

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

На правах рукописи

УДК 622.235

Махмудова Махфурат Мумин қизи

**ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ
НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКАЯ РАБОТА**

на тему:

**«ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ
ПАРАМЕТРОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА
ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ»**

Направление бакалавриата – 5540200 – «Горное дело»

Работа рассмотрена и допускается к
защите:

Зав. кафедрой «Горное дело»

_____ к.т.н. Тухташев А.Б.

« ____ » _____ 2014 г.

Научный руководитель



д.т.н. Шеметов П.А.

Научный консультант

_____ к.т.н. Заиров.Ш.Ш.

« ____ » _____ 2014 г.

Навои – 2014 г.

Махмудова М.М. Интенсификация технологических параметров ведения буровзрывных работ на глубоких карьерах. Выпускная квалификационная научно-исследовательская работа выполнена по направлению 5540200 – «Горное дело». Навои, 2014 г. – 82 с.

Выпускная квалификационная научно-исследовательская работа посвящена разработке параметров технологии экранирования приконтурной зоны от массовых взрывов в глубоких карьерах, обеспечивающих устойчивость откосов уступов и бортов глубоких карьеров. В данной работе проведен анализ исследований по разрушению скальных уступов в приконтурной зоне карьера, теоретически исследовано управление энергией взрыва при взрывании высоких уступов, исследовано развитие буровзрывных работ в приконтурных зонах крупных глубоких карьеров Узбекистана, оценено состояние массива в месте расположения комплекса КНК-270 и рекомендуется способ повышения эффективности технологии предварительного щелеобразования на предельном контуре карьера.

Табл. 9, ил. 14, список лит. 75 наим.

Рецензенты:

Заведующий кафедрой «Горное дело» Ташкентского государственного технического университета, доктор технических наук, профессор Насиров У.Ф.

Заведующий кафедрой «Горное дело» Навоийского государственного горного института, кандидат технических наук Тухташев А.Б.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1. АНАЛИЗ ВЫПОЛНЕННЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО РАЗРУШЕНИЮ СКАЛЬНЫХ УСТУПОВ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА.....	8
1.1. Анализ исследований влияния взрывных работ в приконтурной зоне на состояние откосов скальных уступов.....	8
1.2. Анализ исследований по применению и совершенствованию буровзрывных работ при заоткоске уступов	15
1.3. Анализ современного состояния ведения буровзрывных работ в приконтурной зоне карьера Мурунтау.....	27
Основные выводы	36
2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ УПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГИЕЙ ВЗРЫВА ПРИ ВЗРЫВАНИИ ВЫСОКИХ УСТУПОВ.....	38
Основные выводы	45
3. ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ	46
3.1. Исследование развития буровзрывных работ в приконтурных зонах крупных глубоких карьеров Узбекистана	46
3.2. Оценка состояния массива в месте расположения комплекса КНК- 270	53
3.3. Повышение эффективности технологии предварительного щелеобразования на предельном контуре карьера	61
Основные выводы	72
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	74
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	76

ВВЕДЕНИЕ

Глубина глубоких карьеров Узбекистана Мурунтау и Кальмакыр превысила отметку, соответственно, 600 и 450 м. Имеются предпроектные варианты разработки месторождений экономически выгодным открытым способом и дальнейшего развития карьеров Мурунтау и Кальмакыр до глубины 900...1000 м. Практика показала, что в глубоких карьерах экранирование приконтурной зоны от массовых взрывов с применением обычных способов взрывания вызывает значительные нарушения законтурного массива, что приводит к выполаживанию откосов уступов и требует дополнительных затрат на их искусственное укрепление или разнос бортов с целью восстановления транспортных берм на предельном контуре карьера. Таким образом, с увеличением глубины разработки глубоких карьеров серьезной проблемой является минимизация разрушающего действия массовых взрывов на законтурный массив и поддержание устойчивости откосов уступов и их бортов.

Увеличение глубины горных работ и введение в рабочую зону карьеров таких сложных инженерных сооружений, как дробильно-перегрузочные пункты, конвейерные линии циклично-поточной технологии (ЦПТ), крутонаклонный конвейер (КНК) и др., предопределили ряд дополнительных требований к безопасному производству взрывных работ в сейсмоактивных зонах. При этом сохранилась недооценка действия взрыва на законтурный массив, где раскрытие природных трещин и необратимые межблочные подвижки, вызванные массовыми взрывами, приводят к снижению устойчивости откосов, и, следовательно, к необходимости их дорогостоящего крепления, либо выполаживанию. Поэтому при постановке бортов карьеров в проектные контуры и производства взрывных работ в сейсмоактивных зонах необходимо осуществлять снижение воздействия массовых взрывов на защищаемые объекты и тыльную часть массива, что определяет целесообразность обоснования и разработки параметров

технологии экранирования приконтурной зоны от массовых взрывов в глубоких карьерах.

В соответствии с вышеизложенным, научная задача обоснования технологии буровзрывных работ (БВР), обеспечивающей устойчивость откосов уступов и бортов глубоких карьеров является актуальной для науки и практики горного производства.

Цель исследования – совершенствование параметров БВР на глубоких карьерах сложноструктурных месторождений путем разработки параметров технологии экранирования приконтурной зоны от массовых взрывов на основе применения новой конструкции зарядов и производства БВР, минимизирующих воздействие взрывных работ на законтурный массив.

Задачи исследования:

- анализ выполненных исследований по разрушению скальных уступов в приконтурной зоне карьера;
- теоретические исследования управления энергией взрыва при взрывании высоких уступов;
- исследование развития буровзрывных работ в приконтурных зонах крупных глубоких карьеров Узбекистана;
- оценка состояния массива в месте расположения комплекса КНК-270;
- повышение эффективности технологии предварительного щелеобразования на предельном контуре карьера.

Объект и предмет исследования. Объектом исследования является глубокий карьер. Предмет исследования – приконтурная зона борта глубоких карьеров.

Методы исследований. Работа выполнена с применением комплексных методов исследований, включающих научные обобщения и теоретические исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов ВВ в приконтурной зоне карьера и рекомендации параметров технологии экранирования приконтурной зоны от массовых взрывов в

глубоких карьерах, минимизирующих воздействие взрывных работ на законтурный массив.

Научная новизна работы заключается в следующем:

1. Установлено, что 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 и предварительного ослабления пород горного массива, так и за счет увеличения высоты взрываемого уступа.

2. Установлено, что увеличение высоты уступа с 10, 15 до 30 м приводит к росту запасов взорванной горной массы на той же площади рабочей зоны в три и два раза и увеличению угла наклона рабочего борта с 18° (при $H_y=10$ м) до 25° (при $H_y = 15$ м) и 36° (при $H_y=30$ м).

3. Установлены зависимости изменения удельного расхода ВВ, выхода горной массы с 1 п.м. от глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр.

4. Исследовано влияние на участок комплекса КНК-270 внешней динамической нагрузки массовых взрывов и землетрясений при разработке глубокого карьера Мурунтау.

Научная и практическая значимость результатов исследования:

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

2. Рекомендуется методика расчета сейсмических нагрузок от колебаний в дальних зонах карьера Мурунтау, особенностью которых является их низкочастотный спектр и преобладание волн поверхностного типа, характер колебаний в которых существенно отличается от колебаний в прямой волне.

3. Рекомендуется конструкция и методика расчета эффективных параметров скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании, позволяющая получить более крутые и устойчивые откосы уступов.

4. Рекомендован механизм снижения обводненности после предварительного контурного взрывания с донным зарядом, позволяющий снизить уровень обводненности массива, что влечет за собой увеличение производительности буровых установок по длине пробуренных скважин, увеличение стойкости буровых коронок и снижение расхода относительно дорогих водоустойчивых типов ВВ.

Апробация работы. Результаты исследований докладывались автором на научно-технической конференции одаренных студентов и магистрантов на тему: «Фан ва техника тараққиётида ёшлар» (г. Навои, 16 мая 2013 г.) и региональной научно-практической конференции студентов и молодых ученых на тему: «XXI век – век интеллектуального поколения» (г. Навои, 13-14 июня 2014 г.).

Структура и объем работы. Выпускная квалификационная научно-исследовательская работа состоит из введения, трех глав и заключения, изложенных на 82 страницах, включая 14 рисунков, 9 таблиц и 75 наименований использованной литературы.

Автор выражает глубокую благодарность и искреннюю признательность научному руководителю – заслуженному работнику промышленности Республики Узбекистан, доктору технических наук Шеметову П.А. за полезные консультации и поддержку на разных этапах работы.

1. АНАЛИЗ ВЫПОЛНЕННЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО РАЗРУШЕНИЮ СКАЛЬНЫХ УСТУПОВ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА

1.1. Анализ исследований влияния взрывных работ в приконтурной зоне на состояние откосов скальных уступов

Применительно к оценке влияния взрывных работ на формирование устойчивых откосов скальных уступов наиболее приемлемо использовать разработанную методику, опубликованную в работах [1-5].

Как показывают исследования по определению устойчивых углов погашения бортов и уступов карьеров на рудных месторождениях различных генетических классов, предельные устойчивые углы погашения уступов α_y и бортов α_b в среднем составляют [6-17]:

1. Для месторождений первого класса в зависимости от состояния пород угол откоса уступа равен: в среднеблочных породах $\alpha_y = 45-50^0$, в крупноблочных – $\alpha_y = 50-55^0$ и в крупноблочных с сомкнутыми трещинами $\alpha_y = 60-65^0$. Угол погашения бортов (выпуклый профиль) соответственно составляет 40, 46 и 55^0 .

2. Для месторождений первой группы второго класса по лежащему боку углы откосов уступов составляют $\alpha_y = 45-55^0$ при $\alpha_b = 40-45^0$. По висящему боку предельные по устойчивости углы откосов уступов определяются состоянием пород и составляют: в мелкоблочных породах $\alpha_y = 50^0$, в среднеблочных $\alpha_y = 60-65^0$, в среднеблочных породах с плотно сомкнутыми трещинами и в крупноблочных породах $\alpha_y = 65-70^0$. Устойчивые углы погашения бортов соответственно равны $40-45^0$; $50-55^0$ и $55-60^0$.

3. Для месторождений второй группы второго класса для осадочного комплекса пород в зависимости от их крепости устойчивость уступов может быть обеспечена при углах заоткоски $45-60^0$, тогда как устойчивый угол погашения борта в осадочных породах определяется углом падения трещин и не превышает $20-30^0$.

4. Для месторождений третьего класса устойчивые углы заоткоски уступов по лежащему борту равны $\alpha_y = 45-60^\circ$ при $\alpha_b = 40-45^\circ$, а по висячему – для выветрелых, слабыветрелых и сохранных пород α_y равен 50–60; 60–70 и 70–75⁰, а угол погашения борта $\alpha_b = 50-55^\circ$ и более.

Таким образом, наиболее благоприятным геолого–структурными характеристиками, позволяющими достигать высоких углов заоткоски уступов, обладают вмещающие породы месторождений 3 класса и первой группы 2 класса, несколько хуже (из–за невыдержанной ориентировки систем трещин) – породы месторождений первого класса, а наихудшими – породы месторождений второй группы 2 класса.

Для месторождений 1, 3, 4 классов и первой группы 2 класса характерно отсутствие трещин, пересекающих откосы уступов, за исключением отдельных участков по лежащему борту. В этих условиях предельно достижимые углы погашения бортов карьеров целиком определяются шириной транспортных берм и углами откосов уступов, которые существенно зависят от степени нарушенности приоткосной части массива взрывными работами.

По данным [18] применение контурного взрывания позволяет увеличить углы откосов по сравнению заоткоской обычными взрывами на 5–15⁰ и обеспечить их длительную устойчивость при проектных (предельно устойчивых) углах откосов.

При наличии трещин, полого падающих в сторону карьера (характерно для месторождений второй группы 2 класса), предельно достижимые углы погашения бортов целиком определяются сохранностью контактов по трещинам. Применение контурного взрывания и ограничения параметров взрывания в приконтурной зоне позволяет в данных условиях обеспечивать устойчивость уступов при подсечении трещин.

Наблюдения за деформациями откосов скальных уступов показывают, что наиболее опасные нарушения массива практически всегда совпадают с плоскостями ослабления геологического происхождения. Однако характер

деформаций не всегда одинаков и существенно зависит как от прочностных характеристик массива, так и ориентации плоскостей ослабления. Необходимо отметить, что ориентация плоскостей ослабления и значение величин сцепления и коэффициента внутреннего трения по этим плоскостям после взрыва играют решающую роль как при решении вопроса об устойчивости откоса, так и при решении вопроса о допустимых напряжениях во фронте волн сжатия.

Наблюдения за деформациями уступов, приведенных в работах [14, 19, 20] свидетельствуют о том, что при длительном стоянии профиль откоса уступа приближается к профилю границы зоны разрушения межблочных связей в законтурном массиве. Анализ источников [21, 22] позволяет выделить пять наиболее типичных вариантов формирования устойчивой поверхности откоса скальных уступов в зависимости от ориентации наиболее ярко выраженной системы трещин.

При наличии системы трещин, полого падающих в сторону карьера, деформации уступов связаны с обрушением по плоскостям скольжения, образуемым в результате развития и соединения трещин данной системы под воздействием сжимающих напряжений во фронте волны напряжений при производстве взрывов. Устойчивость уступа при такой ориентации трещин всецело зависит от сохранности контактов поверхностей ослабления. Этот случай ориентации трещин является наиболее опасным. Обеспечение сохранности контактов возможно лишь при использовании предварительного щелеобразования и наложении жестких ограничений на параметры БВР в приконтурной зоне карьера.

При наличии системы крутопадающих в сторону карьера трещин, заоткоска происходит по одной из трещин системы. Однако формирование потенциальных плоскостей скольжения в результате развития трещин данной системы под воздействием растягивающих напряжений в отраженной от трещины волне происходит и на больших расстояниях от взрыва. Наблюдения за деформациями откосов показывают, что с течением времени,

возможно отслоение и обрушение массива по плоскостям трещин, ослабленных взрывом. Но благодаря быстрому затуханию волн напряжений с расстоянием, при такой ориентации трещин размеры зоны нарушений сравнительно не велики.

Такую ориентацию трещиноватости можно считать наиболее благоприятной с точки зрения влияния взрывных работ вблизи предельного контура на устойчивость уступа. Целесообразность применения контурного взрывания в этом случае обусловлена повышением точности оконтуривания и ускорением процесса формирования устойчивой поверхности откоса.

При углах падения наиболее ярко выраженных трещин, близких к вертикальным, устойчивый угол откоса целиком определяется размерами зоны нарушения межблочных связей. Применение предварительного щелеобразования является достаточной мерой для достижения длительной устойчивости уступов под проектным углом. Однако в отдельных случаях, особенно при мелкоблочном строении массива, производство крупномасштабных взрывов в приконтурной зоне может приводить к формированию откоса по ступенчатой поверхности, что необходимо учитывать при выборе параметров БВР.

При наличии пологопадающей системы трещины в тыл массива применение предварительного щелеобразования особенно эффективно. При ограничении зоны нарушений достигаются весьма крутые углы заоткоски уступов, в то время как при обычном взрывании в результате нарушения законтурного массива формируется угол откоса, близки к естественному углу откоса дробленых отдельностей. Причина заключается в том, что, несмотря на отсутствие опасно ориентированных трещин, массив подвергается интенсивным деформациям на значительно большую глубину, чем в ранее рассмотренных вариантах, так как в этом случае каждый слой является своеобразным волноводом, что способствует разрушению межблочных связей на значительных расстояниях от зарядов.

В целом, необходимо отметить, что наличие зоны нарушений во всех случаях приводит к выполаживанию откосов уступов против проектных. Независимо от строения массива после выполаживания профиль откоса приближается к профилю зоны нарушения межблочных связей и имеет выпуклую форму.

Правильный выбор оконтуривающих зарядов и ограничение параметров БВР в приконтурной зоне имеют наиболее важное значение при строении массива.

В соответствии с Едиными правилами безопасности [23] при постановке бортов карьеров на предельный контур допускается ширина берм не менее $1/3 H_y$.

Следовательно, при заданном по устойчивости, угол заоткоски уступа (α_y) и его высота (H_y), предельный технологически достижимый угол погашения борта (α_δ^t), на котором предусматривается оставление берм и площадок под оборудование общей шириной $B \cdot H_\delta$, для борта высотой (H_δ), может быть определен по формуле [24]:

$$\operatorname{tg} \alpha_\delta^t = H_\delta \left[H_\delta \operatorname{ctg} \alpha_y + \frac{H_\delta}{3} (n - 1) + H_\delta B \right]^{-1}, \quad (1.1)$$

где B – ширина транспортных берм, приходящейся на единицу высоты борта карьера, м/м; n – число уступов

$$n = \frac{H_\delta}{H_y}.$$

Ниже приведены расчетные значения предельных технологически достижимых углов погашения борта для карьера глубиной 600 м при различных значения α_y . Расчет произведен для уступов высотой $H_y=30$ и при отсутствии транспортных берм ($B=0$).

α_y , град	40	45	50	55	60	65	70	75	80
α_δ^t , град	33,5	37,0	40,5	45,5	47,5	51,3	55,0	59,0	63,0

Из сопоставления расчетных значений α_{δ}^t со значениями устойчивых углов уступов и бортов карьеров на железорудных месторождениях различных генетических типов следует, что практически во всех случаях, за исключением месторождений второй группы II класса, предельно технологически достижимые углы погашения меньше или близки к устойчивым. Если же учесть, что ширина транспортных берм на предельном контуре карьера при железнодорожном и автомобильном транспорте составляет, соответственно, не менее 50 и 30 м на 100 м его высоты, то технологически достижимые углы погашения бортов, отстроенные с учетом транспортных берм на $7-15^{\circ}$ ближе предельно допустимых по устойчивости. Таким образом, при проектных углах погашения борта железорудных карьеров являются потенциально устойчивыми. А проектные углы откосов уступов принимаются равными предельным по устойчивости.

Однако при подготовке скальных пород к выемке с использованием взрывных работ наблюдаются значительные деформации массива за поверхностью отрыва [14, 17, 18, 20, 25-29], что приводит к выполаживанию откосов и разрушению предохранительных и транспортных берм. Для восстановления транспортных коммуникаций в этом случае требуется дополнительная разноска бортов карьера, что связано со значительными материальными затратами на удаления дополнительного объема вскрышных пород и расконсервацию борта. В связи с этим для глубоких карьеров экономически оправдано [30] применение специальной технологии ведения буровзрывных работ в приконтурной зоне и проведение мероприятий, направленных на обеспечение устойчивости уступов под проектным углом откоса.

Наиболее технологичным, обеспечивающую высокую производительность, и достаточно эффективным способом управления состоянием формируемых уступов, является контурное взрывание. Относительная дешевизна контурного взрывания по сравнению с

искусственным укреплением откосов делает его незаменимым при оформлении откосов уступов.

Эффективность мероприятий по предотвращению выполаживания откосов уступов определяется по формуле:

$$\mathcal{E} = C_1 V - C_2 S, \quad (1.2)$$

где \mathcal{E} – экономический эффект от внедрения мероприятий, предотвращающих выполаживание откосов уступов и необходимость дополнительной разности бортов, сум/год;

C_1 – прямые затраты на удаление вскрышных пород, сум/м³;

V – дополнительный объем вскрыши, подлежащей удалению в расчетном году при планомерной разности бортов с учетом выполаживания откосов, м³/год;

C_2 – затраты на контурное взрывание, сум/м²;

S – суммарная поверхность откосов уступов, выводимых на проектный контур в расчетном году, м²/год.

Дополнительный объем вскрыши при отказе от мероприятия по обеспечению устойчивости откосов уступов в карьере вытянутой формы на 1000 м протяженности борта определяется по формуле:

$$\Delta V = 500 H_{\delta}^2 (ctg \alpha_{\delta_1} - ctg \alpha_{\delta_2}), \text{ м}^3 / \text{км} \quad (1.3)$$

Для глубоких карьеров, имеющих в плане округлую форму, дополнительный объем вскрыши в карьере составит

$$\Delta V = H_{\delta}^3 (ctg^2 \alpha_{\delta_1} - ctg^2 \alpha_{\delta_2}), \text{ м}^3, \quad (1.4)$$

где α_{δ_1} и α_{δ_2} – усредненные углы погашения бортов в случае дополнительной разности из-за выполаживания уступов и при соблюдении проектных углов уступов, град.

Из (1.3) и (1.4) следует, что эффект от увеличения угла погашения борта особенно резко проявляется на глубоких карьерах эллипсовидной формы, к которым относится большинство железорудных карьеров.

1.2. Анализ исследований по применению и совершенствованию буровзрывных работ при заоткоске уступов

Результаты исследований по применению контурного взрывания в горно–добывающей промышленности, гидротехническом и транспортном строительстве отражены в работах [18,21,25,27,28,31-37]. 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.

Требование ограничения нарушенности законтурного массива обычно является более жестким и определяется конкретными требованиями к профилируемой поверхности с учетом строения массива и физико–механических свойств пород.

При проходке выработок на подземных работах основным требованием к контурному взрыванию является [38, 39] высокая точность оконтуривания выработок, что связано со снижением перебора породы и расхода цементирующего раствора на крепление.

В гидротехническом строительстве [40] при создании котлованов под основание ГЭС, наряду с высокой точностью оконтуривания, существенное значение имеет ограничение трещинной нарушенности массива.

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, несущественно.

В промышленности нашли применение два способа контурного взрывания: гладкое взрывание и предварительное щелеобразование.

Способ гладкого взрывания предусматривает взрывание оконтуривающих зарядов после рыхления породы в приконтурной зоне и обеспечивает отбойку наиболее нарушенной части пород и получение гладкой поверхности отрыва по линии оконтуривающих зарядов.

Способ полностью отвечает требованию высокой точности оконтуривания профилируемой выработки и нашел применение в шахтном строительстве.

Применение скважин большого диаметра (200–320 мм) при дроблении пород на карьерах приводит к резкому увеличению размеров зоны разрушения, особенно в верхней части уступа. В этом случае применение гладкого взрывания обычно не обеспечивает требуемого по устойчивости ограничения зоны деформаций. 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.

Существенно лучшие результаты дает применение предварительного щелеобразования. При этом до взрыва основных зарядов дробления по проектному контуру создается экранирующая щель. Наличие экранирующей щели позволяет снизить в 2–4 раза [41–44] 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 действие взрыва на массив приближается к действию фугасных ВВ.

В работе [37] 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 $d_c/d_3 = 1,1-2,5$ относительное снижение напряжений происходит по зависимости $\exp[-k(d_c/d_3)]$, 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 [37] отмечается также, что при коэффициенте декаплинга более 2,0–2,5 даже в случае применения бризантных ВВ процесс нагружения можно рассматривать в квазистатическом приближении.

Механизм формирования экранирующей щели в настоящее время изучен не достаточно. Однако имеющиеся сведения [42,45–47] 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.

В настоящее время известно несколько методов подхода к расчету параметров оконтуривающих зарядов.

В работах [25,31,34,42] предложены зависимости, полученные из условия формирования щели, как следствия развития зоны пластических деформации при взаимодействии двух сближенных зарядов.

В работах [28,35,36] предлагаются зависимости, полученные в предположении развития по линии зарядов сплошной магистральной трещины. Расчет основан на переходе от сжимающих напряжений к растягивающим, которые должны превышать прочность породы на разрыв.

В работе [32] расчет параметров оконтуривающих зарядов предлагается производить в предположении одновременности отрыва по всей поверхности контура, что допустимо лишь при очень малых расстояниях между зарядами.

Кроме того, известен ряд эмпирических зависимостей [44,48,49] 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.

В работах [18,21] приведены ориентировочные параметры оконтуривающих зарядов, полученные в результате обобщения фактических данных. В [18] 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 [18] при использовании скважин диаметром 100–150 мм приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

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 [21] параметры оконтуривающих скважинных зарядов рекомендуется выбирать в соответствии с табл. 1.2.

Таблица 1.2

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 [18] и [21] параметров, по-видимому, вызвано различием критериев оценки результатов применения контурного взрывания и свидетельствует о том, что выбор параметров контурного взрывания по данным таблицам является весьма приблизительным.

По данным работ [41–44] с учетом требований устойчивости откосов, максимальная возможная защитная способность экранирующей щели, оцениваемая по относительному снижению амплитудных значений массовой скорости смещения за фронтом волны напряжений, не превышает $k_a = 2,0–4,0$. Поэтому требование ограничения зоны нарушений за проектной поверхностью отрыва накладывает определенные ограничения на параметры БВР в приконтурной зоне. В связи с этим представляет интерес оценка влияния параметров БВР и технологии ведения взрывных работ, а также геолого–структурных факторов на размеры зоны нарушений.

Ширина зоны заколов, определяющая участок бермы, подверженному интенсивному осыпанию, согласно [29] может быть определена из выражения

$$A = C^3 \sqrt{Q} \quad (1.5)$$

где C – эмпирический коэффициент, определяемый согласно табл. 1.3;

Q – масса заряда в одной (при однорядном) или двух (при двурядном взрывании) скважинах в приконтурной ленте, кг;

A – ширина зоны заколов, м.

Из уравнения (1.5) и табл. 1.3 следует, что ширина зоны заколов может быть определена лишь в первом приближении, так как ориентировка трещиноватости учитывается весьма приближенно, а параметры БВР в приконтурной зоне не учитываются вообще. Из табл. 1.3 следует, что ширина зоны заколов возрастает с увеличением интенсивности трещиноватости и уменьшением вязкости пород. Наличие систем трещин, ориентированных вдоль направления распространения волн напряжений, способствует значительному увеличению зоны заколов.

Таблица 1.3

Значение коэффициента С для различных типов пород

Типы пород	Обобщающие характеристики пород (массивов)		
	Хрупкие	Средней хрупкости	Не хрупкие
Сильная трещиноватость, одна система совпадает с направлением взрывания	1,4–2,0	0,8–1,3	0,6–0,8
Трещиноватость сильная со слабыми контактами	1,0–1,6	0,7–1,0	0,5–0,7
Трещиноватость средняя	0,6–1,2	0,4–0,7	0,1–0,4
Трещиноватость слабая	0,2–0,7	0,1–0,2	0,0–0,1

В работе [50] отмечается, что в условиях Сатинских магнетитовых карьерах, на участках с наличием трещин подрезаемых откосом уступа, использование диагональной схемы КЗВ вместо нарядной схемы с замедлением между рядами уменьшает ширину зоны деформаций почти в два раза. Совместное применение предварительного щелеобразования и диагональной схемы КЗВ позволило уменьшить ширину зоны деформаций в 3–4 раза. Благодаря этому удалось обеспечить устойчивость уступов даже при наличии подрезанных откосом трещин слоистости с углом падения в сторону выработанного пространства до 35° .

На основании экспериментальных исследований установлено [58,59], 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 [27, 51] в 1,1 раза. Изменение количества рядов скважин в приконтурной зоне с двух до десяти

по данным [27] при порядной схеме взрывания не оказывает влияния на ширину зоны деформаций. Такой результат свидетельствует о преимущественном влиянии на ширину зону 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 [41] 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 [52], 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 взрываемых 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 [43,44,49,53]. Расстояние от зарядов дробления до проектного контура целесообразно принимать равным ширине зоны трещинообразования. Согласно [54] ширину зоны развития трещин рекомендуется определять по формуле [55]:

$$r_{\max} = r_c \sqrt{\frac{kP}{\sigma_p}}, \quad (1.6)$$

где r_{\max} – радиус трещиноватой зоны вокруг скважины с одной обнаженной поверхностью, м;

r_c – радиус скважины, м;

k – коэффициент динамичности, $k = 2$;

P – максимальное давление на стенки скважины при взрыве, Па;

σ_p – предел прочности на разрыв при динамическом нагружении, Па;

или по формуле В.К.Мартынова [48]:

$$r_{\max} = 0,886d_c \sqrt{\frac{\Delta}{(0,4+0,1f)}}, \quad (1.7)$$

где f – коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М. Протодяконова;

d_c – диаметр скважин, м;

Δ – плотность заряжания, кг/м³;

f – коэффициент работоспособности ВВ, $f = 1,43\text{--}1,72$.

В работе [54] показано, что расчет по этим формулам дает близкие результаты. Уменьшение расстояния от заряда до экранирующей щели приведет к резкому увеличению зоны нарушений, а, поэтому, недопустимо. В

работе [56] показано, что наличие экранирующей щели способствует локализации энергии взрыва в разрушаемом объеме. Поэтому следует ожидать, что удовлетворительное качество дробления может быть достигнуто при расположении зарядов на расстояниях, несколько превышающих рассчитанное по формулам (1.6) и (1.7).

Таким образом, максимальное снижение ширины зоны нарушений за проектной поверхностью отрыва при минимальных ограничениях размеров взрывааемых блоков в приконтурной зоне может быть достигнуто за счет:

1. Применение наклонных скважин.
2. Короткозамедленного взрывания ($\tau \geq 25$ мс).
3. Использования диагональной схемы взрывания или взрывания поперечными рядами с включением в каждую серию замедления не более одного заряда, расположенного в ближайшем к экранирующей щели ряду.
4. Уменьшения массы одновременно инициируемого ВВ за счет увеличения числа групп замедления или сокращения размеров взрываемого блока.
5. Уменьшения диаметра скважин.
6. Применения осевых воздушных промежутков.
7. Применения рассредоточенных зарядов и внутрискважинного замедления.

Анализ влияния взрывных работ в приконтурных зонах карьеров на устойчивость откосов скальных уступов и бортов показал:

1. 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.

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

3. 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 способствует осыпанию наиболее нарушенной верхней части откоса отступа.

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 полого падающих трещин, подрезаемых откосом. Однако длительная устойчивость таких уступов существенно зависит от сейсмического воздействия последующих взрывов во внутренней зоне карьере.

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.

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, но не дают ответа на вопрос – какие именно параметры следует считать рациональными; не позволяют даже ориентировочно рассчитать защитную способность создаваемого экрана и оценить техническую эффективность планируемых мероприятий по снижению ширины зоны нарушений. Поэтому на практике широко распространен метод аналогии. Доводка параметров оконтуривающих зарядов обычно осуществляется за счет изменения расстояния между скважинами и линейной массы зарядов. Выбор же диаметра скважин обычно производится произвольно в зависимости от наличного парка буровых станков. В настоящее время большинство исследователей считают, что рациональный диаметр оконтуривающих скважин находится в диапазоне 100–160 мм. Однако опыт работы многих карьеров показал, что положительные результаты могут быть достигнуты и при использовании скважин диаметром 250 мм.

Отработка параметров и технологии ведения БВР в приконтурной зоне производится в направлении снижения сейсмического эффекта взрыва на законтурный массив с учетом фактически достигнутой защитой способности щели.

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

Применительно к условиям крупных карьеров, с учетом высокой концентрации и интенсификации работ, наряду с основной целью применения специальных методов ведения взрывных работ, сохранением длительной устойчивости уступов при проектных углах откосов, весьма существенным является вопрос об ограничении параметров БВР в приконтурной зоне. Это вызвано тем, что снижение сейсмического эффекта от взрыва в приконтурной зоне за счет сокращения размеров взрывааемых

блоков, перехода на скважины меньшего диаметра и др. мероприятий, требующих существенного изменения технологии и работ, Связано с удорожанием вскрышных работ в приконтурных зонах.

1.3. Анализ современного состояния ведения буровзрывных работ в приконтурной зоне карьера Мурунтау

Согласно работе [72] 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.

Суммарный вес на одно замедление при взрыве вертикальных скважин не должен превышать 2500 кг. Наклонные скважины экранирующей щели обуриваются 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 гранулированными ВВ в полиэтиленовых рукавах диаметром не менее критического диаметра (табл. 1.4) применяемого заряда с расходом 2-3 кг/п.м. (рис. 1.1, 1.2). В проекте на массовый взрыв в приконтурной зоне должны указываться границы уступа капитального борта карьера.

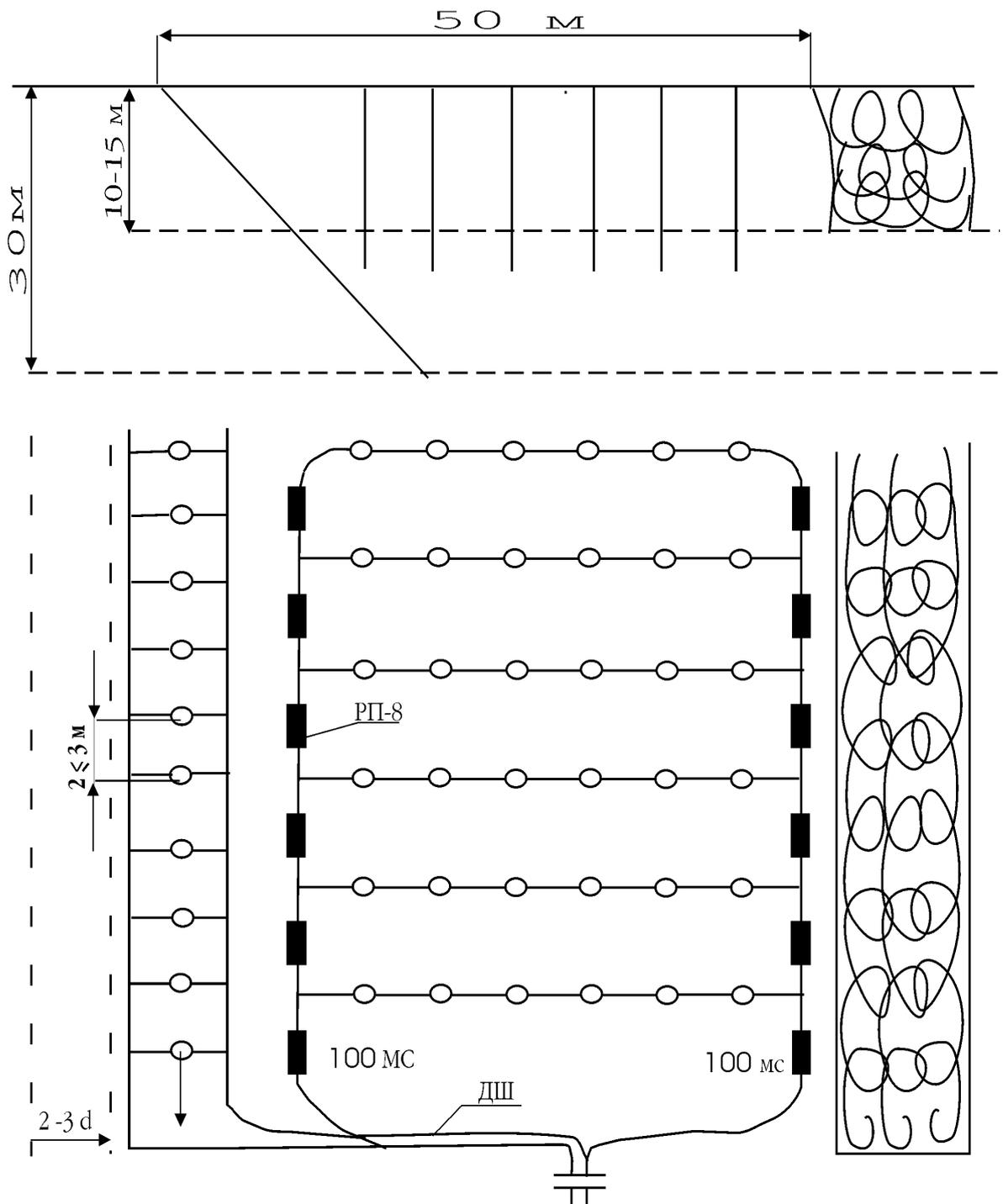


Рис. 1.1. Схема ведения взрывных работ в приконтурной (50) зоне карьера Мурунтау

Примечание: в отдельных случаях допускается заряжать наклонные скважины через одну. При разноске северного борта карьера горные и буровзрывные работы производятся согласно утвержденной документации, разработанной Узбекским научно-исследовательским и проектно-изыскательским институтом геотехнологии и цветной металлургии «O`zGEORANGMETLITI»

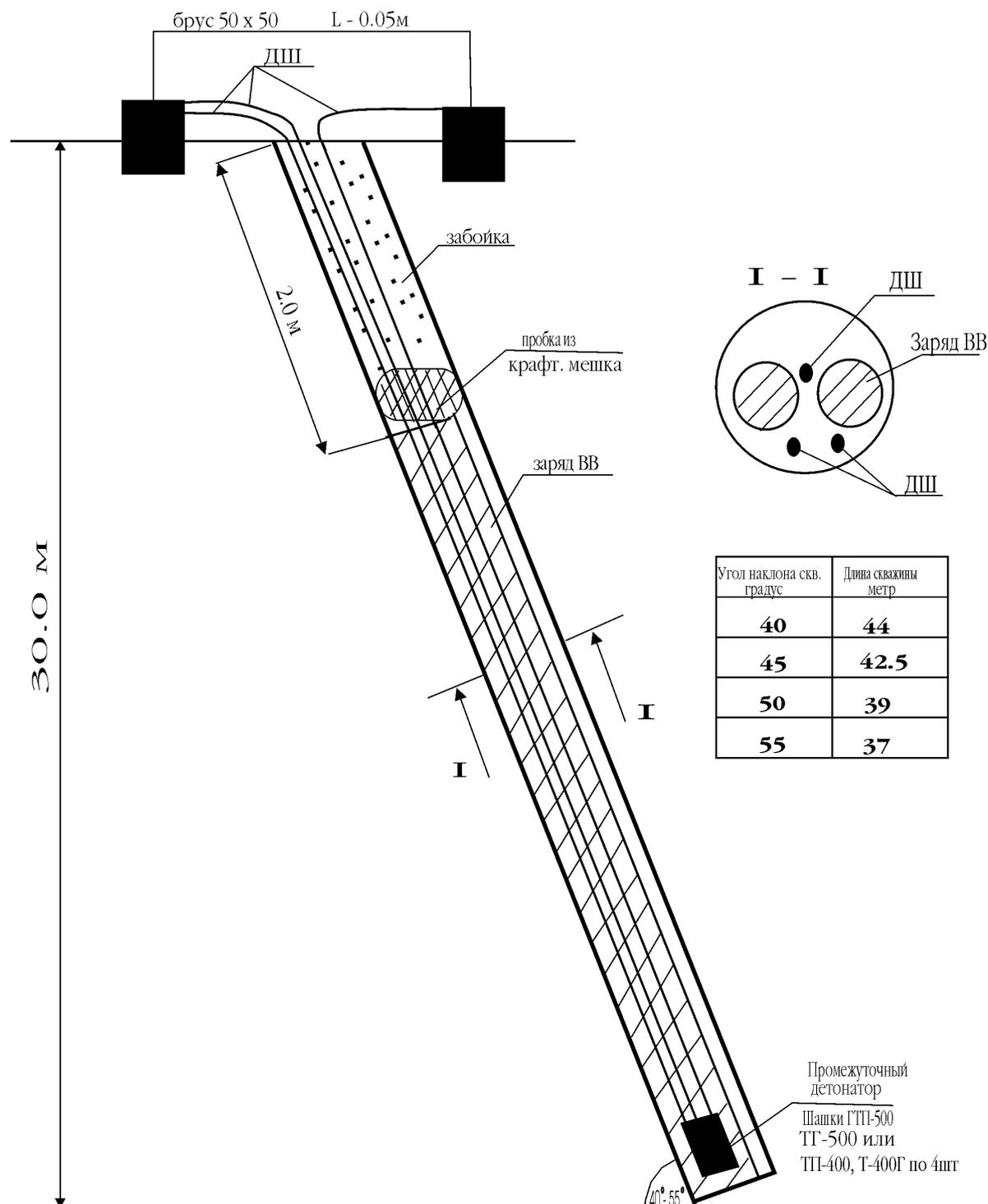


Рис. 1.2. Конструкция заряда наклонной скважины отрезной щели

Примечание: Перед началом опускания заряда ВВ в скважину к нему крепится промежуточный детонатор. Концы двух отрезков ДШ крепятся к промежуточному детонатору и опускаются по мере опускания ВВ. Третий отрезок ДШ крепится к нижней части ВВ и по мере опускания заряда обматывается вокруг него. Натяжка ДШ не допускается. При необходимости в качестве несущей основы может использоваться веревка, деревянный брус и т. п.

Переводные коэффициенты и критический диаметр ВВ

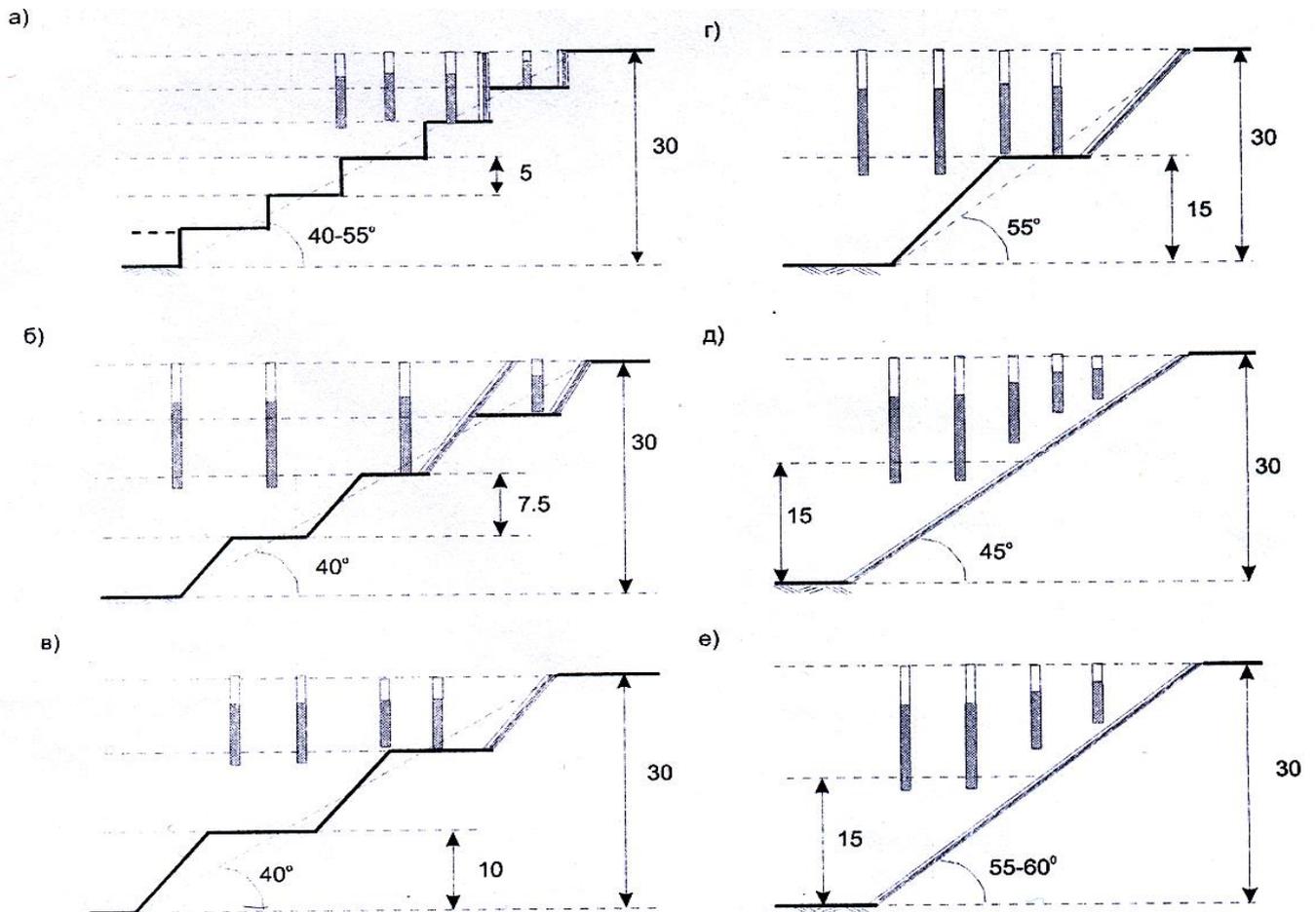
Наименование ВВ	Переводной коэффициент	Критический диаметр, мм
Алюмотол	0,83	24 - 48
Гранулит АС–8, АС–8В	0,89	70 - 100
Гранулит АС–4, АС–4В	0,98	60 - 100
Граммонит 79/21, 82/18	1,0	40 - 60
Манфо – 8	1,0	100
Эмульгит	1,0	65
Манфо – 4	1,1	100
Манфо	1,13	100
Гранипор	1,14	50 - 170
Граммонит 30/70	1,14	40 - 60
Игданит (АС+ДТ)	1,14	160 - 200
Гранутол	1,20	60 – 80 (в воде 10 – 15)

На карьере рудника Мурунтау при контурном взрывании используют метод предварительного щелеобразования и взрывание оконтуривающих скважин. Применение специальных методов ведения буровзрывных работ при постановке уступов в предельное положение производится при отработке последних 60-ти м до проектного контура карьера. В результате исследований для горно-геологических условий месторождения Мурунтау разработано несколько схем качественной заоткоски уступов (рис. 1.3) [73].

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

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 буровзрывных работ (БВР), что приводит к дополнительным эксплуатационным расходам и, как следствие, увеличивает стоимость подготовки горной массы к экскавации (рис. 1.4). Как видно из графика,

наиболее низкая стоимость при ведении БВР соответствует высоте уступа $H_y = 15$ м. Исходя из этого для применения на карьере был выбран метод контурного взрывания с предварительным щелеобразованием представленный на рис. 1.3, д, е.



а, б, в, г – с отстройкой предохранительных берм между подступами;
 д, е – без предохранительной бермы

Рис. 1.3. Схемы заоткоски уступов на карьере Мурунтау

Сущность метода предварительного щелеобразования заключается в образовании отрезной щели на всю высоту уступа путем применения рассредоточенных зарядов, помещенных в сближенные скважины и взрываемые до взрыва зарядов рыхления. Технология предварительного щелеобразования сводится к трем операциям: бурению, зарядке и взрыванию наклонных скважин. В соответствии с проектом разработки месторождения в

предельном контуре карьера уступы объединяются в ярус высотой 30 м с углом откоса 40-65⁰, что определяет глубину скважины в 36-48 м. Специально для бурения наклонных скважин заоткоски был изготовлен и внедрен буровой станок СБШ-190/250-60. Специфической особенностью станка является бурение скважин глубиной до 60 м диаметром 190-250 мм под углом от 0⁰ до 60⁰ к вертикали, а также возможность бурения скважин заоткоски с проектной бермы уступа.

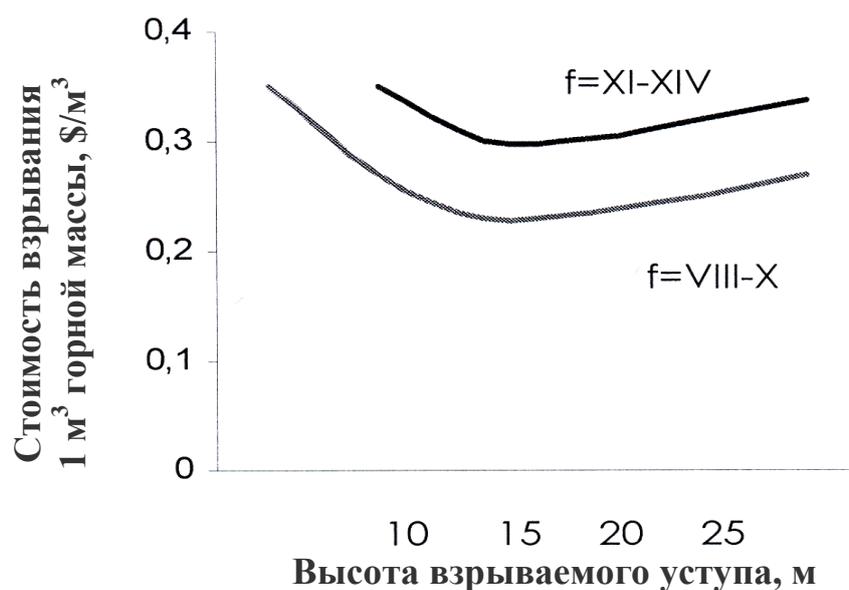


Рис. 1.4. График изменения стоимости подготовки горной массы к экскавации

Сравнительные испытания различных конструкций зарядов взрывчатых веществ при заоткоске уступов методом предварительного щелеобразования позволили определить, что наиболее эффективной конструкцией заряда являются: шланговые заряды ВВ (рис. 1.2), патронированный Нобелит-216Z, помещенные в пластиковую или полиэтиленовую оболочку.

Анализ деформаций в карьере Мурунтау показал, что взрывание наклонных скважин целесообразно применять в породах с не нарушенной структурой, когда по поверхностям трещин или напластованиям еще не утрачены силы сцепления. Если же в результате интенсивного выветривания

пород или подвижек взаимосвязь между отдельными породными блоками нарушилась, то экранирование массива щелью теряет смысл. В этих условиях достаточно осуществить качественную заоткоску уступов с помощью оконтуривающих сближенных скважин 1-2 (рис. 1.5).

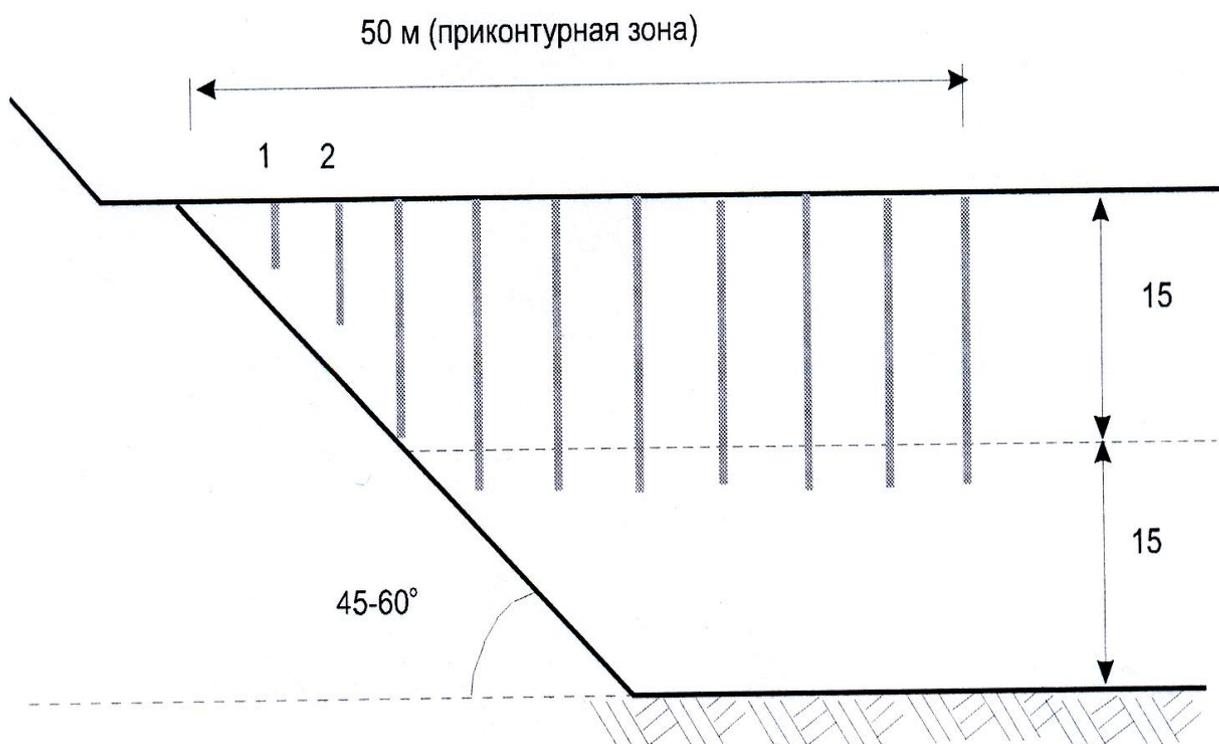


Рис. 1.5. Заоткоска уступа с использованием оконтуривающих сближенных скважин

При взрывании экскаваторного блока примыкающего к проектному борту карьера, для защиты от сейсмического действия взрыва на контур уступа, создают экранирующую 50-ти метровую зону с ограничением объема взрывания на 1 ступень до 2,5 т ВВ.

Удельный расход ВВ при взрывании скважин 1-2 на 10-15% меньше основных зарядов. Затем с интервалом замедления 35-50 мсек порядно взрываются остальные скважины, участвующие в рыхлении приконтурного участка. Расстояние между рядами и скважинами берется исходя из физических свойств пород.

Разработана технология [73] заоткоски 30-ти метрового уступа с отстройкой выпуклого профиля откоса уступа (рис. 1.6). Многочисленные визуальные наблюдения показали, что наибольшее разрушение массива происходит при оформлении верхней части уступа и предохранительной бермы.

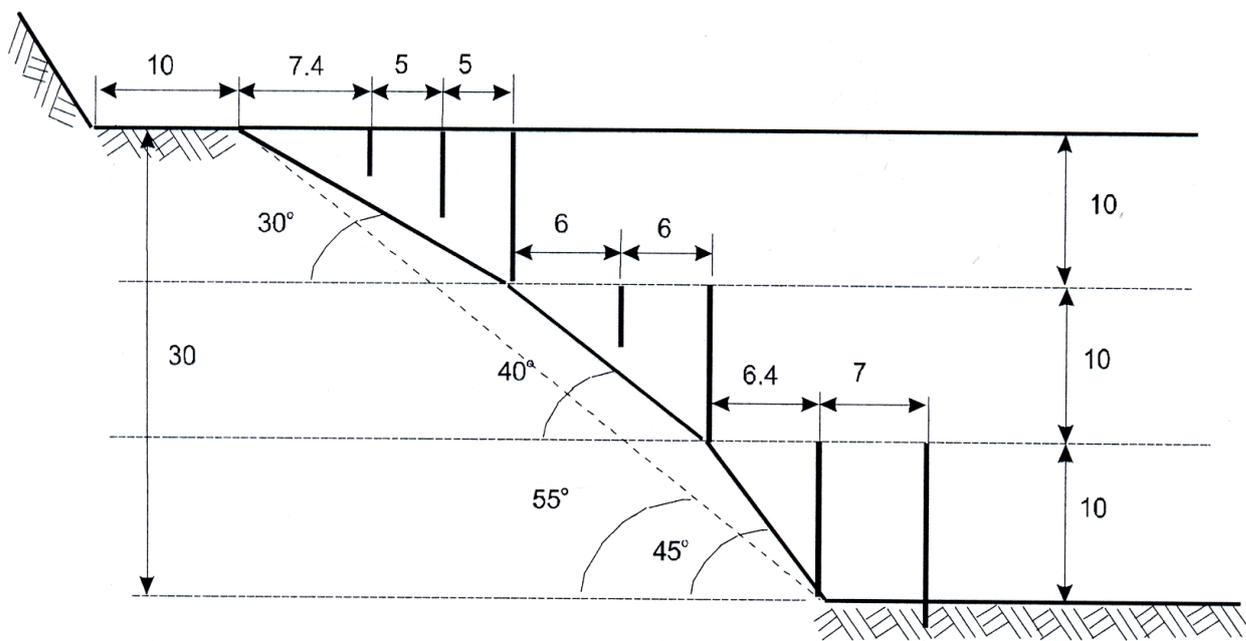


Рис. 1.6. Заоткоска 30-ти метрового уступа с выпуклым профилем

Экранирующую щель при погашении верхнего подступа создают путем взрывания зарядов ВВ вначале в контурных скважинах, затем в скважинах оставшейся части блока. Взрывание осуществляется по диагонали с направлением отбойки на фланги уступа с замедлением между взрывами в рядах 35-50 мс.

Пологий угол откоса верхнего подступа (30°) способствует приданию ровной поверхности и «обтеканию» волнами сжатия при взрывании. Заоткоску среднего подступа осуществляют под углом 40° . Экранирование откоса уступа производится также, как и на верхнем подступе.

На нижнем надбермовом горизонте взрывание контурных скважин осуществляется совместно со скважинами 50-ти метровой зоны.

Применение специальных методов ведения БВР позволило сохранить естественную прочность пород, слагающих проектный борт карьера.

Еще один вопрос, который был решен с помощью применения контурного взрывания – это снижение обводненности последующего бурения (рис. 1.7).

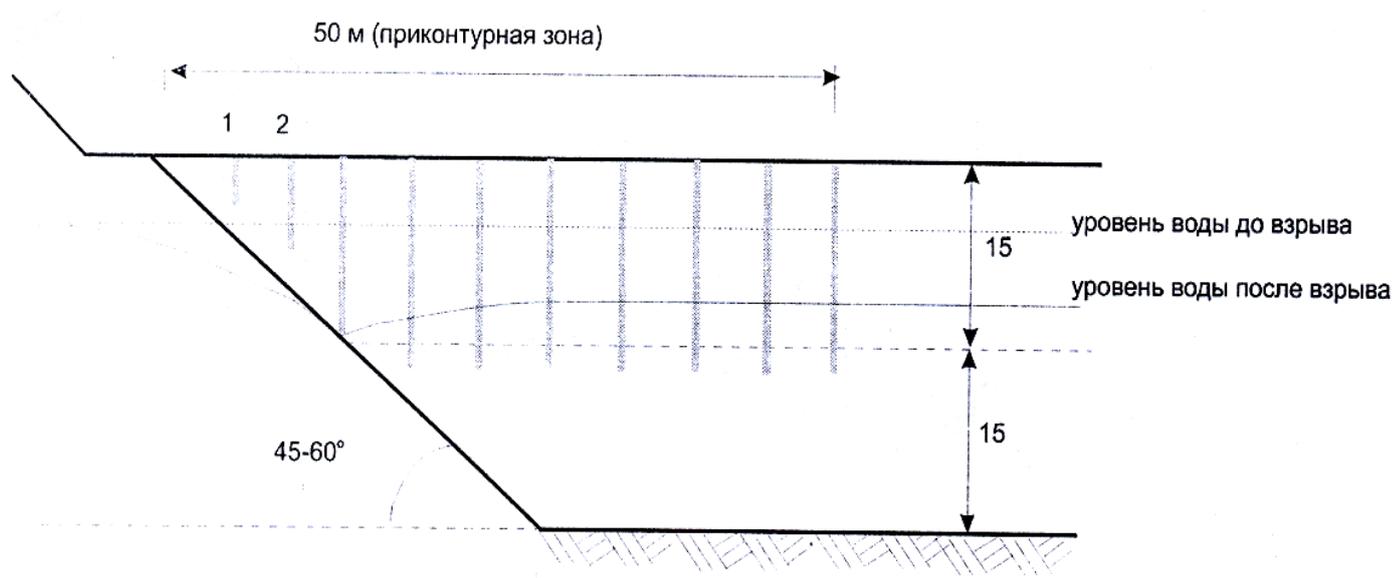


Рис. 1.7. Изменение уровня подземных вод после проведения взрывных работ

Контурное взрывание позволило снизить приток воды к обуреваемому блоку на 40-50%. Понижение уровня подземных вод снизило долю водоустойчивых ВВ в конструкции скважинных зарядов. Это привело к сокращению расходов на высокобризантные водоустойчивые ВВ и снижению доли БВР в себестоимости добычи руды.

Таким образом, применение контурного взрывания позволило увеличить углы наклона уступов на $5-10^0$, а бортов на $4-8^0$, что значительно сократило объем вскрышных работ, положительно отразилось на экономических показателях при ведении БВР. При этом обеспечены устойчивость бортов карьера в течение длительного периода времени и безопасность ведения горных работ.

Основные выводы

Обводненность горных пород нижних горизонтов карьера Мурунтау является фактором, который негативно влияет на технико-экономические показатели буровзрывных работ. Необходимость использования более дорогих водостойчивых типов ВВ, увеличение проектного удельного расхода ВВ, снижение возможностей механизированного заряжания скважин и ухудшение условий работы буровых станков обуславливают увеличение себестоимости буровзрывных работ на 20–30% по сравнению с затратами на подготовку обводненных пород.

По данным геологических служб обводненность золоторудных месторождений, разрабатываемых открытым способом, в среднем составляет 25–30% объемов массива, находящегося в рабочей зоне. Удаление воды из пробуренных скважин путем использования осушающих машин решает этот вопрос только частично, поскольку взрываемый блок в целом остается обводненным и уровень воды в скважинах неизбежно восстанавливается.

На открытых горных работах при подготовке высоких уступов широко применяется предварительное контурное взрывание для повышения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров. Практический опыт, накопленный в последние годы, показал, что в случае обводненности таких уступов эффективным способом ее снижения является предварительное взрывание сближенных контурных скважин с размещением в их нижней части усиленного заряда водостойчивого ВВ. Верхняя часть контурных скважин при этом заряжается принятыми при заоткоске высоких уступов рассредоточенной гирляндой патронов-боевиков. Это позволяет создать по внутренней части периметра блока на уровне подошвы уступа зону интенсивного дробления, имеющую повышенные фильтрационные характеристики, которая, вместе со щелью вдоль контурных скважин, является локальной дренажной системой для данного блока. Таким образом создаются более благоприятные условия для работы буровых станков и

зарядки основной системы скважин, появляется возможность применения более дешевых неводоустойчивых ВВ, традиционно обеспечивается качество заоткоски высоких уступов.

Имеющийся опыт предварительного контурного взрывания с целью снижения обводненности буровзрывных блоков весьма индивидуален. Выбор расстояния между контурными скважинами и конструкции заряда в них в настоящее время имеет научное обоснование только в части заоткоски уступов, и отсутствует в отношении важного сопутствующего эффекта – осушения блоков. Это снижает эффективность данного способа по сравнению с фактическими возможностями и затрудняет его более широкое внедрение.

Из сказанного следует, что обоснование конструкции заряда и рациональных параметров предварительного контурного взрывания при разработке обводненных пород на сложноструктурных месторождениях, позволяющая повысить эффективность буровзрывных работ, имеет важное научное и практическое значение для горной промышленности.

2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ УПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГИЕЙ ВЗРЫВА ПРИ ВЗРЫВАНИИ ВЫСОКИХ УСТУПОВ

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

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

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

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

Качество взрывного рыхления горного массива в карьерах принято характеризовать размером среднего куска разрушенных пород, поэтому

рациональные параметры взрывных работ невозможно установить без изучения их гранулометрического состава в развале.

Наиболее значимым методом управления взрывом на высоких уступах является применение короткозамедленного взрывания. При этом применение рационализации интервалов замедлений неэлектрических систем инициирования позволяет разместить ту же массу ВВ равномерно во взрываемом 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 $x_2 = x_1 / \sqrt[n]{n}$ описываемого уравнением экспоненты [1].

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

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

то энергии, участвующие в дроблении, относятся как:

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

Таким образом, во втором случае полезная работа на дробление будет в экспоненциал $\alpha \chi_1 (1 - 1/\sqrt[3]{n})$ 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 сейсмозрывных волн во времени и пространстве с тем, чтобы обеспечить целостность объектов, в т. ч. борта карьера в зоне их влияния. Поэтому, такое управление начинается с определения требований к параметрам сейсмического воздействия на защищаемый объект.

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

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

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

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

Взрывные работы в карьерах сопровождаются значительными деформациями разрушаемого горного массива, проявлением которых являются поднятие кровли уступа в результате разрыхления горной пород или ее понижение в результате смещения части пород в горизонтальной плоскости. При этом, в зависимости от применяемой технологии вскрышных

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

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

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

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

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

При открытой разработке сложно-структурных месторождений для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого взрывное рыхление смешанных рудно-породных массивов требуется вести без значительных нарушений их геологической структуры. Теоретические основы взрывания с сохранением геологической структуры базируются на: ограничении смещений разрушаемого массива с помощью подпорной стенки

из необработанной 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.

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

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

Увеличение взрываемых объемов при отработке высоких уступов позволяет ускорить их отработку, подготовку новых площадей под бурение и, соответственно, интенсифицировать вскрытие и отработку рудных залежей.

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

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

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

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

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

Таблица 2.1

Влияние высоты уступа на степень дробления пород

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

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

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

Основные выводы

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

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

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

3. ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

3.1. Исследование развития буровзрывных работ в приконтурных зонах крупных глубоких карьеров Узбекистана

Горно-геологическая характеристика крупных карьеров Узбекистана Мурунтау и Кальмакыр на глубоких горизонтах имеет характерные общие особенности - это сложная геологическая текстура, представленная различными направлениями плоскостей наложения, складчатость и пространственная система трещин различных размеров и густоты, поэтому физико-технические свойства, структура горных пород и гидрогеология в значительной мере определяют параметры технологии экранирования приконтурной зоны от массовых взрывов.

Золоторудное месторождение Мурунтау представлено метаморфизированными песчаниками и алевролитами углисто-кварцевого состава, переслаиваемыми со слюдисто-кварцевыми, кварц-хлоритовыми и углисто-слюдистыми тонко сланцами. Развиты тектонические нарушения различной ориентации. Промышленные руды сосредоточены, в основном, в трех крупных залежах, главным структурным элементом которых являются секущие кварцевые крутопадающие жилы, локализующиеся в трещинах отрыва и группирующиеся в субширотные системы. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова для сланцев и алевролитов равен $f=7\div 13$, песчаников $f=9\div 14$, кварцевых жил и массивных роговиков $f=12\div 15$. Характерно наличие интенсивной микротрещиноватости, плотность руд и вмещающих пород - $2,6 \text{ т/м}^3$, коэффициент разрыхления - 1,5.

Медномолибденовое месторождение Кальмакыр представлено осадочными: песчаники, известняки; изверженными: кварцевые порфиры, гранодиоритпорфиры, сиенито-диориты, диориты и метаморфическими

породами: вторичные кварциты. Руды прожилково-вкрапленные. Горные породы имеют интенсивную сеть трещин, разбивающих массив на мелкие и крупные блоки. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодяконова $f=10\div 14$, плотность руд $2,6\div 2,8$ т/м³, пород – $2,4\div 2,6$ т/м³, коэффициент разрыхления – 1,5. С учетом трещиноватости породы по взрываемости условно разделены на 3 категории: легковзрываемые ($f=6\div 8$) – сильно трещиноватые сиениты, гранодиоритпорфиры, сиенито-диориты; средневзрываемые ($f=8\div 12$) – мелко и средне трещиноватые с сульфидным оруденением, вторичные кварциты, гранодиоритпорфиры, измененные сиенито-диориты; трудновзрываемые ($f=10\div 16$) – слаботрещиноватые, крупноблочные, плотные вторичные кварциты.

На карьерах Мурунтау и Кальмакыр для повышения устойчивости откосов уступов и бортов карьеров при их выходе на проектный контур применяется предварительное щелеобразование. Бурение скважин заоткоски на карьере Мурунтау производится станками шарошечного бурения СБШ-250МН-32 с диаметром долота 215,9 и 244,5 мм. На карьере Кальмакыр бурение отрезной щели при выходе на проектный контур производится станками пневмоударного бурения СБУ-100Г диаметром 105 мм, глубина бурения до 32 м. При этом на карьере Мурунтау производится взрывание приконтурной зоны шириной не менее 50 м от капитального борта, первоначально взрываются наклонные скважины экранирующей щели как отдельно от скважин основного блока, так и вместе с основным блоком, интервал замедления между взрывами наклонных скважин экранирующей щели и скважин основного блока не менее 75÷100 мс. Суммарный вес взрываемых зарядов ВВ на одно замедление при взрыве скважин основного блока не превышает 2500 кг. Наклонные скважины экранирующей щели обуриваются строчкой через 2,0÷3,0 м диаметром 150÷250 мм. С целью исключения разрушения горной массы на глубоких горизонтах от взрыва зарядов в перебуре взрывных скважин в районе предохранительной бермы бурение ведется с надбермового горизонта без перебура на удалении от

конечного контура уступа кратном расстоянию между рядами скважин в сетке, но не менее ширины предохранительной бермы (рис. 3.1). При этом в связи с увеличенной объемной концентрацией энергии ЭВВ в нижней части скважины проработка подошвы достаточна для выдерживания экскаваторами проектной отметки. Кроме того, исключение перебура положительно сказывается на расположении заряда в массиве, т.к. колонка заряда поднимается без увеличения удельного расхода ВВ (на $1,5 \div 2$ м в зависимости от сетки скважин). На карьере Кальмакыр при предварительном щелеобразовании взрывание контурных зарядов производится с опережением во времени в 100 мсек по отношению к взрыву зарядов рыхления, угол наклона скважин контурного ряда – 55° . Бурение скважин осуществляется без перебура. В качестве ВВ применяется патронированное ВВ диаметром 32 мм, массой 0,25 кг. Масса ВВ в одном метре скважины принимается в зависимости от крепости и состояния массива пород, а также с учетом опыта работ в данных условиях до 0,9 кг. Расстояние между скважинами в ряду 0,9 м [74].

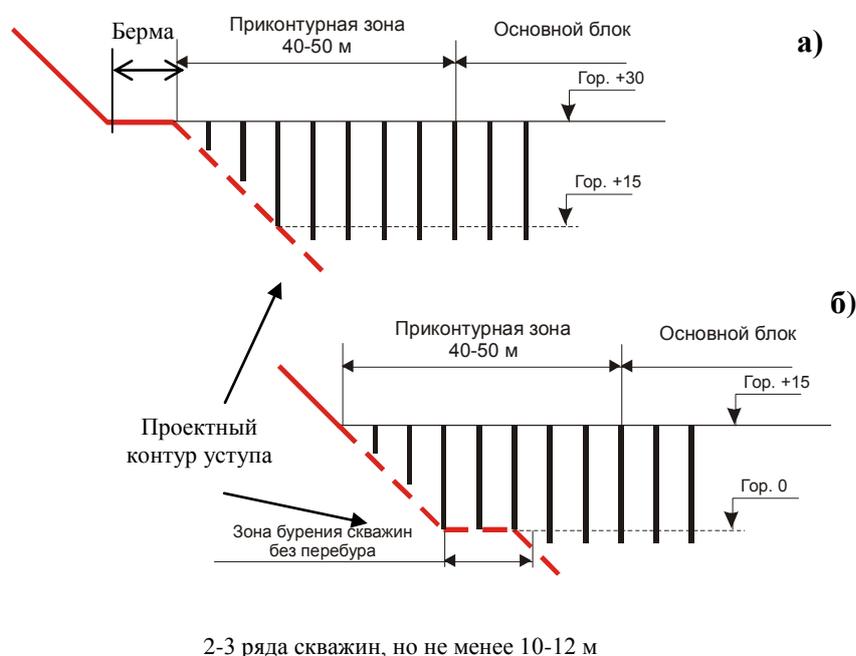


Рис. 3.1. Параметры БВР в приконтурной зоне на бермовом (а) и надбермовом (б) горизонтах карьера Мурунтау

Удельный вес буровзрывной подготовки горного массива к экскавации в общем технологическом комплексе горного производства составляет на карьерах Мурунтау 20% и Кальмакыр - 6%. При этом повышенные затраты на БВР по карьере Мурунтау объясняются оптимизацией параметров взрывного дробления в системе «карьер – завод» и абразивностью горных пород, из-за которой ходимость шарошечных долот на карьере Мурунтау составляет 400÷550 м, в то время как на карьере Кальмакыр 700÷1025 м. Производительность буровых станков СБШ-250МН-32 за счет проведенной модернизации выросла на 3,5% по карьере Мурунтау и до 10,0% по карьере Кальмакыр: усовершенствована головка бурового снаряда с установкой нового редуктора вращателя; заменены контакторы включения электродвигателя компрессора и пускателей управления электродвигателей хода бурового станка на бесконтактные тиристорные схемы управления; исключены из схемы электрооборудования электроцепи подогрева масла; изменена конструкция обдува электродвигателя – вращателя; установлена маслостанция с увеличенной производительностью насосов, повышающая скорость вспомогательных операций и тем самым скорость бурения. Мачта увеличена на 4,5 м дополнительной надставкой с размещением в ней штанг длиной 12 м, позволяющих обуривать 10-метровые уступы без наращивания бурового става, а 15-метровые - с одним наращиванием вместо двух и более в серийном станке, что позволяет увеличить производительность бурения до 20%. Взаимосвязь глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр с удельным расходом ВВ, выходом горной массы с 1 п.м. представлена на рис. 3.2 [74].

На промплощадках карьеров Мурунтау и Кальмакыр построены заводы по производству соответственно ЭВВ и ВВВ, т.е. изготовление ВВ приближено к месту производства взрывных работ. На карьере Мурунтау применяется ЭВВ типа Нобелан 2060 - 2090 (механическая смесь ANFO и эмульсионной матрицы от 60%/40%, до 90%/10%) для ведения взрывных работ по сухим скважинам и ЭВВ типа Нобелит 2000 - 2050 (механическая смесь ANFO и эмульсионной матрицы от 00%/100%, до 50%/50%,

сенсibilизированной газогенерирующими добавками) для ведения взрывных работ по сухим и обводненным скважинам. Загрузка компонентов и приготовление смесового ЭВВ необходимой рецептуры с последующей зарядкой скважин выполняется смесительно-зарядными машинами. На заводе ведется производство патронированных ЭВВ Нобелит-216Z с диаметром патронов 36-90 мм. На карьере Кальмакыр применяются ВВВ: Эмульгит-30 и Эмульгит-50 для взрывания сухих скважин, Эмульгит-60 для взрывания обводненных скважин. Состав ВВВ – аммиачная селитра 90%, дизельное топливо, олеиновая кислота, аммиак водный, стеклянные микросферы. Для боевиков применяется Эмульгит-100 ГЛ. Зарядка скважин осуществляется специальными зарядными машинами [74, 75].

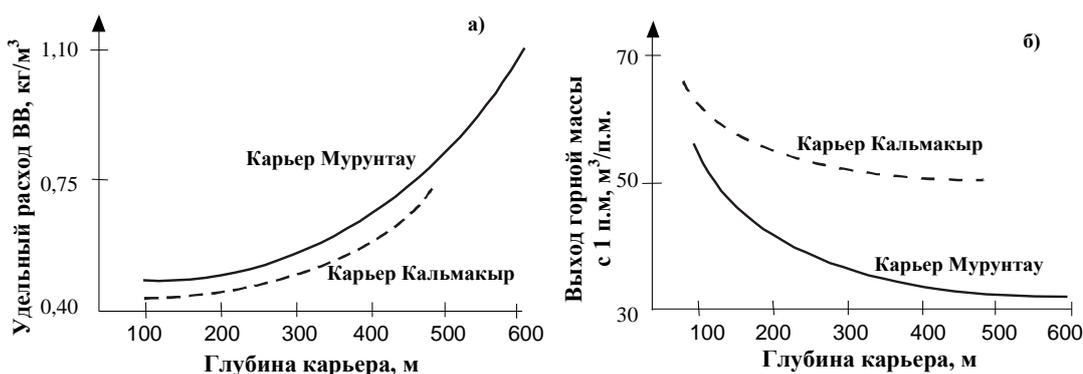


Рис. 3.2. Зависимости изменения удельного расхода ВВ (а), выхода горной массы с 1 п.м. (б) от глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр

В карьере Мурунтау для транспортирования породы и руды используется ЦПТ с автомобильно-конвейерным транспортом и наклонными конвейерами ($\alpha=15^{\circ}$) нормального исполнения с двумя стационарными дробильно-перегрузочными установками, обеспечивая эффективную работу карьера до глубины 350÷400 м. Введенный в эксплуатацию крутонаклонный конвейер (КНК-270) с высотой подъема руды или породы 270 м, производительностью 16,0 млн. т/год и углом наклона крутонаклонной части 37° , позволяет рассчитывать на использование поточного звена до глубины

800÷850 м. На нижних уступах карьера Кальмакыр гор +420÷565 горная масса отгружается экскаваторами на автомобильный транспорт с последующей доставкой ее на перегрузочные пункты и отгрузкой экскаваторами на железнодорожный транспорт. В средней части карьера на гор +565÷760 экскаваторы ведут отгрузку горной массы непосредственно на железнодорожный транспорт. Дальнейшая отработка нижних горизонтов карьера Кальмакыр связана с намечаемой в будущем внедрением ЦПТ.

Введение в рабочую зону глубоких карьеров стационарных и мобильных сооружений, перегрузочных пунктов, обуславливает необходимость разработки дополнительных технических решений по сейсмобезопасной технологии взрывания в приконтурных зонах карьеров и уменьшающие степень воздействия взрывных работ на охраняемые объекты (табл. 3.1).

Таблица 3.1

Мероприятия, уменьшающие степень воздействия взрывных работ на охраняемые объекты

Объекты охраны	Методы охраны	
	Экранирование	Управление энергетическими характеристиками ВВ
<ul style="list-style-type: none"> - поверхностные сооружения горного предприятия; - борта карьера и земная поверхность; - подземные выработки; - целики 	<ul style="list-style-type: none"> - контурное взрывание (последовательное, предварительное); - порядок отбойки и интервал замедления 	<div style="display: flex; align-items: center;"> <div style="writing-mode: vertical-rl; transform: rotate(180deg); font-weight: bold; margin-right: 10px;">расчет безопасных параметров БВР</div> <ul style="list-style-type: none"> - количество ВВ; - тип ВВ; - порядок отбойки; - интервал замедления; - пространственное расположение зарядов </div>

В настоящее время достигнут значительный прогресс в области экранирования приконтурной зоны от массовых взрывов в карьерах. Однако не решен ряд ключевых вопросов, связанных с выбором рациональных параметров технологии экранирования приконтурной зоны, прогнозной оценкой и выбором методов повышения эффективности специальной технологии заоткоски уступов в глубоких карьерах. При этом сохранилась недооценка действия взрыва на законтурный массив, где раскрытие

природных трещин и необратимые межблочные подвижки, вызванные массовыми взрывами, приводят к снижению устойчивости откосов, и, следовательно, к необходимости их дорогостоящего крепления, либо выполаживанию. Одним из наиболее существенных недостатков является то, что требования устойчивости не учитываются при выборе параметров БВР. Влияние специальных методов ведения БВР на устойчивость откосов уступов и бортов карьеров лишь констатируется после выполнения работ. В этих условиях, первоочередной задачей решения проблем при разработке глубоких карьеров является применение комплексных технологических решений, обеспечивающих снижение взрывного воздействия массовых взрывов на защищаемые объекты и повышающих эффективность открытой разработки [74, 75].

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

- вовлечение в разработку месторождений с измененными горно-геологическими условиями, растет влияние глубины карьеров на сопротивляемость руд взрывному разрушению, повышается обводненность и трещиноватость горных пород, что приводит к увеличению затрат на БВР;

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

- применение комбинированных видов транспорта автомобильно-конвейерно-железнодорожного с вводом на глубокие горизонты инженерных сооружений (дробилок, перегрузочных пунктов и т.п.), повышает требования к параметрам технологии экранирования сейсмоактивных зон от массовых взрывов в глубоких карьерах;

Таким образом, на карьерах Мурунтау и Кальмакыр определены предельные значения углов откосов уступов и бортов карьеров. Внедрена технология экранирования приконтурной зоны от массовых взрывов в

карьерах. Определены параметры экранирующей щели на высоту уступов 15, 30 и 45 м. Взрывание скважин экранной щели осуществляется шланговыми ВВ. В карьере Мурунтау создан специальный буровой станок, позволяющий бурить скважины на глубину от 40 до 60 м под углами 45, 55, 65, 70 и 75⁰, диаметром 190, 215 и 245 мм. На карьере Кальмакыр бурение отрезной щели при выходе на проектный контур производится станками пневмоударного бурения СБУ-100Г, диаметром 105 мм, с глубиной бурения до 32 м. Перечисленные инновационные технические решения, реализованные в Навоийском и Алмалыкском ГМК, направленные на повышение устойчивости откосов уступов и бортов карьеров, позволили на протяжении многих лет стабильно наращивать производство золота и меди.

Увеличение глубины горных работ и введение в рабочую зону карьеров таких сложных инженерных сооружений, как дробильно-перегрузочные пункты, конвейерные линии ЦПТ, КНК и др., предопределили ряд дополнительных требований к безопасному производству взрывных работ в сейсмоактивных зонах.

Поэтому при постановке бортов карьеров в проектные контуры и производства взрывных работ в сейсмоактивных зонах необходимо осуществлять снижение воздействия массовых взрывов на защищаемые объекты и тыльную часть массива, что определяет целесообразность разработки и обоснование параметров технологии экранирования приконтурной зоны от массовых взрывов в глубоких карьерах.

3.2. Оценка состояния массива в месте расположения комплекса КНК-270

Северо-Восточный борт карьера Мурунтау с размещенным на нем комплексом крутонаклонного конвейера с высотой подъема горной массы 270 м (КНК-270) представляет собой ответственное инженерное сооружение, поэтому требования к обеспечению его долговременной сохранности повышены. Уникальный крутонаклонный конвейер (37⁰)

является частью горно-транспортного комплекса ЦПТ-руда, в состав которого входит: дробильно-перегрузочный пункт, складской конвейер, погрузчик - штабелеукладчик и центральный пульт управления. 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).

Известно, что комплекс ЦПТ нормального исполнения (15^0) вместе с участком южного борта построенный в 84 году прошлого века, воспринял за это время большое количество и сейсмических воздействий (надземные и подземные взрывы, подземные толчки и удары, вибрации, вызванные движением большегрузного транспорта и передаваемые через землю к подъемнику, участку южного борта и т.д.) и землетрясений. В связи с этим указанный комплекс своевременно и постоянно усиливался по разным причинам. В частности, весь комплекс других сооружений карьера Мурунтау на тот период времени перенес три крупнейших землетрясения: в 1976 г. - два ($M = 7,1$ и $M = 7,2$) и в 1984 г. - одно ($M = 7,3$) с очагами в районе г.Газли (А «180-210 км), интенсивность воздействия на территории карьера оценивалась $I_0 = 6$ баллов по шкале MSK-64, длительность цуга колебаний составляла $T > 100$ с. О сейсмическом действии указанных землетрясений на здания и сооружения по карьере Мурунтау, городам Учкудук, Зарафшан, Газли, Бухара, Навои и других имеются многочисленные публикации и, в частности, по сейсмическому действию на горнодобывающее и транспортное оборудование.

Оценка устойчивости и расчет параметров борта карьера Мурунтау на участке размещения круто-наклонного конвейера затруднителен 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 Северо-

Восточного борта карьера Мурунтау преобладают алевролиты углеродистого и слюдисто-кварцевого состава с линзами и прослоями сланцев различного состава (рис. 3.3). 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.

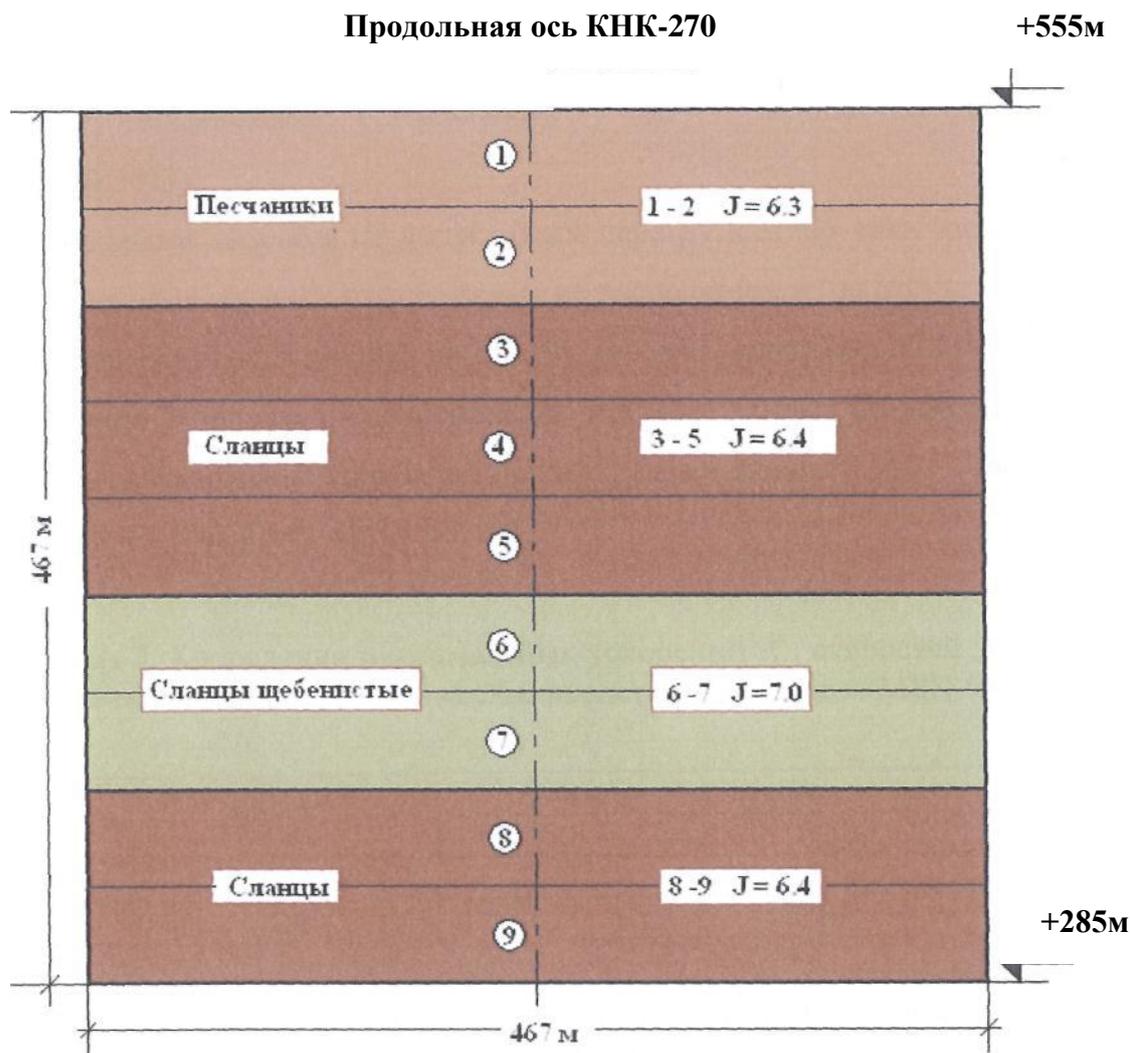


Рис. 3.3. Разрез Восточного борта на участке размещения КНК-270 с указанием сейсмичности каждого из 4 представленных типов горных пород

В целях охраны комплекса КНК-270 и борта, на котором он размещен требуется постоянное проведение аналитического исследования, так и экспериментального обоснования сейсмостойкости.

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.

Дополнительная сложность в данном случае состоит в том, что в нашем распоряжении находится пока лишь ограниченное число инструментальных записей колебаний КНК-270 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 поэтому следует учитывать интегральные свойства грунтовой толщи, сравнимой с длиной волны.

При частоте поверхностных волн вблизи комплекса КНК-270 $f = 5$ Гц, при скорости поверхностных волн $V=2000$ 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 комплекса КНК-270, 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-270 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 $n=1,3$. Для групп уступов общей высотой 270 м коэффициент запаса составляет $n=1,95-2,3$. Вероятность возникновения крупномасштабных деформаций Северо-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-270.

Комплекс КНК-270 представляет собой конвейерную линию длиной ≈ 467 м, покоящуюся на 9 металлических опорах рамной конструкции высотой $\approx 13,6$ м. Приближенное значение периода собственных колебаний первой формы опоры рассчитано по формуле:

$$T = 0,0165 \cdot H, \text{ с} \quad (3.1)$$

где H - высота опоры, м, и составляет $T_1 = 0,23$ с.

Ориентировочное значение периодов 2 и 3 формы принимаются

$$T_2 = 0,33 \cdot T_1 > 0,08 \text{ с}; T_3 = 0,2 \cdot 0,23 = 0,05 \text{ с}.$$

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 Γ га 0,6 Гц или $T = 1,67$ с. Средняя длина резонансной волны для дробильно-конвейерного комплекса

$$\lambda_{cp} = V \cdot T_{cp} = 400 \cdot 1,25 = 500 \text{ м.}$$

В табл. 3.2 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 3.2

Корреляция максимальных ускорений X , скоростей X' , смещений X и остаточных смещений $X_{ост}$ грунта с балльностью J_0 по шкале MSK-64

J_0	X'' , см/с ²	X' , см/с	X , см	$X_{ост}$, см
6	44*	3,8*	0,68*	0,12
7	110*(680**)	11*	3,3*	0,72
8	280*	33*	16*	4,36

Примечание: 1. В таблице значения $X_{ост}$, рассчитаны по методике Н.В.Шебалина $lg X_{ост} [мм] = 0,78 J_0 - 4,6$, а X'' , X' , X по методике Ф.Ф.Аптикаева; * - значение медианы; 2. Для справки (680**) - измеренное на территории АЭС в Японии при землетрясении 16.07.2007 г. фактическое ускорение почвы, при котором 4 реактора из 8 были остановлены по разным причинам.

Интенсивность воздействий землетрясений в ближней и дальней зонах по сейсмологическим данным в общем виде (магнитуде по поверхностным волнам $M_{ГН}$ и эпицентральному расстоянию до защищаемого объекта Δ , км) определяется согласно табл. 3.3 с учетом тектонического строения региона.

Из табл. 3.3 видно, что при взрыве 300 т вблизи Северо-Восточного борта сейсмическая интенсивность в эпицентре составит меньше 6 баллов, в то же время на конвейер будет действовать сейсмическая волна гораздо меньшей интенсивности. Регистрация сейсмических волн от взрывов на Северо-Восточном борту от массовых взрывов показывает величину массовой скорости порядка 0.02 см/с, что соответствует балльности величиной 1-2 балла по шкале MSK-64.

Таблица 3.3

Зависимость сейсмической интенсивности от магнитуды M_{LN} и
эпицентрального расстояния Δ

$M_{ш}$	Эквивал. взрыв q_0 , кт	I ₀ , 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	$5,0 \cdot 10^5$	≥ 11	≥ 11	≥ 10	10	9	8	7	6	5	4	2
7,5-8,1	$4,8 \cdot 10^4$	≥ 10	≥ 10	≥ 9	9	8	7	6	5	4	3	-
6,8-7,4	$4 \cdot 10^3$	≥ 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	-	-	-	-	-	-

Следует отметить, что за время наблюдений негативного влияния сейсмических явлений на КНК-270 не выявлено. В то же время, для проведения экспериментального обоснования стойкости всего комплекса КНК-270 вместе с бортом, на котором он размещен, необходимы постоянные систематизированные маркшейдерские и геофизические данные измерений, включая лазерные. Для обеспечения более надежного контроля за механическим состоянием прибортового массива в районе КНК-270 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-270 внешней динамической нагрузки массовых взрывов и землетрясений при разработке

карьера, а так же 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 градусов к оси КНК-270. Для взрывных волн направление не столь существенно. Установлен суммарный вес взрываемых зарядов ВВ при взрыве скважин основного блока равный 300,0 тонн на расстоянии не менее 500 м от комплекса КНК-270.

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

- в момент проведения массовых взрывов комплекс КНК-270 размещать сейсмические станции вблизи опор № 6, 7, 8 на уступе с целью более детального контроля поведения борта 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, в настоящее время состояние массива борта карьера в месте расположения комплекса КНК-270 по результатам измерения можно охарактеризовать как устойчивое.

3.3. Повышение эффективности технологии предварительного щелеобразования на предельном контуре карьера

Технология и организация взрывных работ при подготовке обводненных вскрышных пород к выемке на карьерах является более сложной и более затратной по сравнению с необводненными условиями.

Известно, что предварительное контурное взрывание является одним из средств снижения обводненности блока [72]. В настоящее время разработаны рекомендации по определению параметров контурных зарядов применительно к взрыванию высоких уступов высотой более 30 м, снижение обводненности которых достигается одновременно с заоткоской следующих по фронту горных работ уступов с целью повышения их устойчивости и обеспечения безопасности ведения горных работ на уровне нижней рабочей площадки [74]. Фактически, при преобладающих объемах транспортной вскрыши, около 80% взрываемых блоков имеют высоту менее 30 м, поэтому предварительное контурное взрывание для снижения их обводненности следует рассматривать как специальное мероприятие, условия целесообразности которого в настоящее время еще не исследованы.

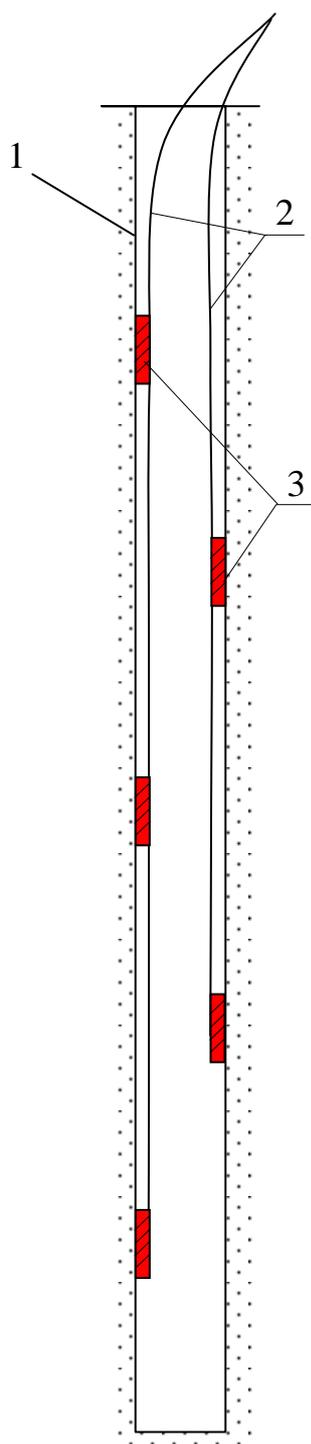
Имеющийся производственный опыт использования контурного взрывания для снижения обводненности блоков в настоящее время не подкреплен научными рекомендациями по выбору параметров контурных зарядов [73-75]. Наряду с практически полным осушением блока после предварительного контурного взрывания имеются случаи очень незначительного снижения коэффициента обводненности.

Для эффективного использования данного метода в производстве необходим теоретически обоснованный выбор параметров предварительного контурного взрывания на основе исследования технико-экономических показателей БВР и укрупненных признаков его целесообразности.

В результате проведенных исследований рекомендуется конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании на открытых горных работах, позволяющая получить устойчивые откосы уступов [73]. Формирование конструкции скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании согласно схемы, приведенной на рис. 3.4, осуществляется следующим образом: на левой стенке скважины помещают промежуточный детонатор из ВВ 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.

Монтаж взрывной сети производится с применением неэлектрической системы инициирования СИНВ. Взрывание зарядов дробления и оконтуривающих скважинных зарядов в приконтурной зоне производится отдельно. Оконтуривающие заряды взрываются с замедлением с применением пиротехнических реле-замедлителей с интервалом замедления 30-50 мс. Рекомендуемая конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании позволяет получить на предельном контуре карьера более крутые и устойчивые откосы уступов.

Механизм снижения обводненности запланированного к отработке блока с использованием предлагаемой конструкции заряда в контурных скважинах показан на рис. 3.5. Верхняя часть заряда представляет собой гирлянду промежуточных детонаторов распределенных с линейной плотностью 1-2 кг/м в зависимости от сближения скважин и крепости взрываемых пород в соответствии с существующими в научной и нормативной литературе рекомендациями, а также имеющимся на карьерах опытом. Задача этой части заряда заключается в создании относительно ровной поверхности откоса торцевой части следующего по фронту горных работ уступа. Очевидно, что создаваемая при этом щель в массиве будет служить препятствием для грунтовых вод, движущихся в направлении боковой обнаженной поверхности блока.



1 – скважина; 2 – неэлектрическая система инициирования СИИВ;

3 – промежуточный детонатор из ВВ нобелит-216Z

Рис. 3.4. Конструкция скважинного заряда при контурном взрывании

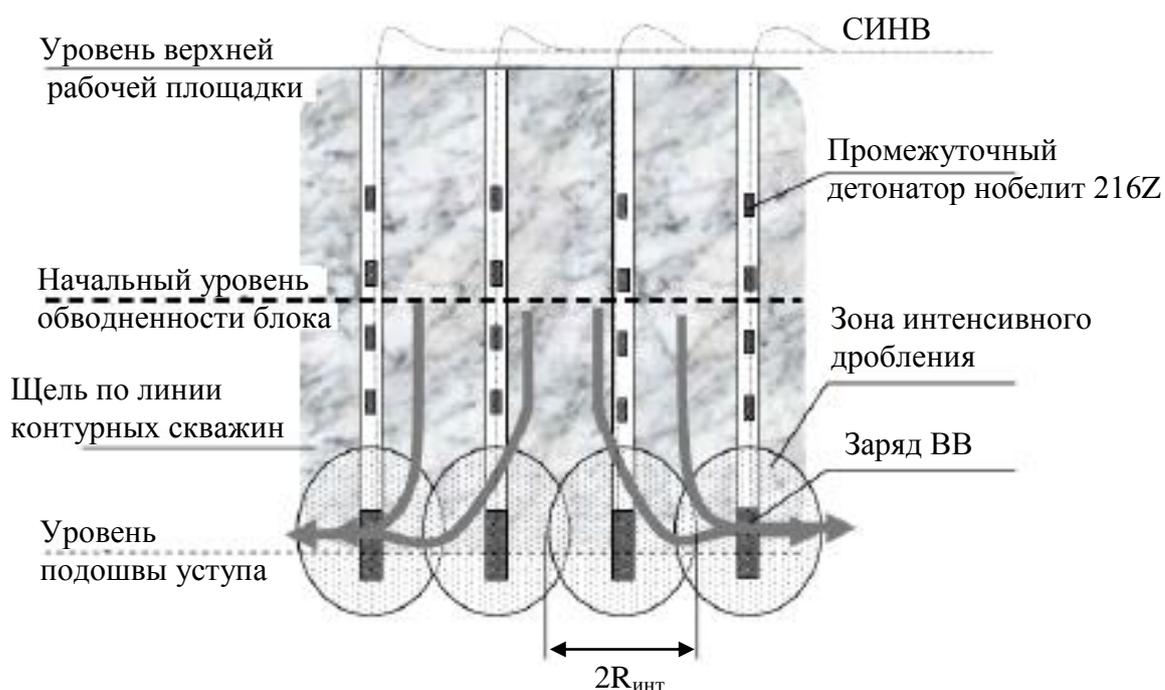


Рис. 3.5. Механизм снижения обводненности после предварительного контурного взрывания с зарядом ВВ

Назначение нижних частей заряда – создание системы пересекающихся зон интенсивного дробления с повышенными фильтрационными характеристиками за счет разрыхления раздробленной породы при освобождении пространства ранее занятого зарядом ВВ.

Пересечение соседних зон интенсивного дробления можно обеспечить как за счет увеличения массы заряда ВВ в скважинах, так и за счет их сближения. Под параметрами предварительного контурного взрывания для снижения обводненности блока понимается расстояние между скважинами контурного ряда (a_k , м), высота колонки заряда ($h_{зар}$, м), которые зависят от диаметра скважин и крепости взрывающей породы. Возможность использования того или иного фактора с этой целью определяется закономерностью изменения радиуса зоны интенсивного дробления в зависимости от диаметра скважин и массы заряда ВВ в контурной скважине.

Решение поставленной задачи выполняется путем теоретического обоснования закономерности изменения радиуса зоны интенсивного

дробления в зависимости от высоты колонки заряда ВВ, диаметра скважин и крепости породы с последующим определением постоянных коэффициентов $\xi_{\text{инт}}$. Теоретическая оценка этих параметров тесно связана с современными представлениями о действии взрыва на горную породу и ее состояние в зоне действия заряда ВВ после взрыва. На основе анализа проведенных исследований сделаны основные допущения: зона интенсивного дробления удлиненного цилиндрического заряда имеет эллипсоидную форму; радиус зоны интенсивного дробления (горизонтальная ось эллипсоида) пропорционален радиусу заряда; объем зоны интенсивного дробления пропорционален массе заряда; радиус зоны интенсивного дробления экспоненциально зависит от крепости пород с отрицательным показателем степени.

На базе указанных допущений рекомендуется формула для расчета радиуса зоны интенсивного дробления ($R_{\text{инт}}$, м) в зависимости от высоты колонки заряда ВВ ($h_{\text{зар}}$, м), диаметра скважин ($d_{\text{скв}}$, м) и крепости породы (f), которая лежит в основе расчета параметров зарядов ВВ контурного ряда [73]:

$$R_{\text{инт}} = \frac{0,5 \xi_{\text{инт}} d_{\text{скв}} h_{\text{зар}} e^{-0,075f}}{h_{\text{зар}} + 0,227 \xi_{\text{инт}}^{0,67} d_{\text{скв}} e^{-0,025f}}, \quad (3.2)$$

где $\xi_{\text{инт}}$ – безразмерный постоянный коэффициент.

Оценка коэффициента $\xi_{\text{инт}}$ выполнена по состоянию скважин последнего ряда, находящихся на различном расстоянии от предварительно взорванного контурного ряда. Например, в легковзрываемых породах скважины последнего ряда, пробуренные на расстоянии 1 м от взорванных контурных скважин диаметром $d_{\text{скв}}=215$ мм и массе заряда 100 кг, оказались осыпавшимися в нижней части (рис. 3.6).

При расстоянии до контурных скважин 2 м скважины основной системы были устойчивы по всей длине. Т.е. радиус зоны интенсивного дробления для указанных значений диаметра скважин и массы заряда $1,0 < R_{\text{инт}} < 2,0$. Последующее контурное взрывание при расстоянии между

скважинами 3,0м обеспечивало снижение уровня обводненности не менее, чем в 2,5 – 3 раза, а в ряде случаев практически полное осушение блока.

Обобщение подобного рода данных в породах различной крепости позволило принять значение $\xi_{\text{инт}}=25$ в качестве безразмерной численной характеристики зоны интенсивного дробления.

На рис. 3.7 показана зависимость относительного диаметра зоны интенсивного дробления от относительной высоты заряда ВВ при различной крепости породы, построенная по формуле (3.2). В табл. 3.4 представлены расчеты массы заряда при различных расстояниях между контурными скважинами.

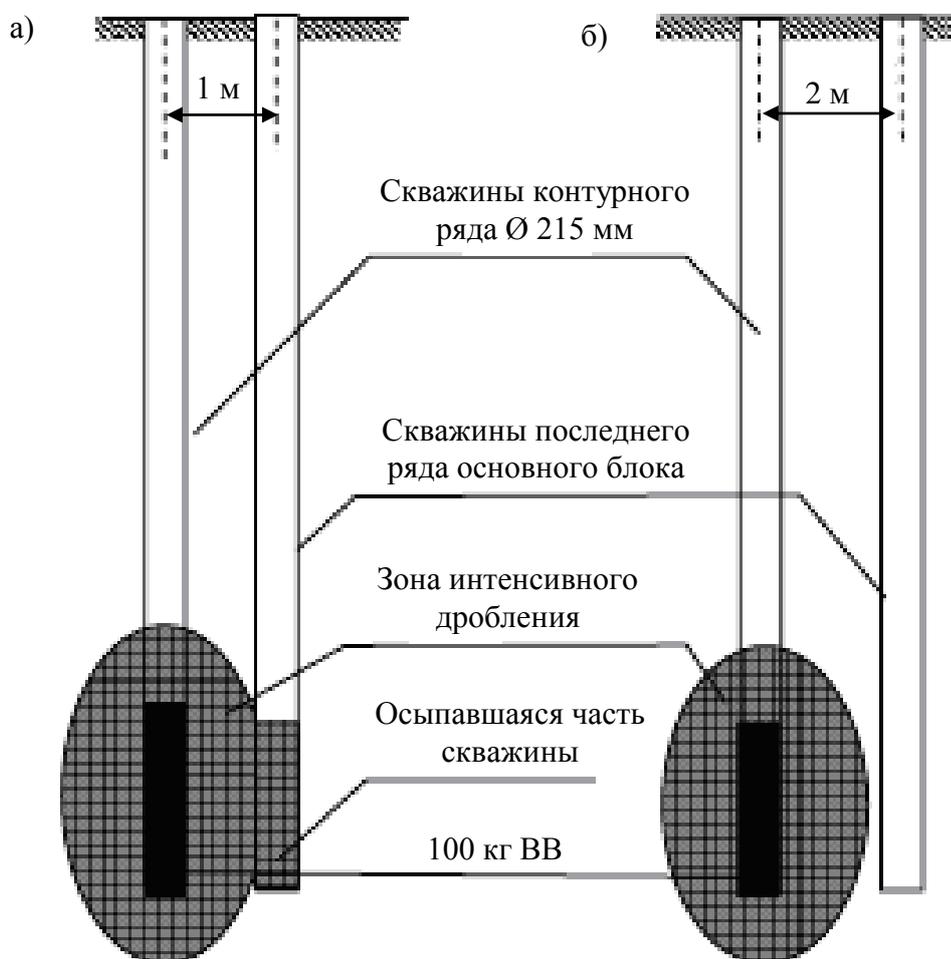


Рис. 3.6. Схема экспериментальных взрывов для определения коэффициента $\xi_{\text{инт}}$

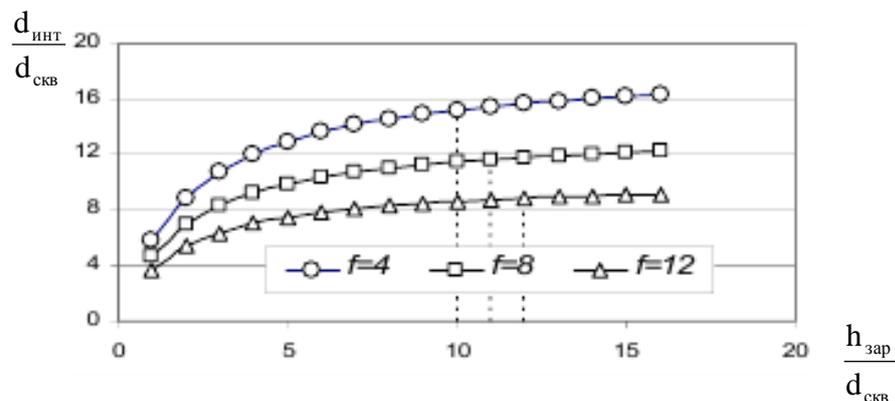


Рис. 3.7. Зависимость относительного радиуса зоны интенсивного дробления $\bar{R}_{инт}$ от относительной высоты скважинного заряда $\bar{h}_{зар}$ при различной крепости породы

Таблица 3.4

Рекомендуемая масса заряда ВВ в контурных скважинах ($d_{скв}=215$ мм)

Крепость пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Расстояние между контурными скважинами, м			
	2	2,5	3	3,5
4	17	29	50	115
6	23	44	110	—
8	35	85	—	—
10	60	—	—	—
12	155	—	—	—

Из графиков видно, что увеличение высоты колонки заряда ВВ более 10÷12 диаметров скважин не приводит к существенному увеличению размеров зоны интенсивного дробления. Это отражено также в табл. 3.4 – отсутствие данных в некоторых клетках таблицы означает, что зона интенсивного дробления при любой массе заряда не выходит за пределы половины расстояния между скважинами. На этом основании установлено, что расстояние между скважинами контурного ряда, обеспечивающее создание зоны повышенной фильтрации на уровне зарядов ВВ, асимптотически увеличивается по мере увеличения высоты колонки донного заряда, поэтому ее не целесообразно принимать более $(10\div 12)d_{скв}$.

Другими словами, если расстояние между контурными скважинами составляет более $(10\div 12)d_{\text{скв}}$, то существенного снижения обводненности блока невозможно добиться ни при какой массе заряда ВВ.

Предварительное контурное взрывание обводненных блоков с размещением в контурных скважинах заряда ВВ позволяет снизить уровень обводненности массива, что влечет за собой увеличение производительности буровых установок по длине пробуренных скважин, увеличение стойкости буровых коронок и снижение расхода относительно дорогих водоустойчивых типов ВВ.

При оконтуривании сдвоенного уступа и его погашения на борту карьера необходимо выполнить ряд технических требований:

- достигнуть проектного положения контуров расположения линий верхней и нижней бровок сдвоенного уступа, а величина амплитуды перебора или недобора породы от проектных линий этих контуров не должна превышать 1,0 м;

- минимизировать глубину нарушенности в законтурный массив;

- выполнить тщательную зачистку ковшом экскаватора поверхности откоса уступа от заколов и поверхностного слоя, склонного в будущем к скапливанию осыпей на берме безопасности при осыпании кусков породы с поверхности откоса уступа.

Осыпание нарушенного слоя провоцирует сотрясательное действие сейсмических волн на прибортовую толщу массива при массовых взрывах в карьере, а также действие природных сил.

Для повышения эффективности технологии предварительного щелеобразования на предельном контуре предлагается следующее. В предварительно созданном блоке по проектному контуру погашаемого уступа выполняют отрезную щель на глубину сдвоенного уступа с последующей отработкой приконтурных блоков сначала на верхнем уступе, а затем – на нижнем. Для этого по линии будущего погашаемого сдвоенного уступа бурят контурный ряд наклонных технологических скважин (60° к

горизонтали) через 2,5...3,0 м длиной 32...34 м. Конструкцию заряда ВВ в этих скважинах выполняют согласно рис. 3.4. Забойка – укороченная длиной 2...3 м. Суммарный вес навесок ВВ в скважинном заряде доводят до 100 кг.

В приконтурном блоке верхнего уступа, состоящего, например, из 3...4 продольных рядов отбойных скважин и ряда контурных сближенных скважин, пробуренных на два уступа, при развитии короткозамедленного взрыва скважинных зарядов ВВ их взрывают в контурных сближенных скважинах секциями мгновенно по 3...4 скважины в каждой секции и с опережением во времени на 50 мс по отношению к взрыву секций зарядов ВВ в отбойных скважинах приконтурного блока уступа.

После отработки приконтурного блока на верхнем уступе и тщательной зачистки поверхности его откоса приконтурный блок нижнего уступа обуривают только рядами отбойных скважин с учетом того факта, что контурная отрезная щель на нижнем уступе уже будет создана ранее проведенным взрывом блока на верхнем уступе. Окончательное оформление откоса сдвоенного уступа осуществляют после отработки блока на нижнем уступе.

Для сохранения достигнутого качества оконтуривания откоса сдвоенного уступа, но с уменьшенным объемом буровых работ, а также упрощения конструкции заряда ВВ в контурной скважине для уменьшения трудоемкости ее заряжания предлагаются следующие два варианта.

В ряду контурных скважин не все сближенные скважины бурят на глубину до 34 м, а только с чередованием: одна глубокая 34 м и две укороченные скважины длиной, равной $\frac{1}{3}$ высоты технологического уступа (первый вариант).

Второй вариант отличается от первого тем, что в этом же ряду одну из укороченных скважин бурят с недобуром 1,5...2,0 м до подошвы верхнего погашаемого уступа. При этом в обоих вариантах в нижней части контурных скважин применяют колонковые заряды ВВ, сформированные

механизировано на все сечение скважины с соответствующими массовыми расходами.

Также предлагается более совершенная схема обурирования контурного ряда скважин с новым чередованием скважин переменной длины, кратных длинам наращиваемых штанг в буровом стае при бурении скважины, т.е. с последовательно чередуемыми длинами укороченных скважин кратных 7, 14 и 21. Кроме того, при обурировании скважинами приконтурного блока на нижнем уступе в контурном ряду вертикальных отбойных скважин предлагается бурить дополнительно между ними одну наклонную отбойную скважину с обратным углом наклона под углом к горизонтали 75° и с недобуром 1,0 м до нижней бровки будущего сдвоенного уступа. Массу зарядов ВВ в этих дополнительных отбойных скважинах принимают на 25-30% меньше массы зарядов ВВ в вертикальных отбойных скважинах приконтурного блока нижнего уступа.

На основании вышеизложенного предложена методика расчета параметров скважинных зарядов при контурном взрывании.

Эффективными считаются параметры контурного взрывания, обеспечивающие создание экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приконтурной зоне охраняемого массива. Диаметр оконтуривающих скважин определяется исходя из допустимой ширины зоны нарушений и максимального полезного использования объема скважин по формуле [71]

$$d_c = 6,7 \frac{[\varepsilon](R+1)^n P_H^2}{(n-1)P_{HO}^2}, \quad (3.3)$$

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; $P_{но}$ – 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_n – акустический показатель трещиной 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:

$$qW=4AB^{-2} \eta^{-1} \eta_{gp}^{-1} (n-1)^{-2} [\varepsilon]^2 (R+1)^{2n} a + 0,5\pi B^{-1} \eta^{-1} \eta_{gp}^{-1} (n-1)^{-1} d_c^2 [\varepsilon] (R+1)^n, \quad (3.4)$$

где A и B – коэффициенты, учитывающие деформационные характеристики трещиноватого скального массива и их изменение по высоте уступа вследствие нарушенности массива предыдущими взрывами:

$$A = \frac{1}{K_0(n-1)} \left\{ 1 + \frac{h_2 - h_1}{L_3 \sin \alpha_y} \left[(h_2 - h_1) \frac{P_{но}}{P_{nh_1}} - 1 \right] \right\}; \quad (3.5)$$

$$B = \frac{1}{K_0(n-1)} \left(\frac{P_{но}}{P_n} \right); \quad (3.6)$$

где L_3 – длина заряда в оконтуривающих скважинах, м; α_y – угол наклона оконтуривающих скважин к горизонту, град. (принимается равным проектному углу откоса уступа); h_1 – мощность верхнего разрушенного слоя пород, м;

$$h_1 = l_{пер} + (6 \div 7) d_c; \quad (3.7)$$

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_{nh1} – 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 $P_{nh1}=0,2$; 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

$$K_0 \eta^{-1} \eta_{gp}^{-1} = (0,002-0,003)E. \quad (3.8)$$

Если рассчитанная ширина зоны нарушений превосходит допустимую на значение, превышающее точность эксперимента (20%), то следует принять меньший диаметр скважин.

Таким образом, в результате проведенных исследований представлено решение актуальной для горнодобывающих предприятий задачи – повышение сохранности законтурного массива при производстве взрывных работ на основе выбора оптимальных параметров предварительного щелеобразования и рекомендации рациональной конструкции скважинного заряда ВВ.

Основные выводы

1. Установлены зависимости изменения удельного расхода ВВ, выхода горной массы с 1 п.м. от глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр.
2. Исследовано влияние на участок комплекса КНК-270 внешней динамической нагрузки массовых взрывов и землетрясений при разработке глубокого карьера Мурунтау.
3. Рекомендуются методика расчета сейсмических нагрузок от колебаний в дальних зонах карьера Мурунтау, особенностью которых является

их низкочастотный спектр и преобладание волн поверхностного типа, характер колебаний в которых существенно отличается от колебаний в прямой волне.

4. Рекомендуется конструкция и методика расчета эффективных параметров скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании, позволяющая получить более крутые и устойчивые откосы уступов.

5. Рекомендован механизм снижения обводненности после предварительного контурного взрывания с донным зарядом, позволяющий снизить уровень обводненности массива, что влечет за собой увеличение производительности буровых установок по длине пробуренных скважин, увеличение стойкости буровых коронок и снижение расхода относительно дорогих водоустойчивых типов ВВ.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Выполненные теоретические исследования по разработке параметров технологии экранирования приконтурной зоны от массовых взрывов в глубоких карьерах позволили внести существенный вклад в решение актуальной научной задачи – обоснования технологии ведения БВР в приконтурной зоне, обеспечивающей устойчивость откосов уступов и бортов глубоких карьеров.

Основные научные и практические результаты, полученные при выполнении выпускной квалификационной научно-исследовательской работы, заключаются в следующем.

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

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

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

4. Установлены зависимости изменения удельного расхода ВВ, выхода горной массы с 1 п.м. от глубины карьеров Мурунтау и Кальмакыр.

5. Исследовано влияние на участок комплекса КНК-270 внешней динамической нагрузки массовых взрывов и землетрясений при разработке глубокого карьера Мурунтау.

6. Рекомендуется методика расчета сейсмических нагрузок от колебаний в дальних зонах карьера Мурунтау, особенностью которых является их низкочастотный спектр и преобладание волн поверхностного типа, характер колебаний в которых существенно отличается от колебаний в прямой волне.

7. Рекомендуется конструкция и методика расчета эффективных параметров скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании, позволяющая получить более крутые и устойчивые откосы уступов.

8. Рекомендован механизм снижения обводненности после предварительного контурного взрывания с донным зарядом, позволяющий снизить уровень обводненности массива, что влечет за собой увеличение производительности буровых установок по длине пробуренных скважин, увеличение стойкости буровых коронок и снижение расхода относительно дорогих водоустойчивых типов ВВ.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Васильев М.В., Зотеев В.Г., Морозов В.Н. Прогноз блочности пород рудных месторождений // ФТПРПИ, 2007. – №6. – С.26-31.
2. Выстропов И.Л. Прогнозирование механических свойств скальных пород железорудных месторождений // Горный журнал, 1996. – №5. – С. 45-48.
3. Ершов Н.П. Прогноз естественной трещиноватости породных массивов рудных месторождений // Материалы совещания по проблемам и теории прогноза инженерно-геологических условий месторождений полезных ископаемых. – ВИОГМ, 2005. – С. 87-89.
4. Зотеев В.Г., Ершов Н.П. Прогноз трещиноватости скальных пород при разработке рудных месторождений // Горный журнал, 1992. – №8. – С. 5-7.
5. Морозов В.Н. Инженерно-геологические исследования и прогнозная оценка трещиноватости пород рудных месторождений // Дисс. ... канд. техн. наук. – С.-Пб, 2006. – 163 с.
6. 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.
7. Исследование условий, определяющих длительную устойчивость уступов и разработка мероприятий по обеспечению сохранности транспортных карьеров // Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2008. – 131 с.
8. Исследование устойчивости бортов на глубоких горизонтах. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2010. – 86 с.
9. Исследование устойчивости бортов рудных карьеров // Ч.1. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2002. – 62 с.
10. Исследование устойчивости бортов рудных карьеров // Ч.2. Отчет ИГД. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2002. – 168 с.

11. Исследование устойчивости бортов карьеров // Ч.3. Отчет ИГД Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2003. – 197 с.
12. Исследование устойчивости бортов карьеров // Ч.4. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2004. – 136 с.
13. Исследование устойчивости бортов карьеров. Ч.5. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2004. – 55 с.
14. Исследование устойчивости бортов карьеров. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2005. – 133 с.
15. Исследование устойчивости бортов карьеров. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2003. – 88 с.
16. Рекомендации по углам погашения бортов и уступов на участках контура карьера // Ч.1. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2008. – 89 с.
17. Рекомендации по углам погашения бортов и уступов карьера при его реконструкции и мероприятия по обеспечению их устойчивости // Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2007. – 94 с.
18. Методические указания по обеспечению устойчивости откосов и сейсмической безопасности зданий и сооружений при ведении взрывных работ на карьерах. – С.-Пб., 2007, – 17 с.
19. 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 // С.-Пб.: 2000. – Вып. 2.
20. Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Деформирование массива скальных пород при действии интенсивных взрывных нагрузок. – ГТС, 2009. – №2. С. 32-35.
21. Инструкция по наблюдению за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. С.-Пб., 2005.
22. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1995. – 278 с.

23. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – М.: Недра, 1992. – 97 с.
24. Щелканов В. Л., Зотеев В.Г. Изменение параметров глубоких карьеров при вскрытии их подземными выработками // Горный журнал, 1992. – №9. – С. 26-28.
25. 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.
26. Ким Д.И., Бахарев А.Г., Сапожников В.Г. Характер деформирования массива горных пород при массовых взрывах на карьерах // Труды ВНИМИ. – С.-Пб., 2007. – Вып. 67. – С. 196-210.
27. Неганов В.П. Исследование разрушающего действия взрывов за контуром рыхления // Цветная металлургия, 1999. – №19. – С. 13-16.
28. Попов И.И. Результаты комплексных исследований устойчивости бортов карьера. Разработка рудных месторождений открытым способом // Межвузовский сборник. – Екатеринбург: УГГУ, 2009. – С. 3-9.
29. Попов С.И. Устойчивость бортов рудных карьеров при производстве массовых взрывов: Техника и технология открытых горных работ. – М., 1999. – С. 117-125.
30. Фисенко Г.Л., Ревазов М.Л., Галустьян Э.Л. Укрепление откосов в карьерах. – М.: Недра, 1994.
31. 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.
32. 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.

33. Неганов В.П. Классификация технологических схем заоткоски уступов и величины зон заколообразования. – Труды института / Иркутск. 2006. – Вып. 28. – С. 109-113.
34. Фадеев Л.Б. Исследование устойчивости бортов карьеров в скальных и полускальных породах // Автореф. ... докт. техн. наук. – М., 2004. – 40 с.
35. 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.
36. 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.
37. Исследование механизма разрушения при контурном взрывании / ИТО. – №91076/1, 2008. – Т. 84, №964. – С. 1059 - 1065.
38. Барон Л.И. Ключников А.В. Контурное взрывание при проходке выработок. – С.-Пб., 1997. – 204 с.
39. Барон Л.И. Турчанинов И.А., Ключников А.В. Нарушения пород при контурном взрывании. – С.-Пб., 1993. – 339 с.
40. Силаев А.А., Кузнецов В.А. Контурное взрывание при строительстве сооружений // Горный журнал, 2000. – №3. – С. 37-40.
41. 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.
42. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. – М., 2006. – 271 с.
43. Цейтлин Я.И. К расчету мощности охранного целика при взрывах. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1997. – №78/35.
44. 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.

45. Боровиков В.А. Расчет параметров контурного взрывания удлиненными зарядами с воздушными промежутками. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1999. – №70/27.

46. Боровиков В.А. Некоторые теоретические аспекты предварительного щелеобразования. – Физические процессы горного производства. – Межвузовский сб. – С.Пб., 2005. – Вып. 2. – С. 69-73.

47. К расчету параметров волн напряжений при взрыве / Боровиков В.А., Мисник Ю.М., Моисеев С.И. и др. – Горно-строительные и взрываемые работы. – Сб. трудов, 2003. – Вып. 1. – С. 32-42.

48. 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.

49. 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.

50. Фадеев Л.В., Калашников В.Н. Устойчивость бортов магнетитовых карьеров // Горный журнал, 1999. – №12.

51. 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.

52. Неганов В.П., Скрипка В.А. Рациональные параметры контурного вырывания при заоткоске уступа // Цветная металлургия, 1991. – №23. – С. 10-12.

53. Машуков В.И. Действие взрыва на окружающую среду и способы управления им. – М.: Недра, 1996. – 248 с.

54. Сисин А.Г. Об образовании откосов бортов карьера при погашении уступов. – Бюллетень. Цветная металлургия (горное дело), 1993. – №21(242).

55. Беленко Ф.А. Вопросы разрушения горных пород действием взрыва. – М., 2008.
56. Баранов Е.Г., Мосинец В.Н. Метод взрывания с предварительным оконтуриванием разрушаемого массива // Горный журнал, 1994. – №7.
57. Друкованый М.Ф. Ефремов Э.И. Область применения метода взрывания высоких уступов и механизм разрушения пород // Горный журнал, 1990. – №11. – С. 39-41.
58. Сеинов И.П., Жариков И.Ф., Валлиев Б.С. Об эффективности применения активной забойки. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1992. – №71/28.
59. Симанов В.Г., Безматерных В.А. О зависимости давления продуктов детонации в скважине от естественной трещиноватости массива // Известия вузов. Горный журнал, 2003. – №3. – С. 63-65.
60. Любимов Н.П., Морозов В.И. Физико-механические свойства рудовмещающих горных пород. – М.: Недра, 1993. – 120 с.
61. Тимошенко С.П., Гудьер Дж. Теория упругости. – М.: Наука, 1999. – 560 с.
62. Миронов П.С. Взрывы и сейсмобезопасность сооружений. – М.: Недра, 1995. – 168 с.
63. Кузнецов Г.В. Взрывные работы. – М.: Недра, 1994. – 368 с.
64. Шифрин Е.И. Исследование способа разработки скальной вскрыши на месторождениях облицовочных камней с применением буровзрывных работ // Дисс. ... канд. техн. наук. – Ташкент, 2005.
65. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. – Новосибирск: 2007. – 262 с.
66. Станюкович К.П. Неустановившиеся движения сплошной среды. – М.: Наука, 1991. – С. 372-377.
67. Рулпениейт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. – М.: Недра, 1995. – 223 с.

68. Рулпениейт К.В., Газасова И.В. Способы учета влияния различных классов трещин на деформируемость массивов горных пород // Материалы конференции по механике горных пород. – Апатиты, 2000. – С. 113-129.

69. Можяев Л.В. Исследование устойчивости откосов уступов в скальных и полускальных породах на железорудных карьерах // Автореф. ... канд. техн. наук. – Екатеринбург, 2001. – 26 с.

70. Можяев Л.В., Комаров В.В., Деев Е.А. Оценка нарушенности скального массива уступов по трещинной пустотности // Горный журнал, 2007. – №4. С. 44-46.

71. Справочник маркшейдера. Ч. 2. – М., 2005. – 754 с.

72. Типовой проект буровзрывных работ на карьерах Центрального рудоуправления НГМК. – Зарафшан, 2000. – 20 с.

73. Холикулов Х.Ш. Контурное взрывание: повышение устойчивости высоких бортов и снижение обводненности последующего бурения // Горный вестник Узбекистана. – №1, 2009. – С.117-120.

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

75. Демич Л.М., Рубцов С.К., Шеметов П.А. Интенсификация взрывного дробления руды и пород в карьере Мурунтау // Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом. – Сб. науч.-техн. ст. – Ташкент, ФАН, 1997. – С. 70-75.