланцистые	70–90	Среднее значение Коеф. вариации	2,68 1,8	5,21 18	3,24 17	68,8 11	0,205 36	99 40	10,3 29
	50–70	Среднее значение Коеф. вариации	2,69 1,9	5,08 15	3,02 17	61,0 13	0,212 31	119 30	11,6 35
	30–50	Среднее значение коеф. вариации	2,7 2,1	4,9 15	3,07 11	60,8 21	0,199 42	91 44	12,4 11
Сланцы слюди-сто-кварцевые	70–90	Среднее значение Коеф. вариации	2,7 0,9	5,17 16	3,07 11	62,5 19	0,219 12	145 33	8,1 43
	50–70	Среднее значение Коеф. вариации	2,68 1,0	5,25 14	3,24 15	67,9 18	0,201 46	157 23	16,3 19
Алевролиты		Среднее значение Коеф. вариации	2,65 2,4	5,39 17	3,26 15	60,1 31	0,220 21	123 43	10,1 28
Переслаивание углисто-сланцистых, слюди-сто-кварцевых сланцев		Среднее значение Коеф. вариации	2,65 1,6	5,19 17	2,96 15	70,4 17	0,196 14	174 28	9,9 41

Интенсивность трещиноватости 2–3 трещины на 1 п.м., среднее расстояние между трещинами 0,4 м. Раскрытие тре-

щин в откосе до 1–3 мм. Трещины залечены кальцитом, серпентинитом и гематитом. Длина трещин от нескольких десятков сантиметров до нескольких метров. По данным [262] сцепление и угол внутреннего трения исследованных типов горных пород в среднем составляют $C' = 2,0 \times 10^5$; $\phi' = 30^\circ$.

Система трещин II имеет широтное простирание. Трещины системы являются нормально секущими по отношению к наиболее опасной системе трещин I. Угол падения трещин 90° (среднеквадратичное отклонение $\pm 10^\circ$).

Интенсивность трещиноватости 3–4 трещины на 1 п.м., среднее расстояние между трещинами – 0,3 м. Раскрытие трещин в откосе от 1–2 мм до 10–15 мм. Наибольшая протяженность достигает 10 м по падению и 20 м по простиранию. Заполнитель в трещинах отсутствует.

Трещины системы III являются нормально секущими по отношению к трещинам систем I и II. Протяженность трещин этой системы ограничена одним, реже двумя расстояниями между соседними трещинами систем I и II. Заполнитель в трещинах отсутствует. Массив обводнен. По данным наблюдений, на расстоянии 30–40 м от откоса уровень воды в скважинах изменялся в пределах от 5 до 12 м в период таяния снегов, и от 10 до 14 м в летний период.

Исследованиями установлено, что целесообразно разделение массива по вертикали на три характерные зоны: верхняя часть уступа характеризуется весьма низкими скоростями распространения продольных волн. Наличие этой зоны связано с дроблением породы зарядом, располагаемым в перебуре скважин. Нижняя часть массива практически не нарушена взрывом. Между этими зонами выделяется зона, где массив проявляет свойства градиентной среды. Скорость распространения волн возрастает с глубиной от свободной поверхности. Нарушенность массива в этой зоне связана с увеличением раскрытия естественных трещин в результате воздействия взрыва и последующей разгрузки массива.

Данная переходная зона может быть отождествлена с зоной остаточных деформаций, в пределах которой имеет место разрушение межблочных связей.

Расчет мощности верхней сильно нарушенной зоны и градиентной зоны по годографам преломленных волн производился по формулам [248]

$$h_1 = 0.5V_1 t_{0,2} \left[1 - \left(\frac{V_1}{V_2} \right)^2 \right]^{-0.5}, \quad (7.18)$$

$$h_2 = \left| t_{0.3} - \frac{2h}{V_1 \sqrt{1 - \left(\frac{V_2}{V_1}\right)^2}} \right| 0.5V_2 \left[1 - \left(\frac{V_2}{V_3}\right)^2 \right]^{-0.5}, \quad (7.19)$$

где V_1 – скорость распространения прямой волны, определяемая по первым вступлениям;

V_2 и V_3 – кажущиеся скорости, относящиеся к соответствующим годографам, м/с;

$t_{0.2}$ и $t_{0.3}$ – времена, получаемые пересечением продолжения соответствующих годографов с осью времен, проведенной через источник, с;

h_1 – мощность верхней нарушенной зоны, м;

h_2 – мощность градиентной зоны, м.

Для вычисления мощности зон предварительно производилась аппроксимация криволинейной части годографа, соответствующей градиентной зоне, прямой линией.

При такой аппроксимации скорость V_2 должна быть граничной для зоны h_1 , а скорость V_3 граничной для зоны h_2 . Однако это справедливо только в отношении V_3 , относящейся к ненарушенному массиву. Значение же V_2 , полученное в результате аппроксимации криволинейной части годографа прямой линией, может быть использовано лишь для расчета мощности зоны h_1 . Рассчитанные значения h_1 и h_2 относились к местам расположения источников.

Для установления закономерности изменения нарушенности массива с глубиной, по данным сейсмокаротажа определялись интервальные скорости и относились к середине интервала глубин

$$V_h = \frac{Z_i - Z_{i-1}}{t_i - t_{i-1}}, \quad (7.20)$$

где $Z_i - Z_{i-1}$ – расстояние между соседними сейсмоприемниками в скважине, м;

$t_i - t_{i-1}$ – время прохождения продольной волной участка между соседними сейсмоприемниками, с;

V_h – средняя интервальная скорость распространения продольных волн, относимая к глубине

$$h = \frac{Z_i - Z_{i-1}}{2}, \quad (7.21)$$

В результате статистической обработки для диапазона глубин от 3 до 12 м получена зависимость:

$$V = 400 + 225h. \quad (7.22)$$

Коэффициент корреляции данного уравнения составляет 0,98.

Для оценки степени нарушенности массива удобнее пользоваться акустическим показателем трещинной нарушенно-

сти [180, 212, 251, 252]. Принимая среднее значение $V_0=5180$ м/с для пород борта карьера (табл. 7.1), получим

$$P_H=0,07+0,039h. \quad (7.23)$$

Учитывая идентичность строения горного массива, физико-механические и горно-технологические свойства пород, зависимость может быть распространена не на все опытные участки.

§ 7.3. Определение эффективных параметров контурного взрывания в промышленных условиях

Эффективные параметры контурного взрывания определялись путем наблюдения за деформациями массива и измерением массовых скоростей смещения при взрыве оконтуривающих скважинных зарядов и зарядов дробления в приконтурной зоне по шести профилям. План экспериментальных участков, в которых были установлены репера и сейсмоприёмники, приведен на рис. 7.5.

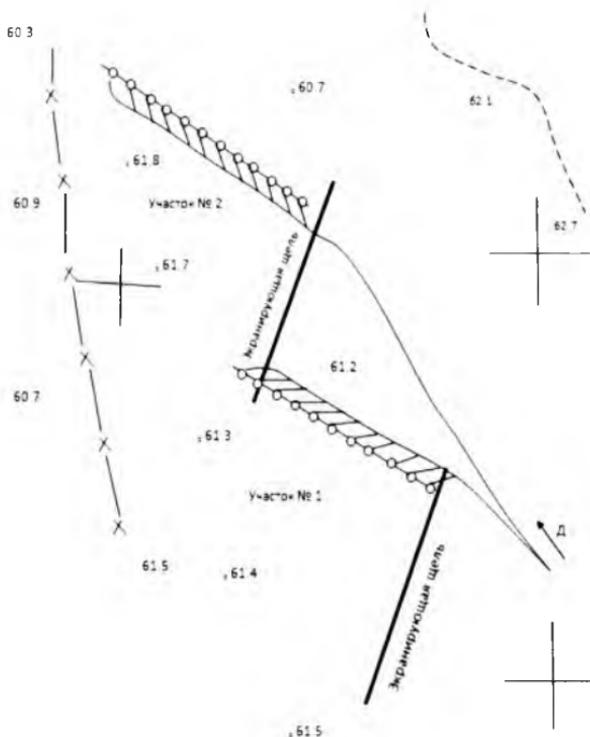


Рис.7.5. План расположения оконтуривающих скважин и схема монтажа взрывной сети при образовании вспомогательных экранирующих щелей

На участке №1 (I, II, III) по каждому профилю устанавливались глубинные репера, забивные репера на поверхности и сейсмоприемники для регистрации массовой скорости смещения массива на глубине установки реперов.

На участке №2 (IV, V, VI) производились аналогичные наблюдения за исключением забивных реперов на поверхности.

Учитывая многообразие решаемых задач, на участках №1 и 2 была принята следующая последовательность проведения работ:

1. Бурение и взрыв оконтуривающих скважинных зарядов ВВ по созданию экранирующей щели на участке №6.

2. Бурение и взрыв оконтуривающих скважинных зарядов ВВ по созданию экранирующей щели на участке №1.

3. Бурение и взрыв оконтуривающих скважинных зарядов ВВ по созданию поперечных экранирующих щелей в северном торце участка №2 и между участками №1 и 2 (рис. 7.5).

4. Бурение и взрыв оконтуривающих скважинных зарядов ВВ по созданию экранирующей щели в южном торце участка №1. Бурение и взрыв оконтуривающих скважинных зарядов ВВ по созданию экранирующей щели в приконтурной зоне (верхний подступ высотой 8 м) участка №2.

5. Отгрузка взорванной горной массы в приконтурной зоне участка №2 (верхний подступ высотой 8 м) и зачистка подошвы. Документация экранирующей щели по горизонтальному сечению на участке №2. Бурение скважин и производство взрыва по дроблению породы в южном торце участка №1 (рис. 7.5).

6. Отгрузка взорванной горной массы в южном торце участка №1. Документация вертикального сечения экранирующей щели по профилю. Бурение и взрыв скважинных зарядов ВВ по дроблению горных пород в приконтурной зоне участка №1.

7. Отгрузка взорванной горной массы в приконтурной зоне участка №1. Документация вертикального сечения экранирующей щели по профилю IV.

8. Бурение и взрыв скважинных зарядов ВВ по дроблению породы в приконтурной зоне участка №2 (нижний подступ высотой 12 м).

9. Отгрузка взорванной горной массы в приконтурной зоне участка №6.

Результаты исследований на участках №1 и 2 явились основой для проверки теоретических положений и количественной оценки основных характеристик массива, влияющих на процесс формирования экранирующей щели и деформации массива взрывом.

На экспериментальных участках производилась проверка полученных зависимостей для прогноза результатов контурного взрывания при широком диапазоне изменения их эффективных параметров буровзрывных работ.

§ 7.4. Оценка деформаций законтурного массива под действием энергии взрыва контурных скважинных зарядов ВВ

Оценка деформаций законтурного массива под действием энергии взрыва контурных скважинных зарядов ВВ по смещению реперов позволяет получить закономерность затухания остаточных деформаций с расстоянием и определить ширину зоны остаточных деформаций.

Исследования проводились на опытных участках №1 и 6. Схема расположения реперов показана на рис. 7.6.

Направления векторов смещения относительно плоскости размещения зарядов определялись по формуле:

$$\gamma = 180^\circ - (\alpha_\gamma + \beta), \quad (7.24)$$

где γ – угол наклона вектора смещения к плоскости расположения оконтуривающих зарядов ВВ, град.; отсчет против часовой стрелки от оси Z;

β – угол наклона вектора смещения репера к горизонту, град;

α_γ – проектный угол откоса уступа (угол наклона оконтуривающих скважин к горизонту), град.

Предварительный анализ данных о подвижках реперов от взрыва оконтуривающих зарядов показывает следующее:

по профилю I ближайший к заряду ВВ репер №1 зафиксировал смещение массива $\delta_x = 0,0405 \pm 0,0065$ м под углом $\beta = 140^\circ$ к оси X.

При изучении трещиноватости массива установлено, что на участке имеется система трещин, связанных со сланцеватостью массива и падающих в сторону выработанного пространства под углом $36^\circ \pm 10^\circ$ ($144^\circ + 10^\circ$) к оси X.

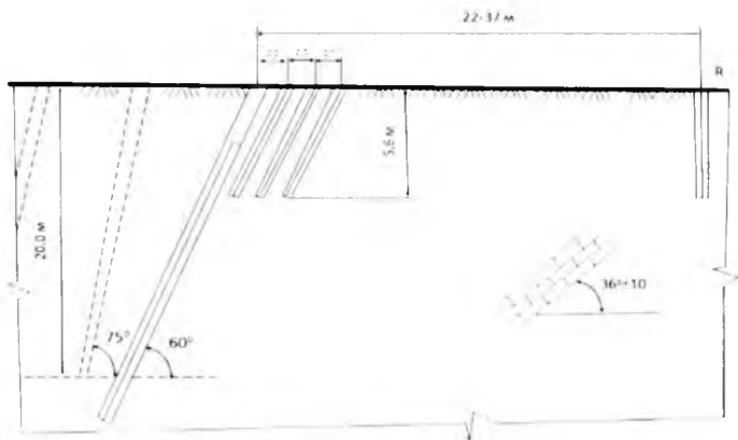


Рис.7.6. Схема установки глубинных реперов

Совпадение направления оседания массива и угла падения трещин системы I свидетельствует о наличии в данной части массива сдвиговых деформаций по сланцеватости.

Анализ направления векторов смещений глубинных точек массива с учетом точности измерений показывает, что в пределах исследуемой зоны угол наклона у вектора смещений к оси Z возрастает по мере увеличения расстояния от зарядов ВВ.

Изменение направления вектора смещения с расстоянием связано с переориентацией фронта волны деформаций. Последнее объясняется уменьшением нарушенности массива и, соответственно, увеличением скорости распространения волны деформаций с глубиной. Предварительными исследованиями установлено, что на опытных участках в верхней части уступа на глубину до 8–10 м массив нарушен вследствие производства взрывных работ по дроблению породы вышележащего горизонта и представляет собой градиентную зону. Следует ожидать, что глубже 8–10 м изменение направления вектора смещения в пределах зоны остаточных деформаций будет происходить с увеличением расстояния до заряда ВВ существенно медленнее. Поэтому уплотнение массива от взрыва оконтуривающих зарядов должно происходить в направлении, близком к нормали относительно плоскости расположения оконтуривающих зарядов. Данные по направлению векторов смещений с учетом погрешностей измерений и с учетом увеличения скорости распространения волны деформаций с глубиной подтверждают, что раскрытие отрезной щели происходит

за счет уплотнения прилегающего массива в направлении, близком к нормальному по отношению к плоскости расположения оконтуривающих зарядов. Влияние ориентации естественных трещин на направление векторов смещений в глубине массива не существенно.

Результаты наблюдений за деформациями по забивным реперам на поверхности уступа свидетельствует о дополнительном рыхлении верхнего, сильно нарушенного предыдущими взрывами, слоя пород. Сопоставление с данными по смещению глубинных точек массива показывает, что деформации поверхностного слоя не позволяют объективно судить о деформациях в глубине массива и поэтому не могут использоваться при оценке влияния взрывов на устойчивость уступов.

Статистическая обработка данных по смещению глубинных реперов от взрыва оконтуривающих зарядов позволила получить зависимости смещения от расстояния до плоскости контура. Уравнение связи находилось по способу наименьших квадратов [263] в виде:

$$\lg \delta = \lg \delta_0 + (n - 1) \lg(r + 1), \quad (7.25)$$

где δ_i – смещение i -й точки массива в направлении, нормальном к плоскости контура, м;

r – кратчайшее расстояние от точки массива до плоскости контура, м.

Путем дифференцирования

$$\delta = \frac{\delta_0}{(r+1)^{n-1}}, \quad (7.26)$$

получим зависимости для изменения относительных остаточных деформаций с расстоянием:

– для профиля II:

$$\varepsilon \delta = \frac{0,1728}{(r+1)^{6,28}}; \quad (7.27)$$

– для профиля IV:

$$\varepsilon \delta = \frac{0,0874}{(r+1)^{1,92}}; \quad (7.28)$$

– для профиля V:

$$\varepsilon \delta = \frac{0,0522}{(r+1)^{1,80}}; \quad (7.29)$$

– для профиля VI:

$$\varepsilon \delta = \frac{0,0400}{(r+1)^{1,74}}. \quad (7.30)$$

Анализируя полученные зависимости, следует отметить увеличение скорости затухания деформаций массива при увеличении массы контурного скважинного заряда в расчете на единицу поверхности щели. Изменение показателя степени в закономерностях затухания остаточных деформаций объясняется следующим. По всем профильным линиям наблюдения за деформациями производились на одинако-

вых абсолютных расстояниях от оконтуривающих скважинных зарядов. Увеличение их массы, в данном случае, равносильно переносу точек наблюдения за деформациями в более близкую зону действия взрыва, что и объясняет последовательное возрастание показателя степени затухания остаточных деформаций от 1,74 до 2,28 для профиля VI.

Увеличение массы контурного скважинного заряда на единицу поверхности отрыва сопровождалось увеличением ширины зоны развития трещин (профили IV–VI) и интенсивности разрушения породы между зарядами, что способствовало реализации наиболее полного остаточного раскрытия щели. Последнее препятствует разуплотнению деформационного массива. При документации экранирующей щели по горизонтальному сечению на глубине 8,0 м установлено, что наибольшая ширина зоны и интенсивность дробления по линии зарядов имеет место в районе профиля IV.

В районе профиля V ширина зоны дробления крайне невыдержанна, а в районе профиля VI на глубине 8,0 м разрыва сплошности массива не произошло вообще. Однако, судя по остаточным деформациям, в более нарушенном массиве на глубине 5,6 м имело место образование щели. Но разрыв мог произойти только по имеющимся в массиве межблочным трещинам.

Согласно [264], границу зоны нарушений межблочных связей рекомендуется определять по значениям относительных остаточных деформаций при сжатии (растяжении) $[\sigma]=0,006$.

Установка реперов при принятых вариантах параметров контурного взрывания отличается незначительно, но после отработки приконтурной зоны состояние откосов в районе профилей I–V оказалось резко отличным даже при визуальном обследовании. Это позволяет сделать вывод о существенном влиянии взрыва в приконтурной зоне и существенно различной защитной способности экранирующей щели на разных участках.

При визуальной оценке состояния откосов установлено:

1. В районе профиля I приоткосная часть массива сильно нарушена. Раскрытие отдельных трещин достигает 2–3 сантиметра. Несмотря на наличие следов скважин, состояние массива в откосе уступа оценивается как неустойчивое.

2. В районе профилей II и V следы скважин сохранились по всей высоте уступа. Раскрытие межблочных трещин незначительно. Отмечается разрушение цемента в трещинах, сглаживание шероховатой поверхности блоков с образова-

нием пылевидной фракции, но структурные блоки в откосе удерживаются прочно. Следует отметить, что в районе профиля V откос выглядит менее нарушенным, но объективно оценить различие в степени нарушенности не представляется возможным. На обоих участках состояние приоткосной части массива оценивается как предельное по устойчивости.

3. В районе профиля IV получены наилучшие результаты. Следы скважин сохранились по всей высоте уступа, за исключением верхней, ранее разрушенной зоны, мощностью 3–4 м. Раскрытие естественных трещин и разрушение цемента в них отмечается лишь при детальном обследовании. Состояние приоткосной части массива оценивается как отвечающее длительной устойчивости уступа.

4. В районе профиля VI, как отмечалось выше, образование экранирующей щели не произошло вследствие больших расстояний между скважинами. В районе профиля III проектные расстояния между скважинами оказались близкими к предельно допустимым. Поэтому погрешности в пространственной ориентации скважин привели к непроработке межскважинного целика в нижней, наиболее ответственной, части уступа. По этой причине состояние приоткосной части уступа на этих участках определяется, главным образом, действием взрыва в приконтурной зоне.

Благодаря специальным мероприятиям при производстве БВР в приконтурной зоне на участке №2 (отработка 20-ти метрового уступа двумя подступами, короткозамедленное взрывание, некоторое завышение кратчайшего расстояния от заряда ВВ в приконтурной зоне до экрана из расчета разрушения прилегающего к экрану слоя мощностью 1,5 м за счет энергии отраженной волны) нарушенность законтурного массива в районе профиля IV, где имело место формирование экрана с наиболее высокой защитной способностью, определяется в основном действием оконтуривающих зарядов. Учитывая удовлетворительное (по устойчивости) состояние откоса уступа, следует считать для условий восточного борта карьера допустимую мощность зоны нарушений на глубине 5–6 м от верха уступа, определяемую по граничному значению $[\sigma] = 0,002$ равной $R = 6,0$ м. Пренебрежение дополнительным разрушением от взрыва в приконтурной зоне обеспечивает некоторый запас устойчивости при $R = 6,0$ м.

Повышенная нарушенность массива в районе профиля V очевидно объясняется меньшей защитной способностью экрана, а в районе профиля II – более высокими напряжениями от взрыва в приконтурной зоне.

Таким образом, наблюдения за деформациями охраняемого массива от взрыва оконтуривающих зарядов показали следующее:

В результате взрыва оконтуривающих зарядов происходит уплотнение прилегающей толщи массива за счет схлопывания естественных трещин.

Уплотнение массива происходит в направлении, близком к нормали, относительно поверхности нагружения. Влияние ориентации и степени выраженности естественных трещин на направление вектора смещения в глубинных точках массива незначительно и для практических целей им можно пренебречь.

Затухание относительных остаточных деформаций в глубине массива удовлетворительно описывается зависимостью

$$\varepsilon R = \frac{\mu}{(r+1)^n}. \quad (7.31)$$

Для условий карьера при правильно выбранных параметрах оконтуривающих зарядов значение n близко к 1,9. Допустимая по условию длительной устойчивости мощность зоны нарушений межблочных связей на глубине 5–6 м от верха уступа составляет $R=6,0$ м при граничном значении относительных остаточных деформаций $[\sigma] = 0,006$.

§ 7.5. Экспериментальные исследования по формированию экранирующей щели при заоткоске высоких уступов

В процессе экспериментальных исследований по формированию экранирующих щелей при заоткоске высоких уступов в карьере получены два вертикальных сечения экранирующей щели на высоту уступа в районе профилей I и IV и горизонтальное сечение на глубине 8 м в районе профилей IV, V и VI.

Наблюдения показали, что глубже 10 м ширина экрана от глубины не зависит. Однако в зависимости от местной ориентации природных трещин ширина экранирующего слоя может изменяться (локально) в 1,5–2,0 раза. В пределах ненарушенной предыдущими взрывами части массива отмечаются нераскрывшиеся трещины явно взрывного происхождения, обрамляющие экранирующий слой сильно разрыхленной породы.

В пределах градиентной зоны ширина экрана с уменьшением глубины постепенно возрастает. Число нераскрывшихся трещин снижается.

В верхней части уступа наблюдалось образование ярко выраженной воронки выброса, заполненной интенсивно закопченной дробленой породой. Воронка целиком расположена в приконтурной зоне. Одной из ее стенок является плоскость расположения оконтуривающих скважинных зарядов. В верхней части законтурного массива наблюдались сдвиговые деформации по некоторым, по-видимому, наиболее ослабленным плоскостям сланцеватости, подсекаемым откосом уступа. Это свидетельствует о том, что энергия ВВ, размещаемого в верхней части скважин, расходуется главным образом на бесполезные (образование воронки выброса) и даже вредные (сдвиговые деформации в законтурном массиве) формы работы. Поэтому верхнюю часть скважин целесообразно заполнять забойкой, или оставлять не заряженной.

В последующих опытах верхняя часть скважин на глубину до 4,0 м оставалась не заряженной. Это позволило практически полностью исключить сдвиговые деформации по сланцеватости в верхней части уступа. Вместо воронки выброса наблюдалась лишь незначительное вспучивание поверхности.

Для предотвращения деформаций верхней части уступа взрывом оконтуривающих скважинных зарядов необходимо оставлять незаряженной или заполнять забойкой верхнюю часть скважин длиной

$$l_{\text{заб}} = \frac{h_1}{\sin \alpha_y} \quad (7.32)$$

По данным сейсмоакустических исследований мощность верхнего нарушенного слоя на карьере составляет $h_1 = 3-4$ м при $P_{\text{II}} < 0,6$. Зона нарушенных пород легко выделяется визуально на заоткошенных участках уступа. Практически она представляет собой зону дробления пород зарядом в перебуре скважин и составляет:

$$h_1 = l_{\text{пер}} + (6 \div 7)d_c \quad (7.33)$$

где $l_{\text{пер}}$ и d_c – соответственно перебур и диаметр технологических скважин.

Исследование горизонтального сечения экранирующей щели на опытном участке №2 позволило количественно оценить ширину зоны развития сети трещин между скважинными зарядами (Δ) и раскрытие 5 экранирующих щелей на глубине 8 м от поверхности при различных расстояниях между оконтуривающими скважинными зарядами. Раскрытие экранирующей щели определялось как сумма раскрытий отдельных трещин:

$$\delta = \sum \delta_{\text{тр}i} \quad (7.34)$$

После удаления заполнителя производилось измерение общей ширины экранирующего слоя. Измерения производились в направлении, нормальным к плоскости щели, результаты которых приведены в табл. 7.3.

Таблица 7.3

Результаты измерений ширины экранирующей щели на глубине 8 м от верха уступа (участок № 2)

Категории по трещиноватости	№ наблюдательного профиля	Линейная масса заряда ВВ, кг/м	Расстояние между зарядами, м		Ширина зоны развития трещин между оконтуривающими зарядами, м		Среднее раскрытие щели, м	Применение
			по проекту	факт.	в средней части	вблизи зарядов		
Средне блочный массив	IV	2,6	2,0	1,5	0,28	0,20-0,22	0,118	
				2,0	0,24	0,20-0,22		
				2,0	0,30	0,20-0,22		
				2,5	0,18	0,20-0,22		
						0,20-0,22		
Средне блочный массив	V	2,6	3,0	3,0	до 0,10	-0,21 до 0,20	0,100 0,03-0,08	При наличии природных трещин, пересекающих плоскость контура под малым углом, происходит раскрытие этих трещин практически без дробления отдельных частей
Средне блочный массив	VI	2,6	4,0	4,0	-	-	-	Наблюдаются трещины, начавшие расти от скважин по линии контура (по одной в каждую сторону), но не соединяющиеся. Трещины по всей длине плотно сомкнуты.

Трещинная пустотность заполнителя оценивалась по формуле:

$$n_{щ} = \frac{\delta}{\delta + \Delta} + \frac{2}{3} n_0, \quad (7.35)$$

где n_0 – трещинная пустотность массива до создания экранирующей щели.

Для контроля полученного значения трещинной пустотности заполнителя щели на участке с расстоянием между оконтуривающими скважинными зарядами 2,0 м оценка трещинной пустотности заполнителя производилась по формуле:

$$n_{щ} = \frac{\vartheta_{щ} + \vartheta_3}{\vartheta_{щ}}; \quad (7.36)$$

где $\vartheta_{щ}$ – объем полости экранирующей щели, м³;

ϑ_3 – объем пор, приходящейся на $\vartheta_{щ}$, м⁷.

Объем твердой фракции заполнителя щели ϑ_3 определялся по объему вытесненной воды при помещении в емкость извлеченной из щели дробленой породы и составил $\vartheta_3 = 0,080$ м³. Объем полости экранирующей щели определялся путем геометрических измерений и составил $\vartheta_{щ} = 0,108$ м³. Трещинная пустотность заполнителя щели составляет $n_{щ} = 26\%$.

Анализ данных табл. 7.4 показывает, что трещинная пустотность щели в пределах точности измерений не зависит от параметров оконтуривающих зарядов.

Таблица 7.4

Параметры контурного взрывания на экспериментальных участках №3–15

Участок №	Высота уступа, м	Глубина скважин, м	Пере-бур, м	Угол наклона скважины, град	Диаметр, мм	Расстояние между скважинами, м	Длина заряда, м	Длина забойки, м	Линейная масса заряда, кг/м	Протяженность участка, м
3	21	27	3	60	243	2,0	23	4	4,5	30
4	21	27	3	60	243	2,5	23	4	4,5	40
5	21	27	3	60	243	3,0	23	4	4,5	84
6	15	20	3	60	243	2,0	16	4	2,6	34
7	15	20	3	60	243	2,0	16	4	3,5	34
8	15	20	3	60	125	2,0	16	4	2,6	24
9	20	20	3	60	125	2,0	16	4	3,5	24
10	22	26	3	60	243	2,0	22	4	4,5	60
11	22	28	3	60	243	2,0	25	3	4,5	56
12	21	27	3	60	243	2,5	23	4	4,5	44
13	20	26	3	60	243	2,0	22	4	3,0	60
14	20	26	3	60	243	2,5	22	4	3,5	40
15	20	26	3	60	243	3,0	22	4	4,0	54

Трещинная пустотность заполнителя экранирующей щели является величиной практически постоянной и находится в пределах 25–30%. Это объясняется идентичностью заполнителя по всему объему щели и примерно одинаковым сопротивлением дробленого материала сжатию при разгрузке массива в процессе снижения давления продуктов детонации и щели.

В то же время, в зависимости от местной ориентации трещин, ширина зоны дробления и трещинная пустотность заполнителя могут отклоняться от приведенных средних значений. Так при расстоянии между оконтуривающими скважинными зарядами $a=2,0$ м на длине по фронту около 1,5 м плоскость экранирующей щели совпала с трещиной природного происхождения. На этом участке дробления породы между оконтуривающими скважинными зарядами практически не наблюдалось. За исключением двух плотносомкнутых трещин, параллельных естественной трещине, структурные блоки остались ненарушенными. Раскрытие естественной трещины составляло 7–10 см. Заполнитель в ней отсутствовал, за исключением нескольких крупных кусков, защемленных между стенками трещины.

Изучение структуры экранирующего слоя показало, что заполнитель щели представлен дробленой породой. Причем куски преимущественно имеют форму пластин с острыми краями. Толщина пластин в средней части составляет от нескольких миллиметров до 2–3 сантиметров, реже до 5–6 сантиметров. Линейные размеры наиболее крупных кусков обычно ограничены размерами структурных блоков. В этом случае пластины оказываются разрезанными естественными трещинами и имеют ровный край. Важно, что межблочные трещины, ориентированные по нормали к плоскости расположения зарядов, в большинстве случаев не препятствовали прорастанию трещин по линии зарядов.

При пересечении же трещиной плоскости расположения зарядов под углом, меньшим 50–60°, развитие трещин по линии зарядов обычно прекращается на этой трещине (раскрывается естественная трещина).

На участках, где имеются природные трещины, пересекающие плоскость экрана под углом, число трещин, образующихся по линии зарядов, резко уменьшается. Расстояние между соседними трещинами увеличивается, а ориентация трещин на таких участках существенно отклоняется от плоскости расположения оконтуривающих скважинных зарядов.

Кроме сравнительно крупных пластинообразных кусков заметную часть (до 15%) составляет порода, раздробленная до весьма мелких фракций, от пылевидного состояния до кусков с наибольшим размером 2–3 сантиметра. По мере уменьшения расстояния между зарядами от 3,0 до 1,5 м наблюдалось увеличение интенсивности дробления породы.

По структуре экранирующий слой представляет собой рыхлую упаковку пластинообразных кусков породы, ориентированных приблизительно параллельно плоскости экрана. Отдельные куски, как правило, смещены относительно своего первоначального местоположения в массиве. Трещины между крупными кусками частично заполнены мелкодробленным материалом. Причем большая часть кусков мелких фракций оказались заземленными между крупными кусками, а часть из них даже раздавленными. Все куски, заполняющие щель, интенсивно закопчены.

Это справедливо для случайной ориентации плоскости экранирующей щели относительно природных трещин. При наличии системы ярко выраженных трещин, параллельных плоскости расположения оконтуривающих зарядов, образование экранирующей щели происходит преимущественно по природным трещинам.

За пределами зоны дробления отдельностей отмечается наличие зоны, где произошло разрушение массива по межблочным трещинам. В пределах этой зоны цементирующий материал в трещинах разрушен до пылевидного состояния, в структурные блоки, за редким исключением, остались неразрушенными.

Для сравнения производилось обследование откосов уступов на участке Восточного борта карьера Мурунтау между отметками +80 – +100 м. Массив имеет весьма крупноблочное строение. Породы представлены диоритами светло-розового цвета и диорит-порфиритами светлосерого цвета. По физическим и механическим свойствам они близки к породе на опытных участках. Существенное различие заключается только в характере трещиноватости массива. Трещины всех систем на этом участке имеют благоприятную по фактору устойчивости уступов ориентацию относительно поверхности откосов. Обследование показало, что в массиве, сложенном блоками, размеры которых близки или превышают расстояние между зарядами ВВ, неровность поверхности уступа практически не

зависит от блочности массива и определяется шириной зоны развития трещин между зарядами. В нижней части откоса уступа, в плоскости оконтуривающих зарядов, частично сохранился слой дробленой породы. Куски имеют форму пластин с острыми неровными краями ориентированы в плоскости контура. Наибольшие линейные размеры кусков достигают 0,6–0,8 м. От массива куски отделены плотно сомкнутыми трещинами. Судя по законченности поверхностей, в некоторые из этих трещин проникали продукты детонации при взрыве оконтуривающих скважинных зарядов, однако существенного их раскрытия не произошло. Наличие дробленой породы с плотно сомкнутыми трещинами, сохранившейся на поверхности откоса даже после отработки приконтурной зоны, свидетельствует о том, что здесь, как и на опытных участках, в ненарушенной предыдущими взрывами нижней части уступа, ширина зоны дробления много превышала раскрытие щели. Учитывая высокую эффективность применения контурного взрывания на обследованных участках, следует ожидать, что в плоскости контура была образована зона (слой) дробленой породы с высокой трещинной пустотностью, обрамленная зоной с развитой трещиноватостью, где трещины остались плотно сомкнутыми. Пустотность заполнителя щели, очевидно, определяется, как и в среднеблочном массиве, соотношением деформационных характеристик массива и заполнителя щели.

Таблица 7.5

Параметры оконтуривающих скважинных зарядов ВВ

Блочность массива (по классификации МК по ВД)	Интенсивность трещиноватости (основная система трещин), число трещин на 1 м	Линейная масса заряда, кг/м	Наибольшее расстояние между скважинами, м
Среднеблочный	3,0	4,5	5,0
Среднеблочный	2,5	8,5	4,5
Среднеблочный	2,5	2,6	3,4
Крупноблочный	0,75	4,5	3,2

Обследование оконтуренных участков позволило установить максимальные расстояния между скважинными зарядами ВВ, при которых происходил отрыв по линии

зарядов (табл. 7.5). Диаметр оконтуривающих скважин 243 мм. Физические и механические свойства пород на всех обследованных участках различаются не более чем на 10–15%.

Выводы

1. Разработана методика экспериментальных исследований деформаций законтурного массива горных пород под действием энергии массового взрыва.

2. Исследованиями установлено, что процесс формирования экранирующей щели при взрыве оконтуривающих скважинных зарядов ВВ включает три этапа: развитие сети трещин (дробление породы) в межскважинном целике, расширение щели и рыхление раздробленной породы, частичное схлопывание вследствие разгрузки массива.

3. Установлено, что раскрытие экранирующей щели за счет закрытия трещин в прилегающем массиве растет пропорционально квадрату мощности зоны нарушений и сохраняется лишь при заполнении ее раздробленной породой. Трещинная пустотность заполнителя не зависит от параметров БВР и составляет 30%, на основе которой установлена максимальная ширина зоны развития трещин в межскважинном целике, составляющей $0,7-0,8d_{скв}$. Размер зоны с нарушенными межблочными связями в законтурном массиве растет с увеличением массы контурного скважинного заряда ВВ, приходящейся на единицу нагружаемой поверхности пропорционально степени 0,25 и существенно зависит от нарушенности массива предыдущими взрывами.

4. Исследованиями установлено, что мощность верхней части уступа сильно нарушенной зоны от действия взрыва скважинных зарядов вышележащего горизонта составляет 3–4 м и является потенциально неустойчивым. Средняя скорость распространения продольных волн в этой зоне составляет около 450 м/с, эффективная глубина перебура – $6-7d_{зар}$.

5. Разработана методика определения эффективных параметров контурного взрывания, применение которой позволяет обеспечить устойчивость откосов уступов с углами не менее проектных и снизить затраты на вскрышные работы по разноске бортов глубоких карьеров.

Глава 8

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА СОХРАННОСТЬ ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ И ОТВЕТСТВЕННЫХ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ

- § 8.1. Расчет системы опирания элементов крутонаклонного конвейера на фундаменты**

- § 8.2. Определение параметров вибрации, возникающей на поверхности горного массива при работе технологического оборудования карьера**

- § 8.3. Динамические характеристики крутонаклонного конвейера при воздействиях, возникающих в условиях карьера Мурунтау**

ГЛАВА 8. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА СОХРАННОСТЬ ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ И ОТВЕТСТВЕННЫХ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ

§ 8.1. Расчет системы опирания элементов крутонаклонного конвейера на фундаменты

Система опирания конвейера должна обеспечивать устойчивость надвижного монтажа секций с привлечением минимального числа дополнительных элементов и устройств. Пролетная часть конвейера и приводная станция находятся под воздействием значительных нормальных и продольных нагрузок. Последние вызваны натяжением рабочих и холостых ветвей конвейерных лент. Кроме того, в процессе работы конвейера возможно возникновение больших аварийных нагрузок. Например, при улавливании холостой ветви ленты в случае ее обрыва (обрыв может быть и на рабочей стороне) на секцию установки ловителя будет воздействовать продольное динамическое усилие большой величины (для рассматриваемого конвейера – 1500 кН).

Оптимальный характер восприятия этих нагрузок и устойчивость конвейера на уступе в существенной степени зависят от принятой схемы опирания элементов конвейера на фундаменты.

При выборе схемы опирания необходимо также учитывать температурные расширения пролетной части конвейера, которые могут достигать нескольких сотен миллиметров, а также приспособляемость конвейера к возможным изменениям профиля его установки.

Необходимо также учитывать, что промежуточные площадки подступов могут иметь малые размеры, что не позволяет развивать нижнюю часть опор вдоль конвейера и ограничивает восприятие продольных усилий. Весь этот комплекс функциональных условий требует самого внимательного отношения к выбору схемы опирания конвейера.

Принципиально опоры секций могут выполняться с восприятием продольного усилия (жесткие опоры) или без такого восприятия (плоские опоры).

В первом случае секции не должны взаимодействовать по продольному усилию (рис. 8.1), для чего шарниры соединений оборудуются ползунами для компенсации температурных расширений и обеспечения статической определенности (последняя необходима для исключения дополнительного нагружения секций в случае просадки одной из опор), то есть каждая из секций имеет индивидуальное продольное опирание. Для оценки усилий, воспринимаемых опорой, примем параметры (масса, длина) стыкуемых секций одинаковыми.

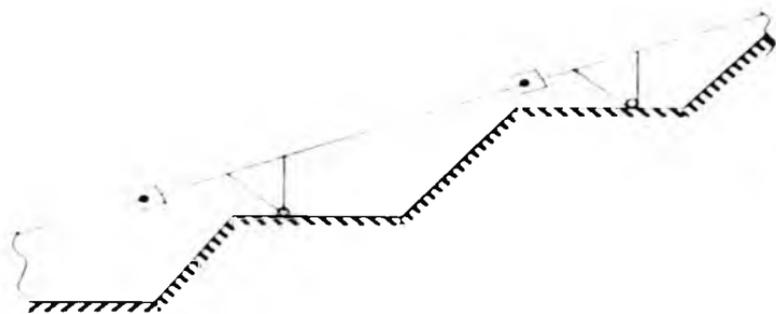


Рис.8.1. Схема опирания секций на жестких опорах

Тогда каждая опора воспринимает в качестве вертикальной нагрузки полный вес секции с оборудованием, за исключением лент и груза, которые, опираясь на роlikоопоры, воздействуют на секцию (с точностью до сопротивления роlikоопор) в нормальном направлении. Это создает вертикальное и горизонтальное усилия, равные соответственно:

$$P_{\text{вр}} = [2(q_{\text{л1}} + q_{\text{л2}}) + q_{\text{гр}}] l_c \cos^2 \beta, \quad (8.1)$$

$$P_{\text{гор}} = \left[q_{\text{л1}} + q_{\text{л2}} + \frac{q_{\text{гр}}}{2} \right] l_c \sin 2\beta, \quad (8.2)$$

где $q_{\text{л1}}$ и $q_{\text{л2}}$ – погонные веса несущей и прижимной лент;
 $q_{\text{гр}}$ – погонный вес транспортируемого груза;
 l_c – длина секции;
 β – угол наклона секций.

В результате в рабочем режиме стойка будет воздействовать на фундамент вертикальным усилием

$$P_{\text{вр}} = G_c + P'_{\text{вр}}, \quad (8.3)$$

где G_c – полный вес секции с оборудованием без груза и лент, и горизонтальным усилием (в сторону приводной станции), равным $P_{гор}$.

При стопорении холостой ветви в случае обрыва несущей ленты секция, на которой установлен ловитель, должна будет воспринять также продольное усилие динамического натяжения ленты, что дополнительно нагружает фундамент усилием

$$P_{гор}^{ав} = P_{гор} \cos \beta; P_{вер}^{ав} = P_{гор} \sin \beta. \quad (8.4)$$

где $P_{гор}^{ав}$ и $P_{вер}^{ав}$ – горизонтальная и вертикальная составляющие аварийного усилия;

P – динамическое усилие стопорения ленты.

При этом $P_{гор}^{ав}$ действует в сторону от приводной станции (к кромке уступа).

Если горизонтальная рабочая нагрузка невелика (при параметрах рассматриваемого конвейера ее величина составляет 190 кН), то при рассмотренном динамическом воздействии горизонтальное усилие на фундамент (~1200 кН) в сторону верхней кромки подступа может нарушить устойчивость опирания. Кроме того, поскольку стойки не могут быть развиты в районе фундамента (из-за малой ширины площадок), то их крепление к секциям должно выполняться жестким. В результате при мощном горизонтальном воздействии металлоконструкция секций будет испытывать значительные изгибающие моменты из-за восприятия горизонтальной силы на уровне фундамента. При параметрах рассматриваемого конвейера это вызовет сжатие нижних поясов усилием в ~4000 кН при высоте стоек 5 м (учтен также момент от дополнительной вертикальной силы).

Такие стойки плохо приспособляются к проектному изменению вертикальных отметок профиля установки конвейера, поскольку жестко связаны с секцией в единую конструкцию. Увеличение высоты жестких стоек проблематично также по восприятию поперечных ветровых (ураган) и сейсмических нагрузок из-за сложности их поперечного развития.

В условиях, когда секции не связаны между собой в продольном направлении, что обусловлено жесткими опорами, приводная станция испытывает значительный горизонтальный сдвиг и опрокидывающий момент (в сторону верхней кромки уступа) от натяжения обеих ветвей конвейерных лент. Например, величина сдвига приво-

дной станции конвейера с рассматриваемыми параметрами составляет 2000 кН.

Для обеспечения надвижного монтажа секций жесткие стойки должны иметь разъемный стык с секциями и снабжаться дополнительной монтажной тягой для фиксации до соединения с секциями (стойки монтируются предварительно).

Использование плоских стоек с концевыми шарнирами предопределяет неподвижное в продольном направлении соединение секций для восприятия продольных усилий, которые в данном случае не могут восприниматься стойками (рис. 8.2). Плоские стойки устанавливаются вертикально и воспринимают, следовательно, только вертикальные нагрузки (отклонение стоек под действием температурных расширений секций рассмотрено ниже). Воздействие веса лент и груза на секцию происходит нормально к ней. Продольная составляющая воспринимается лентами.

Раскладывая это воздействие на вертикальную (воспринимаемую стойкой) и продольную (воспринимаемую поясами секций) составляющие, получаем значения этих усилий:

$$P_{sp} = [2(q_{n1} + q_{i2}) + q_{.p}] l_c, \quad (8.5)$$

$$P_{m0} = [2(q_{n1} + q_{i2}) + q_{.p}] l_c \sin\beta. \quad (8.6)$$

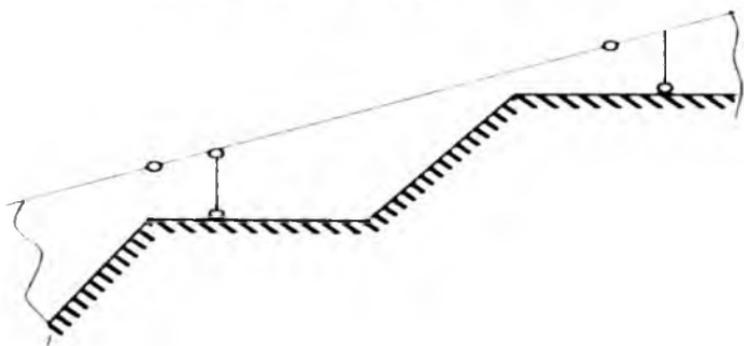


Рис.8.2. Схема опирания секций на плоских опорах

Поскольку $l_c \sin\beta = \Delta h_c$ (где Δh_c – перепад высот конвейера в пределах длины секции), то, просуммировав продольное усилие по всем соединенным секциям, получим усилие воздействия на приводную станцию:

$$P = \Sigma P_{m0} = (2(q_{n1} + q_{i2}) + q_{.p}) \Sigma \Delta h_c = (2(q_{n1} + q_{i2}) + q_{.p}) (H - H_0), \quad (8.7)$$

где H – высота установки предприводной секции (по ее верхнему краю);

H_0 – высота установки первой (снизу) секции (по ее нижнему краю) из соединенных вместе.

Поскольку продольные усилия определялись без учета сопротивления роликоопор, то полученная величина точно соответствует изменению суммарного натяжения лент на рассматриваемом участке $H - H_0$. Этот же результат можно получить сразу, если рассмотреть равновесие соединенных секций. При проекции всех усилий на горизонтальную ось в качестве активных имеем только натяжение лент на границах рассматриваемого участка (вертикальные стойки и веса элементов не дают проекции на горизонтальную ось).

В результате горизонтальное усилие, действующее на приводную станцию со стороны секций

$$P'_{cm} = \cos \beta_1 \Sigma(S_1)_n - \cos \beta_2 \Sigma(S_2)_n, \quad (8.8)$$

где $\Sigma(S_1)_n$ и $\Sigma(S_2)_n$ – суммарное усилие натяжения ветвей обеих лент вверху и внизу рассматриваемого участка;

β_1 и β_2 – углы наклона конвейера в этих же точках.

Если в этот отрезок включить и приводную станцию вплоть до приводных барабанов, то с учетом максимального натяжения лент на станцию будет действовать горизонтальная сила

$$P_{cm} = \cos \beta_1 \Sigma(S_1)_n - \cos \beta_2 \Sigma(S_2)_n. \quad (8.9)$$

Температурный зазор целесообразно располагать перед переходной или даже загрузочной секцией, что позволит исключить перемещение зоны загрузки от воздействия температурных расширений. В этом случае воздействие на приводную станцию ограничится практически только предварительным натяжением лент.

Во всех случаях эти усилия очень малы, и можно считать, что приводная станция уравновешена в штатных ситуациях работы конвейера. Такое уравновешивание осуществляется за счет дополнительного сжатия поясов секций, возрастающего по мере приближения к приводной станции. Максимального значения эти усилия достигнут в верхней точке секции приводной станции, и будут равны суммарному натяжению ветвей обеих конвейерных лент (за вычетом малых натяжений ленты на загрузочной секции). Для рассматриваемого конвейера это 2300 кН (напомним, что при жестких опорах в случае обрыва несущей

ленты дополнительное усилие сжатия только двух нижних поясов составляет 4000 кН).

Полученные результаты справедливы для случая, когда плоские опоры занимают строго вертикальное положение. С учетом температурных расширений верхние шарниры опор будут смещаться, что приведет к их наклону. Наклон опор вызовет появление некоторых горизонтальных усилий, которые, передаваясь через секции, создадут горизонтальную нагрузку и опрокидывающий момент на приводной станции.

Смещение горизонтального шарнира в продольном (вдоль секций) направлении составит:

$$e_n = \alpha \Delta t l_n, \quad (8.10)$$

где e_n – смещение n -го шарнира;

α – температурный коэффициент линейного расширения;

Δt – температурный интервал;

l_n – расстояние рассматриваемого шарнира от центра опирания приводной станции, измеряемое вдоль секций.

Наклон n -ой стойки

$$\gamma_n \approx \frac{e_n}{h_n \cos \beta_n}, \quad (8.11)$$

где h_n – высота стойки по шарнирам;

β_n – наклон секции, опирающейся на n -ую стойку.

В результате дополнительное горизонтальное усилие, возникающее на секции и фундаменте стойки

$$P_n^{оп} = P_n \gamma_n = \frac{\alpha \Delta t l_n}{h_n \cos \beta_n}, \quad (8.12)$$

где P_n – усилие сжатия n -ой стойки.

Для оценки воздействия на приводную станцию примем симметричную ситуацию, когда при любом n

$$l_n = l_c n; \beta_n = \beta; h_n = h, \text{ причем } P_n, l_c, \beta, h = \text{const.} \quad (8.13)$$

Тогда суммарное горизонтальное воздействие на приводную станцию

$$P_{оп}^{сум} = \sum P_n^{оп} = \frac{P_n \alpha \Delta t \alpha}{h \cos \beta} \sum_{n=1}^m n = P_n \frac{\alpha \Delta t l_c}{h \cos \beta} \frac{m(m+1)}{2}, \quad (8.14)$$

где t – число опор (секций).

Поскольку

$$P_n \approx \frac{G_{оп}}{m+1}; \quad m l_c \approx L_{оп}, \quad (8.15)$$

то

$$P_{оп}^{сум} = \frac{\alpha \Delta t L_{оп}}{2h \cos \beta} G_{оп}, \quad (8.16)$$

где G_{np} – вес пролетной части конвейера с оборудованием и грузом;

L_{np} – длина пролетной части конвейера.

$P_{np}^{:op} = \pm 450 \text{ кН}$. При $\alpha = 1,2 \cdot 10^{-5}$ и по данным рассматриваемого конвейера ($\Delta t = \pm 80^\circ\text{C}$; $\beta = 37$; $L/h \approx 75$; $G = 10000 \text{ кН}$) это небольшая величина, если учесть, что при жестких опорах аналогичное значение составляет $\sim 2000 \text{ кН}$. Полученный результат соответствует полному изменению температурного интервала. Он может быть уменьшен примерно вдвое, то есть до $\pm 230 \text{ кН}$, если при монтажной установке стоек ввести поправку на температуру металлоконструкций. Тот же результат (230 кН) будет получен при использовании крановых норм, где изменение температуры относительно состояния при монтаже принимается $\pm 40^\circ\text{C}$. Отметим только то, что высота плоских стоек не должна быть слишком малой. Во всяком случае, для среднего значения целесообразно иметь $\frac{L_{np}}{h} < 80$.

При улавливании холостой ветви в случае обрыва несущей ленты секция должна воспринять и передать динамическое усилие стопорения ленты ($\sim 1500 \text{ кН}$) на приводную станцию по расположенным выше секциям. В отличие от жестких опор здесь практически не возникает изгибающего момента на секции. Приводная станция должна удерживать соответствующее горизонтальное усилие (при жестких опорах это усилие воспринимается опорой секции). В связи с этим приводную станцию необходимо снабдить якорем, который посредством горизонтальной тяги может быть отнесен на безопасное расстояние от кромки уступа. Усилия в рабочем режиме при установке плоских опор лежат в пределах угла трения и не воздействуют на якорь.

Монтаж на плоских опорах также требует монтажной тяги в случае предварительного монтажа опор. Однако плоские опоры принципиально допускают монтаж совместно с секцией, что исключает необходимость в дополнительной тяге.

Плоские опоры конструктивно не связаны с секцией, позволяют легко изменять их длину в случае проектного изменения вертикальных отметок фундаментов опирания конвейера. Это предъявляет менее жесткие требования к подготовке профиля установки конвейера. Плоские опоры могут быть развиты в поперечном направлении в зоне фундаментов, что обеспечивает надежное восприятие

ветровых и сейсмических нагрузок, а также необходимую жесткость для обеспечения устойчивости сжатых секций.

Таким образом, расчет системы опирания элементов крутонаклонного конвейера на фундаменты показывает, что с точки зрения выполнения функциональных требований, а также в чисто конструктивном плане плоские опоры обладают бесспорными преимуществами перед жесткими и предпочтительны к использованию.

§ 8.2. Определение параметров вибрации, возникающей на поверхности горного массива при работе технологического оборудования карьера

Интенсивное механическое воздействие на горный массив (буровзрывные и погрузочно-доставочные работы, ввод на глубокие горизонты карьера конвейерных линий, железнодорожного транспорта, дробильно-перегрузочных пунктов и др.) порождает в горной среде колебательные процессы различной интенсивности. Эксплуатация ответственных инженерных сооружений в карьере ставит новые задачи обеспечения безопасности работы при всевозможных действиях внешних сил, возникающих при ведении горных работ на карьере, и природных процессов. Внешние силы в данном случае в основном разделяются на три вида:

- кратковременные динамические силы, имеющие значительные амплитуды, порядка десятка и сотни МПа, возникающие при массовых взрывах, производимых на карьере;

- сейсмические силы, возникающие при землетрясениях. Эти силы являются длиннопериодными с низкой амплитудой, порядка 1 МПа;

- вибрационные силы длительного воздействия с незначительной амплитудой, порядка 0,01 МПа, возникающие при работе технологического оборудования карьера.

Взрывные нагрузки опасны тем, что могут вызвать сдвиги, трещины, скольжения самого борта карьера, на котором расположены ответственные инженерные сооружения. Сейсмические нагрузки могут инициировать колебания горного массива с частотами близкими к частоте собственных колебаний ответственных инженерных со-

ружений, что может вызвать резонансные явления в конструкции оборудования. Вибрационные нагрузки могут вызвать усталостные явления на самих конструкциях ответственных инженерных сооружений при долговременном действии.

Для своевременного обнаружения и предотвращения опасных проявлений деформационных процессов необходимо вести мониторинг состояния горного массива и оценку воздействующих на него нагрузок. Так, эксплуатация карьерных экскаваторов связана с периодическими остановками и возобновлением движений, формирующих инерционные силы и вызывающих повышенные колебания, передающиеся горному массиву и его обнаженным поверхностям. Переходные режимы при пуске, остановке и изменении направления движения сопровождаются переменными динамическими нагрузками, приводящими к изменению амплитудно-частотных характеристик вибрации, и в период их совпадения с собственными частотами колебания горного массива приводят к возникновению в нем резонансных колебаний. Динамическое воздействие в общем случае может рассматриваться как вибрация, распространяющиеся вглубь массива и по его обнаженным поверхностям, оказывающая при этом негативное влияние на прочностные свойства слагающих пород, и в ряде случаев приводящая к нарушению устойчивости массива. При отработке прибортовых запасов, при ведении погрузочных работ вблизи сложных инженерных сооружений и расположении подземных горных выработок необходимо учитывать фактор циклической вибрации, возникающей при работе горных машин, и разрабатывать мероприятия по ограничению интенсивности ведения горных работ в этом районе.

В качестве примера развития деформационных процессов при работе экскаватора (рис. 8.3) можно привести ситуацию, возникшую в карьере Мурунтау, где с помощью маркшейдерских измерений зафиксировано смещение реперов, установленных на предохранительных бермах. Анализ результатов инструментальных наблюдений показал, что работа экскаватора по отгрузке горной массы вдоль нижней границы деформации на горизонте +165м оказывает различное влияние на характер смещения реперов. Репера, заложенные вдоль верхней границы участка деформирования горизонта +286 м практически не двигались.



Рис.8.3. Место проведения экспериментальных исследований

Смещение реперов на берме горизонта +225 м при неработающем экскаваторе происходило со скоростью 0,05–0,1 мм/сут. При работающем экскаваторе смещение реперов увеличивалось в 3–4 раза и достигало значений 0,2–0,5 мм/сут. Наибольшее влияние работа экскаватора оказала на скорость смещения реперов, заложенных на предохранительной берме горизонта +195 м. Скорость смещения реперов при работе экскаватора достигала значений 5–8 мм/сут. При прекращении работы экскаватора она резко падала до значений 0,05–0,15 мм/сут, то есть уменьшалась в 8–10 раз.

Учитывая вышеизложенное, для оценки степени влияния динамических процессов, при работе экскаватора типа TEREHRH-200 установленного на площадке бермы, на горный массив, было проведено исследование уровней вибрации возникающей на уступе горизонта +135м восточного борта карьера Мурунтау.

Место проведения экспериментальных исследований приведено на рис. 8.3. Цикл работы экскаватора проиллюстрирован на рис. 8.4.

Горная масса грузилась в самосвал БелАЗ-75131 грузоподъемностью 130 тонн. Измерение параметров вибрации, возникающей на поверхности горного массива при работе экскаватора, производилось с помощью прибора виброметр – анализатор спектра Ассистент V3-RT с датчиками вибрации AP-38 (табл. 8.1).

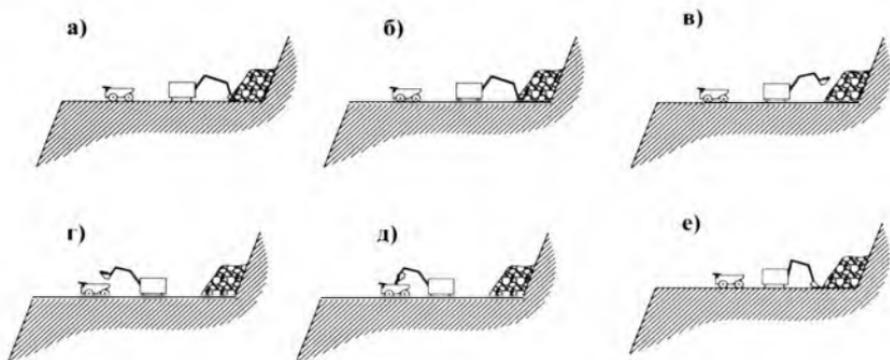


Рис.8.4. Цикл работы экскаватора: а – внедрения ковша в разрушенный горный массив; б – заполнение его горной массой; в – поднятие ковша выше кузова автосамосвала; г – разворот к кузову автосамосвала; д – разгрузка горной массы в кузов; е – разворот ковша в сторону забоя и его опускание

Таблица 8.1

Технические характеристики прибора Ассистент V3-RT и датчика вибрации AP-38

Виброметр-анализатор спектра Ассистент V3-RT	
частотный диапазон измерений, Гц	от 0,8 до 1250
предельное отклонение от частотной характеристики анализатора спектра, дБ	±0,3
предельное отклонение частотной характеристики анализатора спектра виброускорения, Гц	от 0,5 до 1000
дополнительная погрешность измерения уровня виброускорения в диапазоне допустимых условий эксплуатации (-10 °С до + 50 °С), дБ	± 0,5
время непрерывной работы виброметра от аккумулятора 6 V:12 А,ч	не менее 48
номинальное энергопотребление прибора, мА/ч	200
масса блока измерителя-анализатора Ассистент V3-RT без аккумулятора, кг	не более – 0,8
габаритные размеры блока измерителя-анализатора Ассистент V3-RT, мм	190*37*117
Датчик вибрации (вибропреобразователь) AP-38	
тип пьезоэлектрического датчика	трехкомпонентный
каналов измерения вибрации	3
осевая чувствительность, пКл/г	10
погрешность, %	±3
масса, г	38

Размещение измерительного оборудования произведено на небольшой горизонтальной площадке, на откосе борта карьера гор. +138 м, в 35 м от работающего экскаватора. На этой площадке устанавливался защитный домик, в котором размещался виброметр, предохраняющий его от воздействия внешних факторов (пыли, камнепада, атмосферного воздействия и т.п.).

В 10 м от защитного домика в горизонтальный горный массив вертикально внедрялся металлический штырь длиной 150 мм, Ø 20 мм, с одного конца заостренный, а с другого имеющий ровную металлическую площадку, на которой с помощью магнита крепился датчик вибрации. Провод между прибором и датчиком прижимался к горному массиву кусками породы. Оси координат датчика ориентировались следующим образом: ось X – вглубь массива, ось Y – параллельно поверхности уступа в месте установки, ось Z – вертикально вверх. Прибор работал в режиме непрерывной записи в течение 20 часов. Запись производилась на flash-карту объемом 4 Гб. Цикл работы экскаватора, записанный диаграммой виброускорения в широкополосном диапазоне частот, представлен на рис. 8.5.

Участки диаграммы до начала цикла и после его завершения характеризуют уровень собственной (фоновой) вибрации горного массива. Уровень виброускорения на частоте 1000 Гц при работе экскаватора в режиме погрузки горной массы в кузов автосамосвала представлен на рис. 8.6.

Обработанные статистическими методами измеренные параметры собственных (фоновых) колебаний горного массива (виброускорения (1, 2), виброскорости (3), виброперемещения (4) приведены на рис. 8.7.



Рис.8.5. Диаграмма виброускорения в широкополосном диапазоне частот цикла работы экскаватора



Рис.8.6. Уровень виброускорения на частоте 1000 Гц при работе экскаватора в режиме погрузки горной массы в кузов автосамосвала

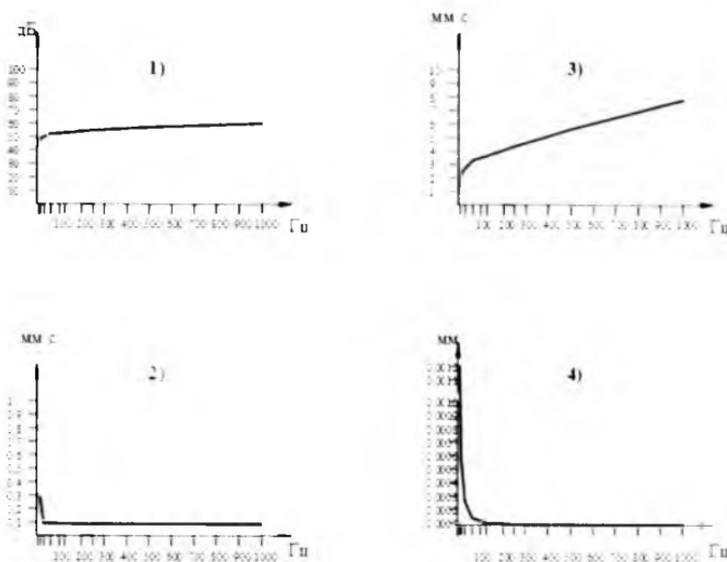


Рис.8.7. Параметры собственных (фоновых) колебаний горного массива (виброускорения (1, 2), виброскорости (3), виброперемещения (4))

Обработанные статистическими методами измеренные максимальные параметры колебаний горного массива (виброускорения (1, 2), виброскорости (3), виброперемещения (4) при работе экскаватора приведены на рис. 8.8.

Таким образом, вибрация горного массива, возникающая при работе экскаватора, носит циклический характер, повторяющий цикл его работы. Максимальные значения уровней вибрации массива возникают при выгрузке горной массы в кузов автосамосвала из ковша экскаватора.

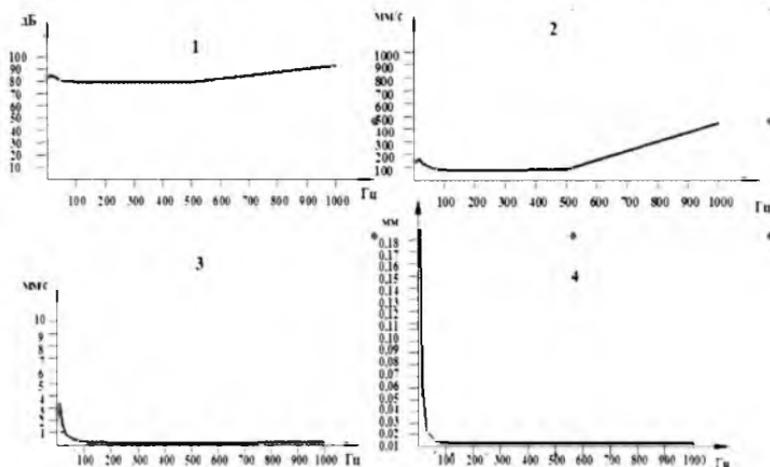


Рис.8.8. Измеренные максимальные параметры колебаний горного массива (виброускорения (1, 2), виброскорости (3), виброперемещения (4)) при работе экскаватора

При отработке прибортовых запасов, при ведении погружных работ вблизи сложных инженерных сооружений и расположении подземных горных выработок необходимо учитывать фактор циклической вибрации, возникающей при работе горных машин, и разработать мероприятия по ограничению интенсивности ведения горных работ в этом районе.

§ 8.3. Динамические характеристики крутонаклонного конвейера при воздействиях, возникающих в условиях карьера Мурунтау

Восточный борт карьера Мурунтау с размещенным на нем комплексом ЦПТ – руда с крутонаклонным конвейером представляет собой ответственное инженерное сооружение, поэтому требования к обеспечению его долговременной сохранности повышены.

При эксплуатации КНК на его основные части: опоры, крепление к фундаменту и на конструкции КНК действуют силы, возникающие от перемещения горной массы по конвейеру, от проведения массовых взрывов в карьере Мурунтау и подземных горных выработках шахты Мурунтау, а также возможные сейсмические воздействия. Перемещения горной массы по конвейеру носит долговременный харак-

тер, а массовые взрывы – периодически кратковременный характер. В итоге возникают знакопеременные колебательные нагрузки, которые различаются по амплитуде и частоте и зависят от месторасположения и мощности источников колебаний. Существенными для устойчивой работы КНК также являются геолого-тектонические процессы, происходящие в массиве борта карьера, на котором расположен КНК.

Решение динамической задачи о частотах, собственных формах и колебаниях Восточного борта с конструкцией КНК возможно с использованием численных методов. Метод конечных элементов позволяет учитывать нерегулярность рассматриваемой области, в данной задаче это плоско-деформируемая область горного массива и удлиненная конструкция конвейера КНК.

Математическая модель задачи включает в себя вариационный принцип возможных перемещений совместно с принципом Даламбера, учитывающим силы инерции

$$\delta A = - \int_V \sigma_{ij} \delta \varepsilon_{ij} dV + \int_V \rho g \delta v dV - \int_V \rho \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \delta u dV = 0. \quad (8.17)$$

Расчётная модель откоса плоско-деформируемого тела представляется четырехугольными и треугольными элементами. Расчетная модель КНК представляется плоской рамой, стойки которой жестко укреплены на откосе, а другой конец жестко соединен с ригелем.

В этом случае конечно-элементная дискретизация будет включать в себя не только плоские элементы, но и стержневые, моделирующие конструкцию КНК. При этом предполагается, что стержневые элементы находятся в условиях изгибно-сдвиговой деформации.

В результате конечно-элементной дискретизации и процедуры объединения элементов (плоских и стержневых) в единую систему получается разрешающая система дифференциальных уравнений:

$$[M]\{\ddot{q}\} + [K]\{q\} = \{P(t)\}, \quad (8.18)$$

где $[K]$ и $[M]$ – матрицы жесткости и масс всей системы, формируемые из матриц отдельных элементов;

$\{P(t)\}$ – зависящий от времени вектор узловой нагрузки;

$\{q\}$ – искомый вектор узловых перемещений.

Следует отметить, что при определении напряженно-деформированного состояния Восточного борта при установленном КНК, мы ограничились данными, касающимся только веса конвейера, приходящегося на опоры. При колебательном процессе системы, включающей горный

откос и конвейер, помимо физико-механических параметров элементов плоской системы (горной породы) необходимо знание таких параметров конструкции КНК как площадь и моменты инерции поперечного сечения. В расчетах для стержневых элементов были условно приняты следующие значения указанных параметров: $F=1m^2$, $J=1m^3$

Наибольшую опасность представляет периодическая динамическая нагрузка, способная вызвать резонанс в конструкции КНК и привести его к разрушению. Для определения параметров подобной нагрузки необходимо определить собственные параметры колебаний КНК – его собственной частоты и формы колебаний, после чего проанализировать возможность возникновения динамической нагрузки с таким спектром с целью недопущения резонансных колебаний конструкции.

Решение поставленной задачи (нахождения динамических характеристик конструкции) заключается в отыскании решений, т.е. нахождения собственных значений и векторов системы

$$([K] - \omega^2[M])\{q\} = 0, \quad (8.19)$$

здесь ω – собственная частота;

$\{q\}$ – соответствующий ей вектор собственной формы.

Задача нахождения частот и форм собственных колебаний решалась для системы «откос – КНК» и отдельно для самой конструкции КНК. Конструкция КНК имеет 11 опор, жестко закрепленных на откосе, и соединяющий их ригель.

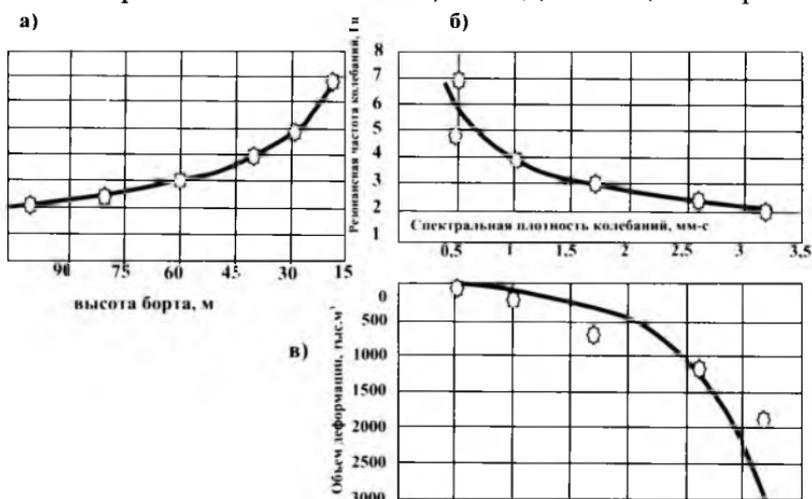


Рис.8.9. Номограмма для определения прогнозных объемов деформации

На рис. 8.9 показаны первые три формы собственных колебаний системы «откос – КНК» с указанием определённых соответствующих собственных частот. Приведенные на рис. 8.9 формы и частоты собственных колебаний системы «откос – КНК» могут проявиться при динамических воздействиях, вызванных волновыми и сейсмическими воздействиями на грунт, т.е. когда в движение включаются откос и вместе с ним конструкция КНК на откосе. В этом случае горный массив деформируется как по высоте, так и вдоль линии откоса (рис. 8.9 а, б), вызывая деформацию конструкции конвейера КНК.

Следующие результаты (рис. 8.10) касаются форм и частот колебаний самой конструкции КНК, жестко закрепленной на наклонной плоскости Восточного борта. Такие колебания могут быть вызваны вибрациями работающих механизмов. В этом случае сам горный массив остается неподвижным и недеформируемым.

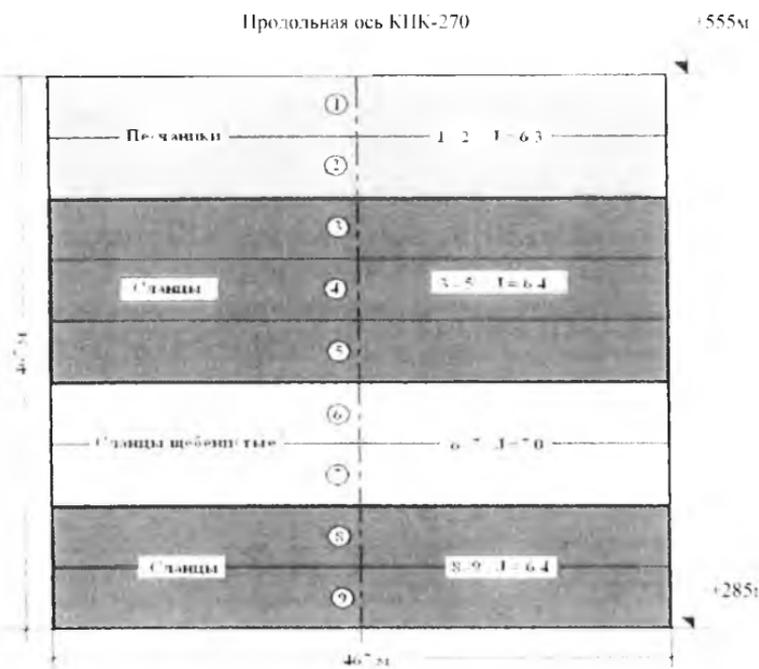


Рис.8.10. Разрез Восточного борта на участке размещения КНК с указанием сейсмичности каждого из 4 представленных типов горных пород

Таким образом, установлены динамические характеристики КНК при воздействиях, возникающих в условиях карьера Мурунтау. Полученные результаты численных решений по-

казывают, что основные формы представляют собой изгибы стержневой конструкции в плоскости откоса. Составленные расчетные схемы колебаний опор самой конструкции КНК и Восточного борта позволяют провести комплексные расчеты по определению напряженно-деформированного состояния Восточного борта и конструкции КНК и резонансные режимы при динамических нагрузках, возникающих в условиях ведения горных работ на карьере Мурунтау.

Оценка устойчивости и расчет параметров борта карьера Мурунтау на участке размещения крутонаклонного конвейера затруднительны из-за неодинаковой способности массива горных пород оказывать сопротивление распространению сейсмических волн в разных направлениях от очага землетрясений. Массив горных пород нарушен постоянным внешним воздействием и не находится в естественном состоянии. В разрезе Восточного борта карьера Мурунтау преобладают алевролиты углеродистого и слюдисто-кварцевого состава с линзами и прослоями сланцев различного состава. Вследствие этого, как сам участок борта, так и комплекс КНК, находящиеся на одинаковом расстоянии от эпицентра ожидаемого землетрясения, в различной степени могут подвергнуться длительному сейсмическому воздействию.

В целях охраны комплекса КНК и борта, на котором он размещен, требуется как постоянное проведение аналитического исследования, так и экспериментальное обоснование сейсмостойкости.

Сейсмическое исследование, основанные на изучении спектра колебаний пород, слагающих борта карьера, позволяют не только ранжировать участки бортов по степени риска возникновения деформаций, но и определять возможные объемы деформаций по величинам линейных размеров неустойчивых участков для заданных резонансных частот. Так проведение комплекса геофизических исследований методами сейсмометрии позволило определить взаимосвязь высоты борта H с резонансной частотой f , резонансной частоты f со спектральной плотностью S и спектральной плотности S с объемом деформации V при внешнем воздействии равном 7–8 балльному землетрясению (табл. 8.2).

При этом взаимосвязи, отраженные в номограмме (рис. 8.9), описываются следующими выражениями:

$$H=57,474f^{0,7228}; \quad S=7,9293f^{0,5226}; \quad V=17,002e^{6,3036S}.$$

Практика расчета сооружений на сейсмические нагрузки с использованием коэффициента динамичности, удовлетворительно работающая в ближних зонах от взрыва и землетрясения, совершенно неадекватна условиям сейсмических воздействий в дальних зонах.

В настоящее время отсутствует методика расчета сейсмических нагрузок от колебаний в дальних зонах, особенно протяженных в плане и высоких сооружений. Особенностью колебаний на больших удалениях является их низкочастотный спектр и преобладание волн поверхностного типа, характер колебаний в которых существенно отличается от колебаний в прямой волне.

Таблица 8.2

Прогнозные оценки объемов деформаций бортов карьера от возможного землетрясения интенсивностью 8 баллов по шкале MSK

Параметры	Значение					
Высота борта, уступа, отвала или склада на карьере, м	20	30	40	60	80	100
Резонансная частота слоя $f_{\text{рез}}$, Гц	6,8	4,8	3,9	3,0	2,4	2,1
Частотный диапазон выделения максимума энергии колебаний, f, Гц	5,8–7,8	3,8–5,8	2,9–4,9	2	1,4–3,4	1,1–3,1
Средняя спектральная плотность смещения системы в резонансном диапазоне частоты $S_{\alpha}^{\text{пр}}$, мм · с	0,52	0,47	1,0	1,7	2,6	3,2
Объемы возможных оползней, тыс. м ³	10–50	7,5–45	70–400	300–1200	800–1600	1300–2500
Вид оползня	мелкие и средние, вид деформации – оползни откосов или оползни основания откосов					

При общей эффективной продолжительности колебаний грунта в основании строений $T \approx 120–140$ с, периоды (или частоты) собственных колебаний протяженных в плане сооружений и высоких зданий в большей мере соответствуют параметрам колебаний поверхностных волн.

Дополнительная сложность в данном случае состоит в том, что в нашем распоряжении находится пока лишь ограниченное число инструментальных записей коле-

баний КНК от удаленных очагов для сравнения и сопоставления их с характеристиками собственных колебаний аналогичных зданий и сооружений.

Низкая частота колебаний в дальней зоне обуславливает большую длину волны λ . Поскольку для поверхностных волн зона, ответственная за величину амплитуды, определяется длиной волны, то следует учитывать интегральные свойства грунтовой толщи, сравнимой с длиной волны.

При частоте поверхностных волн вблизи комплекса КНК $f=5\text{Гц}$, при скорости поверхностных волн $V=2000\text{ м/с}$ длина волны λ составит 400 м. Мощность грунтовой толщи, влияющая на колебания конвейера, в нашем случае будет оцениваться величиной порядка сотен метров. Наибольшую опасность для комплекса КНК, по-видимому, будут представлять колебания грунта интенсивностью 4–6 баллов при длительности сотрясений 120–140 с на региональных расстояниях от очага ожидаемого землетрясения 210–440 км.

При этом периоды (или частоты) собственных колебаний сооружений высотных и протяженных в плане как комплекс КНК в большей мере будут соответствовать параметрам колебаний поверхностных волн, что подтверждается зарегистрированными вблизи комплекса сигналами от далеких землетрясений.

Геомеханическими расчетами установлено, что рассматриваемый участок на всю его высоту (600–620 м) имеет коэффициент запаса в пределах 1,4–1,75 при допустимой величине $n=1,7$. Для групп уступов общей высотой 270 м коэффициент запаса составляет $n=1,95\text{--}2,7$. Вероятность возникновения крупномасштабных деформаций Восточного борта карьера Мурунтау, способных привести к серьезным авариям крутонаклонного конвейера, здесь практически отсутствует. Однако на отдельных уступах по трассе конвейерной линии в местах размещения опор № 6, 7 и 8 могут начать развиваться локальные деформации, что приведет к их смещению и может вызвать осложнения в работе КНК.

Комплекс КНК представляет собой конвейерную линию длиной $\approx 467\text{ м}$, покоящуюся на 9 металлических опорах рамной конструкции высотой $\approx 13,6\text{ м}$. Приближенное значение периода собственных колебаний первой формы опоры рассчитано по формуле:

$$T = 0,0165 H, \text{ с}, \quad (8.20)$$

где H – высота опоры, м ($T_1=0,23\text{ с}$).

Ориентировочные значения периодов 2 и 3 формы принимаются:

$$T_2 = 0,33 \cdot T_1 > 0,08 \text{ с}; T_3 = 0,2 \cdot 0,23 = 0,05 \text{ с}. \quad (8.21)$$

Соответствующие значения резонансных частот составляют 4,35 Гц; 12,5 Гц и 20 Гц. Резонансная частота конвейерной линии длиной 467 м и от воздействия поверхностной волны со скоростью $V \approx 300-500$ м/с составит 0,6 Гц или $T = 1,67$ с. Средняя длина резонансной волны для дробильно-конвейерного комплекса

$$\lambda_{\text{ср}} = VT_{\text{ср}} = 400 \cdot 1,25 = 500 \text{ м}. \quad (8.22)$$

В табл. 8.3 приведены современные научные данные по динамическим параметрам цуга сейсмических колебаний (волн) грунта в ближней зоне в соответствии со шкалой MSK-64 (без учета афтершоков).

Таблица 8.3

Корреляция максимальных ускорений X'' , скоростей X' , смещений X и остаточных смещений $X_{\text{ост}}$ грунта с бальностью J_0 по шкале MSK-64

J_0	X'' , см/с ²	X' , см/с	X , см	$X_{\text{ост}}$, см
6	44*	3,8*	0,68*	0,12
7	110*(680 **)	11*	3,3*	0,72
8	280*	33*	16*	4,36

Интенсивность воздействий землетрясений в ближней и дальней зонах по сейсмологическим данным в общем виде (магнитуде по поверхностным волнам $M_{\text{ЛН}}$ и эпицентральному расстоянию до защищаемого объекта Δ , км) определяется согласно табл. 8.4 с учетом тектонического строения региона.

Регистрация сейсмических волн на Восточном борту от массовых взрывов показывает величину массовой скорости порядка 0,02 см/с, что соответствует бальности величиной 1-2 балла по шкале MSK-68.

Следует отметить, что за время наблюдений негативно-го влияния сейсмических явлений на КНК не выявлено. В то же время, для проведения экспериментального обоснования стойкости всего комплекса КНК вместе с бортом, на котором он размещен, необходимы постоянные систематизированные маркшейдерские и геофизические данные измерений, включая лазерные.

Таблица 8.4

Зависимость сейсмической интенсивности от магнитуды $M_{ЛН}$ и эпицентрального расстояния Δ

$M_{ЛН}$	Эквивал. взрыв q_e , кт	Ю, в эпицентре	Δ , км									
			≥ 20	21-45	46-80	81-130	140-200	210-270	280-350	360-440	450-540	550-640
>8,2	$5,0-10^5$	≥ 11	≥ 11	≥ 10	10	9	8	7	6	5	4	2
7,5-8,1	$4,8-10^4$	≥ 10	≥ 10	≥ 9	9	8	7	6	5	4	3	-
6,8-7,4	410^4	≥ 10	≥ 9	≥ 8	8	7	6	5	4	3	2	-
6,1-6,7	360,0	≥ 9	≥ 8	≥ 8	7	6	5	4	3	2	-	-
5,4-6,0	30,0	≥ 8	≥ 7	≥ 6	6	5	4	3	2	-	-	-
4,7-5,3	2,7	≥ 7	≥ 6	6	5	4	3	2	-	-	-	-
4,0-4,6	0,3	≥ 6	≥ 5	5	4	3	2	-	-	-	-	-
3,3-3,9	0,03	≥ 5	≥ 4	≥ 3	3	2	-	-	-	-	-	-

Для обеспечения более надежного контроля над механическим состоянием прибортового массива в районе КНК в июне 2011 года установлена дополнительная сейсмическая станция Дельта-Геон, что существенно расширило возможности действующей системы геодинамического мониторинга.

При исследовании состояния устойчивости бортов карьера Мурунтау установлено, что уровень подвижек блочных структур в районе месторождения далек от критического. Определены отдельные участки бортов карьера, требующие повышенного внимания при проведении горных работ по разработке карьера.

Изучено влияние на участок комплекса КНК внешней динамической нагрузки массовых взрывов и землетрясений при разработке карьера, а также релаксационных процессов в прибортовом массиве методами сейсмометрии. Установлено, что сейсмическое воздействие зависит от направления сейсмической волны землетрясений относительно оси КНК. Наибольшее воздействие оказывают сейсмические волны землетрясений, имеющие направление 90° к оси КНК. Для взрывных волн направление не столь существенно. Установлен суммарный вес взрывааемых зарядов ВВ при взрыве скважин основного блока равный 300 т на расстоянии не менее 500 м от комплекса КНК.

Таким образом, геомеханическими расчетами установлено, что для групп уступов карьера общей высотой 270 м

коэффициент запаса составляет $n=1,95-2,3$ при допустимой величине $n=1,7$. Вероятность возникновения крупномасштабных деформаций борта карьера Мурунтау, способных привести к обрушению КНК, практически отсутствует.

Комплексом геофизических исследований методами сейсмометрии определена взаимосвязь высоты борта карьера H с резонансной частотой f , резонансной частоты f со спектральной плотностью S и спектральной плотности S с объемом деформации V при внешнем воздействии равном 7–8 бальному землетрясению. Разработана номограмма для определения прогнозных объемов деформации бортов карьера от возможного землетрясения интенсивностью 8 баллов по шкале MSK.

Выводы

1. Расчет системы опирания элементов крутонаклонного конвейера на фундаменты показывает, что с точки зрения выполнения функциональных требований, а также в чисто конструктивном плане плоские опоры обладают бесспорными преимуществами перед жесткими и предпочтительны к использованию.

2. Исследованиями установлено, что вибрация горного массива, возникающая при работе экскаватора, носит циклический характер. Максимальные значения уровней вибрации массива возникают при выгрузке горной массы в кузов автосамосвала из ковша экскаватора. При отработке приборотовых запасов, при ведении погрузочных работ вблизи сложных инженерных сооружений и расположении подземных горных выработок, необходимо учитывать фактор циклической вибрации, возникающей при работе горных машин, и разрабатывать мероприятия по ограничению интенсивности ведения горных работ в этом районе.

3. Установлены динамические характеристики КНК при воздействиях, возникающих в условиях карьера Мурунтау. Полученные результаты численных решений показывают, что основные формы представляют собой изгиб стержневой конструкции в плоскости откоса. Составленные расчетные схемы колебаний опор самой конструкции КНК и Восточного борта позволяют провести комплексные расчеты по определению напряженно-деформированного состояния Восточного борта и конструкции КНК и резонансных режимов при динамических нагрузках, возникающих в условиях ведения горных работ на карьере Мурунтау.

РАЗРАБОТКА СЕЙСМОБЕЗОПАСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА

- § 9.1. Разработка конструкций скважинного заряда ВВ с применением кумулятивного эффекта при контурном взрывании для получения устойчивых откосов на глубоких карьерах**

- § 9.2. Разработка сейсмобезопасной технологии буровзрывных работ в приконтурной зоне карьера**

- § 9.3. Разработка эффективных параметров буровзрывных работ при комбинированной отработке месторождения**

ГЛАВА 9. РАЗРАБОТКА СЕЙСМОБЕЗОПАСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА

§ 9.1. Разработка конструкций скважинного заряда ВВ с применением кумулятивного эффекта при контурном взрывании для получения устойчивых откосов на глубоких карьерах

Стремление получить устойчивые откосы уступов на карьерах и максимально минимизировать сейсмическое воздействие массового взрыва на прибортовой массив и инженерные сооружения привело к применению контурного взрывания. Сущность метода заключается в том, что по контуру выемки предварительно образуется щель, которая гасит ударную волну взрыва основных скважинных зарядов дробления, и массив за щелью не нарушается.

Известен способ [265] получения устойчивых откосов уступов на карьерах с использованием контурного взрывания, при котором контурные скважины пробуриваются строго параллельно откосу выемки. Глубину контурных скважин принимают равной глубине основных скважин, в которых размещаются заряды рыхления. Заряд в контурных скважинах закладывают в виде гирлянд из патронов ВВ средней работоспособности и мощности (типа аммонита №6 ЖВ, ПЖВ-20 и т.п.), привязанных к детонирующему шнуру (ДШ). В донной части скважин размещают сплошной заряд ВВ обычной конструкции, массой 1–5 кг (в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий). Диаметр контурных скважин превышает диаметр патронов в 3–3,5 раза. Заряды в контурных скважинах взрывают одновременно.

Известен также способ [266] повышения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров при их выходе на проектный контур предварительным щелеобразованием и взрыванием приконтурной зоны. Наклонные скважины экранирующей щели обустраиваются строчкой через 2,0–3,0 м диаметром 150–250 мм и заряжаются шланговыми за-

рядами, патронированными ВВ с применением несущей основы (полиэтиленовый рукав, бечевка и т.д.), или ВВ в полиэтиленовых рукавах диаметром не менее критического диаметра применяемого заряда с расходом 2–3 кг/п.м.

Недостатком известных способов является то, что при их использовании не получается ровный отрыв массива по линии его расположения, невозможно обеспечить минимизацию сейсмического воздействия массового взрыва на прибортовой массив и инженерные сооружения; увеличен объем БВР, что приводит к дополнительным эксплуатационным расходам и, как следствие, увеличивает стоимость подготовки горной массы к экскавации.

Задачей предложенного нами способа является получение устойчивых откосов уступов на карьерах с применением скважинных зарядов ВВ малого диаметра с кумулятивным эффектом по контуру массива, обеспечивающих ровный отрыв массива по линии его расположения, минимизацию сейсмического воздействия массового взрыва на прибортовой массив и инженерные сооружения, позволяя более полно использовать энергию взрыва основных скважинных зарядов ВВ.

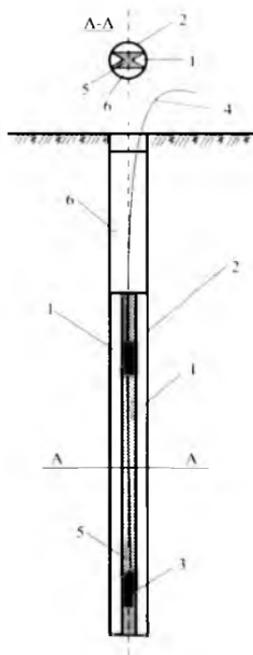


Рис.9.1. Конструкция контурного скважинного заряда ВВ

Поставленная цель достигается тем, что при высоте уступа 15 м бурят основные скважины и закладывают ВВ по паспорту буровзрывных работ для данного карьера. На расстоянии 1 м до граничного контура борта карьера бурятся скважины малого диаметра по контуру массива диаметром 110 мм на расстоянии 3 м друг от друга с формированием в них конструкции из «угольников» с углом вершины 45° , изготовленных из металла толщиной 2 мм и приваренных друг к другу в подошвенной части с обеих сторон с расчетом так, чтобы подошвы их упирались на стенки скважины.

Способ получения устойчивых откосов уступов на карьерах с использованием конструкции скважинного заряда ВВ малого диаметра с кумулятивным эффектом поясняется чертежом, приведенным на рис. 9.1.

Данная конструкция 1 опускается в контурные скважины 2; в нижней и верхней частях скважины устанавливают промежуточные детонаторы 3, монтируемые к средствам неэлектрического инициирования (СИНВ) 8. Далее по середине конструкции закладывается заряд промышленного ВВ 9. Формируют забойку 6 в свободное пространство конструкции и в верхней части скважины.

Контурный ряд скважинных зарядов взрываются первыми одновременно, далее с замедлением 25–35 мс взрываются заряды дробления основных скважин.

Использование разработанного способа получения устойчивых откосов уступов на карьерах с применением скважинных зарядов ВВ малого диаметра с кумулятивным эффектом по контуру массива обеспечивает ровный отрыв массива по линии его расположения, минимизацию сейсмического воздействия массового взрыва на приобортовой массив и инженерные сооружения, позволяя более полно использовать энергию взрыва основных скважинных зарядов ВВ.

§ 9.2. Разработка сейсмобезопасной технологии буровзрывных работ в приконтурной зоне карьера

Взрывные работы вызывают определенное разрушение законтурного массива, выражающееся в раскрытии существующих и появлении новых трещин, отслоениях, вывалах и нередко потере устойчивости бортов. Практика показывает, что применение обычных способов БВР в результате их разрушающего воздействия на борт карьера, не отвечает требованиям устойчивости.

Сильное влияние на размер зоны заколов оказывает и конструкция заряда (рис. 9.2 б). Снижение высоты колонки заряда с принятой на карьере 0,45–0,5 от глубины скважины до 0,3 снижает зону интенсивных деформаций почти в 10 раз. При многорядном взрывании (рис. 9.2 в) величина зоны заколов зависит от высоты колонки заряда и, соответственно, количества одновременно взрывааемых ВВ. При $h'=0,5$ м зона заколов достигает максимальных значений (16 м), при этом масса взрываемого скважинного заряда ВВ составляет 250 кг. Результаты наблюдений за состоянием пород после взрыва наклонных скважин диаметром 110 мм показывают их преимущество для заоткоски уступов в предельном контуре (рис. 9.2 г).

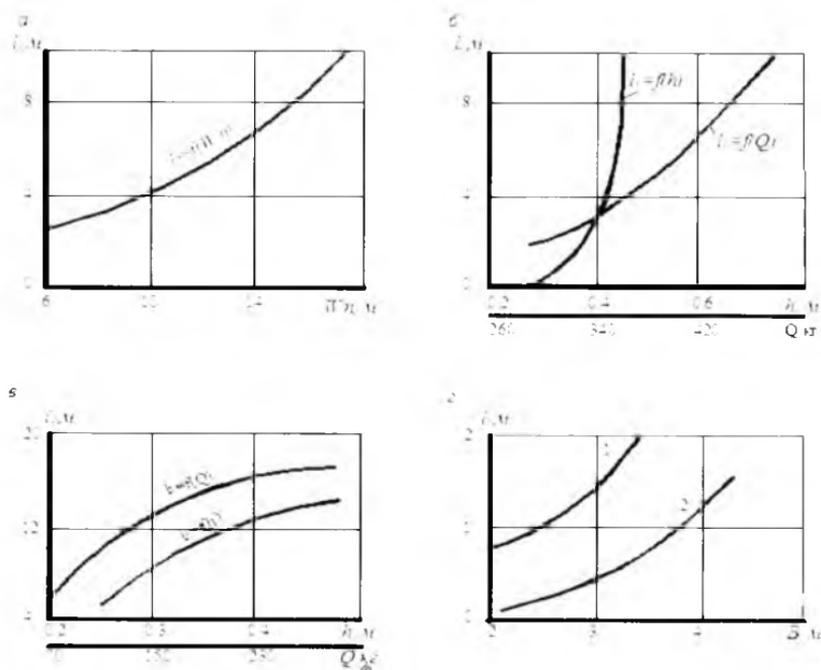


Рис.9.2. Изменение ширины заколов l от сопротивления по подошве уступа W_p , высоты колонки заряда в скважине h , количества взрываемого заряда ВВ Q и расстояния между наклонными скважинами B : а, б – однорядное, в – многорядное; г – наклонные скважины $\varnothing 110$ мм; 1 – трудновзрываемые породы; 2 – средневзрываемые породы

Наблюдениями установлено, что верхняя часть уступа за счет перебура скважины (которая составляет 0,15–0,20 высоты уступа) разрушается на глубину 5–7 м.

Данные об изменении ширины зоны остаточных деформаций пород в зависимости от количества одновременно взрываемого ВВ по карьере Мурунтау представлены на рис. 9.3.

График можно использовать для определения ширины приконтурной ленты и оптимального количества ВВ, обеспечивающего минимальное разрушение законтурной части стационарных уступов на карьере Мурунтау.

Величина отрыва горных пород зависит от структурного строения массива, величины перебура взрывания скважин и удельного расхода ВВ.

В скальных породах на величину отрыва существенно влияет пространственная ориентировка поверхностей ослабления. При падении их в сторону массива отрыв минимален на верхней площадке и максимален по нижней, поэтому в верхней части уступа могут наблюдаться «карнизы» из необрушенных пород.

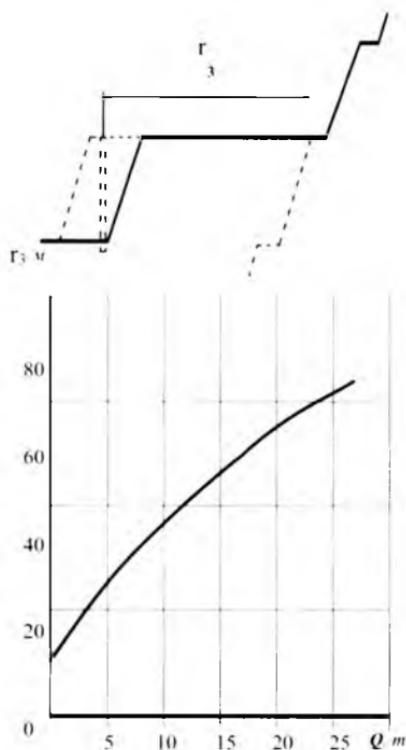


Рис.9.3. Ширина зоны остаточных деформаций пород (r_3) в зависимости от количества взрываемого заряда ВВ (Q) на карьере Мурунтау

При падении систем трещин согласно с поверхностью откоса отрыв пород происходит по этим трещинам. Здесь картина обратная – максимальный отрыв по верхней площадке уступа и минимальный по нижней.

Эффективным способом уменьшения интенсивности воздействия взрывных волн на прибортовой массив карьера является создание экрана в виде щели или слоя разрыхленной породы. Оптимальное расстояние от внешней границы экрана до защищаемого объекта составляет [268]

$$R_{\text{э}} \leq 5d_n \cdot \left[20 \cdot \frac{\sqrt[3]{Q}}{C_p \cdot t_n} - 1 \right], \text{ м}, \quad (9.1)$$

где d_n – диаметр скважин заоткоски или ширина экрана, м;

Q – масса одновременно взрывающихся скважинных зарядов ВВ, кг;

C_p – скорость продольной волны, м/с;

t_n – продолжительность положительной фазы доминирующих сейсмических колебаний, с.

На карьере Мурунтау выполнен комплекс экспериментальных исследований, основной целью которых являлась разработка технических решений по сейсмобезопасному ведению БВР в приконтурной зоне карьера и вблизи ответственных сооружений ЦПТ. Проводилась экспериментальная оценка эффекта экранирования сейсмозрывных волн в приконтурных зонах карьера при использовании различных конструкций экрана заоткоски и исследование параметров сейсмозрывных волн напряжений при взрывах скважинных зарядов различных типов ВВ.

Эффект экранирования сейсмозрывных волн в приконтурных зонах карьера Мурунтау был изучен при использовании экранов трех различных конструкций [268].

Первая конструкция экрана представляет собой экранирующую щель «А», образованную взрыванием ряда скважин глубиной 18 м, расположенных на расстоянии 2,0 м друг от друга. В каждой скважине диаметром 215 мм размещался заряд ВВ в виде гирлянды тротиловых шашек Т-500. Общая длина гирлянды – 12 м. На одном метре гирлянды находилось пять шашек.

Вторая изучаемая экранирующая щель «В» отличалась от первой тем, что заряды размещались в скважинах через одну.

Третья конструкция экрана «С» образовывалась путем взрывания 18-метровых скважин со сплошными зарядами и, по существу, имитировался слой взорванной горной массы, образованный взрывом ряда скважинных зарядов. В

каждой скважине размещался заряд массой 210 кг, в качестве ВВ использовались промышленные ВВ, выпускаемые на заводах Республики Узбекистан, основные энергетические характеристики которых приведены в работе авторов [253, 254]. Расстояние между скважинами в ряду составляло 5 м.

Первые две конструкции щелей наиболее часто применяются в карьере Мурунтау при заоткоске его бортов.

В ходе сравнительных испытаний были оценены экранирующие свойства экранов, применяемых на карьере, исследован эффект экранирования при использовании экранной зоны, образованной совместным действием слоя взорванной горной массы и экранной щели, формируемой при заоткоске борта карьера.

Экспериментальные исследования выполнялись на опытных участках карьера, на северном и южном бортах которого оборудованы сейсмопрофили. В качестве регистратора колебаний среды использовался магнитограф НО68, для записи – электронный осциллограф С1-55, подключаемый к выходам магнитографа. Данные измерений обрабатывались на персональном компьютере при использовании специального пакета программ.

Если эффективность экранирования оценивать соотношением скоростей колебаний, то экран в виде слоя взорванной горной массы (конструкция «С») эффективнее экрана конструкции «А» в 1,18 раза, а конструкции «В» – в 1,66 раз, что объясняется недостаточным снижением акустической жесткости такой конструкции экрана для отражения и поглощения сейсмозрывных волн.

Установлено, что наибольшие амплитуды скоростей смещений зафиксированы в диапазоне частот $f=25-85$ Гц. Доминирующими частотами для большинства сейсмограмм были колебания $f=10-12$ Гц, что соответствует периодам $T=80-100$ мс. Известно, что наибольшее снижение сейсмозрывного воздействия массовых взрывов на охраняемые объекты достигается при условии

$$T_3 = 0,5T, \quad (9.2)$$

где T_3 – величина замедления, с;

T – период колебаний максимальной фазы продольной волны, с.

Исследованиями установлено, что для горнотехнических условий карьера Мурунтау величина T_3 составила 35–50 мс. Исследования по оценке сейсмозрывного воздействия различных типов промышленных ВВ показали тех-

нологическую целесообразность применения простейших составов ВВ как одного из эффективных методов снижения сейсмозрывного воздействия массовых взрывов в приконтурной зоне.

Установлено, что допустимая скорость колебаний для пород карьера, при которой не происходит нарушения целостности или существенного снижения прочности породного массива при ведении взрывных работ в приконтурной зоне, не должна превышать $U_{\text{доп}} \leq 14,5$ см/с.

Для определения эффективных параметров экранирующего взрывания использованы методические положения, разработанные авторами работы [252]. Сформированная контурными скважинными зарядами ВВ щель защищает состояния устойчивости бортов глубоких карьеров и ответственных инженерных сооружений от действия массовых взрывов при условии, если ее ширина h больше величины смещения A частиц окружающего массива, т.е. $h \geq A$. Величина A определяется из выражения:

$$A = 3,75 \cdot 10^{2,5} \times Q^{0,6} (g/p \times C_p)^{0,5} R^{1,25}, \quad (9.3)$$

где Q – масса взрываемого заряда, кг;

R – расстояние между ближайшей скважиной рыхления и целевыми скважинами, м;

C_p – скорость распространения продольной волны в породе, м/с;

p – плотность окружающей горной породы, кг/м³;

g – ускорение силы тяжести, м/с².

При расчете учитывают массу двух соседних скважинных зарядов, так что в формуле (9.3)

$$Q = 1,41 Q_{\text{скв}}, \quad (9.4)$$

где $Q_{\text{скв}}$ – масса заряда в одной скважине, кг.

Величина h определяется из выражения:

$$h = \frac{\pi d_c^2}{4a} \left(\frac{100}{\sigma_{\text{сж}}} \right)^{0,75 \sqrt{K}}, \quad \text{см}, \quad (9.5)$$

где d_c – диаметр скважины, см;

a – расстояние между щелеобразующими скважинами заоткоски, см;

$\sigma_{\text{сж}}$ – сопротивление пород одноосному сжатию, МПа;

K – коэффициент заряжения.

При известных свойствах горных пород карьера по формуле (9.3) определяют величину смещения частиц массива на различных расстояниях от взрыва или рассчитывают массу скважинных зарядов обеспечивающих смещения, не превышающие ширину щели, вычисленную по

формуле (9.5). Установлено, что на ширину щели сильно влияет расстояние между щелеобразующими скважинами, так как с его уменьшением ширина щели возрастает.

С точки зрения степени устойчивости пород в откосах уступов выделено три типа пород. Породы I типа (устойчивые) – крупноблочные с плотно сомкнутыми трещинами, породы II типа (условно устойчивые) – среднеблочные с трещинами, частично заполненными глиной трения, породы III типа (неустойчивые) – дробленые породы в зонах разломов. В породах I, II, III типов рациональными параметрами экранирующей щели являются скважины диаметром 190 и 215,9 мм с расстоянием между ними соответственно 2,5; 2,0 и 1,5 м при плотности заряжения соответственно 1,7–2,0; 0,85–1,0 и 0,7–0,85 кг/м.

Для выбора конструкции зарядов ВВ в скважинах заоткоски проведены сравнительные промышленные испытания, при которых оценивались надежность взрывания и трудозатраты при изготовлении и зарядании скважин различными конструкциями зарядов: гирлянда, матерчатые рукава, рассредоточенный и шланговые заряды. Наиболее эффективной конструкцией являются шланговые заряды, применение которых позволило увеличить в 5 раз производительность труда при зарядании скважин заоткоски.

С учетом результатов исследований [269] БВР ведутся с предварительным созданием сейсмоэкранной зоны вокруг участков строительства дробильно-погрузочных пунктов комплекса ЦПТ. Сейсмоэкранная зона образуется перед началом строительства по границе строительной площадки. Вдоль границы строительного участка по его фронту формируется сейсмоэкранная зона из экранной щели и слоя взорванной горной массы. Экранная щель создается путем проходки и взрывания наклонных скважин и выполняет функцию заоткоски борта. Для образования экранирующего слоя взорванной горной массы по фронту строительного участка бурятся два ряда вертикальных скважин. Последовательность образования сейсмоэкранной зоны по фронту строительного участка следующая: в первую очередь производится бурение и взрывание экранирующих скважин заоткоски. Затем – бурение и взрывание скважин первого и второго ряда для образования экранирующего взорванного слоя. Фланги строительного участка защищаются слоем взорванной горной массы,

создаваемым взрыванием ряда скважин глубиной не менее высоты разрабатываемого уступа.

Рекомендована последовательность взрывания скважинных зарядов взрывного блока в приконтурной зоне в непосредственной близости от сейсмозкранной зоны. Взрываются в первую очередь скважины первого ряда (ближнего к охраняемому объекту) во взрывном блоке, что обеспечивает создание дополнительного экранирующего слоя взорванной породы. Затем под защитой экранного слоя с учетом рекомендуемых массы ВВ и замедления в направлении «от объекта» взрываются остальные скважинные заряды блока.

Разработаны способы взрывания, обеспечивающие сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений в карьерах от сейсмических воздействий массовых взрывов. Общепринятым критерием оценки сейсмического действия взрыва является скорость смещения среды по горизонтальной составляющей:

$$U = K \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^n, \quad (9.6)$$

где K – коэффициент грунтовых условий, колеблется в большинстве случаев от значений 200 до 350–500;

μ – коэффициент Пуассона;

n – показатель степени затухания сейсмической волны,

$$n = 2 - \frac{\mu}{1 - \mu}.$$

Сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений будет обеспечена, если деформации массива пород бортов и в основании защищаемых сооружений, вызываемые действием взрывов, не выйдут за пределы горизонтальной составляющей скорости колебаний $U_{\text{доп}} \geq U_x$, зависимость которой от горизонтального расстояния от места взрыва (R) описывается равенством:

$$U_x = 450 \cdot R^{-1,85} \text{ см/с}, \quad (9.7)$$

а оценкой допустимой скорости колебаний будет

$$\sigma_{\text{доп.}} = \rho \cdot C_p \cdot U_{\text{доп.}}, \quad (9.8)$$

где $\sigma_{\text{доп.}}$ – напряжение, при котором образец пород карьера не разрушаются при многократных динамических воздействиях, кгм/см² с²;

ρ – средняя плотность горных пород, кг/м³;

C_p – среднее значение скорости продольных волн, м/с;

$U_{\text{доп}}$ – массовая скорость колебаний (смещений) массива, принимаемая в качестве допустимого критерия оценки воздействия сейсмозврывных волн на массив.

Задаваясь величинами расстояний от места взрыва до охраняемого объекта, можно определять сейсмобезопасные массы зарядов для мгновенных и короткозамедленных взрывов (табл. 9.1).

При этом во избежание интерференции сейсмических волн необходимо, чтобы интервалы замедлений (t_3) превышали время существования положительной фазы сейсмической волны:

$$t_3 \geq K_1 \cdot \lg R, c, \quad (9.9)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий крепость пород, $K_1=0,01-0,07$.

Таблица 9.1

Сейсмобезопасные массы зарядов ВВ на одно замедление

R, м	30	40	50	60	80	100	120	150	200	300	400	500
$Q_{min}, кг$	18	43	84	146	346	657	1170	2280	5400	18200	43200	84400
$Q_1, кг$	12	29	57	98	232	452	780	1530	3620	12200	28900	56500

Результаты расчёта приведены в табл. 9.2. Выбор интервалов замедления НСИ между рядами скважин и между скважинами в ряду произведен за счет сравнения скорости колебаний и напряжения при различных схемах взрывания.

Таблица 9.2

Время существования положительной фазы сейсмической волны напряжений

R, м	30	50	100	200	300	400	500
$t_3, c.$ (при $K_1=0,02$)	0,029	0,034	0,040	0,046	0,050	0,052	0,054
$t_3, c.$ (при $K_1=0,03$)	0,044	0,051	0,060	0,069	0,074	0,078	0,081

На рис. 9.4а приведена схема взрывания блоков с помощью НСИ с продольным центральным врубом и замедлениями 42 мс между рядами скважин и 25 мс между скважинами в ряду, а на рис. 9.4б, в – схемы с увеличенными интервалами замедлений и проанализированы возникающие при этом напряжения и скорости колебаний массивов пород на различных расстояниях от взрыва. Оценка сейсмозрывного воздействия схем взрывания приведена в табл. 9.3.

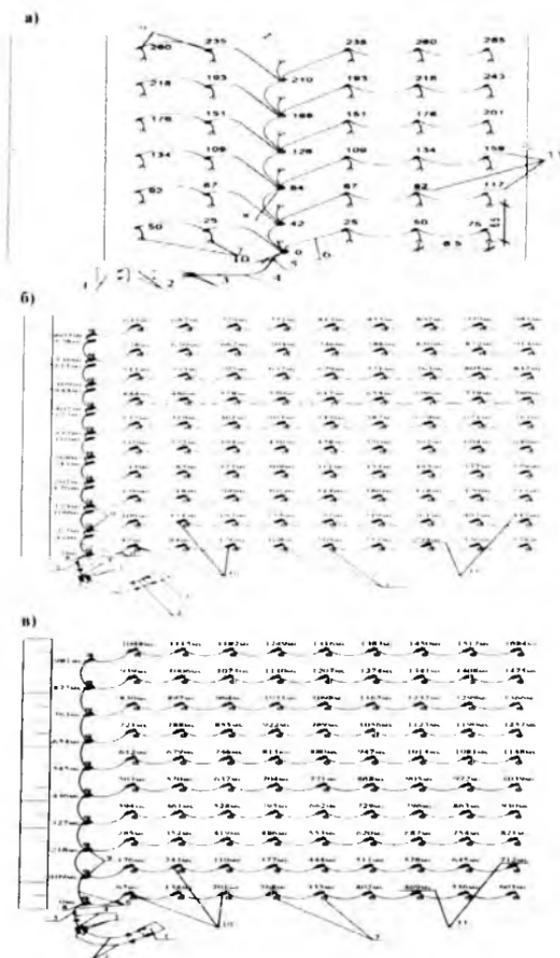


Рис.9.4. Схемы взрывания: 1 – взрывная машинка; 2 – электропровода; 3 – электродетонаторы мгновенного действия; 4 – магистральная нить детонирующего шнура; 5 – соединение детонирующего шнура с трубкой волноводом; 6 – трубка-волновод; 7 – вертикальные скважины в плане; 8 – поверхностный соединительный блок, внутри которого находится капсуль-детонатор с замедлением: а) – 42 мс, б), в) – 0 мс; 9 – то же, с замедлением: а), б) – 25 мс, в) – 67 мс; 10 – то же, с замедлением а) – 0 мс, б) – 42 мс, в) – 109 мс; 11 – время срабатывания поверхностных соединительных блоков без учёта прохода волны по трубкам – волноводам (мс); а) с центральным расположением ряда начала детонации поверхностных детонаторов НСИ с интервалами 25 мс в ряду и 42 мс между рядами; б), в) с ближайшим к открытой поверхности уступарасположением ряда начала детонации поверхностных детонаторов НСИ с интервалами замедлений 67 мс в ряду и 42 мс между рядами и соответственно 109 мс между рядами и 67 мс между скважинами в ряду

В расчетах использованы следующие исходные показатели: масса скважинного заряда диаметром 250 мм равна 618 кг, длина скважины 17 м, забойка – 5 м, длина заряда – 12 м, нижняя половина длины заряда – ВВ типа нобелан-2080 с плотностью заряжения – $1,25 \text{ г/см}^3$, верхняя половина заряда – ВВ типа игданит с плотностью заряжения $0,85 \text{ г/см}^3$. Внутрискважинные детонаторы устанавливаются в нижней части скважин (одна скважина – один детонатор), на схеме (рис. 9.4в) интервал замедления может быть увеличен по сравнению с обычным (500 мс) до 800 мс.

С учетом этого обстоятельства рекомендовано при взрывании средневзрываемых пород применение интервалов замедления НСИ между рядами скважин – 67 мс, между скважинами в ряду – 42 мс, а при взрывании легко взрываемых пород – соответственно 109 и 67 мс, обеспечивающих снижение уровня сейсмических колебаний в 1,5–2 раза и повышение сохранности прибортовых массивов и инженерных сооружений в глубоких карьерах от сейсмических воздействий взрыва. Инструментальные замеры и наблюдения за сейсмозрывным воздействием показали, что уровень сейсмических колебаний на близлежащих верхних уступах и в законтурном массиве при диагональных схемах взрывания в 1,5–2 раза ниже, чем при клиновых.

При клиновых схемах взрывания с центральным расположением врубовых скважин по ширине блока (перпендикулярно к бровке взрываемого уступа) отбойка направлена к его центру. В данном случае, из-за недостаточной компенсации (взрывание на подпорную стенку) отбойка происходит практически в зажиме без горизонтальной подвижки отбиваемого слоя со смещением горной массы в вертикальном направлении.

В связи с этим, при клиновых схемах увеличивается зона проявления остаточных деформаций, происходит раскрытие существующих трещин как в законтурном массиве, так и в зоне перебура скважин.

При клиновых схемах взрывания с расположением врубовых скважин в центре блока вдоль откоса уступа (параллельно бровке взрываемого уступа) отбойка также направлена в сторону центрального вруба. В данном случае при последовательном взрывании скважин, прилегающих к наружной бровке уступа, происходит дополнительное раскрытие естественных и наведенных предыдущими взрывами трещин, что является источником выхода негабарита в крупноблочных породах.

Таблица 9.3

Оценка сейсмозрывного воздействия схем взрывания

Показатели	Схе- мы взры- вания	Расстояние R, м						
		30	50	100	200	300	400	500
Время существования положительной фазы сейсмической волны t_p , мс	1,2,3	44	51	60	69	74	78	81
Общее количество взрывааемых скважин, приходящихся на время существования положительной фазы сейсмической волны, шт.	1	12	14	16	20	21	22	24
	2	9	10	12	14	14	15	15
	3	5	6	7	8	8	9	9
Общая масса взрывае- мого ВВ, приходящаяся на время существования положительной фазы сейсмической волны на напряжений Q, кг	1	7420	8650	9890	12360	12980	13600	14830
	2	5560	6180	7420	8650	8650	9270	9270
	3	3090	3710	4330	4950	4950	5560	5560
Скорость смещения U_1 , см/с	1	203	86	26	8,3	4,0	2,5	1,7
	2	170	70	22	6,7	3,1	1,9	1,3
	3	117	52	16	4,7	2,2	1,4	0,9
Сейсмическое напряже- ние σ_1 , МПа	1	19,4	8,3	2,5	0,8	0,4	0,24	0,16
	2	16,3	6,7	2,1	0,6	0,3	0,18	0,12
	3	11,2	5,0	1,5	0,5	0,2	0,14	0,09
Скорость смещения U_2 , см/с	1	133	58	18	6,0	3,0	1,8	1,3
	2	112	48	15	4,8	2,3	1,4	1,0
	3	79	35	11	3,4	1,7	1,0	0,7
Сейсмическое напряже- ние σ_2 , МПа	1	12,8	5,6	1,7	0,6	0,3	0,17	0,12
	2	10,7	4,6	1,4	0,5	0,2	0,13	0,10
	3	7,6	3,4	1,1	0,3	0,16	0,10	0,07
Суммарное векторное напряжение $\sigma_{\Sigma} = \sqrt{\sigma_1^2 + \sigma_2^2}$, МПа	1	23,2	10,0	3,0	1,0	0,5	0,3	0,2
	2	19,5	8Д	2,5	0,8	0,36	0,22	0,16
	3	13,5	6,0	1,9	0,6	0,27	0,17	0,11

Примечание: 1 – схема взрывания по рис. 9.4а, 2 – схема взрыва-
ния по рис. 9.4б, 3 – схема взрывания по рис. 9.4в.

При этих схемах взрывания также из-за недостаточной компенсации отбойка происходит в условиях зажима без горизонтальной подвижки отбиваемого слоя с выбросом взорванной горной массы в основном в вертикальном на-
правлении.

Определен метод расчета сейсмобезопасного веса зарядов для мгновенных и на одно замедление взрывов и рекомендованы интервалы поверхностных замедлений НСИ для взрывания средневзрываемых пород между рядами скважин – 67 мс, между скважинами в ряду – 42 мс, для взрывания легковзрываемых пород – соответственно 109 и 67 мс и диагональные схемы взрывания, обеспечивающие снижение уровня сейсмических колебаний в 1,5–2 раза и повышение сохранности прибортовых массивов и инженерных сооружений в карьерах от сейсмических воздействий взрыва.

§ 9.3. Разработка эффективных параметров буровзрывных работ при комбинированной обработке месторождения

Влияние сейсмического воздействия массовых взрывов на напряженно-деформированное состояние горных массивов и подземные выработки шахты Мурунтау изучено на основе математических моделей без применения сейсмических наблюдений в подземных выработках. Для сравнения расчетных и фактических параметров воздействия массовых взрывов на подземные выработки, а также с целью установления основных требований к технологии взрывных работ с точки зрения сейсмической безопасности, помимо стационарной станции на поверхности борта карьера Мурунтау была дополнительно установлена стационарная сейсмическая станция типа «Дельта-Геон-2» в горизонтальной выработке шахты Мурунтау (гор. +0,0 м), на которых производилась регистрация сейсмических сигналов. В результате исследований впервые получены сведения о реакции горных массивов шахты Мурунтау на внешнее динамическое воздействие в условиях высокого горного давления. Выявлено, что характер затухания сейсмических волн имеет значительные различия для поверхностных и подземных массивов, что связано как со структурными особенностями массива, так и с его напряженно-деформированным состоянием (рис. 9.5). Установлено, что для горизонтальных колебаний смещения в сторону чаши карьера имеют значительно большую амплитуду, чем смещения в сторону ненарушенного открытой разработкой массива. При этом максимальная амплитуда характерна для вертикальных колебаний, что объясняется известным в сейсмометрии эффектом образования зон концентрации

напряжений вблизи разломов и взаимодействием падающих и отраженных от разлома сейсмических волн, но в данном случае поверхностью неоднородности является контур самой выработки.

Исследование спектров сейсмических колебаний также позволило выявить значительные различия в реакции горных массивов на сейсмическое воздействие на поверхность борта и в подземной выработке. Известно, что характеристический спектр колебаний определяют геометрические параметры структурных блоков. В результате исследований выявлено, что для подземной выработки блочность выражена в меньшей степени, чем для поверхности борта карьера. При этом спектрограмма подземной выработки характеризует массив как мало нарушенный с вертикальными границами блока порядка 200–300 м. Спектрограмма с поверхности борта карьера отражает широкий спектр частот и характеризует массив как трещиноватый и блочный с размерами блоков от 150 до 30 м (рис. 9.5).

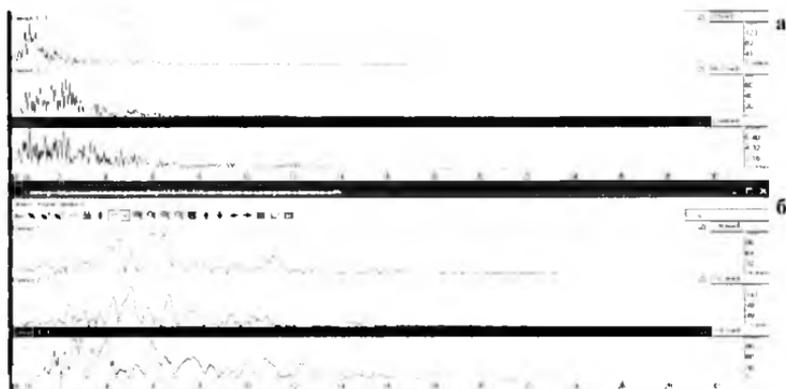


Рис.9.5. Спектрограммы массового взрыва в подземной выработке (а) и на поверхности борта карьера (б)

Оценку сейсмического влияния массового взрыва на горную выработку предлагается произвести за счет прогнозирования величины динамических напряжений в зависимости от количества одновременно взрываемого ВВ и расстояния от центра взрыва до подземной выработки. Общепринятой формулой определения скорости колебаний в зависимости от приведенного веса заряда является:

$$v = K \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{r} \right)^2, \quad (9.10)$$

где K – коэффициент зависящий от свойств массива;

$$K = \mu \cdot \frac{C_s}{C_p} \cdot \sqrt{\frac{g \cdot E}{\rho}};$$

C_s и C_p – скорость продольных и поперечных сейсмических волн, см/с;

E – модуль упругости, МПа;

Q – количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

r – расстояние до точки измерения, м.

Для условий шахты Мурунтау экспериментально установлено, что предельно допустимая скорость продольных и поперечных волн на поверхности U_{np} составляет 15 см/с. Для комбинированной разработки также целесообразно использовать фактически полученные значения реальной скорости сейсмической волны, учитывая ее значительное изменение при прохождении вглубь массива. Таким образом, предельный вес ВВ, взрываемого за одно замедление:

$$Q_i = \left[\sqrt{\frac{U_{np}}{K_i}} \cdot r_i \right]^3, \quad (9.11)$$

где U_{np} – предельно допустимая скорость колебаний, $U_{np} = 0,15$ см/с.

Величина интервалов замедлений и количество замедлений определяются по формуле:

$$\sqrt{N \cdot \Delta t} = \frac{K_i}{r \cdot V_i} \cdot \sqrt{\frac{Q_i}{L + r_i}}, \quad (9.12)$$

где N – количество замедлений;

Δt – интервал замедлений, с;

L – длина взрываемого блока, м.

Расчитанные по предложенной методике параметры взрывных работ обеспечивают допустимую сейсмическую нагрузку от массовых взрывов на подземные горные выработки при переходе к комбинированной разработке месторождения.

Таким образом, установлены основные параметры сейсмического воздействия массового взрыва на подземные горные выработки и различия между реакцией горных массивов карьера на динамическое воздействие на поверхности и в подземных выработках. Предложен метод расчета параметров взрывных работ, обеспечивающих допустимую сейсмическую нагрузку от массовых взрывов на подземные горные выработки при переходе к комбинированной разработке месторождения.

Традиционный подход к проектированию и эксплуатации глубоких карьеров не учитывает изменения способов вскрытия карьеров с учетом развития подземного рудника. В связи с этим выполнены исследования и предложен метод расчета параметров безопасного предохранительного целика между дном карьера и подземным рудником с учетом сейсмозрывного воздействия массовых взрывов, ведущихся в карьере и исходя из массы заряда ВВ на одно замедление. В расчетах принимается, что горные породы – упругопластическая сплошная среда. Для обеспечения устойчивости подкарьерного предохранительного целика необходимо, чтобы сейсмическое действие взрыва не приводило к необратимым деформациям. Условие сохранения устойчивости пород записывается так:

$$U \leq U_0, \quad (9.13)$$

где U – скорость смещения горных пород, возбуждаемая взрывом, см/с.;

U_0 – безопасная скорость смещения горных пород из условий их упругой деформации, см/с.

Скорость смещения горных пород U в зависимости от величины заряда, расстояния до защищаемого объекта и акустической жесткости пород может быть выражена формулой:

$$U = 7.5 \cdot 10^4 \sqrt{\frac{q}{C_p \cdot \rho \cdot \tau}} \left[\frac{\sqrt{Q}}{R} \right]^{1.5}, \quad (9.14)$$

где q – ускорение силы тяжести, м/с²;

$C_p \cdot \rho$ – акустическая жесткость пород: м/схкг/м³;

Q – вес одновременно взрываемого заряда, кг;

τ – период сейсмических колебаний, с;

R – расстояние до защищаемого объекта, м.

Период сейсмических колебаний τ в зависимости от расстояния и веса заряда ВВ для сейсмических волн составляет:

$$\tau = 0.004 \sqrt{R} \cdot \sqrt[3]{Q}. \quad (9.15)$$

Тогда из (9.14–9.15) получаем

$$U = \frac{3.72 \cdot 10^6 \cdot Q^{0.4}}{R^{1.75} \cdot \sqrt{C_p \cdot \rho}}. \quad (9.16)$$

Безопасная скорость смещения горных пород может быть определена из общих условий их деформации. Если в процессе деформации объема V_0 до объема V_1 удельная энергия объема V_0 увеличится на некоторую конечную и

вполне определенную для данной среды величину F , то это создаст необходимые и достаточные условия для производства разрушения. Тогда общее уравнение энергетических условий, определяющих возможное разрушение среды, может быть представлено так:

$$\frac{W_1}{V_1} - \frac{W_0}{V_0} \geq F, \quad (9.17)$$

где W_0 и W_1 – энергия среды до и после разрушения, кг/м;
 V_0 и V_1 – объем среды до и после разрушения, м³.

Разрушающее напряжение может быть определено как:

$$\sigma_p = -\frac{3}{8} \cdot K \left[\left(\frac{V_0}{V_1} \right)^{1/3} - \left(\frac{V_1}{V_0} \right)^{1/3} \right], \quad (9.18)$$

где K – коэффициент, зависящий от свойств массива.

Напряжение на элементарной поверхности внутри твердого тела действует в наиболее общем случае не по нормали к этой поверхности, а имеет составляющие как по нормали, так и по касательной к ней. На тело, отнесенное к трем перпендикулярным осям Q_x, Q_y, Q_z , действуют, по крайней мере, три компонента напряжений: $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$, обуславливающие еще 6 компонентов $\sigma_{xy}, \sigma_{yz}, \sigma_{xz}, \sigma_{yx}$ и т.д. Действием именно этих компонент напряжений вызываются деформации объема V_0 до V_1 при изменении его с ρ_0 до ρ_1 . Рассматривая изменение объема среды под действием указанных напряжений как

$$V_1 = V_0 \cdot \left[1 + \frac{1-2\mu}{E} \cdot (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) \right], \quad (9.19)$$

разрушающее напряжение при различных условиях напряжения среды может быть выражено следующим образом:

$$\sigma_p = -\frac{3}{8} \cdot KE^{1/3} \cdot \frac{\left[E + (1-2\mu) \cdot (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) \right]^{1/3} - E^{1/3}}{\left[E + (1-2\mu) \cdot (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) \right]^{1/3}}. \quad (9.20)$$

где E – динамический модуль упругости;

$\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ – суммарный тензор напряжений.

Учитывая, что $\frac{\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3}{E}$ в целом определяет относительную объемную деформацию ε среды под действием суммарного тензора напряжений ($\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$), получаем:

$$\sigma_p = -\frac{3}{8} \cdot K \cdot \frac{\left[1 + (1-2\mu) \cdot \varepsilon \right]^{1/3} - 1}{\left[1 + (1-2\mu) \cdot \varepsilon \right]^{1/3}}. \quad (9.21)$$

где отрицательные значения σ_p соответствуют напряжениям сжатия, т.к. деформации в этом случае положительны, положительные же значения σ_p соответствуют напряжениям растяжения, так как деформации здесь отрицательные.

Использование зависимости (9.21) имеет важное значение для практики, так как помимо общих качественных зависимостей в определении параметров процесса разрушения действующее напряжений σ_p , связанное с известной зависимостью теории упругости:

$$\sigma = \frac{U \cdot C_p \rho}{q}, \quad (9.22)$$

что дает возможность к установлению безопасной скорости смещения горных пород U_0 :

$$U_0 = \frac{3 \cdot K_q \cdot \left[\left[1 + (1 - 2\mu) \cdot \varepsilon_0 \right]^3 - 1 \right]}{8 \cdot C_p \rho \cdot \left[1 + (1 - 2\mu) \cdot \varepsilon_0 \right]^4}, \quad (9.23)$$

Если учесть, что модуль объемного сжатия K_q может быть выражен как

$$K_q = \frac{\rho}{q} \cdot \left(C_p^2 - \frac{4}{3} \cdot C_s^2 \right) \quad (9.24)$$

и в то же время

$$C_s = C_p \sqrt{\frac{1 - 2\mu}{2 \cdot (1 - \mu)}}, \quad (9.25)$$

то из (9.23–9.25) получаем:

$$U_0 = \frac{12,5 \cdot C_p \cdot \left[\left[1 + (1 - 2\mu) \cdot \varepsilon_0 \right]^3 - 1 \right] \cdot (1 + \mu)}{\left[1 + (1 - 2\mu) \cdot \varepsilon_0 \right]^4 \cdot (1 - \mu)}, \quad (9.26)$$

где C_p – скорость распространения продольных волн, м/с, $C_p = 4000$ м/с;

μ – коэффициент Пуассона, $\mu = 0,25 - 0,30$;

ε_0 – допустимая относительная деформация горных пород в пределах упругости, для выработок дренажных горизонтов +128 м, +78 м и ± 0 ε_0 принимается в пределах 0,0003–0,0004;

U_0 – безопасная скорость смещения горных пород, см/с.

С учетом зависимостей (9.14, 9.19, 9.26) получаем уравнение для определения необходимой толщины предохранительного целика над выработками подземного рудника при различных значениях массы заряда ВВ (Q) на одно замедление:

$$R = \frac{1380 \cdot Q^{0,228} \cdot \left[1 + (1 - 2\mu) \cdot \varepsilon_0 \right]^{2,28}}{C_p^{0,856} \cdot \rho^{0,286} \cdot \left[\left[1 + (1 - 2\mu) \cdot \varepsilon_0 \right]^3 - 1 \right]^{0,57}} \cdot \left(\frac{1 - \mu}{1 + \mu} \right)^{0,57}. \quad (9.27)$$

Результаты расчета толщины предохранительного (охраняемого) целика определяются с учетом сейсмического воздействия массовых взрывов, ведущихся в карьере, исходя из массы заряда ВВ на одно замедление и составляют для

условий карьера Мурунтау до 50 м (табл. 9.4). Установлено, что при комбинированной отработке месторождения и совместной открыто-подземной отработке руд, залегающих за проектными контурами карьеров вблизи бортов и под дном карьера взрывные работы следует производить раздельно с удельным расходом ВВ не превышающим 1,2 кг/м³, а интервалы замедления между зарядами на открытых и подземных работах не должны превышать 35 мс.

Таблица 9.4

Параметры предохранительного целика с учетом сейсмозрывного воздействия

Вес заряда на одно замедление, Q, кг	Допустимая относительная деформация, ϵ_r , отн. ед.	Плотность пород, ρ , кг/м ³	Коэффициент Пуассона, μ	Скорость продольной волны, C_p , м/с.	Толщина предохранительного целика, R, м
500	0,0003	2700	0,25	4000	31,7
750	0,0003		0,25	4000	34,8
1000	0,0003		0,25	4000	37,1
1250	0,0003		0,25	4000	39,1
1500	0,0003		0,25	4000	40,7
1750	0,0003		0,25	4000	42,2
2000	0,0003		0,25	4000	43,5
500	0,0004		0,3	4000	28,7
750	0,0004		0,3	4000	31,5
1000	0,0004		0,3	4000	33,6
1250	0,0004		0,3	4000	35,4
1500	0,0004		0,3	4000	36,9
1750	0,0004		0,3	4000	38,2
2000	0,0004		0,3	4000	39,4

Выводы

1. Разработана конструкция скважинного заряда ВВ малого диаметра с применением кумулятивного эффекта при контурном взрывании, использование которой позволяет получить устойчивые откосы на глубоких карьерах, обеспечивая ровный отрыв массива по линии ее расположения, минимизацию сейсмического воздействия массового взрыва на прибортовый массив и ответственные инженерные сооружения.

2. Разработан сейсмобезопасный способ производства буровзрывных работ и определены их эффективные параметры, обеспечивающие сохранность бортов уступов и ответственных инженерных сооружений в глубоких карьерах.

3. Определена масса скважинных зарядов ВВ на одно замедление взрывов и рекомендованы интервалы поверхностных замедлений НСИ, которые составляют для средневзрывааемых пород между рядами скважин – 67 мс, между скважинами в ряду – 42 мс; для легко взрывааемых пород – соответственно 109 и 67 мс, а также диагональные схемы взрывания, обеспечивающие снижение уровня сейсмических колебаний в 1,5–2 раза, и повышение сохранности прибортовых массивов и ответственных инженерных сооружений в глубоких карьерах от сейсмических воздействий массового взрыва.

4. Разработан метод расчета параметров предохранительного целика между дном глубокого карьера и подземным рудником, определены его эффективные параметры с учетом сейсмозрывного воздействия массовых взрывов, ведущихся в глубоком карьере, исходя из массы заряда на одно замедление. Установлено, что при комбинированной отработке месторождения взрывные работы следует производить раздельно с удельным расходом ВВ, не превышающим $1,2 \text{ кг/м}^3$, а интервалы замедления между скважинными зарядами на открытых и подземных работах не должны превышать 35 мс.

Глава 10

РАЗРАБОТКА И ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНЫХ СПОСОБОВ УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ ОТВЕТСТВЕННЫХ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ В КАРЬЕРАХ

§ 10.1. Разработка способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений и создание единой системы геомеханического мониторинга в карьерах

§ 10.2. Расчет экономического эффекта разработанного способа с получением устойчивых откосов уступов и ответственных инженерных сооружений на глубоких карьерах

ГЛАВА 10. РАЗРАБОТКА И ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНЫХ СПОСОБОВ УПРАВЛЕНИЯ СОСТОЯНИЕМ ОТВЕТСТВЕННЫХ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ В КАРЬЕРАХ

§ 10.1. Разработка способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений и создание единой системы геомеханического мониторинга в карьерах

Разработка способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений в карьере направлена на создание единой системы геомеханического мониторинга и повышение эффективности и безопасности открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Для определения причин деформаций уступов и бортов, инженерных сооружений карьера, а также для разработки мероприятий по их прогнозированию и предотвращению необходимо в период строительства и эксплуатации карьеров обеспечить непрерывное наблюдение за устойчивостью откосов. В результате наблюдений и замеров должны быть определены:

условия, в которых возник и развился процесс деформации в карьере (тип пород, структура массива, высота и угол откоса уступа, время стояния откоса до начала деформации);

характеристика процесса нарушения устойчивости горного массива карьера, начиная с момента развития микроподвижек (тип нарушения, продолжительность процесса и его скорость в период возникновения, развития и затухания, размер нарушенного участка и т.д.);

характеристика степени снижения устойчивости горного массива карьера под воздействием атмосферных осадков и выветривания;

– характеристика степени снижения устойчивости массива в зависимости от скорости подвигания фронта горных работ в карьере.

Большинство распространенных методов расчета в настоящее время основаны на определении сдвигающих и

удерживающих сил, действующих по наиболее вероятной поверхности скольжения. Определение положения и формы поверхности скольжения карьерного откоса является наиболее важным этапом расчета.

Основной задачей является не только определение устойчивые углы наклона бортов карьеров, но управление состоянием массива горных пород карьера для достижения лучших экономических показателей, использования недр и земельных ресурсов.

Под управлением состояния массива горных пород понимается комплекс научных и технических мероприятий, направленных на достижение оптимальных параметров карьерных откосов, при которых обеспечиваются безопасность ведения горных работ и их максимальная экономическая эффективность. Состав комплекса этих мероприятий определяется природными и горнотехническими условиями разработки месторождений.

Анализ причин деформирования откосов бортов, поставленных в предельное положение на карьере Мурунтау показывает, что характер и величины разрушающих деформаций зависят от глубины, угла наклона бортов карьера, физико-механических свойств и структурных особенностей горного массива. Время устойчивого существования откоса колеблется от 2 месяцев до 6–7 лет. Знание потенциально опасных по деформациям участков позволяет на стадии планирования горных работ установить места возможных деформаций и принять меры по их предотвращению. Определены характеристики (тип, объемы и скорость развития) предполагаемых деформаций, что позволяет оценить их возможное воздействие на ведение горных работ и прогнозировать меры для поддержания необходимого уровня безопасности персонала карьера и оборудования.

По результатам анализа геологического строения и физико-механических свойств пород бортов карьера Мурунтау, характера обводненности породного массива, данных геодинамического районирования местоположения деформаций и условий их возникновения, выявлены протяженные участки с одинаковыми условиями устойчивости, что дало возможность составить карту районирования карьерного поля, с оконтуриванием типов участков, характеризующихся различной степенью устойчивости (устойчивый, условно неустойчивый, неустойчивый). При этом влияние природных и горнотехнических факторов

на устойчивость бортов карьера в предельном положении определено с учетом применения на карьере специальной (противодеформационной) технологии заоткоски.

На основании карты районирования карьерного поля (рис. 10.1.) выполнено районирование бортов карьера по степени устойчивости (табл. 10.1).

Наибольший интерес представляют неустойчивые участки, расположенные в районе Северного и Южного бортов карьера, т.к. именно в них сосредоточено наибольшее количество деформаций. Неустойчивый участок, расположенный на Северном борту, по всей протяженности характеризуется наклонным залеганием слоев в сторону карьера в пределах $25-35^{\circ}$.

Породы в верхней части разреза практически на всем его протяжении представлены переслаивающимися алевролитами и сланцами различного состава с подчиненными прослоями песчаников. Нижняя часть разреза сложена окварцованными алевролитами, кварцевыми метасоматитами, кварцитами. Наибольшая вероятность деформирования пород в уступах борта относится к выпуклой в плане части борта.

Поверхности ослабления, способные участвовать в формировании поверхности скольжения, отсутствуют, массив можно рассматривать как квазиоднородную среду.

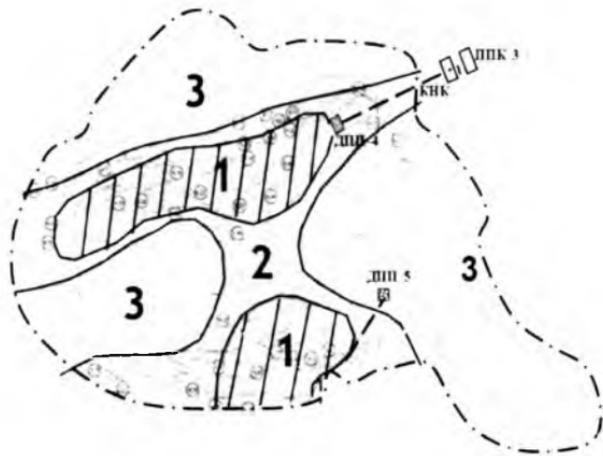


Рис.10.1. Карта районирования карьерного поля объединенного карьера Мурунтау – Мютенбай по степени устойчивости: 1 – неустойчивый участок; 2 – условно неустойчивый участок; 3 – устойчивый участок; 3 – номер деформации; --- – конвейерная линия комплекса ЦПТ; -.- – контур карьера

Таблица 10.1

Районирование бортов карьера Мурунтау по степени устойчивости

Район	Местоположение	Геологическое строение	Геологические условия	Оценка устойчивости	Рекомендации	
Устойчивый	Северный борт Гор.+465 м и выше	Породы представлены переслаивающимися алевролитами и сланцами различного состава с подчиненными прослоями песчаников	Участки обводнены спорадически	Относительно устойчив. Возможны мелкие нарушения и осыпи	Дополнительные требования по безопасному ведению горных работ не требуются	
		Алевролиты и сланцы различного состава (кварц-саудистые, хлоритовые, хлорит-серицитовые)				
	Западный борт	Участок сложен толщей переслаивающихся алевролитов и сланцев различного состава. В зоне Южного разлома породы малопрочные представлены тектонитами и миоонитами	Участки обводнены	Условно не устойчив. Возможны обрушения в зоне влияния Южного и Северного разломов	Работать согласно Требованиям для безопасного ведения горных работ в приконтурных зонах и зонах деформаций*	
		Участок сложен переслаивающимися алевролитами и сланцами различного состава				
	Южный борт	Северный борт	Участок сложен кварцованными алевролитами, кварцевыми метосоматитами, кварцитами	Участки обводнены	Условно не устойчив. Возможны обрушения в зоне влияния Северного разломов	Работать согласно Требованиям для безопасного ведения горных работ в приконтурных зонах и зонах деформаций*
		Южный борт	Участок сложен алевролитами и сланцами различного состава. В зоне Южного разлома породы малопрочные, трещиноватые			
Условно неустойчивый	Западный борт	Переслаивание алевролитов, сланцев, алевросланцев и металевролитов	Участки обводнены спорадически	Условно не устойчив. Возможны обрушения в зоне влияния Северо-Восточного разломов	Работать согласно Требованиям для безопасного ведения горных работ в приконтурных зонах и зонах деформаций*	
		Породы сложены толщей переслаивающихся алевролитов и сланцев различного состава. В зоне Южного разлома породы малопрочные разбиты многочисленными складчатыми и разрывными нарушениями				
	Южный борт	Участок сложен кварцованными алевролитами, кварцевыми метосоматитами, кварцитами				
Неустойчивый	Северный борт Гор.+465 м и ниже	Участок сложен кварцованными алевролитами, кварцевыми метосоматитами, кварцитами	Участки обводнены спорадически	Условно не устойчив. Возможны обрушения в зоне влияния Северо-Восточного разломов	Работать согласно Требованиям для безопасного ведения горных работ в приконтурных зонах и зонах деформаций*	
		Участок сложен кварцованными алевролитами, кварцевыми метосоматитами, кварцитами				

В целом неустойчивые участки характеризуются неблагоприятным падением слоев пород в сторону выработанного пространства, наличием разнонаправленных тектонических трещин, наличием в толще алевролитов и сланцев, прослоев углеродисто слюдистых сланцев с низкими показателями сопротивления, а также статистически выделяющихся по количеству ранее происшедших деформаций. При ведении горных работ на неустойчивых участках требуется разработка мер по поддержанию необходимого уровня безопасности персонала и оборудования.

Условно неустойчивые участки характеризуются меньшей степенью влияния тех же неблагоприятных факторов, что и на неустойчивых участках, являясь промежуточной зоной между устойчивыми и не устойчивыми массивами, оконтуренной с учетом геометрии выработанного пространства. На неустойчивых участках возможны осыпи и мелкие вывалы, не представляющие опасности для ведения горных работ. При отработке могут потребоваться дополнительные меры безопасности.

Устойчивые участки характеризуются благоприятным залеганием слоев пород, отсутствием зон трещиноватости, генетически связанных с тектоническими разломами, геометрическими параметрами бортов со значительным коэффициентом устойчивости и статистически минимальной вероятностью развития деформаций. При ведении горных работ на данных участках не требуются дополнительные меры безопасности.

При общей протяженности бортов на объединенном карьере Мурунтау-Мютенбай, которая измеряется десятками километров, своевременное обнаружение признаков начинающихся масштабных деформаций представляет собой весьма сложную и трудоемкую задачу. Следует отметить, что при районировании бортов карьера по степени устойчивости границы участков характеризуют общее состояние оконтуренного прибортового массива и поэтому в процессе ведения горных работ проводится уточнение геомеханической ситуации, позволяющей обеспечить надежное прогнозирование развития деформационных процессов и своевременно принять меры для поддержания необходимого уровня безопасности персонала и оборудования.

Для установления продолжительности устойчивого состояния отработанных участков месторождения, находящихся в выявленных предварительной диагностикой по-

тенциально опасных по деформациям участках, организовано наблюдение средствами мониторинга, предусматривающего несколько последовательных этапов работы, позволяющих развивать и дополнять методы интерпретации результатов наблюдений и прогнозирования устойчивости прибортового массива. При этом решающее значение в оценке состояния массива горных пород принадлежит аппаратурному контролю.

Известно, что решение вопросов обеспечения устойчивости бортов карьера и его уступов, своевременное предупреждение деформаций элементов открытых горных разработок невозможно без постоянного контроля за состоянием уступов бортов карьера и всего прибортового массива. Поэтому для дальнейшего развития карьера Мурунтау с учетом проведенного районирования карьерного поля по участкам вероятного деформирования уступов бортов создана маркшейдерская полигонометрическая сеть из опорных пунктов и рабочих реперов, которая используется в качестве базовой (рис. 10.2), для получения координат рабочих реперов методом спутниковой геодезии с применением спутниковых навигационных систем (GPS - систем). Созданная маркшейдерская сеть для высокоточных наблюдений отвечает возросшим требованиям к обеспечению длительной устойчивости бортов при увеличении их высоты и позволяет определять приращение координат между опорным пунктом и рабочими реперами с точностью до $1 \div 2$ см.

Получаемая в результате мониторинга информация представляет собой значительный объем, требующий обработки и систематизации. Для решения данной задачи создана база данных геологической, маркшейдерской, геомеханической и горнотехнической информации, являющихся основой для проектирования, планирования горнопроизводства и геомеханических исследований.

С целью изучения внутреннего строения прибортового массива, определения потенциальной поверхности скольжения формирующейся деформации, выявления зон трещиноватости, характеризующих начальные стадии развития оползня, необходимо использовать современную аппаратуру позволяющую оперативно ответить на поставленные задачи. Так же не менее важной задачей является комплексный подход к оценке устойчивости деформировавшегося участка с целью заблаговременного принятия решения о технологии горных работ в его пределах.

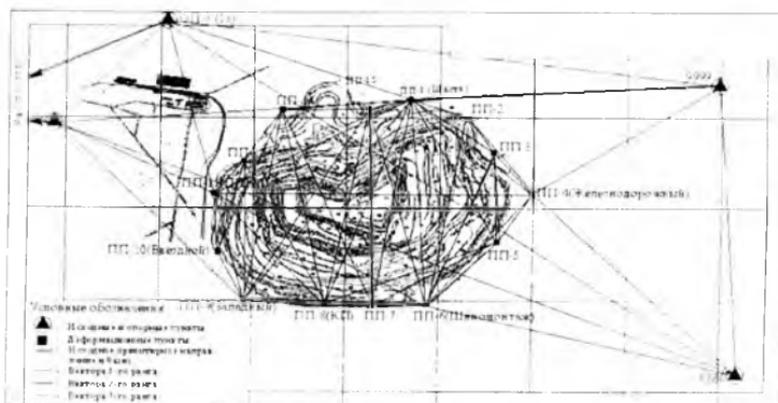


Рис.10.2. Геодезическая схема спутниковых наблюдений

Известно, что наибольшее применение на карьерах получили методы визуальных, упрощенных и инструментальных маркшейдерско-геодезических наблюдений за деформациями откосов. Сущность данных наблюдений состоит в фиксации видимых проявлений нарушений устойчивости откосов, характера трещиноватости массива и последствий взрывных работ в зоне их влияния (визуальные наблюдения), а также получении количественных закономерностей деформирования откосов с целью определения скорости, величин деформаций откосов и критической величины их смещений на прогрессивной стадии деформирования (упрощенные и инструментальные наблюдения).

Решить данную задачу позволяют геофизические методы наблюдений, обладающие рядом преимуществ, среди которых значительная глубинность исследований, большая производительность и высокая чувствительность к структурным изменениям в массиве горных пород.

Проведен комплекс исследований, включающий детальные геофизические исследования структуры приконтурного массива и режимные маркшейдерские наблюдения. Основной целью исследований были выполнение оценки состояния устойчивости массива горных пород в зоне развития деформации, а также нахождение плоскости возможного сдвижения пород северного борта карьера в пределах горизонтов +285 – +165 м. Геофизические наблюдения методом электроразведки (вертикальные электрические зондирования – ВЭЗ) проводились симметричной установкой на трех горизонтах (гор. +285; гор. +255; гор. +185м). При

этом разности питающих электродов А В определялись для каждого горизонта отдельно, исходя из геометрических параметров блока и условий наблюдений. Замеры проводились со 100% повторением в прямом и обратном ходе, при этом погрешность измерений не превысила 5%. Интерпретация результатов ВЭЗ с учетом данных маркшейдерских наблюдений позволила построить геоэлектрические модели исследуемого участка борта карьера непосредственно в зоне деформации, на которой выделяются зона разлома, структурные неоднородности и зона сильно трещиноватых пород в основании деформации. Анализ полученных инженерно-геологических и геофизических данных о структуре участка деформации показывает, что линией вероятного скольжения на данном участке являются зоны трещиноватых пород генетически связанных с меридиональным разломом, имеющие мощность до 5 м.

Следующим этапом оценки устойчивости участка деформации являлось построение математической модели деформированного участка с учетом сниженных коэффициентов сцепления и трения пород в массиве. Расчет проводился согласно общепринятых алгоритмов для квазиизотропной среды, с использованием специализированного программного пакета DNEPR, разработанного совместно с ИПНЭ НАНУ (Украина). Также учитывалась эмперически определенная зависимость объемов деформаций прибортового массива карьера Мурунтау от высоты деформированного слоя пород Н (рис. 10.3).

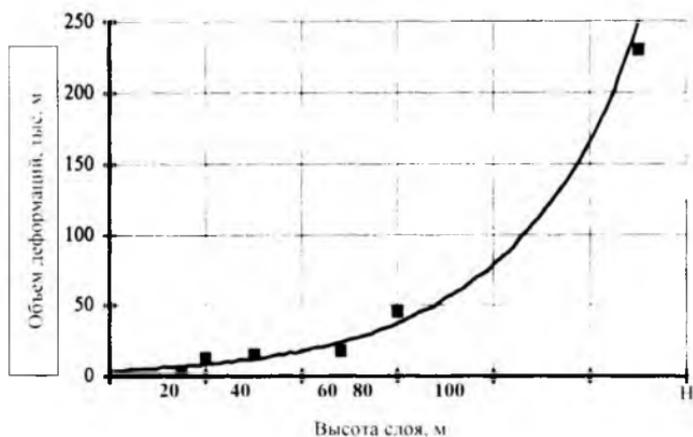


Рис.10.3. Зависимость объема деформаций от высоты деформированного слоя пород

Проведенный комплекс исследований на участке деформации позволил оперативно оценить состояние массива горных пород, выделить потенциальную поверхность скольжения и, как следствие, составить надежный прогноз дальнейшего развития деформационных процессов на исследуемом участке.

Таким образом, сейсмические исследования, основанные на изучении спектра колебаний пород, слагающих борта карьера, позволяют ранжировать участки бортов по степени риска возникновения деформаций и определять возможные объемы деформаций по величинам линейных размеров неустойчивых участков для заданных резонансных частот.

Методы ВЭЗ позволяют выделять потенциальные поверхности ослабления, определять вертикальные и горизонтальные границы неустойчивых тектонических блоков. Профильные наблюдения на специально оборудованных геодинамических полигонах рекомендовано проводить раз в 3–5 лет с целью прогнозирования геодинамической активности зон разломов и выявления границ подвижных блоков.

Отработка законтурных запасов руды карьера Мурунтау комбинированным открыто-подземным способом ужесточает требования к технологиям горных работ в карьере и в подземных условиях. Для обеспечения сохранности бортов карьера и предохранительных целиков до подземных выработок шахты необходима разработка мероприятий уменьшающих степень воздействия взрывных работ на охраняемые объекты. Необходимо применение контурного взрывания, щелеобразования, специальных технологий заоткоски уступов при постановке их в предельное положение, ограничение мощности массовых взрывов, разделение обрабатываемых блоков на открытых и подземных работах, оставление предохранительных целиков между дном карьера и подземным рудником.

В этих условиях обеспечение безопасной эксплуатации инженерных сооружений открытой и подземной разработки потребовало эффективного мониторинга деформационных процессов в горном массиве. Важнейшей задачей стала разработка и создание системы оперативно-геомеханического контроля за состоянием объектов в целях прогнозирования и своевременного принятия мер по поддержанию их в рабочем безопасном состоянии. Ис-

ходные требования к системе геомеханического контроля сформированы на основе анализа специфики геологических и горнотехнических условий подземной разработки, а именно: обеспечение безопасности ведения горнокапитальных и горноподготовительных работ. В качестве первоочередных задач при организации геомеханического мониторинга выделены:

- районирование горного массива по степени геодинамической активности;
- выбор мест и способов размещения наблюдательных станций, обеспечивающих полноту и достоверность информации о контролируемых геомеханических процессах;
- выбор способов и технических средств инструментальных наблюдений, позволяющих осуществлять контроль с достаточной для решаемых горнотехнических задач полнотой и надежностью.

Схема проведения геомеханического мониторинга на подземном руднике разработана на основе анализа геомеханических условий в переходный период от открытых горных работ к подземным с учетом напряженно-деформированного состояния и геодинамической активности различных участков горного массива.

Проанализированы горизонтальные смещения тех реперных пунктов, которые отражали деформирование горного массива, обусловленное только формированием карьерной выемки, т.е. смещения, связанные с локальными деформационными проявлениями негеомеханического характера: оседания бровок и отдельных породных блоков.

Прогнозное районирование подземного рудника по фактору устойчивости горных выработок выполнено исключительно на основе учета трещиноватости массива и геодинамической активности его тектонических структур. С учетом условий и характерных особенностей открытой и подземной разработки в качестве основных объектов геомеханического контроля выделены:

- прибортовой горный массив на границе открытых и подземных работ, включающий борта карьера и предохранительный целик (подушка) на первом и втором рудных залежах;
- подземные горные выработки шахты на горизонтах +78м и +128м в местах их пересечения с потенциально подвижными зонами активных тектонических нарушений.

Мониторинг толщины предохранительного целика предусмотрено проводить методом дистанционного лазерного сканирования путем сопоставления трехмерных моделей целика и придонных участков борта карьера, полученных в различных сериях наблюдений. Это позволит определять смещения любых немаркированных точек горного массива и оценивать изменения формы и объема предохранительного целика.

Назначением созданной системы геомеханического обеспечения горных работ является автоматизация и компьютеризация процессов сбора, передачи, обработки и выдачи пользователям геомеханической информации, используемой при планировании горных работ на карьере. Система включает базы инженерно-геологических и геомеханических данных, базы данных геофизических и маркшейдерских исследований, программное обеспечение расчетов устойчивости откосов уступов бортов карьера и отвалов (складов) по различным алгоритмам.

Для решения задач прогнозирования и предотвращения деформаций определен характер состояния массива горных пород с целью выявления прогностических признаков. При этом, главным в прогнозировании деформаций на конкретном участке месторождения является слежение за изменением геомеханической ситуации в нем во времени, что позволяет достоверно оценить устойчивость откосов бортов карьера, своевременно предвидеть возможные опасные последствия для обеспечения безопасного ведения горных работ. Оценка состояния откосов бортов карьера, поставленных в предельное положение, устанавливается с использованием комплексных данных инженерно-геологических и инструментальных геолого-маркшейдерских наблюдений, наземной стереофотограмметрической съемки деформирующихся откосов на карьере, использованием методов аналитической аэрофотограмметрии, методом полигонометрии, а также геомеханических методов исследований.

На рис. 10.4 представлена схема единой системы геомеханического мониторинга в карьере Мурунтау, рекомендованная для наблюдений и оценки состояния горного массива во времени и в пространстве. Создание единой системы геомеханического мониторинга в карьере позволяет определить место и время жизни деформаций, используя совокупность информативных параметров и комплекс наблюдений по обеспечению прогноза.

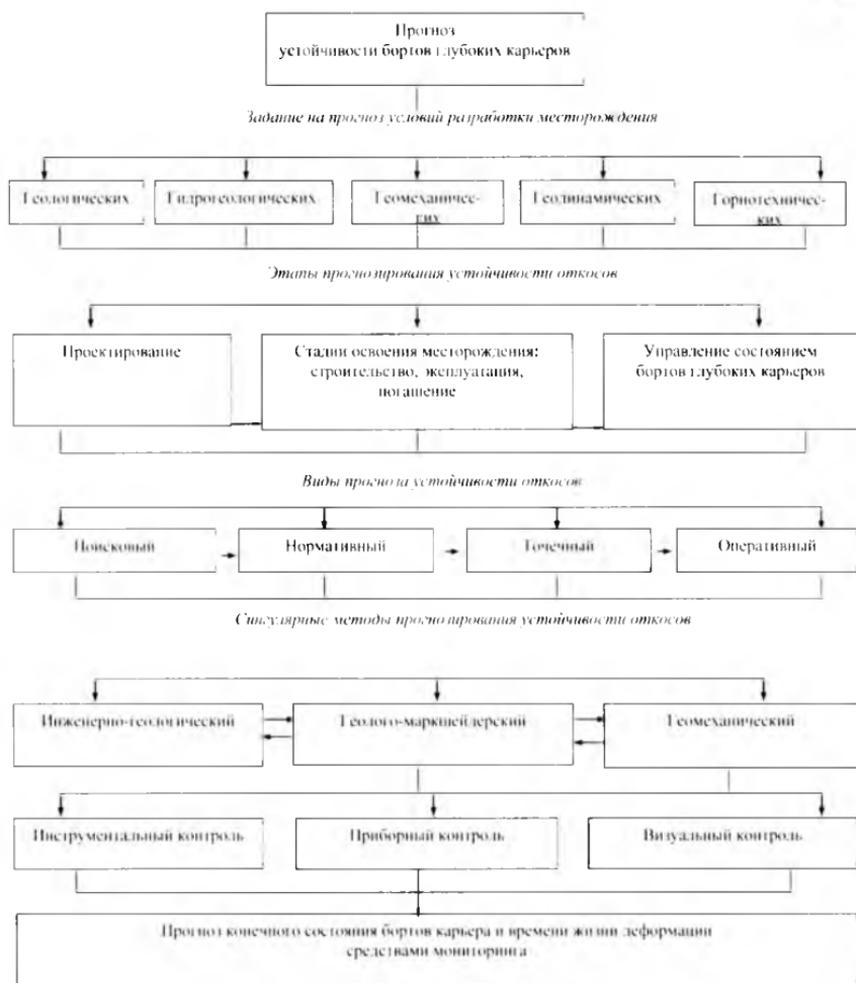


Рис.10.4. Схема единой системы геомеханического мониторинга в карьере Мурунтау

Задача прогнозирования и предотвращения деформаций сводится к определению характеризующих состояние массива горных пород прогностических признаков, и разработке на этой основе долгосрочного, краткосрочного и оперативного прогноза. Главным в прогнозировании деформаций на конкретном участке месторождения является слежение за изменением геомеханической ситуации в нем во времени, что позволит достоверно оценить устойчивость откосов бортов карьера, своевременно предвидеть возможные опасные последствия для обеспечения безопасного ведения горных работ.

Анализ инженерно-геологической информации по глубоким горизонтам карьера Мурунтау свидетельствует о повышении монолитности и прочности породного массива с увеличением глубины. Соответственно и вероятность возникновения деформаций участков борта на больших глубинах резко снижается. При этом в перспективе по мере увеличения глубины горных работ появляется реальная возможность повысить углы откосов нерабочих уступов на глубоких горизонтах.

При увеличении глубины разработки карьера возникает опасность образования квазипластических деформаций характерных для глубоких карьеров, сложенных трещиноватыми скальными породами, с блочной структурой. Они проявляются в виде ползучести горного массива, так называемых «медленных» оползней, что ведет в конечном счете к потере его устойчивости и разрушению. Такие оползни могут «жить» в течение десятков лет, при этом скорость их смещения на протяжении практически всего времени изменяется сравнительно мало. Для возникновения квазипластических деформаций необходимо, чтобы в массиве существовала хотя бы одна система трещин с благоприятной ориентировкой, т.е. угол падения трещин системы β_i должен удовлетворять условию

$$\beta_i \geq \varphi_{\tau}, \quad (10.1)$$

где φ_{τ} – угол трения по плоскости трещин.

Простираение трещин системы (β_i) должно быть близко к углу откоса (β_0). Разница между ними не должна превышать величины $\Delta i, \max$, т.е.

$$|\beta_i - \beta_0| \leq \Delta i, \max, \quad (10.2)$$

где $\Delta i, \max = \arccos(\operatorname{tg} \varphi_{\tau} / \operatorname{tg} \beta_i)$.

Описанные условия являются достаточными для образования «медленных» оползней. Необходимое условие сформулировано ниже при описании механизма их образования. Наличие в породах благоприятно ориентированной системы трещин с углом падения β_i (рис. 10.5), обуславливает возможность формирования в массиве потенциально неустойчивой зоны, ограниченной линией АВ с углом наклона

$$\beta'_i = \beta_i + \Delta\beta_i, \quad (10.3)$$

где $\Delta\beta_i = \operatorname{arctg} \frac{2a_i}{a_1}$; длина a_i и a_1 – расстояние между трещинами i -той системы.

Как следует из решений теории упругости, максимальные скалывающие напряжения формируются в тыловой части основания потенциально неустойчивого массива.

Можно ожидать, что при высоте откоса $H > H_{\min}$ значения τ превысят сопротивление сдвигу $[\tau_T]$ по трещинам некоторой j -той системы

$$\tau_j > [\tau_T]. \quad (10.4)$$

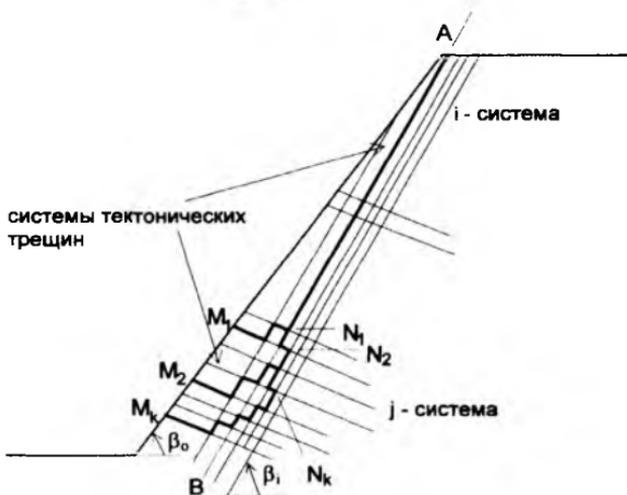


Рис.10.5. Разрез через формирующийся оползень

Если трещины j – системы направлены в сторону выработанного пространства, они формируют поверхность скольжения потенциально неустойчивого массива (M_1N_1 , M_2N_2 , M_kN_k).

Выполнение неравенства (10.4) является необходимым условием реализации квазипластических деформаций скальных пород в направлении M_jN_j и, как следствие этого процесса, нарушение устойчивости горного массива, т.е. образование оползня.

Как известно процесс деформирования горных пород удовлетворительно описывается с помощью реологической модели Бингама-Шведова:

$$\dot{\epsilon} = \frac{\tau_i - \tau_0}{\eta_i}, \quad (10.5)$$

где $\dot{\epsilon}$ – скорость деформации;

τ – действующее касательное напряжение;

τ_0 – «порог ползучести», начальное сопротивление сдвигу, которое принимается равным $\sigma_n \operatorname{tg} \varphi_t$;

η_i – коэффициент динамической вязкости в рассматриваемом направлении, поскольку η , как и любой другой параметр прочности трещиноватого массива, является величиной существенно анизотропной.

Известно, что коэффициент динамической вязкости скальной породы в образце (в породе без трещин) близок к $10^{21} \div 10^{23}$ пуаз. В направлении, совпадающем с трещинами, это значение не превышает $10^{14} \div 10^{15}$ пуаз. При этом величина η весьма мало зависит от степени трещиноватости и литологии пород. В то же время наиболее низкие значения этого параметра характерны для трещин, выполненных глиной и брекчией трения, зон тектонических разломов. В этом случае $\eta = 10^{14}$ пуаз, что соответствует коэффициенту динамической вязкости глинистых грунтов твердой консистенции. Из сказанного следует, что наличие или возникновение в массиве трещин должно приводить к увеличению скорости деформации бортов, что может быть отмечено инструментальными наблюдениями. При этом, согласно современным представлениям, дезинтеграция борта карьера наступает при скорости сдвижения горных пород – 3 см/год. Квазипластические деформации реализуются в скальных породах, если в массиве существует система трещин, направленных в сторону свободной поверхности (борта карьера) и на плоскости этих трещин в зоне потенциального сдвига (MN) выполняется условие (10.4). Разрушение массива вследствие этих деформаций возможно в случае, если с течением времени условие (10.4) реализуется вблизи свободной поверхности. Для карьера, находящегося в стадии разработки, эта реализация – вопрос времени, ибо касательные напряжения здесь обусловлены весом вышележащих пород (γH), при этом $[\tau_t] = \text{const}$. Устойчивость массива в таком случае может быть обеспечена разгрузкой его верхней части. Проведенная для условий карьера серия расчетов с помощью метода конечных элементов свидетельствует о том, что необходимое условие образования «медленного» оползня (неравенство 10.3) выполняется уже на глубинах порядка 600–700 м. При этом в расчетах принято, что борт представляет собой ненарушенный массив, сложенный алевритами различного состава. С учетом зон различных нарушений широко представленных в массиве пород необходимое условие образования медленного оползня может выполняться и на меньших глубинах.

Таким образом, на основании изложенного, для условий карьера Мурунтау при увеличении глубины его отработки для обеспечения безопасности горных работ предложены следующие рекомендации: проведение системати-

ческих инструментальных наблюдений с целью изучения величины скорости деформаций различных участков борта; в случае заметного увеличения скорости деформаций участка борта проведение исследования структуры прибортового массива на предмет обнаружения трещины или системы трещин с благоприятной для образования оползня ориентацией; проверить выполнение необходимого условия образования оползня, при этом максимальное касательное напряжение вычисляется по формуле $\tau = 0,4\gamma h$; в случае выполнения необходимых (10.1) и достаточного (10.4) условий образования «медленного» оползня предлагается либо разгрузить верхнюю часть борта карьера, что может быть достигнуто уменьшением угла откоса (при этом уменьшается значение τ), либо укрепить зоны потенциального сдвига (при этом повышается величина $[\tau_r]$).

Прогноз напряженно-деформированного состояния прибортового состояния массива осуществляется сравнительной оценкой двух ситуаций: на текущий момент отработки и в предельном контуре с учетом структурно-тектонических особенностей массива и внешних нагрузок от отвалов.

Возможность применения методов теории упругости подтверждается тем, что с достаточной точностью горные породы месторождения Мурунтау можно отнести к линейно деформируемым телам вплоть до момента разрушения. В зависимости от характера связей между фазами, слагающими породы, строятся различные модели среды, которые на основе экспериментальных данных подтверждают, что горные породы в объеме, значительно превышающем объем слагающих их минералов, могут рассматриваться как квазиизотропные.

Неупругое поведение горных пород под действием нагрузок характеризуется коэффициентом хрупкости и пластичности $\chi = \sigma_p / \sigma_{сж}$, значения которого более 0,2 свойственны пластичным материалам, а менее 0,2 – хрупким.

Состояние пород месторождения Мурунтау можно характеризовать как квазиизотропное с $\chi < 0,2$ и считать породы дифференциально-упругими средами с совершенными связями или пластичными с несовершенными связями.

В нашем случае рассматривается пространство (полупространство), в котором граница контура разбивается дискретно на конечное число участков. Интенсивность нагрузок на каждом заданном участке постоянна.

При решении задачи с учетом объемных сил (сил тяжести) граничные уравнения определяются так:

$$\int_2^1 \delta_{ik} \cdot \varphi_k(\xi) + \int_{t_s(\xi, z)} \varphi_k(\xi) = t_i(\xi) - \int_{t_s(\xi, z)} \psi_k(z) dV(z), \quad \xi \in s; z \in V, \quad (10.6)$$

где $i, k = 1, 2$;

φ_k – фиктивные нагрузки;

ψ_k – компоненты объемных сил;

s – граница области;

$$\delta_{ik} = \begin{cases} 1, & i = k \\ 0, & i \neq k \end{cases}$$

V – внутренняя область;

t_i – напряжения на границе;

F_{ijk} – фундаментальное решение Кельвина.

Напряжения и смещения во внутренней области V имеют вид:

$$\begin{aligned} \sigma_{ij}(x) &= \int_s T_{ijk}(x, \xi) \varphi_k(\xi) ds(\xi) + \int_V T_{ijk}(x, z) \psi_k(z) dV(z); \\ u_i(x) &= \int_s G_{ij}(x, \xi) \varphi_j(\xi) ds(\xi) + \int_V G_{ij}(x, z) \psi_j(z) dV(z), \\ x, z \in V; \xi \in s; i, j &= 1, 2, \end{aligned} \quad (10.7)$$

где T_{ijk}, G_{ij} – фундаментальные решения Кельвина;

σ_{ij} – напряжения;

u_i – смещения.

Реальный породный массив под воздействием напряженного состояния изменяет свои свойства во времени, то есть проявляет свойства наследственной ползучести. Нелинейный характер ползучести учитывается следующим образом:

$$\varepsilon(t) = \frac{1}{E} \left\{ \sigma(t) + \int_0^t L(t-\tau) \sigma(\tau) d\tau \right\}, \quad (10.8)$$

где E – модуль упругости;

$\sigma(\tau)$ – напряжение, действующее в течение времени $d\tau$;

$L(t-\tau) = \delta(t-\tau)^\alpha$ – разностное ядро ползучести типа Абеля;

α, δ – постоянные.

После расчета поля напряжений в массиве, которое определяется конфигурацией границ исследуемой области, бездействующими на эти границы внешними силами и временными факторами, на основе критерия прочности строилась функция прочности F .

В точке (области) массива, где $F \rightarrow \min$, происходит зарождение разрушения, квазистатическое развитие которого определяется изолиниями функции прочности F .

Для расчета функции прочности F использовалась теория прочности Кулона-Мора, которая представлена в общем виде

$$(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2 \leq (\sigma_x + \sigma_y + 2C \times \text{ctg}\varphi)^2 \times \sin^2\varphi, \quad (10.9)$$

где τ_{xy} – касательные напряжения на площадках скольжения, МПа;

C – сцепление, МПа;

$\sigma_{x,y}$ – составляющие компоненты нормального напряжения на площадках скольжения, МПа;

φ – угол внутреннего трения, град.

Следует отметить, что разрушение пород путем сдвига происходит при всестороннем сжатии. При появлении растягивающих напряжений разрушение происходит путем отрыва по площадке, перпендикулярной к направлению растягивающих напряжений. Это обстоятельство ограничивает применение модели Кулона-Мора только областью сжимающих напряжений. Поэтому в случае возникновения растягивающих напряжений в данной точке используется первая теория прочности ($\sigma_p \geq \sigma_1$).

Очевидно, что характер напряженного состояния в массиве горных пород с криволинейной границей, образующейся за счет выемки породной массы, под воздействием сил гравитации существенно отличается от однородного состояния при прямолинейной границе. В рассматриваемом прибортовом массиве нормальные напряжения σ_x и σ_y – сжимающие.

Моделирование данного процесса осуществляется на основе функции прочности

$$F = (\sigma_x + \sigma_y + 2C \times \text{ctg}\varphi)^2 \times \sin^2\varphi - [(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2]. \quad (10.10)$$

Расчетами установлено, что при $H = 465$ м зона разупрочнения практически отсутствует, при $H=660$ м зона разупрочнения увеличивается и примерно в радиусе 150–250 м концентрируется вокруг точки сопряжения борта с основанием. Для глубины $H=1000$ м характерно увеличение радиуса этой зоны до 1000 м, а линия предельного состояния выходит на контур борта в верхней его трети.

При уменьшении прочностных свойств пород конфигурация зон разупрочнения меняется в значительной степени. Так при показателях прочности пород, характерных для участка тектонических нарушений, зона разупрочненных пород при рассматриваемых параметрах борта ($H=660$ м) распространяется вдоль поверхности борта на глубину до 300 м, а вдоль основания и дневной поверхно-

сти – до 200 м. Таким образом, участки пород с данными свойствами в этой зоне становятся менее устойчивыми и служат потенциальными поверхностями сдвига. Для весьма прочных пород зона разупрочнения невелика и расположена у основания борта. При уменьшении сцепления до $C=21,4$ МПа и $\varphi=37,9^{\circ}$ зона разупрочнения увеличивается в три раза.

Отметим, что зона разупрочнения в значительной степени определяется сочетанием составляющих компонент напряжения, формирующихся на элементарной площадке и входящих в выражение (10.10).

При определенной их комбинации породы с меньшими прочностными характеристиками находятся в устойчивом состоянии, а более прочные породы разупрочняются. При показателях коэффициента сцепления $C=21,4$ МПа и угла внутреннего трения $\varphi=37,9^{\circ}$ породы на расстоянии 600–700 м по горизонтали от основания, борта разупрочнены, а при $C=0,031$ МПа, $\varphi=39,6^{\circ}$ – имеют достаточный запас прочности. Величины напряжений по сравнению с решением задачи в упругой постановке и с учетом ползучести (10.9) возрастают с течением времени, что приводит к дополнительным деформациям.

Таким образом, изменение граничных условий за счет углубки карьера вызовет перераспределение составляющих компонент напряжений и увеличение объемов породного массива, находящегося в неустойчивом состоянии. По результатам геомеханического анализа к потенциально неблагоприятным участкам прибортового массива отнесены северный борт (падение слоев в сторону выемки, наличие прослоев углеродисто-сланцевых сланцев с низкими показателями сопротивления пород сдвигу) и южный борт (наличие крупного Южного разлома), на которых увеличивается вероятность деформирования борта.

Реализованная на карьере система геодинамического мониторинга и управление информативными параметрами в процессе ведения горных работ позволяет еще на стадии планирования горных работ составить надежный прогноз устойчивости бортов, установить места возможных деформаций и принять меры по их предотвращению, тем самым обеспечивая высокую безопасность горных работ в условиях непрерывно действующего производства.

Таблица 10.2

Задачи и результаты внедрения способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений в карьерах

Решаемые задачи	Результаты внедрения
<p>Математическое моделирование прибортового массива карьера</p>	<p>Разработана математическая модель по определению линии скольжения в однородном откосе уступа и компьютерная программа (свидетельство о регистрации). Установлены пути снижения ширины зоны остаточных деформаций при контурном взрывании: а) выбор параметров взрывания, обеспечивающих ограничение напряжений в падающей волне сжатия; б) выбор параметров зарядов, обеспечивающих создание экранирующей щели с повышенной защитной способностью.</p>
<p>Расчет устойчивости прибортового массива карьера в месте расположения ответственных инженерных сооружений</p>	<p>Разработаны компьютерные программы по определению рациональных параметров бортов карьера, учитывающих сейсмическое воздействие землетрясений. Разработана система мониторинга по обеспечению устойчивой работы комплекса ЦПТ-руда с КНК. Разработана методика численного расчета напряженно-деформированного состояния борта карьера, алгоритм и программа для решения задачи.</p>
<p>Определение влияния горнотехнических факторов на сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений</p>	<p>Оптимизированы параметры БВР, обеспечивающие минимизацию сейсмического воздействия массового взрыва на прибортовой массив и инженерные сооружения. Рекомендовано учитывать фактор цикличной вибрации, возникающей при работе экскаватора и разработать мероприятия по ограничению интенсивности ведения горных работ: при отработке прибортовых запасов; вблизи инженерных сооружений; расположении подземных горных выработок.</p>
<p>Разработка технических решений по сейсмобезопасной технологии БВР в приконтурной зоне карьера, обеспечивающих сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений</p>	<p>Определен метод расчета сейсмобезопасного веса зарядов на одно замедление при массовых взрывах. Рекомендованы интервалы замедлений НСИ и схемы взрывания, обеспечивающие снижение уровня сейсмических колебаний в 1,5–2 раза. Предложен метод расчета эффективных параметров БВР при комбинированной разработке месторождения.</p>

Результаты от внедренных рекомендаций в практику способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений в карьерах представлены в табл. 10.2.

§ 10.2. Расчет экономического эффекта разработанного способа с получением устойчивых откосов уступов и ответственных инженерных сооружений на глубоких карьерах

Расчет выполнен в соответствии с методикой определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений, рационализаторских предложений [267, 270].

Годовой экономический эффект от применения предлагаемого способа [267] получения устойчивых откосов уступов на карьерах с применением скважинных зарядов ВВ малого диаметра с кумулятивным эффектом по контуру массива определяется по формуле

$$\Delta = [(C_1 - C_2) - E(K_1 - K_2)] \cdot V_r, \text{ сум/год}, \quad (10.11)$$

где C_1, C_2 – общие эксплуатационные затраты до и после внедрения способа, сум/м³;

E – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;

K_1, K_2 – удельные капитальные затраты до и после внедрения способа, сум/м;

V_r – годовой объем взрываваемой горной массы, м⁷

Эксплуатационные затраты на бурение и взрывание горных пород, соответственно, определяются по формулам:

$$C_{b(1,2)} = C_b \cdot L_{(1,2)}, \text{ сум/м}^3, \quad (10.12)$$

$$C_{в(1,2)} = Ц_{в} q_{(1,2)} + З_{в} + M_{в}, \text{ сум/м}^3, \quad (10.13)$$

а капитальные затраты на бурение по формуле

$$K_b = \frac{C_{ст}}{П_{ст}} L_{(1,2)}, \text{ сум/м}^3, \quad (10.14)$$

где C_b – себестоимость бурения 1 м скважины, сум/п.м.;

L_1, L_2 – объем бурения до и после внедрения разработанного способа, м/м³;

$Ц_{в}$ – цена ВВ, сум/кг;

q_1, q_2 – удельный расход ВВ на контурное взрывание, кг/м³;

$З_{в}$ – зарплата взрывника в стоимости взрывания, сум;

$M_{в}$ – стоимость материалов при взрывании 1 м³ горной массы, сум/м³;

$C_{ст}$ – балансовая стоимость бурового станка, сум;

$П_{ст}$ – годовая производительность бурового станка, п.м./год.

Расчет эффективных параметров БВР для контурных скважин при использовании шлангового заряда базовым способом по методике [266]. Бурение взрывных скважин

производится буровым станком СБШ-250МН. В качестве шлангового заряда принимали патронированное ВВ марки Nobelit – 216Z диаметром 70 мм, помещенное в полиэтиленовую оболочку, монтируемое в две нити детонирующего шнура марки ДШЭ-16.

Глубина контурных скважин составляет:

$$L_k = \frac{H_v}{\sin \alpha} + l_n = \frac{15}{\sin 60^\circ} + 2,5 = 19,8 \text{ м.} \quad (10.15)$$

Рассчитываем расчетный вес заряда ВВ в скважине

$$Q_{\text{расч}} = L_k \cdot q = 19,8 \cdot 3,3 = 65,4 \text{ кг,} \quad (10.16)$$

где q – линейная масса заряда ВВ для данной категории пород ($f=8-12$), $q=3,3$ кг/п.м.

Рассчитываем расход ДШЭ-12, необходимый для заряжения одной скважины:

$$l = n \cdot L_{\text{шпр}} + L_{\text{ш}} = 3 \cdot 19,8 + 5 = 64,4 \text{ м,} \quad (10.17)$$

где $L_{\text{м}}$ – монтажная и поверхностная длина детонирующего шнура для завязки, м.

Принятый вес заряда ВВ в скважине составит:

$$Q_{\text{прин}} = l_c \cdot P = 39,6 \cdot 2 = 79,2 \text{ кг,} \quad (10.18)$$

где P – вес патрона эмульсионного ВВ, кг.

Расстояние между скважинами равно

$$a = 22 \cdot d_{\text{скв}} \cdot K_1 \cdot K_2 = 22 \cdot 110 \cdot 1 \cdot 0,85 = 2 \text{ м,} \quad (10.19)$$

где K_1 – коэффициент зажима, который равен при оконтуривании уступа и количества рядов скважин более 3 – $K_1=1$;

K_2 – коэффициент геологических условий, зависит от степени трещиноватости и ориентации трещин относительно линии оконтуривания.

Расчет параметров БВР для контурных скважин при использовании разработанного способа авторами работ [267]. Глубина контурных скважин составляет:

$$L_k = \frac{H_v}{\sin \alpha} + l_n = \frac{15}{\sin 60^\circ} + 2,5 = 19,8 \text{ м.} \quad (10.20)$$

Рассчитываем расчетный вес заряда ВВ в скважине

$$Q_{\text{расч}} = L_k \cdot q = 19,8 \cdot 2,2 = 43,56 \text{ кг,} \quad (10.21)$$

где q – линейная масса заряда ВВ для данной категории пород ($f=8-12$), $q=2,2$ кг/п.м.

Технико-экономические показатели внедрения способа получения устойчивых откосов уступов на карьерах с применением скважинных зарядов ВВ малого диаметра с кумулятивным эффектом по контуру массива на карьере Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК приведены в табл. 10.3.

Таблица 10.3

Показатели	Способ контурного взрывания	
	базовый	разработанный
Крепость пород по шкале М.М. Протоdjяконова	8–12	8–12
Применяемое буровое оборудование	СБШ-250МН	СБУ-2А-2Б
Высота уступа, м	15	15
Глубина контурных скважин, м	19,8	19,8
Диаметр контурных скважин, мм	250	110
Расстояние между контурными скважинами, м	2,0	3,0
Способ контурного взрывания	Чередование холостых и взрывных скважин	Использование кумулятивного эффекта
Расход ВВ по длине контурной скважины, кг/п.м.	3,0	2,2
Стоимость бурения 1 п.м. контурной скважины, сум	18654,05	18654,05
Стоимость бурового станка, млн. сум	10,827	1,14
Объем взорванной горной массы, м ³	147000	147000
Эксплуатационная производительность бурового станка, м/год	85380	43120
Количество контурных скважин в блоке, шт.	15	20
взрывных холостых	15	–
Общий объем бурения контурных скважин, м	594	396
Эксплуатационные затраты на бурение контурных скважин, сум/м ³	74,6	48,5
Удельный расход бурения, м/м ³	0,0040	0,0027
Удельный расход ВВ на контурное взрывание, кг/м ³	0,0061	0,0059
Эксплуатационные затраты на контурное взрывание, сум/м ³	2016,2	1703,82
Общие эксплуатационные затраты, сум/м ³	2090,9	1754,19
Цена используемого ВМ, в ценах 2015 г., сум:		
– Nobelit – 216Z (70 мм), 2672,09 сум/кг	3 174 443	213 767
– Игданит (648,03 сум/кг)	–	564 564
– ИСКРА-С 500–18, 10923,40 сум/шт.	–	436 936
– ДШЭ-12, 788,35 сум/м	761 546	–
– эл. детонатор ЭД-8Ж, 2089,96 сум/шт.	4 180	4 180
– расходы на изготовление «угольника», 8333,15 сум./м ²	–	266 660
Себестоимость 1 п.м. бурения, сум	18654,05	10514,03
Себестоимость 1 м ³ взорванной горной массы, сум	26,8	10,1
Зарплата взрывника, сум/м ³	2000	1700
Фактический годовой экономический эффект, млн.сум	–	336,644

Эксплуатационные затраты на бурение:
при базовой технологии

$$C_{б1} = 18654,05 \cdot 0,004 = 74,6 \text{ сум/м}^3; \quad (10.22)$$

при разработанной технологии

$$C_{б2} = 18654,05 \cdot 0,0027 = 50,37 \text{ сум/м}^3; \quad (10.23)$$

Эксплуатационные затраты на взрывание:
при базовой технологии

$$C_{в1} = 267209 \cdot 0,0061 + 2000 = 20163 \text{ сум/м}^3; \quad (10.24)$$

при разработанной технологии

$$C_{в2} = 648,03 \cdot 0,0059 + 1700 = 1703,82 \text{ сум/м}^3 \quad (10.25)$$

Общие эксплуатационные затраты:
при базовой технологии

$$C_1 = C_{б1} + C_{в1} = 74,6 + 20163 = 20909 \text{ сум/м}^3; \quad (10.26)$$

при разработанной технологии

$$C_2 = C_{б2} + C_{в2} = 50,37 + 1703,82 = 1754,19 \text{ сум/м}^3 \quad (10.27)$$

Удельные капитальные затраты:
при базовой технологии

$$K_1 = \frac{10827000}{85380} \cdot 0,004 = 0,51 \text{ сум/м}^3; \quad (10.28)$$

при разработанной технологии

$$K_2 = \frac{1140000}{43120} \cdot 0,0027 = 0,07 \text{ сум/м}^3. \quad (10.29)$$

Экономический эффект от применения предлагаемой технологии контурного взрывания массива:

$$\Delta = [(C_1 - C_2) + E(K_1 - K_2)] \cdot V, \text{ сум}, \quad (10.30)$$

$$\Delta = [(20909 - 1754,19) + 0,15(0,51 - 0,07)] \cdot 1000000 = 336,644 \text{ млн. сум.} \quad (10.31)$$

Разработанные параметры технологии экранирования приконтурной зоны от массовых взрывов используются на карьере Мурунтау Навоййского ГМК, что позволило минимизировать разрушающее действие массовых взрывов на законтурный массив и обеспечить устойчивость откосов уступов и бортов.

Выводы

1. Установлено, что изменение граничных условий за счет углубки карьера вызовет перераспределение составляющих компонентов напряжений и увеличение объемов породного массива, находящегося в неустойчивом состоянии. По результатам геомеханического анализа к потенциально неблагоприятным участкам прибортового массива отнесены Северный борт (падение слоев в сторону вы-

емки, наличие прослоев углеродисто-сланцевых пород (с низкими показателями сопротивления пород сдвигу) и Южный борт (наличие крупного Южного разлома), на которых увеличивается вероятность деформирования борта.

2. Реализованная на карьере система геодинамического мониторинга и управление информативными параметрами в процессе ведения горных работ позволяют еще на стадии планирования горных работ составить надежный прогноз устойчивости бортов, установить места возможных деформаций и принять меры по их предотвращению, тем самым обеспечивая высокую безопасность горных работ в условиях непрерывно действующего производства.

3. Установлены основные параметры сейсмического воздействия массового взрыва на горные выработки и различия между реакцией горных массивов карьера на динамическое воздействие на поверхности и в подземных выработках. Предложен метод расчета параметров взрывных работ, обеспечивающих допустимую сейсмическую нагрузку от массовых взрывов на подземные горные выработки при переходе к комбинированной разработке месторождения.

4. Предложенные научно-обоснованные технологические и технические решения по разработке новых методов контроля деформационных процессов позволяют: свести к минимуму ущерб от локальных оползней и обеспечивают поддержание массива борта карьера в целом и расположенного на нем комплекса КНК в устойчивом состоянии на весь период отработки месторождения; оптимизировать границы карьера за счет внедрения рациональных параметров уступов и бортов и увеличить глубину открытой разработки при обеспечении безопасности ведения горных работ на глубоких горизонтах.

Фактический суммарный экономический эффект от внедренных рекомендаций составляет 336,644 млн. сум в год.

Глава 11

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТАВА ТЕРМОСОДЕРЖАЩЕГО ВЕЩЕСТВА, ОБЛАДАЮЩЕГО ПОВЫШЕННЫМИ ДЕТОНАЦИОННЫМИ СВОЙСТВАМИ

§ 11.1. Разработка состава и способа получения термосодержащего вещества, обладающего повышенными детонационными свойствами

§ 11.2. Исследование взрывных характеристик нового состава термосодержащего вещества

§ 11.3. Увеличение удерживающей способности аммиачной селитры в простейших взрывчатых смесях местного изготовления

ГЛАВА 11. РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТАВА ТЕРМОСОДЕРЖАЩЕГО ВЕЩЕСТВА, ОБЛАДАЮЩЕГО ПОВЫШЕННЫМИ ДЕТОНАЦИОННЫМИ СВОЙСТВАМИ

§ 11.1. Разработка состава и способа получения термосодержащего вещества, обладающего повышенными детонационными свойствами

Известно, что важнейшей составной частью процесса добычи полезных ископаемых являются взрывные работы. Затраты на буровзрывные работы в общей стоимости единицы добываемой горной массы составляют порядка 25–35% [12]. В настоящее время и в перспективе взрыв остается наиболее экономически выгодным средством разрушения и отделения горной массы от массива.

Использование энергии взрывчатых веществ (ВВ) на полезные формы работы до сих пор остается недостаточным. Так, по оценкам различных авторов [6, 11, 12], на полезную работу, которой считается дробление определенного объема горной массы до заданной крупности, а в некоторых случаях и перемещение в заданном направлении, расходуется не более 10–12% потенциальной энергии. Очевидно, что повышение эффективности технологии производства взрывных работ является актуальной задачей, от решения которой зависит не только снижение себестоимости продукции, но и обеспечение требуемой технической и экологической безопасности. Кроме того, решение такой задачи зависит от технического уровня и параметров всех составляющих этого цикла, в первую очередь, от свойств и характеристик взрывчатых материалов (ВМ), способов ведения буровзрывных работ и от ряда других факторов, зависящих от горно-геологических и климатических условий.

В результате проведенных исследований на карьерах Навоийского горно-металлургического комбината разра-

ботан состав и способ получения термосодержащего вещества (ТВ) [124–126] с использованием компонентов из местного сырья, обладающего повышенной энергией взрыва, безопасного при хранении и транспортировке, пригодного к использованию в обводненных условиях. При данном способе дробленную и гранулированную аммиачную селитру, углеводородное горючее и дополнительно-активированный резиновый порошок перемешивают при следующем соотношении компонентов, масс. %:

- активированное жидкое углеводородное горючее – 3,5–6,5;
- дробленная аммиачная селитра – 30;
- активированный резиновый порошок – 2;
- гранулированная аммиачная селитра – 61,5–64,11.

При получении ТВ производят дробление аммиачной селитры, ее смешивание с гранулированной аммиачной селитрой, углеводородным горючим, резиновым порошком и их перемешивание до однородной массы. Добавку, в качестве которой дополнительно используют резиновый порошок, подвергают активации путем воздействия электромагнитного поля частотой 200–1000 Гц при плотности потока электронов $D=4,37 \cdot 10^{17}$ эл/м²с при давлении 40–50 МПа и температуре 80–100°C.

Использование в ТВ перечисленных компонентов в указанном соотношении позволяет придать ему стабильность и улучшенную восприимчивость инициирующему импульсу. Положительное влияние высокодисперсного резинового порошка обосновывается его высокой калорийностью (11000 ккал/кг), температурой сгорания (1800–2100°C), высокой адсорбционной способностью, например, 1 кг высокодисперсного резинового порошка поглощает до 2 кг жидкого углеводородного горючего, при этом ВВ остается сыпучим и сохраняет стабильность и безопасность при хранении и транспортировке. С другой стороны жидкое углеводородное горючее, поглощенное резиновым порошком, под воздействием упругих сил резины находится под высоким давлением, достигающим $9,8 \cdot 10^4$ МПа. При таком давлении увеличивается мощность взрыва за счет повышения скорости детонации горючих веществ. Активация резинового порошка и других компонентов с применением высокого давления со сдвиговой деформацией и электромагнитного поля приводит к значительному высвобождению свободных радикалов и образованию ак-

тивных центров, что, в свою очередь, также способствует повышению энергии и мощности взрыва. Известно, что при сгорании резины образуется 44% твердых продуктов (углерод, сера, цинк и др.), 17,7% жидких горючих веществ и 26,2% газов (O_2 , N_2 , CO , CO_2 , H_2 , CH_4 , C_2H_6 , C_2H_4 , C_3H_8 , C_3H_6 , C_4H_6 , C_9H_{10}), которые сами по себе являются компонентами ТВ, теплота сгорания которых доходит до 50 МДж/м³ и которые значительно повышают работу взрыва.

В качестве порошка резины используют отработанные автомобильные или тракторные покрышки. В качестве жидкого углеводородного топлива могут быть использованы дизельное топливо, печное топливо, керосин, отработанные масла.

Использование предлагаемого состава и способа позволяет получить ТВ безопасное при длительном хранении и транспортировке, обладающее при этом повышенными детонационными свойствами. Кроме того, предлагаемый состав ТВ обладает более низкой себестоимостью за счет замены дорогостоящей алюминиевой пудры резиновым порошком, полученным путем измельчения отработанных покрышек.

Разработанное ТВ возможно использовать в обводненных скважинах. В этом случае формирование заряда осуществляют с использованием водонепроницаемой оболочки из эластичного материала, например тканевого рукава или рукава из цельнотянутой многослойной полимерной, типа полиамид-полиэтилен, пленки. Указанный рукав в виде гофрированной оболочки, имеющей в развернутом виде длину не менее глубины заряжаемой скважины, надевают на зарядный шланг смесительно-зарядной машины (СЗМ) и закрепляют на шланге верхний конец оболочки. Нижний конец оболочки заглушают и в таком виде зарядный шланг подают на забой скважины на всю ее глубину. Поскольку гофрированная оболочка, закрепленная на зарядном шланге СЗМ, значительно увеличивает наружный диаметр зарядного шланга, необходимым условием беспрепятственного спуска шланга на забой скважины является превышение диаметра пробуренной скважины по отношению к диаметру заряда не менее чем в два раза.

После достижения концом зарядного шланга забоя скважины производят подачу ТВ внутрь оболочки, кото-

рая при заполнении расширяется. Одновременно с заполнением оболочки производят подъем шланга путем его наматывания на барабан СЗМ. Предпочтительно при этом выдерживать скорость подъема согласованной со скоростью заполнения оболочки. Это обеспечивает равномерное заполнение оболочки ТВ, отсутствие пережимов и перегибов оболочки в скважине. После заполнения оболочки ТВ в необходимом количестве и подъема зарядного шланга из скважины закрепленный конец оболочки снимают со шланга и заглушают его.

Описанный способ заряжания позволяет механизировать процесс заряжания скважин одного диаметра зарядами ТВ различного веса с использованием одного и того же оборудования.

Для исключения отказов при проведении взрывов зарядов уменьшенного диаметра, а также для обеспечения максимального энерговыделения при взрыве заряда необходимо соблюдать условие:

$$d_{\text{зар}} > 2d_{\text{кр}}, \quad (11.1)$$

где $d_{\text{зар}}$ – диаметр заряда ТВ;

$d_{\text{кр}}$ – критический диаметр детонации ТВ.

Критический диаметр детонации зависит от относительной плотности ТВ ($\rho_{\text{отн}}$), которая в свою очередь зависит от гидростатического давления, т.е. от расстояния (H) от забоя скважины до дневной поверхности.

С учетом вышесказанного необходимо провести дополнительную проверку возможности применения на взрывааемых скважинах ТВ.

С этой целью первоначально определяют максимальную возможную плотность ВВ конкретного химического состава, т.е. удельный вес (ρ_{max}). Затем задается значение начальной плотности ТВ, т.е. плотность при атмосферном давлении (ρ^0). После этого рассчитывается начальная относительная плотность ТВ ($\rho_{\text{отн}}^0 = \rho^0 / \rho_{\text{max}}$).

При наклонных скважинах с учетом угла наклона скважины рассчитывается значение относительной плотности ТВ на глубине H, м ($\rho_{\text{отн}}^H$):

$$\rho_{\text{отн}}^H = \rho_{\text{отн}}^0 H^{0.25642(1-\rho_{\text{отн}})} \quad (11.2)$$

Используя полученное значение $\rho_{\text{отн}}^H$, рассчитывают величину критического диаметра детонации $d_{\text{кр}}^H$, мм, ТВ, находящегося на забое скважины, по формуле:

$$d_{\text{кр}}^H = 5,18 + \exp[-14,051 + 52,235\rho_{\text{отн}}^H], \text{ мм.} \quad (11.3)$$

С учетом полученной величины $d_{кр}^H$ выбирают диаметр шлангового заряда, который должен соответствовать вышеприведенным условиям. Если возникает необходимость в изменении диаметра заряда, расчет повторяется для другого значения ρ^0 .

В случае, если скважина является обводненной и угол ее наклона превышает 45° , необходимо, чтобы средняя плотность заряда превышала плотность воды для исключения всплытия заряда.

§ 11.2. Исследование взрывных характеристик нового состава термосодержащего вещества

Аммиачная селитра, идущая в качестве основного сырья, поступающая с различных химических заводов для карьеров Навоийского горно-металлургического комбината, содержит разные добавки, снижающие слеживаемость, уменьшающие гигроскопичность и пр.

Разный гранулометрический состав аммиачной селитры, разная крупность гранул или чешуек, несомненно, влияют на пропитываемость ее жидкой добавкой и, в конечном счете, на взрывные свойства ТВ.

В целях более полного изучения свойств аммиачной селитры различных заводов-изготовителей, характера взаимодействия ее частиц с жидкой горючей добавкой в разных условиях, а также для определения свойств и физико-химических показателей ТВ различного состава к настоящему времени проводятся специальные исследования.

Для улучшения детонационной способности смесей типа АС-ДТ применяют пористую селитру. Такая селитра имеет внутренние поры, в которых удерживаются необходимые 6% дизельного топлива.

В исследованиях [127] использованы образцы аммиачной селитры производителей ОАО «Акрон» (г. Новгород), ОАО «Азот» (г. Березники), АО «Навоiazот» (г. Навои). Физико-технические свойства различных образцов аммиачной селитры приведены в табл. 11.1 [12].

Гранулометрический состав селитры оказывает влияние на взрывные свойства ТВ, в частности на его бризантность. На рис. 11.1 показана зависимость усредненной бризантности ТВ от крупности гранул аммиачной селитры ОАО «Навоiazот».

Таблица 11.1

Физико-технические свойства аммиачной селитры различных производителей

Производители	Гранулометрический состав, %			Насыпная плотность, г/см ³	Средний диаметр гранулы, мм	Расчетная удельная поверхность гранул, см ² /г	Впитывающая способность по дизельному топливу, %	Удерживающая способность по дизельному топливу, %
	-1 мм	-2+1 мм	+2-3 мм					
ОАО «Акрон» (г. Новгород)	0,4	40,0	59,6	0,71	2,24	17,6	24,7	6,1
ОАО «Азот» (г. Березники)	1,5	77,7	20,8	0,62	1,78	23,1	23,5	5,5-6,5
АО «Навоизот» (г. Навои)	2,1	25,0	72,9	0,78	2,26	21,0	9,0-10,0	5,0-6,5

Анализ графика на рис. 11.1 позволяет сделать вывод, что при изготовлении ТВ наиболее целесообразно применять аммиачную селитру с гранулами крупностью 0,5–2,5 мм. Более мелкие фракции дают лучший эффект, но склонны к слеживанию; фракции же крупнее 2,5 мм дают пониженный взрывной эффект.

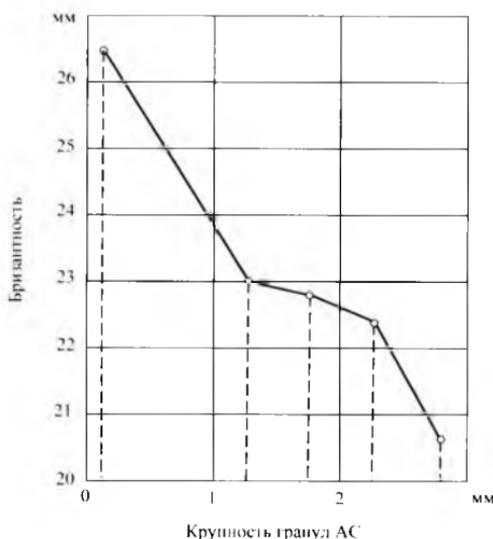


Рис.11.1. Зависимость бризантности ТВ от крупности гранул аммиачной селитры АО «Навоизот»

Исследованиями [128, 129] установлено, что слеживаемость аммиачной селитры находится в определенной зависимости от степени ее гигроскопичности.

В связи с использованием различных видов аммиачной селитры возникает необходимость в проведении дополнительных исследований. Эти исследования сопровождаются уточнением взрывных характеристик ТВ (бризантности, работоспособности, теплоты взрыва), а также чувствительности к внешним воздействиям. Кроме того, необходимы расчеты с целью уточнения рецептуры состава, при которой имеет место нулевой кислородный баланс.

Испытания на бризантность возможно проводить по измененной пробе Гесса, путем помещения заряда ВВ в стальной цилиндр (кольцо) высотой 70 мм, с внутренним диаметром 40 мм и толщиной стенок 3,5 мм. Для сравнения с обычными ВВ параллельно по видоизмененной пробе необходимо испытать эталон – игданит. Результаты испытаний позволяют установить коэффициент перехода от показателя по видоизмененной пробе Гесса к показателю по стандартной пробе. На рис. 11.2 приведены зависимости между бризантностью и составом ТВ для некоторых сортов селитры. Оптимальная бризантность была получена для аммиачной селитры АО «Навоиазот» при содержании горючей добавки от 3 до 4%, для других селитр оптимум приходился на содержание 4% (GP, Франция), 5% (ОАО «Азот») или 5–6% (Norsk Hydro, Норвегия).

Работоспособность ТВ определялась по стандартной пробе Трауця. Результаты определений приведены на рис. 11.3. Оптимальная работоспособность для всех сортов селитры отмечена при содержании горючей добавки от 4 до 5%.

Определение теплоты взрыва проводилось экспериментальным путем, в специально изготовленном калориметрическом сосуде. Последний представлял собой толстостенный стальной сосуд емкостью 10 л. Внутренняя полость его имела форму бутылки, горловина которой закрывалась массивной стальной пробкой и прижималась специальным устройством, создавшим уплотнение. В калориметрическом сосуде имелись три точки для замера температур, расположенные на разной высоте. Верхняя заходила в тело сосуда, а нижняя и средняя располагались на поверхности. Сосуд имел отводы для замера давления и для откачки газообразных продуктов взрыва.

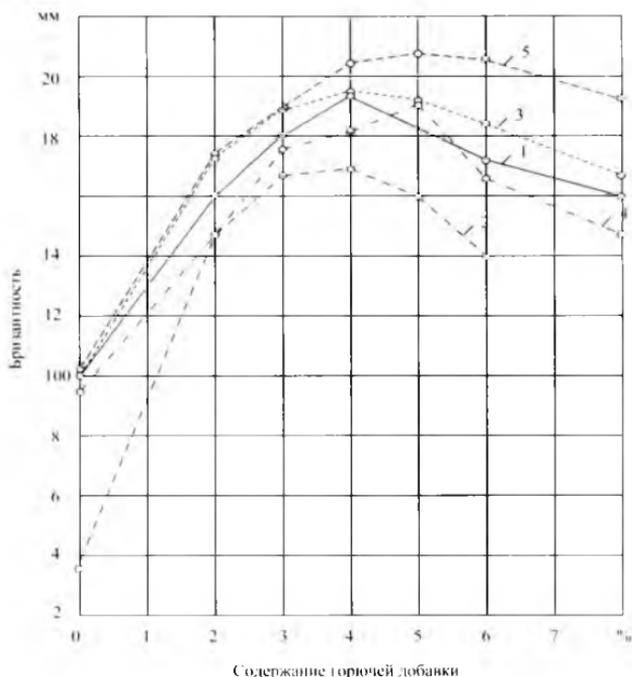


Рис.11.2. Зависимость бризантности ТВ от содержания горючей добавки для аммиачной селитры различных заводов-изготовителей: Аммиачная селитра: АО «Навоиазот» – (1); GP – (2); ОАО «Акрон» – (3); ОАО «Азот» – (4); Norsk Hydro – (5)

ТВ в количестве 100 г помещали в специально изготовленный для этой цели массивный свинцовый стакан. На расстоянии 5–6 мм от верхнего края стакана были просверлены по диаметру два отверстия по 5 мм, служившие для укрепления электродетонатора и его центрирования.

Стакан с взрывчатым веществом и введенным в него электродетонатором ставили на дно сосуда, а концы проводов электродетонатора присоединяли к соответствующим контактам.

Уплотнение калориметрического сосуда проверяли обычным способом при помощи ртутного манометра путем создания вакуума. По достижении герметичности бомбу выдерживали с термометрами в течение 15–20 мин, производя замер температуры через каждые 5 мин до установления постоянной температуры.

Перед взрывом проверяли разрежение в сосуде и производили дополнительное вакуумирование. Через 2–3 мин после взрыва производили замер температуры, осу-

ществляя его до тех пор, пока не фиксировалось наибольшее повышение, а затем явный спад температуры. Максимальную температуру термометры обычно показывали через 12–15 мин после взрыва. По окончании определения температуры замеряли давление в сосуде, что позволяло определить количество газообразных продуктов взрыва.

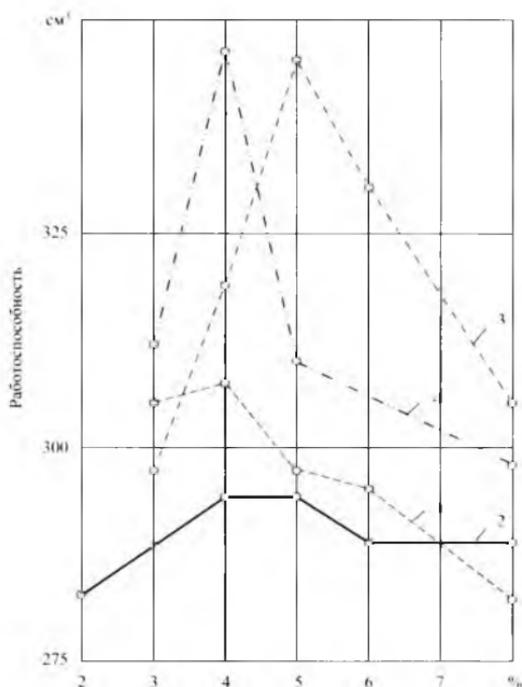


Рис.11.3. Зависимость работоспособности ТВ от содержания горючей добавки для аммиачной селитры различных заводов-изготовителей: Аммиачная селитра: ОАО «Акрон» – (1); АО «Навоiazот» – (2); ОАО «Азот» – (3); Norsk Hydro – (4)

Расчет теплоты взрыва ТВ вели по формуле [130]:

$$Q=10M_y c \Delta t_{cp}, \quad (11.4)$$

где Q – теплота взрыва игданита, ккал/кг;

M_y – условная масса калориметрического сосуда;

c – теплоемкость стали;

Δt_{cp} – максимальное среднее повышение температуры.

Зависимости теплоты взрыва от содержания горючей добавки в термосодержащем веществе для трех сортов селитры приведены на рис. 11.4. Максимальные значения

теплоты взрыва отмечены при содержании горючей добавки 4–5%. Эти данные полностью совпадают с результатами испытаний на работоспособность.

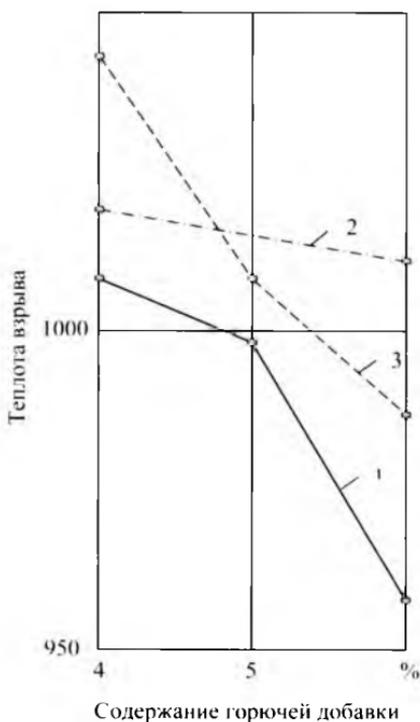


Рис.11.4. Зависимость теплоты взрыва ТВ от содержания горючей добавки для аммиачной селитры различных заводов-изготовителей: Аммиачная селитра: ОАО «Акрон» – (1), АО «Навоiazот» – (2), Norsk Hydro – (3)

Отклонения от этих пределов, отмеченные при определении бризантности, могут быть объяснены тем, что проба Гесса даже в ее измененном виде недостаточно характеризует работу ТВ.

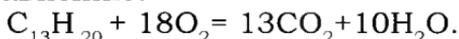
Для уточнения констант, характеризующих взрывные свойства ТВ, наряду с экспериментальными исследованиями был произведен расчет нулевого кислородного баланса.

При проведении такого расчета известную трудность представило определение кислородного баланса дизельного топлива, являющегося смесью различных жирных углеводородов – от предельных ($C_n H_{2n-6}$) до непредельных (порядка $C_n H_{2n-6}$ и ниже). Практически в состав дизельного

топлива входят в основном углеводороды от ряда C_nH_{2n} до ряда C_nH_{2n-6} , остальные содержатся в незначительных количествах и на величину кислородного баланса ТВ влияния не оказывают.

Для оценки возможного изменения кислородного баланса ТВ в случае преобладания в горючей добавке различных углеводородов приведем расчет для углеводородов ряда C_nH_{2n-6} ($C_{13}H_{20}$) и C_nH_{2n} ($C_{16}H_{32}$).

Для полного сгорания грамм-молекулы углеводорода $C_{13}H_{20}$ (молекулярный вес 176 г) требуется $18O_2$ (молекулярный вес 576 г). Поэтому при взрывчатом превращении ТВ, содержащего горючую добавку только из углеводородов ряда $C_{13}H_{20}$, реакция будет протекать по следующему уравнению:



Для обеспечения такого сгорания необходимо добавить 36 г-молей аммиачной селитры (вес 2880 г), т.е.



Количество горючего, необходимое для полного взрывчатого превращения, при нулевом кислородном балансе смеси составит:

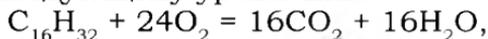
$$x = \frac{20 \cdot 176}{576} = 6,11\%.$$

где 20 – кислородный баланс аммиачной селитры;

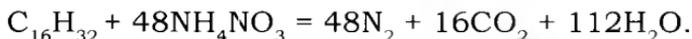
176 – вес грамм-молекулы дизельного топлива, г;

576 – количество кислорода, необходимое для окисления одной молекулы дизельного топлива, г.

Взрывчатое превращение ТВ при применении дизельного топлива, содержащего углеводороды ряда $C_{16}H_{32}$, проходит по следующему уравнению:



т.е.



Количество горючего для составления смеси с нулевым кислородным балансом во втором случае будет равно:

$$x = \frac{20 \cdot 224}{768} = 5,83\%.$$

Ввиду того, что дизельное топливо в основном содержит углеводороды в пределах от ряда C_nH_{2n} до ряда C_nH_{2n-6} , проведенные расчеты кислородного баланса можно считать достаточно точными. Они показывают, что применение сортов дизельного топлива различных заводов-

изготовителей, у которых разный состав углеводов, может лишь незначительно влиять на кислородный баланс ТВ. Для проверки этого положения был проведен также расчет теплоты взрыва ТВ при использовании разных горючих добавок.

Установлено, что при изготовлении ТВ на основе аммиачной селитры и дизельного топлива, состав ТВ, имеющий нулевой кислородный баланс, может получаться в пределах содержания горючей добавки от 5,6 до 6,1%.

Некоторое расхождение между расчетной величиной состава с нулевым кислородным балансом (5,6–6,1% горючего) и фактическими колебаниями оптимального состава по показателям работоспособности и теплоты взрыва (4–5%) может быть обусловлено разными причинами. Одна из них заключается в том, что ТВ вследствие пониженной чувствительности его к начальному импульсу имеет сравнительно большой период «разгона» детонации, на протяжении которого скорость детонации в заряде неустойчива, причем некоторая часть основного компонента (аммиачной селитры) не разлагается до конечных продуктов. Неполное разложение части аммиачной селитры приводит к тому, что не все количество кислорода, предусмотренное расчетом, вступает в реакцию, а тем самым и количество горючего, необходимое для протекания реакции, уменьшается.

§ 11.3. Увеличение удерживающей способности аммиачной селитры в простейших взрывчатых смесях местного изготовления

Одним из важнейших технологических операций единого процесса добычи полезных ископаемых являются буровзрывные работы, которые в значительной степени определяют технико-экономические показатели горного предприятия в целом. От качества дробления горных пород зависит эффективность всех последующих технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых.

В настоящее время в промышленности наиболее широко применяются аммиачно-селитренные ВВ, представляющие собой механические взрывчатые смеси, основной частью которых является аммиачная селитра (АС). Кроме

селитры, в эти смеси входят взрывчатые или горючие добавки.

Разный гранулометрический состав аммиачной селитры, разная крупность гранул или чешуек несомненно влияют на пропитываемость ее жидкой добавкой, смешения компонентов и, в конечном счете, на взрывчатые свойства ВВ. Исследование гранул селитры показало, что значительное число гранул имеет внутренние полости, причем количество полых гранул возрастает с увеличением их крупности. Толщина стенок полых гранул различна и имеет тенденцию к увеличению по мере уменьшения их крупности. Крупные тонкостенные гранулы обладают пониженной прочностью и разрушаются, образуя пылевидные фракции, которые повышают способность селитры к слеживанию.

Скорость и полнота протекания реакции на фронте детонационной волны зависит от тщательности смешения и удержания аммиачной селитрой жидких компонентов. При плохом смешении, когда горючий компонент распределен в массе аммиачной селитры неравномерно, в скважинном заряде могут оказаться включения чистой аммиачной селитры. Включения аммиачной селитры подтверждается появлением желто-бурых газов, наблюдаемых при взрывании ВВ в тех случаях, когда смешение гранулированной аммиачной селитры с дизельным топливом выполнено неудовлетворительно. Это объясняется тем, что гранулы большого размера не способны впитывать и удерживать большое количество жидких горючих добавок. Скважинный заряд, сформированный из такого ВВ, расслаивается в течение 2–3 ч: дизельное топливо стекает в донную часть заряда, где массовая доля может достигать 10% (при исходном содержании 5–6%), а в верхней части заряда остается всего 2,5–3,6% [12]. При этом происходит неравномерное дробление массива и появление негабаритов в местах образования включений аммиачной селитры и ближе к поверхности, повышается содержание ядовитых газов в продуктах взрыва и т.д.

Исследованиями установлено, что для предотвращения появления включений и повышения удерживающей способности аммиачной селитры можно использовать гранулы мелкого размера или мелкокристаллическую аммиачную селитру, обеспечивающую высокую скорость детонации, мощность взрыва и меньший критический диаметр

детонации за счет хорошей адсорбционной способности (рис. 11.5). Анализ графиков рис. 11.5 позволяет сделать вывод, что критический диаметр детонации заряда простейшего состава ВВ зависит от впитывающей (удерживающей) способности и гранулометрического состава селитры относительно дизельного топлива. Удельная поверхность аммиачной селитры в простейшем составе ВВ влияет на физическую стабильность и мощность взрыва [131].

При использовании гранул мелкого размера или мелкокристаллической аммиачной селитры наблюдается их слеживаемость, приводящая к ухудшению труда и усложнению условий заряжания. Установлено, что дизельное топливо стекает с гранул аммиачной селитры в течение 2–4 ч, поэтому в верхней части скважинного заряда формируется ВВ с положительным кислородным балансом (2% горючего), а в нижней части заряда флегматизируется стекшим дизельным топливом, что приводит к ухудшению детонационных и энергетических показателей взрывчатой смеси [131]. В связи с этим простейшие составы ВВ на горных работах применяются в основном в легковзрываемых породах, когда заряд в скважине находится не более 5 ч, или в комбинированных зарядах в средне- и трудновзрываемых породах в сочетании с более высокобризантичными эмульсионными ВВ.

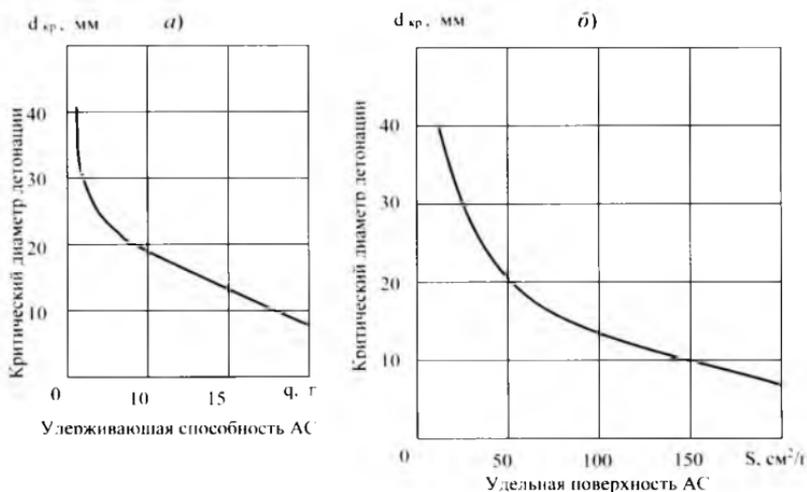


Рис.11.5. Зависимость критического диаметра детонации $d_{кр}$ заряда простейшего состава ВВ от удерживающей способности в 100 г аммиачной селитры q (а) и от удельной поверхности S аммиачной селитры (б)

Таким образом, при применении ВВ простейшего состава основное значение имеет гигроскопичность. В результате гигроскопичности происходит увлажнение, самоуплотнение и слеживание ВВ, что в свою очередь снижает его ценные свойства. Так как гигроскопичность вещества и особенно скорость поглощения влаги зависят от его растворимости, величины и поверхности частиц, скорости диффузии влаги и ряда других факторов, а процесс смешивания аммиачной селитры с дизельным топливом способен изменить эти факторы, то и степень гигроскопичности простейшего состава ВВ отличается от степени гигроскопичности аммиачной селитры.

В процессе приготовления ВВ простейшего состава необходимо опудривание или обволакивание отдельных частиц аммиачной селитры каким-либо компонентом. Добавка компонента, не обладающего повышенной гигроскопичностью, нерастворимого и способного удерживать значительные количества влаги, может в значительной степени снизить адсорбцию влаги за счет сокращения адсорбирующей поверхности и предохранить аммиачную селитру от расплывания.

В наибольшей степени снижается гигроскопичность простейшего состава ВВ, когда в качестве добавки вводится углеродсодержащее вещество.

На химическом заводе АО «Навоиазот» (г. Навои) при производстве ацетилена в виде отходов выделяются дисперсные углеродистые соединения, которые являются продуктом неполного сгорания или термического разложения углеводородов, состоящим из сферических частиц чёрного цвета в количестве более 600 кг/ч. При разложении углеродистых соединений (ацетона, природного газа, каменноугольного кека, нафталина и др.) получается углерод в очень мелких кристаллах, слипающийся в большие рыхлые хлопья, и который в такой форме принято называть сажой. Сажа – дисперсный углеродный продукт неполного сгорания или термического разложения углеводородов, состоящий из сферических частиц чёрного цвета. Частицы сажи образованы из слоев углеродных атомов, подобных слоям в графите. Эти слои состоят из шестиугольников, в вершинах которых находятся атомы углерода, но в отличие от графита, слои в саже не плоские, а изогнутые, что и обуславливает сферическую поверхность частиц. Плотность сажевых частиц около 2 г/см³. Насып-

ная плотность сажи 0,05–0,5 г/см³ в зависимости от степени уплотнения.

Выход сажи зависит от вида сырья и её дисперсности. Выделяемая химическим заводом АО «Навоiazот» сажа содержит более 98% углерода, 0,2–0,5% водорода, 0,1–1% кислорода и небольшие примеси минеральных веществ и серы, которые сами по себе являются необходимыми компонентами любого промышленного ВВ, теплота сгорания которых доходит до 50 МДж/м³ и которые значительно повышают работу взрыва.

В результате исследования сажи под микроскопом установлено, что она состоит из частиц размером от 9 до 600 нм, образующих более или менее разветвленные цепочки – сажевые структуры с удельной поверхностью от 10 до 100 м². За счет маленьких частиц сажа обладает очень высокой адсорбционной способностью.

Основные энергетические показатели простейшей взрывчатой смеси собственного изготовления приведены в табл. 11.2.

Таблица 11.2

Основные характеристики простейшей взрывчатой смеси собственного изготовления

Показатели	Простейший состав ВВ	Взрывчатая смесь с добавлением сажи
Кислородный баланс, %	0,12	0,09
Теплота взрыва, ккал/кг	920	989
Объем газов, л/кг	980	670
Полная идеальная работа взрыва, ккал/кг	755	816
Насыпная плотность, г/см ³	0,8–0,9	0,85–0,95
Работоспособность, см ³	320–330	330–360
Бризантность заряда в стальном кольце, мм	15–20	22–24
Скорость детонации, км/с	2,2–2,8	3,1–3,3
Критический диаметр в стальной оболочке, мм	25–30	18–22

Для увеличения удерживающей способности аммиачной селитры во взрывчатом веществе предлагается включить в состав простейших составов ВВ высокодисперс-

ную добавку из отходов углеродистых соединений – сажу, обеспечивающую высокую скорость детонации, мощность взрыва и меньший критический диаметр детонации за счет хорошей адсорбционной способности.

Выводы

1. Разработан новый состав и способ получения термосодержащего вещества, безопасного при длительном хранении и транспортировке, обладающего увеличенной мощностью взрыва за счет повышения скорости детонации горючих веществ. Состав термосодержащего вещества обладает более низкой себестоимостью за счет замены дорогостоящей алюминиевой пудры резиновым порошком, полученным путем измельчения отработанных покрышек. Разработанное термосодержащее вещество возможно использовать в обводненных скважинах с использованием водонепроницаемой оболочки из эластичного материала.

Новизна нового состава и способа получения термосодержащего вещества защищена приоритетами на получение патентов на изобретения Республики Узбекистан № IAP 20090302 и № IAP 20150432.

2. Исследованиями установлено, что взрывные характеристики нового состава термосодержащего вещества зависят от состава аммиачной селитры, оказывающей влияние на пропитываемость ее жидкой добавкой и на взрывные свойства термосодержащего вещества. При изготовлении термосодержащего вещества наиболее целесообразно применять аммиачную селитру с гранулами крупностью 0,5–2,5 мм. Более мелкие фракции дают лучший эффект, но склонны к слеживанию; фракции же крупнее 2,5 мм дают пониженный взрывной эффект. Исследования показали, что оптимальная работоспособность аммиачной селитры достигается при содержании горючей добавки от 4 до 5%. Максимальные значения теплоты взрыва отмечены при содержании горючей добавки также 4–5%. Установлено также, что при изготовлении термосодержащего вещества на основе аммиачной селитры и дизельного топлива, состав термосодержащего вещества, имеющий нулевой кислородный баланс, может получаться в пределах содержания горючей добавки от 5,6 до 6,1%.

3. Установлено, что при применении ВВ простейшего состава основное значение имеет гигроскопичность. В ре-

зультате гигроскопичности происходит увлажнение, самоуплотнение и слеживание ВВ, что в свою очередь снижает его ценные свойства. Так как гигроскопичность вещества и особенно скорость поглощения влаги зависят от его растворимости, величины и поверхности частиц, скорости диффузии влаги и ряда других факторов, а процесс смешивания аммиачной селитры с дизельным топливом способен изменить эти факторы, то и степень гигроскопичности простейшего состава ВВ отличается от степени гигроскопичности аммиачной селитры.

4. Установлено, что сажа состоит из частиц размером от 9 до 600 нм, образующих разветвленные цепочки – сажевые структуры с удельной поверхностью от 10 до 100 м². Плотность сажевых частиц около 2 г/см³. Насыпная плотность сажи 0,05–0,5 г/см³ в зависимости от степени уплотнения. Выход сажи зависит от вида сырья и её дисперсности. Выделяемая на химическом заводе АО «Навои-азот» сажа содержит более 98% углерода, 0,2–0,5% водорода, 0,1–1% кислорода и небольшие примеси минеральных веществ и серы. За счет маленьких частиц сажа обладает очень высокой адсорбционной способностью. Для увеличения удерживающей способности аммиачной селитры во взрывчатом веществе предлагается включить в состав простейших составов ВВ высокодисперсную добавку из отходов углеродистых соединений – сажу, обеспечивающую высокую скорость детонации, мощность взрыва и меньший критический диаметр детонации за счет хорошей адсорбционной способности.

Глава 12

РАЗРАБОТКА И ПРОМЫШЛЕННОЕ ИСПЫТАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ И КОНСТРУКЦИЙ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА КАРЬЕРАХ КЫЗЫЛКУМСКОГО РЕГИОНА

§ 12.1. Разработка и промышленное испытание конструкции и параметров скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании для получения устойчивых откосов уступов

§ 12.2. Разработка и промышленное испытание способа снижения пылегазовыделений при массовых взрывах на карьерах

§ 12.3. Разработка и промышленное внедрение рациональных параметров взрывания в зажатой среде

§ 12.4. Разработка способов взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород

§ 12.5. Расчет экономического эффекта разработанных способов и эффективных параметров БВР

ГЛАВА 12. РАЗРАБОТКА И ПРОМЫШЛЕННОЕ ИСПЫТАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ И КОНСТРУКЦИЙ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА КАРЬЕРАХ КЫЗЫЛКУМ-СКОГО РЕГИОНА

§ 12.1. Разработка и промышленное испытание конструкции и параметров скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании для получения устойчивых откосов уступов

Стремление получить устойчивые борта карьера и максимально исключить влияние взрыва на остальной массив привело к применению контурного взрывания. Сущность метода заключается в том, что по контуру выемки предварительно образуется щель, которая гасит ударную волну взрыва зарядов рыхления, и массив за щелью не нарушается.

Разработана конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании на открытых горных работах, позволяющая получить устойчивые откосы уступов [104].

При данной конструкции бурение взрывных скважин осуществляется буровыми станками СБШ-250МН по рабочей сетке параметров буровзрывных работ, разработанной паспортом данного предприятия.

Бурение оконтуривающих скважин производится станками марки Driltech-D25KS или УРБ-2А-2Б.

Формирование конструкции скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании согласно схемы, приведенной на рис. 12.1, осуществляется следующим образом: на левой стенке скважины помещают промежуточный детонатор из взрывчатого вещества Нобелит-216Z диаметром 70 мм и массой 2 кг каждый симметрично в трех местах, а на правой стенке также помещают заряды из промежуточных детонаторов с аналогичными параметрами в шахматном порядке, т.е. каждый с радиальным зазором.

В соответствии с «Методикой исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера» на карьере

Мурунтау проведены опытно-промышленные испытания разработанной конструкции и эффективных параметров контурного взрывания (рис. 12.2 и 12.3).

Результаты исследований показали, что породы карьера Мурунтау можно сгруппировать и отнести, согласно классификации Междуведомственной комиссии по взрывному делу (МВК), к четырем категориям горных пород по блочности и степени трещиноватости: мелкоблочные, среднеблочные, крупноблочные, весьма крупноблочные породы, совпадающие с категориями по взрываемости. С учетом изложенных результатов исследований физико-механических свойств пород как объекта воздействия БВР разработана классификация пород месторождений по трещиноватости и взрываемости (табл. 12.1, рис. 12.4–12.5), которая используется при проектировании взрывных работ на карьере Мурунтау.

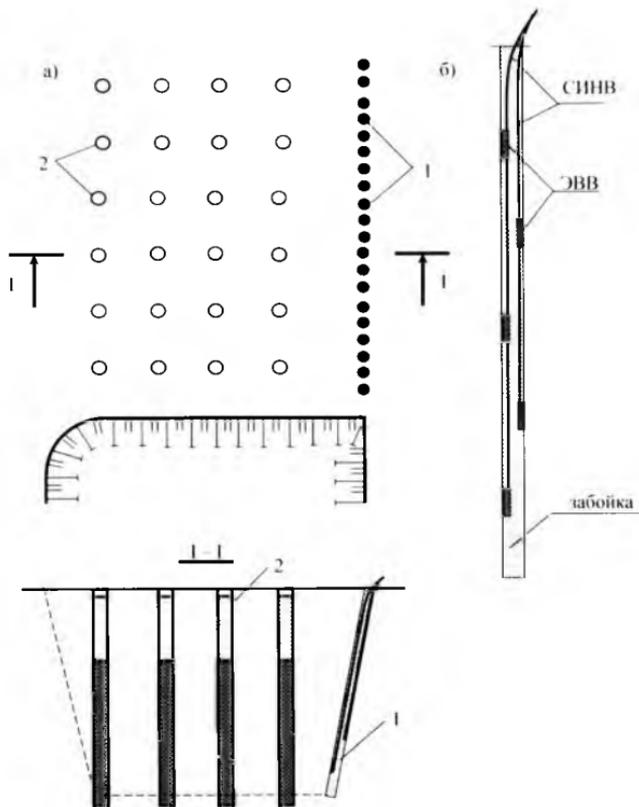


Рис.12.1. Схема расположения скважин (а) и конструкция заряда (б) при контурном взрывании: 1 – скважины отрезной щели; 2 – скважины дробления



Рис.12.2. Бурение основных и оконтуривающих скважин на карьере Мурунтау



Рис.12.3. Взрывание основных и оконтуривающих скважин на карьере Мурунтау

Таблица 12.1

Физико-механические свойства и классификация пород месторождения Мурунтау по трещиноватости и взрываемости

Литологические разновидности пород	Прочность, МПа			Коэффициент крепости, f	Скорость волн, км/с		Коэффициент Пуассона, μ	Модуль Юнга, $E \cdot 10^4$, МПа	Трещиноватость, блочность	Категория по $R_{\text{взр}}$ по взрываемости	Средний размер отлазностей в массиве, мм
	сжатие	растяжение	сдвиг		продольных	поперечных					
Сланцы углисто-слюдистые, сланцы кварц-слюдистые с прослойками углстых сланцев	70-90	5,5-7,2	11,3-12,4	6-8	2,8-4,7	1,7-2,8	0,22	2,3	Весьма сильно-трещиноватые (мелкоблочные)	Легко-взрываемые I	155
Сланцы кварц-слюдистые метасоматически измененные, алевролиты	90-110	6,8-7,8	12,3-13,2	8-10	3,7-5,4	2,2-3,1	0,24	3,2	Сильно-трещиноватые (среднеблочные)	Средне-взрываемые II	300
Сланцы кварц-слюдистые метасоматически измененные до кварцитов, алевролиты, углеродистые	110-130	7,5-9,2	13,0-16,2	10-12	4,7-5,8	2,65-3,20	0,27	4,6	Средне-трещиноватые (крупноблочные)	Трудно-взрываемые III	500
Кварциты, роговики, алевролиты окварцованные, переслаивание алевролитов, углисто-слюдистые и слюдисто-кварцевых сланцев	>130	8,4-10,6	15,2-17,0	>12	5,1-5,9	3,1-3,45	0,29	4,65	Мало-трещиноватые (весьма крупноблочные)	Весьма трудно-взрываемые IV	825

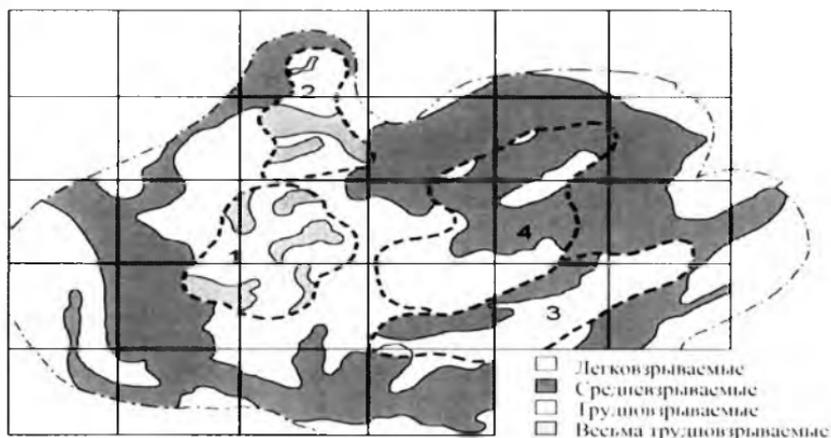


Рис.12.4. Районирование пород карьера Мурунтау по взрываемости

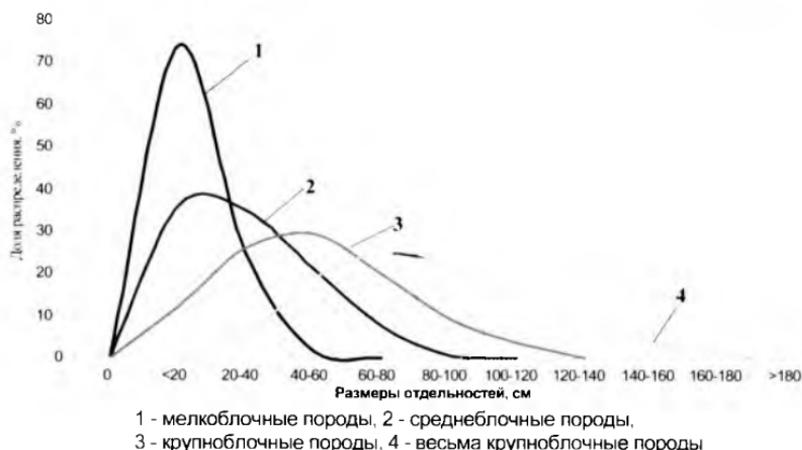


Рис.12.5. Распределение отдельностей в массиве по категориям пород по трещиноватости

Экспериментальные исследования и их статистическая обработка позволили дать количественную оценку распределения отдельностей в массиве по категориям пород по трещиноватости. При этом в мелкоблочных породах (I категория) доминируют отдельности размером до 400 мм и практически отсутствуют отдельности, превышающие 600 мм. Средний размер отдельности в мелкоблочных породах равен 155 мм.

В среднеблочных породах (II категория) отдельности 600–800 мм и более составляют 8%. Наибольших энерге-

тических затрат на дробление требуют крупноблочные (III категория) и весьма крупноблочные (IV категория), где преобладают отдельные значительных размеров.

Эффективными считаются параметры контурного взрывания, обеспечивающие создание максимально широкой экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части охраняемого массива.

Диаметр оконтуривающих скважин определяется исходя из допустимой ширины зоны нарушений и максимального полезного использования объема скважин по формуле:

$$d_i = 6,7 \frac{[\varepsilon](R+1)^n P_{II}^2}{(n-1)P_{III}^2}, \quad (12.1)$$

где $[\varepsilon]$ – относительная остаточная деформация массива, соответствующая границе зоны нарушения межблочных связей. При деформациях сжатия (растяжения) $[\varepsilon]=0,002$;

n – показатель степени затухания остаточных деформаций с расстоянием. Определяется экспериментальным путем или принимается $n \approx 2,0$;

R – допустимая ширина зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части уступа, задаваемая из соображений устойчивости для произвольной точки по высоте уступа, но за пределами сильно нарушенной зоны в верхней части уступа, м;

P_{II} – акустический показатель трещинной нарушенности массива в условиях естественного залегания. Характеризует влияние природной трещиноватости на прочностные и деформационные характеристики скального массива в сравнении с образцом породы;

P_{III} – акустический показатель трещинной нарушенности массива на глубине, для которой задается ограничение по ширине зоны нарушений.

Допустимую ширину зоны нарушений межблочных связей за пределами зоны влияния предыдущих взрывов следует принимать равной $R=1,5-3,0$ м. Для наиболее ответственных участков, где не допускается увеличение трещинной пустотности массива в приоткосной части, следует принимать $R=1,0-2,0$ м. Меньшие значения относятся к мелкоблочному массиву и неблагоприятной ориентации систем трещин относительно откоса. Большие значения относятся к крупноблочному массиву при отсутствии опасных систем трещин.

Ширина зоны нарушений при выбранных параметрах контурного взрывания определяется по формуле [34]:

$$qw = 4AB^{-2}\eta^{-1}\eta_{sp}^{-1}(n-1)^{-2}[\varepsilon]^2(R+1)^{2n}a + 0,5\pi B^{-1}\eta^{-1}\eta_{sp}^{-1}(n-1)^{-1}d_c^2[\varepsilon](R+1)^n, \quad (12.2)$$

где А и В – коэффициенты, учитывающие деформационные характеристики трещиноватого скального массива и их изменение по высоте уступа вследствие нарушенности массива предыдущими взрывами:

$$A = \frac{1}{K_0(n-1)} \left\{ 1 + \frac{h_2 - h_1}{L_3 \sin \alpha_1} \left[(h_2 - h_1) \frac{P_{ms}}{P_{sh}} - 1 \right] \right\}; \quad (12.3)$$

$$B = \frac{1}{K_0(n-1)} \left(\frac{P_{ms}}{P_{sh}} \right)^2, \quad (12.4)$$

где L_3 – длина заряда в оконтуривающих скважинах, м;
 α_1 – угол наклона оконтуривающих скважин к горизонту, град., принимается равным проектному углу откоса уступа;
 h_1 – мощность верхнего разрушенного слоя пород, м;
 (12.5)

h_2 – глубина, соответствующая нижней границе зоны остаточных деформаций от взрыва при дроблении пород вышележащего горизонта, м, $h_2 = (30-40)d_c + h_1$;

P_{sh} – акустический показатель трещинной нарушенности массива на границе градиентной зоны и верхней сильно нарушенной зоны (на глубине h_1). С учетом потенциальной возможности сохранения устойчивости откоса уступа следует принимать $P_{sh} = 0,2$;

K_0 – коэффициент, характеризующий сопротивляемость уплотнению ненарушенного предыдущими взрывами трещиноватого скального массива за счет схлопывания трещин при динамическом нагружении, Па. Для ориентировочных расчетов можно принять $K_0\eta^{-1}\eta_{sp}^{-1} = (0,002-0,003)E$.

Если рассчитанная ширина зоны нарушений превосходит допустимую на значение, превышающее точность эксперимента (20%), то следует принять меньший диаметр скважин.

Промышленное испытание эффективных параметров и конструкции скважинного заряда ВВ при контурном взрывании проводилось в соответствии с вышеприведенной методикой.

Полускальные уступы восточного борта карьера сложены с весьма близкими свойствами. В то же время трещиноватость массива существенно изменяется. Для северной части борта характерно весьма крупноблочное строение массива. Удельный расход ВВ при массовых взрывах составляет 0,70–0,75 кг/м³. Заоткоска уступов производится параллельно основной системе трещин. Для южной половины восточного борта и восточной части южного борта

характерно крупноблочное строение массива. Удельный расход ВВ составляет 0,55–0,60 кг/м³. Заоткоска уступов производится с подсечением трещин, связанных со сланцеватостью массива. На отдельных участках борта – в зонах тектонических разломов – массив имеет среднеблочное строение. Удельный расход ВВ на таких участках составляет 0,50–0,55 кг/м³. Наиболее крупные участки со среднеблочным строением массива отмечается в центральной части восточного борта и в юго-восточной части борта. Заоткоска уступов производится с подрезкой сланцеватости.

Ориентация трещин при различных условиях оформления откосов приведена в табл. 12.2, а эффективные параметры контурного взрывания, определенные в соответствии с методикой [106] – в табл. 12.3.

Таблица 12.2

Ориентация трещин при различных условиях оформления откосов

Ориентация наиболее опасных трещин	Условия оформления откосов		
	Полого-падающие, подрезаемые откосом	Полого-падающие, подрезаемые откосом	Параллельно откосу
Категория по трещиноватости	II	III	IV
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,50–0,55	0,55–0,60	0,70–0,75
Мощность зоны нарушений в нижней части откоса, м:			
– при массовых взрывах	до 10	до 10	7,5
– допустимая по устойчивости откоса	2,5	2,5	3,0

Диаметр оконтуривающих скважин рассчитывался при допустимой мощности зоны с нарушенными межблочными связями в нижней части откоса 2,5 м для пород II и III категории по трещиноватости и 3,0 м для пород IV категории.

Для участков, сложенных породами II и III категорий по трещиноватости, рациональный диаметр оконтуривающих скважин составляет 160–180 мм. Однако рассматривались варианты применения скважин 243 и 180 мм.

При расчете расстояния между оконтуривающими рядами коэффициент поглощения энергии волн напряжений средой принят для пород карьера II, III и IV категории по трещиноватости соответственно 0,06, 0,05 и 0,04.

При расчете линейной массы оконтуривающих зарядов использовано установленное на основании экспериментальных исследований значение $[\sigma_p] \psi k_{\text{тр}} \eta^{-1} = 10,7$ МПа. Тип взрывчатого вещества выбран с учетом ассортимента ВВ, используемых на карьере.

Взрывание зарядов дробления и оконтуривающих скважинных зарядов в приконтурной зоне производилось отдельно. Оконтуривающие заряды взрывались с замедлением с применением пиротехнических реле с интервалом замедления равным 35–50 мс.

Таблица 12.3

Эффективные параметры контурного взрывания

Параметры контурного взрывания	Варианты				
	А	Б	В	Г	Д
Диаметр скважин, мм	180	180	243	243	243
Расстояние между скважинами, м	1,5	1,8	2,5	2,0	3,0
Линейная масса заряда ВВ, кг/м	1,5	1,7	2,8	2,6	3,3
Глубина скважин, м	23	23	23	23	23
Перебур, м	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0
Ожидаемые результаты от применения контурного взрывания					
Мощность зоны нарушений от взрыва оконтуривающего заряда, м	2,6	2,3	2,6	3,0	2,3
Амплитудный коэффициент экранирования	1,7	1,7	2,2	2,2	2,2
Относительное снижение мощности зоны нарушений от взрыва в приконтурной зоне, м	2,0	2,0	3,7	3,7	3,6
Результирующая мощность зоны нарушений в приоткосной части уступа, м	5,0	5,0	2,6	3,0	2,8

При массовой отбойке использовали скважины диаметром 245 мм. Перебур составлял 2,5–3,0 м. В результате массив в верхней части уступа сильно нарушен на глубину до четырех метров. Поэтому при угле наклона оконтуривающих скважин 60° верхнюю часть скважин длиной 4,5 м следует оставить свободной.

С целью предотвращения разрушения массива вследствие огибания экрана волной напряжений, переbur оконтуривающих скважин принят 3,0 м, а переbur скважин последнего ряда в приконтурной зоне – 1,0 м. На флангах создание экранирующей щели следует производить с опережением взрыва в приконтурной зоне не менее чем на 15–20 м. Взрыв оконтуривающих зарядов следует производить до начала бурения в приконтурной зоне. Допускается в отдельных случаях совмещать взрыв оконтуривающих зарядов и зарядов в приконтурной зоне, при этом взрыв оконтуривающих зарядов должен производиться с опережением не менее 50 мс. Ширина приконтурной зоны определена из условия недопущения деформаций сдвига в охраняемом массиве под действием массовых взрывов.



Рис.12.6. Взрывные работы по формированию заоткоски борта карьера



Рис.12.7. Экскаваторные работы по формированию заоткоски борта карьера

При высоте уступов 20 м ширина приконтурной зоны должна быть не менее 30 м.

При расчете мощности зоны с нарушенными межблочными связями от взрыва оконтуривающих зарядов использованы полученные при экспериментальных исследованиях значения $K_0 \eta^{-1} \eta_{др}^{-1} = 150$ МПа; $p = 1,9$; $h_1 = 3,5$ м; $h_2 = 12,0$ м.

При расчете защитной способности экранирующей щели использованы усредненные значения ρ и V . Скорость распространения продольных волн в заполнителе экранирующей щели принята равной экспериментально измеренному значению для сильно нарушенного массива в верхней части уступа $V_3 = 450$ м/с. Плотность заполнителя экранирующей щели принята $\rho_3 = (1 - \eta_3) \rho$, где η_3 – трещинная пустотность заполнителя, равная 0,12. Частота нагружений принималось обратно пропорциональной времени замедления из расчета применения в приконтурной зоне принятой на карьере диагональной схемы взрывания с замедлением между ступенями 20 мс. При расчете относительного снижения мощности зоны нарушений в нижней части откоса от взрыва в приконтурной зоне при наличии экранирующей щели сделано допущение, что массовая скорость смещения на уровне экранирующей щели определяется прочностью породы на разрыв.

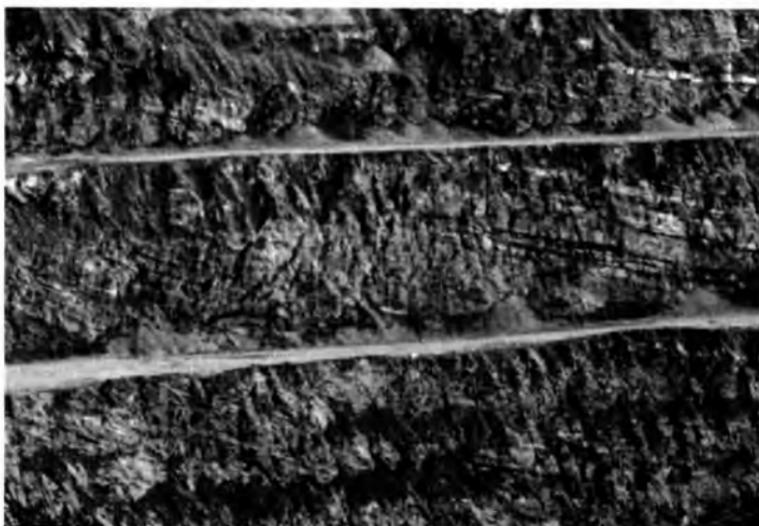


Рис.12.8. Сформированная заоткоска борта карьера Мурунтау

Для наиболее трудновзрывааемых пород IV категории по трещиноватости $U_n = 160$ см/с. Учитывая благоприятную ориентацию естественных трещин относительно откоса, принято $[U] = 45$ см/с, а мощность зоны нарушений за поверхностью отрыва при массовых взрывах принята равной $30 d_3$.

Для пород II и III категорий по трещиноватости $U_n = 110$ см/с, $[U] = 30$ см/с, а мощность зоны нарушений за поверхностью отрыва при массовых взрывах принята $40 d_3$.

Взрывные и экскаваторные работы по формированию заоткоски борта карьера и сформированная заоткоска борта карьера Мурунтау представлены на рис. 12.6–12.8.

§ 12.2. Разработка и промышленное испытание способа снижения пылегазовыделений при массовых взрывах на карьерах

Одним из важных условий эффективности взрывных работ является наличие забойки [132, 133]. Забойка оказывает значительное сопротивление давлению газов, образующихся при взрыве, и задерживает продукты взрыва на время, обеспечивающее лучшее дробление массива и проработку подошвы уступа за счет более полного использования энергии взрыва. Установлено, что с уменьшением длины забойки или ее полным отсутствием снижается коэффициент использования энергии взрыва и повышается опасность ударно-воздушной волны, увеличивается разлет кусков. В таких случаях в максимальной степени взрыв работает на выброс.

Качество забойки, прежде всего, зависит от применяемого материала. Основными требованиями, предъявляемыми к материалу, являются: обеспечение высокого запирающего эффекта, технологичность (удобство в обращении и возможность механизации забоечных работ), а также низкая себестоимость забоечных работ.

Известные способы подготовки скважинных зарядов к взрыву направлены преимущественно на решение проблемы повышения эффективности и качества взрывоподготовки горной массы к выемке. Однако в настоящее время наряду с решением проблемы качественного дробления горной массы взрывом весьма актуальным является решение проблемы защиты окружающей среды от загрязнения пылегазовыми выбросами при массовых взрывах.

Известен способ пылеподавления при массовых взрывах на карьерах, включающий заполнение каждой скважины зарядом взрывчатых веществ (ВВ) и размещение в ней в качестве забойки, в пространстве над зарядом ВВ, герметичной оболочки, заполненной водой [134].

Недостатком способа является то, что при взрыве заряда ВВ в отбойной скважине газообразные продукты детонации выталкивают водяную забойку из устья скважины и распыляют воду в виде крупных капель. При этом капли воды не успевают осуществить коагуляцию мелкодисперсной пыли, так как выпадают под собственным весом из пылевого облака. В дальнейшем пылевое облако поднимается вверх под действием выталкивающей силы со стороны окружающей атмосферы и переносится воздушными потоками на значительные расстояния.

Также известен способ с использованием засыпной забойки взрывных скважин с элементами каменного материала, включающей нижнюю засыпную часть из инертных сыпучих материалов над воздушным промежутком и верхнюю комбинированную часть [135].

Недостатками способа являются неспособность забойки обеспечить продолжительное противодействие ее выбросу действием взрыва – вплоть до момента разрушения массива из-за образования зазора между стенками скважины, недостаточность задержки продуктов детонации в зарядной полости до начала сдвижения пород при разрушении массива в районе устья скважины и трудность формирования воздушного промежутка между зарядом ВВ и забойкой.

Целью проведенных исследований являлось повышение эффективности пылеподавления и увеличение коэффициента полезного действия энергии ВВ при массовых взрывах на карьерах путем запираания продуктов взрыва в зарядной полости до разрушения массива за счет использования закрепляющей смеси в забоечной части скважины, полученного на основе дешевых производственных продуктов и инертных сыпучих материалов. Интенсификация процесса осаждения пыли химическим раствором с добавлением инертных сыпучих материалов над местом взрыва и уменьшение удельного расхода взрывчатых веществ позволяет уменьшить загрязнение окружающей карьер территории, что благоприятно отражается на экологической обстановке в регионе производства взрывных работ.

В результате проведенных исследований разработан способ снижения пылегазовыделений при массовых взрывах на карьерах [136], включающий заряд из промышленного ВВ и забойку, состоящую из двух частей: инертного материала и закрепляющей смеси, представленный на рис. 12.9.

Конструкция скважинного заряда взрывчатого вещества состоит из скважинного заряда ВВ – 1, промежуточного детонатора – 2, монтируемого в скважинную ударно-волновую трубку неэлектрической системы инициирования – 3, нижней части забойки из инертного материала – 4 и верхней части забойки из закрепляющей смеси – 11.

В скважину размещают заряд из промышленного ВВ – 1 (Нобелит 2080, аммонит №6ЖВ, игданит) по паспорту буровзрывных работ. Над скважинным зарядом ВВ – 1 закладывают забойку, состоящую, в свою очередь, из инертного материала – 4 высотой, равной $\frac{1}{2}$ общей длины забойки. Далее над инертной забойкой заливают закрепляющую смесь – 5 при следующем соотношении, мас. %:

- раствор силиката натрия ($\rho = 1,45\text{--}1,50 \text{ г/см}^3$) с силикатным модулем 3,0–3,5) – 30;
- природный фосфорный ангидрит (P_2O_5 9–10%) – 20;
- песок – 15;
- супесь – 15;
- вода – 20.

Фосфорный ангидрит (P_2O_5 9–10%), песок (SiO_2 – 89,24%, Na_2O – 1,3% и супесь ($NaCl$ – 12%) в большом объеме находятся во вскрышных породах на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов. Фосфорный ангидрит используется в качестве отвердителя, а супесь – для просачивания.

Объем исходного раствора силиката натрия, необходимый для приготовления заданного объема раствора рабочей концентрации рассчитывается по формуле [137]:

$$Q_{\text{и}} = [(\rho_{\text{р}} - 1)/(\rho_{\text{и}} - 1)] \cdot Q_{\text{р}}, \text{ л}, \quad (12.6)$$

где $\rho_{\text{р}}$ – плотность раствора рабочей концентрации, г/см^3 ;
 $\rho_{\text{и}}$ – плотность исходного раствора силиката натрия, г/см^3 ;

$Q_{\text{р}}$ – объем раствора рабочей концентрации, л.

Закрепляющая смесь в указанных пропорциях обеспечивает твердение (схватывание) забойки за короткий промежуток времени, сцепление с боковыми породами и придает ей повышенную прочность до 2,3–3,0 МПа.

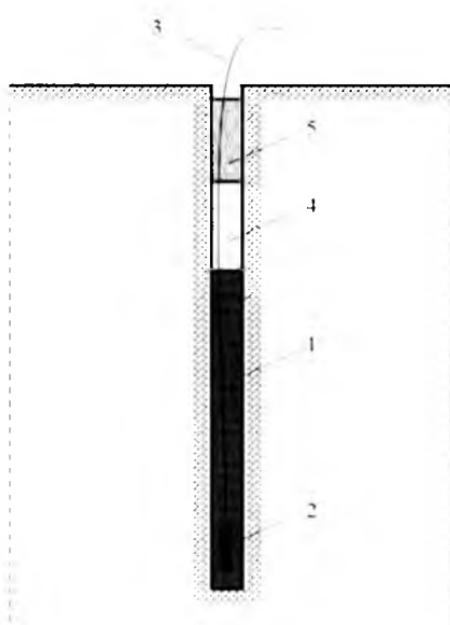


Рис.12.9. Способ снижения пылегазовыделений при массовых взрывах на карьерах: 1 – промышленное ВВ; 2 – промежуточный детонатор; 3 – скважинная ударно-волновая трубка неэлектрической системы инициирования; 4 – нижняя часть забойки из инертного материала; 5 – верхняя часть забойки из закрепляющей смеси

После детонации заряда ВВ в зарядной полости резко возрастает давление продуктов детонации до величин в несколько десятков тысяч атмосфер и происходит удар газов по нижней части забойки. В засыпной забойке из инертного материала в первый момент времени после детонации заряда забоечный материал уплотняется в виде пробки и тем самым обеспечивается большая длительность запираания продуктов детонации в зарядной полости.

Таким образом, разработан способ повышения эффективности пылеподавления и увеличения коэффициента полезного действия энергии ВВ при массовых взрывах на карьерах путем запираания продуктов взрыва в зарядной полости до разрушения массива за счет использования закрепляющей смеси в забоечной части скважины, полученного на основе дешевых производственных продуктов и инертных сыпучих материалов.

Закрепляющая смесь прошла промышленную проверку и внедрена на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов [138].

Для выполнения опытной работы выбран буровой блок №38 (рис. 12.10 и 12.11).

Закрепляющую смесь изготавливали при следующем соотношении, мас. %:

- раствор силиката натрия ($\rho=1,45-1,50$ г/см³) с силикатным модулем 3,0-3,5) – 30;
- природный фосфорный ангидрит (P_2O_5 9-10%) – 20;
- песок – 15;
- супесь – 15;
- вода – 20.



Рис.12.10. Экспериментальный участок карьера Ташкура для проведения опытно-промышленной проверки закрепляющей смеси



Рис.12.11. Заряжание скважин и формирование забойки с использованием закрепляющей смеси на карьере Ташкура

В качестве инертных сыпучих материалов использованы образцы песка и супеси на глубине 0,5–1,2 м пористостью 35% и влажностью 2,8%. Результаты общего химического и гранулометрического анализов образцов и анализа водной вытяжки из них приведены в табл. 12.4–12.7.

Как видно из данных табл. 12.4 и 12.6, образцы песка и супеси карьера Ташкура более минерализованы. Преобладающими из водорастворимых солей являются хлориды и сульфаты натрия. Содержание SiO_2 в образце песка и супеси составляет 89,24%, а CaO , MgO , K_2O и Na_2O в сумме составляют 5,21%. соответственно.

Таблица 12.4

Данные общего химического анализа образцов песков карьера Ташкура

Образец	Песок и супесь, %
n.n.n.	1,20
SiO_2	89,24
Al_2O_3	2,36
Fe_2O_3	1,89
SO_2	0,11
CaO	1,11
MgO	0,95
K_2O	1,85
Na_2O	1,30
Σ	100,1

Таблица 12.5

Гранулометрический состав супеси карьера Ташкура

Образец	Супесь	
Гигроскопическая влажность, %		1,2
Содержание частиц (%) на ситах, по фракциям (мм)	Более 0,50	Сл
	0,50–0,25	0,8
	0,25–0,10	3,1
	0,10 –0,05	90,1
	0,05–0,01	2,2
	0,01–0,005	–
	0,005–0,002	0,9
	Менее 0,002	2,9
Сумма фракции		100

По гранулометрическому составу (табл. 12.5) в образце песка и супеси карьера Ташкура содержатся преимущественно частицы 0,1–0,05 мм.

В результате исследований установлено, что слой песка и супеси на карьере Ташкура относится к типу мелкодисперсных сыпучих песков с низкой влажностью и с определенной минерализованностью (1,92 г на 100 г сухой супеси).

Таблица 12.6

Результаты химического анализа водной вытяжки супеси карьера Ташкура при соотношении абс. сухого образца к воде 1:10

Образец		Супесь
Цвет и степень		Прозрачный
рН		7,62
Содержание в мг- экв на 100 г сухого продукта	Ca ²⁺	0,50/0,01
	Mg ²⁺	н/о
	K ⁺	0,46/0,01
	Na ⁺	–
	NH ₄ ⁺	–
	Σмг-экв	0,96
	CO ₃	н/о
	HCO ₃	0,50/ 0,30
	Cr	0,15/0,005
	SO ₄ ²⁻	0,31/ 0,01
	NO ₃	–
	NO ₂	–
Σмг-эк	0,96	

Контроль качества закрепления забойки осуществлён путем отбора образцов закрепленной части скважины и дальнейшего лабораторного определения его свойств.

При нагнетании химического раствора в забоечную часть скважины его расход рекомендуется назначать в зависимости от коэффициента фильтрации с учетом времени гелеобразования.

Таблица 12.7

Физико-механические свойства песка и супеси, подлежащих к применению в закрепляющей смеси

Показатели	Песок золотый, супеси, суглинки, дерева
Мощность слоя, м	0,5 – 4,0
	1,2
Объемная масса, т/м ³	01,36 – 1,96
	1,78

Продолжение табл. 12.7

Влажность, %	2,8
Пористость, %	39,0
Предел прочности на сжатие, МПа	$\frac{0,06 - 1,42}{0,42}$
Сцепление, МПа	-
Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова	0,2-1,4
Коэффициент разрыхления	1,2

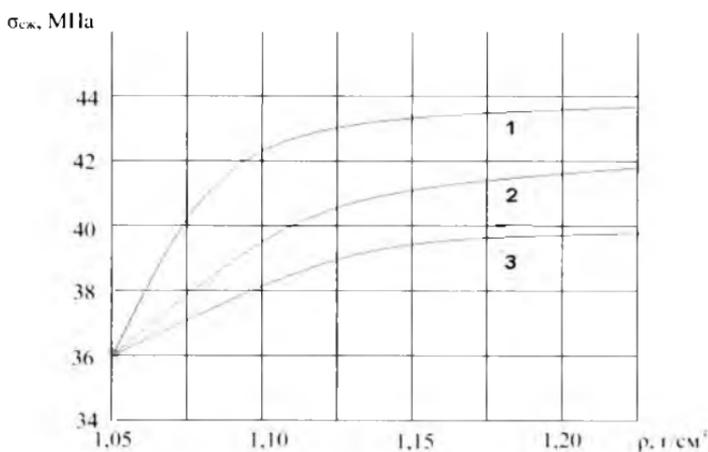


Рис.12.12. Зависимость прочности закрепленного песка от плотности раствора силиката натрия: 1 – песок с пористостью 39%; 2 – песчаный грунт с пористостью 42%; 3 – песчаный грунт с пористостью 44%



Рис.12.13. Формирование пылегазового облака при взрыве скважинного заряда ВВ с использованием забойки из буровой мелочи

Отобранные образцы закрепленного грунта испытывали на прочность при сжатии.

Прочность закрепления определялась по реакции закрепленного грунта на воздействие индикатора (фенолфталеина), которая выражается в интенсивности окраски грунта, а также по сопротивлению закрепленного грунта внешнему воздействию.

Исследования проведены на песке с пористостью 39% (рис. 12.12, линия 1) и песчанном грунте с пористостью 42% и 44% (рис. 12.12, линии 2 и 3).



Рис.12.14. Формирование пылегазового облака при взрыве скважинного заряда ВВ с использованием забойки из закрепляющей смеси

Прочность грунта, закрепленного силикатным раствором с плотностью от $1,30 \text{ г/см}^3$ до $1,20 \text{ г/см}^3$, составила в среднем 39–47 МПа при пористости песка 40%.

Прочность образцов, закрепленных раствором с плотностью $1,15\text{--}1,20 \text{ г/см}^3$, составила в среднем 36–44 МПа при пористости песка 40%.

Образцы, закрепленные силикатным раствором с плотностью ниже $1,15 \text{ г/см}^3$, имели прочность 33–38 МПа при пористости песка 40%.

Результаты опытно-промышленных испытаний на карьере Ташкура базового способа с использованием буровой мелочи и разработанного способа снижения пылегазовыделений показали, что высота подъема пылегазового облака при взрыве одиночной скважины по базовому способу составляет 85 м, а при разработанном – 28 м (рис. 12.13–12.16).



Рис.12.15. Воронка выброса при взрыве скважинного заряда ВВ с использованием забойки из буровой мелочи



Рис.12.16. Воронка выброса при взрыве скважинного заряда ВВ с использованием забойки из закрепляющей смеси

Установлено, что при взрывном рыхлении горного массива с использованием забойки из закрепляющей смеси объем пылегазового облака уменьшается на 30–35% по сравнению с рыхлением с использованием забойки из буровой мелочи.

§ 12.3. Разработка и промышленное внедрение рациональных параметров взрывания в зажатой среде

В настоящее время на карьерах Навоийского горно-металлургического комбината имеется большой опыт взрывания при совместном расположении отдельных сортов руды и породы.

При различном содержании полезного компонента в залежах рекомендуется взрывать блок с сохранением геологической структуры, которое достигается при взрывании в зажатой среде, где достигается необходимое качество при последующей выемке.

При данном способе разработки месторождений можно, с одной стороны, уменьшить нарушение геологической структуры полезного ископаемого при взрыве за счет снижения удельного расхода ВВ, а с другой стороны – снизить удельный расход ВВ при многорядном короткозамедленном взрывании крепких пород в зажатой среде.

Рекомендуется использование взрывания системой инициирования неэлектрического взрывания (СИНВ), которая способствует наименьшим сдвигам геологической структуры залегаемых горных пород за счет реализации эффекта «одна скважина – одно замедление» (рис. 12.17).

Рекомендуется раздельное взрывание отдельных сортов руды и породы. Данный способ целесообразно выполнять для соответствующей мощности рудных залежей, при этом учитывается раздельное взрывание упорных руд, приводящих в технологическом переделе к снижению извлечения ценных компонентов.

Раздельное взрывание включает: подступное рыхление (разновременное взрывание массива уступа горизонтальными слоями); взрывание наклонных скважинных зарядов; выборочное взрывание отдельных участков уступа; щелевое взрывание; направленное взрывание (взрыворазделение).

Раздельное взрывание рудных и безрудных участков осуществляют тогда, когда по фронту взрывного блока можно выделить участки, представленные кондиционной рудой или пустыми породами, а также когда разрабатывают горизонтально- или пологозалегающие пластообразные рудные тела и уступ можно разделить на подступы по контурам рудных тел.

При значительной мощности рудных залежей необходимо использовать раздельное взрывание руд и вмещающих пород с естественным «экранированием» (рис. 12.18), который заключается в использовании в качестве естественных границ взрывания благоприятных структурно-геологических и горнотехнических факторов: четких контактов руды с породой, которыми могут быть тектонические разломы; наличия плоскостей скольжения на границе «руда-порода»; существенно различной акустической жесткости руд и вмещающих пород.

Для изменения граничных условий по внешнему контуру разрушения взрывание рудных массивов производят с использованием метода «в зажатой среде».

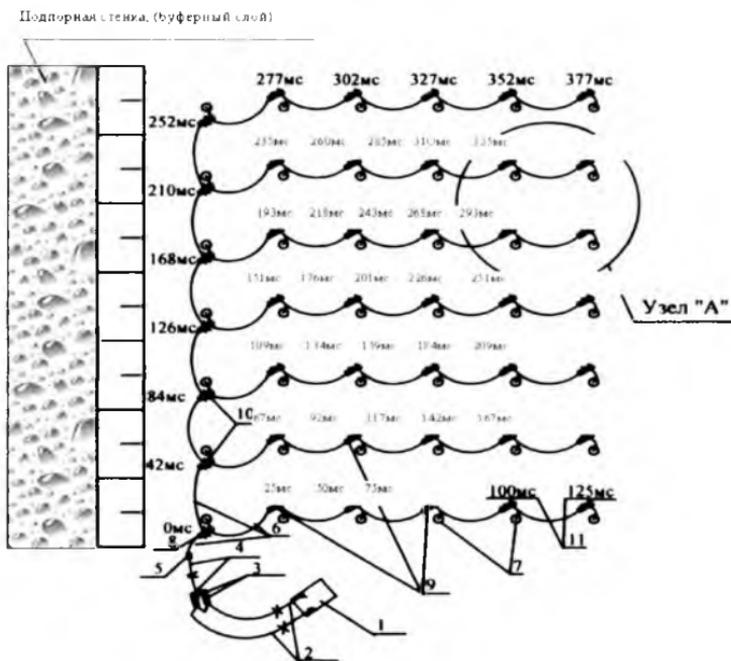


Рис.12.17. Схема монтажа и последовательности инициирования скважин ВВ с использованием подпорной стенки: 1 – взрывная машинка; 2 – электропровода; 3 – электродетонаторы мгновенного действия; 4 – магистральная нить детонирующего шнура; 5 – соединение детонирующего шнура с трубкой-волноводом; 6 – трубка-волновод; 7 – вертикальные скважины в плане; 8 – поверхностный соединительный блок, внутри которого находится капсуль-детонатор с замедлением 0 мс; 9 – то же, с замедлением 25 мс; 10 – тоже, с замедлением 42 мс; 11 – время срабатывания поверхностных соединительных блоков без учёта прохода волны по трубкам-волноводам

На карьере Мурунтау Центрального рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината в соответствии с «Методикой определения оптимальных параметров подпорной стенки при взрыве с учетом энергии заряда эмульсионных взрывчатых веществ» на блоке №174 гор. +450 м проведены опытно-промышленные исследования.

Взрываемые породы были представлены кварцево-сланцевыми сланцами крепостью $f = 8-10$. Экспериментальный блок объемом 144,8 тыс. м³ был разделен на две равные части, одна из которых имела, а другая не имела подпорной стенки из неубранной взорванной массы. Параметры взрывного блока: высота уступа – 15 м, сетка скважин – 7х7 м, переbur – 2,5 м, ширина подпорной стенки – 23 м, схема взрывания – диагональная, интервал замедления взрывания между рядами – 35 мс, удельный расход ВВ (нобелан-2080) – 0,63 кг/м³.

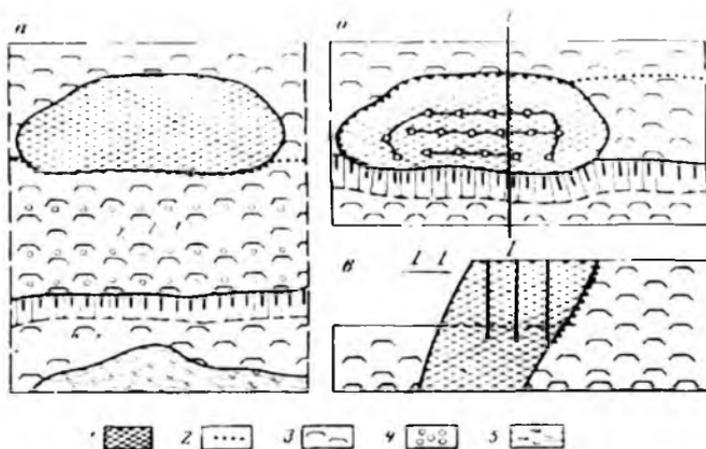


Рис.12.18. Раздельное взрывание с естественным экранированием:

а, б – эксплуатационный блок до и после отбойки породы со стороны висячего бока рудного тела; в – поперечный разрез блока; 1 – рудная брекчия, 2 – границы взрывных блоков, 3 – сланцы; 4 – взрывные скважины; 5 – серпентиниты

Для расчета ширины и высоты развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов с использованием эмульсионных ВВ использовались разработанные формулы, в которую входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики эмульсионных ВВ и физико-механические свойства горных пород.

Высоту подпорной стенки определяли по формуле (5.41), а ширину – по формуле (5.33).

Масса заряда ВВ на одну скважину определялась по формуле (5.18).

По известному значению коэффициента сближения скважин $m=a/b$ определяли параметры сетки скважин по формулам (5.20) и (5.21).

Глубина перебура принималась согласно формуле (5.22).

С целью минимизации горизонтальных и вертикальных смещений рудных тел в верхней части уступа выполнялась забойка взрывных скважин из закрепляющей смеси.

Благодаря подпорной стенке и меньшей скорости перемещения взрываеваемого массива в горизонтальной плоскости, увеличилась продолжительность действия взрыва на среду и повысился коэффициент полезного использования его энергии.

В результате такой способ взрывания обеспечил улучшение качества дробления горных пород, возможность управления формой и параметрами развала взорванной горной массы и селективной выемки, сокращение подготовительно-восстановительных работ, независимость процессов бурения и взрывания от экскавации и транспортирования.

Применение подпорной стенки позволило значительно уменьшить развал горной массы, увеличить выход кондиционных фракций, снизить выход негабарита, уменьшить средний диаметр куска и тем самым увеличить степень дробления.

В результате взрыва на подпорную стенку при объеме горной массы 72,4 тыс. м³ средний размер куска породы составил 210 мм. В базовом блоке без подпорной стенки объемом горной массы 72,4 тыс. м³ средний размер куска составил 310 мм.

Анализ гранулометрического состава показал, что при взрыве на подпорную стенку по сравнению с базовым средний размер кусков уменьшился на 47%, а количество негабаритных кусков – на 71%. Увеличение степени дробления также дало возможность на 20–25% увеличить производительность экскаваторов и на 30% снизить затраты на вторичное дробление.

За счет увеличения производительности экскаваторов и снижения затрат на вторичное дробление на дробильном оборудовании при себестоимости руды 3988,75 сум/м³ получен экономический эффект в размере 189,785 млн. сум на 72,4 тыс. м³ горной массы.

§ 12.4. Разработка способов взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород

Технологическая модель разрабатываемых массивов разнопрочных горных пород на карьерах сложноструктурных месторождений характеризуется неравномерным и в ряде случаев хаотичным распределением крепких включений в толще вмещающих пород [139, 140]. Область эффективного применения выемочно-погрузочного оборудования в таких условиях определяется технической возможностью и экономической целесообразностью получения горной массы заданной степени дробления [5].

В результате проведенных комплексных исследований действия взрыва заряда ВВ разработаны основы взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород и за счет эффективного использования энергии взрыва по крепкому пропластку предложены способы взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород [146–156].

Разработан способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород [144, 145], суть которого заключается в следующем. Нарезают дополнительные щели экскаватором ЭТЦ-252 над крепкими пропластками между основными скважинными зарядами ВВ, располагают в них кумулятивные заряды ВВ и одновременно с основными скважинными зарядами взрывают, что обеспечивает качественное дробление разнопрочных горных пород, представленных крепкими включениями, находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

Реализация способа взрывного разрушения разнопрочных горных пород с использованием щелевых зарядов достигается тем, что мощность крепких включений определяют в процессе бурения скважин. Между скважинами проходят щели глубиной равной глубине заложения крепких включений, и шириной 0,8 м. На дне щели устанавливают заряды ВВ, имеющие направленное кумулятивное действие. Щель и скважины заполняют забойкой, основные скважинные и дополнительные щелевые заряды взрывают одновременно. Такая конструкция щелевых зарядов ВВ позволяет произвести равномерное дробление разнопрочных горных пород за счет направленного использования энергии взрыва по крепким включениям, находящимся в верхней части уступа в пластовых сложноструктурных месторождениях, и снижает удельный расход ВВ.

Действие кумулятивного заряда ВВ в щели подробно описано в работах [143, 150, 152–154, 156].

На рис. 12.19 показан способ взрывного разрушения разнопрочных горных пород.

Бурят вертикальные скважины 1 по паспорту буровзрывных работ для данного карьера с одновременным определением мощностей крепких пропластков 2. Для обеспечения качественного дробления разнопрочных горных пород с включениями крепких пропластков в дополнительных щелях 4 располагают кумулятивные заряды ВВ 5, производят забойку 6 и одновременное взрывание основных скважинных и дополнительных щелевых зарядов ВВ.

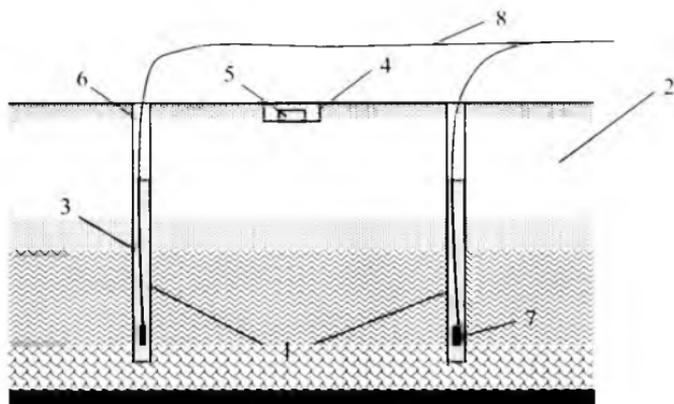


Рис.12.19. Способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород: 1 – вертикальные скважины 5 – кумулятивный заряд ВВ; 2 – крепкое включение 6 – забойка; 3 – промышленное ВВ 7 – промежуточный детонатор; 4 – дополнительная щель 8 – детонирующий шнур

Таким образом, путем расположения дополнительных щелевых зарядов ВВ над пропластками можно добиться равномерного их дробления за счет направленного использования энергии взрыва по крепким пропласткам, находящихся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления. Новизна способа защищена патентом на изобретение Республики Узбекистан IAP №03938 [144].

Разработан также способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, включающий бурение скважин, определение в процессе бурения количества и мощности крепких пропластков, размещение в скважине заряда ВВ, забойки и взрывание. Заряд в скважине концентрируют в крепком пропластке с оставлением недобу-

ра и взрывают встречным инициированием с применением промежуточных детонаторов, установленных на верхней и нижней границах каждого пропластка.

В соответствии с паспортом буровзрывных работ на взрываемом блоке бурят вертикальные скважины и одновременно определяют количество и мощности крепких пропластков. Для обеспечения качественного дробления разнопрочных горных пород взрывчатое вещество располагают в скважине на неполную мощность пропластка. На верхней и нижней границах пропластка устанавливаются промежуточные детонаторы, производят забойку, затем осуществляют одновременное взрывание со встречным инициированием с применением незлектрической системы инициирования.

Применение разработанного способа с учетом конкретных структурных особенностей разнопрочного массива позволяет получить заданную степень дробления пропластков и качество подготовки горной массы для различных технологических схем разработки с минимальными материальными и энергетическими затратами.

Новизна способа защищена патентом на изобретение Республики Узбекистан IAP №03941 [143].

§ 12.5. Расчет экономического эффекта разработанных способов и эффективных параметров БВР

Расчет экономической эффективности разработанных способов дробления горных пород и эффективных параметров выполнен в соответствии с методиками [157,158].

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

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

где $\mathcal{Z}_{\text{В1}}$ и $\mathcal{Z}_{\text{В2}}$ – годовые затраты на ВВ по базовому и новому вариантам,

$$\mathcal{Z}_{\text{В1}} = C_{\text{В1}} \cdot Q_{\text{В}} = 543,47 \cdot 32503 = 17\ 664\ 512,7 \text{ тыс. сум,}$$

$$\mathcal{Z}_{\text{В2}} = C_{\text{В2}} \cdot Q_{\text{В}} = 510,86 \cdot 32503 = 16\ 604\ 482,6 \text{ тыс. сум,}$$

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

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

2. Годовой экономический эффект от применения предлагаемого способа дробления крепких включений с использованием щелевых зарядов ВВ определяется по формуле:

$$\Xi = [(C_1 - C_2) - E(K_1 - K_2)] \cdot V_r, \text{ сум/год}, \quad (12.7)$$

где C_1, C_2 – общие эксплуатационные затраты до и после внедрения способа, сум/м³;

E – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений;

K_1, K_2 – удельные капитальные затраты до и после внедрения способа, сум/м³;

V_r – годовой объем взрываеваемой горной массы, м³.

Эксплуатационные затраты на бурение и взрывание горных пород, соответственно, определяются по формулам:

$$C_{b(1,2)} = C_b \cdot L_{(1,2)}, \text{ сум/м}, \quad (12.8)$$

$$C_{B(1,2)} = C_B q_{(1,2)} + Z_B + M_B, \text{ сум/м}^3, \quad (12.9)$$

а капитальные затраты на бурение по формуле:

$$K_b = \frac{C_{cl}}{P_{cl}} L_{(1,2)}, \text{ сум/м}, \quad (12.10)$$

где C_B – себестоимость бурения 1 м скважины, сум/п.м.;

L_1, L_2 – объем бурения на 1 м³ отбиваемой горной массы до и после внедрения разработанного способа, м;

C_B – цена ВВ, сум/кг;

q_1, q_2 – удельный расход ВВ до и после внедрения способа, кг/м³;

Z_B – зарплата взрывника в стоимости взрывания, сум;

M_B – стоимость материалов при взрывании 1 м³ горной массы, сум/м³;

C_{CT} – балансовая стоимость бурового станка, сум;

P_{CT} – годовая производительность бурового станка, п.м./год.

Эксплуатационные затраты на бурение:

при базовом способе

$$C_{B1} = 13565 \cdot 0,036 = 488,34 \text{ сум/п.м.};$$

при разработанном способе

$$C_{B2} = 13565 \cdot 0,030 = 406,95 \text{ сум/п.м.};$$

Эксплуатационные затраты на взрывание:

при базовом способе

$$C_{B1} = 2790 \cdot 0,5 + 210 + 97 = 1702 \text{ сум/м}^3;$$

при разработанном способе

$$C_{B2} = 1060,8 \cdot 0,7 + 210 + 97 = 1049,6 \text{ сум/м}^3.$$

Общие эксплуатационные затраты:

при базовом способе

$$C_1 = C_{B1} + C_{B1} = 488,34 + 1702 = 2190,34 \text{ сум/м};$$

при разработанном способе

$$C_2 = C_{b2} + C_{B2} = 406,95 + 1049,6 = 1456,55 \text{ сум/м};$$

Удельные капитальные затраты:
при базовом способе

$$K_1 = \frac{1232000000}{41800} \cdot 0,036 = 1061 \text{ сум/м};$$

при разработанном способе

$$K_2 = \frac{1232000000}{41800} \cdot 0,030 = 884,2 \text{ сум/м};$$

Экономический эффект при проведении коллекторно-дренажной сети составляет:

$$\Delta = [(2190,34 - 1456,55) - 0,15(1061 - 884,2)] \cdot 21000 = 14\,852\,670 \text{ сум.}$$

Технико-экономические показатели разработанного способа дробления крепких включений в разнопрочных горных породах щелевыми зарядами ВВ приведены в табл. 12.8.

3. Годовой экономический эффект от применения предлагаемой технологии контурного взрывания массива на глубоких карьерах определен по формуле (12.10).

Эксплуатационные затраты на бурение:
при базовой технологии

$$C_{b1} = 18654,05 \cdot 0,036 = 671,55 \text{ сум/п.м.};$$

при разработанной технологии

$$C_{b2} = 18654,05 \cdot 0,030 = 559,62 \text{ сум/п.м.};$$

Таблица 12.8

Технико-экономические показатели разработанного способа дробления крепких включений в разнопрочных горных породах щелевыми зарядами

Показатели	Способ дробления крепких включений	
	базовый	разработанный
Крепость пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	3–6	3–6
Глубина коллекторно-дренажной сети, м	5	5
Ширина поверху коллекторно-дренажной сети, м	15	15
Длина коллекторно-дренажной сети, м	272	272
Диаметр скважин, мм	125	125
Глубина скважин, м	5	2
Сетка взрывных скважин, мхм	2,0x1,0	2,0x1,0

Продолжение табл. 12.8

Вес ВВ в скважине, кг	174	69,6
Вес ВВ в щели, кг	–	98
Объем взорванной горной массы, м ³	21000	21000
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,5	0,7
Цена используемого ВВ, сум/кг		
Гранулит М	–	1060,8
Нобелан	2790	–
Затраты на бурение, сум/п.м.	488,34	406,95
Затраты на взрывание, сум/м ³	1702	1049,6
Фактический экономический эффект при проведении одной коллекторно-дренажной сети составит, млн. сум	–	14,85

Эксплуатационные затраты на взрывание:
при базовой технологии

$$C_{\text{б1}} = 626,7 \cdot 0,7 + 2,0 = 628,7 \text{ сум/м}^3;$$

при разработанной технологии

$$C_{\text{в2}} = 530,29 + 1,7 = 531,99 \text{ сум/м}^3.$$

Общие эксплуатационные затраты:

при базовой технологии

$$C_1 = C_{\text{б1}} + C_{\text{в1}} = 671,55 + 628,7 = 1300,25 \text{ сум/м};$$

при разработанной технологии

$$C_2 = C_{\text{б2}} + C_{\text{в2}} = 559,62 + 531,99 = 1091,61 \text{ сум/м};$$

Удельные капитальные затраты:

при базовой технологии

$$K_1 = \frac{10827000}{85380} \cdot 0,036 = 4,57 \text{ сум/м};$$

при разработанной технологии

$$K_2 = \frac{10827000}{85380} \cdot 0,030 = 3,8 \text{ сум/м}.$$

Экономический эффект от применения предлагаемой технологии контурного взрывания массива:

$$\mathcal{E} = [(C_1 - C_2) + E(K_1 - K_2)] \cdot V_r, \text{ сум},$$

$$\mathcal{E} = [(1300,25 - 1091,61) + 0,15(4,57 - 3,8)] \cdot 1000000 = 208,755 \text{ млн. сум}.$$

Технико-экономические показатели внедрения технологии контурного взрывания массива на карьере Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК приведены в табл. 12.9.

Таблица 12.9

Показатели	Технология взрывания	
	базовая	разработанная
Крепость пород по шкале М.М. Протодяконова	8–12	8–12
Высота уступа, м	20	20
Глубина скважин, м	23	23
Диаметр скважин, мм	243	243
Расстояние между скважинами, м	2,0	3,0
Линейная масса заряда ВВ, кг/м	3,3	2,8
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,91	0,70
Себестоимость бурения 1 м скважины, сум/п.м.	13565	13565
Удельный расход бурения, м/м ³	0,036	0,030
Стоимость бурения 1 п.м. скважины, сум	18654,05	18654,05
Стоимость бурового станка, млн. сум	10,827	10,827
Эксплуатационная производительность бурового станка, м/год	85380	85380
Эксплуатационные затраты на бурение, сум/п.м.	671,55	559,62
Эксплуатационные затраты на взрывание, сум/м ³	628,7	531,99
Общие эксплуатационные затраты, сум/м	1300,25	1091,61
Цена используемого ВМ, в ценах 2015 г., тыс. сум:		
– Nobelit – 216Z (70 мм), сум/кг	2672,09	2672,09
– ИСКРА – 25–5,4, (сум/шт.	6148,02	6148,02
– ИСКРА – С 500–14, сум/шт.	9144,90	9144,90
– ИСКРА – П-42–5,4, сум/шт.	6443,67	6443,67
– ИСКРА – Старт-О–50, сум/шт.	29935,47	29935,47
– ДШЭ – 12, сум/м	788,35	788,35
– электродетонатор ЭД-8Ж, сум/шт.	2089,96	2089,96
Себестоимость 1 п.м. бурения, сум	18654,05	18654,05
Себестоимость 1 м ³ взорванной горной массы, сум	1145,00	809,99
Зарплата взрывника, тыс. сум/м ³	2,0	1,7
Фактический годовой экономический эффект, сум	–	208 755 500

Выводы

1. На карьере Мурунтау рекомендуется применять В, Г, и Д варианты (табл. 12.3) параметров контурного взрывания соответственно на участках, сложенных из пород II, III и IV категории по трещиноватости, которые обеспечивают защиту массива от вредного воздействия массового взрыва в глубине горного массива. В породах II категории по трещиноватости целесообразен переход на применение оконтуривающих скважин малого диаметра (160–180 мм).

2. Разработан и промышленно испытан способ повышения эффективности пылеподавления и увеличения коэффициента полезного действия энергии ВВ при массовых взрывах на карьерах путем запираания продуктов взрыва в зарядной полости до разрушения массива за счет использования закрепляющей смеси в забоечной части скважины, полученного на основе дешевых производственных продуктов и инертных сыпучих материалов. При взрывном рыхлении горного массива с использованием забойки из закрепляющей смеси объем пылегазового облака уменьшается на 30–40% по сравнению с забойкой из буровой мелочи.

3. Разработан способ взрывного разрушения массива с использованием щелевых зарядов ВВ, обеспечивающий качественное дробление разнопрочных горных пород, представленных крепкими включениями. При внедрении разработанного способа ожидается получение экономического эффекта в размере 14,85 млн. сум на 21000 м³ горной массы. Новизна способа защищена патентом на изобретение Республики Узбекистан № IAP 03938.

4. Разработан способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, включающий бурение скважин, определение в процессе бурения количества и мощности крепких пропластков, размещение в скважине заряда ВВ, забойки и взрывание, отличающийся тем, что заряд в скважине концентрируют в крепком пропластке с оставлением недобура и взрывают встречным инициированием с применением промежуточных детонаторов, установленных на верхней и нижней границах каждого пропластка. Новизна способа защищена патентом на изобретение Республики Узбекистан IAP №03941.

5. Разработана и промышленно испытана конструкция скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании, позволившая получить устойчивые откосы 20-метровых уступов с углами откоса 60°, предотвратив необходимость в дополнительной разноске бортов, одновременно повысив безопасность ведения работ на нижележащих горизонтах. Разработанные эффективные параметры контурного взрывания обеспечили создание максимально широкой экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части массива. Экономический эффект при внедрении разработанной конструкции и эффективных параметров составил 208,755 млн. сум на 1 млн. м³ взорванной горной массы.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Выполненные теоретические и экспериментальные исследования по разработке научно-технических основ взрывного разрушения массива горных пород и интенсификации технологических процессов буровзрывных работ, практическая реализация их результатов на открытых горных работах позволили внести существенный вклад в решение актуальной научной проблемы – физико-технического обоснования параметров БВР с учетом закономерностей изменения взрываемости горного массива.

В монографии на основе выполненных исследований дано решение научно-технической проблемы обоснования и разработки новых способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений в карьерах и расчета их параметров, внедрение результатов которого обеспечивает минимизацию динамических нагрузок, возникающих в условиях карьера, на прибортовые массивы и инженерные сооружения, поддержание массива борта карьера в целом и расположенного на нем комплекса КНК в устойчивом состоянии на весь период отработки месторождения, что повышает эффективность и безопасность открытой разработки месторождений и вносит значительный вклад в ускорение научно-технического прогресса в горной промышленности.

Основные научные результаты, выводы и рекомендации, заключаются в следующем:

1. Разработанные математические модели действия цилиндрического и сферического зарядов ВВ в массиве горных пород позволяют установить зону дробления горных пород, величина которых изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц горных пород. Установлено, что при уменьшении плотности горных пород и увеличении радиуса заряда, плотности ВВ, энергии единицы веса ВВ зона дробления массива горных пород увеличивается.

2. Используя уравнения газовой динамики для определения распространения детонационных волн, волн разря-

жения и отраженных волн, а также учитывая временные соотношения установлено распределение импульсов взрыва щелевого заряда для различных элементарных условий при различных способах инициирования. Установлено, что при взрыве щелевого заряда среде передается импульс большей длительности и с меньшим пиковым давлением, который способствует меньшему сейсмическому эффекту.

3. Для повышения устойчивости откосов уступов при контурном взрывании целесообразно оценивать относительное снижение мощности зоны с нарушенными межблочными связями в приоткосной части уступа. На основе данных положений разработан коэффициент эффективности применения контурного взрывания на открытых горных работах. Исследованиями установлено, что эффективность применения контурного взрывания возрастает с уменьшением ослабления массива с естественной и искусственной трещиноватостью.

4. Разработаны критерии оценки работы экранирующих щелей через коэффициент их защитной способности, зависящий от их ширины, физико-механических свойств и частоты нагружения массового взрыва. Исследованиями установлены обобщающие зависимости определения эффективных параметров контурного взрывания из условия совместимости требований прорастания сети трещин между оконтуривающими скважинами и ограничения зоны нарушений от взрыва оконтуривающих зарядов. На их основе разработаны методики инженерного расчета.

5. Разработана математическая модель, описывающая действие взрыва скважинного заряда ВВ в массиве, на основе которой определены кинематические параметры разлета горных пород.

6. Для расчета ширины и высоты подпорной стенки, а также ширины и высоты развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов с использованием эмульсионных ВВ разработаны формулы, в которые входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики эмульсионных ВВ, параметры взрываемого блока и физико-механические свойства горных пород.

7. Графоаналитическим методом установлено изменение радиуса линии скольжения бортов уступа в зависимости от коэффициента сцепления, удельного веса и угла внутреннего трения массива горных пород, а также угла откоса борта глубоких карьеров. На основе полученных за-

висимостей разработана программа расчета оптимальных параметров устойчивости прибортового горного массива.

8. Определена масса элементарного скважинного заряда ВВ при предварительном щелеобразовании в глубоком карьере в зависимости от коэффициентов, учитывающих предел прочности, трещиноватости горных пород и показатель Пуассона, а также глубины скважин, длины забойки и расстояния между контурными зарядами.

9. Разработанная система мониторинга, учитывающая воздействие взрывных и технологических нагрузок на комплекс «ЦПТ-руда» с КНК, обеспечивает долговременную сохранность и безаварийную работу ответственных инженерных сооружений на глубоких карьерах.

10. Установлено, что при ведении работ вблизи бортов карьера и подземных горных выработок за счет воздействия динамических нагрузок, создаваемой выемочно-погрузочными оборудованиями, безопасность горных работ увеличивается. Разработана комплексная методика расчета напряженно-деформированного состояния борта глубокого карьера и конструкции КНК, зависящего от направления сейсмической волны относительно к его оси, ограничивающей интенсивность ведения горных работ.

11. Уменьшение степени воздействия массового взрыва в глубоких карьерах на охраняемые объекты и инженерные сооружения достигается путем разработки сейсмобиоопасной технологии ведения БВР и определения их эффективных параметров, учитывающих допустимую скорость колебаний массива, тип ВВ и расстояние от центра взрыва до охраняемого объекта.

12. Безопасность и эффективность работы глубоких карьеров определяется используемыми способами управления (технологиями и техническими средствами) за состоянием ответственных инженерных сооружений, за происходящими деформационными процессами и созданием единой системы геомеханического мониторинга в карьере.

13. Определена масса скважинных зарядов ВВ на одно замедление и рекомендованы интервалы замедления НСИ, а также диагональная схема взрывания горного массива, обеспечивающие снижение уровня сейсмических колебаний и повышение сохранности прибортовых массивов и ответственных инженерных сооружений в глубоких карьерах от сейсмических воздействий массового взрыва.

14. Разработана и промышленно проверена методика расчета эффективных параметров БВР с учетом физико-механических и горно-технологических свойств массива глубоких карьеров.

15. Разработана и промышленно проверена новая конструкция скважинного заряда ВВ малого диаметра с применением кумулятивного эффекта при контурном взрывании, использование которой позволяет получить устойчивые откосы на глубоких карьерах, обеспечивающих ровный отрыв горного массива по линии ее расположения, минимизацию сейсмического воздействия массового взрыва на прибортовый массив и ответственные инженерные сооружения.

16. Разработана и промышленно проверена методика инженерного расчета эффективных параметров БВР, снижающих сейсмическое воздействие массовых взрывов при комбинированной системе разработки месторождений полезных ископаемых.

17. Разработана и промышленно проверена методика инженерного расчета массы скважинных зарядов ВВ на одно замедление и рекомендованы интервалы замедления НСИ, а также диагональная схема взрывания массива, обеспечивающие снижение уровня сейсмических колебаний и повышение сохранности прибортовых массивов и ответственных инженерных сооружений в глубоких карьерах.

18. Разработаны теоретические основы изменения напряженно-деформированного состояния борта глубокого карьера и конструкции КНК, зависящего от направления сейсмической волны относительно к его оси, ограничивающей интенсивность ведения горных работ в этом районе, на основе которых разработана комплексная методика их расчета.

19. Определены и экспериментально проверены эффективные параметры бортов глубокого карьера, расположенного в сейсмически опасном участке, позволяющие уменьшить степень риска развития опасных деформаций прибортового массива и обеспечить безопасные условия отработки месторождения на весь срок его эксплуатации.

20. Разработанные эффективные параметры БВР с учетом физико-механических и горно-технологических свойств массива, снижающих сейсмическое воздействие массовых взрывов при комбинированной системе разработки, а также конструкция скважинного заряда ВВ малого диаметра с применением кумулятивного эффек-

та внедрены на глубоком карьере Мурунтау ЦРУ НГМК с получением экономического эффекта в размере 336,644 млн. сум в год.

21. Разработан и исследован новый состав и способ получения термосодержащего вещества, безопасного при длительном хранении и транспортировке, обладающего увеличенной мощностью взрыва за счет повышения скорости детонации горючих веществ. Состав термосодержащего вещества обладает более низкой себестоимостью за счет замены дорогостоящей алюминиевой пудры резиновым порошком, полученным путем измельчения отработанных покрышек. Разработанное термосодержащее вещество возможно использовать в обводненных скважинах с использованием водонепроницаемой оболочки из эластичного материала.

22. Разработана и промышленно испытана конструкция скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании, позволившая получить устойчивые откосы 20-метровых уступов с углами откоса 60° , предотвратив необходимость в дополнительной разноске бортов, одновременно повысив безопасность ведения работ на нижележащих горизонтах. Разработанные эффективные параметры контурного взрывания обеспечили создание максимально широкой экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части массива. Экономический эффект при внедрении разработанной конструкции и эффективных параметров составил 208,755 млн. сум на 1 млн. м^3 взорванной горной массы.

23. Разработан и промышленно испытан способ повышения эффективности пылеподавления и увеличения коэффициента полезного действия энергии ВВ при массовых взрывах на карьерах путем запираания продуктов взрыва в зарядной полости до разрушения массива за счет использования закрепляющей смеси в забоечной части скважины, полученного на основе дешевых производственных продуктов и инертных сыпучих материалов. При взрывном рыхлении горного массива с использованием забойки из закрепляющей смеси объем пылегазового облака уменьшается на 30–40% по сравнению с забойкой из буровой мелочи..

24. Разработаны рекомендации по применению рациональных параметров взрывания в зажатой среде. Использование разработанных параметров развала и подпорной

стенки позволили обеспечить сохранность геологической структуры горного массива, увеличить коэффициент полезного действия энергии ВВ, сократить подготовительно-восстановительные операции при взрыве на уступе, повысить безопасность и увеличить производительность работы погрузочно-транспортного оборудования. За счет увеличения производительности экскаваторов и снижения затрат на вторичное дробление на дробильном оборудовании при себестоимости руды 3988,75 сум/м³ получен экономический эффект в размере 189,785 млн. сум в год.

25. Разработан способ взрывного разрушения массива с использованием щелевых зарядов ВВ, обеспечивающий качественное дробление разнопрочных горных пород, представленных крепкими включениями.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мельников Н.В. Справочник инженера и техника по открытым горным работам. –М.: Госгортехиздат, 1971. –1330 с.
2. Шешко В.Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. –М.: Углетехиздат, 1984. –495 с.
3. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Производственные процессы: Учебник для вузов / В.В. Ржевский. –М.: Недра, 1985. –Часть 1. –509 с.
4. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. –Алма-Ата: Наука, 1983. –239 с.
5. Справочник по буровзрывным работам / под ред. М.Ф. Друкованного –М.: Недра, 1976. –631 с.
6. Шеметов П.А., Норов Ю.Д. Буровзрывные работы. Учебное пособие. Навои, 2005. –207 с.
7. Стенин Ю.В., Панфилов Д.С. Расчеты параметров процесса буровзрывной подготовки горных пород к выемке. Часть 2. Расчет параметров взрывных работ при транспортной системе разработки: Учебное пособие. –Екатеринбург: изд. УГГУ, 2007. –109 с.
8. Нормативный справочник по буровзрывным работам / Ф.А. Авдеев, В.Л. Барон, Н.В. Гуров и др. –М.: Недра, 1986. –511 с.
9. Друкованный М.Ф., Кукиб Б.Н., Куц В.С. Буровзрывные работы на карьерах. –М.: Недра, 1990. –367 с.
10. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва. –М.: Недра, 1978. –271 с.
11. Кутузов Б.Н., Скоробогатов В.М., Мосинец В.Н. и др. Справочник взрывника. –М.: Недра, 1988. –511 с.
12. Бибиб И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. –Ташкент: Фан, 2008. –424 с.
13. Жариков И.Ф. Разработка и научное обоснование энергосберегающих технологий взрывных работ на открытых разработках угольных месторождений // Дисс. ... докт. техн. наук. –Москва: ИГД им. А.А. Скочинского, 2001. –327 с.
14. Ефремов Э.И. Взрывание с внутрискважинными замедлениями. –Киев: Наукова думка, 1971. –170 с.
15. Справочное пособие по взрывным работам в строительстве / Афонин В.Г., Гейман Л.М., Комир В.М. –Киев: Будівельник, 1982. –176 с.

16. Авдеев Ф.А., Барон В.А., Блейман И.А. Производство мас- совых взрывов. –М.: Недра, 1977. –312 с.

17. Черниговский А.А. Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве. –М.: Недра, 1976. –319 с.

18. Библик И.П. Обоснование энергосберегающих технологий взрывных работ на сложноструктурных месторождениях // Гор- ный информационно-аналитический бюллетень. –Москва: изд. МГУ, 2010. –№8. –С. 102–110.

19. Оксанич И.Ф., Миронов П.С. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. –М., Недра, 1982. –166 с.

20. Ташкинов А.С., Бирюков А.В. Управление качеством взрывной подготовки пород на разрезах.– Кемерово: Изд-во КузГ- Ту, 1994. –150 с.

21. Сытенков В.Н. Управление пылегазовым режимом глубо- ких карьеров. –М.: ООО «Геоинформцентр», 2003. –288 с.

22. Параметры и организация процессов на карьерах / Л.А. Сорокин: Уральский государственный горный университет. –Ека- теринбург: Изд-во УГГУ, 2005. –70 с.

23. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах. –М.: Недра, 1982. –405 с.

24. Репин Н.Я. Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. –М.: Недра, 1978. –256 с.

25. Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И. и др. Взрывание высо- ких уступов. –М., Недра, 1964. –108 с.

26. Друкованный М.Ф., Комир В.М. Об оценке использования энергии взрыва при различных параметрах буровзрывных работ. В кн.: Взрывное дело. –М.: Недра, 1966. –С. 57–59.

27. Ильин В.И. Буровзрывные работы на карьерах. –М., 1978. –273 с.

28. Кучерский Н.И. Современные технологии при освоении ко- ренных месторождений золота. –М.: «Руда и металлы», 2007. –696 с.

29. Мельников Н.В. Определение устойчивости откосов усту- пов на карьерах КМА. –М., 1964. –42 с.

30. Мосинец В.Н. Деформация горных пород взрывом. –Фрун- зе, 1981. –188 с.

31. Медников Н.Н. Математические методы и модели в расче- тах на ЭВМ. –М.: МГУ, 1966. –156 с.

32. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А. Процессы от- крытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. –Ташкент: Фан, 1999. –276 с.

33. Вилкул Ю.Г., Станков А.П., Шапурин А.В., Серебренни- ков Э.В., Андриенко В.В., Короленко М.К., Гай В.С., Шевченко С.В. Исследование и определение оптимальных параметров под-

порной стенки при взрывании в условиях «зажатой» среды // Теоретичній експериментальні дослідження процесів руйнування гірських порід вибухом. –Днепропетровск, 2012. –Випуск 1.

34. Граур М.И. Управление процессом разрушения пород при контурном взрывании с целью получения устойчивых откосов уступов на карьерах / Дисс. ... канд. техн. наук. –Москва: МГИ, 1981. –153 с.

35. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. –М.: Недра, 1995. –351 с.

36. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.А., Хронин В.В. Проектирование карьеров. В 2-х томах. –М., изд. Академии горных наук. –Т. II, 2001. –535 с.

37. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. –М., 1970. –С. 278–279.

38. Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И. и др. Взрывания высоких уступов. –М., Недра, 1964. –108 с.

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

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

41. Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виноцкий К.Е. и др. Справочник: Открытые горные работы. –М., Горное бюро, 1994. –590 с.

42. Оксанич И.Ф., Миронов П.С. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. –М.: Недра, 1982. –166 с.

43. Барон Л.И., Кузнецов А.В. Абразивность горных пород при дроблении. –М., 1961. –168 с.

44. Барон Л.И., Личелли Г.П. Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке. –М.: Недра, 1966. –150 с.

45. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. –М.: Недра, 1982. –274 с.

46. Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. –М.: Госстройиздат, 1957. –200 с.

47. Родионов В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. –М., 1962. –30 с.

48. Родионов В.Н. О некоторых качественных соотношениях параметров действия взрыва в твердой среде. // В кн.: Взрывное дело. –М.: Недра, 1974. –№73/30. –С. 66–75.

49. Лангефорс У., Кильстрем Б. Современная техника взрывной отбойки горных пород. Пер. с англ. –М.: Недра, 1968. –227 с.

50. Репин Н.Я., Богатырев В.П., Буткин В.Д. и др. Буровзрывные работы на угольных разрезах. –М.: Недра, 1987. –254 с.

51. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. –М.: Недра, 1978. –184 с.

52. Машуков В.И.. Расчет оптимальных интервалов замедления при короткозамедленном взрывании // Горный журнал. –Москва, 1965. –№11. –С. 35–37.

53. Кутузов Б.Н., Скоробогатов В.М., Ерофеев И.Е. и др. Справочник взрывника. –М., Недра, 1988. –С. 21–23.

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

55. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. –М.: Недра, 1988. –209 с.

56. Кутузов Б.Н., Совмен В.К., Эквист Б.В. Обеспечение сейсмобезопасности взрывов при неэлектрическом инициировании зарядов // Горный журнал. –Москва, 2004. –№2. –С. 17–20.

57. Матвейчук В.В., Чурсалов В.П. Взрывные работы. –М.: Академический проект, 2002. –376 с.

58. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.А., Хронин В.В. Проектирование карьеров. –В 2-х томах. –М.: изд. Академии горных наук. –Т. II, 2001. –535 с.

59. Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А., Шлыков А.Г. Совершенствование технологических процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. –Т.: изд. «ФАН» АН РУз, 2003. –199 с.

60. Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н., Демич Л.М. и др. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. –Ташкент: ФАН, 1998. –254 с.

61. Шеметов П.А., Бибики И.П. Адаптация отработки глубоких карьеров к сокращению ширины рабочих площадок // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2000. –№1. –С. 32–34.

62. Бибики И.П., Сытенков Д.В. Оптимизация параметров буровзрывных работ // Горный журнал. –М., 2007. –№5. –С. 48–51.

63. Шеметов П.А., Бибики И.П. Физико-техническое обоснование параметров взрывных работ в глубоких карьерах // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2011. –№1. –С. 24–36.

64. Бибики И.П. Метод определения оптимальных параметров буровзрывных работ для технологических потоков // Горный информационно-аналитический бюллетень. –Москва, изд. МГГУ, 2005. –№3. –С. 119–122.

65. Бибики И.П. Выбор и обоснование параметров процессов буровзрывных работ для повышения эффективности горно-транспортного оборудования глубоких карьеров // Дисс. ... канд. техн. наук. –Навои, 2003.

66. Шеметов П.А., Бибики И.П., Исаков М.М. Современное состояние и проблемы буровзрывных работ в глубоких рудных ка-

рьерах Узбекистана // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2010. –№4. –С. 12–19.

67. Бибик И.П., Лунин С.В., Джос В.Ф. Взрывание высоких уступов в карьере Мурунтау // Горный журнал. –Москва, 2007. –№5. –С. 52–54.

68. Шеметов П.А. Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке месторождений. –Ташкент: Фан, 2005. –122 с.

69. 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. –С. 197–199.

70. Бибик И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. –Ташкент, изд. «Фан» АН РУз, 2008. –399 с.

71. Мальгин О.Н., Кустов А.М., Шеметов П.А. Совершенствование взрывных работ в Навоийском ГМК // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2002. –№3. –С. 9–12.

72. Рубцов С.К., Шеметов П.А. Управление взрывным воздействием на горный массив при открытой разработке месторождений. –Ташкент: изд. «Фан» АН РУз, 2011. –400 с.

73. Бибик И.П., Коваленко В.А. Использование автоматизированной системы сбора данных с буровых станков при проектировании буровзрывных работ // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2004. –№4. –С. 44–47.

74. Бибик И.П. Опыт применения неэлектрических систем инициирования зарядов ВВ // Горный информационно-аналитический бюллетень. –Москва, 2005. –№4. –С. 231–234.

75. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А. Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. –Ташкент: Фан, 1999. –276 с.

76. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. –М.: Недра, 1992. –97 с.

77. Типовой проект буровзрывных работ на карьерах Центрального рудоуправления НГМК. –Зарафшан, 2000. –20 с.

78. Холикулов Х.Ш. Контурное взрывание: повышение устойчивости высоких бортов и снижение обводненности последующего бурения // Горный вестник Узбекистана. –№1, 2009. –С. 117–120.

79. Друкованный М.Ф., Кузнецов В.М. Действие взрыва в горных породах. –Киев, «Наукова думка», 1972. –183 с.

80. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. –Новосибирск: Наука, 1977. –260 с.

81. Шеметов П.А., Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Уринов Ш.Р., Заиров Ш.Ш., Баракаев С.С. Расчет уплотнения грунта наклонными скважинными зарядами взрывчатых веществ // Государственное патентное ведомство РУз. Свидетельство № DGU 01777. 30.06.2009 г.

82. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Норов Ж.А., Урунов Ш.К. Математическая модель действия взрывной волны в разнопрочных горных породах // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2013. –№1. –С. 15–17.

83. Норов Ю.Д., Шеметов П.А., Заиров Ш.Ш., Тухташев А.Б. Совершенствование методов управления дроблением горных пород взрывом. –Монография. Изд. «Бухоро». –Бухара, 2011. –200 с.

84. Бунин Ж.В., Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Определение глубины разрушения крепкого пропластка в массиве разнопрочных горных пород зарядов взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом // Взрывное дело. –Москва, 2015. –№113/70. –С. 133–134.

85. Заиров Ш.Ш. Разработка научно-технических основ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2010. –№3. –С. 29–33.

86. Механический эффект взрыва в грунтах / Лучко И.А., Плаксий В.А., Ремез Н.С. и др.; Под ред. Лучко И.А. –Киев: АН УССР, ин-т геофизики им. С.И. Субботина, 1989. –232 с.

87. Ляхов Г.М. Основы динамики взрыва в грунтах и жидких средах. –М.: Недра, 1964. –216 с.

88. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Ивановский Д.С. Теоретические исследования закономерностей действия цилиндрического заряда в разнопрочных горных породах на пластовых месторождениях // Горный информационно-аналитический бюллетень. –М.: Изд. МГГУ (Москва), 2010. –№4. –С. 140–142.

89. Власов О.Е. Основы динамики взрыва. –М.: ВИА, 1986. –351 с.

90. Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р., Мислибоев И.Т., Заиров Ш.Ш. Параметры буровзрывных работ при дроблении крепких включений в разнопрочных горных породах // Государственное патентное ведомство РУз. Свидетельство № DGU 01869. 16.12.2009 г.

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

92. Бунин Ж.В., Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Теоретические исследования действия сферического заряда в разнопрочных горных породах при проведении открытых горных выработок // Материалы III Всероссийской научно-практи-

ческой конференции: Новые технологии в науке о Земле. –Нилчилик: Каб. –Балк. ун-т, 2013. –С. 55–58.

93. Шеметов П.А., Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Уринов Ш.Р., Баракаев С.С., Заиров Ш.Ш. Расчет уплотнения грунта боковых стенок выемки сферическим зарядом // Государственное патентное ведомство РУз. Свидетельство № DGU 01776. 30.06.2009 г.

94. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р. Разработка математической модели действия щелевого заряда взрывчатых веществ в массиве горных пород // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2015. –№3. –С. 32–37.

95. Баум Ф.А., Орленко Л.П., Станюкович К.П., Чельшев В.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. –М.: изд. «Наука», 1975. –703 с.

96. Шуйфер М.И. К вопросу распределения сейсмической энергии взрыва линейно-рассредоточенных зарядов // «Взрывное дело». –М., 1970. –№ 69/26. –С. 97–103.

97. Шеметов П.А., Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Уринов Ш.Р., Заиров Ш.Ш. Определение радиуса зоны уплотнения взрывами линейных зарядов выброса в сложных гидрогеологических условиях // Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 02073 по заявке № DGU 2010 0192 от 11.10.2010 г. Зарегистрирован в государственном реестре программ для ЭВМ Республики Узбекистан 21.10.2010.

98. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Разработка методики расчета эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании // Материалы XIV Международной конференции на тему: «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». –КРСУ–РУДН. –Москва–Кыргызстан, 14–20 сентября 2015 г. –С. 125–128.

99. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Совершенствование взрывных работ при контурном взрывании в обводненных породах на карьерах // Материалы научно-практической конференции «Инновационные технологии горно-металлургической отрасли». –Навои, 21 октября 2011 г. –С. 59–61.

100. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Каршиев Ж.Х., Мустафаев М.М. Управление процессом разрушения горных пород при контурном взрывании с целью получения устойчивых откосов уступов на карьерах // Материалы VI Международной научно-технической конференции на тему: «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития». –Навои, 14–16 мая 2013. –С. 58.

101. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р. Разработка методики расчета эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании // Сборник научных статей республиканской научно-практической конферен-

ции на тему: «Современные проблемы рационального недропользования». –Ташкент, 26 сентября 2013. –С. 64–66.

102.Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Теоретические исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2015. –№3. –С. 23–30.

103.Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Проектирование карьеров и обеспечение устойчивости бортов. –Монография. –Навои, Изд. «Навои», 2015. –252 с.

104.Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Совершенствование взрывных работ при контурном взрывании в обводненных породах на карьерах // Материалы научно-практической конференции «Инновационные технологии горно-металлургической отрасли». –Навои, 21 октября 2011 г. –С. 59–61.

105.Норов Ю.Д., Бибик И.П., Заиров Ш.Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы // Известия вузов. Горный журнал. –Екатеринбург, 2016. –№1. –С. 58–64.

106.Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Методика исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера. –Навои, 2015. –50 с.

107.Друкованый М.Ф. Ефремов Э.И. Область применения метода взрывания высоких уступов и механизм разрушения пород // Горный журнал, 1990. –№11. –С. 39–41.

108.Тимошенко С.П., Гудьер Дж. Теория упругости. –М.: Наука, 1999. –560 с.

109.Миронов П.С. Взрывы и сейсмобезопасность сооружений. –М.: Недра, 1995. –168 с.

110.Кузнецов Г.В. Взрывные работы. –М.: Недра, 1993. –368 с.

111.Можаев А.В. Исследование устойчивости откосов уступов в скальных и полускальных породах на железорудных карьерах // Автореф. ... канд. техн. наук. –Екатеринбург, 2001. –26 с.

112.Можаев А.В., Комаров В.В., Деев Е.А. Оценка нарушения скального массива уступов по трещинной пустотности // Горный журнал. –М., 2007. –№3. –С. 44–46.

113.Определение коэффициента защитной способности экранящих щелей / Норов Ю.Д., Бибик И.П., Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р., Назаров З.С., Норов Д.Ш. // Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 02325 по заявке № DGU 2011 0153 от 20.07.2011 г. Зарегистрирован в государственном реестре программ для ЭВМ Республики Узбекистан 27.10.2011.

114.Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Управление развалом горных пород с учетом энергии заряда эмульсионных взрывчатых ве-

ществ // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2015. –№4. –С. 23–29.

115.Норов Ю.Д., Ивановский Д.С., Заиров Ш.Ш. Определение кинематических параметров разлета горных пород взрывом скважинных зарядов // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2008. –№4. –С. 18–21.

116.Бибик И.П., Заиров Ш.Ш., Ивановский Д.С., Уринов Ш.Р. Определение коэффициента сброса при перемещении разнопрочных горных пород взрывами скважинных зарядов взрывчатых веществ в промышленных условиях // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2010. –№3. –С. 19–22.

117.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. –М., 2010. –№12. –С. 19–20.

118.Казаков Н.Н., Викторов С.Д. Определение параметров развала отбитой взрывом горной массы на карьерах // Технологические проблемы разрушения в процессах горного производства. –М., 2004. –С. 137–140.

119.Яворский Б.М., Детлаф А.А. Справочник по физике для инженеров и студентов вузов. –М.: Наука, 1974. –942 с.

120.Кинематические параметры разлёта горных пород взрывом / Норов Ю.Д., Бибик И.П., Уринов Ш.Р., Заиров Ш.Ш., Ивановский Д.С. // Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 01771 по заявке № DGU 2009 0019 от 03.02.2009.

121.Савинков В.Д. Разработка эффективных средств и методов взрывной отбойки в условиях отрицательных температур и высокогорья // Дисс. ... канд. техн. наук. –Бишкек, 1998. –132 с.

122.Мельников Н.В., Марченко Л.Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. –М.: Наука, 1964. –237 с.

123.Сытенов В.Н., Давранбеков У.Ю., Бибик И.П. Проектирование скважинных зарядов при взрывном рыхлении пород в карьерах: учеб. пособие. –Навои: НГГИ, 2004. –72 с.

124.Бибик И.П., Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2009. –№1. –С. 60–65.

125.Состав и способ получения термосодержащего вещества / Шеметов П.А., Сытенов В.Н., Норов Ю.Д., Снитка Н.П., Заиров Ш.Ш., Максумов А.М., Исломов А.Н. // Патент на изобретение № IAP 20090302. Зарегистрирован в государственном реестре изобретений Республики Узбекистан 07.10.2009 г. Оpubл. в Бюл. изобр. –№4, 2011. –С. 16–17.

126. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Саттаров У.Б. Разработка состава и способа получения термосодержащего вещества, обладающего повышенными детонационными свойствами // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2015. –№2. –С. 30–32.

127. Заиров Ш.Ш., Саттаров У.Б. Исследование взрывных характеристик нового состава термосодержащего вещества // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2015. –№2. –С. 52–56.

128. Заиров Ш.Ш., Саттаров У.Б. Использование отходов углеродистых соединений в простейших взрывчатых смесях собственного изготовления // Материалы VI Международной научно-технической конференции на тему: «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития». –Навои, 14–16 мая 2013. –С. 53–54.

129. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Саттаров У.Б. Исследование характеристик состава термосодержащего вещества // Материалы VI Международной научно-технической конференции на тему: «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития». –Навои, 14–16 мая 2013. –С. 55.

130. Усачев В.А. Лабораторные исследования свойств игдани-тов / В сб. Взрывчатые вещества простейшего состава (игдани-ты). –М., 1960. –С. 21–38.

131. Кутузов Б.Н. Технология и безопасность изготовления и применения взрывчатых веществ на горных предприятиях. –М.: изд. МГГУ, 2005. –291 с.

132. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Тухташев А.Б. Конструкция скважинного заряда взрывчатого вещества с активной забойкой // Горный информационно-аналитический бюллетень. –М.: изд. МГГУ, 2009. –№4. –С. 175–176.

133. Заиров Ш.Ш., Тухташев А.Б., Кадырова Н.У. Исследование процесса нагружения горных пород продуктами детонации при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ с различными видами забоек // Сб. научных статей республиканской научно-практической конференции на тему: «Современные проблемы рационального недропользования». –Ташкент, 26 сентября 2013. –С. 111–113.

134. Бересневич П.В., Михайлов В.А., Филатов С.С. Аэрология карьеров: Справочник. –М.: Недра, 1990. –С. 81.

135. Патент RU №2526950. Засыпная забойка взрывных скважин с элементами каменного материала // Шемякин С.А., Шевкун Е.Б., Галимьянов А.А., Лещинский А.В.

136. Заиров Ш.Ш., Турсунова И.Н. Разработка способа снижения пылегазовыделений при массовых взрывах на карьерах // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2015. –№4. –С. 31–34.

137. Ржаницын Б.А. Химическое закрепление грунтов в строительстве. –М.: Стройиздат, 1986. –264 с.

138. Разработка химических способов закрепления песка на устье взрывных скважин с использованием ПАВ // Отчет по хозяйственной работе №82-06. / Норов Ю.Д., Шомансуров И.И., Мардонов У.М., Заиров Ш.Ш., Турсунова И.Н. и др. –Навои: НГГИ, 2008. –81 с.

139. Мухаммедов Ш.М., Заиров Ш.Ш., Равшанова М.Х. Определение глубины пробития пропластков разнопрочных горных пород кумулятивной струей // Материалы Республиканской научно-технической конференции «ISTIQLOL» (с международным участием): «Геотехнология: инновационные методы недропользования в XXI веке». –Москва-Навои, 25–27 сентября 2007. –С. 19–20.

140. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Норов А.Ю., Норов Д.Ш. Технология взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород на пластовых месторождениях // Материалы Республиканской научно-технической конференции «ISTIQLOL» (с международным участием): «Геотехнология: инновационные методы недропользования в XXI веке». –Москва-Навои, 25–27 сентября 2007. –С. 26–27.

141. Норов Ю.Д., Назаров З.С., Заиров Ш.Ш. Проведение открытых выемок в разнопрочных горных породах взрывом при сложных гидрогеологических условиях // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2010. –№1. –С. 29–30.

142. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Способ взрывного разрушения крепких включений в разнопрочных горных породах // Горный информационно-аналитический бюллетень. –М.: Изд. МГГУ, 2010. –№5. –С. 387–390.

143. Способ разрушения массива разнопрочных горных пород на пластовых месторождениях / Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Мислибоев И.Т. // Патент на изобретение № IAP 03941. Зарегистрирован в государственном реестре изобретений Республики Узбекистан 23.04.2009.

144. Способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород / Шеметов П.А., Норов Ю.Д., Мислибоев И.Т., Бибик И.П., Снитка Н.П., Заиров Ш.Ш. // Патент на изобретение № IAP 03938. Зарегистрирован в государственном реестре изобретений Республики Узбекистан 23.04.2009.

145. Сидиков А.А., Заиров Ш.Ш., Равшанова М.Х., Норов А.Ю., Норов Д.Ш. Технология взрывного разрушения разнопрочных горных пород с использованием щелевых зарядов ВВ // Материалы Республиканской научно-технической конференции «ISTIQLOL» (с международным участием): «Геотехнология: инновационные методы недропользования в XXI веке». –Москва-Навои, 25–27 сентября 2007. –С. 53–54.

146. Заиров Ш.Ш., Тухташев А.Б., Норов А.Ю. Анализ исследований по управлению взрывным разрушением в разнопрочных горных породах на пластовых сложноструктурных месторождениях // Материалы Республиканского научно-практического семинара на тему: «Инновационная деятельность молодых ученых». –Навои, 25 сентября 2008. –С. 87–90.

147. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Метод интенсификации дробления разнопрочных горных пород в сложных гидрогеологических условиях // Материалы Международной научно-технической конференции на тему «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития». –Навои, 12–14 мая 2010. –С. 26.

148. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С., Саидахмедов Ж.А. Способ дробления массива разнопрочных горных пород щелевыми зарядами взрывчатых веществ с использованием кумулятивного эффекта // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2013. –№3. –С. 25–29.

149. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Аслонов Д.А. Повышение эффективности взрывания разнопрочного массива в сложных гидрогеологических условиях // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2015. –№1. –С. 26–30.

150. Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Заиров Ш.Ш. Изучение сравнительного эффекта действия кумулятивных зарядов взрывчатых веществ в разнопрочных горных породах // 12-Международная конференция на тему: «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». –Занджан, Иран, 16–20 сентября 2013. –С. 117–118.

151. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Экспериментальные исследования по определению параметров БВР с щелевыми зарядами для рыхления разнопрочных горных пород // Материалы 13-Международной конференции на тему: «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». –Москва-Грузия, 15–21 сентября 2014. –С. 112–113.

152. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Исследование параметров кумулятивных зарядов при дроблении разнопрочных горных пород взрывом // Сб. научных статей Международной научно-технической конференции «Проблемы и пути инновационного развития горно-металлургической отрасли». –Ч. 1. –Ташкент, 27–28 ноября 2014. –С. 108–109.

153. Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Разработка способа разрушения массива разнопрочных горных пород с использованием заряда взрывчатых веществ с кумулятивной выемкой // XII Международная научно-практическая конференция: Новые технологии в науках о Земле. –М.: Росс. гос. геологоразвед. ун-т, 8–10 апреля 2015. –С. 543–544.

154. Норов Ю.Д., Бунин Ж.В., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Теоретическое исследование разрушения массива разнопрочных горных пород зарядами взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом // Материалы XIV Международной конференции на тему: «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». –КРСУ–РУДН. –Москва–Кыргызстан, 14–20 сентября 2015. –С. 94–95.

155. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Разработка способа дробления разнопрочных горных пород взрывами щелевых зарядов взрывчатых веществ с осевой воздушной полостью на карьерах // Материалы XIV Международной конференции на тему: «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». –КРСУ–РУДН. –Москва–Кыргызстан, 14–20 сентября 2015. –С. 103–105.

156. Норов Ю.Д., Бунин Ж.В., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Интенсификация дробления массива разнопрочных горных пород зарядами взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом // Материалы XIV Международной конференции на тему: «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». –КРСУ–РУДН. –Москва–Кыргызстан, 14–20 сентября 2015. –С. 129–131.

157. Безсонов Н.В. Пособие для расчёта экономического эффекта от использования изобретений и рационализаторских предложений. –М.: ВНИИПИ, 1983. –96 с.

158. Методика определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений, рационализаторских предложений. –М.: ВИНТИ, 1977. –96 с.

159. Арбиев К.К. Состояние и развитие рудной базы цветной металлургии СССР // Горный журнал. –Москва, 1985. –№3. –С. 3–7.

160. Фисенко Г.А. Устойчивость бортов, карьеров и отвалов. –М., Недра, 1965. –236 с.

161. Певзнер М.Е. Борьба с деформациями горных пород на карьерах. –М., Недра, 1987. –312 с.

162. Морозов В.Д., Байков Б.Н., Ковтун А.А. Напряженное состояние бортов карьеров. –Ташкент: Фан, 1970. –291 с.

163. Фисенко Г.А., Ревазов М.А., Галустьян Э.А. Укрепление откосов в карьерах. –М., Недра, 1974. –301 с.

164. Попов И.И., Окатов Р.П. Борьба с оползнями на карьерах. –М., Недра, 1980. –197 с.

165. Попов И.И., Окатов Р.П., Низаметдинов Ф.И. Механика скальных массивов и устойчивость карьерных откосов. –Алма-Ата: Наука, 1986. –11 с.

166. Пушкарев В.И. Анализ напряженно-деформированного состояния откосов горных пород при крутом залегании слоев. –Тематический сборник. –Караганда: КарПТИ, 1986. –С. 13–22.

167. Галустьян Э.А. Управление геохимическими процессами в карьере. –М., Недра, 1980. – 302 с.

168. Юматов Б.П., Байков Б.Н., Смирнов В.П. Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов. –М., Недра, 1973. –471 с.

169. Попов В.Н., Байков Б.Н. Технология отстройки бортов карьеров. –М.: Недра, 1991. –252 с.

170. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. –М.: Недра, 1984. –241 с.

171. Ильин А.И., Галперин А.М., Стрельцов В.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. –М., Недра 1985. –299 с.

172. Обеспечение устойчивости бортов карьеров цветной металлургии/ В.Н.Попов, В.И. Зобин, В.Д. Морозов и др. –М.: ЦНИИцветмет экономики и информации. –Вып. 5, 1987. –187 с.

173. Букринский В.А. Геометрия недр. –М.: Недра, 1985. –322 с.

174. Попов В.Н. Исследование устойчивости бортов карьеров в трещиноватых породах // Автореф ... докт. техн. наук. –М.: МГИ, 1979. –39 с.

175. Баклашов И.В., Картозия В.А. Механические процессы в породных массивах. –М.: Недра, 1986. –188 с.

176. Вольфсон Ф.И., Яковлев П.Д. Структуры рудных полей и месторождений. –М.: Недра, 1975. –311 с.

177. Чернышев С.Н. Трещиноватость горных пород и ее влияние на устойчивость откосов. –М.: Недра, 1984. –265 с.

178. Попов В.Н. К вопросу методики количественной оценки трещиноватости породного массива при решении задач устойчивости откосов карьеров. –В сб.: Совершенствование техники и технологии маркшейдерских работ. –Л.: ВНИМИ, 1979. –С. 25–31.

179. Мартынов Ю.И. Прогнозирование прочности трещиноватого массива. –М.: ЦНИИцветмет экономики и информации, 1983. –152 с.

180. Люминарский А.А., Попов В.Н., Яковлев Н.Е. Определение прочностных свойств пород в массиве на основе учета нарушенности // ФТПРПН. –Москва, 1979. –№5. –С. 25–31.

181. Попов В.Н., Несмеянов Б.В., Галкин В.А. Оценка устойчивости нерабочих уступов и бортов Сорского карьера // Цветная металлургия. –Москва, 1977. –№4. –С. 20–23.

182. Исследование и внедрение рациональной технологии заоткоски уступов на предельном контуре карьеров, в том числе с пологими и крутыми откосами, с искусственным укреплением // Отчет ИГД. –Екатеринбург, 2007. –169 с.

183. Исследование условий, определяющих длительную устойчивость уступов и разработка мероприятий по обеспечению со-

хранности транспортных карьеров // Отчет ИГД. –Екатеринбург, 2008. –131 с.

184. Исследование устойчивости бортов на глубоких горизонтах. Отчет ИГД. –Екатеринбург, 2010. –86 с.

185. Исследование устойчивости бортов рудных карьеров // Ч.1. Отчет ИГД. –Екатеринбург, 2002. –62 с.

186. Исследование устойчивости бортов рудных карьеров // Ч.2. Отчет ИГД. Отчет ИГД. –Екатеринбург, 2002. –168 с.

187. Исследование устойчивости бортов карьеров // Ч.3. Отчет ИГД Отчет ИГД. –Екатеринбург, 2003. –197 с.

188. Исследование устойчивости бортов карьеров // Ч.4. Отчет ИГД. –Екатеринбург, 2004. –136 с.

189. Исследование устойчивости бортов карьеров. Ч.5. Отчет ИГД. –Екатеринбург, 2004. –55 с.

190. Исследование устойчивости бортов карьеров. Отчет ИГД. –Екатеринбург, 2005. –133 с.

191. Методические указания по обеспечению устойчивости откосов и сейсмической безопасности зданий и сооружений при ведении взрывных работ на карьерах. –СПб., 2007. –17 с.

192. Комарова В.В., Зотеев В.Г. Развитие деформации скальных уступов во времени // В сб.: Вопросы инженерной геологии при проектировании, строительстве и эксплуатации подъемных сооружений, шахт и карьеров // СПб.: 2000. –Вып. 2.

193. Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Деформирование массива скальных пород при действии интенсивных взрывных нагрузок. –ГТС, 2009. –№2. –С. 32–35.

194. Инструкция по наблюдению за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. –СПб., 2005. –23 с.

195. Фисенко Г.А. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. –М.: Недра, 1995. –278 с.

196. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. –М.: Недра, 1992. –97 с.

197. Щелканов В. А., Зотеев В.Г. Изменение параметров глубоких карьеров при вскрытии их подземными выработками // Горный журнал. –Москва, 1992. –№9. –С. 26–28.

198. Бурлуцкий П.Д., Меримов М.А. К расчету некоторых параметров контурного взрывания на карьерах // Вопросы разработки рудных и россыпных месторождений. –Сб. трудов. –М.: Недра, 1990. –С. 78–83.

199. Ким Д.И., Бахарев А.Г., Сапожников В.Г. Характер деформирования массива горных пород при массовых взрывах на карьерах // Труды ВНИМИ. –СПб., 2007. –Вып. 67. –С. 196–210.

200. Неганов В.П. Исследование разрушающего действия взрывов за контуром рыхления // Цветная металлургия, 1999. – №19. – С. 13–16.

201. Попов И.И. Результаты комплексных исследований устойчивости бортов карьера. Разработка рудных месторождений открытым способом // Межвузовский сборник. – Екатеринбург: УГГУ, 2009. – С. 3–9.

202. Попов С.И. Устойчивость бортов рудных карьеров при производстве массовых взрывов: Техника и технология открытых горных работ. – М.: 1999. – С. 117–125.

203. Фисенко Г.А., Ревазов М.А., Галустьян Э.А. Укрепление откосов в карьерах. – М.: Недра, 1994.

204. Исследования эффективности действия взрыва при многоточечном инициировании удлиненных зарядов. – В сб.: Взрывное дело / Н.П. Сеинов, Марченко Л.Н., Жариков И.Ф. и др. – М.: Недра, 1992. – №71/28. – С. 102–108.

205. Кутузов Б.Н., Шифрин В.И. Выбор рациональных параметров контурной отбойки при разработке скальной вскрыши на карьерах облицовочного камня. – В сб.: Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – Новосибирск, 2007. – №6. – С. 56–62.

206. Неганов В.П. Классификация технологических схем заоткоски уступов и величины зон заколообразования. – Труды института / Иркутск. 2006. – Вып. 28. – С. 109–113.

207. Фадеев А.Б. Исследование устойчивости бортов карьеров в скальных и полускальных породах // Автореф. ... докт. техн. наук. – М., 2004. – 40 с.

208. Шекун О.Г., Савитюк В.И., Захарчук Б.И. Распределение напряжения в горном массиве при взрыве контурных скважин. – Разработка рудных месторождений // Респ. межвед. науч.-тех. сб. – Киев, 2007. – Вып. 25. – С. 41–44.

209. Rolf S. Paine, D.K. Holmes, Harri E. Clark. Presplit.Blasting at the Niagara Power Project. The Explosives Engineer, Vol. 39, №3. May-June, Wilmington, Delaware, USA, 2003.

210. Исследование механизма разрушения приконтурном взрывании / ИТО. – №91076/1, 2008. – Т. 84, №964. – С. 1059–1065.

211. Барон А.И. Ключников А.В. Контурное взрывание при проходке выработок. – СПб., 1997. – 204 с.

212. Барон А.И. Турчанинов И.А., Ключников А.В. Нарушения пород при контурном взрывании. – СПб., 1993. – 339 с.

213. Силаев А.А., Кузнецов В.А. Контурное взрывание при строительстве сооружений // Горный журнал. – Москва, 2000. – №3. – С. 37–40.

214. Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Изменение величины сейсмического воздействия взрывов на карьере в зависимости от различных факторов. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1992. – №71/28. – С. 174–180.

215. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. – М., 2006. – 271 с.

216. Цейтлин Я.И. К расчету мощности охранного целика при взрывах. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1997. – №78/35.

217. Шуйфер М.И., Краснов Ю.К. Некоторые вопросы исследования сейсмического эффекта взрывов и определение сейсмобезопасных весов зарядов на строительстве Саяно-Шушенской ГЭС. – Труды Гидропроекта. – М., 1994. – Вып. 43. – С. 165–168.

218. Боровиков В.А. Расчет параметров контурного взрывания удлиненными зарядами с воздушными промежутками. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1999. – №70/27.

219. Боровиков В.А. Некоторые теоретические аспекты предварительного щелеобразования. – Физические процессы горного производства. – Межвузовский сб. – СПб., 2005. – Вып. 2. – С. 69–73.

220. К расчету параметров волн напряжений при взрыве / Боровиков В.А., Мисник Ю.М., Моисеев С.И. и др. – Горно-строительные и взрывааемые работы. – Сб. трудов, 2003. – Вып. 1. – С. 32–42.

221. Попов И.И., Шабурников А.В., Гриценко А.В. Деформации приконтурных уступов при массовых взрывах на карьере. – Известия ВУЗов. Горный журнал, 2005. – №10. – С. 80–82.

222. Шуйфер М.И., Лавриненко Ю.К., Крючков В.В. Влияние взаиморасположения очагов взрыва на сейсмический эффект. – Труды Гидропроекта. – М., 1994. – Вып. 43. – С. 169–174.

223. Фадеев А.В., Калашников В.Н. Устойчивость бортов магнетитовых карьеров // Горный журнал. – Москва, 1999. – №12. – С. 45–51.

224. Прищела Е.А., Кучерявый Ю.Ф., Майнов В.И. Эффективный способ снижения сейсмического эффекта в ближней зоне. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1992. – №71/28. – С. 181–184.

225. Неганов В.П., Скрипка В.А. Рациональные параметры контурного вырывания при заоткоске уступа // Цветная металлургия, 1991. – №23. – С. 10–12.

226. Машуков В.И. Действие взрыва на окружающую среду и способы управления им. – М.: Недра, 1996. – 248 с.

227. Сисин А.Г. Об образовании откосов бортов карьера при погашении уступов. – Бюллетень. Цветная металлургия (горное дело), 1993. – №21(242).

228. Беленко Ф.А. Вопросы разрушения горных пород действием взрыва. – М., 2008.

229. Баранов Е.Г., Мосинец В.Н. Метод взрывания с предварительным оконтуриванием разрушаемого массива // Горный журнал, 1994. –№7.

230. Друкованый М.Ф. Ефремов Э.И. Область применения метода взрывания высоких уступов и механизм разрушения пород // Горный журнал, 1990. –№11. –С. 39–41.

231. Сеинов И.П., Жариков И.Ф., Валиев Б.С. Об эффективности применения активной забойки. –В сб.: Взрывное дело. –М.: Недра, 1992. –№71/28.

232. Симанов В.Г., Безматерных В.А. О зависимости давления продуктов детонации в скважине от естественной трещиноватости массива // Известия вузов. Горный журнал. –Екатеринбург, 2003. –№3. –С. 63–65.

233. Любимов Н.П., Морозов В.И. Физико-механические свойства рудовмещающих горных пород. –М.: Недра, 1993. –120 с.

234. Brawner C.O. Recent lessons that have been learned in open-pit mine stability // Mining Engineering. –Vol. 38. №8. –1986.

235. Станюкович К.П. Неустановившиеся движения сплошной среды. –М: Наука, 1971. –С. 372–377.

236. Байдаченко Н.А., Клименко А.И., Кольцов В.Н. Прогнозирование долговременной устойчивости бортов карьера Мурунтау // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 1998. –№2. –С. 68–70.

237. Быковцев А.С., Гончаров В.В., Беленко А.П. Влияние разломов на устойчивость бортов карьера Мурунтау // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 1998. –№2. –С. 64–68.

238. Быковцев А.С., Прохоренко Г.А., Сытенков В.А. моделирование геодинамических и сейсмических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых. –Ташкент: Фан, 200. –270 с.

239. Насиров У.Ф., Умаров Ф.Я. Графоаналитический метод расчета определения линии скольжения прибортового горного массива. –Т.: ТашГТУ, 2016. –14 с.

240. Патент № DGU02778 (Uz) // Шеметов П.А., Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р, Умаров Ф.Я. Определение линии скольжения прибортового массива горных пород. 03.05.2013 г.

241. Тимошенко С.П., Гудьер Дж. Теория упругости. –М.: Наука, 1979. –560 с.

242. Миронов П.С. Взрывы и сейсмобезопасные сооружения. –М.: Недра, 1975. –168 с.

243. Кузнецов Г.В. Взрывные работы. –М.: Недра, 1974. –368 с.

244. Шифрин Е.И. Исследование способов разработки скальной вскрыши на месторождениях облицовочных камней с применением буровзрывных работ // Дисс.... канд.техн.наук. –Т.: ТашПИ, 1975. –177 с.

245. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. –Новосибирск: Наука, 1977. –262 с.
246. Азаркович А.Е., Яновский В.Н., Криворучко Р.А. Основные закономерности действия в грунтах линейных зарядов выброса и их расчет. –В кн.: Взрывное дело. –№78/45. –М.: Недра, 1977. –С. 193–197.
247. Умаров Ф.Я., Насиров У.Ф.: Методика расчета сближенных скважинных зарядов при предварительном щелеобразовании откосов в предельном контуре бортов глубоких карьеров. –Ташкент, 2016. –12 с.
248. Авербух А.Г. Интерпретация материалов сейсморазведки переломными волнами. –М.: Недра, 1975. –223 с.
249. Методическое указание по оценке механического состояния горных массивов с помощью упругих волн. –М.: АН СССР, ИФЗ, 1976. –59 с.
250. Можаяев Л.В. Исследование устойчивости откосов уступов в скальных и полускальных породах на железорудных карьерах: Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. –Свердловск: СТИ, 1971. –26 с.
251. Можаяев Л.В., Камаров В.В., Деев Е.А. Оценка нарушенности скального массива уступов Оленегорского карьера по трещинной пустотности // Горный журнал. –Москва, 1977. –№4. –С. 44–46.
252. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. –М.: Недра, 1982. –274 с.
253. Норов Ю.Д., Шеметов П.А. Новые технологии и безопасность при ведении взрывных работ. –Бухара, 2011. –202 с.
254. Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А., Шлыков А.Г. Совершенствование технологии процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. –Т.: Фан, 2003. 199 с.
255. Полищук С.З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И., Сытенков В.Н., Мальгин О.Н., Шеметов П.А. и др. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров. –Днепропетровск: «Полиграфист», 2001. –372 с.
256. Калашников А.Т., Кочеулов В.Д. О применении гирополукомпоса ГПК-48 для ориентирования станков при наклонном бурении на карьерах// Горный журнал. –Москва, 1977. –№7. –С. 75–82.
257. Коробченко Ю.В. Анализ точности маркшейдерских работ. –М.: МЧМ, 1975. –103 с.
258. Умаров Ф.Я., Насиров У.Ф. Методика экспериментальных исследований деформаций законтурного массива горных пород под действием энергии массового взрыва. –Т.: ТашГТУ, 2016. –16 с.
259. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. –М., Наука, 1969. –С. 139–141.

260. Математическая статистика / Под ред. Дина А.Н. –М.: Высшая школа, 1975. –398 с.

261. Методическое руководство по применению программ обработки данных на ЭВЦМ. –М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1958. –53 с.

262. Рубцов С.К., Шеметов П.А. Управление взрывным воздействием на горный массив при открытой разработке месторождений. –Т.: Фан, 2010. –400 с.

263. Рыжов П.А. Математическая статистика в горном деле. –М.: Высшая школа, 1973. –287 с.

264. Справочник маркшейдера. – Ч. II / Отв. ред. Буткевич Т.В., Оглоблин Д.Н. –М., 1955. –754 с.

265. Федоренко П.И. Буровзрывные работы. –М.: Недра, 1991. –412 с.

266. Типовой проект буровзрывных работ на карьерах Центрального рудоуправления НГМК. –Зарафшан, 2000. –20 с.

267. Методика формирования конструкции контурного скважинного заряда взрывчатых веществ и определения эффективных параметров буровзрывных работ. –Т.: ТашГУ, 2016. –12 с.

268. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Карьер Мурунтау на пути к рекордной глубине: основные этапы развития и модернизации горных работ // Горный Журнал. –Москва, 2009. –№11. –С. 98–102.

269. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Развитие циклично-поточной технологии на основе крутонаклонных конвейеров в глубоких карьерах // Горный журнал. –Москва, 2011. –№85. –С. 34–37.

270. Методика определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений, рационализаторских предложений. –М.: ВИНТИ, 1997. –77 с.

Содержание

ВВЕДЕНИЕ	3
Глава 1. Современные тенденции в развитии технологий ведения буровзрывных работ и анализ выполненных исследований по управлению разрушением горных пород взрывом	8
§ 1.1. Основные тенденции развития буровзрывных работ на карьерах	8
§ 1.2. Управление энергией взрыва при дроблении горных пород скважинными зарядами ВВ	9
§ 1.3. Анализ исследований по изучению закономерностей формирования развала при массовых взрывах на карьерах	12
1.4. Анализ влияния взрывных работ в приконтурной зоне карьера Мурунтау на устойчивость откосов бортов	18
§ 1.5. Физико–техническая оценка применения эмульсионных ВВ на карьерах Кызылкумского региона	21
Выводы	26
Глава 2. Анализ исследований по управлению состоянием устойчивости бортов откосов и ответственных инженерных сооружений в глубоких карьерах	30
§ 2.1. Анализ разработанных современных методов определения и оценки параметров устойчивых откосов бортов карьеров	30
§ 2.2. Анализ исследований по применению и совершенствованию БВР при заоткоске уступов	35
§ 2.3. Анализ исследований влияния природных и горнотехнических факторов на устойчивость бортов глубоких карьеров	40
§ 2.4. Анализ фактического состояния устойчивости откосов бортов карьера и состояния ответственных инженерных сооружений в карьере Мурунтау	51
§ 2.5. Анализ используемых способов управления для геомеханического мониторинга состояния ответственных инженерных сооружений в карьерах	62
Выводы	66
Глава 3. Теоретические исследования действия взрыва различных зарядов взрывчатых веществ в горных породах	70
§ 3.1. Основные уравнения	70
§ 3.2. Исследование действия взрыва цилиндрического заряда в горных породах	72
§ 3.3. Исследование действия взрыва сферического заряда в горных породах	77
Выводы	89

Глава 4. Экспериментальные исследования деформации законтурного массива горных пород под действием энергии массового взрыва92

§ 4.1. Определение критерия оценки применения защитной способности экрана при контурном взрывании на открытых горных работах92

§ 4.2. Исследование коэффициента защитной способности экранирующей щели в зависимости от ее ширины и частоты нагружения взрыва96

§ 4.3. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия развития трещин в межскважинном целике98

§ 4.4. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия ограничения зоны нарушений101

Выводы106

Глава 5. Исследование закономерностей формирования развала и определение оптимальных параметров подпорной стенки при массовых взрывах на карьерах110

§ 5.1. Определение параметров разлета и развала отбитой взрывом горной массы110

§ 5.2. Изменение ширины развала взорванных горных пород в зависимости от энергетических характеристик эмульсионных ВВ и физико-механических свойств горных пород112

§ 5.3. Изменение высоты развала взорванных горных пород в зависимости от параметров взрываемого блока и концентрации энергии эмульсионных ВВ117

§ 5.4. Определение коэффициента разрыхления и параметров взрывания в зажатой среде120

§ 5.5. Изменение ширины подпорной стенки в зависимости от энергетических характеристик эмульсионных ВВ, физико-механических свойств горных пород и параметров взрываемого блока125

§ 5.6. Изменение высоты подпорной стенки в зависимости от физико-механических свойств горных пород, параметров взрываемого блока и массы заряда эмульсионного ВВ129

Выводы132

Глава 6. Теоретические исследования процесса разрушения прибортового горного массива с целью получения устойчивых откосов уступа на глубоких карьерах136

§ 6.1. Графоаналитический метод расчета линии скольжения прибортового массива горных пород на карьерах136

§ 6.2. Изменение радиуса линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления массива горных пород при различной высоте борта карьера140

§ 6.3. Изменение радиуса линии скольжения в зависимости от угла внутреннего трения массива горных пород при различной высоте борта карьера141

§ 6.4. Теоретическая оценка изменения массы элементарного скважинного заряда ВВ при предварительном щелеобразовании на глубоком карьере	144
§ 6.5. Исследование изменения массы элементарного скважинного заряда ВВ при предварительном щелеобразовании	150
Выводы	154
Глава 7. Экспериментальные исследования деформации законтурного массива горных пород под действием энергии массового взрыва	156
§ 7.1. Методика исследования	156
§ 7.2. Изучение закономерности изменения законтурного нарушения горного массива, поверхностей уступов и бортов карьеров	166
§ 7.3. Определение эффективных параметров контурного взрывания в промышленных условиях	170
§ 7.4. Оценка деформаций законтурного массива под действием энергии взрыва контурных скважинных зарядов ВВ	172
§ 7.5. Экспериментальные исследования по формированию экранирующей щели при заоткоске высоких уступов	177
Выводы	184
Глава 8. Исследование влияния горнотехнических факторов на сохранность прибортовых массивов и ответственных инженерных сооружений	186
§ 8.1. Расчет системы опирания элементов крутонаклонного конвейера на фундаменты	186
§ 8.2. Определение параметров вибрации, возникающей на поверхности горного массива при работе технологического оборудования карьера	193
§ 8.3. Динамические характеристики крутонаклонного конвейера при воздействиях, возникающих в условиях карьера Мурунтау	199
Выводы	208
Глава 9. Разработка сейсмобезопасной технологии буровзрывных работ в приконтурной зоне глубокого карьера	210
§ 9.1. Разработка конструкций скважинного заряда ВВ с применением кумулятивного эффекта при контурном взрывании для получения устойчивых откосов на глубоких карьерах	210
§ 9.2. Разработка сейсмобезопасной технологии буровзрывных работ в приконтурной зоне карьера	212
§ 9.3. Разработка эффективных параметров буровзрывных работ при комбинированной отработке месторождения	224
Выводы	230
Глава 10. Разработка и оценка эффективных способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений в карьерах	234
§ 10.1. Разработка способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений и создание единой системы геомеханического мониторинга в карьерах	234

§ 10.2. Расчет экономического эффекта разработанного способа с получением устойчивых откосов уступов и ответственных инженерных сооружений на глубоких карьерах	254
Выводы	257

Глава 11. Разработка и исследование состава термосодержащего вещества, обладающего повышенными детонационными свойствами

§ 11.1. Разработка состава и способа получения термосодержащего вещества, обладающего повышенными детонационными свойствами	260
§ 11.2. Исследование взрывных характеристик нового состава термосодержащего вещества	264
§ 11.3. Увеличение удерживающей способности аммиачной селитры в простейших взрывчатых смесях местного изготовления	271
Выводы	276

Глава 12. Разработка и промышленное испытание эффективных параметров и конструкций скважинных зарядов взрывчатых веществ на карьерах Кызылкумского региона

§ 12.1. Разработка и промышленное испытание конструкции и параметров скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании для получения устойчивых откосов уступов	280
§ 12.2. Разработка и промышленное испытание способа снижения пылегазовыделений при массовых взрывах на карьерах	291
§ 12.3. Разработка и промышленное внедрение рациональных параметров взрывания в зажатой среде	301
§ 12.4. Разработка способов взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород	305
§ 12.5. Расчет экономического эффекта разработанных способов и эффективных параметров БВР	307
Выводы	311

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

33.133

У 67

Снитка Н.П., Насиров У.Ф., Умаров Ф.Я., Заиров Ш.Ш.
Управление параметрами буровзрывных работ и устойчивостью бортов на глубоких карьерах. –Ташкент: «Фан», 2017.
–344 с.

УДК 622.235

ББК 33.133

ISBN 978-9943-19-403-8

*Утверждено к печати Научно-техническим советом
Навоийского горно-металлургического комбината и Ученым
советом Навоийского горного института*

Редактор: *А.А. Мухлынин*
Корректор: *М.Ф. Мамадалиева*
Технический редактор, верстка: *Д.Ю. Абдуллаев*

Издательство «Фан» АН РУз
Лицензия издательства АИ №266, 15.07.2015 г.
100047, Ташкент, ул. Я. Гулямова, 70
Тел. (+99871) 236-74-25, факс 233-29-61
Мбл. (+99893) 500-61-21, 500-61-22
E-mail: fannashr@yandex.com; fannashr@mail.ru

Изд. №3-13. Сдано на верстку 01.08.2017. Оригинал-макет подписан в печать 14.08.2017. Бумага мелованная. Печать офсетная. Формат 60X90^{1/16}. Гарнитура Bookman Old Style. Уч.-изд. л. 20,5. Усл.-печ. л. 21,5. Тираж 300 экз.
Цена договорная

Отпечатано в типографии
ЧП «Print Line Group». Заказ № 254.
100097, Ташкент, проспект Бунёдкор, 44.

