

**РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ  
НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

---

---

*УДК 622.235 (043.3)*  
**НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ  
ГОРНЫЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**Кафедра «Горное дело»**

**Направление бакалавриата - 5540200 «Горное дело»**

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

**к научно-исследовательской выпускной квалификационной работе  
на тему:**

**«РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ  
РАБОТ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ В ГОРНО-  
ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ КАРЬЕРА МУРУНТАУ »**

|                       |                             |
|-----------------------|-----------------------------|
| <b>Выпускник:</b>     | <b>Мухамадиев М.С.</b>      |
| <b>Руководитель:</b>  | <b>доц. Назаров З.С.</b>    |
| <b>Зав. кафедрой:</b> | <b>к.т.н. Тухташев А.Б.</b> |

**НАВОИЙ – 2014 г.**

# НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

Факультет: «Горный» Кафедра: «Горное дело»  
Направление бакалавриата – 5540200 «Горное дело»

«УТВЕРЖДАЮ»

Зав. кафедрой \_\_\_\_\_  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2014 г.

## **ЗАДАНИЕ**

к научно-исследовательской выпускной квалификационной работе студенту  
Мухамадиеву Мурадулле Салохидиновичу

на тему:

« РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ В ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ КАРЬЕРА МУРУНТАУ »

1. Утверждена приказом по институту от « \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2014 г. № \_\_\_\_\_
2. Срок сдачи студентом законченной работы « \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2014 г.
3. Содержание пояснительной записки (перечень подлежащих разработке вопросов)
  1. Анализ выполненных исследований применению и совершенствованию БВР в приконтурной зоне карьера
  2. Определение критерия для выбора участков бортов карьера, где целесообразно применение приконтурного взрывания
  3. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия ограничения зоны нарушений
  4. Разработка методики расчета эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов на открытых горных работах.
  5. Заключение.
  6. Оформление выпускной квалификационной работы.
4. Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей).
  1. Рекомендуемая масса донного заряда ВВ в контурных скважинах ( $d_{\text{СКВ}}=215$  мм).
  2. Механизм снижения обводненности после предварительного контурного взрывания с донным зарядом.
  3. Схема к расчёту коэффициента эффективности применения контурного взрывания.
  4. Конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании.
  5. Схема ведения взрывных работ в приконтурной зоне карьера Мурунтау.
  6. Предлагаемые эффективные параметры контурного взрывания.

## КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН

| №  | Наименование этапов работы  | Срок выполнения работы | Примечание |
|----|---|------------------------|------------|
| 1. | Анализ выполненных исследований применению и совершенствованию БВР в приконтурной зоне карьера                        |                        |            |
| 2. | Определение критерия для выбора участков бортов карьера, где целесообразно применение приконтурного взрывания         |                        |            |
| 3. | Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия ограничения зоны нарушений      |                        |            |
| 4. | Разработка методики расчета эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов на открытых горных работах |                        |            |
| 5. | Заключение  |                        |            |
| 6. | Оформление выпускной квалификационной работы.   |                        |            |

**Дата выдачи задания:**

**Выпускник:**

**Мухамадиев М.С.**

**Руководитель:**

**доц. Назаров З.С.**

## РЕФЕРАТ

к научно-исследовательской работе на тему: «Разработка эффективных параметров буровзрывных работ при применении контурного взрывания в горно-геологических условиях карьера Мурунтау»

*Ключевые слова:* буровзрывные работы, приконтурная зона карьера, откос уступа, оценка эффективности экрана, защитная способность, контурное взрывание, скважинный заряд, развитие трещин, межскважинный целик, технология предварительного щелеобразования, предельный контур уступа, методика расчёта параметров.

Научно-исследовательская работа состоит из введения, четырех глав и заключения, изложенных на 65 страницах, включая 17 рисунков, 6 таблиц и 32 наименований использованной литературы.

Заоткоска скальных уступов с применением обычных способов взрывания вызывает значительные нарушения законтурного массива, что приводит к выполаживанию откосов по сравнению с проектом и требует дополнительных затрат на искусственное укрепление откосов уступов или разноску бортов с целью восстановления транспортных берм на предельном контуре карьера. Практика показала, что наиболее технологичным и эффективным способом заоткоски скальных уступов и обеспечения сохранности массива является предварительное создание по проектному контуру экранирующей щели.

*Целью работы* является сокращение объёмов вскрышных работ за счёт получения на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов уступов путём совершенствования параметров контурного взрывания.

Объектом исследования послужили эффективные параметры буровзрывных работ на открытых горных работах, предметом исследования – конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании в сложноструктурных месторождениях.

Научно-исследовательская работа выполнена с применением комплексного метода исследований, включающего теоретические, исследования по определению эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из с применением математических и аналитических методов, а также метод математического программирования и статистику корреляционного анализа контурного взрывания в натуральных условиях с использованием современных компьютерных технологий.

*Практическая ценность* выполненной работы заключается в следующем:

1. Разработана конструкция скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании, позволяющая сократить объём вскрышных работ за счёт получения на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов уступов.

2. 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.

3. Рекомендована схема обуривания контурного ряда скважин с новым чередованием скважин переменной длины, кратных длинам наращиваемых штанг в буровом стае при бурении скважины.

4. Разработана методика расчета эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании, позволяющая получить более крутые и устойчивые откосы уступов.

5. Исследованиями установлено, что на карьере рекомендуется применять I, II и IV варианты параметров контурного взрывания соответственно на участках, сложенных породами IV, III и II категории по трещиноватости, которые обеспечивают защиту массива от вредного воздействия массового взрыва в глубине горного массива. Показано, что в породах II категории по трещиноватости состояние получаемых откосов оценивается как предельно устойчивые, на которых целесообразен переход на применение оконтуривающих скважин малого диаметра (160-180 мм).

*Реализация результатов.* Разработанные конструкции скважинных зарядов ВВ и эффективные параметры контурного взрывания рекомендуются к применению на карьерах Навоийского ГМК и позволяют получить устойчивые откосы уступов с углами откоса  $60^{\circ}$ .

## О Г Л А В Л Е Н И Е

|   |    |
|---|----|
| ВВЕДЕНИЕ .....  | 7  |
| 1. АНАЛИЗ ВЫПОЛНЕННЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРИМЕНЕНИЮ И<br>СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ БВР В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА  |    |
| 1.1. Анализ исследований по применению и совершенствованию БВР при<br>заоткоске уступов .....   | 8  |
| 1.2. Анализ современного состояния ведения буровзрывных работ в<br>приконтурной зоне карьера Мурунтау .....   | 19 |
| Основные выводы .....   | 27 |
| 2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КРИТЕРИЯ ДЛЯ ВЫБОРА УЧАСТКОВ БОРТОВ<br>КАРЬЕРА, ГДЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНО ПРИМЕНЕНИЕ ПРИКОНТУРНОГО<br>ВЗРЫВАНИЯ.....   | 29 |
| 2.1. Аналитический расчет по определению критерия для выбора участков<br>бортов карьера с учетом линии скольжения в однородном откосе уступа.....   | 29 |
| 2.2. Определение эффективных параметров контурного взрывания<br>скважинных зарядов из условия развития трещин в межскважинном целике  | 37 |
| Основные выводы .....   | 42 |
| 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНТУРНОГО<br>ВЗРЫВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ИЗ УСЛОВИЯ ОГРАНИЧЕНИЯ<br>ЗОНЫ НАРУШЕНИЙ.....  | 43 |
| 3.1. Разработка и определение эффективных параметров БВР при контурном<br>взрывании бортов карьеров Мурунтау и Мютенбай .....   | 43 |
| 3.2. Разработка эффективных параметров контурного взрывания для<br>повышения эффективности технологии предварительного щелеобразования<br>на предельном контуре в условиях рудника Мурунтау ..... | 44 |
| Основные выводы .....   | 52 |
| 4. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ<br>КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ НА ОТКРЫТЫХ<br>ГОРНЫХ РАБОТАХ.....   | 54 |
| 4.1. Разработка методики расчета эффективных параметров скважинных<br>зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании .....  | 54 |
| 4.2. Методика испытания разработанных эффективных параметров и<br>конструкции скважинных зарядов при контурном взрывании .....  | 56 |
| Основные выводы .....   |    |
| ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....  | 60 |
| СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ .....  | 63 |

## **ВВЕДЕНИЕ**

Заоткоска скальных уступов с применением обычных способов взрывания вызывает значительные нарушения законтурного массива, что приводит к выполаживанию откосов по сравнению с проектом и требует дополнительных затрат на искусственное укрепление откосов уступов или разноску бортов с целью восстановления транспортных берм на предельном контуре карьера. Практика показала, что наиболее технологичным и эффективным способом заоткоски скальных уступов и обеспечения сохранности массива является предварительное создание по проектному контуру экранирующей щели.

В настоящее время достигнут значительный прогресс в области применения контурного взрывания на открытых работах. Однако не решен ряд ключевых вопросов, связанных с выбором рациональных параметров контурного взрывания, прогнозной оценкой и выбором методов повышения эффективности специальной технологии заоткоски уступов. Одним из наиболее существенных недостатков является то, что требования устойчивости не учитываются при выборе параметров буровзрывных работ (БВР). Влияние специальных методов ведения БВР на устойчивость откосов уступов лишь констатируется после выполнения работ. Это определяет актуальность исследований, направленных на разработку методов управления процессом разрушения пород при контурном взрывании и их эффективных параметров, позволяющих получить устойчивые крутые откосы уступов.

Целью работы является сокращение объёмов вскрышных работ за счёт получения на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов уступов путём совершенствования параметров контурного взрывания.

# **1. АНАЛИЗ ВЫПОЛНЕННЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРИМЕНЕНИЮ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ БВР В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА**

## **1.1. Анализ исследований по применению и совершенствованию БВР 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.

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.

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 ( $f = 15\text{--}20$ ), 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 полотнообразных 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  $d_c/d_3 = 1,1\text{--}2,5$  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 <sup>3</sup> | 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.

Таблица 1.3

Значение коэффициента  $C$  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    |

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.

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  $35^{\circ}$ .

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 сейсмоэффекта 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 взрывааемых зарядов. Максимальное снижение сейсмического эффекта за счет применения короткозамедленного взрывания достигается при интервалах замедления равных полупериоду волны напряжений. Для практических целей рекомендуется использовать интервал замедления  $\tau = 25\text{--}35$  мс. Аналогичные результаты по исследованию сейсмического эффекта взрывов приведены в работах [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;  $\sigma_p$  – 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. Протодьяконова;

$d_c$  – диаметр скважин, м;  $\Delta$  – плотность заряжения, кг/м<sup>3</sup>;  $f$  – коэффициент работоспособности ВВ,  $f=1,43-1,72$ .

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 взрываемых 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 выколаживанию 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, обработку 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**

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

В приконтурной зоне первоначально взрываются наклонные скважины экранирующей щели как отдельно от вертикальных, так и вместе с вертикальными скважинами. Интервал замедления между взрывами наклонных скважин экранирующей щели и вертикальных при их одновременном взрывании должен быть не менее 75-100 мс. Сумарный вес на одно замедление при взрыве вертикальных скважин не должен превышать 2500 кг. Наклонные скважины экранирующей щели 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

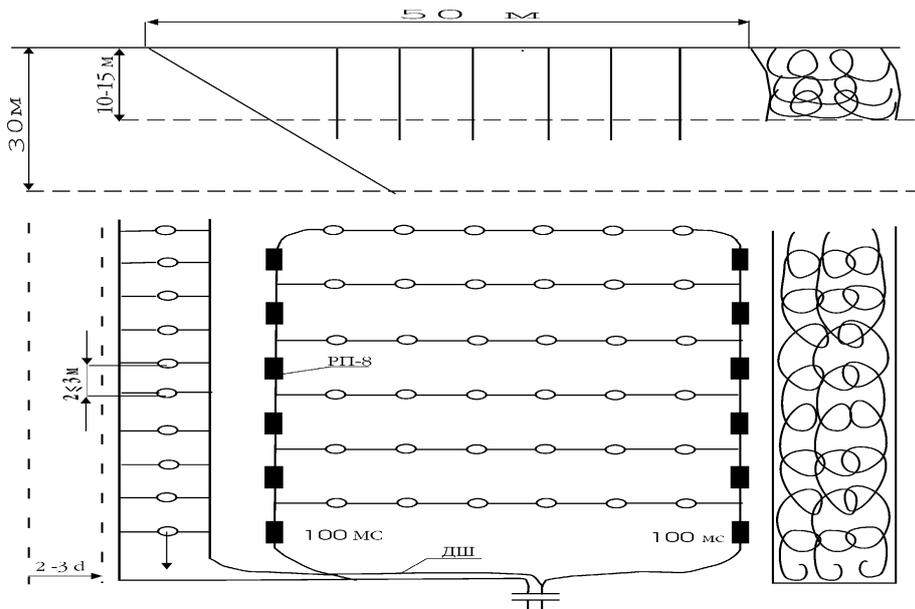
диаметром не менее критического диаметра (табл. 1.4) применяемого заряда с расходом 2-3 кг/п.м. (рис. 1.1, 1.2). В проекте на массовый взрыв в приконтурной зоне должны указываться границы уступа капитального борта карьера.

Таблица 1.4

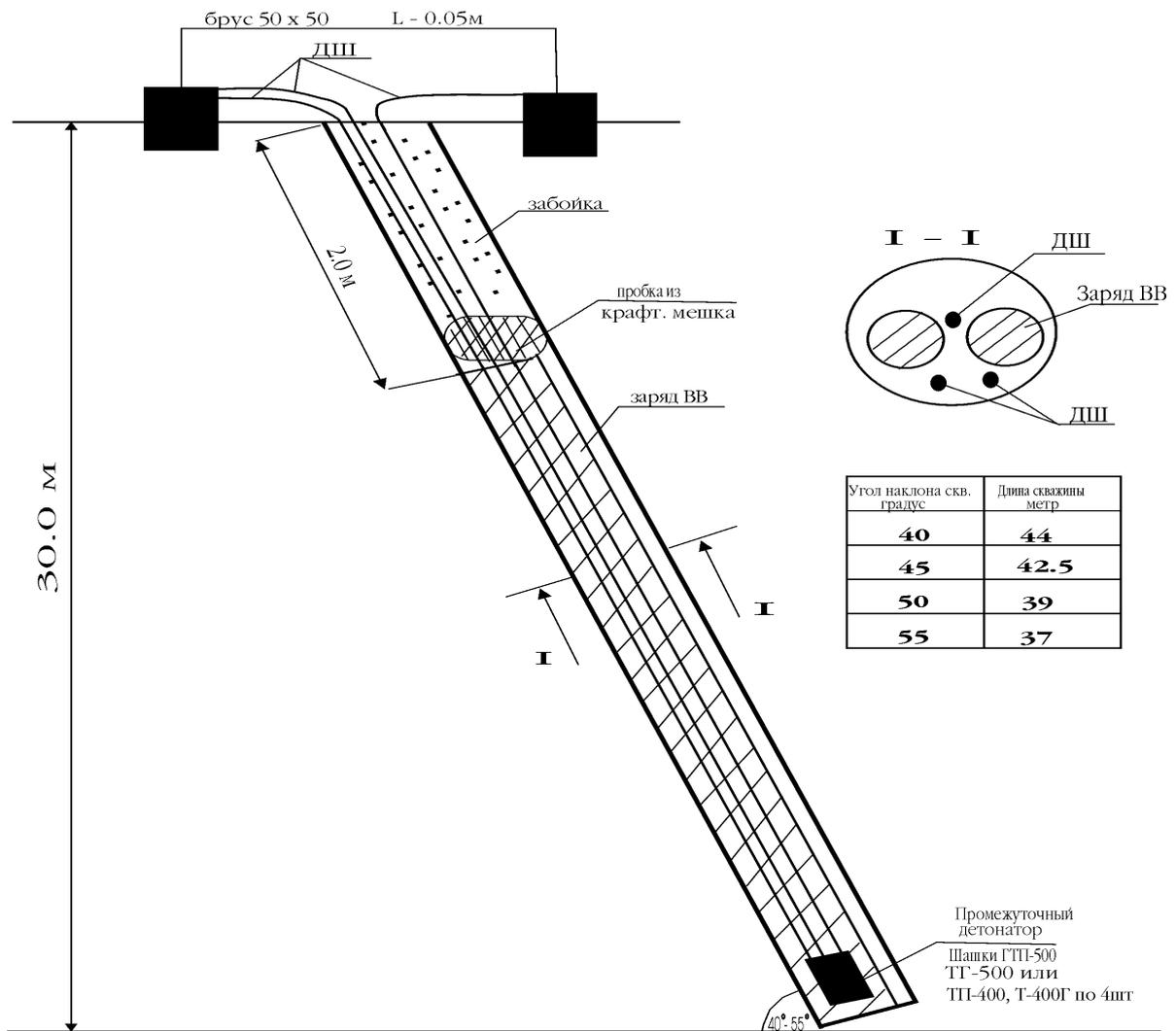
Переводные коэффициенты и критический диаметр ВВ

| 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) |

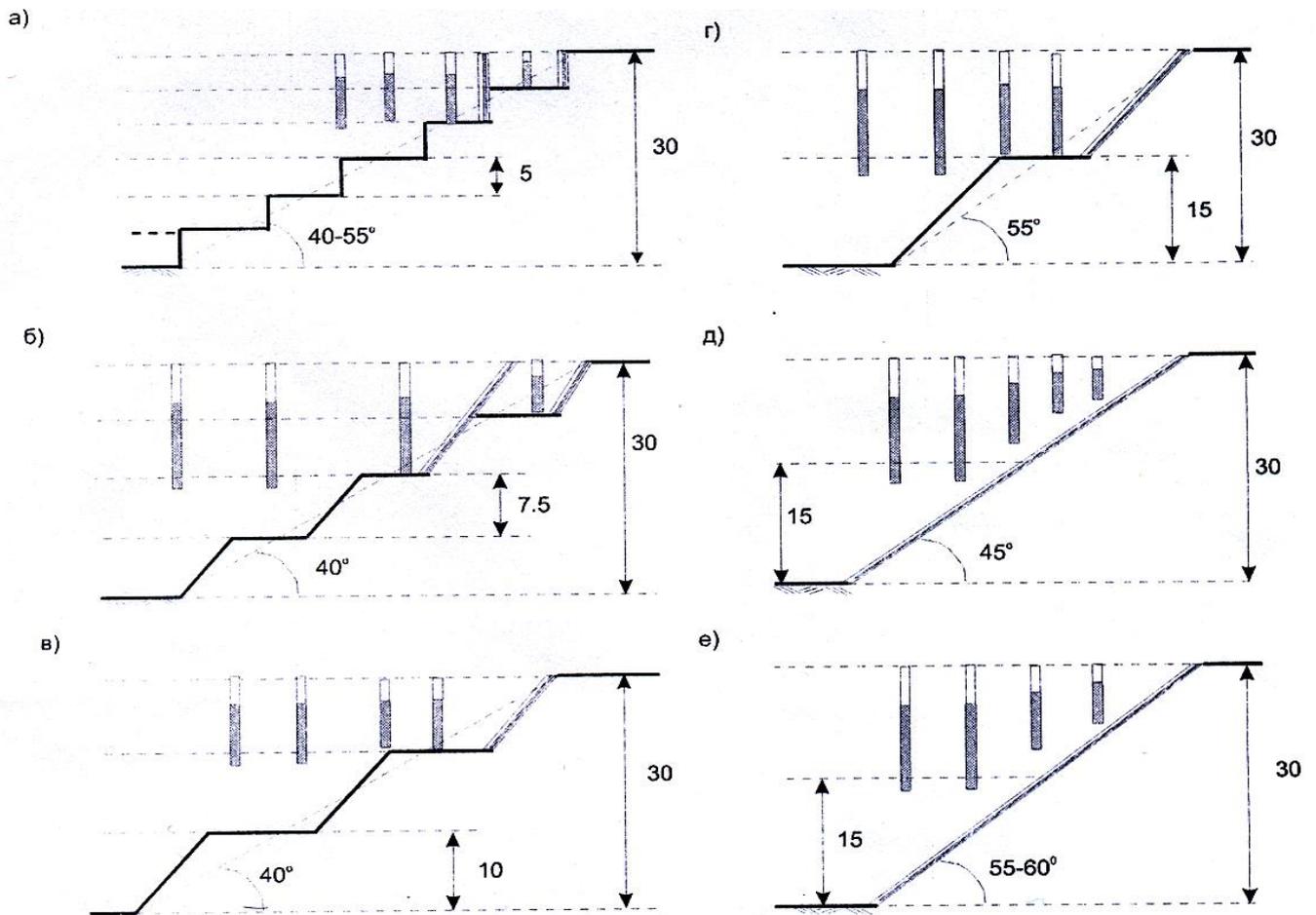
На карьере рудника Мурунтау при контурном взрывании используют метод предварительного щелеобразования и взрывание оконтуривающих скважин. Применение специальных методов ведения буровзрывных работ при постановке уступов в предельное положение производится при отработке последних 60-ти м до проектного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



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



**Рис. 1.2. Конструкция заряда наклонной скважины отрезной щели**



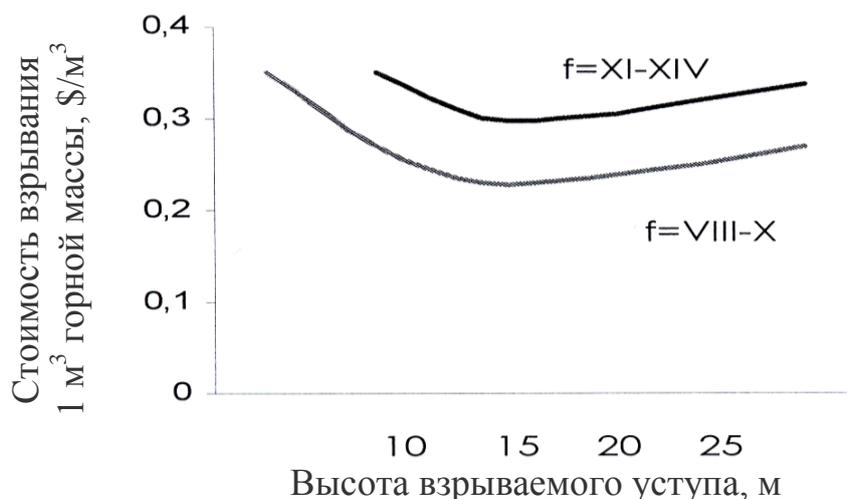
а, б, в, г – с отстройкой предохранительных берм между подступами;  
 д, е – без предохранительной бермы

**Рис. 1.3. Схемы заоткоски уступов на карьере Мурунтау**

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.



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

Исходя из этого для применения на карьере был выбран метод контурного взрывания с предварительным щелеобразованием представленный на рис. 1.3, д, е.

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  $40-65^{\circ}$ , 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  $0^{\circ}$  до  $60^{\circ}$  к вертикали, а также возможность бурения скважин заоткоски с проектной бермы уступа.

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). 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.

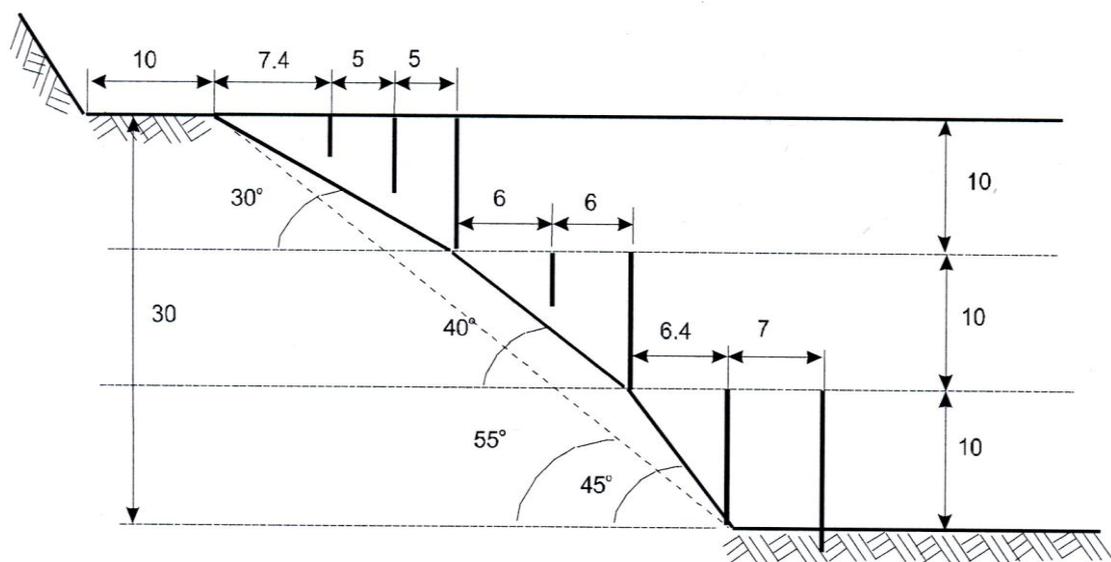
На карьере Мурунтау рекомендована технология заоткоски 30-ти метрового уступа с отстройкой выпуклого профиля откоса уступа (рис. 1.6). Многочисленные визуальные наблюдения показали, что наибольшее разрушение массива происходит при оформлении верхней части уступа и предохранительной бермы.



**Рис. 1.5. Заоткоска уступа с использованием оконтуривающих сближенных скважин**

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 ( $30^0$ ) способствует приданию ровной поверхности и «обтеканию» волнами сжатия при взрывании. Заоткоску среднего подступа осуществляют под углом  $40^0$ . Экранирование откоса уступа производится также, как и на верхнем подступе.



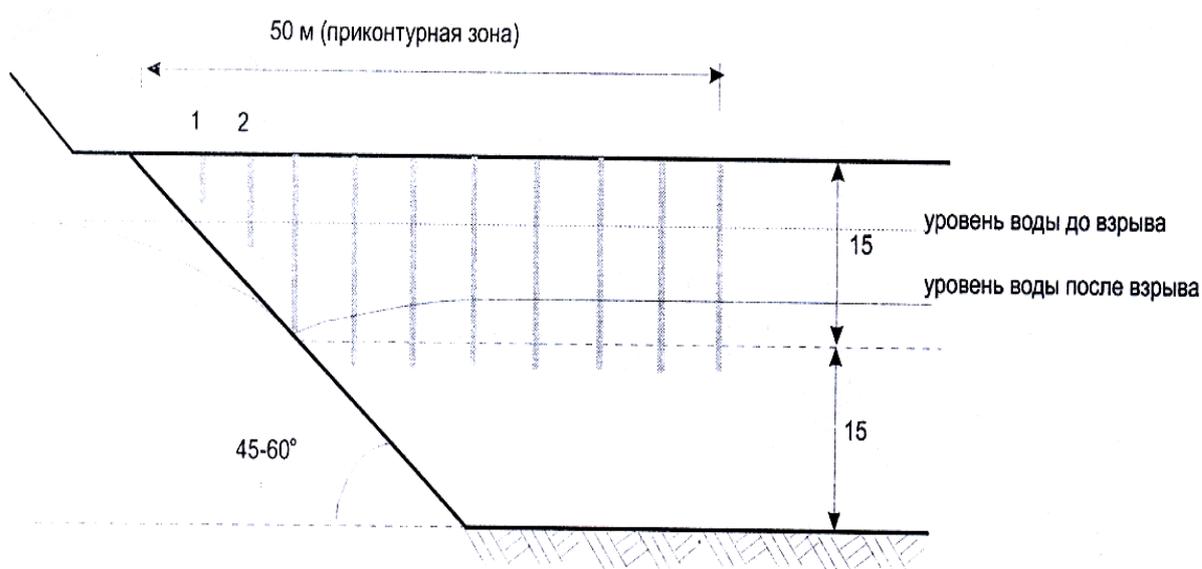
**Рис. 1.6. Заоткоска 30-ти метрового уступа с выпуклым профилем**

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).

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.



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

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

1. 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 необводненных пород.

2. 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.

3. 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.

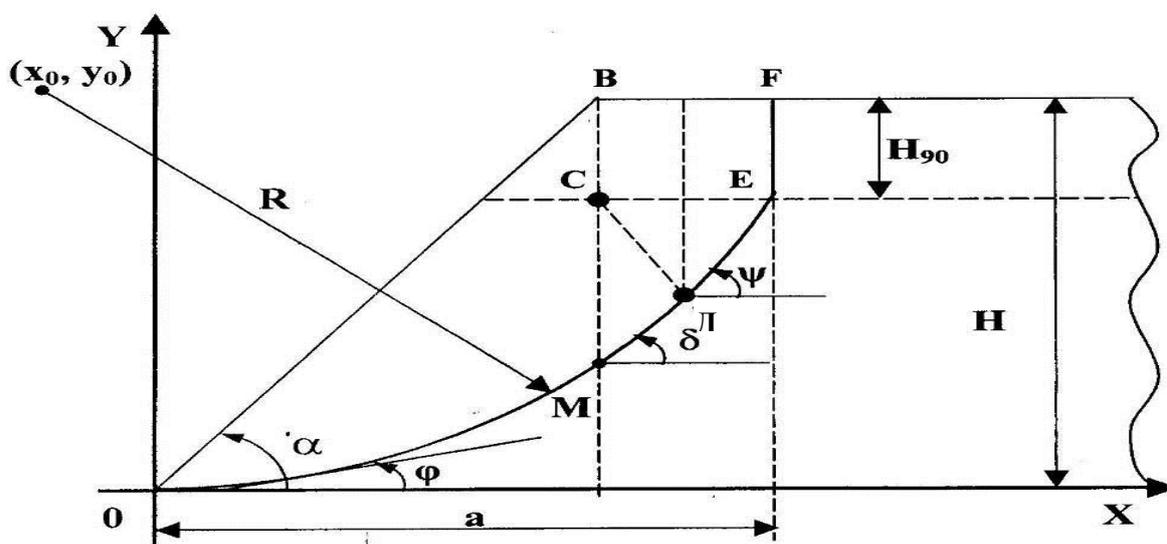
4.Имеющийся опыт предварительного контурного взрывания с целью снижения обводненности буровзрывных блоков весьма индивидуален. Выбор расстояния между контурными скважинами и конструкции заряда в них в настоящее время имеет научное обоснование только в части заоткоски уступов, и отсутствует в отношении 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. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КРИТЕРИЯ ДЛЯ ВЫБОРА УЧАСТКОВ БОРТОВ КАРЬЕРА, ГДЕ ЦЕЛЕСООБРАЗНО ПРИМЕНЕНИЕ ПРИКОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ

### 2.1. Аналитический расчет по определению критерия для выбора участков бортов карьера с учетом линии скольжения в однородном откосе уступа

Аналитический расчет по определению линии скольжения в однородном откосе уступа выполнен по методом математического моделирования, схема которого приведена на рис. 2.1.



**Рис. 2.1. Схема по определению линии скольжения в однородном уступе**

Расчёты параметров линии скольжения в однородном уступе на ЭВМ возможны в том случае, когда определено положение характерных точек линии в виде аналитических формул:

$(x_0, y_0)$  – координаты центра криволинейной части линии скольжения;  
 $(x_D, y_D)$  – координаты точки Д;  $(x_E, y_E)$  – координаты точки Е.

Неизвестен также радиус (R) криволинейной части линии скольжения.

Известными параметрами являются:

$\alpha$  - угол откоса;  $\rho^T$  - угол внутреннего трения массива;  $k_c$  – сцепление в массиве;  $\rho$  – удельный вес в массиве;  $g$  – ускорение силы тяжести;  $H$  – высота

$$\text{откоса.} \quad \varphi = \alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \quad \psi = 45^\circ + \frac{\rho^T}{2}$$

Произвольная точка М на линии скольжения ODEF определяется выражениями:

$$\text{Зона I, II:} \quad y = y_0 - \sqrt{R^2 - (x - x_0)^2}; \quad (2.1)$$

$$\text{Зона III:} \quad y = K_2(x - a) - H_{90} + H; \quad (2.2)$$

где:

$$K_2 = \text{tg } \varphi \quad H_{90} = \frac{2C}{\rho g} \text{ctg} \left( 45^\circ - \frac{\rho^T}{2} \right) = \frac{2C}{\rho g} \text{tg } \varphi \quad - \text{высота вертикального участка.}$$

Край зоны III:  $x \equiv a$ ;      Здесь и ранее  $a = X_E$ ;

Угол  $\delta$ , образуемый касательной к линии скольжения по отношению к горизонтали, для точек О и Д определен в следующем виде:

$$\varphi = \alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \quad \psi = 45^\circ + \frac{\rho^T}{2}$$

В силу геометрического свойства производной в точках О и Д имеем:

$$\left. \begin{aligned} \frac{dx}{dy} \Big|_{x=0} &= K_1 \quad (K_1 = \text{tg } \varphi) \\ \frac{dx}{dy} \Big|_{x=D} &= K_2; \\ y_c - y_D &= K_2(x_D - x_c) \end{aligned} \right\} \quad (2.3)$$

Формула (2.3) определяет зависимость между  $x_D$  и  $y_D$  через известные параметры:

$$x_c = H \text{tg } \alpha; \quad y_c = y_E = H - H_{90};$$

Подставив данные значения, а также выражение (2.1) в уравнение (2.3) получим:

$$\begin{aligned} \frac{dy}{dx} &= -\frac{-2(x - x_0)}{2\sqrt{R^2 - (x - x_0)^2}} = \frac{x - x_0}{\sqrt{R^2 - (x - x_0)^2}} = \frac{x - x_0}{y - y_0} \\ -\frac{x_0}{y_0} &= K_1; \quad \frac{x_D - x_0}{y_0 - y_D} = K_2; \quad x_D - x_0 = K_2(y_0 - y_D); \end{aligned} \quad (2.4)$$

Поскольку  $x_0^2 + y_0^2 = R^2$ , то получим, согласно первой из зависимостей (2.4):

$$K_1^2 y_0^2 + y_0^2 = R^2.$$

Тогда

$$y_0 = \frac{R}{\sqrt{1+K_1^2}}; \quad x_0 = -K_1 y_0 = -\frac{K_1 R}{\sqrt{1+K_1^2}} \quad (2.5)$$

Подставим (2.5) в уравнение (2.1), записанное для точки Д:

$$x_D^2 + y_D^2 + \frac{2R}{\sqrt{1+K_1^2}}(K_1 x_D - y_D) = 0 \quad (2.6)$$

Оставшиеся зависимости (2.4) примут вид:

$$\left. \begin{aligned} K_2 y_D + x_D &= \frac{R}{\sqrt{1+K_1^2}}(K_2 - K_1) \\ y_D + K_2 x_D &= (1 + K_2 \operatorname{ctg} \alpha) - H_{90} \end{aligned} \right\} \quad (2.6')$$

Система уравнений (2.6) и (2.6') содержит три неизвестные:  $x_D$ ,  $y_D$ ,  $R$ .

Введём обозначение:

$$\left. \begin{aligned} P &= H(1 + K_2 \operatorname{ctg} \alpha) - H_{90} \\ \lambda &= \frac{K_2 - K_1}{\sqrt{1+K_1^2}} \end{aligned} \right\} \quad (2.7)$$

Из уравнения (2.6') получим:

$$\left. \begin{aligned} x_D &= \frac{1}{K_2^2 - 1}(K_2 P - \lambda R) \\ y_D &= \frac{1}{K_2^2 - 1}(K_2 \lambda R - P) \end{aligned} \right\} \quad (2.8)$$

Подставим полученные значения в (2.6), разрешив относительно  $R$ , и после преобразования получим:

$$R = \frac{(1 - K_1 K_2) \sqrt{1 + K_2^2} \pm \sqrt{(1 + K_2^2)(1 + K_2^4 - K_2^2)}}{3K_2 + K_1 - K_2^3 - 3K_1 K_2^2} \cdot \frac{\sqrt{(1 + K_1^2)(1 + K_2^2)}}{K_2 - K_1} \cdot P$$

Заменяя  $K_1$  и  $K_2$  выражениями

$$K_1 = \operatorname{tg} \left( \alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right) \quad K_2 = \operatorname{tg} \left( 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right),$$

получим:

$$R = \frac{[\cos(\alpha + \rho^T) \mp \sin \rho^T] \cos \left( 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right)}{\cos \alpha \cdot \cos(\alpha + 2\rho^T)} \cdot P$$

Поскольку физически  $R > 0$ , то при  $\alpha \rightarrow \pi/2$  необходимо сохранить знак ( ) перед  $\sin \rho^T$  в выражении. При этом имеем:

$$\lim_{\alpha \rightarrow \frac{\pi}{2}} R = \frac{[-\sin \rho^T - \sin \rho^T] \cos\left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2}\right)}{0 \cdot [-\sin 2\rho^T]} \cdot P = \infty$$

Следовательно, для вертикального откоса линия скольжения является прямой.

При этом:

$$\varphi = \frac{\pi}{2} - 45^\circ - \frac{\rho^T}{2} = 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} = \psi$$

Следовательно, касание в точке Д сохраняется. Примем  $\alpha + 2\rho^T = \pi/2 - \varepsilon$ , т.е. при  $\varepsilon \rightarrow 0$  имеем равенство 0 второго множителя в знаменателе выражения R

$$\frac{\bar{R}}{P} = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{[\sin \varepsilon \cos \rho^T + \cos \varepsilon \sin \rho^T - \sin \rho^T] \cos(45^\circ + \rho^T/2)}{\sin(\rho^T + \varepsilon) \sin \varepsilon}$$

$$\frac{\bar{R}}{P} = \frac{\cos(45^\circ + \rho^T/2)}{2 \sin \rho^T}$$

В результате для  $\alpha < \pi/2$  имеем:

$$R = \begin{cases} \frac{\cos(45^\circ + \rho^T/2)}{2 \sin \rho^T} \cdot P, & \text{при } \alpha^* = \frac{\pi}{2} - 2\rho^T; \\ \frac{[\cos(\alpha + \rho^T) - \sin \rho^T] \cos\left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2}\right)}{\cos \alpha \cdot \cos(\alpha + 2\rho^T)} \cdot P, & \alpha = \alpha^* \end{cases} \quad (2.9)$$

Формулы (2.5), (2.7), (2.8), (2.9) решают задачу, однако их можно привести к более компактной записи, вводя обозначения:

$$r = \frac{1}{\lambda} = \frac{\cos(45^\circ + \rho^T/2)}{\cos \alpha} \quad (2.10)$$

$$\xi_0 = -\frac{K_1}{\sqrt{1+K_1^2}}; \quad \eta_0 = \frac{1}{\sqrt{1+K_1^2}}; \quad (2.11)$$

$$\alpha^* = \frac{\pi}{2} - 2\rho^T; \quad \varphi = \begin{cases} \frac{\cos \alpha}{2 \sin \rho^T}, & \alpha = \alpha^*; \\ \frac{\cos(\alpha + \rho^T) - \sin \rho^T}{\cos(\alpha + 2\rho^T)}, & \alpha \neq \alpha^*; \end{cases} \quad (2.12)$$

$$R = \varphi \cdot r \cdot P \quad (2.13)$$

$$\left. \begin{aligned} x_D &= \frac{K_2 - \varphi}{K_2^2 - 1} \cdot P; & y_D &= \frac{K_2 \varphi - 1}{K_2^2 - 1} \cdot P; \\ x_c &= H \operatorname{ctg} \alpha & y_c &= H - H_{90}; \\ x_E &= 2 \cdot x_D - x_c; & y_E &= H - H_{90}; \\ x_0 &= \xi_0 \cdot R; & y_0 &= \eta_0 R; \end{aligned} \right\} \quad (2.14)$$

$$\left. \begin{aligned} P &= H(1 + K_2 \operatorname{ctg} \alpha) - H_{90}; \\ K_1 &= \operatorname{tg} \left( \alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right); \\ K_2 &= \operatorname{tg} \left( 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right); \\ H_{90} &= \frac{2C}{\rho g} K_2 \end{aligned} \right\} \quad (2.15)$$

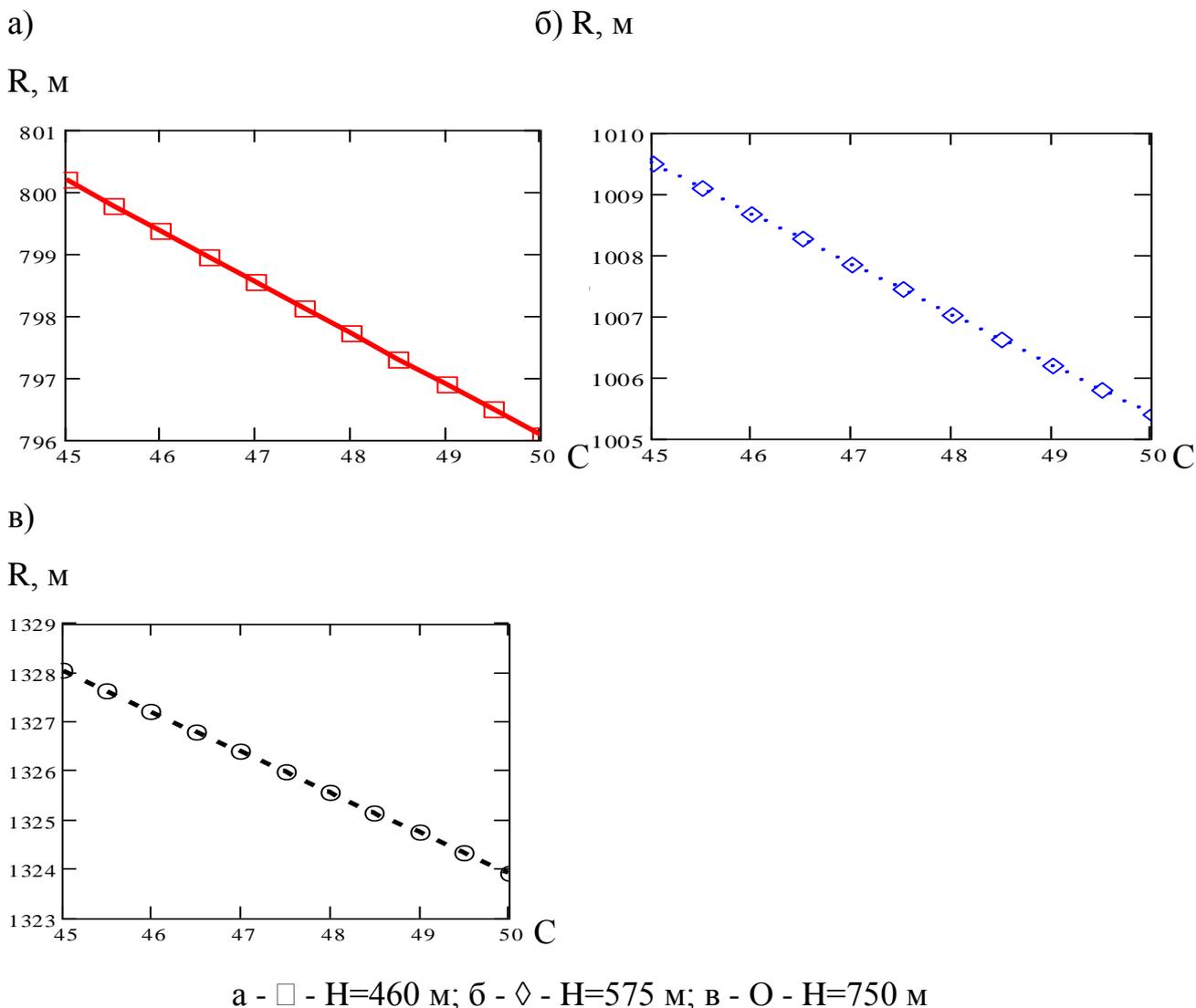
Таким образом, в результате теоретических исследований линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления, удельного веса, угла внутреннего трения, угла откоса борта при различной высоте борта карьера получены формулы их расчета.

На рис. 2.2 приведены зависимости изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления массива горных пород при различной высоте борта карьера. Полученные зависимости показывают, что увеличение коэффициента сцепления от 45 до 50° сопровождается снижением радиуса криволинейной части линии скольжения. Увеличение высоты борта карьера (450, 575 и 750 м) сопровождается увеличением радиуса криволинейной части линии скольжения и составляет, соответственно, 800, 1010 и 1328 м.

На рис. 2.3 приведены зависимости изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от удельного веса массива горных пород при различной высоте борта карьера. Полученные зависимости показывают, что увеличение удельного веса массива от 2 до 3 Н/м<sup>3</sup> сопровождается увеличением радиуса криволинейной части линии скольжения. Увеличение высоты борта карьера (450, 575 и 750 м) сопровождается увеличением радиуса криволинейной части линии

скольжения и составляет соответственно 788, 995 и 1310 м.

На рис. 2.4 приведены зависимости изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от угла внутреннего трения массива горных пород при различной высоте борта карьера.



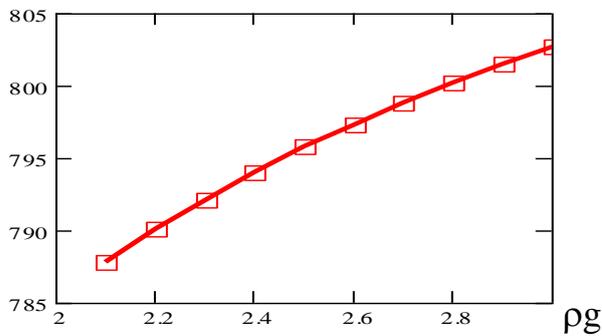
**Рис. 2.2. Зависимость изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления массива горных пород при различной высоте борта карьера**

Полученные зависимости показывают, что увеличение угла внутреннего трения от 30 до 31<sup>0</sup> сопровождается снижением радиуса криволинейной части линии скольжения. При угле внутреннего трения 31<sup>0</sup> радиус криволинейной части линии скольжения принимает минимальное скольжение. Дальнейшее увеличение угла внутреннего трения (более 31<sup>0</sup>) радиус криволинейной части линии скольжения возрастает. Увеличение

высоты борта карьера (450, 575 и 750 м) сопровождается увеличением радиуса криволинейной части линии скольжения и составляет соответственно 796, 1005 и 1323 м.

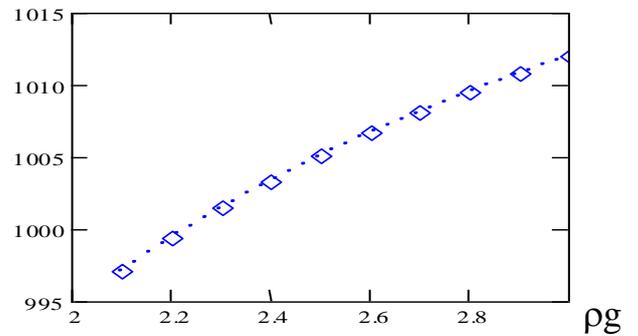
а)

R, м



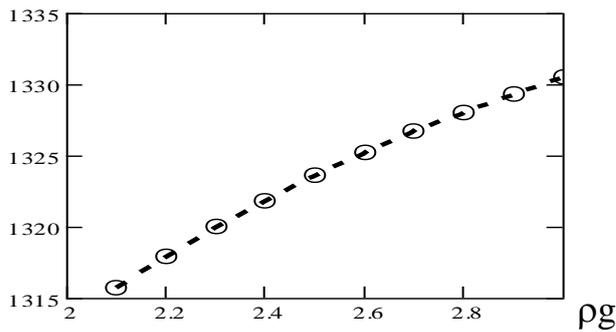
б)

R, м



в)

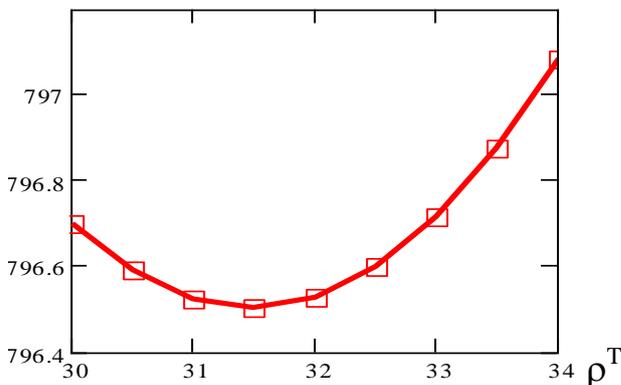
R, м



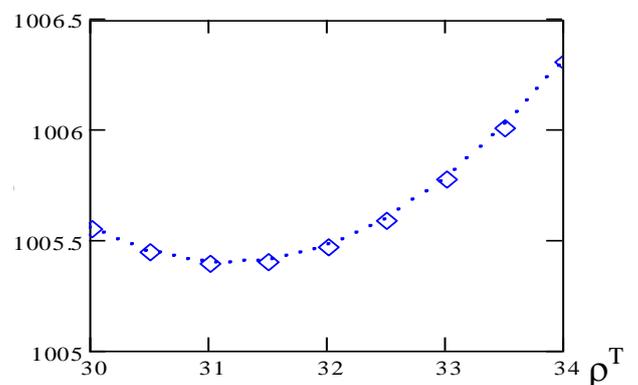
а - □ - H=460 м; б - ◇ - H=575 м; в - ○ - H=750 м

**Рис. 2.3. Зависимость изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от удельного веса массива горных пород при различной высоте борта карьера**

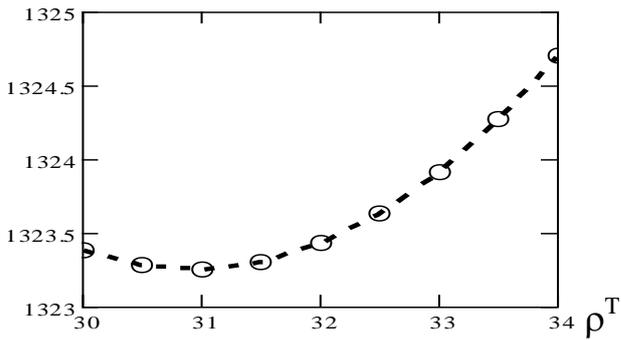
а) R, м



б) R, м



в) R, м

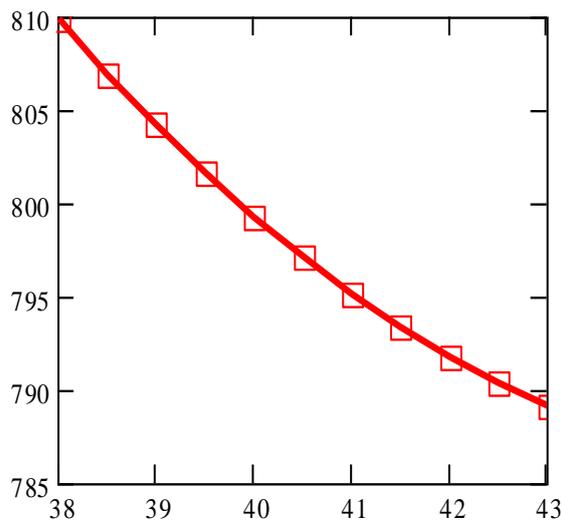


а - □ - H=460 м; б - ◇ - H=575 м; в - О - H=750 м

**Рис. 2.4. Зависимость изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от угол внутреннего трения массива горных пород при различной высоте борта карьера**

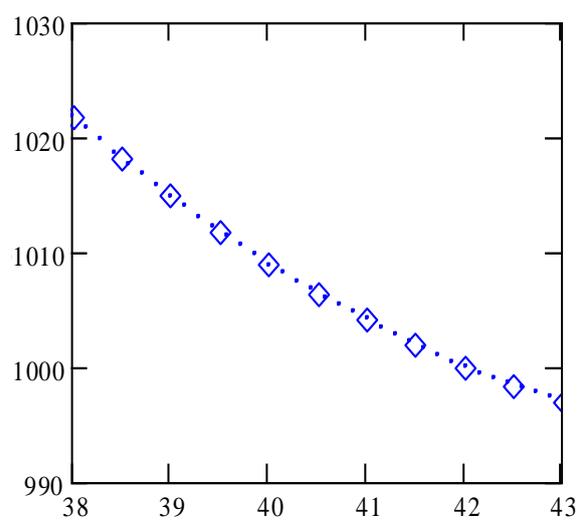
На рис. 2.5 приведены зависимости изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от угла откоса борта карьера при различной его высоте. Полученные зависимости показывают, что увеличение угла откоса борта карьера от 38 до 43° сопровождается снижением радиуса криволинейной части линии скольжения. Увеличение высоты борта карьера (450, 575 и 750 м) сопровождается увеличением радиуса криволинейной части линии скольжения и составляет, соответственно, 810, 1022 и 1345 м.

а) R, м

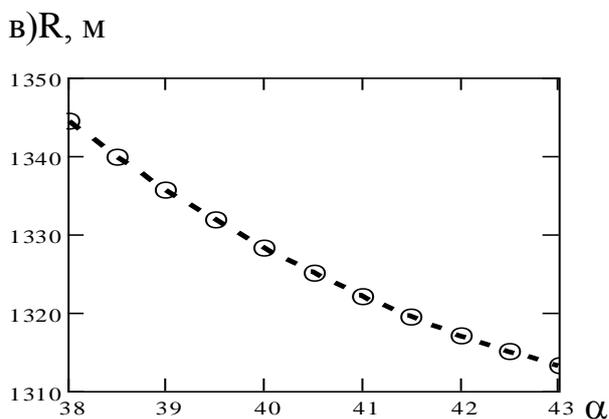


$\alpha$

б) R, м



$\alpha$



а - □ - H=460 м; б - ◇ - H=575 м; в - О - H=750 м

**Рис. 2.5. Зависимость изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от угла откоса борта карьера при различной его высоте**

## **2.2. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия развития трещин в межскважинном целике**

Устойчивость откосов в скальных породах определяется физико-механическими свойствами пород, протяженностью и ориентацией трещин относительно откоса, а также сцеплением, углом внутреннего трения по контакту, неровностью поверхности трещин и свойствами заполнителя.

В результате нарушения при взрыве происходит разупрочнение горных пород законтурного массива вследствие изменения трещиноватости, появления остаточных деформаций, снижения прочностных характеристик по контактам структурных блоков.

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

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

судить о длительной устойчивости уступа.

Количественную оценку эффекта от применения метода предварительного щелеобразования предлагается производить с помощью коэффициента эффективности применения контурного взрывания (рис. 2.6), которая определяется по формуле:

$$K_3 = \frac{R}{R_3} = \frac{r - r_0}{r_3 - r_0} \quad (2.16)$$

где  $K_3$  – коэффициент эффективности применения контурного взрывания;  
 $R$  и  $R_3$  – ширина зоны опасных деформаций за проектной границей отрыва, соответственно при отсутствии и при наличии экрана, м;  
 $r$  и  $r_3$  – расстояние от заряда ВВ до границы зоны опасных нарушений, соответственно, без экрана и при его наличии, м;  
 $r_0$  – расстояние от заряда ВВ до экрана, м.

Согласно схеме, приведенной на рис. 2.6, массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений в массиве описывается выражением вида

$$U = K \left( \sqrt[m]{Q} / r \right)^v, \quad (2.17)$$

которую можно преобразовать в следующем виде:

$$r = \left( \frac{K}{[U]} \right)^{1/v} \cdot Q^{1/m}; \quad r_0 = \left( \frac{K}{[U_n]} \right)^{1/v} \cdot Q^{1/m}; \quad r_3 = \left( \frac{K}{K_a [U]} \right)^{1/v} \cdot Q^{1/m};$$

Тогда

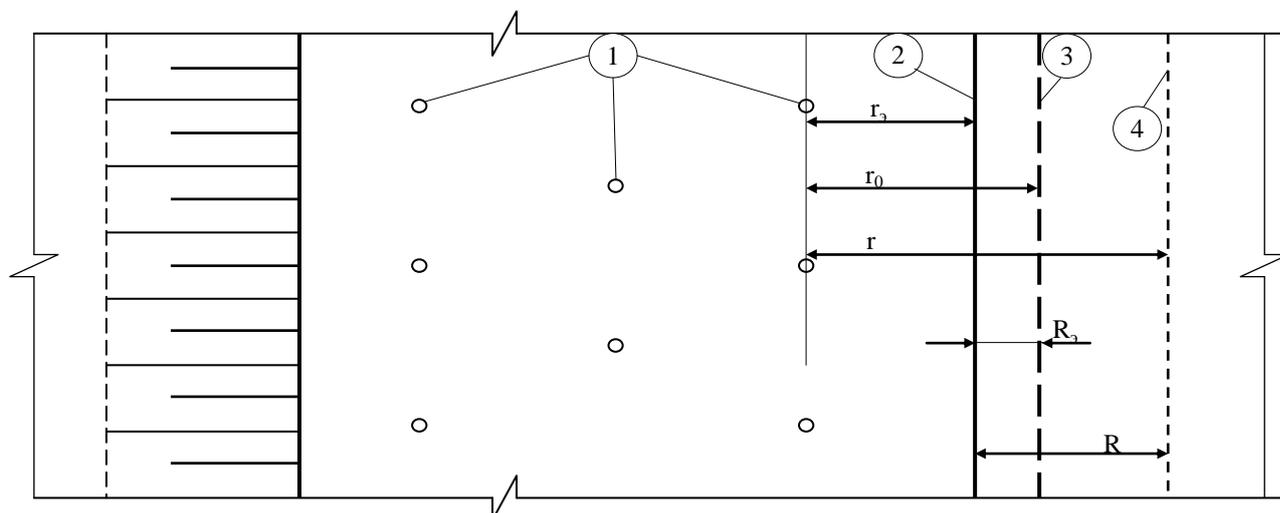
$$K_3 = \frac{(U_n^{1/v} - [U]^{1/v}) K_a^{1/v}}{U_n^{1/v} - [U]^{1/v} \cdot K_a^{1/v}}, \quad (2.18)$$

где  $K$  – коэффициент грунтовых условий;  
 $Q$  – масса скважинного заряда ВВ при контурном взрывании, кг;  
 $[U]$  – критическое значение массовой скорости смещения за фронтом волны напряжений (при  $U < [U]$ , разрушающие деформации массива отсутствуют), м/с;  
 $U_n$  – массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений, приходящей к экрану, м/с (при  $r_0$  равном радиусу зоны дробления  $U_n$  определяется прочностью породы);

$K_a$  – амплитудный коэффициент экранирования

$$K_a = U_n / U_{np} \quad (2.19)$$

где  $U_{np}$  – массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений, прошедшей через экран, м/с;  $\mu$  и  $\nu$  – показатели степени.



- 1 – заряды дробления в приконтурной зоне;
- 2 – проектный контур (экранирующая щель);
- 3 – граница зоны остаточных деформаций при наличии экранирующей щели;
- 4 – границы зоны остаточных деформаций при взрыве без экрана

**Рис. 2.6. Схема к расчёту коэффициента эффективности применения контурного взрывания**

Формула (2.18) показывает, что имеются два возможных пути снижения ширины зоны остаточных деформаций:

1. Выбор параметров взрывания в приконтурной зоне, обеспечивающих соответствующее ограничение напряжений в падающей волне сжатия;
2. Установление параметров оконтуривающих зарядов, обеспечивающих создание экранирующей щели с повышенной защитной способностью.

Согласно формулы (2.18) практически при любом значении  $K_a$  можно подобрать параметры взрывания в приконтурной зоне, обеспечивающие ограничение размеров зоны деформации в заданных пределах. Однако в условиях интенсивной отработки карьерного поля с использованием высокопроизводительной техники введение значительных ограничений БВР в приконтурных зонах экономически нецелесообразно.

В работе [51] амплитудный коэффициент экранирования предлагается

определять по формуле:

$$K'_a = \left[ \left( \frac{\rho V}{\rho_3 V_3} \right)^2 \cdot \frac{\pi^2 f^2 l_3^2}{V_3^2} + 1 \right]^{0,5}, \quad (2.20)$$

где  $\rho$  и  $\rho_3$  – плотность породы и заполнителя полости щели, кг/м<sup>3</sup>;

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

$l_3$  – ширина экранирующей щели, м;

$f$  – частота нагружений при взрыве в приконтурной ленте, Гц.

Экранирующая щель располагается непосредственно на границе зоны дробления. Импульс напряжений имеет сравнительно простую форму, так как на рассматриваемых расстояниях еще не происходит разделения фронтов продольной и поперечной волн. Поэтому при замедленном взрывании и взрывании одиночных зарядов в приконтурной зоне частоту колебаний следует принимать равной

$$f = \frac{1}{2t}, \quad (2.21)$$

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

При короткозамедленном взрывании в приконтурной зоне частота колебаний обратно пропорциональна времени замедления. Значение  $t$  определяется экспериментально. Для ориентировочных расчетов можно считать  $t$  равным времени поддержания давления во взрываемой полости, которое при взрывании уступов высотой 10-20 м составляет 8-15 мс [57-59].

В (2.20) не учитывается потеря энергии на пластические деформации заполнителя полости, хотя для щели, заполненной дробленой породой, это величина может быть значительной. Следовательно, амплитудный коэффициент экранирования следует определять из условия

$$K_a = K'_a + K_n \quad (2.22)$$

где  $K'_a$  – определяется из уравнения (2.20);

$K_n$  – коэффициент, учитывающий снижение напряжений за счет потери энергии на пластические деформации заполнителя щели.

$$K_n = \left( \frac{A_0}{A_0 + \Delta A} \right)^{0,5},$$

$A_0$  – энергия в волне сжатия, прошедшей границу экранирующей щели;

$A$  – потеря энергии на пластические деформации заполнителя.

Согласно теории упругости, энергия, приходящаяся на единицу длины щели (в плоскости разреза, нормального к ее полости), при плоской выдаче может быть определена из условия

$$A_0 = \frac{\sigma^2 (1+\mu)(1-2\mu)}{2E (1-\mu)} l_0,$$

где  $\sigma$  – сжимающее напряжение во фронте волны при переходе через границу к экранирующей щели;  $E_1$ ,  $\mu$  – модуль деформации и коэффициент Пуассона на ветви нагружения;  $l_0$  – одиночная длина.

Потеря энергии на дробление заполнителя щели равна

$$\Delta A = A_n - A_p = \frac{2 (1+\mu)(1-2\mu)}{2 (1-\mu)} \left( \frac{1}{E_1} - \frac{1}{E_2} \right) \ell_3,$$

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

$E_2$  – модуль деформации заполнителя на ветви нагрузки.

После подстановки получим:

$$K_n = \left[ 1 - \ell_3 \left( 1 - \frac{E_1}{E_2} \right) \right]^{-0,5} \quad (2.23)$$

Отношение модуля деформации на ветви нагружения к модулю деформации на ветви разгрузки для дробленого материала составляет: для эффузивных пород - 0,26; для интрузивных - 0,33 [60].

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

$$K_a = \left[ \frac{\left( \frac{\rho V_{\text{пф}} \ell_3}{\rho_3 V_3^2} \right)^2 + 1}{1 - \ell_3 (1 - E_1/E_2)} \right]^{0.5} . \quad (2.24)$$

### Основные выводы

1. Методом математического моделирования проведен аналитический расчет по определению линии скольжения в однородном откосе уступа. в результате теоретических исследований линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления, удельного веса, угла внутреннего трения, угла откоса борта при различной высоте борта карьера получены формулы их расчета, на основе которых разработана компьютерная программа на языке программирования Borland Delphi 7.0. Новизна программы защищена свидетельствами об официальной регистрации программы для ЭВМ.

2. Установлены зависимости изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления, удельного веса, угла внутреннего трения массива горных пород и угла откоса борта карьера при различной высоте борта карьера.

3. Установлена защитная способность экранирующей щели при контурном взрывании на открытых горных работах, которая оценена амплитудным коэффициентом, зависящей от ширины экранирующей щели, длительности взрывного импульса и физико-механических свойств заполнителя щели.

### **3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ИЗ УСЛОВИЯ ОГРАНИЧЕНИЯ ЗОНЫ НАРУШЕНИЙ**

#### **3.1. Разработка и определение эффективных параметров БВР при контурном взрывании бортов карьеров Мурунтау и Мютенбай**

В результате проведенных исследований разработана конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании на открытых горных работах, позволяющая получить устойчивые откосы уступов.

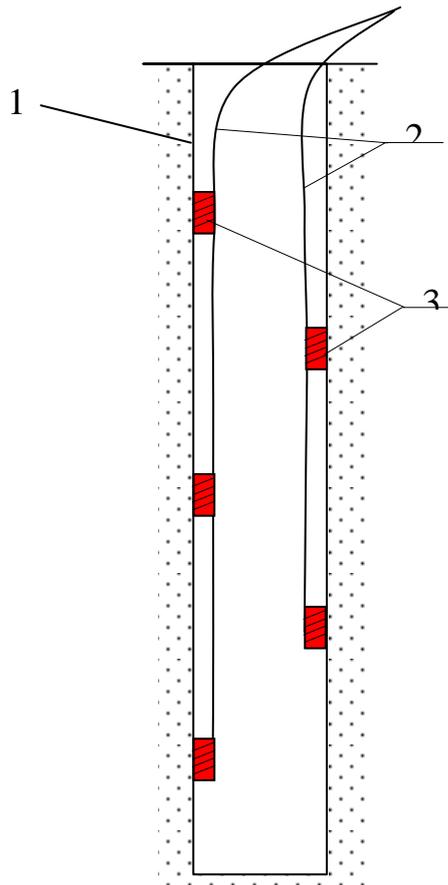
Согласно разработанной конструкции бурение взрывных скважин осуществляется буровыми станками СБШ-250МН по рабочей сетке параметров БВР, разработанной паспортом данного предприятия.

Формирование конструкции скважинных зарядов ВВ осуществляется следующим образом (рис. 3.1): на левой стенке скважины помещают патронированный промежуточный детонатор из ВВ марки 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.

Разработанная конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании позволяет сокращать объем вскрышных работ за счет получения на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов уступов.



1 – скважина; 2 – неэлектрическая система инициирования (СИНВ);  
3 – промежуточный детонатор (нобелит 216Z)

**Рис. 3.1. Конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании**

### **3.2. Разработка эффективных параметров контурного взрывания для повышения эффективности технологии предварительного щелеобразования на предельном контуре в условиях рудника Мурунтау**

Традиционно считается, что контурное взрывание на карьерах применяют главным образом для повышения устойчивости откоса уступов и бортов карьеров скальных пород при их выходе на проектный контур. Имеются обобщенные рекомендации как по выбору конструкции и линейной плотности заряда в контурных скважинах, так и учету геолого-структурных условий месторождений. Имеющийся производственный опыт использования контурного взрывания для снижения обводненности блоков в настоящее время не подкреплён научными рекомендациями по выбору

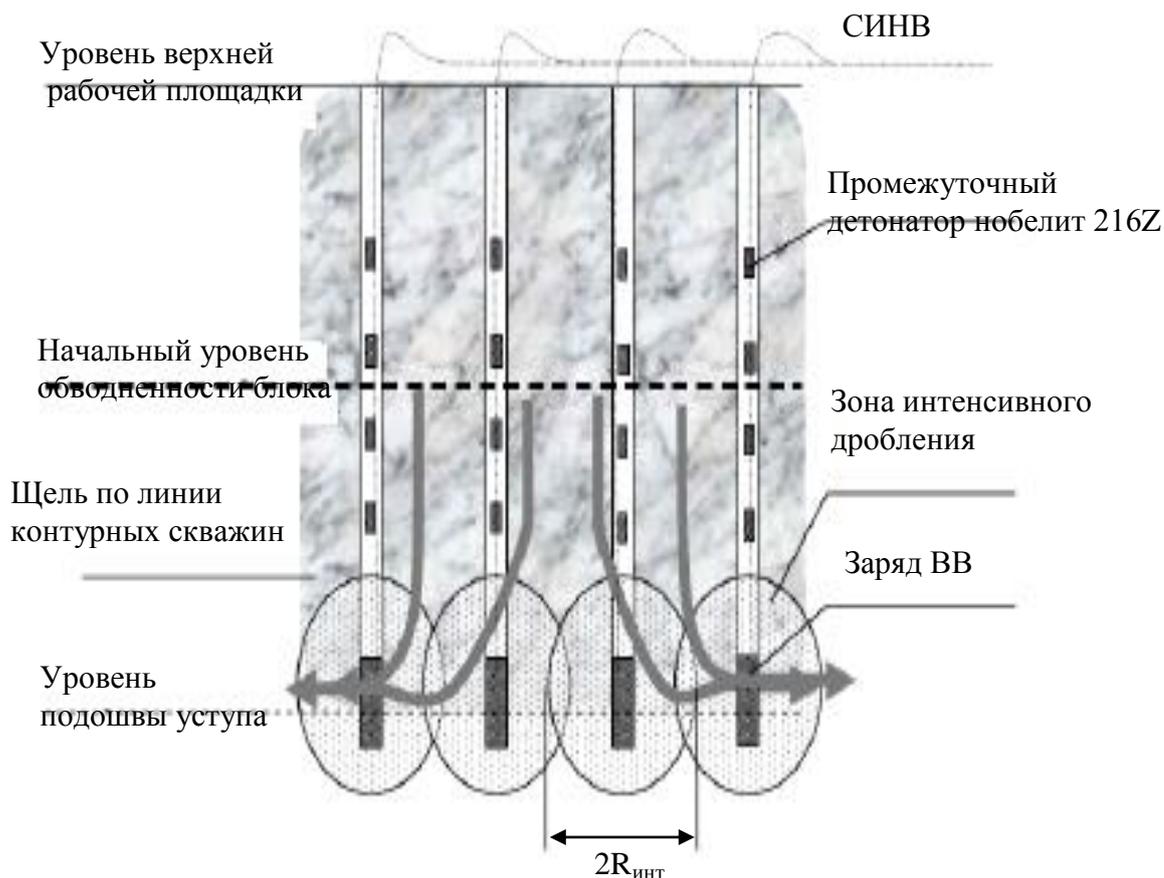
параметров контурных зарядов.

Наряду с практически полным осушением блока после предварительного контурного взрывания имеются случаи очень незначительного снижения коэффициента обводненности.

Ранее выполненные и опубликованные работы по снижению притоков воды при предварительном взрывании некоторой части скважин с донным зарядом были посвящены, главным образом, проверке идеи создания зон повышенной фильтрации и обмену опытом.

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

Механизм снижения обводненности запланированного к отработке блока с использованием предлагаемой конструкции заряда в контурных скважинах показан на рис. 3.2. 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.



**Рис. 3.2. Механизм снижения обводненности после предварительного контурного взрывания с донным зарядом**

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

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

контурной скважине.

Решение поставленной задачи выполняется путем теоретического обоснования закономерности изменения радиуса зоны интенсивного дробления в зависимости от высоты колонки донного заряда, диаметра скважин и крепости породы с последующим определением некоторых постоянных коэффициентов. Теоретическая оценка этих параметров тесно связана с современными представлениями о действии взрыва на горную породу и ее состояние в окрестности заряда после взрыва. На основе анализа проведенных исследований сделаны три основных допущения:

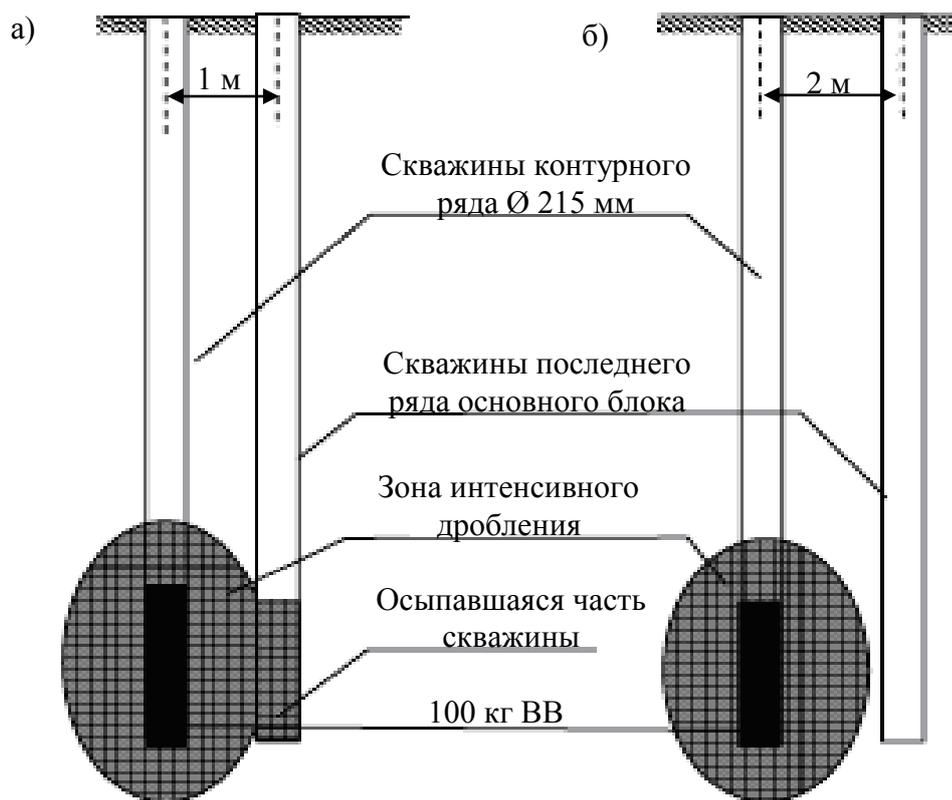
- зона интенсивного дробления удлиненного цилиндрического заряда имеет эллипсоидную форму;
- радиус зоны интенсивного дробления (горизонтальная ось эллипсоида) пропорционален радиусу заряда;
- объем зоны интенсивного дробления пропорционален массе заряда;
- радиус зоны интенсивного дробления экспоненциально зависит от крепости пород с отрицательным показателем степени.

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

$$R_{\text{инт}} = \frac{0,5 \xi_{\text{инт}} d_{\text{скв}} h_{\text{зар}} e^{-0,075f}}{h_{\text{зар}} + 0,227 \xi_{\text{инт}}^{0,67} d_{\text{скв}} e^{-0,025f}}, \quad (3.1)$$

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 донного заряда 100 кг, в большинстве своем оказались осыпавшимися в нижней части (рис. 3.3).

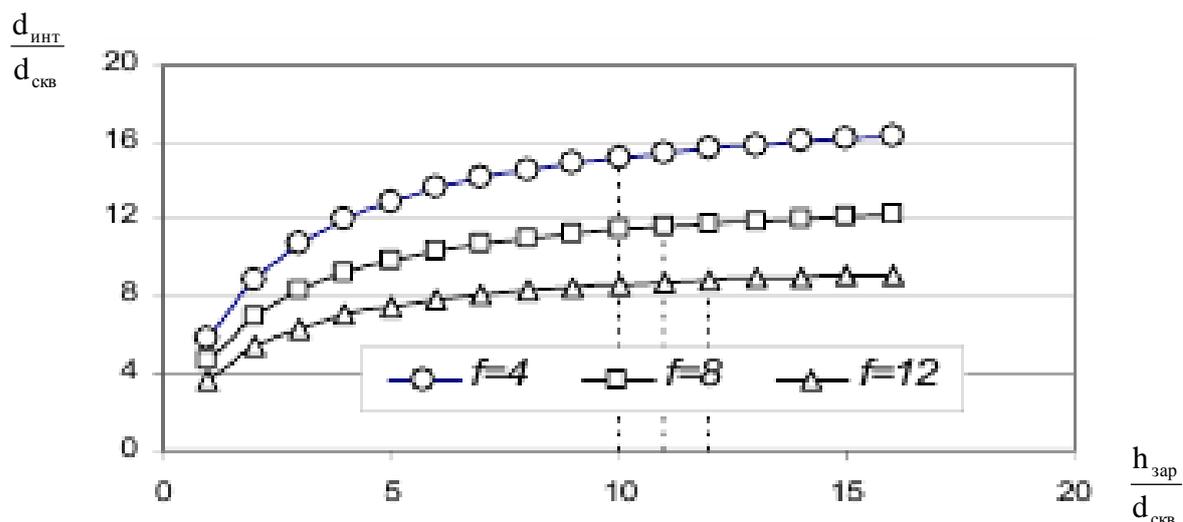


**Рис. 3.3. Схема экспериментальных взрывов для определения коэффициента  $\xi_{\text{инт}}$**

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 3,0 м 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. 3.4 показана зависимость относительного диаметра зоны интенсивного дробления от относительной высоты донного заряда при различной крепости породы, построенная по формуле (3.1). В табл. 3.1 представлены расчеты массы заряда при различных расстояниях между контурными скважинами.



**Рис. 3.4. Зависимость относительного радиуса зоны интенсивного дробления  $\bar{R}_{инт}$  от относительной высоты скважинного заряда  $\bar{h}_{зар}$  при различной крепости породы**

Из графиков видно, что увеличение высоты колонки донного заряда более 10÷12 диаметров скважин не приводит к существенному увеличению размеров зоны интенсивного дробления. Это отражено также в табл. 3.1 – 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 донных зарядов, асимптотически увеличивается по мере увеличения высоты колонки донного заряда, поэтому ее не целесообразно принимать более  $(10\div 12)d_{скв}$ .

Таблица 3.1

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

| Крепость пород по шкале проф. М.М. Протодяконова, f | 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                                       | –   | –   | –   |

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 донного заряда.

Предварительное контурное взрывание обводненных блоков с размещением в контурных скважинах донного заряда 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 осypей 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 оптимизации параметров контурного взрывания для повышения эффективности технологии предварительного щелеобразования на предельном контуре предлагается следующее. В предварительно созданном блоке по проектному контуру погашаемого уступа проводят 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 ( $60^\circ$  к горизонтали) через 2,5...3,0 м длиной 32...34 м. Конструкцию заряда ВВ в этих скважинах выполняют согласно рис. 3.1. 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 обувают 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 донной части контурных скважин применяют не гирляндные заряды ВВ, а колонковые заряды,

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  $75^{\circ}$  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.

#### **Основные выводы**

1. Разработана конструкция скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании, позволяющая сократить объём вскрышных работ за счёт получения на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов уступов.

2. 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.

3. Рекомендована 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. 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  $75^{\circ}$  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.

## 4. РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

### 4.1. Разработка методики расчета эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании

Эффективными считаются параметры контурного взрывания, обеспечивающие создание максимально широкой экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части охраняемого массива.

Диаметр оконтуривающих скважин определяется исходя из допустимой ширины зоны нарушений и максимального полезного использования объема скважин по формуле

$$d_c = 6,7 \frac{[\varepsilon](R+1)^n P_H^2}{(n-1)P_{HO}^2}, \quad (4.1)$$

где  $[\varepsilon]$  – относительная остаточная деформация массива, соответствующая границе зоны нарушения межблочных связей. При деформациях сжатия (растяжения)  $[\varepsilon]=0,002$ ;

$n$  – показатель степени затухания остаточных деформаций с расстоянием. Определяется экспериментальным путем или принимается  $n \approx 2,0$ ;

$R$  – допустимая ширина зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части уступа, задаваемая из соображений устойчивости для произвольной точки по высоте уступа, но за пределами сильно нарушенной зоны в верхней части уступа, м;

$P_{HO}$  – 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;

$P_H$  – 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:

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

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

$$A = \frac{1}{K_o(n-1)} \left\{ 1 + \frac{h_2 - h_1}{L_3 \sin \alpha_y} \left[ (h_2 - h_1) \frac{P_{HO}}{P_{Hh_1}} - 1 \right] \right\};$$

$$B = \frac{1}{K_o(n-1)} \left( \frac{P_{HO}}{P_H} \right)^2;$$

где  $L_3$  – длина заряда в оконтуривающих скважинах, м;

$\alpha_y$  – угол наклона оконтуривающих скважин к горизонту, град. принимается равным проектному углу откоса уступа;  $h_1$  – мощность верхнего разрушенного слоя пород, м;  $h_1 = l_{пер} + (6 \div 7)d_c$ ;  $h_2$  – глубина, соответствующая нижней границе зоны остаточных деформаций от взрыва при дроблении пород вышележащего горизонта, м;  $h_2 = (30-40)d_c + h_1$ ;

$P_{Hh_1}$  – 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  $P_{Hh_1} = 0,2$ ;

$K_0$  – коэффициент, характеризующий сопротивляемость уплотнению ненарушенного предыдущими взрывами трещиноватого скального массива за счет схлопывания трещин при динамическом нагружении, Па. Для ориентировочных расчетов можно принять  $K_0 \eta^{-1} \eta_{sp}^{-1} = (0,002-0,003)E$ .

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

#### **4.2. Методика испытания разработанных эффективных параметров и конструкции скважинных зарядов при контурном взрывании**

Испытание эффективных параметров и конструкции скважинного заряда ВВ при контурном взрывании проводятся в соответствии с вышеприведенной методикой.

Полускальные уступы восточного борта карьера сложены с весьма близкими свойствами. В то же время трещиноватость массива существенно изменяется. Для северной части борта характерно весьма крупноблочное строение массива. Удельный расход ВВ при массовых взрывах составляет 0,70-0,75 кг/м<sup>3</sup>. Заоткоска уступов производится параллельно основной системе трещин. Для южной половины восточного борта восточной части южного борта характерно крупноблочное строение массива. Удельный расход ВВ составляет 0,55-0,60 кг/м<sup>2</sup>. Заоткоска уступов производится с подсечением трещин, связанных со сланцеватостью массива. На отдельных участках борта – в зонах тектонических разломов – массив имеет среднеблочное строение. Удельный расход ВВ на таких участках составляет 0,50-0,55 кг/м<sup>3</sup>. Наиболее крупные участки со среднеблочным строением массива отмечаются в центральной части восточного борта и в юго-восточной части борта. Заоткоска уступов производится с подрезкой сланцеватости.

Эффективные параметры контурного взрывания определялись в соответствии с методикой и приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

## Эффективные параметры контурного взрывания

| Ориентация наиболее опасных трещин   | Условия оформления откосов |                                   |                                    |     |     |
|--|----------------------------|-----------------------------------|------------------------------------|-----|-----|
|  | Параллельно откоосу        | Пологопадающие подрезаемые откосы | Пологопадающие подрезаемые откосом |     |     |
| Категория по трещиноватости  | IV                         | III                               | II                                 |     |     |
| Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>  | 0,70-0,75                  | 0,55-0,60                         | 0,50-0,55                          |     |     |
| Мощность зоны нарушений в нижней части откоса, м:                            |                            |                                   |                                    |     |     |
| - при массовых взрывах   | 7,5                        | до 10                             | до 10                              |     |     |
| - допустимая по устойчивости откоса  | 3,0                        | 2,5                               | 2,5                                |     |     |
| Параметры контурного взрывания   |                            |                                   |                                    |     |     |
| Вариант  | I                          | II                                | III                                | IV  | V   |
| Диаметр скважин, мм  | 243                        | 243                               | 180                                | 243 | 180 |
| Расстояние между скважинами, м   | 3,0                        | 2,5                               | 1,8                                | 2,0 | 1,5 |
| Линейная масса заряда ВВ, кг/м   | 3,3                        | 2,8                               | 1,7                                | 2,6 | 1,5 |
| Глубина скважин, м   | 23                         | 23                                | 23                                 | 23  | 23  |
| Перебур, м   | 3,0                        | 3,0                               | 3,0                                | 3,0 | 3,0 |
| Ожидаемые результаты от применения контурного взрывания                      |                            |                                   |                                    |     |     |
| Мощность зоны нарушений от взрыва оконтуривающего заряда, м                  | 2,3                        | 2,6                               | 2,3                                | 3,0 | 2,6 |
| Амплитудный коэффициент экранирования  | 2,2                        | 2,2                               | 1,7                                | 2,2 | 1,7 |
| Относительное снижение мощности зоны нарушений от взрыва в приконтурной зоне | 3,6                        | 3,7                               | 2,0                                | 3,7 | 2,0 |
| Результирующая мощность зоны нарушений в приоткосной части уступа, м         | 2,8                        | 2,6                               | 5,0                                | 3,0 | 5,0 |

Диаметр оконтуривающих скважин рассчитывался при допустимой мощности зоны с нарушенными межблочными связями в нижней части откоса 2,5 м для пород II и III категории по трещиноватости и 3,0 м для пород

IV категории.

Для участков, сложенных породами II и III категорий по трещиноватости, рациональный диаметр оконтуривающих скважин составляет 160-180 мм. Однако рассматривались варианты применения скважин 243 и 180 мм.

При расчете расстояния между оконтуривающими зарядами коэффициент поглощения энергии волн напряжений средой принят для пород карьера II, III и IV категории по трещиноватости соответственно 0,06, 0,05 и 0,04.

При расчете линейной массы оконтуривающих зарядов использовано установленное на основании экспериментальных исследований значение  $[\sigma_p] \psi_{k_{\text{тр}}}^{-1} = 10,7$  МПа. Тип взрывчатого вещества выбран с учетом ассортимента ВВ, используемых на карьере.

Формирование конструкции скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании согласно схемы приведенной на рис. 3.1, осуществлялось следующим образом: на левой стенке скважины помещают промежуточный детонатор из взрывчатого вещества нобелит 216Z диаметром 70 мм и массой 2 кг каждый симметрично в трех местах, а на правой стенке также помещают заряды из промежуточных детонаторов с аналогичными параметрами в шахматном порядке, т.е. каждый с радиальным зазором.

Взрывание зарядов дробления и оконтуривающих скважинных зарядов в приконтурной зоне производилось отдельно. Оконтуривающие заряды взрывались с замедлением с применением пиротехнических реле с интервалом замедления равной 35-50 мс.

При массовой отбойке использовали скважины диаметром 245 мм. Перебур составлял 2,5-3,0 м. В результате массив в верхней части уступа сильно нарушен на глубину до четырех метров. Поэтому при угле наклона оконтуривающих скважин  $60^\circ$  верхнюю часть скважин, длиной 4,5 м, следует оставить свободной.

С целью предотвращения разрушения массива вследствие огибания

экрана волной напряжений, переbur оконтуривающих скважин принят 3,0 м, а переbur скважин последнего ряда в приконтурной зоне – 1,0 м. На флангах создание экранирующей щели следует производить с опережением взрыва в приконтурной зоне не менее чем на 15-20 м. Взрыв оконтуривающих зарядов следует производить до начала бурения в приконтурной зоне. Допускается в отдельных случаях совмещать взрыв оконтуривающих зарядов и зарядов в приконтурной зоне, при этом взрыв оконтуривающих зарядов должен производиться с опережением не менее 50 мс. Ширина приконтурной зоны определено из условия недопущения деформаций сдвига в охраняемом массиве под действием массовых взрывов.

При высоте уступов 20 м ширина приконтурной зоны должно быть не менее 30 м.

При расчете мощности зоны с нарушенными межблочными связями от взрыва оконтуривающих зарядов использованы полученные при экспериментальных исследованиях значения  $K_0 \eta^{-1} \eta_{sp}^{-1} = 150$  МПа;  $n=1,9$ ;  $h_1=3,5$  м;  $h_2=12,0$  м.

При расчете защитной способности экранирующей щели использованы усредненные значения  $\rho$  и  $V$ . Скорость распространения продольных волн в заполнителе экранирующей щели принята равной экспериментально измеренному значению для сильно нарушенного массива в верхней части уступа  $V_3=450$  м/с. Плотность заполнителя экранирующей щели принята  $\rho_3 = (1-\eta_3)\rho$ , где  $\eta_3$  – трещинная пустотность заполнителя, равная 0,3. Частота нагружений принималось обратно пропорциональной времени замедления из расчета применения в приконтурной зоне принятой на карьере диагональной схемы взрывания с замедлением между ступенями 20 мс. При расчете относительного снижения мощности зоны нарушений в нижней части откоса от взрыва в приконтурной зоне при наличии экранирующей щели сделано допущение, что массовая скорость смещения на уровне экранирующей щели определяется прочностью породы на разрыв.

Для наиболее трудновзрываемых пород IV категории по

трещиноватости  $U_n=160$  см/с. Учитывая благоприятную ориентацию естественных трещин относительно откоса, принято  $[U]=45$  см/с, а мощность зоны нарушений за поверхностью отрыва при массовых взрывах принята равной  $30 d_3$ .

Для пород II и III категорий по трещиноватости  $U_n=110$  см/с.  $[U] = 30$  см/с, а мощность зоны нарушения за поверхностью отрыва при массовых взрывах принята  $40 d_3$ .

## **ЗАКЛЮЧЕНИЕ**

Выполненные теоретические и экспериментальные исследования по разработке эффективных параметров буровзрывных работ при применении контурного взрывания в горно-геологических условиях карьера Мурунтау позволили внести существенный вклад в решение актуальной научной задачи – сокращение объемов вскрышных работ за счёт получения на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов уступов.

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

1. Методом математического моделирования проведен аналитический расчет по определению линии скольжения в однородном откосе уступа. в результате теоретических исследований линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления, удельного веса, угла внутреннего трения, угла откоса борта при различной высоте борта карьера получены формулы их расчета, на основе которых разработана компьютерная программа на языке программирования Borland Delphi 7.0. Новизна программы защищена свидетельствами об официальной регистрации программы для ЭВМ.

2. Установлены зависимости изменения радиуса криволинейной части линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления, удельного веса, угла внутреннего трения массива горных пород и угла откоса борта карьера при различной высоте борта карьера.

3. Установлена защитная способность экранирующей щели при

контурном взрывании на открытых горных работах, которая оценена амплитудным коэффициентом, зависящей от ширины экранирующей щели, длительности взрывного импульса и физико-механических свойств заполнителя щели.

4. Разработана конструкция скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании, позволяющая сократить объём вскрышных работ за счёт получения на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов 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.

6. Рекомендована схема обуривания контурного ряда скважин с новым чередованием скважин переменной длины, кратных длинам наращиваемых штанг в буровом ставе при бурении скважины, т.е. с последовательно чередуемыми длинами укороченных скважин кратных 7, 14 и 21. При обуривании 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  $75^{\circ}$  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.

7. Разработана методика расчета эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании, позволяющая получить более крутые и устойчивые откосы уступов.

8. Исследованиями установлено, что на карьере рекомендуется

применять I, II и IV варианты параметров контурного взрывания соответственно на участках, сложенных породами IV, III и II категории по трещиноватости, которые обеспечивают защиту массива от вредного воздействия массового взрыва в глубине горного массива. Показано, что в породах II категории по трещиноватости состояние получаемых отколов оценивается как предельно устойчивые, на которых целесообразен переход на применение оконтуривающих скважин малого диаметра (160-180 мм).

9. Разработанные конструкции скважинных зарядов ВВ и эффективные параметры контурного взрывания рекомендуются к внедрению на карьерах Навоийского ГМК и позволяют получить устойчивые откосы уступов с углами откоса  $60^{\circ}$ .

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Васильев М.В., Зотеев В.Г., Морозов В.Н. Прогноз блочности пород рудных месторождений // ФТПРПИ, 2007. – №6. – С.26-31.
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. Морозов В.Н. Инженерно-геологические исследования и прогнозная оценка трещиноватости пород рудных месторождений // Дисс. ... канд. техн. наук. – С.-Пб., 2006. – 163 с.
5. 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.
6. Исследование устойчивости бортов на глубоких горизонтах. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2010. – 86 с.
7. Исследование устойчивости бортов карьеров. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2005. – 133 с.
8. Рекомендации по углам погашения бортов и уступов на участках контура карьера // Ч.1. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2008. – 89 с.
9. Рекомендации по углам погашения бортов и уступов карьера при его реконструкции и мероприятия по обеспечению их устойчивости // Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2007. – 94 с.
10. Методические указания по обеспечению устойчивости откосов и сейсмической безопасности зданий и сооружений при ведении взрывных работ на карьерах. – С.-Пб., 2007, – 17 с.
11. 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.

12. Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Деформирование массива скальных пород при действии интенсивных взрывных нагрузок. – ГТС, 2009. – №2. С. 32-35.
13. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1995. – 278 с.
14. 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.
15. 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.
16. Неганов В.П. Исследование разрушающего действия взрывов за контуром рыхления // Цветная металлургия, 1999. – №19. – С. 13-16.
17. Попов С.И. Устойчивость бортов рудных карьеров при производстве массовых взрывов: Техника и технология открытых горных работ. – М., 1999. – С. 117-125.
18. 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.
19. Неганов В.П. Классификация технологических схем заоткоски уступов и величины зон заколообразования. – Труды института / Иркутск. 2006. – Вып. 28. – С. 109-113.
20. Фадеев Л.Б. Исследование устойчивости бортов карьеров в скальных и полускальных породах // Автореф. ... докт. техн. наук. – М., 2004. – 40 с.
21. 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.

22. Исследование механизма разрушения при контурном взрывании / ИТО. – №91076/1, 2008. – Т. 84, №964. – С. 1059 - 1065.

23. Барон Л.И. Ключников А.В. Контурное взрывание при проходке выработок. – С.-Пб., 1997. – 204 с.

24. Барон Л.И. Турчанинов И.А., Ключников А.В. Нарушения пород при контурном взрывании. – С.-Пб., 1993. – 339 с.

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

26. 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.

27. 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.

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

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

30. Баранов Е.Г., Мосинец В.Н. Метод взрывания с предварительным оконтуриванием разрушаемого массива // Горный журнал, 1994. – №7.

31. Друкованый М.Ф. Ефремов Э.И. Область применения метода взрывания высоких уступов и механизм разрушения пород // Горный журнал, 1990. – №11. – С. 39-41.

32. 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.