

**Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р.,  
Равшанова М.Х., Номдоров Р.У.**

**ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА  
УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ  
С УЧЕТОМ ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ  
БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ**



УДК 622.235 (043.3)

Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р., Равшанова М.Х., Номдоров Р.У. Физико-техническая оценка устойчивости бортов карьеров с учетом технологии ведения буровзрывных работ. – Бухоро, изд-во «Бухоро», 2020. – 175 с.

В монографии приведены теоретические и экспериментальные исследования по разработке способов формирования откосов уступов в предельном контуре карьеров. Даны научные основы и результаты исследований технологии отстройки устойчиво-конструктивных бортов карьеров с учетом как структурных, физических и механических свойств породного массива, так и технологии ведения буровзрывных работ.

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

О т в е т с т в е н н ы й р е д а к т о р  
Доктор технических наук, профессор Норов Ю.Д.

Р е ц е н з е н т ы:

Директор Алмалыкского филиала Федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ «МИСиС»), доктор технических наук Умаров Ф.Я.

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

© Издательство «Бухоро», 2020 г.

## О Г Л А В Л Е Н И Е

ВВЕДЕНИЕ.....	6
ГЛАВА 1. ЛИТЕРАТУРНЫЙ И ПАТЕНТНЫЙ ПОИСК ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ И ЭКСПЛУАТАЦИИ КАРЬЕРОВ ПО УСТАНОВЛЕНИЮ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ КАРЬЕРОВ .....	8
§ 1.1. Анализ основных факторов, влияющих на параметры и устойчивость бортов карьеров.....	8
§ 1.2. Литературный и патентный поиск теоретических исследований и практики ведения буровзрывных работ при формировании вертикальных откосов уступов в предельном контуре карьеров.....	14
§ 1.3. Анализ выполненных исследований по контурному взрыванию для обеспечения устойчивости откосов уступов на карьерах.....	23
Основные выводы .....	39
ГЛАВА 2. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ И ОТСТРОЙКИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ .....	40
§ 2.1. Выявление факторов, влияющих на технологию ведения открытых горных работ и отстройку бортов .....	40
§ 2.2. Анализ технологии ведения открытых горных работ и отстройки бортов карьеров.....	41
Основные выводы .....	48
ГЛАВА 3. ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ НА КАРЬЕРАХ ПРИ КОНТУРНОМ ВЗРЫВАНИИ ИНЖЕНЕРНЫМ МЕТОДОМ.....	50
§ 3.1. Исследование степени однородности прибортового массива при контурном взрывании .....	50
§ 3.2. Исследование влияния слоистости и трещиноватости пород на устойчивость откосов .....	53
§ 3.3. Инженерный метод расчета устойчивости откосов на карьерах ...	57
Основные выводы .....	70
ГЛАВА 4. ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ ТРЕЩИНОВАТЫХ ПОРОД.....	71
Основные выводы .....	80

ГЛАВА 5. ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ И УСТОЙЧИВОСТИ МАССИВА МЕТОДОМ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ.....	82
§ 5.1. Исследование напряженно-деформированного состояния массива оптико-поляризационным методом .....	82
§ 5.2. Исследование устойчивости прибортового массива карьера с учетом тектонических сил.....	88
Основные выводы .....	96
ГЛАВА 6. ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА МЕТОДА КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ ПРИ ОФОРМЛЕНИИ ОТКОСОВ.....	98
§ 6.1. Методика расчета заряда при предварительном щелеобразовании.....	98
§ 6.2. Разработка методики проведения экспериментальных исследований взрывов контурных зарядов на моделях .....	101
§ 6.3. Условия применения метода предварительного щелеобразования на карьерах.....	105
Основные выводы .....	109
ГЛАВА 7. РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ, ПОЗВОЛЯЮЩИХ УМЕНЬШИТЬ УДЕЛЬНЫЙ ОБЪЕМ БУРЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН И РАСХОД ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ.....	110
§ 7.1. Разработка способа ведения БВР с использованием конструкции скважинного заряда ВВ с кумулятивным эффектом.....	110
§ 7.2. Разработка способа и рациональных параметров взрывания в зажатой среде при использовании ЭВВ в промышленных условиях....	113
§ 7.3. Управление параметрами зажатой среды для уменьшения удельного объема бурения взрывных скважин и расхода промышленных ВВ .....	117
Основные выводы .....	125
ГЛАВА 8. РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ШИРИНЫ ПРИКОНТУРНЫХ ПОЛОС И ЛЕНТ, ВЕЛИЧИНЫ ЗАРЯДА В СКВАЖИНЕ, УДЕЛЬНОГО РАСХОДА ВВ, РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ РАСПОЛОЖЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН, КОЛИЧЕСТВА ОДНОВРЕМЕННО ВЗРЫВАЕМОГО ВВ.....	126

§ 8.1. Методика исследования рациональных параметров контурного взрывания при предварительном щелеобразовании .....	126
Основные выводы .....	137
<b>ГЛАВА 9. РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ ПОСТАНОВКИ УСТУПОВ В ПРЕДЕЛЬНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ И ИСПОЛЬЗУЕМОГО ОБОРУДОВАНИЯ.....</b>	<b>139</b>
§ 9.1. Разработка метода формирования конструкции и расчета устойчивости бортов глубоких карьеров.....	139
§ 9.2. Разработка невзрывчатого разрушающего состава с использованием компонентов из местного сырья для постановки уступов в предельное положение.....	143
§ 9.3. Требования по технике безопасности для нового состава НРС...	148
Основные выводы .....	148
<b>ГЛАВА 10. РАЗРАБОТКА СПОСОБА И ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ УСТУПОВ НА КАРЬЕРАХ .....</b>	<b>149</b>
§ 10.1. Обеспечение устойчивости приконтурных уступов .....	149
§ 10.2. Разработка конструкции и параметров скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании для получения устойчивых откосов уступов .....	153
§ 10.3. Разработка способа формирования устойчивых откосов бортов карьера.....	157
Основные выводы .....	159
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....</b>	<b>160</b>
<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ .....</b>	<b>162</b>

## ВВЕДЕНИЕ

---

Увеличение глубины разработок и срока службы нерабочих бортов карьеров, а также вовлечение в эксплуатацию месторождений со сложными горно-геологическими условиями требуют надежного обеспечения устойчивости эффективных конструкций бортов и их элементов для повышения полноты отработки месторождений, улучшения технико-экономических показателей работы предприятия, обеспечения необходимой безопасности ведения горных работ.

При ведении взрывных работ в приоткосной части бортов карьеров нарушается их сплошность, развиваются трещины и ослабляется массив. Применение низкобризантных взрывчатых веществ (ВВ), промежуточных детонаторов и зарядов специальных конструкций позволяют снизить динамическое воздействие на приконтурную область, однако их применение приводит к повышению затрат на разрушение и в ряде случаев не обеспечивает требуемых конечных результатов.

Несмотря на многочисленные исследования, проблема обеспечения устойчивости бортов в их предельном положении из-за сложности и широкого разнообразия горнотехнических и гидрогеологических условий месторождений для средних и глубоких карьеров до конца не решена. Наиболее полно вопросы устойчивости бортов карьеров разработаны для условий изотропной среды, а при анизотропии прочностных свойств пород со сложными структурно тектоническими особенностями массива решение данной проблемы является сложным и в настоящее время не решенными в полной мере.

Значительный вклад в развитие буровзрывных работ (БВР) в Республике Узбекистан внесли Бибик И.П., Кучерский Н.И., Мальгин О.Н., Мислибаев И.Т., Назаров З.С., Насиров У.Ф., Норов Ю.Д., Петросов Ю.Э., Раимжанов Б.Р., Рахимов В.Р., Рубцов С.К., Сытенков В.Н., Толстов Е.А., Тошов Ж.Б., Тухташев А.Б., Умаров Ф.Я., Филиппов С.А., Шеметов П.А. и др. ученые, в трудах которых исследованы и разработаны способы и технологии ведения БВР на карьерах, исследована устойчивость бортов карьеров при массовом взрыве, совершенствованы технологии, обеспечивающие управление процессами БВР в технологических потоках карьеров, управляемое воздействие взрывных работ на сохранность бортов карьеров и уменьшение выхода негабарита горнорудной массы, разработаны новые схемы взрывания с использованием средств замедления, разработаны научные основы оптимизации расхода основных и вспомогательных материалов при БВР, уменьшено число отказов при взрывном разрушении горных пород и т.п.

Вместе с тем, существуют нерешенные проблемы, обусловленные необходимостью повышения эффективности БВР. Это связано с увеличением глубины отработки карьеров, необходимостью использования для ведения взрывных работ более дешевых и высокоэнергетических ВВ, характеристики

которых максимально соответствуют свойствам разрушаемых пород. Несмотря на разработку принципиально новых положений о действии взрывов, разработка эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов ВВ и управление сейсмическим воздействием при массовых взрывах в приконтурных зонах карьера путем целенаправленного изменения энергии взрывных волн во времени и пространстве, обеспечивающей целостность борта карьера, изучена недостаточно полно, что имеет особо важное значение при массовых взрывах.

# ГЛАВА 1. ЛИТЕРАТУРНЫЙ И ПАТЕНТНЫЙ ПОИСК ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ И ЭКСПЛУАТАЦИИ КАРЬЕРОВ ПО УСТАНОВЛЕНИЮ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

---

## § 1.1. Анализ основных факторов, влияющих на параметры и устойчивость бортов карьеров

Высота уступа непосредственно влияет на ряд общекарьерных показателей: качество добываемого полезного ископаемого; скорость подвигания фронта; темп углубления горных работ и, следовательно, производительность карьера; срок его строительства; объем горно-капитальных работ; общую протяженность фронта работ, внутрикарьерных путей и дорог; угол откоса рабочих и нерабочих бортов [1].

Проектирование высоты уступов следует осуществлять, исходя из геологического строения месторождения, физико-механических свойств пород, формы и строения залежи полезного ископаемого, требуемой интенсивности работ, календарного плана, максимально возможного сохранения качества извлекаемых полезных ископаемых, намечаемых к применению способов отработки уступов, технологии и механизации работ.

Естественно, что основным условием при выборе высоты уступа является его устойчивость в процессе работы карьера, обеспечивающая безопасность ведения горных работ, поэтому высота уступов регламентируется ЕПБ [2].

Высота уступов, определенная по условиям устойчивости, в подавляющем большинстве случаев получается большей, чем при определении с учетом других факторов, поэтому во многих случаях устойчивость уступов не рассчитывают.

При разработке наклонных и крутопадающих залежей, представленных преимущественно скальными и полускальными породами, высота уступа определяется в основном показателями технологических процессов, потерь и разубоживания полезного ископаемого, требуемой производительностью карьера и условиями вскрытия рабочих горизонтов.

Принимаемые при проектировании значения высоты уступов и углов откосов рабочих уступов во многом определяют размеры рабочих площадок и, как следствие этого, угол наклона рабочего борта карьера.

Углы откоса рабочих уступов зависят от свойств пород, принятых способов отработки уступов и других факторов. В процессе проектирования при определении углов откоса рабочих уступов пользуются либо практическими данными, либо таблицами.

Параллельно с определением высоты уступов, исходя из условий залегания горных пород, необходимо устанавливать положения их верхних и нижних площадок. Отметки площадок уступов по возможности должны совпадать с контактами различных пород. Необходимо также учитывать возможность селективной выемки. Всегда желательно, чтобы уступ был

сложен однородными горными породами, в добычном уступе было как можно меньше пустых пород, а во вскрышном – полезного ископаемого.

Высота уступа существенно влияет на скорость подвигания экскаваторных забоев и фронта работ, а также на сроки вскрытия и подготовки новых горизонтов, т.е. на интенсивность отработки месторождения. С увеличением высоты уступа снижается скорость подвигания забоев и фронтов работ уступа.

Увеличение высоты уступа приводит к существенному увеличению объема траншейных работ и, как следствие этого, к увеличению времени подготовки новых горизонтов.

Высота уступов оказывает существенное влияние на скорость углубления карьера. Так, при уменьшении высоты уступов с 20 до 10 м, т.е. в 2 раза, достижимая скорость углубления увеличивается в 1,5 раза [3]. Она ограничена продолжительностью работ по вскрытию и подготовке горизонтов, а не скоростью перемещения фронта верхних рабочих уступов.

Для сокращения периода строительства и сроков освоения проектной производительности карьера целесообразно высоту верхних уступов принимать небольшой, что обеспечит более быстрое развитие работ в первый период эксплуатации, а затем, когда карьер перейдет на нормальный режим работы, высота уступов может быть увеличена.

Так, во многих проектах высоту верхних уступов принимали в пределах 8-10 м, а нижних – 12-15 м и более [4].

Известна тенденция увеличения высоты уступов для повышения интенсивности отработки месторождения, угла наклона рабочего борта и уменьшения текущего коэффициента вскрыши. Проверить, что интенсивность отработки не снизилась с увеличением высоты уступа, можно по выражению [5]

$$\frac{Q_2}{h_2 L_{\dot{a}2} (ctg\alpha_2 + ctg\beta)} \geq \frac{Q_1}{h_1 L_{\dot{a}1} (ctg\alpha_1 + ctg\beta)}, \quad (1.1)$$

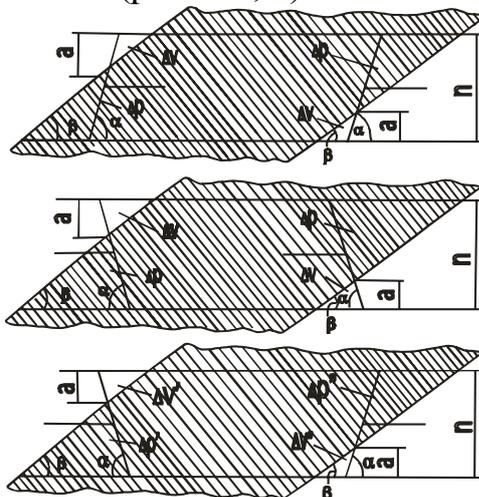
где  $Q_1$  и  $Q_2$  – производительности экскаваторов при меньшей  $h_1$  и большей  $h_2$  высоте уступа, м<sup>3</sup>/год; (например,  $h_1=15$  м,  $h_2=20$  м);  $L_{\dot{a}1}$  и  $L_{\dot{a}2}$  – длины экскаваторных блоков, м;  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$  – углы наклона борта карьера при меньшей и большей высоте уступа, градус (например,  $\alpha_1=15^\circ$ ,  $\alpha_2=18^\circ$ );  $\beta$  – угол наклона залежи, градус (например,  $\beta=35^\circ$ ).

При приведенных выше значениях параметров и  $L_{\dot{a}1}=L_{\dot{a}2}=1000$  м, получим  $Q_2 \geq 1,17Q_1$ , т.е. необходимо увеличить производительность экскаваторов на 17% или уменьшить длину экскаваторных блоков на 14% (при  $Q_1=Q_2$ ) и увеличить число экскаваторов.

Кроме того, необходимо проверить влияние увеличения высоты уступа на показатели потерь и разубоживания. При разработке малоценных полезных ископаемых этот вопрос остро не стоит. При высокой ценности полезных ископаемых на изменение этих показателей следует обратить самое пристальное внимание, так как при увеличении высоты уступа прямо пропорционально увеличиваются потери и разубоживание.

Их величины во многом зависят от взаимного положения плоскостей забоя и фронта рабочего уступа и контакта полезного ископаемого и пустых пород. Возможные положения этих плоскостей могут быть сведены к трем случаям [6]:

1. Фронт работ уступа перемещается по вскрышным породам со стороны висячего бока залежи (рис. 1.1, а).



**Рис. 1.1. Схемы к расчету потерь  $\Delta P$  и разубоживания  $\Delta V$  у контактов рудного тела при различных способах подготовки уступа**

2. Фронт работ уступа перемещается по вскрышным породам со стороны лежащего бока залежи (рис. 1.1, б).

3. Фронт работ перемещается по рудному телу (рис. 1.1, в).

На рис. 1.1 приведены наиболее распространенные условия, когда угол падения залежей  $\beta$  меньше угла откоса рабочего уступа  $\alpha$ . Угол падения залежи существенно влияет на высоту уступов. Наиболее часто, особенно на месторождениях цветных металлов, не прослеживается четкой закономерности в изменении угла падения рудных тел по глубине как со стороны висячего, так и со стороны лежащего боков. В связи с этим можно пользоваться средневзвешенным значением угла  $\beta$  для всего месторождения или его части.

Удельные объемы теряемого полезного ископаемого  $\Delta P$ , м<sup>3</sup>/м, и примешиваемой пустой породы  $\Delta V$ , м<sup>3</sup>/м, на контакте рудного тела могут быть определены по следующим выражениям:

– для схемы, приведенной на рис. 1.1, а,

$$\Delta P = \frac{(h-a)^2}{2} (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha); \quad (1.2)$$

$$\Delta V = \frac{a^2}{2} (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha); \quad (1.3)$$

– для схемы, приведенной на рис. 1.1, б,

$$\Delta P = \frac{(h-a)^2}{2} (\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha); \quad (1.4)$$

$$\Delta = \frac{a^2}{2} (\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha); \quad (1.5)$$

– для схемы, приведенной на рис. 1.1, в,

$$\Delta P' = \frac{(h-a)^2}{2} (\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha); \quad (1.6)$$

$$\Delta V' = \frac{a^2}{2} (\operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\alpha); \quad (1.7)$$

$$\Delta P'' = \frac{(h-a)^2}{2} (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha); \quad (1.8)$$

$$\Delta V'' = \frac{a^2}{2} (\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha). \quad (1.9)$$

В обобщенном виде уравнения (1.2)–(1.9) для одного контакта полезного ископаемого и породы могут быть записаны следующим образом:

$$\Delta P = \frac{(h-a)^2}{2} (\pm \operatorname{ctg}\beta \pm \operatorname{ctg}\alpha); \quad (1.10)$$

$$\Delta V = \frac{a^2}{2} (\pm \operatorname{ctg}\beta \pm \operatorname{ctg}\alpha), \quad (1.11)$$

где  $h$  – высота уступа, м;  $a$  – высота треугольника пустых пород, попадающих в руду в процессе отбойки, м;  $\alpha$  – угол откоса уступа, град.;  $\beta$  – угол падения контакта руды, град.

Знаки «+» и «+» ставят при направлении работ от лежачего бока к висячему, «–» и «+» – при направлении работ от висячего бока к лежачему и  $\beta > \alpha$ , «+» и «–» – то же, при  $\beta < \alpha$ .

Приведенные выражения позволяют устанавливать количественное влияние на величину потерь и разубоживания, направления перемещения рабочих уступов по отношению к контактам рудного тела. Так, при углублении карьера в породах лежачего бока потери и разубоживание всегда больше, чем при углублении в породах висячего бока. Уменьшить их можно только с помощью применения селективной выемки.

На показатели потерь и разубоживания существенное влияние оказывает расположение взрывных скважин в зоне контакта полезного ископаемого и пустой породы, так как изменение расположения скважин с изменением высоты треугольника пустых пород может существенно влиять на величину потерь и разубоживание. Коэффициент потерь ориентировочно может быть определен по формуле

$$\eta = \Delta P_0 / (Mh), \quad (1.12)$$

а коэффициент объемного разубоживания – по формуле

$$\rho = \frac{\Delta V_0}{Mh + \Delta V_0 - \Delta P_0}, \quad (1.13)$$

где  $M$  – горизонтальная мощность рудного тела, м;  $\Delta P_0$  и  $\Delta V_0$  – удельные объемы теряемого полезного ископаемого и примешиваемых пород на всех контактах полезного ископаемого, м<sup>3</sup>/м.

При наличии в полезном ископаемом породных прослоек их необходимо дополнительно учитывать при определении  $\Delta P_0$  и  $\Delta V_0$ .

Очень часто при разработке ценных руд высоту уступов по руде принимают меньшей, чем по пустым породам. Обычно вскрышной уступ при подходе к руде разделяют на два уступа.

Отметим, что между высотой уступа и параметрами буровзрывных работ существует тесная взаимосвязь: с увеличением высоты уступа (при применении вертикальных скважин и угле откоса уступа меньше 90°) увеличивается сопротивление по подошве. Для обеспечения эффективности работ требуется увеличивать вместимость скважин, используя котловые заряды или увеличивая диаметр скважины.

Применение наклонных скважин, параллельных откосу рабочего уступа, позволяет резко увеличить высоту уступа без изменения диаметра скважин.

Высоту уступа следует выбирать, исходя из условия обеспечения высокоэффективной работы экскаваторов. Прежде всего высота уступа должна обеспечивать наполнение ковшей экскаваторов, поэтому она должна быть не менее 2/3 высоты расположения напорного вала механической лопаты.

При разработке развала взорванных пород высота развала  $h_p$  должна быть увязана с высотой черпания экскаватора  $H_q$ :

$$h_p \leq \alpha_n H_q, \quad (1.14)$$

где  $\alpha_n$  – коэффициент, зависящий от степени дробления и слеживаемости пород, а также от необходимости селективной выемки (при селективной выемке  $\alpha_n=1$ ; при хорошо раздробленных и исслеживающихся породах  $\alpha_n=1,2 \div 1,4$ ).

Зависимость высоты развала породы от высоты уступа пока еще недостаточно изучена. Ориентировочно предполагается прямая пропорциональная зависимость:

$$h_p = \tau h, \quad (1.15)$$

где  $\tau$  – коэффициент, учитывающий способ взрывания (при однорядном взрывании  $\tau=0,7 \div 0,9$ ; при многорядном –  $\tau=1 \div 1,15$ ). Из последних двух выражений высота уступа

$$h \leq \frac{\alpha_n}{\tau} H_q. \quad (1.16)$$

Ширина развала породы после взрыва  $B$  для обеспечения наилучшего использования экскаватора должна содержать целое число его заходов, т.е.

$$B = \mu A, \quad (1.17)$$

где  $\mu$  – число заходов (1, 2 или 3).

При  $A = 1,5R_q$  высота уступа

$$h = 1,5R_q \frac{\mu}{c}, \quad (1.18)$$

где  $R_q$  – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м;  $c$  – коэффициент ширины развала,  $c=1\div 3$ .

Для обеспечения взрывания без уборки путей ширина развала должна удовлетворять определенному условию, при этом

$$h \leq \frac{1}{c} [W_0 + 0,8(R_q + R_p) - l], \quad (1.19)$$

где  $W_0$  – ширина отрываемой части уступа, м;  $R_q$  и  $R_p$  – радиусы черпания на уровне стояния и разгрузки экскаватора, м;  $l$  – допустимое расстояние от оси пути до развала породы (обычно  $l=2\div 3$  м).

Экономические расчеты показывают, что с увеличением высоты уступов себестоимость экскавации сначала снижается, а затем, начиная с высоты 20 м, увеличивается. Применительно к одному типу экскаваторов с увеличением высоты уступа себестоимость экскавации снижается.

С точки зрения наилучшей организации транспортирования горной массы в карьере всегда целесообразно принимать уступы большой высоты. При этом сокращается число горизонтов в карьере и уменьшается объем работ по устройству и передвижке путей. Только в случае коротких карьеров высота уступа ограничена возможной длиной наклонных съездов [7].

Высоту уступа необходимо выбирать также по условию обеспечения производительности карьера по полезному ископаемому, которая прямо пропорциональна скорости понижения добычных работ. Если рабочей зоной охвачена вся площадь рудного тела, то производительность карьера, м<sup>3</sup>/год,

$$A_{pi} = S_i h_{0i}, \quad (1.20)$$

где  $S_i$  – текущая площадь рудного тела (с учетом рудоносности, потерь и разубоживания), м<sup>2</sup>;  $h_{0i}$  – текущая скорость понижения добычных работ, м/год.

При изменяющейся по мере углубки карьера площади рудного тела поддержание постоянной производительности можно осуществлять изменением скорости углубки карьера и понижением добычных работ или высоты уступов, в зависимости от мощности залежей полезного ископаемого.

При определении высоты уступов необходимо также учитывать, что она оказывает влияние на годовые объемы вскрышных работ и текущий коэффициент вскрыши. С уменьшением высоты уступов обычно увеличивается коэффициент вскрыши первого периода работы карьера.

Приведенный анализ основных факторов, влияющих на высоту уступов, показывает, что это влияние противоречиво. Окончательное решение следует принимать в конкретных условиях индивидуально.

## **§ 1.2. Литературный и патентный поиск теоретических исследований и практики ведения буровзрывных работ при формировании вертикальных откосов уступов в предельном контуре карьеров**

Развитие открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых в современных условиях связано с непрерывным ростом предельной глубины карьеров, что влечет за собой необходимость повышения устойчивости горных выработок и бортов. Производство массовых взрывов на карьере оказывает существенное влияние на сохранность законтурного массива и как следствие, на устойчивость бортов карьера при постановке их в конечное положение.

В зарубежной практике ведения открытых горных работ в высокопрочных скальных массивах уже достаточно давно используются крутые откосы бортов карьеров: карьер Flintkote Mine (Канада), борт которого отстроен в гранитах под углом  $70^\circ$ ; железорудный карьер Cleveland Cliffs (США), борт которого при высоте 120 м отстроен под углом  $80^\circ$ ; карьер Westfrob Mine (Канада), глубиной 244 м с общим углом наклона борта  $55^\circ$ . Характерен пример карьера Айтик (Швеция), на котором, несмотря на достаточно сложные горно-геологические условия (трещиноватый и обводненный массив), отстраиваются вертикальные откосы уступов, а угол откоса борта достигает  $51^\circ$  при глубине до 300 м. Такой эффект достигается за счет применения специальных схем контурного взрывания, предусматривающих максимальное сохранение приконтурного массива [8-24].

В российской практике ведения открытых горных работ формирование бортов глубоких карьеров с углами откосов  $60-70^\circ$  было выполнено впервые в суровых климатических условиях отработки кимберлитовых месторождений Западной Якутии [25]. Климатические и природные условия Западной Якутии, относящиеся к разряду экстремальных, оказывают непосредственное влияние на параметры отработки месторождений. Наличие многолетней мерзлоты существенно повышает прочностные свойства приоткосного массива за счет цементирующих свойств льда, заполняющего трещины и микропоры. Поэтому при отработке кимберлитовых трубок это даёт возможность отстраивать борта карьеров со значительными генеральными углами наклона от  $45$  до  $56^\circ$  и, как следствие, уменьшить объёмы вскрышных работ. Таким образом, можно констатировать, что наличие многолетнемерзлых пород позволяет увеличивать углы наклона нерабочих бортов от  $4$  до  $19^\circ$ , при этом большее значение относится к углам наклона нерабочих бортов глубоких карьеров [26].

В настоящее время имеется достаточно большое количество изобретений по формированию устойчивости бортов [27-35], но на практике они не приобрели широкого распространения в связи с тем, что в них не учитываются безопасность и общая экономическая, экологическая и технологическая эффективность разработки месторождений.

Для карьера Удачный (Россия) разработана новая конструкция сверхвысоких нерабочих уступов высотой до 180 м. Формирование сверхвысоких уступов предусматривалось осуществлять вертикальными подступами высотой 30 м, между которыми предполагалось разместить горизонтальные технологические бермы с гравитационной очисткой шириной 10 м. Для защиты людей и механизмов над транспортным съездом предусматривалось сформировать защитную берму шириной 25 м с отбойным приямком. Кроме того, для прокладки инженерных коммуникаций предполагалась проходка специального транспортного съезда по тупиковой схеме с повышенным продольным уклоном. Прокладку воздушных линий планировалось осуществлять с применением высоких опор специальной конструкции, позволяющих преодолеть перепад высот до 180 м и пролеты длиной более 60 м.

Данная технология формирования бортов карьера применялась с 1997 г., что позволило уменьшить общие объемы вскрыши в контуре карьера на 46 млн. м<sup>3</sup> при существенном улучшении ситуации по совмещению его текущего и конечного контуров. Однако опыт эксплуатации отстроенных на карьере сверхвысоких уступов в течение трех лет показал, что вертикальная заоткоска вызвала активизацию системы закрытых трещин отрыва вертикальной ориентации, особенно по южному борту. Крупные блоки массива известняков и доломитов оказались в подвешенном состоянии. Неблагоприятное сочетание ориентировки вертикальных трещин отрыва (простираение субпараллельное борту карьера) и векторов главных нормальных растягивающих напряжений (перпендикулярное плоскостям трещин), а также наличие свободной поверхности вызвали активное раскрытие трещин сверху вниз. Для создания безопасных условий работы был реализован комплекс мероприятий по приведению откосов в безопасное состояние, в том числе осуществлено перепроектирование борта карьера с применением уступов полигональной формы. По результатам исследований был рекомендован вариант конструирования нерабочего уступа высотой 45 м полигонального профиля, отстраиваемого в верхней части высотой 30 м под углом 75° и в нижней – 15 м под углом 90°, с горизонтальной предохранительной бермой периодической зачистки шириной 15 м.

Для проверки принятого варианта на карьере Удачный был выделен опытно-промышленный участок борта, разработаны технология отстройки уступа и система мониторинга состояния подоткосного массива. Верхняя часть уступа высотой 30 м оконтуривается наклонными (под углом 75°) скважинами, пробуренными на всю высоту сдвоенного уступа. Нижняя часть уступа оконтуривается вертикальными скважинами, которые бурят с подошвы первого горизонта на расстоянии 4 м от наклонных скважин.

В настоящее время все вновь проектируемые кимберлитовые карьеры отстраиваются с предельными по прочностным свойствам параметрами нерабочих уступов высотой до 45 м под углом 80°.

В связи с этим серьезные изменения претерпела и схема вскрытия карьеров. При отстройке карьеров не используются наклонные бермы, они

заменены сочетанием крутонаклонных и горизонтальных берм. До 60-80% высоты нерабочего борта вскрывается системой встречных съездов, в том числе и с однопососным движением автотранспорта. Широкое внедрение гидравлических экскаваторов с прямой и обратной лопатой привело к необходимости корректировки параметров системы разработки и конструкции рабочих уступов. Все вновь запроектированные карьеры отрабатывают с предельной по горнотехническим условиям производительностью по добыче руды. При этом скорость понижения добычных работ увеличилась с 11,6-15 до 20-24,5 м/год, т.е. на 52-60%. Величина продольного уклона транспортных берм особенно в нижней части карьеров возросла с 80 до 110-120%.

В конце 2006 года институтом Гипроруда завершена разработка проекта «Реконструкция карьера с целью восстановления проектной мощности Ковдорского ГОКа на основе укрупнения постоянных бортов карьера с увеличением глубины и периода открытой разработки». Из названия проекта понятно, что его главным отличием от всех предыдущих являются инженерно-геологические аспекты построения сверхглубокого карьера с крутыми углами откосов уступов и бортов. Согласно действующему проекту, расчетные генеральные углы наклона бортов карьера при их высоте до 660 м составляли 37-40°, а откосы уступов в конечном положении отстраивали под углами от 40 до 70° в зависимости от трещиноватости пород. В новом проекте карьер отстроен с расчетными генеральными углами наклона борта до 60° и с откосами уступов до 90°. Проектированию карьера предшествовали многолетние исследования и опытно-промышленные работы, результатом которых стала разработка технологических регламентов «Геомеханическое и техническое обоснование возможности укрупнения бортов карьера рудника «Железный» в конечном положении» и «Обоснование систем осушения и водоотведения карьера...» (Горный институт Кольского научного центра Российской Академии наук (ГоИ КНЦ РАН), филиал главного управления предприятий «Всесоюзный научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт по осушению месторождений полезных ископаемых, специальным горным работам, рудничной геологии и маркшейдерскому делу (ФГУП «ВИОГЕМ»)). Эти регламенты легли в основу инженерно-геологических решений проекта [36].

В регламентах представлен анализ геолого-структурного строения месторождения; прочностных характеристик пород в массиве и в ослабленных контактах (тектонические трещины, слоистость, сланцеватость, прослой слабых пород и т.д.); интенсивности трещиноватости по площади и по глубине; гидрогеологических условий; фактического состояния бортов и уступов карьера. На этой основе в проектируемом пространстве карьера выделены отдельные литотипы пород; участки с идентичным геолого-структурным строением; крупные тектонические нарушения и более мелкие разломы; зоны различной степени трещиноватости по глубине и по площади, а также составлена трехмерная геолого-структурная модель месторождения,

чтобы иметь возможность прогнозировать склонные к обрушениям отдельные уступы либо участки борта карьера.

Исходя из петрографических особенностей, на месторождении выделено шесть литотипов пород. Все они, кроме пород зоны выветривания интенсивной дезинтеграции, относятся к породам очень прочным ( $\sigma_{сж} > 120$  МПа) или прочным ( $\sigma_{сж} = 50 \div 120$  МПа). Выделено семь разрывных субвертикально залегающих нарушений 1-го порядка, которые не являются потенциальными поверхностями скольжения или их частью для бортов карьера. Разрывные нарушения 2-го и 3-го порядков в бортах карьера (в конечном положении) не могут быть потенциальными поверхностями скольжения, так как большинство их является кососекущими относительно простирания бортов. Они будут влиять на устойчивость лишь отдельных уступов южного и восточного бортов.

Трещиноватость пород с глубиной уменьшается: до глубины 75-150 м в основном развита зона интенсивной трещиноватости с блочностью пород от 0,1 до 0,6 м; интервал 150-250 м – зона средней трещиноватости с блочностью пород до 1-1,5 м; 250-500 м – зона слабой трещиноватости с блочностью пород от 1,5 до 4-7 м; 500-850 м – в основном монолитные породы, блочность пород от 5-10 до 15-20 м. Упрочнению массива на больших глубинах способствует смыкание трещин, вызываемое пропорциональным ростом нагрузок. При определенных соотношениях величин наибольших вертикальных главных напряжений и сил бокового отпора прочность трещиноватого массива приближается к прочности монолита. С глубины 250 м размер элементарных структурных блоков ограничивается густотой основных тектонических нарушений, так как трещинные отдельности в большинстве случаев залечены гидротермальными растворами.

Исходя из данных инженерно-геологического районирования карьерного поля, по контуру карьера выделено 5 секторов (табл. 1.1), при определении границ которых учитывали литотипную выдержанность породного комплекса в пределах сектора.

По каждому инженерно-геологическому сектору с идентичными условиями выполнены расчеты проектных параметров бортов и уступов карьера, обеспечивающих их устойчивость (табл. 1.2). Расчетный коэффициент запаса устойчивости принят  $n' \geq 1$ . Расчеты показали [24], что постановка уступов с вертикальными откосами возможна в крепких скальных породах, расположенных ниже зоны частичной дезинтеграции горных пород.

Максимальная высота вертикального откоса (при отсутствии факторов ослабления) рассчитана по методике Всероссийского научно-исследовательского института горной геомеханики и маркшейдерского дела (ВНИМИ) и составляет в данном случае 40-100 м.

На участках центриклинальных зон трещиноватости, падающих в сторону выемки, и при расположении этих зон параллельно простиранию борта устойчивые углы наклона уступов оказались меньше вертикального и составили 65-75°. Общий угол наклона борта при глубине карьера до 970 м

рассчитан по наиболее универсальной методике оценки устойчивости бортов в реальных горно-геологических условиях – векторного сложения сил (метод многоугольника сил). Данная методика учитывает реакции между блоками, на которые по определенным признакам разбивается призма возможного обрушения. Расчетный генеральный угол наклона борта карьера составил 60°.

Таблица 1.1

Инженерно-геологическое районирование карьерного поля Ковдорского карьера [36]

Номер инженерно-геологического сектора	Борт карьера	Породы, слагающие борт карьера
I	Северо-западный, северный, северо-восточный	Пироксениты, пироксенизированные оливиниты, оливиниты и руды
II	Центральная часть восточного борта	Пироксениты, ийолиты, оливиниты и руды
III	Южная часть восточного, юго-восточный, южный	Фениты и руды
IV	Юго-западный	Фениты, ийолиты и руды
V	Западный	Твейтозиты, ийолиты и руды

Таблица 1.2

Конструктивные элементы глубокого карьера Ковдорского ГОКа [36]

Расчетный инженерно-геологический сектор	Угол наклона уступа, град.	Высота сдвоенного уступа, м	Ширина предохранительной бермы, м
<b>Зона дезинтеграции</b>			
Интенсивная	45	24	10
Частичная	60		
<b>Сектор I</b>			
<b>Юго-запад</b>			
+ 166 ...+ 142 м	75	24	10,4-12,4
+ 142...+70 м	90	24	10,0-11,3
ниже +70 м	90	30	12,0-13,0
<b>Север</b>			
+ 166... +70 м	90	24	10,0-11,3
ниже +70 м	90	30	12,0-13,0
<b>Северо-восток</b>			
до абс. отм. +70 м	75	24	10,4-12,4
+70 ... +50 м	75	30	12,9-15,0

ниже +50 м	90	30	12,0-13,0
Сектор II			
+ 142...+70 м	90	24	10,0 11,3
ниже + 70 м	90	30	12,0-13,0
Сектор III			
Восточнее обрушения			
+ 166... +40 м	50	24	10,0
ниже +40 м	90	30	12,0-12,4
Зона обрушения			
+ 142... +94 м	45	24	15,0
+94... +40 м	50 (65)	24-30	10,0
ниже +40 м	90	30	12,0-13,0
Южная центриклинальная зона:			
+ 190... +40 м	65	24-30	10,0
ниже + 40 м	90	30	12,0-13,0
Сектор IV			
Юго-западная центриклинальная зона			
до абс отм. + 190 м	60	24	10,0
до гор. +40 м	65	24-30	10,0
ниже +40 м	90	30	12,0
Сектор V			
Юго-запад			
+262... +70 (+40) м	75	30	12,9-15,0
ниже + 40 м	90	30	12,0
Запад			
+94... -635 м	90	30	12

Ширина предохранительных берм рассчитана из ожидаемых величин их срабатывания в зависимости от времени стояния уступа, а также из условия защиты нижележащей зоны от возможного падения (обрушения) камней. Методика упрощенных расчетов траектории движения камней при обрушении с откосов вертикальных уступов разработана в ГИИ КНЦ РАН на основании проведенных в карьере экспериментов по падению камней с высоты 24 м. При этом рекомендуется отсыпать на предохранительных бермах щебёночную «подушку» толщиной 0,8-1 м на участках, где ожидается интенсивный процесс осыпания, и над наиболее ответственными объектами (транспортные бермы, трассы конвейерных подъемников, водоотливные станции, пункты электроснабжения и т.д.).

Показанные выше основные конструктивные параметры уступов и бортов карьера в конечном положении обоснованы расчетами, но сами по себе еще не гарантируют их устойчивость без выполнения комплекса специальных мероприятий, предлагаемых в проекте «Реконструкция карьера...» на основе проведенных в предпроектный период масштабных исследований и опытно-промышленных работ (ОПР). К ним относятся:

– защита законтурного массива горных пород от динамического воздействия массовых взрывов методом «щадящего» взрывания в зоне приближения горных работ к предельному контуру;

– разгрузка прибортовых массивов от застойных напорных вод, влияющих на устойчивость уступов, с помощью предложенной ФГУП «ВИОГЕМ» системы горизонтальных (слабонаклонных) дренажных скважин, обеспечивающих сток воды со снижением напора на нижележащем уступе и осушением вышележащего (отметим, что количественные оценки влияния обводненности прибортовых массивов на устойчивость уступов в карьере Ковдорского ГОКа отсутствуют);

– прогнозирование устойчивости, деформаций и разработка технологии закрепления ослабленных участков уступов и бортов карьера (исследования проведены ФГУП «ВИОГЕМ»),

– непрерывный контроль состояния породного массива (Горным институтом КНЦ РАН предложена многоуровневая система мониторинга для карьера Ковдорского ГОКа).

Оценку устойчивости, как и определение максимальных углов погашения бортов меднорудных карьеров, в силу специфики залегания рудных тел и формы карьера (близкой к круглой или эллиптической) определяют посредством решения объемной задачи с применением метода многоугольника сил (векторного сложения сил) [37]. Расчеты устойчивости и практика отработки меднорудных карьеров показывают, что борта в предельном положении имеют большой коэффициент запаса ( $n=2$  и более), что позволяет увеличить углы погашения на  $5-15^\circ$ . Угол погашения бортов меднорудных карьеров глубиной 300-400 м должен достигать  $50-60^\circ$ , что определяет значительный резерв сокращения объемов вскрышных работ или увеличения глубины карьеров.

Устойчивость вогнутых в плане бортов, характерных для всех известных меднорудных карьеров, выше устойчивости прямолинейных бортов за счет дополнительного сопротивления смещению призмы обрушения, создаваемого силами бокового распора. Степень влияния бокового распора зависит от конфигурации борта в плане, геологического строения прибортового массива и соотношения протяженности откоса (борта) и его высоты.

Следует также отметить, что ввиду особенностей строения меднорудных месторождений (неправильные формы рудных тел и наличие сопровождающих мелких залежей) значительная часть запасов руд остается в бортах и на дне карьеров (от 5 до 20 млн. т), доработка которых возможна, и на ряде карьеров («Блявинский», «Сибайский», «Учалинский» и др.) успешно осуществляется по локальным проектам, позволяя с помощью действующего оборудования дополнительно добывать 2-7 млн. т руды.

Естественно, в результате выемки запасов в приконтурной зоне, увеличения общей высоты и углов погашения при доработке законтурных запасов руд снижается общая устойчивость борта. Тем не менее, каких-либо серьезных деформаций бортов не отмечалось. Это еще раз подтверждает, что

углы погашения бортов меднорудных карьеров не достигли максимально допустимых значений и имеется возможность их увеличения и сокращения объёмов вскрышных работ или увеличения глубины карьера. Увеличить углы откосов сгруппированных уступов в предельном контуре и уменьшить число берм можно за счет применения наклонных предохранительных берм. Увеличение угла наклона откосов уступов на меднорудных карьерах достигается также за счет применения специальной технологии отработки приконтурных лент и искусственного укрепления отдельных участков. При этом важно отметить, что технологии отработки приконтурных лент (контурное взрывание, укрепление отдельных участков уступов и наклонное расположение предохранительных берм) в практике открытых горных работ впервые в СНГ начали применять на меднорудных карьерах («Сибайский», «Сорский», «Тайский», «Учалинский» и пр.).

Опыт формирования участков бортов карьеров с углом откоса  $55^\circ$  и высотой 144 м накоплен на ОАО «Полтавский горно-обогатительный комбинат». Карьер Днепровского рудоуправления (ДнРУ) разрабатывает запасы Горишне-Плавнинского и Лавриковского месторождений железистых кварцитов. Его строительство было начато в 1961 году. Ввод мощности на проектную производительность по добыче 15 млн. т сырой руды в год осуществлен в 1970 году. В проекте производительность комбината и, соответственно, карьера была пересмотрена и принята по сырой руде 33,95 млн. т в год, по вскрышным породам – до 31 млн. м<sup>3</sup> в год. Проектом принята разработка месторождений с применением автомобильного и электрифицированного железнодорожного транспорта с вводом его на глубокие горизонты через юго-западную и северо-западную траншеи [38].

Карьер комбината вскрыт временными скользящими съездами и пока не имеет участков бортов, поставленных в конечное положение, что не позволяет создать постоянные транспортные коммуникации и минимизировать объемы вскрышных работ. В связи с этим для оптимизации объемов выемки и транспортирования вскрышных пород освоена технология формирования временно нерабочих бортов карьера путем отстройки целиков из 3-4 вертикальных уступов высотой 12 м, устойчивость которых обеспечивается контурным взрыванием зарядов вертикальных скважин. Между целиками оставляют предохранительную берму. Угол откоса участков временно нерабочих бортов достигает  $55^\circ$  при высоте 144 м.

Для оптимизации конструкций бортов карьеров, с учетом реальных свойств, структурных особенностей и напряжённого состояния массивов пород глубоких горизонтов рудных месторождений Горным институтом КНЦ РАН разработана соответствующая методология [39].

В настоящее время традиционным считается представление массива пород дискретной средой, сплошность которой нарушена упорядоченной трещиноватостью, разделяющей массив на структурные блоки. Такие массивы горных пород принято называть блочными или раздельно-блочными. В существующих инженерно-геологических и горнотехнических классификациях, исходя из размеров образуемых структурных блоков,

выделяют несколько порядков – классов, рангов структурных неоднородностей от крупных структур протяжённостью десятки километров до небольших трещин размерами порядка десятков сантиметров. Очевидно, в этом случае необходимо говорить об иерархии структурных неоднородностей и, соответственно, структурных блоков в скальном массиве. Такой подход в последнее время получил значительное распространение, в результате чего принято рассматривать скальный массив с позиций иерархически-блочной модели среды.

Применение иерархически-блочной модели позволяет обоснованно определять вид и параметры эффективных структурных неоднородностей, т.е. тех, которые определяют процессы деформирования и разрушения данного конкретного объёма пород или сооружения.

Степень влияния того или иного порядка неоднородностей определяется соотношением размеров соответствующих структурных блоков и геометрических параметров деформирующихся объектов. При этом механизм деформирования массива пород блочной структуры заключается в деформировании самих блоков и, кроме того, в их перемещениях относительно друг друга.

В условиях работы карьеров речь может идти о единичном уступе (иногда группе уступов) и о борте в целом. Если для уступа эффективным видом структурных неоднородностей являются, как правило, поверхности естественных крупноблоковых трещин, образующих структурные блоки с ребром в первые единицы метров, то для борта карьера эффективным видом будут структурные неоднородности более крупных размеров, образующих структурные блоки с ребром в десятки и первые сотни метров. Отсюда необходимо различать понятия «устойчивость отдельного уступа или группы уступов» и «устойчивость борта карьера в целом». Во многих случаях нарушение устойчивости отдельного уступа или группы уступов отнюдь не означает катастрофической потери устойчивости борта в целом.

Напряжённое состояние массивов скальных пород в большинстве случаев соответствует гравитационно-тектоническому типу, при котором в нетронutom массиве максимальная и промежуточная компоненты главных напряжений горизонтальны и определяются тектоническими силами, действующими в рассматриваемом регионе, а минимальная компонента ориентирована в вертикальной плоскости. При этом абсолютное значение минимальной компоненты главных напряжений определяется как собственным весом вышележащих пород, так и боковым отпором максимальной и промежуточной компонент главных напряжений.

Предложенная методика геомеханического обоснования устойчивых параметров бортов и уступов карьеров в достаточной степени соответствует особенностям скальных высокопрочных массивов и может быть применена в соответствующих условиях на различных предприятиях, ведущих горные работы открытым способом. Поскольку формирование уступов и бортов карьеров с предельными устойчивыми параметрами возможно только при условии сведения к минимуму разрушения законтурного массива,

необходимым элементом общей технологии постановки бортов карьеров в конечном положении является разработка специальной технологии буровзрывных работ.

### **§ 1.3. Анализ выполненных исследований по контурному взрыванию для обеспечения устойчивости откосов уступов на карьерах**

Применительно к оценке влияния взрывных работ на формирование устойчивых откосов скальных уступов наиболее приемлемо использовать разработанную методику, опубликованную в работах [102-106].

Как показывают исследования по определению устойчивых углов погашения бортов и уступов карьеров на рудных месторождениях различных генетических классов, предельные устойчивые углы погашения уступов  $\alpha_y$  и бортов  $\alpha_b$  в среднем составляют [107]:

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

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

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

4. Для месторождений третьего класса устойчивые углы заоткоски уступов по лежащему борту равны  $\alpha_y = 45-60^0$  при  $\alpha_b = 40-45^0$ , а по висящему – для выветрелых, слабыветрелых и сохранных пород  $\alpha_y$  равен  $50-60$ ;  $60-70$  и  $70-75^0$ , а угол погашения борта  $\alpha_b = 50-55^0$  и более.

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

Для месторождений 1, 3, 4 классов и первой группы 2 класса характерно отсутствие трещин, пересекающих откосы уступов, за исключением отдельных участков по лежащему борту. В этих условиях предельно достижимые углы погашения бортов карьеров целиком

определяются шириной транспортных берм и углами откосов уступов, которые существенно зависят от степени нарушенности приоткосной части массива взрывными работами.

По данным [108] применение контурного взрывания позволяет увеличить углы откосов по сравнению заоткоской обычными взрывами на 5–15° и обеспечить их длительную устойчивость при проектных (предельно устойчивых) углах откосов.

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

Наблюдения за деформациями откосов скальных уступов показывают, что наиболее опасные нарушения массива практически всегда совпадают с плоскостями ослабления геологического происхождения. Однако характер деформаций не всегда одинаков и существенно зависит как от прочностных характеристик массива, так и ориентации плоскостей ослабления. Необходимо отметить, что ориентация плоскостей ослабления и значение величин сцепления и коэффициента внутреннего трения по этим плоскостям после взрыва играют решающую роль как при решении вопроса об устойчивости откоса, так и при решении вопроса о допустимых напряжениях во фронте волн сжатия.

Наблюдения за деформациями уступов, приведенных в работах [109–111] свидетельствуют о том, что при длительном стоянии профиль откоса уступа приближается к профилю границы зоны разрушения межблочных связей в законтурном массиве. Анализ источников [112, 113] позволяет выделить пять наиболее типичных вариантов формирования устойчивой поверхности откоса скальных уступов в зависимости от ориентации наиболее ярко выраженной системы трещин.

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

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

Наблюдения за деформациями откосов показывают, что с течением времени, возможно отслоение и обрушение массива по плоскостям трещин, ослабленных взрывом. Но благодаря быстрому затуханию волн напряжений с расстоянием, при такой ориентации трещин размеры зоны нарушений сравнительно не велики.

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

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

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

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

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

В соответствии с Едиными правилами безопасности [114] при постановке бортов карьеров на предельный контур допускается ширина берм не менее  $1/3 H_y$ .

Следовательно, при заданном по устойчивости, угол заоткоски уступа ( $\alpha_y$ ) и его высота ( $H_y$ ), предельный технологически достижимый угол погашения борта ( $\alpha_\delta^t$ ), на котором предусматривается оставление берм и

площадок под оборудование общей шириной  $B \cdot H_{\delta}$ , для борта высотой ( $H_{\delta}$ ), может быть определен по формуле [115]:

$$\operatorname{tg} \alpha_{\delta}^t = H_{\delta} \left[ H_{\delta} \operatorname{ctg} \alpha_y + \frac{H_{\delta}}{3} (n - 1) + H_{\delta} B \right]^{-1}, \quad (1.21)$$

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

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

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

$\alpha_y$ , град	40	45	50	55	60	65	70	75	80
$\alpha_{\delta}^t$ , град	33,5	37,0	40,5	45,5	47,5	51,3	55,0	59,0	63,0

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

Однако при подготовке скальных пород к выемке с использованием взрывных работ наблюдаются значительные деформации массива за поверхностью отрыва [116], что приводит к выполаживанию откосов и разрушению предохранительных и транспортных берм. Для восстановления транспортных коммуникаций в этом случае требуется дополнительная разноска бортов карьера, что связана со значительными материальными затратами на удаления дополнительного объема вскрышных пород и расконсервацию борта. В связи с этим для глубоких карьеров экономически оправдано [117] применение специальной технологии ведения буровзрывных работ в приконтурной зоне и проведение мероприятий, направленных на обеспечение устойчивости уступов под проектным углом откоса.

Наиболее технологичным, обеспечивающую высокую производительность, и достаточно эффективным способом управления состоянием формируемых уступов, является контурное взрывание. Относительная дешевизна контурного взрывания по сравнению с искусственным укреплением откосов делает его незаменимым при оформлении откосов уступов.

Эффективность мероприятий по предотвращению выполаживания откосов уступов определяется по формуле:

$$\mathcal{E} = C_1 V - C_2 S, \quad (1.22)$$

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

$C_1$  – прямые затраты на удаление вскрышных пород, сум/м<sup>3</sup>;

$V$  – дополнительный объем вскрыши, подлежащей удалению в расчетном году при планомерной разности бортов с учетом выполаживания откосов, м<sup>3</sup>/год;

$C_2$  – затраты на контурное взрывание, сум/м<sup>2</sup>;

$S$  – суммарная поверхность откосов уступов, выводимых на проектный контур в расчетном году, м<sup>2</sup>/год.

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

$$\Delta V = 500 H_{\delta}^2 (ctg \alpha_{\delta_1} - ctg \alpha_{\delta_2}), \text{ м}^3 / \text{км} \quad (1.23)$$

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

$$\Delta V = H_{\delta}^3 (ctg^2 \alpha_{\delta_1} - ctg^2 \alpha_{\delta_2}), \text{ м}^3, \quad (1.24)$$

где  $\alpha_{\delta_1}$  и  $\alpha_{\delta_2}$  – усредненные углы погашения бортов в случае дополнительной разности из-за выполаживания уступов и при соблюдении проектных углов уступов, град.

Из (1.23) и (1.24) следует, что эффект от увеличения угла погашения борта особенно резко проявляется на глубоких карьерах эллипсовидной формы, к которым относится большинство железорудных карьеров.

В работе [118] путем экспериментальных исследований установлено, что при увеличении коэффициента декаплинга (отношение диаметра скважины к диаметру заряда) происходит быстрое снижение максимальных радиальных напряжений, действующих на поверхность зарядной полости. В диапазоне значений  $d_c/d_z = 1,1-2,5$  относительное снижение напряжений происходит по зависимости  $\exp[-k(d_c/d_z)]$ , где  $k$  зависит от заполнителя кольцевого зазора и составляет для породной мелочи основного состава 1,05; для кварцевого песка 1,18; для воздуха 2,03. В работе [119] 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 [119-122] 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 [116,119,123] предложены зависимости, полученные из условия формирования щели, как следствия развития зоны пластических деформации при взаимодействии двух сближенных зарядов.

В работах [124-126] 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 [127] 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 [128-130] 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 [112,133] приведены ориентировочные параметры оконтуривающих зарядов, полученные в результате обобщения фактических данных. В [108] 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 [108] при использовании скважин диаметром 100–150 мм приведены в табл. 1.2.

Таблица 1.2

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 [108] параметры оконтуривающих скважинных зарядов рекомендуется выбирать в соответствии с табл. 1.3.

Таблица 1.3

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 [108] и [109] 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 [119,128,131,132] 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 [133] может быть определена из выражения

$$A = C^3 \sqrt{Q} \quad (1.25)$$

где  $C$  – эмпирический коэффициент, определяемый согласно табл. 1.4;  
 $Q$  – масса заряда в одной (при однорядном) или двух (при двурядном взрывании) скважинах в приконтурной ленте, кг;  
 $A$  – ширина зоны заколов, м.

Таблица 1.4

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 (1.25) и табл. 1.4 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. 1.4 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 [134] 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 [135,136], 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 нарядной на поперечные ряды дает уменьшение зоны остаточных деформаций в 1,75 раза. Применение зарядов с осевым воздушным

промежутком способствует сокращению зоны деформаций [137, 138] в 1,1 раза. Изменение количества рядов скважин в приконтурной зоне с двух до десяти по данным [145] 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 [131] 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 [139], также свидетельствует о значительном снижении мощности нарушенного слоя при переходе на скважинные заряды уменьшенного диаметра. Массовая скорость смещения значительно зависит от ориентации взрываемых зарядов и направления детонации относительно охраняемого объекта (откоса). Наибольшее снижение сейсмического эффекта достигается при расположении охраняемого объекта во фланг от ряда одновременно взрываемых скважин. Причем, последовательность инициирования следует принимать от охраняемого объекта. Это позволяет уменьшить сейсмический эффект в 2–5 раза. Массовая скорость смещения снижается при увеличении числа групп замедления и соответствующем уменьшении массы одновременно взрываемых зарядов. Максимальное снижение сейсмического эффекта за счет применения короткозамедленного взрывания достигается при интервалах замедления равных полупериоду волны напряжений. Для практических целей рекомендуется использовать интервал замедления  $\tau = 25\text{--}35$  мс. Аналогичные результаты по исследованию сейсмического эффекта взрывов приведены в работах [128, 130, 140]. Расстояние от зарядов дробления до проектного контура целесообразно принимать равным ширине зоны трещинообразования. Согласно [131] ширину зоны развития трещин рекомендуется определять по формуле [142]:

$$r_{\max} = r_c \sqrt{\frac{kP}{\sigma_p}}, \quad (1.26)$$

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 [129]:

$$r_{\max} = 0,886d_c \sqrt{\frac{\Delta}{(0,4+0,1f)l}}, \quad (1.27)$$

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

$d_c$  – диаметр скважин, м;

$\Delta$  – плотность заряжения, кг/м<sup>3</sup>;

$f$  – коэффициент работоспособности ВВ,  $f = 1,43-1,72$ .

В работе [141] 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 [143] 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 (1.26) и (1.27).

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

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

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

1. В большинстве случаев проектные углы погашения бортов карьеров меньше предельных по устойчивости. Проектные углы погашения откосов уступов во всех случаях принимаются равными предельно устойчивым с учетом нормативного коэффициента запаса. Однако при обычной технологии

ведения буровзрывных работ в приконтурной зоне наблюдается разрушение межблочных связей на значительную глубину, особенно в верхней части уступа, что приводит к выполаживанию откосов уступов и зауживанию транспортных берм.

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

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

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

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

Анализ исследований по выбору параметров оконтуривающих зарядов для создания экранирующей щели выявил отсутствие методики, позволяющей достаточно обоснованно и однозначно рекомендовать параметры БВР для конкретных горно–геологических условий. Известные в настоящее время зависимости позволяют лишь ориентировочно оценить соотношение между основными параметрами оконтуривающих зарядов, но не дают ответа на вопрос – какие именно параметры следует считать рациональными; не позволяют даже ориентировочно рассчитать защитную способность создаваемого экрана и оценить техническую эффективность планируемых мероприятий по снижению ширины зоны нарушений. Поэтому на практике широко распространен метод аналогии. Доводка параметров оконтуривающих зарядов обычно осуществляется за счет изменения расстояния между скважинами и линейной массы зарядов. Выбор же диаметра скважин обычно производится произвольно в зависимости от наличного парка буровых станков. В настоящее время большинство исследователей считают, что рациональный диаметр оконтуривающих

скважин находится в диапазоне 100–160 мм. Однако опыт работы многих карьеров показал, что положительные результаты могут быть достигнуты и при использовании скважин диаметром 250 мм.

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

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

Применительно к условиям крупных карьеров, с учетом высокой концентрации и интенсификации работ, наряду с основной целью применения специальных методов ведения взрывных работ, сохранением длительной устойчивости уступов при проектных углах откосов, весьма существенным является вопрос об ограничении параметров БВР в приконтурной зоне. Это вызвано тем, что снижение сейсмического эффекта от взрыва в приконтурной зоне за счет сокращения размеров взрываемых блоков, перехода на скважины меньшего диаметра и др. мероприятий, требующих существенного изменения технологии и работ, связано с удорожанием вскрышных работ в приконтурных зонах.

Согласно работе [144] 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. В проекте на массовый взрыв в приконтурной зоне должны указываться границы уступа капитального борта карьера.

Анализ опыта отработки карьеров в Узбекистане, Казахстане и в других странах СНГ показал, что при заоткоске уступов под проектными углами в зоне остаточных деформаций используются следующие технологические схемы:

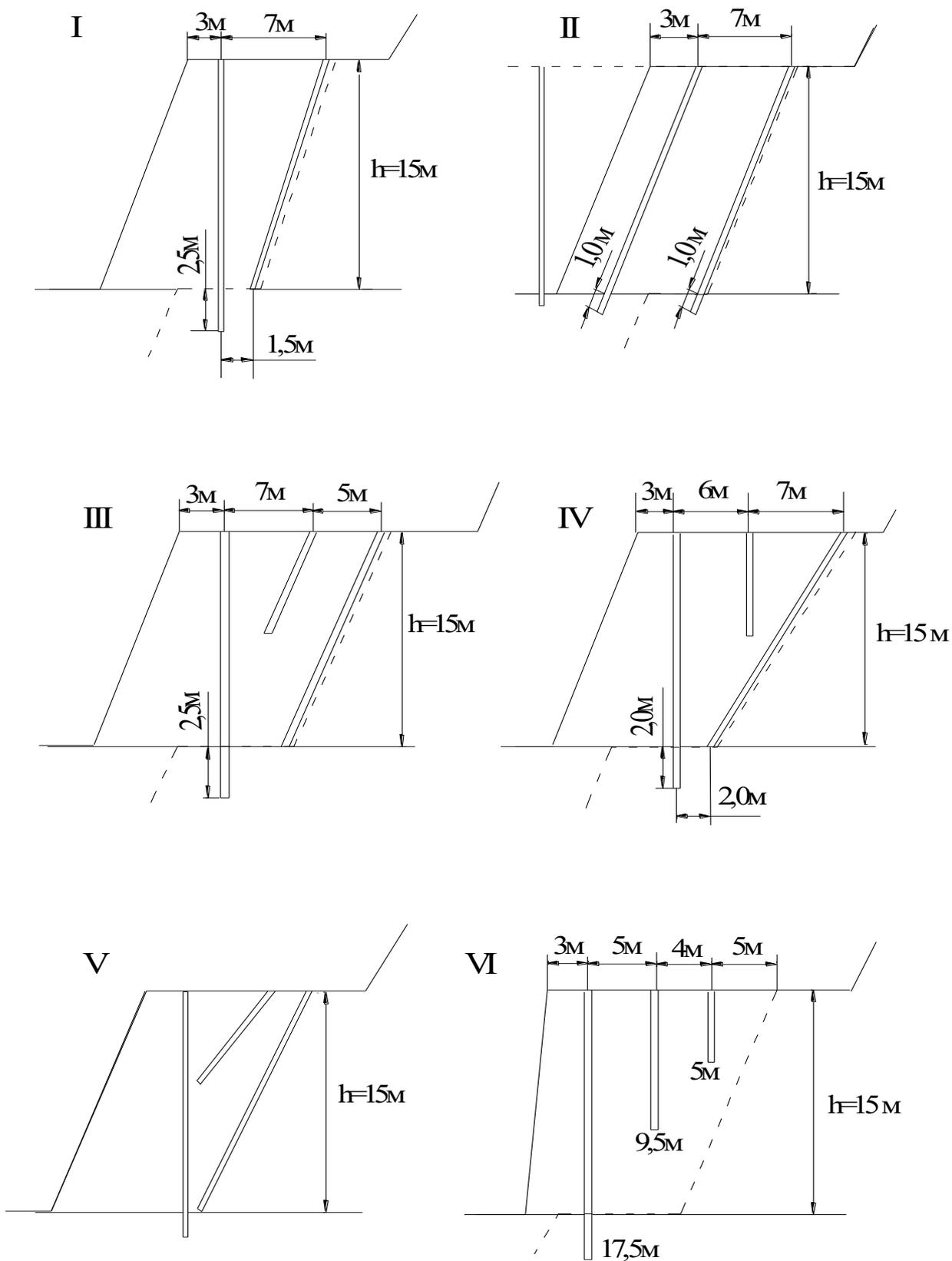
- с использованием однородных наклонных заоткосках скважин по проектному контуру на всю высоту уступа при выемке последней заходке приконтурной полосы;
- с использованием двухъярусных наклонных взрывных скважин на всю высоту уступа при выемке последней заходки приконтурной полосы;
- с использованием глубоких и коротких наклонных взрывных скважин при выемке последней заходки приконтурной полосы;
- с использованием наклонных и вертикальных коротких взрывных скважин при выемке последней заходки приконтурной полосы;
- с использованием однородных вертикальных взрывных скважин при выемке последней заходки приконтурной полосы;
- с использованием вертикальных укороченных взрывных скважин при выемке последней ленты приконтурной полосы.

Наиболее распространенные технологические схемы заоткоски уступов в условиях остаточных деформаций изображены на рис. 1.2.

На Коунрадском карьере наклонные скважины диаметром 110 мм бурились на расстоянии 3–4 м друг от друга на глубину 10 – 20 м под расчетным углом наклона уступа. Скважины заряжались россыпным аммонитом №10 и взрывались с замедлением в обратном порядке, т.е. первыми – контурные и вторыми – отбойные. На основании данных эксперимента установлено, что угол наклона стационарного уступа близок к расчетному, поверхность откоса недостаточно ровная, следов скважин не видно, но и дополнительных заколов за линией контура не наблюдалось.

На Карагалийском и Коунрадском карьерах апробирована схема II, по которой на участке бурили один ряд вертикальных отбойных скважин и два ряда наклонных, из которых один – по контуру. При этом использовали станок СБШ-250. Расстояние между контурными наклонными скважинами 3–4 м, наклонными и вертикальными отбойными – 7 м. Первый ряд наклонных скважин располагался от основного вертикального на расстоянии 12 м. Глубина заоткосных скважин 19 м при высоте уступа, равной 15 м. Величина заряда для скважин определялась с учетом коэффициента трещиноватости, удельный расход ВВ составил 0,39–0,40 кг/м<sup>3</sup>, как обеспечивающий минимальное разрушение пород в законтурной части. Заряды в скважинах при производстве промышленных экспериментальных взрывов рассредоточены воздушными промежутками, взрывание – короткозамедленное через 35 мс последовательно от обнаженной поверхности к проектному контуру.

Результаты их опытно-промышленного внедрения на различных карьерах [161] приведены ниже.



**Рис. 1.2. Технологические схемы заоткоски 15-ти метровых уступов в зоне остаточных деформаций**

При принятых параметрах и порядке ведения взрывных работ по указанной схеме результаты экспериментальных взрывов следующие: заколы по верхней площадке прослеживались на расстоянии 1,0–1,5 м за проектным контуром откоса, последующая оборка верхней части уступа захватывает зону видимых трещин, поверхность откоса ровная, без «порогов», имеет следы наклонных скважин последнего заоткосного ряда. Гранулометрический состав взорванной породы примерно одинаков, как и при обычных методах работы.

По схеме III наклонные скважины второго отбойного ряда приняты укороченными. Скважины глубиной 17 м бурились станком СБШ-250 под расчетным углом наклона, равным 60°. Заоткосные скважины бурились без перебура и располагались на расстоянии 1,5–2,0 м от проектного контура, вынесенного в натуру. Расстояние между этими скважинами соответственно их диаметру равнялось 3–4 м. Использовались вспомогательные наклонные скважины для дополнительного дробления верхней части отрываемого массива.

Сетка бурения вертикальных скважин 7×7 м как наиболее оптимальная для дробления горного массива в данных условиях. Все скважины заряжались россыпным аммонитом 6ЖВ и гранулитом АС-8. Заряд в контурных скважинах общей массой 200 кг рассредоточивался воздушными промежутками; величина заряда ВВ в коротких вспомогательных скважинах – 40 кг. Удельный расход ВВ 0,50 кг/м<sup>4</sup>. Взрывание велось детонирующим шнуром ДШ с замедлением 35 мс как при прямом, так и при обратном порядке взрывания.

При обратном порядке первоначально взрываются заоткосные скважины. Цель такого порядка взрывания – в какой-то мере создать экранирующую зону в массиве для отражения ударной волны при взрыве основных вертикальных скважин. При прямом порядке вначале взрывается ряд вертикальных основных скважин, затем с соответствующим замедлением – заоткосный ряд.

Для оценки взрывных работ по принятым схемам взрывания скважин были заложены специальные наблюдательные станции в виде профильных линий. Инструментальные маркшейдерские съемки уступа до и после взрыва и отгрузки взорванной породы, а также результаты наблюдений за деформированием законтурной части массива показали, что в зоне остаточных деформаций обратный порядок взрывания дает худшие результаты по сравнению с прямым. Разрушающее действие взрыва на законтурный массив борта карьера при прямом порядке взрывания сказывается меньше (табл. 1.5). Надо полагать, что при обратном порядке взрывания в ранее нарушенном массиве экранирующая щель с заданными параметрами не создается. Действуя в зажатой среде, энергия взрыва контурного заряда скважин разрушает на некотором удалении от себя естественный экран, представленный плоскостями продольных согласно падающих с откосом систем трещин большого протяжения.

Данные табл. 4.2 свидетельствуют о целесообразности прямого способа взрывания рядов скважин в таких условиях, а следы заоткосных скважин – об устойчивости откоса уступа. Однако необходимо иметь в виду, что верхняя часть уступа, ранее оказавшаяся в зоне перебура при отработке верхнего уступа, требует оборки. Размеры зоны заколов на верхней площадке уступа могут быть снижены путем подбора заряда ВВ оптимальной величины для скважин. В данном случае величина заряда ВВ была завышена.

На одном из участков Коунрадского карьера опробовалась схема IV. Расстояние между наклонными заоткосными скважинами малого диаметра (110 мм) было увеличено до 4–5 м. Для обеспечения рыхления образуемого клина между вертикальным и заоткосным рядами пробурен дополнительный ряд коротких вертикальных скважин. Отбойные вертикальные скважины бурились через 7 м друг от друга, заряжались россыпным аммонитом №10, заряд рассредоточенный.

Таблица 1.5

Сравнительные данные экспериментальных взрывов

Деформирование массива	Порядок взрывания рядов скважин	
	обратный	прямой
Зона заколов, м	4,0	2,8
Зона остаточных деформаций, м	10,0	7,0
Величина максимальных вертикальных смещений массива пород, м	0,086	0,078
Состояние поверхности откоса	Следов контурных скважин нет Откос неровный	Видны следы всех скважин. Поверхность ровная. Проектный угол откоса соответствует фактическому

Количество ВВ в наклонных и коротких вертикальных скважинах принималось 80–85 кг. Взрывание велось короткозамедленным способом с замедлением 35 мс. Практически была применена схема II с несущественными изменениями, но результаты эксперимента оказались иными: фактический угол откоса уступа на экспериментальном участке соответствует расчетному, поверхность уступа неровная, наблюдаются нависы породы, заколов за проектным контуром после взрыва не обнаружено. Следовательно, расстояние между заоткосными скважинами и величина заряда ВВ должны быть приняты соответственно их диаметрам.

Применение одного ряда заоткосных наклонных, а также одиночных скважин целесообразно для придания откосам уступов проектных углов наклона меньших, чем фактические (схема V). Заоткоска уступов на проектном контуре вертикальными скважинами (схема VI) в обеспечивает некоторой степени приданный откосу угол наклона, но, как правило, откос

бывает неровный, требует последующей оборки. Эти схемы предусматривают практически экскаваторную заоткоску уступов, которая не обеспечивает повышения длительной устойчивости стационарных откосов по сравнению с применением других технологических схем ведения буровзрывных работ по заоткоске уступов.

Заоткоска отдельных 10-метровых уступов не предотвращает образования осыпей и разрушения верхних бровок уступов. Причиной этих деформаций является наличие у верхнего уступа двух плоскостей обнажения (поверхность откоса и берма), по которым развиваются деформации, вызванные близостью взрывных работ при заоткоске нижележащего уступа. Поэтому заоткоску нерабочих уступов рекомендуется проводить совместно путем сдваивания или страивания уступа.

### **Основные выводы**

1. При формировании устойчивости бортов карьеров необходимо учитывать высоту уступа, которая непосредственно влияет на качество добываемого полезного ископаемого, скорость подвигания фронта, темп углубления горных работ, объем горно-капитальных работ, общую протяженность фронта работ, внутрикарьерных путей и дорог и др.

2. Формирование бортов карьеров с углами откосов до  $70^\circ$  возможно в различных горно-геологических, горнотехнических и климатических условиях. Повышение углов откосов бортов возможно только в случае, когда его параметры обусловлены только конструктивными элементами, а не устойчивостью массива горных пород. Изменение конструктивных параметров углов откосов бортов глубоких карьеров выполняется за счет сдваивания, страивания высоты уступов с углами откосов  $80-90^\circ$  и шириной площадок между ними 10-15 м.

3. 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.

4. 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.

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

## ГЛАВА 2. АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ И ОТСТРОЙКИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

---

### § 2.1. Выявление факторов, влияющих на технологию ведения открытых горных работ и отстройку бортов

Увеличение глубины карьеров влечет за собой ухудшение технико-экономических показателей разработки месторождений, что объясняется ростом транспортных затрат, повышением коэффициента вскрыши, ухудшением условий работы оборудования и т.п.

В работах [6, 7] выделено два общих направления, предусматривающих предотвращение (снижение) и компенсацию отрицательных последствий роста глубины карьеров за счет применения новых технологий и техники. А поскольку синтезирующим параметром, в значительной степени определяющим технико-экономические показатели открытой разработки, является производственная мощность карьеров, то реализация указанных направлений ориентирована, в первую очередь, на поддержание их производительности по полезному ископаемому.

Все факторы, воздействующие на производительность карьеров при увеличении глубины горных работ, обычно разделяют на три основные группы [40, 41]: горно-геологические (природные), технологические и технические.

Горно-геологические факторы носят объективный характер и имеют специфические особенности для каждого месторождения. По характеру влияния на производительность карьера их можно разделить на факторы, непосредственно воздействующие на производительность карьера по полезному ископаемому (в частности, снижение содержания полезного компонента в руде и уменьшение площади рудного тела) и горной массе (гидрогеологические и геомеханические условия ведения работ). При этом снижение содержания побуждает к увеличению, а уменьшение площади рудного тела – к снижению производительности карьера по руде. Гидрогеологические и геомеханические условия ведения работ влияют на угол откоса борта карьера, с уменьшением которого объемы вскрышных пород и соответственно требуемая производительность карьера по вскрыше увеличиваются. Вторая группа факторов, включающая физико-механические свойства горных пород, влияет на производительность карьера через производительность оборудования.

Перечисленные факторы относятся к неуправляемым факторам, но их влияние на производительность карьера может быть в определенной степени скомпенсировано различными технологическими, техническими и организационными приемами. Так, например, увеличение прочности пород компенсируется ростом энергетических затрат на их взрывное дробление, влияние обводненности месторождения на устойчивость бортов – предварительным осушением горного массива, а снижение

производительности оборудования – увеличением его мощности или количества.

Важной особенностью технологических и технических факторов является то, что они, в отличие от природных факторов, управляемы в определенном диапазоне изменения. Такая управляемость указанными факторами базируется на возможности внедрения высокопроизводительной погрузочно-транспортной техники, совершенствования параметров систем разработки, схем вскрытия и транспортных систем карьеров. Поэтому, применяя комплекс управляющих воздействий, можно в значительной степени компенсировать отрицательное влияние глубины разработки и на протяжении достаточно длительного времени поддерживать производительность карьеров на заданном уровне.

В частности, на основе статистического анализа установлено, что развитие рабочей зоны большинства глубоких железорудных карьеров сопровождается: уменьшением средней ширины рабочих площадок на 7-13 м на каждые 50 м увеличения глубины разработки; снижением готовых к выемке запасов до 0,4-1,0 месяца; сокращением протяженности рабочего фронта [40, 41]. Так, при глубине этих карьеров 250-350 м ширина рабочих площадок составляет 25-40 м, а доля площадок с нормативной шириной снизилось до 30-40%. Следствием этого является уменьшение (в 2-3 раза) количества рядов взрывных скважин, а также объема взрываемых блоков, что, в свою очередь, ухудшает качество дробления пород и снижает производительность горно-транспортного оборудования.

Тенденция к уменьшению ширины рабочих площадок с увеличением глубины разработки усиливается временной консервацией отдельных участков бортов, которая способствует регулированию режима горных работ за счет переноса части объемов вскрыши на более отдаленные периоды. Поэтому наличие в рабочей зоне временно нерабочих участков – закономерное явление для глубоких карьеров, особенно в момент подхода рабочих бортов к предельному контуру, когда объем вскрышных работ достигает максимального значения.

Анализ основных недостатков теории и практики строительства глубоких карьеров отчетливо выявил необходимость в разработке стратегии их эволюционного развития до технически достижимых границ, а развитие их подсистем – подкрепляться графиками капитальных вложений с определением источников финансирования и погашения заемных средств. При этом производственная мощность различных этапов существования таких карьеров должна быть сбалансирована с горными и экономическими возможностями предприятия.

## **§ 2.2. Анализ технологии ведения открытых горных работ и отстройки бортов карьеров**

Современный этап развития открытого способа разработки характеризуется ведением горных работ на больших глубинах. Увеличение

глубины карьеров приводит к росту объемов и дальности транспортирования горной массы. При этом резко обостряются экономические проблемы разработки месторождений, которые на современном этапе развития приобретают особое значение.

Традиционная технология ведения открытых работ на глубоких горизонтах карьеров исчерпала свои возможности, поэтому необходимо внедрение более прогрессивных способов разработки, предусматривающих своевременную утилизацию максимальных объемов отходов горнорудного производства в выработанных пространствах, увеличение углов откосов нижних участков бортов карьеров с последующим их поддержанием в устойчивом состоянии пригрузкой вскрышными породами, подпорными целиками или соответствующим режимом открытых работ.

Параметры борта карьера в предельном положении оказывают существенное влияние на объем выработанного пространства, а современные технологии проектирования позволяют на основе точных математических методов определить его рациональную конструкцию. В этом направлении изыскания ведутся как по пути увеличения генерального угла наклона, так и по пути совершенствования профиля борта.

Увеличение углов наклона капитальных бортов карьера – один из наиболее радикальных путей сокращения объемов вскрыши и затрат на разработку месторождений глубокими карьерами. При этом затраты, связанные с увеличением этих углов, следует рассматривать как инвестиции в развитие горного предприятия с высоким индексом внутренней доходности проекта.

Существующие методы расчетов устойчивости бортов карьера базируются, главным образом, на положениях механики грунтов [42] и в свое время были разработаны для относительно неглубоких карьеров, борта которых сложены рыхлыми или непрочными осадочными породами. Применение этих методов для расчета скальных пород ведет к занижению углов наклона борта, поскольку в расчетах не учитываются специфические особенности скальных массивов. В результате борта большинства глубоких карьеров обладают излишним запасом прочности [42, 43].

Практика ведения горных работ в скальных массивах показывает, что устойчивость уступов и бортов высотой в десятки и сотни метров сохраняется в течение многих лет даже при вертикальных углах откосов. Например, борт карьера Flintkote Mine (Канада), сложенный гранитами, отстроен под углом  $70^\circ$ , а карьера Cleveland Cliffs (США) при высоте 120 м – под углом  $80^\circ$ . На карьере Westfrob Mine (Канада) глубиной 244 м общий угол наклона борта составляет  $55^\circ$ , а на карьере Palabora (ЮАР) с использованием вертикальных откосов на уступах высотой 30 м отстроен борт с углом наклона до  $58^\circ$ . На карьере Sandsloot (ЮАР) борт высотой 300 м отстроен с углом откоса  $58^\circ$ , а на карьере Aitik (Швеция) при достаточно сложных горно-геологических условиях –  $51^\circ$  [44, 45].

Примеры строительства крутых бортов карьеров имеются и в практике открытых горных работ на территории СНГ. Так, в нижней части карьера

Айхал (Россия) углы откосов бортов составляют 70-80°, а на карьере Целиноградского ГХК (Казахстан) один из участков борта высотой 120 м был отстроен под углом 55°. Комплекс проведенных научно-исследовательских работ позволяет обосновать возможность увеличения углов наклона борта карьера Кокпатас в среднем на 3-6°, что приводит к уменьшению объемов вскрыши на 300 млн. м<sup>3</sup>.

При увеличении глубины открытых разработок все более актуальным становится вопрос определения рационального профиля нерабочего борта карьера [46], что является еще одним направлением сокращения объемов вскрышных работ.

Исследованиями [47] установлено, что с точки зрения устойчивости борт глубокого карьера должен иметь профиль, на контуре которого разрывные напряжения равны нулю. Этому условию отвечает профиль борта в виде циссоиды, когда угол наклона борта увеличивается по мере увеличения глубины карьера.

Для сокращения объема перемещаемой горной массы необходимо оптимизировать границы и режим открытых горных работ. При проектировании карьеров традиционными методами, когда сравниваются 2-3 варианта развития горных работ, лучший вариант может быть пропущен. Поэтому с появлением современных компьютерных технологий проектирования появилась реальная возможность поиска оптимального варианта развития карьера, который обеспечивает минимальные объемы разработки при максимальном извлечении запасов месторождения и равномерное распределение объемов разработки во времени [48].

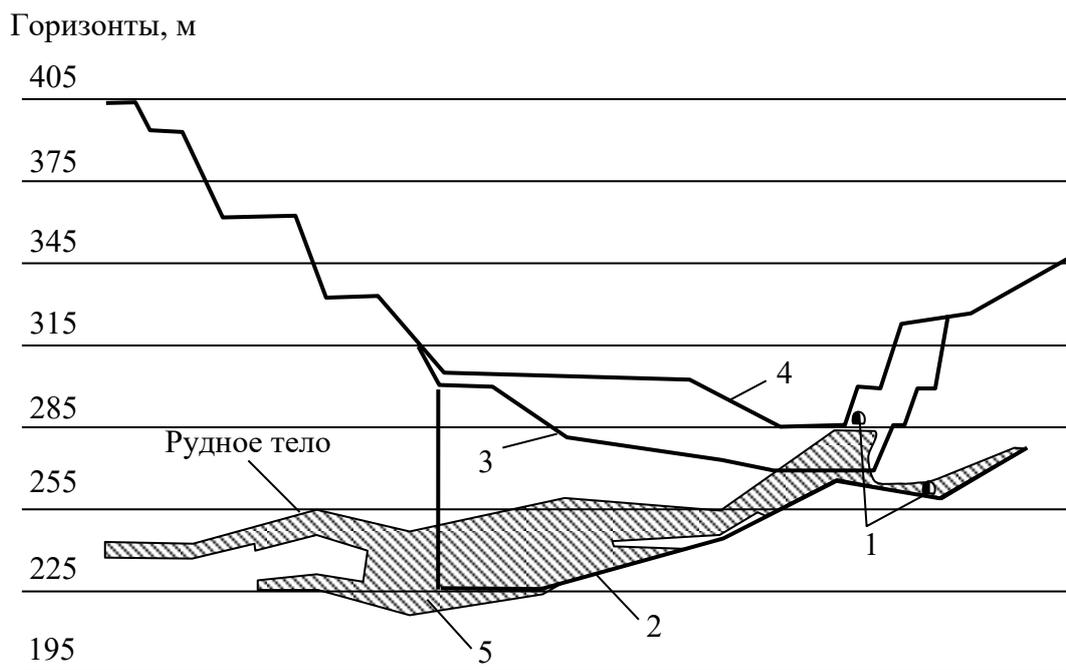
В последние годы в практику проектирования и строительства карьеров на крутопадающих месторождениях Казахстана активно внедряется технология горных работ по методу Р.Б. Юна [48, 49], сущность которого заключается в том, что с целью сокращения объемов вскрышных работ, связанных с формированием транспортных берм в карьере, транспортные съезды размещают в подземных выработках, пройденных за зоной сдвижения пород. Каждый горизонт карьера соединяют с подземной выработкой транспортной сбойкой. Особенно эффективны такие съезды на карьерах с небольшой (до 40-50 тыс. м<sup>2</sup>) площадью дна.

Кроме того, при благоприятных геомеханических условиях борт карьера в предельном положении отстраивают из уступов с вертикальными или близких к вертикальным откосами. При высоте уступов на проектном контуре более 30 м для обеспечения безопасности горных работ по периметру горизонта оставляют временные предохранительные бермы шириной до 20 м. Уборка просыпей с таких берм осуществляется фронтальными погрузчиками с дистанционным управлением.

Отработку временных предохранительных берм осуществляют с использованием технологии, включающей бурение горизонтальных скважин малого (80-105 мм) диаметра, взрывание массива и отгрузку взорванных пород фронтальными погрузчиками с дистанционным управлением. В

последнюю очередь погашается предохранительная берма на участке сбойки с подземным съездом.

Примером применения метода Р.Б. Юна может служить карьер Спасский (Казахстан), который по проекту имел глубину 160 м и средний коэффициент вскрыши 4,4 м<sup>3</sup>/т. По новому проекту глубина карьера увеличилась на 45 м и составила 205 м. При этом дополнительно были вовлечены в отработку 240 тыс. т руды при снижении объемов вскрыши на 2,1 млн. м<sup>3</sup>, а среднего коэффициента вскрыши до 1,8 м<sup>3</sup>/т. В новом проекте с гор. 330 м до гор. 225 м с уклоном 0,2 проходилась подземный съезд с выездами на промежуточные горизонты 300, 285 и 270 м (рис. 2.1).



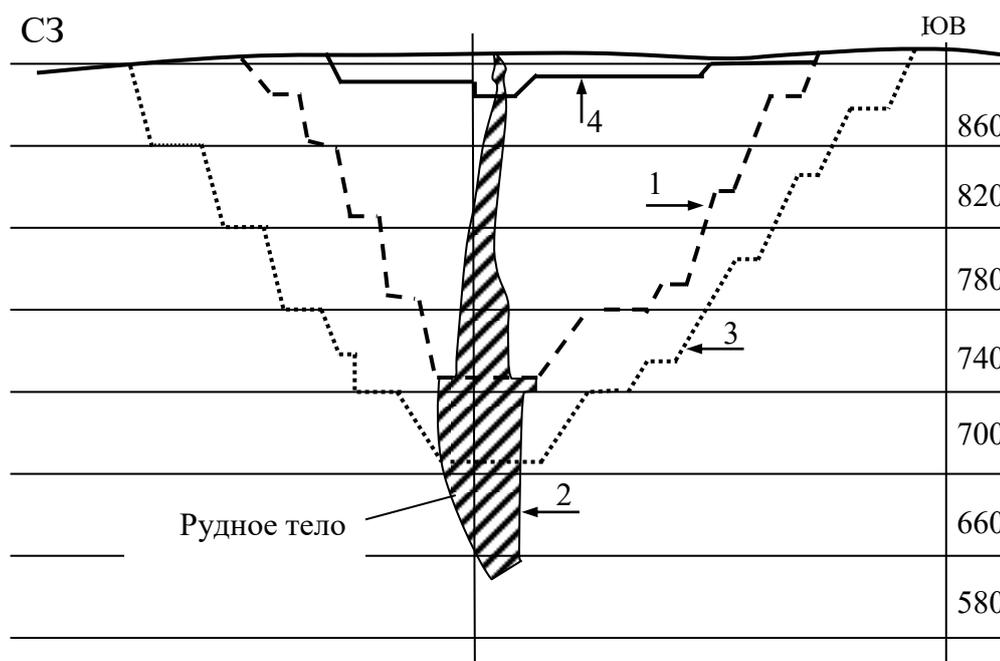
- 1 – подземные выработки (сбойки); 2 – проектный контур карьера по методу Р.Б. Юна; 3 – проектный контур карьера по традиционному варианту; 4 – положение горных работ в карьере

**Рис. 2.1. Продольный разрез по карьеру Спасский**

Основное достоинство метода Р.Б. Юна заключается в резком снижении объемов вскрыши на действующих карьерах при переходе на отработку глубоких горизонтов. При этом профиль борта карьера приобретает выпуклую форму с формированием в его основании достаточно устойчивой призмы-упора. Такая форма борта признается большинством ученых в области геомеханики как наиболее устойчивая для глубоких карьеров, поскольку с ростом глубины карьера увеличивается прочность структурных элементов массива.

На карьерах Шатыркольского рудника (Казахстан) для уменьшения объема выработанного пространства было предусмотрено проведение транспортных берм с большими продольными уклонами за счет применения полноприводных транспортных средств (автосамосвалы Торо-4Д). При этом бермы очистки совмещались с транспортными бермами, а ширина

предохранительных берм уменьшилась до 8 м [48]. Карьер №1 этого рудника обрабатывался в два этапа. На первом этапе основной объем горной массы вывозился карьерными автосамосвалами по трассам с уклоном не более 0,08%, а на втором – в объеме около 2 млн. м<sup>3</sup> с нижних горизонтов автосамосвалами Торо-4Д по трассам с уклоном 0,2%. Благодаря относительно большой протяженности рудного тела (жилы) стало возможным размещение транспортного съезда по дну карьера (рис. 2.2), что позволило значительно снизить объемы вскрыши в сравнении с первоначальным проектом.



1 – контур отработки с применением автосамосвалов БелАЗ; 2 – контур отработки с применением автосамосвалов Торо-4Д; 3 – контур карьера по прежнему проекту; 4 – настоящий контур карьера

**Рис. 2.2. Поперечный профиль карьера №1 Шатыркольского рудника**

В работе [50] определены области эффективного применения способов открытой разработки глубоких крутопадающих месторождений с интенсивным целенаправленным формированием выработанного пространства и размещением в нем внутренних отвалов. Обоснована необходимость совершенствования техники и технологии разработки глубокозалегающих месторождений, которые обеспечат более интенсивное понижение горных работ (до 60 м/год и более) на локальных участках в местах целенаправленного формирования выработанного пространства. Это позволит сократить срок строительства карьера, значительно повысить эффективность способа с внутренним отвалообразованием и расширить его область применения. Оценено влияние на величину глубины карьера геометрических, технологических и экономических факторов. Параметры варьировались в широких диапазонах. Установлена оптимальная глубина перехода к интенсивному понижению горных работ на одном из участков

карьера. Она соответствует текущей глубине карьера, при которой его контуры со стороны лежащего и висячего боков залежи достигают своих предельных положений. Главным недостатком является то, что максимальная глубина разработки при данном способе составляет 250 м.

В работе [51] разработаны методы оценки и оптимизации порядка развития горных работ на глубоких карьерах в условиях изменчивости цен на минеральное сырье и производственные ресурсы. Разработана классификация схем развития горных работ в карьерном поле (рис. 2.3), основанная на признаках, характеризующих порядок проведения горно-подготовительных работ.

Классификация позволяет обобщить и систематизировать многие предложенные в последнее время варианты порядка отработки месторождений, в том числе с формированием и использованием выработанного пространства, и более детально характеризует развитие горных работ в пространстве карьерных полей.

Для схем развития горных работ с формированием карьера на всю глубину карьерного поля определена предельная глубина разработки месторождений, которая находится в диапазоне 60-200 м для различных горно-геологических условий разработки.

Главным недостатком предложенных ресурсосберегающих технологических решений является то, что предельная глубина разработки составляет 300 м.

Автором работы [52] исследованы и разработаны принципы и методики выбора совокупности технических и технологических воздействий на рабочую зону глубоких карьеров для обеспечения рациональной стратегии разработки.

Доказано, что при эксплуатации карьеров с проектной глубиной  $H_k$  более 250-300 м и достижении горными работами отметок  $(0,4-0,5)H_k$  и  $(0,75-0,95)H_k$  такие технологические факторы, как длина фронта работ, текущий коэффициент вскрыши и расстановка оборудования на обрабатываемых уступах, изменяют степень своего влияния на производительность карьера.

Для выделенных периодов разработки – развития рабочей зоны, устоявшегося режима работ и доработки карьера, соответствующих указанным критическим глубинам, систематизированы способы управления рабочей зоной и технологические приемы поддержания и возобновления фронта работ, обеспечивающие требуемые показатели в течение всего срока существования предприятия.

Для оценки взаимовлияющих факторов, каковыми являются параметры и показатели системы разработки, принят отсеивающий эксперимент. На его основе разработаны методика и программа анализа степени влияния глубины ведения работ на значимость факторов, управляющих производительностью карьеров ( $A_p$ ) и режимом горных работ.

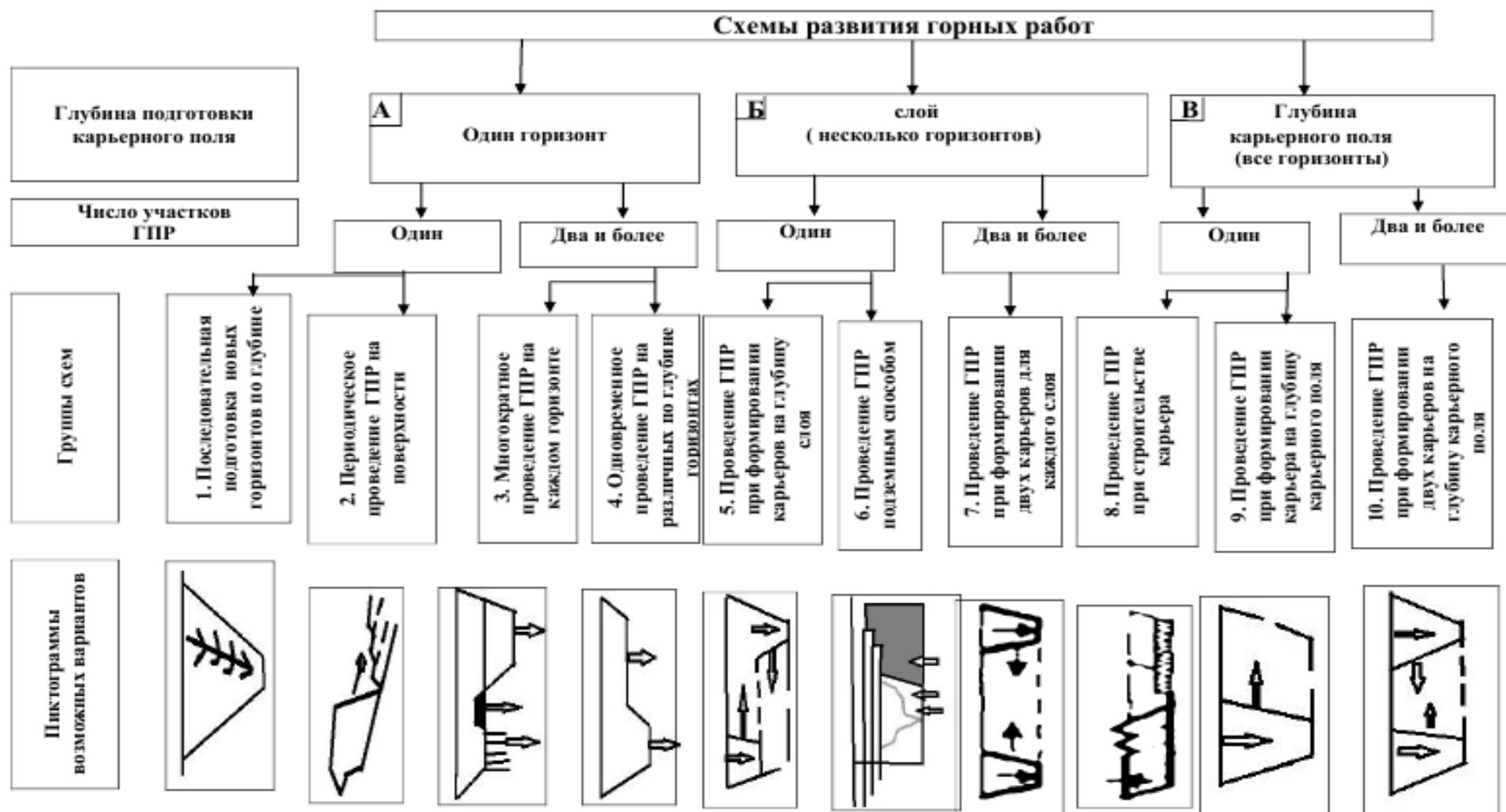


Рис. 2.3. Классификация схем развития горных работ в карьерном поле

В качестве исследуемых целевых функций отобраны:

$$A_p = h_r \cdot S_3 \cdot (1 - \eta) / (1 - \rho); \quad (2.1)$$

$$A_p = V_\phi \cdot L_\phi \cdot N_\phi \cdot N_y \cdot H_y; \quad (2.2)$$

$$A_p = Q_3 \cdot L_{TM} / L_\phi / (1 + K_T), \quad (2.3)$$

т.е. анализу подвергнуты: интенсивность понижения горных работ ( $h_r$ ), потери полезного ископаемого ( $\eta$ ), разубоживание ( $\rho$ ), скорость подвигания фронта работ ( $V_\phi$ ), длина экскаваторного блока ( $L_\phi$ ), количество экскаваторных блоков на горизонте ( $N_\phi$ ), количество добычных уступов в работе ( $N_y$ ), высота уступа ( $H_y$ ), производительность экскаватора ( $Q_3$ ), длина фронта работ по горной массе ( $L_{TM}$ ), текущий коэффициент вскрыши ( $K_T$ ), активная площадь обрабатываемой залежи ( $S_3$ ).

При выполнении отсеивающего эксперимента вычислялась диаграмма рассеивания исследуемой функции и определялся ее размах ( $R_i$ ), соответствующий варьированию  $i$ -го фактора. Значимость каждой из вышеперечисленных переменных по отношению к остальным определялась соотношением  $R_i/R_{max}$ , где  $R_{max}$  – наибольший из вычисленных размахов функции, соответствующий одному из оцениваемых аргументов. Чем больше процентное соотношение  $R_i/R_{max}$ , тем большее влияние оказывает варьируемый параметр на производительность карьера и режим горных работ.

Таким образом, реально обеспечить эффективную отработку месторождений глубокими карьерами можно только на основе циклично-поточной технологии, представляющей собой комбинацию циклических (выемочно-погрузочные работы на основе горно-транспортной техники циклического действия) и поточных (транспортные и отвальные работы на основе техники непрерывного действия) процессов горного производства. Поэтому ее внедрение следует считать одним из основных направлений научно-технического прогресса в карьерах большой производительности.

## Основные выводы

1. Анализ основных недостатков теории и практики строительства глубоких карьеров отчетливо выявил необходимость в разработке стратегии их эволюционного развития до технически достижимых границ, а развитие их подсистем – подкрепляться графиками капитальных вложений с определением источников финансирования и погашения заемных средств. При этом производственная мощность различных этапов существования таких карьеров должна быть сбалансирована с горными и экономическими возможностями предприятия.

2. Эффективную отработку месторождений глубокими карьерами можно только на основе циклично-поточной технологии, представляющей собой комбинацию циклических (выемочно-погрузочные работы на основе горно-транспортной техники циклического действия) и поточных (транспортные и отвальные работы на основе техники непрерывного действия) процессов горного производства. Ее внедрение следует считать

одним из основных направлений научно-технического прогресса в карьерах большой производительности.

## ГЛАВА 3. ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ НА КАРЬЕРАХ ПРИ КОНТУРНОМ ВЗРЫВАНИИ ИНЖЕНЕРНЫМ МЕТОДОМ

---

### § 3.1. Исследование степени однородности прибортового массива при контурном взрывании

Известно, что на устойчивость нерабочих бортов карьеров влияют, как угол наклона борта, так и конфигурация его откоса. Влияние конфигурации откоса состоит в перераспределении объема пород призмы обрушения между призмой активного давления и призмой упора. В связи с тем, что призма активного давления формирует сдвигающие силы, а призма упора – удерживающие, рациональным будет такая конфигурация откоса, при которой масса призмы упора увеличивается, а масса призмы давления уменьшается в таких объемах, при которых достигается полное сбалансирование сдвигающих и удерживающих сил и достигается уменьшение объема вскрыши.

При использовании строгих методов расчета механики сплошной среды (метод предельного напряженного состояния) получают равноустойчивый откос вогнутого или выпуклого криволинейного профиля. Поскольку вогнутый профиль приводит к увеличению объемов вскрыши, то он на карьерах не применяется.

Существенным недостатком выпуклого профиля, описанного циссоидой, является наличие вертикального участка в нижней части откоса. Поэтому такой профиль неприемлем, если прибортовой массив сложен неоднородными породами, а также при подрезании бортом слабых контактов или прослоев, с углами наклона  $\beta$  больших, чем угол внутреннего трения по контактам или в слабом слое  $\varphi'$ .

Учитывая, что реальные породы из-за дискретности и существенной анизотропии различных свойств не соответствуют условиям механики сплошной среды (сплошность, однородность свойств), ВНИМИ разработал способ построения выпуклого борта в однородных породах с трехгранным профилем.

По рекомендациям ВНИМИ [147], борт выпуклого профиля можно применять в однородных породах, т.е. при отсутствии протяженных неблагоприятных поверхностей ослабления и пластичных пород в основании борта.

В условиях скальных пород эти ограничения касаются тектонических нарушений с глиной трения, совпадающих с поверхностью потенциального сдвига пород.

Допустимая протяженность неблагоприятных поверхностей ослабления должна определяться устойчивым состоянием рассматриваемого откоса.

В скальных породах основными формами потери устойчивости откосов является: заколообразование, обрушение и сползание пород по слабым контактам и трещинам. Эти процессы вызваны, с одной стороны, неоднородностью состава пород прибортового массива, различием в

строении и наличием структурных поверхностей, которые расчленяют породный массив на отдельные блоки, с другой стороны – сложным напряженным состоянием, обусловленным воздействием на массив гравитационных сил, стремящихся сдвинуть прибортовой массив в сторону карьера.

Для характеристики массива разработаны различные классификации пород, в которых выделяют несколько классов структурных неоднородностей [148-150].

К неоднородностям нулевого порядка относятся поверхности ослабления в виде крупных тектонических разрывов, которые делят массив на блоки с линейными размерами более 10 км.

Неоднородности I порядка обусловлены наличием в массиве различных по составу, структуре и текстуре горных пород крупных тектонических нарушений, зон трещиноватости, гидротермальной проработки, метаморфизма и др. Размеры блоков, образованных этими неоднородностями, в пределах десятков и сотен метров.

Неоднородности II порядка разбивают массив на более мелкие блоки, с размерами от 0,8 до нескольких метров. К этому классу относятся поверхности ослабленных в пределах одной пачки (одном слое) пород.

Неоднородности III порядка приводят к расчленению пород поверхности ослабления на еще более мелкие блоки размерами до десятков сантиметров. Такие блочные структуры образуются при неоднородности состава пород с развитой микротрещиноватостью.

Неоднородности IV порядка связаны в основном со структурными нарушениями межкристаллических связей и в решетке пороодообразования минералов. Элементы, ограниченные такими неоднородностями, представляют собой отдельные кристаллы или минеральные зерна размерами от долей миллиметра до нескольких сантиметров. При прогнозировании степени устойчивости прибортового массива этот класс неоднородностей не принимается во внимание, так как не оказывает влияние на устойчивость пород в обнажениях.

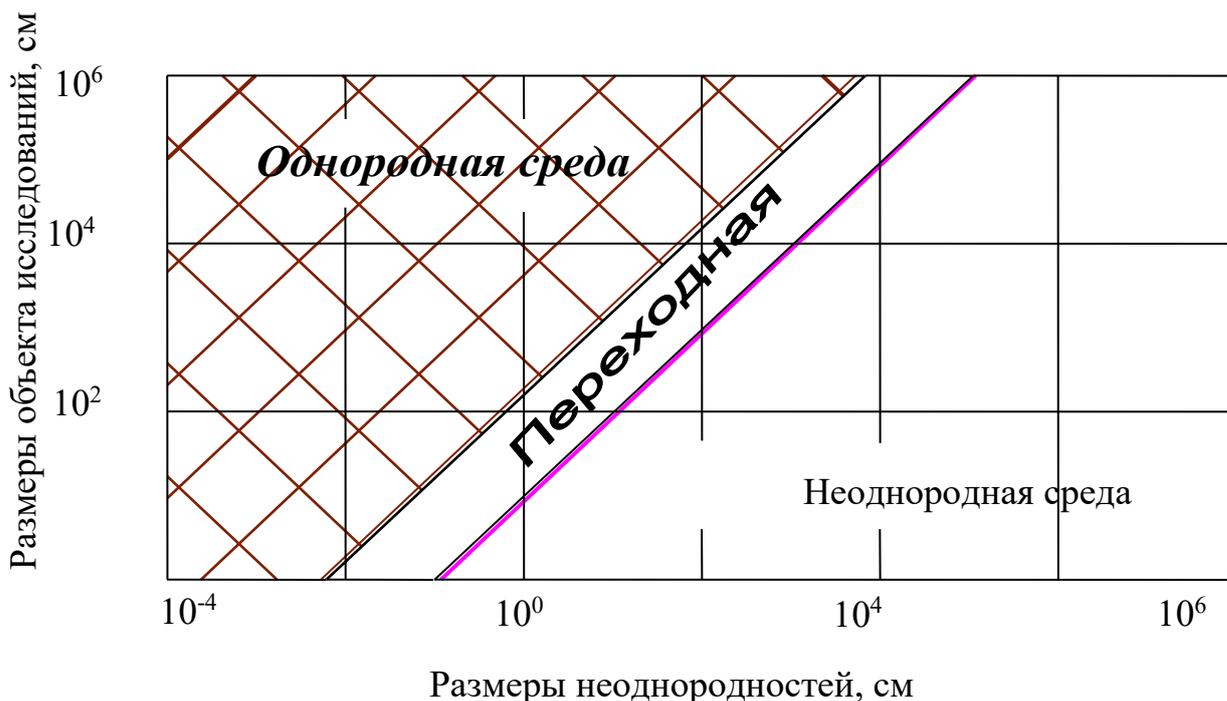
Для выделенных классов структурных неоднородностей наблюдается закономерное изменение прочностных характеристик по контактам неоднородностей. Более низким порядком неоднородностей соответствуют более низкие показатели удельного сцепления по контактам межблоковых поверхностей.

Степень влияния структурных неоднородностей различных классов определяется соотношением размеров рассматриваемых объектов и элемента неоднородности. Применительно к прибортовому массиву в качестве рассматриваемого объекта принимается протяженность линии пересечения потенциальной поверхности сдвига пород с вертикальной плоскостью вкост простирания борта карьера.

Размером элемента неоднородности принято считать протяженность участков поверхностей ослабления (тектонические трещины, слабые

прослой, слабые контакты между породами), совпадающих с линией потенциального сдвижения пород прибортового массива.

При описании в скальных породах поверхности скольжения круглоцилиндрической поверхностью угол наклона касательных к которой изменяется от  $\varepsilon_{\max}=45+\varphi/2$  до  $\varepsilon_{\min}=\alpha - 45^\circ-\varphi/2$ , где  $\varphi$  – среднее значение угла внутреннего трения пород;  $\alpha$  – угол наклона борта карьера, совмещение поверхности ослабления с поверхностью потенциального скольжения, как правило, происходит на участках с ограниченными размерами, величина которых зависит от угла наклона поверхностей ослабления.



**Рис. 3.1. Характер влияния структурных неоднородностей на деформирование пород прибортового массива**

Если размеры рассматриваемого объекта превышают размеры элемента неоднородности более чем в 100 раз, то среда считается однородной, так как влияние неоднородностей будет проявляться лишь интегрально в некотором снижении показателей свойств этой среды. В области с соотношением размеров 10 – 100 раз среда может быть принята как однородной, так и неоднородной в зависимости от конкретных задач и принятой точности их решения.

При отношении размеров менее 10 среду следует считать неоднородной и в расчетах учитывать структурные блоки и их контакты отдельно. Графически характер влияния структурных неоднородностей на деформирование пород прибортового массива представлен на диаграмме (рис. 3.1).

Как видно, прибортовой массив при глубине карьера до 850 м может быть отнесен к квазиоднородной среде только в том случае, если суммарная

протяженность неоднородностей, совпадающая с линией скольжения, не превышает 7 м.

Практика отработки карьера Мурунтау свидетельствует о том, что прибортовые блоки массива следует рассматривать как переходные области от неоднородных пород к однородным. Поэтому для классификации среды как однородной необходимо определить допустимую суммарную протяженность неоднородностей по линии скольжения, которая зависит от принятой точности расчетов реактивных сил, препятствующих сдвигению пород по линии потенциального сдвижения.

В качестве исходных данных приняты следующие показатели:

- угол внутреннего трения пород в массиве,  $\varphi$ ;
- угол внутреннего трения на участках неоднородностей,  $\varphi'$ ;
- сцепление пород в массиве,  $C$ ;
- сцепление пород на участках неоднородностей,  $C'$ .

Отношение всей длины линии скольжения к суммарной протяженности неоднородностей –  $n$ .

Расчет снижения суммарной величины реактивных сил, препятствующих сдвигению пород, проводится по формуле:

$$\Delta R = \Sigma N \cdot \operatorname{tg} \varphi + L \cdot C - \left\{ \left(1 - \frac{L}{n}\right) \cdot \Sigma N \cdot \operatorname{tg} \varphi + \frac{L}{n} \Sigma N \cdot \operatorname{tg} \varphi' + \left(1 - \frac{L}{n}\right) \cdot L \cdot C + \frac{L}{n} \cdot L \cdot C' \right\}, \quad (3.1)$$

где  $\Sigma N$  – сумма нормальных сил по линии скольжения пород;  $L$  – длина линии скольжения пород.

Если при установленном показателе неоднородностей расчетная величина снижения реактивных сил составит не более 2% от суммы реактивных сил сопротивления пород сдвигу, то массив считается однородным.

### **§ 3.2. Исследование влияния слоистости и трещиноватости пород на устойчивость откосов**

Известно [148], что трещины в горном массиве образуются от эндогенных процессов: на первом этапе формирования пород возникают эндокливаж, трещины отдельностей и трещины усыхания; затем – трещины, вызванные экзогенными процессами, как результат воздействия тектонических нарушений; а после чего появляются трещины выветривания и трещины, образовавшиеся в процессе ведения горных работ.

Таким образом, массив горных пород разбит сетью трещин различного происхождения, причем трещины имеют различные длину, ширину и возраст. Трещиноватость пород связана с прочностными и деформационными характеристиками пород, а, следовательно, и с устойчивостью пород в обнажениях.

Реализация трещин в поверхности скольжения в анизотропно-деформируемом массиве зависит от их ориентировки относительно главных напряжений. Установлено [148,149], что крупным, но более редким

трещинам соответствуют, как правило, более низкие значения прочности связей. Следовательно, геометрические параметры трещин (протяженность и в меньшей степени ширина) позволяют говорить о совершенстве трещин: чем совершеннее сформирована трещина в массиве, тем меньшее значение основных прочностных характеристик мы имеем.

Совершенство трещины – это ее качественная характеристика, которая является проявлением анизотропии массива и определяется ориентировкой их относительно главных напряжений, геометрическими параметрами и прочностными характеристиками по трещинам.

Анализ сдвижения и деформирования анизотропных трещиноватых массивов позволяет представить трещины по степени их совершенства следующим образом:

1. Идеальные трещины – трещины неограниченной протяженности или не прерывающиеся в пределах месторождения полезных ископаемых с ровными краями и примерно постоянной шириной. Основные прочностные характеристики: сцепление равно нулю или близко к нему, угол внутреннего трения значительно меньше угла внутреннего трения вмещающих пород. К идеальным трещинам относятся трещины, создаваемые искусственным путем с заданными по ним прочностными свойствами. Примером могут служить глубокие щели, образуемые энергией взрыва или механическим путем. В природе к таким трещинам можно отнести флексурные зоны и крупные тектонические нарушения большой протяженности с четко выраженными и ровными «берегами», заполненными инфильтрационными материалами или глиной «притирания», которые в условиях обводнения и размокания глинистых продуктов образуют скользящие плоскости.

2. Наиболее совершенные трещины – трещины протяженностью от 50 до 500 м. К ним относятся тектонические и дизъюнктивные нарушения, прослеживаемые геологоразведочными скважинами. Прочностные свойства следующие: угол внутреннего трения меньше угла внутреннего трения вмещающих пород, сцепление в сотни раз меньше сцепления в монолите.

3. Совершенные трещины – трещины протяженностью 30–50 м, которые в определенных условиях реализуются в поверхности скольжения. Сцепление по трещинам в десятки и сотни раз меньше сцепления в монолите, угол внутреннего трения равен или менее угла внутреннего трения вмещающих пород. К ним относятся литогенетические и контракционные трещины и трещины тектонического происхождения.

4. Слабосовершенные трещины – трещины небольшой протяженности (менее 30 м), сцепление по ним в несколько раз меньше сцепления в монолите, угол внутреннего трения не отличается от угла внутреннего трения вмещающих пород. Как правило, это литогенетические и контракционные трещины или слабые трещины любого генезиса.

5. Несовершенные трещины – «залеченные» трещины, заполненные материалом, прочностные характеристики которого выше или равны прочности вмещающих пород.

При изучении структурных особенностей массива чаще встречаются

трещины 2-4-й групп. Обязательным условием образования структурных блоков в массиве является наличие в нем не менее трех систем трещин.

По исследования ВНИМИ [150,151], горные породы с горизонтальной слоистостью (угол падения слоев  $\beta=0\div5^\circ$ ) рассматриваются как однородная среда. Наличие слабых контактов между слоями не влияет на устойчивость уступа. Параметры уступа определяются из общей прочности слоистой толщи и сроков его стояния (рис. 3.2, а).

При пологом залегании слоев ( $\beta=6\div15^\circ$ ) потенциальная поверхность скольжения в основании уступа может совпадать со слабыми прослоями или контактами с низкими характеристиками сопротивления сдвигу.

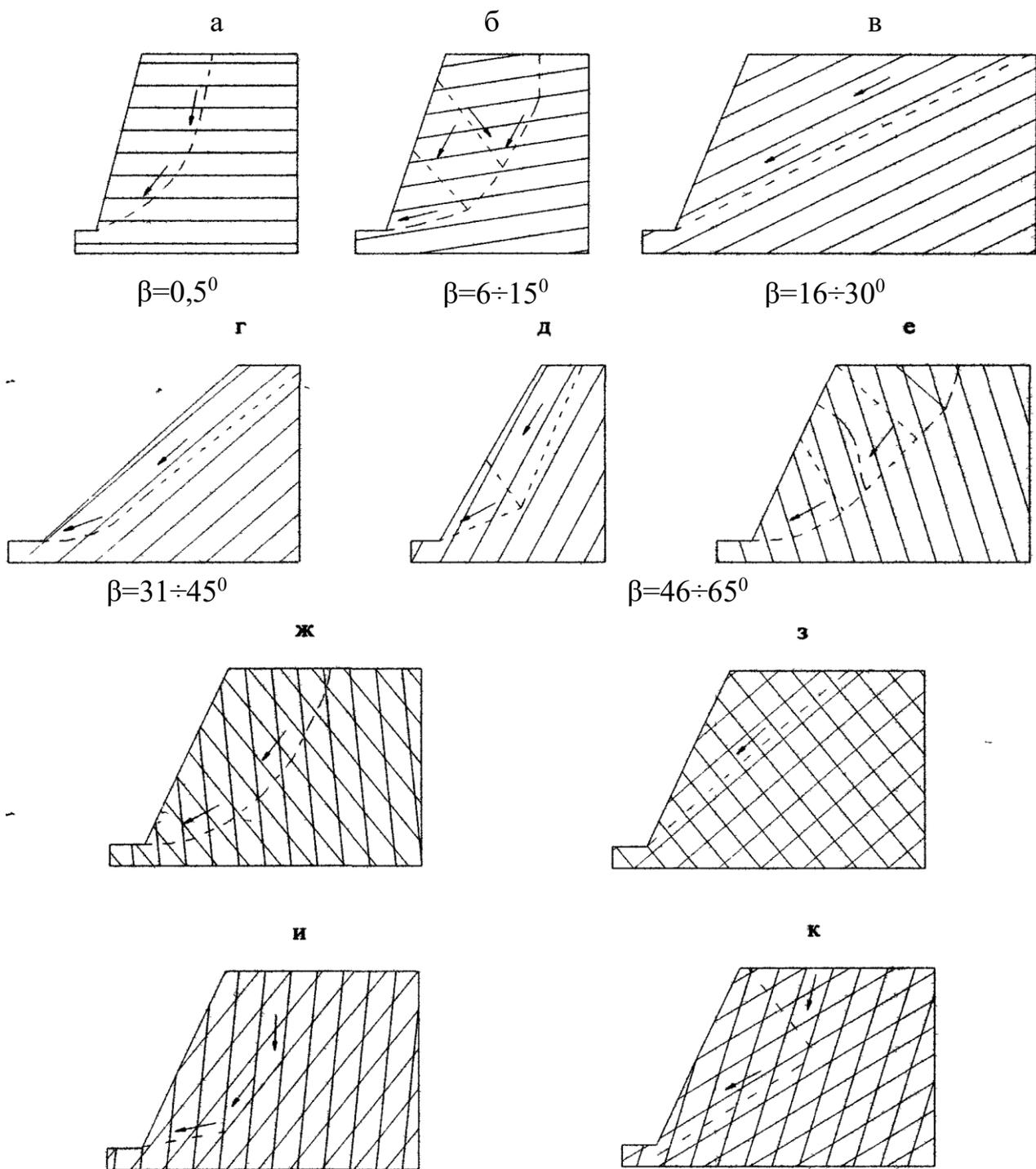
При наличии сопряженных со слоистостью «незалеченных» систем трещин это может привести к деформированию уступа (рис. 3.2, б).

Полого-наклонное залегание ( $\beta=16\div30^\circ$ ) приводит к подрезанию контактов между слоями в нерабочих уступах лежачего бока. Поэтому устойчивость уступов зависит от наличия слабых контактов или прослоев глинистых пород с низкими показателями сопротивления сдвигу. При высоте рабочих уступов 10÷15м деформации в виде сдвига по контактам не отражаются на технологических процессах. На устойчивость уступов висячего бока и в торцах карьера слоистость влияния не оказывает (рис. 3.2, в).

При наклонном залегании слоев ( $\beta=31\div45^\circ$ ) заоткоску уступов лежачего бока рекомендуется осуществлять параллельно напластованию слоев. Исключение составляют уступы, сложенные скальными породами, допускающими подрезку контактов с углами падения до  $35^\circ$ . При углах откосов, равных углу падения пород  $\alpha=\beta$ , деформация уступа возможна только в случае недостаточного сопротивления пород сдвигу вкrest слоистости (рис. 3.2, г). На устойчивость уступов в висячем боку такая слоистость влияния не оказывает. В торцах карьера деформации возможны по желобчатым поверхностям скольжения при наличии кососекущих трещин.

Крутонаклонное залегание слоев ( $\beta=46\div65^\circ$ ) благоприятно для уступов лежачего бока при заоткоске их по поверхностям напластования или с надрезкой слоев (рис. 3.2, д), однако оно способствует расслоению пород в уступах висячего бока (рис. 3.2, е). Процесс активизируется при наличии сопряженных систем трещин, образующих второе семейство поверхностей скольжения, что приводит к существенным деформациям верхней площадки уступа, не вызывая, однако, потери общей устойчивости уступа.

Существенное влияние на устойчивость пород оказывает их трещиноватость. Влияние трещин на устойчивость уступов двоякое. Интенсивная равномерная трещиноватость снижает общее сопротивление пород сдвигу и способствует осыпобразованию. Массив рассматривается как квазиоднородная среда (рис. 3.2, ж).



Стрелки – направление сдвига, пунктир – поверхности ослабления, способствующие деформированию

**Рис. 3.2. Схемы влияния слоистости пород на деформируемость уступов**

Наибольшую потенциальную опасность представляют трещины, ориентированные параллельно (субпараллельно) простиранию откоса и падающие в сторону выемки под углом  $30\div 50^\circ$  (рис. 3.2, з). В глинистых породах деформации возможны и при углах падения  $20\div 25^\circ$ . При подрезке таких трещин возможно обрушение уступа по поверхности трещин.

Комбинированные поверхности скольжения образуются в результате пересечения систем трещин, либо трещин и слабых контактов между слоями, ориентированных параллельно простиранию откоса. Наиболее характерны две основные поверхности ослабления, углы наклона которых представляют механизм разрушения уступа: сдвиг по наклонной и отрыв по крутой поверхности (рис. 3.2, и); сдвиг по двум наклонным поверхностям с образованием криволинейной поверхности (рис. 3.2, к); сдвиг по наклонной и пологой поверхностям со сколом призмы активного давления и образованием ломаной поверхности.

Как видно из описанных механизмов влияния слоистости и трещиноватости пород на устойчивость уступов, деформации уступов могут быть разнообразными. Однако основные поверхности ослабления, вызывающие деформирование уступов, можно объединить в четыре группы:

- слабые контакты между слоями пород;
- трещины, простирание которых совпадает с простиранием уступа;
- тектонические нарушения и зоны разломов;
- слабые слои и прослои горных пород.

Слоистый и трещиноватый массив рассматривают как квазиоднородную среду (изотропную), если имеющиеся поверхности ослабления ориентированы таким образом, что не могут участвовать в формировании поверхности скольжения [150-152].

### § 3.3. Инженерный метод расчета устойчивости откосов на карьерах

Слоистый и трещиноватый массив с двумя и более системами трещин рассматривают как изотропную среду, если имеющиеся протяженные поверхности ослабления ориентированы относительно откоса таким образом, что не могут участвовать в формировании поверхности скольжения.

В качестве метода расчета углов откосов в изотропной среде широко распространены методы расчета, основанные на предельном равновесии по наиболее слабым поверхностям, положение которых устанавливают тем или иным способом, одним из таких методов является метод алгебраического сложения сил кругло-цилиндрической или монотонной криволинейной поверхности.

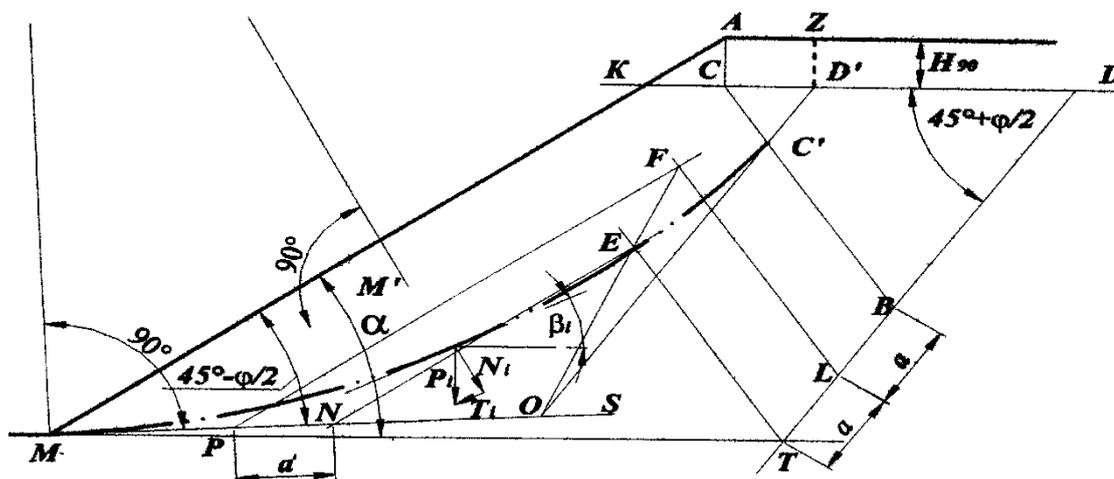
Оценку устойчивости по этому методу производят через коэффициент устойчивости  $K_{зап}$ , равный отношению сил, удерживающих призму возможного сдвижения пород к сдвигающим силам по формуле:

$$K_{зап} = \frac{tg\varphi_{cp} \cdot \sum P_i \cdot g \cdot \cos \beta_i + C_{cp} \cdot \sum l_i}{\sum P_i \cdot g \cdot \sin \beta_i}, \quad (3.2)$$

где  $\varphi_{cp}$  и  $C_{cp}$  – средневзвешенные расчетные значения угла внутреннего трения и сцепления в массив;  $P_i$  – масса элементарного вертикального блока призмы возможного смещения;  $g$  – ускорение свободного падения;  $\beta_i$  – угол

наклона элементарной площадки скольжения длиной  $l_i$ ;  $l_i$  – длина элементарной площадки скольжения, служащая основанием элементарного блока.

Графический расчет устойчивости откоса ведут по наиболее опасной поверхности скольжения, которая для изотропной среды строится графически по методу Г.Л. Фисенко [153]. Порядок построения показан на рис. 3.3.



**Рис 3.3. Схема к графическому расчету устойчивости откоса в изотропном массиве**

Кривая скольжения пересекает откос в его нижней точке или подошву откоса (при  $\alpha < 45^\circ$ ) под углом  $45^\circ - \varphi/2$  и под таким же углом в верхней части пересекает вертикальный откос. Величину вертикального откоса  $H_{90}$  определяют по эмпирической формуле,

$$H_{90} = \frac{2C_p}{\gamma} \operatorname{ctg}(45 - \varphi_p / 2), \quad (3.3)$$

где  $C_p$  – расчетное сцепление пород, Па;  $\gamma$  – объемный вес пород, Н/м<sup>3</sup>;  $\varphi_p$  – расчетный угол внутреннего трения, градус.

На расстоянии  $H_{90}$  от поверхности проводится горизонтальная линия  $KD$ , на которой выбирают точки  $C$  (проекция точки  $A$ ) и  $D$  произвольно. Из точек  $C$  и  $D$  проводят под углом к линии  $KD$ , равным  $45^\circ + \varphi/2$ , две пересекающиеся линии  $BC$  и  $DB$ ; из точки  $M$  (основание откоса) – линию  $MS$  под углом к линии откоса  $45 - \varphi/2$ . Линия  $MS$  и продолжение линии  $DB$  делятся на равное количество произвольных, но равных отрезков, из концов которых проводятся линии:  $FL$ ,  $ET$  параллельно линии  $BC$ , а  $PF$ ,  $NE$  – параллельно  $MA$  (откосу). Далее через точки полученных пересечений  $EF$  проводят линию до пересечения линии  $MS$  (точка  $O$ ), из точки  $O$  параллельно  $DT$  – линию до пересечения с линией  $KD$  в точке  $D'$ , из которой восстанавливают перпендикуляр в точку  $Z$ . Отрезок  $AZ$  определяет искомую величину бермы безопасности. Центр дуги поверхности скольжения определяется пересечением

перпендикуляров к середине отрезка  $MC'$  и к прямой  $MS$ , проходящих соответственно через точки  $M'$  и  $M$ .

Полученную призму возможного смещения пород разделяют вертикальными сечениями на отсеки и определяют массу пород каждого отсека, углы наклона и длину элементарных площадок скольжения в каждом отсеке. Далее определяют запас устойчивости борта по приведенной выше формуле (3.2).

Для неглубоких карьеров (до 150м) оптимальный угол наклона бортов карьера можно получить при помощи графика, приведенного в приложении Д. Для этого при заданной высоте откоса  $h$  производят вычисление условной высоты

$$h' = h \cdot \gamma / 2 \cdot C_p \cdot \text{ctg}(45 - \varphi / 2), \quad (3.4)$$

где  $\gamma$  – объемный вес пород,  $\text{Н/м}^3$ ;  $C_p$  – сцепление, Па;  $\varphi$  – угол внутреннего трения, затем по графику определяют угол наклона откоса  $\alpha$ . После этого по изложенному выше способу строят поверхность скольжения и определяют коэффициент устойчивости откоса.

Аналитические расчеты устойчивости откоса по наиболее опасной поверхности скольжения для изотропной среды можно выполнять аналитически по методу, предложенному ВИОГЕМОм [154] или по формализованному методу Г.Л.Фисенко [153].

По методу ВИОГЕМа потенциальная поверхность скольжения описывается логарифмической спиралью (рис. 3.4), уравнение которой получается путем интегрирования выражения

$$\text{tg}(45^\circ - \varphi / 2) = Z \cdot \frac{d\theta}{dZ} \quad (3.5)$$

где  $Z$  – радиус-вектор главного напряжения  $\sigma_1$  на площадке скольжения;  $\theta$  – полярный угол между начальным радиусом-вектором  $Z_0$  и  $Z_i$  – вектором главного напряжения в  $i$ -й точке.

Угол наклона  $\delta_i$  в любой точке криволинейной поверхности скольжения АЕ определяется из выражения

$$\text{tg} \delta_i = \frac{dy}{dx} = \text{tg} \left[ \left( 45^\circ + \frac{\varphi}{2} \right) - \theta_i \right] \quad (3.6)$$

Для формализации методов расчета коэффициентов устойчивости на ЭВМ выполним следующие преобразования.

После интегрирования выражения (3.5) получим

$$\ln Z = \frac{\theta}{\text{tg} \mu} + C \quad (3.7)$$

где  $\mu = \left( 45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right)$ ;  $C$  – постоянная интегрирования, которая зависит от параметров откоса и физико-механических свойств пород, слагающих этот откос.

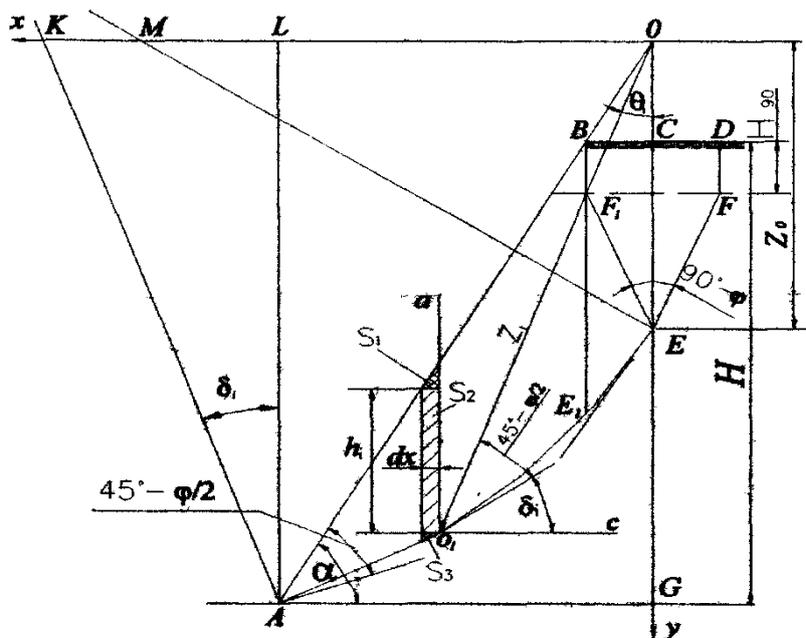


Рис 3.4. Схема к аналитическому расчету устойчивости откоса в изотропном массиве

Для рассматриваемых условий на рис.3.5  $C = \ln Z_0$ . Тогда (3.7) будет иметь вид

$$Z_i = Z_0 e^{\theta_i \cdot ctg\mu}, \quad i = 1, 2, \dots, n \quad (3.8)$$

Для определения  $Z_0$  на основании графических построений на рис. 3.4 составим систему уравнений

$$\begin{cases} Z_n = \frac{H}{\sin \alpha} + \frac{BC}{\cos \alpha}; \\ Z_n = Z_0 \exp\left\{\frac{\pi(90^\circ - \alpha)}{180^\circ} ctg\mu\right\}; \\ Z_0 = BC(tg\alpha + ctg\mu) + H_{90}, \end{cases} \quad (3.9)$$

где  $H_{90} = \frac{2C_p}{\gamma} ctg(45 - \varphi_p / 2)$

Из решения системы имеем

$$Z_0 = \frac{H \cdot \cos(\alpha - \mu) - H_{90} \sin \mu \cdot \sin \alpha}{\sin \alpha [e^k \cos(\alpha - \mu) - \sin \mu]} \quad (3.10)$$

где

$$k = \frac{\pi(90^\circ - \alpha)}{180^\circ} ctg(45^\circ - \varphi / 2).$$

В общем виде, преобразуя выражение (3.2), коэффициент устойчивости призмы возможного обрушения ABDFE равен

$$K_{san} = \frac{tg\varphi(\sum P_i \cos \delta_i + P_2 \sin \mu) + C(\sum l_i + l)}{\sum P_i \cdot \sin \delta_i + P_2 \cos \mu} \quad (3.11)$$

где  $P_i$  – масса элементарного блока породы в  $i$ -й точке криволинейного участка АЕ, Н;  $P_2$  – масса призмы ЕСDF, Н;  $l_i$  – длина элементарной  $i$ -й площадки, м;  $l$  – длина поверхности скольжения ЕF, м.

Из геометрического построения (рис. 3.4) масса призмы ЕСDF

$$P_2 = \gamma \cdot BC \left( H_{90} + \frac{BC \cdot ctg\mu}{2} \right) \quad (3.12)$$

где  $BC = \frac{Z_0 - H_{90}}{tg\alpha + ctg\mu}$ .

Для определения  $P_i$  найдем элементарную площадь блока породы для плоской задачи. Она состоит из трех составляющих (рис. 3.4)

$$\Delta S_{\Sigma} = S_1 + S_2 + S_3 \quad (3.13)$$

где  $S_1 = \frac{dx \cdot dy'}{2} = \frac{dx^2 \cdot tg\alpha}{2}$  – площадь треугольника по границе откоса;

$$dy' = dx \cdot tg\alpha;$$

$$S_2 = dx \cdot h_i = dx \cdot (\rho \cdot \cos\theta - \rho \cdot \sin\theta \cdot tg\alpha - dx \cdot tg\alpha);$$

$$S_3 = \frac{dx \cdot dy}{2} \text{ – площадь треугольника по линии скольжения;}$$

$$\rho = Z_0 \cdot e^{\theta \cdot ctg\mu}; \quad x = \rho \cdot \sin\theta; \quad y = \rho \cdot \cos\theta,$$

тогда

$$dx = Z_0 \cdot e^{\theta \cdot ctg\mu} (\sin\theta + \cos\theta) d\theta \quad (3.14)$$

$$dy = Z_0 \cdot e^{\theta \cdot ctg\mu} (\cos\theta - \sin\theta) d\theta \quad (3.15)$$

С учетом (3.14) и (3.15) найдем (3.13)

$$\Delta S_{\Sigma} = \frac{dx^2}{2} tg\alpha + \rho \cdot \cos\theta \cdot dx - \rho \cdot \sin\theta \cdot tg\alpha \cdot dx - dx^2 \cdot tg\alpha + \frac{dx \cdot dy}{2} \quad (3.16)$$

Пренебрегая малыми второго порядка с учетом (3.14) и (3.15), получим

$$\Delta S_{\Sigma} = Z_0^2 \cdot e^{2\theta \cdot ctg\mu} (\cos\theta - \sin\theta \cdot tg\alpha) (\sin\theta + \cos\theta) d\theta \quad (3.17)$$

Площадь АВСЕ равна сумме площадей АВF<sub>1</sub> и Е<sub>1</sub>ВСЕ. площадь Е<sub>1</sub>ВСЕ

$$\Delta S_{E_1BCE} = y \cdot dx - OC \cdot dx = (\rho \cdot \cos\theta - OC) \cdot Z_0 e^{\theta \cdot ctg\mu} (\sin\theta + \cos\theta) d\theta \quad (3.18)$$

а площадь АВF<sub>1</sub> определится по выражению (3.17), где

$$OC = \frac{Z_0 - H_{90}}{tg\alpha + ctg\alpha} tg\alpha \quad (3.19)$$

Для определения угла  $\delta_i$  рассмотрим  $\angle aoc_1$ . Угол между  $ao_1$  и вектором  $Z_i$  равен  $\theta_i$ , поэтому

$$\delta_i = 90^\circ (45^\circ \varphi / 2) \theta_i, \quad (3.20)$$

Тогда нормальная и касательная составляющие от воздействия массы блока породы на криволинейном участке АЕ с учетом выражений (3.17), (3.18) и (3.20) имеют вид

$$\sum P_i \cdot \cos \delta_i = \gamma \times \left[ \int_{\theta_{E_1}}^{90^\circ - \alpha} \left\{ z_0^2 \cdot e^{2 \cdot \theta \cdot \text{ctg} \mu} (\cos \theta - \sin \theta \cdot \text{tg} \alpha) \cdot (\sin \theta + \cos \theta) \times \right. \right. \\ \left. \left. \times \cos(45^\circ + \frac{\varphi}{2} - \theta) \right\} d\theta + \int_0^{\theta_{E_1}} (z_0 \cdot e^{-\theta \cdot \text{ctg} \mu} \cos \theta - OC) z_0 \cdot e^{-\theta \cdot \text{ctg} \mu} (\sin \theta + \cos \theta) \times \right. \\ \left. \times \cos(45^\circ + \frac{\varphi}{2} - \theta) d\theta \right] \quad (3.21)$$

$$\sum P_i \cdot \sin \delta_i = \gamma \times \left[ \int_{\theta_{E_1}}^{90^\circ - \alpha} \left\{ z_0^2 \cdot e^{2 \cdot \theta \cdot \text{ctg} \mu} (\cos \theta - \sin \theta \cdot \text{tg} \alpha) \cdot (\sin \theta + \cos \theta) \times \right. \right. \\ \left. \left. \times \sin(45^\circ + \frac{\varphi}{2} - \theta) \right\} d\theta + \int_0^{\theta_{E_1}} (z_0 \cdot e^{-\theta \cdot \text{ctg} \mu} \cos \theta - OC) z_0 \cdot e^{-\theta \cdot \text{ctg} \mu} (\sin \theta + \cos \theta) \times \right. \\ \left. \times \sin(45^\circ + \frac{\varphi}{2} - \theta) d\theta \right] \quad (3.22)$$

Предел интегрирования  $\theta_{E_1}$  определяется из решения трансцендентного уравнения  $x = \rho \cdot \sin \theta$ , т.е. нахождением угловой координаты точки  $E_1$ . При  $x = BC = \frac{Z_0 - H_{90}}{\text{tg} \alpha + \text{ctg} \alpha}$  уравнение имеет вид

$$\frac{Z_0 - H_{90}}{\text{tg} \alpha + \text{ctg} \alpha} (Z_0 \cdot e^{\theta \cdot \text{ctg} \mu}) \cdot \sin \theta = 0 \quad (3.23)$$

Длина дуги криволинейной поверхности АЕ равна

$$\sum l_i = \int_0^{90^\circ - \alpha} \sqrt{\rho^2 + (\rho')^2} d\theta \quad (3.24)$$

Подставив в (3.24)  $\rho = Z_0 \cdot e^{\theta \cdot \text{ctg} \mu}$ , получим

$$\sum l_i = Z_0 \sqrt{1 + \text{ctg}^2 \mu} \frac{e^{(90^\circ - \alpha) \text{ctg} \mu} - 1}{\text{ctg} \mu} \quad (3.25)$$

$$\text{отрезок EF} = (Z_0 - H_{90}) \frac{\cos \alpha}{\cos(\alpha - \mu)}. \quad (3.26)$$

Для аналитического расчета коэффициента устойчивости по методу Г.Л. Фисенко, члены выражения (3.2) определяются следующим образом.

Найдем центр окружности, которая формирует круглоцилиндрическую поверхность, как пересечение прямых ЕМ и АК (уравнение прямой в общем случае имеет вид  $Ax + By + C = 0$ ), уравнения которых в координатной системе  $xOy$ , соответственно, имеют вид (рис. 3.4)

$$- Z_0 \cdot x - Z_0 \text{ctg} \mu \cdot y + Z_0^2 \text{ctg} \mu = 0, \quad (3.27)$$

$$\left(\frac{r}{2} \text{tg} \alpha + H\right) \cdot x + \left(H + \frac{r}{2} \cdot \text{tg} \alpha\right) \cdot \text{tg}(\alpha - \mu) \cdot y - \left(H + \frac{r}{2} \cdot \text{tg} \alpha\right)^2 [\text{ctg} \alpha + \text{tg}(\alpha - \mu)] = 0, \quad (3.28)$$

где  $r = BD = \frac{2H \left[ 1 - \text{ctg} \alpha \cdot \text{tg} \frac{\alpha + \varphi}{2} \right] - 2H_{90}}{\text{ctg} \mu + \text{tg} \frac{\alpha + \varphi}{2}}$  определяется из [153], а

$$Z_0 = \frac{r(\text{tg} \alpha + \text{ctg} \mu)}{2} + H_{90}.$$

Координаты пересечения прямых ЕМ и АК равны

$$x_0 = \frac{\begin{vmatrix} B_1 & C_1 \\ B_2 & C_2 \\ A_1 & B_1 \\ A_2 & B_2 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} A_1 & B_1 \\ A_2 & B_2 \end{vmatrix}} \quad y_0 = \frac{\begin{vmatrix} C_1 & A_1 \\ C_2 & A_2 \\ A_1 & B_1 \\ A_2 & B_2 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} A_1 & B_1 \\ A_2 & B_2 \end{vmatrix}} \quad (3.29)$$

радиус окружности  $(x - x_0)^2 + (y - y_0)^2 = R^2$  –

$R = \sqrt{(x_0 - 0)^2 + (y_0 - Z_0)^2}$ , а текущая координата кругло цилиндрической поверхности –

$$y_i = y_0 + 0,5 \cdot \{4y_0^2 - 4[y_0^2 - R^2 + (x - x_0)^2]\}^{0,5} \quad (3.30)$$

Для определения  $\Sigma P_i$  в выражении (3.11) найдем площади блоков породы для плоской задачи:

$$S_{CDFE} = \frac{r}{2} (H_{90} + \frac{r \cdot ctg\mu}{4}) \quad (3.31)$$

$$\left. \begin{aligned} S_{BCEE_1} &= \int_0^{a_1} (y_i - \frac{r}{2} tg\alpha) dx \\ S_{BCEE_1} &= \int_{a_1}^{a_2} (y_i - x \cdot tg\alpha) dx \end{aligned} \right\} \quad (3.32)$$

где  $a_1 = r/2$ ;  $a_2 = (H + r \frac{tg\alpha}{2}) \cdot ctg\alpha$ .

Тогда нормальную и касательную составляющие от воздействия массы блока породы на криволинейном участке АЕ с учетом выражений (3.31) и (3.32) можно представить в виде:

$$\begin{aligned} \sum P_i \cdot \cos \delta_i &= \gamma \cdot \int_0^{a_1} [y_0 + 0,5 \{4 \cdot y_0^2 - 4[y_0^2 - R^2 + (x - x_0)^2]\}^{0,5} - r \frac{tg\alpha}{2}] \cos(\arcsin \frac{x_0 - x}{R}) dx \\ &\quad \gamma \cdot \int_{a_1}^{a_2} [y_0 + 0,5 \{4 \cdot y_0^2 - 4[y_0^2 - R^2 + (x - x_0)^2]\}^{0,5} - x \cdot tg\alpha] \\ &\quad \cos(\arcsin \frac{x_0 - x}{R}) dx \end{aligned} \quad (3.33)$$

$$\begin{aligned} \sum P_i \cdot \sin \delta_i &= \gamma \cdot \int_0^{a_1} [y_0 + 0,5 \{4 \cdot y_0^2 - 4[y_0^2 - R^2 + (x - x_0)^2]\}^{0,5} - r \frac{tg\alpha}{2}] \sin(\arcsin \frac{x_0 - x}{R}) dx \\ &\quad \gamma \cdot \int_{a_1}^{a_2} [y_0 + 0,5 \{4 \cdot y_0^2 - 4[y_0^2 - R^2 + (x - x_0)^2]\}^{0,5} - x \cdot tg\alpha] \sin(\arcsin \frac{x_0 - x}{R}) dx \end{aligned} \quad (3.34)$$

где  $\delta_i = \arcsin \frac{x_0 - x}{R}$ .

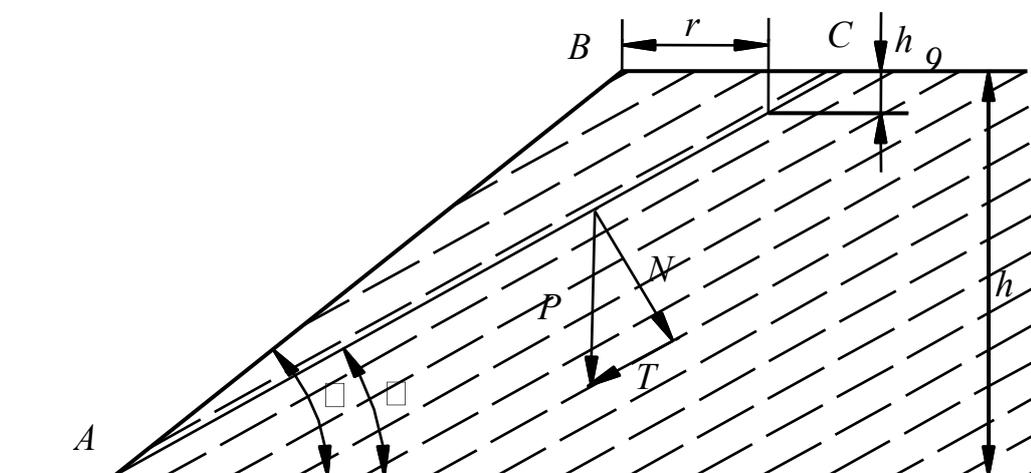
Для расчета коэффициента запаса устойчивости бортов для изотропной среды по двум изложенным выше методикам разработано программное обеспечение в “Mathcad Professional” для Windows, являющимся представителем нового поколения программных средств.

Устойчивость откоса уступа в скальных породах определяется устойчивостью отдельных породных блоков, оконтуренных, с одной стороны поверхностью откоса, с другой – одной или несколькими поверхностями ослабления, к которым относятся трещины отдельностей большого

протяжения, контакты слоев, тектонические нарушения. Размеры этих поверхностей должны быть соизмеримы с высотой откосов уступов.

Как отмечалось выше, трещиноватость является неотъемлемым свойством скальных пород. Так, например, на рудном поле Кокпатас выявлено несколько видов возможных деформаций откосов. Поэтому в зависимости от характера сочетания отдельных поверхностей ослабления в массиве уступа могут применяться следующие схемы расчета по определению параметров устойчивых откосов в их предельном состоянии в анизотропной среде.

При подрезке уступа с наклонным падением в сторону выемки контактов слоев горных пород или трещин условие предельного равновесия призмы возможного обрушения ABC по поверхности AC согласно закону Кулона выражено в соответствии со схемой (рис. 3.5) формулой в виде:



**Рис. 3.5. Схема расчета устойчивости откоса при подрезке уступом продольных поверхностей ослабления**

$$T = N \operatorname{tg} \varphi' + C' \cdot AC, \quad (3.35)$$

где  $T = P \cdot \sin \beta$ ;  $N = P \cdot \cos \beta$ ;  $P$  – вес призмы ABC;  $C', \varphi'$  – соответственно сцепление и угол внутреннего трения горных пород по наиболее слабому контакту;  $\beta$  – угол наклона слабого контакта.

Тогда предельная высота устойчивого откоса определяется из формулы

$$h = \frac{2C' \cdot \cos \varphi' \cdot \sin \alpha}{\gamma \cdot \sin \beta \cdot \sin(\beta - \varphi')}, \quad (3.36)$$

где  $\alpha$  – угол наклона откоса;  $\gamma$  – объемный вес пород.

Ширина призмы возможного обрушения  $r$ , необходимая для определения размеров предохранительной бермы, вычисляется из выражения

$$r = \frac{2 \cdot C' \cdot \cos \varphi'}{\gamma \cdot \sin \beta \cdot \sin(\beta - \varphi')}. \quad (3.37)$$

Из рис. 3.5 видно, что параметры откоса  $h, r, \alpha$  связаны аналитической зависимостью

$$h = \frac{r}{\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha}. \quad (3.38)$$

Таким образом, если известна высота откоса  $h$ , то угол наклона откоса  $\alpha$  определяется из выражения

$$\operatorname{ctg}\alpha = \operatorname{ctg}\beta - \frac{2 \cdot C' \cdot \cos\varphi'}{\gamma \cdot h \cdot \sin\beta \cdot \sin(\beta - \varphi')}. \quad (3.39)$$

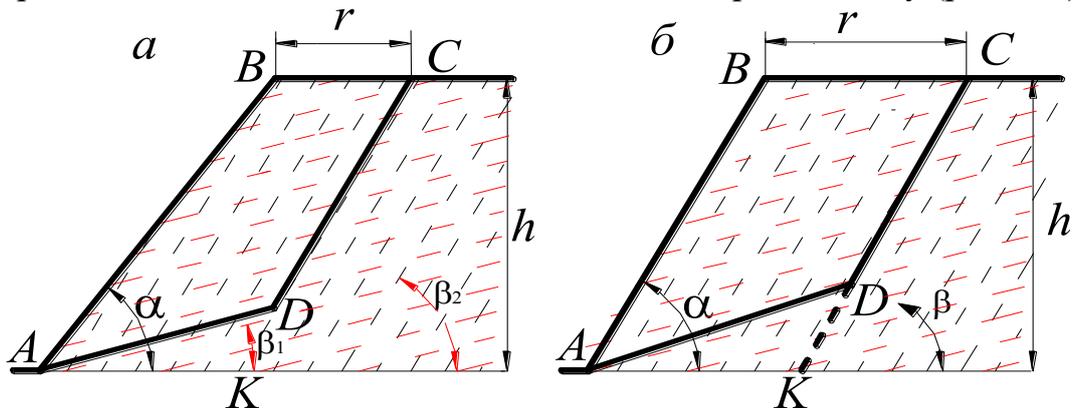
Значение минимальной высоты откоса  $h_{\min}$  при заданном угле наклона откоса можно получить из выражения (3.36), когда  $\frac{dh}{d\beta} = 0$ . В этом случае значение угла наклона контакта слоев  $\beta_0$ , соответствующее минимальному значению коэффициента устойчивости, находится из выражения

$$\beta_0 = \frac{\alpha + \varphi'}{2}. \quad (3.40)$$

Подставив выражение  $\beta_0$  в формулу (3.36), получим

$$h_{\min} = \frac{2 \cdot c' \cdot \cos\varphi' \cdot \sin\alpha}{\gamma \cdot \sin^2\left(\alpha - \frac{\varphi'}{2}\right)}. \quad (3.41)$$

При сложении откоса слоистыми породами крутого залегания или наличии трещиноватости, направленных в сторону выемки, со слабыми прочностными характеристиками по поверхностям ослабления угол наклона откоса принимают меньшим, чем падение слоев или равным ему (рис. 3.6).



а – положение слоистости откоса; б – параллельно слоистости

**Рис. 3.6. Схема расчета устойчивых откосов при наклонном и крутом залегании одной системы продольных поверхностей ослабления**

Наличие контактов крутого падения изменяет картину распределения напряжений в массиве. На некотором удалении  $r$  от верхней бровки откоса направление главных напряжений совпадает с направлением слоистости (поверхностей ослабления), поэтому один из контактов (например, СК) будет служить потенциальной линией скольжения. Остальные контакты не совпадают с линией скольжения, обусловленной концентрацией главных напряжений и пересекающей эти контакты, и не являются поверхностями скольжения.

Призмы возможного обрушения имеют в основном криволинейную форму, причем основание формируется поверхностью, образуемой

площадками скольжения, направленной под углом  $\mu = \left(45 - \frac{\varphi'}{2}\right)$  к поверхности откоса и пересекающей контакт СК в точке D под углом  $\theta$ .

Призма ABCD давит своим весом на основание с силой Q, равной разности сдвигающих и удерживающих сил по контакту CD

$$Q = P \cdot \sin \beta - P \cdot \cos \beta \cdot \operatorname{tg} \varphi' - C' \cdot CD = P \frac{\sin(\beta - \varphi')}{\cos \varphi'} - C' \cdot CD \quad (3.42)$$

При условии предельного равновесия сила Q должна быть уравновешена разностью удерживающих и сдвигающих сил на поверхности среза AD.

$$N \cdot \operatorname{tg} \varphi + C \cdot AD = T, \quad (3.43)$$

где  $N = Q \cdot \sin(\beta - \alpha + \mu)$  – нормальная составляющая силы Q по плоскости среза AD;  $T = Q \cdot \cos(\beta - \alpha + \mu)$  – сдвигающая сила по плоскости среза AD; C и  $\varphi$  – соответственно сцепление и угол внутреннего трения пород вкрест слоистости;  $\mu = (45 - \varphi/2)$ .

Подставим выражение (3.42) в (3.43) и получим

$$P = \frac{\cos \varphi'}{\sin(\beta - \varphi')} \left[ \frac{C \cdot \cos \varphi \cdot AD}{\sin(\mu - \beta + \alpha)} + C' CD \right], \quad (3.44)$$

где

$$AD = \frac{\sin \beta}{\sin(\beta - \alpha + \mu)} [r + h(\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta_1)],$$

$$P = \frac{\gamma}{2 \cdot \sin(\beta - \alpha + \mu)} \left[ 2 \cdot r \cdot h \frac{\sin \mu \cdot \sin \beta}{\sin \alpha} \right] + h^2 \frac{\sin \mu \cdot \sin(\beta - \alpha)}{\sin^2 \alpha} - r^2 \sin \beta \cdot \sin(\alpha - \mu)$$

$$CD = \frac{h \frac{\sin \mu}{\sin \alpha} - r \sin(\alpha - \mu)}{\sin(\beta - \alpha + \mu)}.$$

Используя равенство  $\frac{dh}{dr} = 0$  из неявной функции (3.44) имеем:

$$r = \frac{h \sin \mu}{\sin \alpha \cdot \sin(\alpha - \mu)} - \frac{\cos \varphi'}{\gamma \cdot \sin(\beta - \varphi')} \cdot \left[ \frac{C \cdot \cos \varphi}{\sin(\alpha - \mu) \sin(\mu - \beta + \alpha)} - \frac{C'}{\sin \beta} \right] \quad (3.45)$$

Подставив выражение (3.45) в формулу (3.44) получаем:

$$h = A(1 + \sqrt{1 - B}),$$

где  $A = \frac{2C \cdot \cos \mu \cdot \cos \varphi' \cdot \sin \alpha}{\gamma \cdot \sin(\beta - \varphi') \cdot \sin(\mu - \beta + \alpha)}$ ;

$$B = \frac{\sin \beta \cdot \sin \mu}{\sin \alpha \cdot \sin(\beta - \alpha + \mu)} \left[ 1 - \frac{C' \cdot \sin(\alpha - \mu) \cdot \sin(\mu - \beta + \alpha)}{C \cdot \cos \varphi \cdot \sin \beta} \right]^2;$$

$$r = \frac{\sin \mu \cdot A \sqrt{1 - B}}{\sin \alpha \cdot \sin(\alpha - \mu)} + \frac{C' \cos \varphi'}{\gamma \cdot \sin \beta \cdot \sin(\beta - \varphi')} \quad (3.46)$$

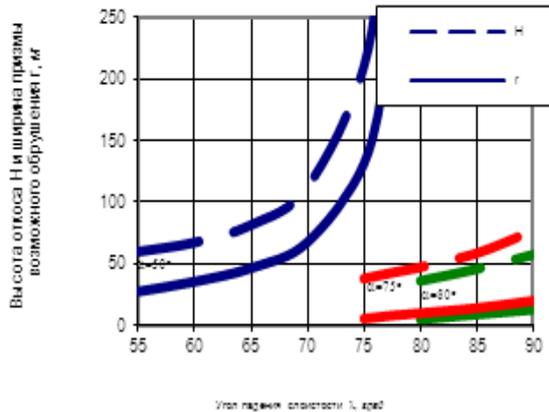
При заоткоске по наслоению  $\alpha = \beta$  (рис. 3.7, б) имеем

$$h = \frac{H_{90}}{(1 - \operatorname{ctg} \beta \cdot \operatorname{tg} \varphi')} \left\{ 1 + \sqrt{1 - \left[ 1 - \frac{C'}{2C} (1 - \operatorname{ctg} \beta \cdot \operatorname{tg} \mu) \right]^2} \right\}, \quad (3.47)$$

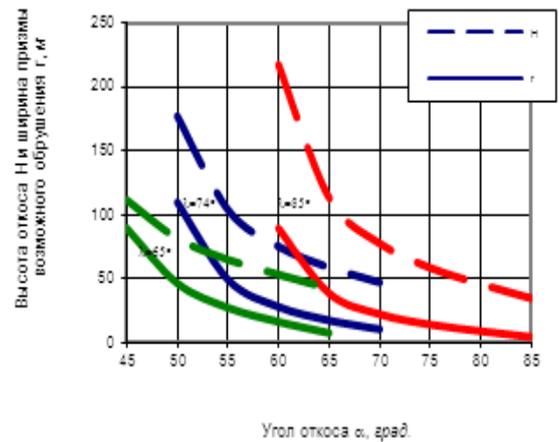
а ширина призмы возможного обрушения

$$r = \frac{\cos \varphi'}{\gamma \cdot \sin(\beta - \varphi')} \left\{ \frac{2C \cdot \cos \mu}{\sin(\beta - \mu)} \sqrt{1 - \left[ 1 - \frac{C'}{2C} (1 - \operatorname{ctg} \beta \cdot \operatorname{tg} \mu) \right]^2} + \frac{C'}{\sin \beta} \right\}$$

а



б



**Рис. 3.7. Зависимости высоты откоса уступа  $H$  и ширины призмы возможного обрушения  $r$  от угла падения слоистости  $\lambda$  при  $\alpha=50,75,80^\circ$  (а) и угла откоса  $\alpha$  при  $\lambda=65,74,85^\circ$  (б) для массива со следующими характеристиками:  $C=0,2\text{МПа}$ ;  $C'=0,012\text{МПа}$ ;  $\varphi=30^\circ$ ;  $\varphi'=27^\circ$**

Следует отметить, что при определении нормальной и сдвигающей составляющих силы  $Q$ , с которой призма  $ABCD$  своим весом давит на основание  $AD$ , взаимосвязаны величины  $\mu=(45-\varphi/2)$ ,  $\alpha$  и  $\beta$ , что накладывает определенные ограничения при расчете высоты откоса  $H$  и ширины призмы возможного обрушения  $r$  по формулам (3.44-3.47)

$$\beta < \mu + \alpha; \beta < \alpha - \mu; \beta > \varphi'; \beta \geq \alpha; \beta \leq \pi/2.$$

На рис. 3.7 приведены зависимости высоты откоса уступа  $H$  и ширины призмы возможного обрушения  $r$  от угла падения слоистости  $\lambda$  при и угла откоса  $\alpha$  для массива с заданными характеристиками.

Если в массиве откоса, находящегося в предельном равновесии, есть несколько благоприятно ориентированных поверхностей ослабления, то наиболее напряженная поверхность может полностью или частично совпадать с ними, а на разрезе она будет иметь вид ломаной линии, как показано на рис. 3.8. Расчет устойчивости откосов по данной схеме производится методом многоугольника сил.

Границы между смежными блоками, опирающиеся на участки ломаной поверхности, следует проводить под углом  $90^\circ - \varphi'$  к поверхности скольжения или при совпадении с поверхностями ослабления – проводить по ним.

Реакция между смежными блоками определяется с учетом сопротивления пород сдвигу по поверхностям между ними.

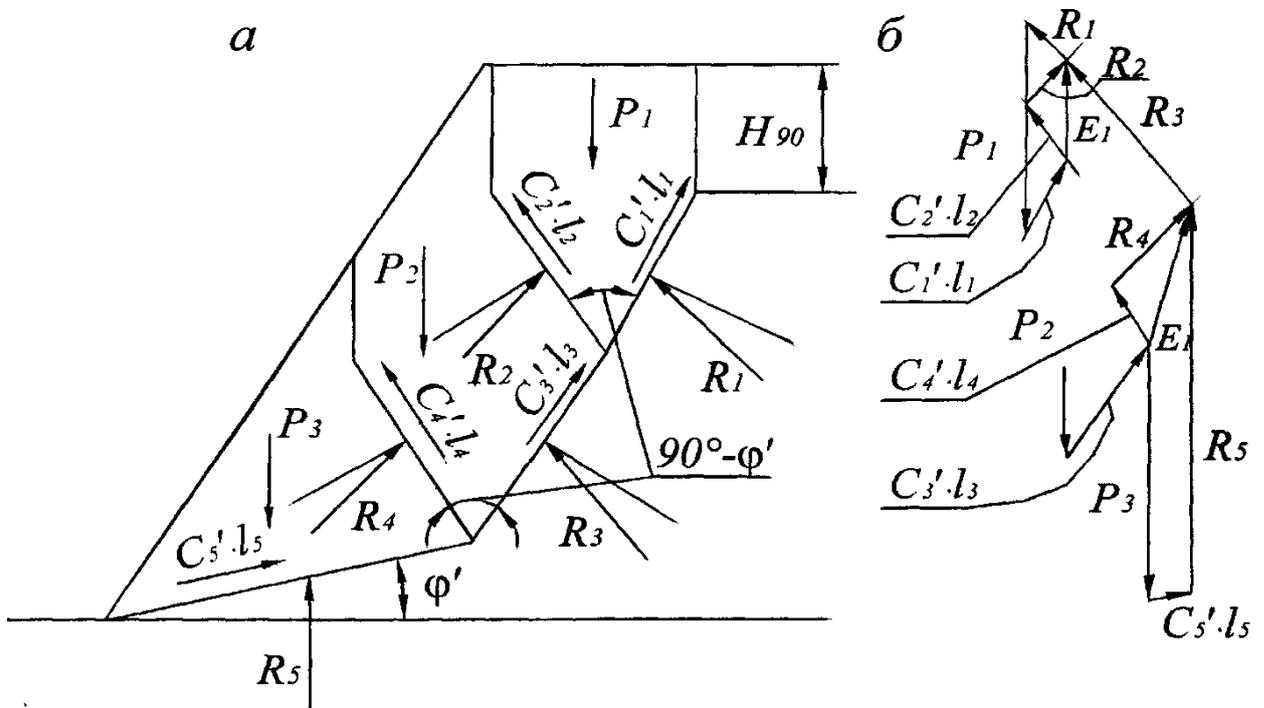
Отрезок поверхности скольжения  $l_m$ , являющийся основанием последнего блока, при котором обеспечивается устойчивость откоса, можно определить аналитически по формуле:

$$l_n = \frac{E_{n-1} \sin \theta (\operatorname{ctg} \theta - \operatorname{tg} \varphi'_n)}{C'_n + \frac{1}{2} h \cdot \gamma \cdot \cos^2 \lambda_n (\operatorname{tg} \varphi'_n - \operatorname{tg} \lambda_n)}, \quad (3.48)$$

где  $\theta = \lambda_{n-1} - \lambda_n$  – угол излома расчетной поверхности (разность углов наклона площадок скольжения, являющихся основаниями смежных блоков);  $C'_n$  – сцепление пород по поверхности скольжения последнего блока;  $\varphi'_n$  – угол внутреннего трения по поверхности скольжения последнего блока;  $\lambda_n$  – угол наклона основания последнего блока;  $h$  – средняя высота последнего блока;  $E_{n-1}$  – реакция со стороны смежного предпоследнего блока на последний блок, являющаяся равнодействующей всех сил трения и сцепления, действующих на боковые поверхности блока.

Значение  $E_{n-1}$  определяется графическим методом, который называют методом многоугольника сил.

При использовании метода многоугольника сил расчет устойчивости откоса, производится по условию предельного равновесия по характеристикам, в которые введен коэффициент запаса. В этом методе напряжения, распределенные по площадкам двух семейств скольжения при предельном напряженном состоянии, заменяются сосредоточенными силами, действующими по поверхностям смежных блоков. Многоугольник сил строится для каждого блока. В расчет принимаются следующие силы (рис. 3.9).



а – расчетная схема; б – многоугольник сил.

**Рис. 3.9. Схема расчета устойчивости откоса при блочном строении**

$P_i$  – вес рассматриваемого блока;  $C_i \cdot l_i$  – силы сцепления по поверхности ослабления между блоками (направлены параллельно основанию);  $R_i$  –

реакция со стороны оснований блока, являющаяся равнодействующей сил трения и нормальной составляющей веса блока;  $E_1$  и  $E_2$  – реакции со стороны смежных блоков на рассматриваемый блок, являющиеся равнодействующими всех сил трения и сцепления, действующих по боковым поверхностям блока.

Предельное равновесие откоса наступит при полной мобилизации внутренних сил сопротивления горных пород сдвигу, поэтому направления реакций  $E_i$  отклоняются от нормали к поверхности скольжения на угол внутреннего трения  $\varphi$ .

В откосах, находящихся в допредельном состоянии, угол отклонения реакций  $E$  от нормали равен значению угла внутреннего трения по рассматриваемой поверхности, уменьшенного на величину запаса (расчетная величина  $\varphi_p$ ).

Построение многоугольника сил производится следующим образом:

- в принятом масштабе по вертикали откладывается вес первого блока  $\overline{P}_1$ ;
- из конца вектора  $\overline{P}_1$  строятся последовательно соответственно вектор  $\overline{C}_1\overline{l}_1$  и  $\overline{C}_2\overline{l}_2$  параллельно боковым поверхностям первого блока;
- из начала вектора  $\overline{P}_1$  и конца вектора  $\overline{C}_2\overline{l}_2$  до их пересечения проводятся прямые, параллельные векторам  $\overline{R}_1$  и  $\overline{R}_2$ . Отрезок между концом вектора  $\overline{C}_1\overline{l}_1$  и полученной точкой пересечения является вектором  $\overline{E}_1$  – равнодействующая сила от сложения векторов  $\overline{C}_2\overline{l}_2$  и  $\overline{R}_2$ ;
- из конца вектора  $\overline{E}_1$  (или вектора  $\overline{C}_1\overline{l}_1$ ) откладывается вес второго блока  $\overline{R}_2$ ;
- из конца вектора  $\overline{R}_2$  строятся последовательно векторы  $\overline{C}_3\overline{l}_3$  и  $\overline{C}_4\overline{l}_4$ , далее из конца вектора  $\overline{C}_4\overline{l}_4$  и начала вектора  $\overline{E}_1$  проводятся отрезки до взаимного пересечения, параллельные  $\overline{R}_4$  и  $\overline{R}_3$ , затем определяется реакция  $\overline{E}_2$ , начало которой совпадает с точкой пересечения  $R_4$  и  $R_3$ , а конец с точкой конца вектора  $\overline{C}_3\overline{l}_3$ ;
- аналогичные построения осуществляются и для всех последующих блоков.

Для откосов, находящихся в устойчивом состоянии с заданным коэффициентом запаса, многоугольник сил для всей призмы возможного обрушения должен замыкаться. Если многоугольник не замыкается, то степень устойчивости откоса не соответствует заданному коэффициенту запаса.

Действительный коэффициент запаса можно определить путем построения многоугольника сил при двух или трех значениях коэффициента запаса.

## Основные выводы

1. Исследована степень однородности прибортового массива при контурном взрывании с учетом угла наклона борта и конфигурации его откоса. Установлено, что если при установленном показателе неоднородностей расчетная величина снижения реактивных сил составит не более 2% от суммы реактивных сил сопротивления пород сдвигу, то массив считается однородным.

2. Исследовано влияние слоистости и трещиноватости пород на устойчивость откосов. Установлено, что наибольшую потенциальную опасность представляют трещины, ориентированные параллельно простиранию откоса и падающие в сторону выемки под углом  $30\div 50^\circ$ .

3. Разработан инженерный метод расчет устойчивости откосов в изотропной среде и с учетом поверхностей ослабления. Установлено что действительный коэффициент запаса можно определить путем построения многоугольника сил при двух или трех значениях коэффициента запаса.

## ГЛАВА 4. ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ ТРЕЩИНОВАТЫХ ПОРОД

---

Анализ данных деформации горных пород за контуром массива при производстве массовых взрывов позволяет сделать вывод, что при подходе к предельному контуру необходимо менять технологию производства буровзрывных работ.

Несмотря на все возрастающие масштабы взрывов и их влияние на устойчивость откосов, до сих пор на большинстве карьеров не разработаны, а, следовательно, и не применяются эффективные меры снижения сейсмического эффекта при подходе к предельному контуру.

Одним из критериев определения количества одновременно взрываемого ВВ является значение меры сейсмической опасности, при котором остаточные деформации пород, слагающих уступы и борта карьера, практически исключаются.

Поскольку предельная ошибка измерения вертикальных  $\Delta h$  и горизонтальных  $\Delta l$  деформаций при принятой методике измерений составляет 3 мм, то максимальное допустимое значение меры сейсмической опасности для всех случаев определится из уравнения:

$$\Delta h = \exp(ap - b). \quad (4.1)$$

Безопасное расстояние для контурных уступов от места взрыва до охраняемого объекта следует определять по формуле:

$$r_6 = K_c \sqrt[3]{Q}, \quad (4.2)$$

где  $Q$  – масса одновременно взрываемого ВВ, кг;  $K_c$  – величина, обратно пропорциональная мере сейсмической опасности.

Ввиду того, что наибольшей деформации подвержены породы на горизонте взрываемого уступа, расчет количества одновременно взрываемого ВВ следует вести с учетом коэффициента  $K_c$ , соответствующего этим условиям. Близость значений коэффициента при вертикальных и горизонтальных смещениях позволяет с ошибкой в 7-9% использовать усредненные значения.

Числовые значения этого коэффициента зависят от критерия по виду смещения, месту расположения охраняемого объекта, типа пород и характера трещиноватости (табл. 4.1).

Количество одновременно взрываемого ВВ при подходе взрывных работ к предельному контуру карьера определяется по формуле

$$Q = (r_6 / K_c)^3, \quad (4.3)$$

где  $K_c$  – усредненное значение коэффициента.

По результатам изучения влияния массовых взрывов на деформацию приконтурных уступов определена величина ослабления массива в зависимости от количества одновременно взрываемого ВВ  $Q$  и расстояния до места взрыва  $L_B$ :

$$\tau = 0,45 \cdot 10^3 Q / L_B^2 \quad (4.4)$$

Таблица 4.1

Значения коэффициента  $K_c$  для различных условий

Место расположения охраняемого объекта	Средний размер ребра элементарного блока, м	$K_c$
На горизонте взрываемого уступа	До 0,1	8,7
	0,1-0,3	6,2
	0,3-0,6	3,76
	0,6-2,0	3,02
	2,0	2,8
На горизонте выше взрываемого уступа	до 0,1	8,22
	0,1-0,3	5,87
	0,3-0,6	3,56
	0,6-2,0	2,85
	2,0	2,65
На два горизонта выше взрываемого уступа	до 0,1	7,89
	0,1-0,3	5,61
	0,3-0,6	3,42
	0,6-2,0	2,74
	2,0	2,54

Поскольку на предельном контуре карьера  $\tau=1$ , то для этих условий зависимость (4.4) примет вид

$$Q = L_B^2/4,5, \quad (4.5)$$

где  $L_B$  – длина взрываемого блока, м.

На рис. 4.1 показаны закономерности изменения зоны остаточной деформации в зависимости от количества одновременно взрываемого ВВ.

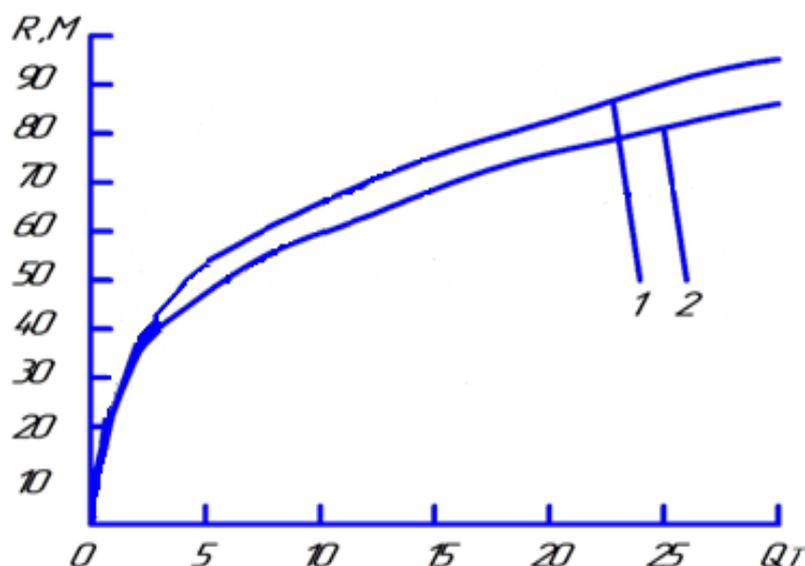
Таким образом, данные табл. 4.1 позволяют установить количество одновременно взрываемого ВВ в зависимости от структуры массива и схемы отстройки нерабочих уступов в предельном контуре борта карьера.

Исходя из обеспечения минимальной зоны интенсивной деформации, можно определить, согласно выявленным закономерностям, оптимальные удельный расход и количество ВВ на 1 м фронта работ на основе зависимостей

$$L=Z(q_\phi - q_o)^\lambda \rightarrow \min, \quad (4.6)$$

$$L=\beta(q_m - q_{m.o})^\varepsilon \rightarrow \min. \quad (4.7)$$

По установленным оптимальным расходам ВВ, позволяющим исключить законтурную деформацию массива, можно определить ширину приконтурной зоны  $R$ , представляющую собой расстояние от верхней бровки отработываемого уступа до точек в сторону стационарного борта, где смещение не превышает 3 мм.



1 – вертикальные смещения; 2 – горизонтальные смещения  
**Рис. 4.1. График изменения зоны остаточной деформации  $R$  в зависимости от количества одновременно взрываемого ВВ  $Q$**

В общем виде количество одновременно взрываемого ВВ

$$Q = l_{\text{л}} \cdot h \cdot L_{\text{л}} \cdot q_0, \quad (4.8)$$

где  $l_{\text{л}}$  – ширина обрабатываемой ленты, м;  $h$  – высота уступа, м;  $L_{\text{л}}$  – длина обрабатываемой ленты, м;  $q_0$  – оптимальный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Подставив выражение (4.8) в уравнение (4.1), будем иметь

$$R = K_c \sqrt[3]{l_{\text{л}} h L_{\text{л}} q_0}. \quad (4.9)$$

В то же время количество ВВ, расходуемое на 1 м фронта работ, в аналитическом виде можно представить как

$$q_{\text{м}} = l_{\text{л}} h q, \quad (4.10)$$

где  $q$  – удельный расход ВВ.

Отсюда с учетом установленных оптимальных параметров  $q_0$  и  $q_{\text{м.о}}$  можно определить максимальную ширину приконтурной ленты, обеспечивающую минимальную разрушаемость законтурного массива, по формуле

$$l_{\text{л}} = q_{\text{м.о}} / (h q_0). \quad (4.11)$$

Ширина обрабатываемой ленты в зависимости от линии сопротивления по подошве  $w$ , числа рядов скважин  $n$  и расстояния между рядами скважин  $B$ :

$$l_{\text{л}} = w + (n-1)B. \quad (4.12)$$

Исходя из этого, ширина приконтурной зоны определится по преобразованной формуле (4.9):

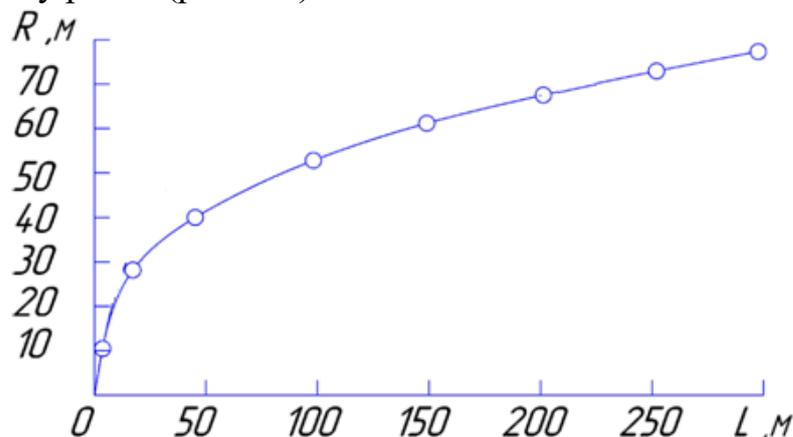
$$R = K_c \sqrt[3]{[w + (n-1)B] h L_{\text{л}} q_0}. \quad (4.13)$$

С учетом данных табл. 4.1 и зависимостей (4.6) и (4.7) получим уравнение вида

$$R = A \sqrt[3]{L_{\text{л}}}, \quad (4.14)$$

где  $A$  – эмпирический коэффициент ( $A=11,5-18,0$ ).

Выражение (4.14) позволяет при заданном расстоянии от места взрыва до предельного контура борта карьера определить размеры взрываемого блока по фронту работ (рис. 4.2).



**Рис. 4.2. График изменения ширины приконтурной зоны в зависимости от длины взрываемого уступа по фронту L**

Из уравнения (4.12) можно определить число рядов скважин во взрываемом блоке при различной высоте уступа:

$$n = (q_{mo} - whq_0)/(hq_0B) + 1. \quad (4.15)$$

Масса зарядов в скважинах определяется с учетом трещиноватости пород.

Расстояние между скважинами в ряду, обеспечивающее минимальное разрушение массива пород нерабочего уступа

$$a = Q_T / (w h q_0), \quad (4.16)$$

где  $Q_T$  – масса заряда в скважине с учетом естественной трещиноватости пород.

С учетом значений  $w$  и  $q_0$  получим

$$a = Q_T / K_{и}, \quad (4.17)$$

где  $K_{и}$  – коэффициент для различных условий карьеров, равный от 54 до 58.

Максимальный удельный заряд в группе зарядов определяется по преобразованному уравнению:

$$\beta = Q/L_L = V^2 r^2 / (K_1^2 e^{-0.06 r}). \quad (4.18)$$

Учитывая, что скорость допустимых колебаний пород в уступах составляет 24 см/с, для условий карьера имеем:

– для пород с коэффициентом крепости  $f=9 \div 11$

$$\beta = 0,005 r^2 / e^{-0.06 r}; \quad (4.19)$$

– для пород с коэффициентом крепости  $f=11 \div 13$

$$\beta = 0,0059 r^2 / e^{-0.06 r}; \quad (4.20)$$

– для пород с коэффициентом крепости  $f=13 \div 16$

$$\beta = 6,0073 r^2 / e^{-0.06 r}; \quad (4.21)$$

Отсюда, с учетом формул (4.3), (4.18) и (4.19), по которым определяются удельные заряды и количество одновременно взрываемого ВВ, максимальный фронт работ для различных условий находится из выражения

$$L_{л} = Q/p. \quad (4.22)$$

Величиной  $p$  можно регулировать число рядов скважин в приконтурной ленте.

Удельный расход ВВ при обработке приконтурных лент в зависимости от трещиноватости и прочности массива может быть определен, если величину заряда выразить через объемные показатели.

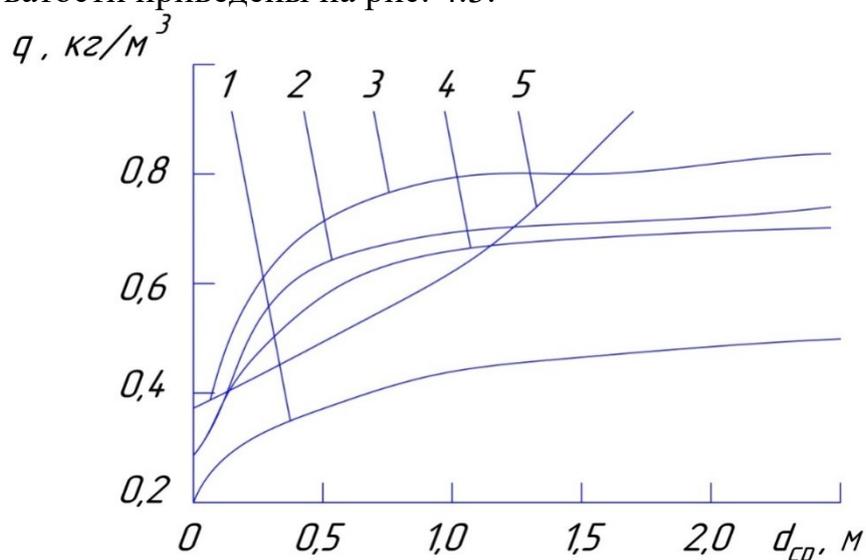
Тогда

$$wahq_m = \frac{\bar{n}\Delta\rho c^2 da}{4pK_{тр}} [h\sigma_p + (3\sin\alpha + h\cos\alpha)(\sigma_c \sin\alpha + h\gamma\mu)]. \quad (4.23)$$

Откуда

$$q_m = \frac{\bar{n}\Delta\rho c^2 d}{4pwhK_{тр}} [h\sigma_p + (3\sin\alpha + h\cos\alpha)(\sigma_c \sin\alpha + h\gamma\mu)]. \quad (4.24)$$

Результаты расчета для различных групп пород и разной степени трещиноватости приведены на рис. 4.3.

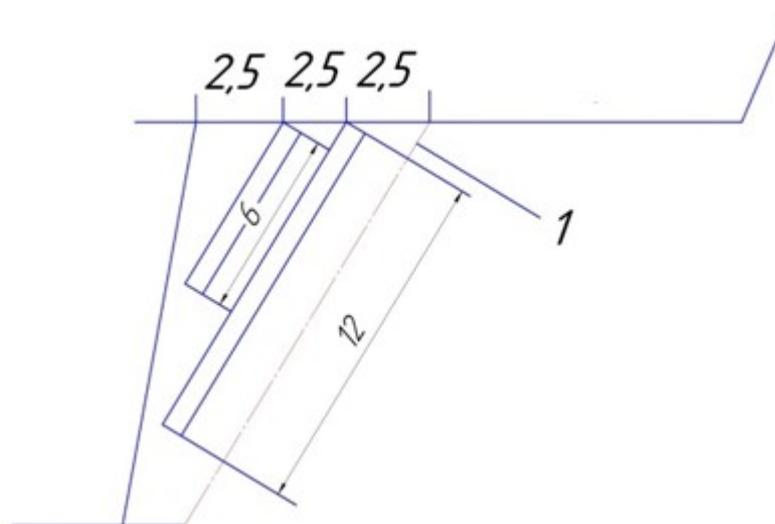


1 – для выветрелых пород; 2 – для маловыветрелых пород;  
3 – для невыветрелых пород; 4 – в среднем по месторождению

**Рис. 4.3.** Изменение удельного расхода ВВ  $q$  при взрывании пород различной блочности в зависимости от среднего размера ребра элементарного блока  $d_{cp}$

Необходимость поддержания устойчивого состояния откосов в течение длительного времени требует применения эффективных методов обработки приконтурных лент и оформления уступов под проектируемыми углами, учитывающими горно-геологические особенности на каждом предприятии. Наличие мощного горного оборудования создает хорошие предпосылки для успешного решения этой задачи.

На действующих предприятиях анализ устойчивости нерабочих уступов, уже поставленных в предельное положение, позволяет определять участки, которые имеют углы, не соответствующие характеру трещинной тектоники и физико-механическим свойствам горных пород. Такие участки могут заоткашиваться под устойчивыми углами с использованием наклонных скважин (рис. 4.4).



1 – проектный контур карьера

**Рис. 4.4. Схема расположения заоткосных скважин на карьере**

В зависимости от вязкости и степени развития трещин породы разделены на три категории по взрываемости.

**Классификация пород по взрываемости**

Категория взрываемости пород	Легковзрываемые	Средневзрываемые	Трудновзрываемые
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0,36	0,4	0,44

Линия сопротивления по подошве (л.с.п.п.) определяется по формуле

$$w = w_0 + 0,5H, \quad (4.25)$$

где  $w_0$  – составляющая л.с.п.п., зависящая от категории взрываемости пород и типа ВВ; 0,5 – коэффициент, учитывающий увеличение л.с.п.п. в зависимости от высоты уступа;  $H$  – высота уступа, м.

Расстояние между скважинами находится по зависимости

$$a = a_0 + 0,25 H, \quad (4.26)$$

где  $a_0$  – составляющая расстояния между скважинами, зависящая от категории взрываемости пород и типа ВВ; 0,25 – коэффициент, учитывающий увеличение расстояния между скважинами в зависимости от высоты уступа.

Перебур для всех типов пород одинаков и составляет

$$K = pH, \quad (4.27)$$

где  $p$  – коэффициент, зависящий от категории взрываемости пород.

Длина забойки определяется по зависимости

$$l_{\text{заб}} = Z w. \quad (4.28)$$

где  $Z$  – коэффициент забойки.

Расчетный удельный расход ВВ принят, исходя из равенства

$$C_p = q_1 - q_2 H, \quad (4.29)$$

где  $q_1$  – удельный расход ВВ, необходимый для нормального дробления массива при высоте уступа  $H=6$  м и  $a$ ,  $w$ ,  $K$ , вычисленными по формулам (4.25)-(4.27);  $q_2$  – коэффициент, учитывающий уменьшение удельного расхода ВВ в зависимости от высоты уступа  $H$ .

Масса скважинного заряда определяется по формуле

$$Q = C_p a w H \quad (4.30)$$

Расстояние между линиями взорванных и закладываемых отбойных скважин при взрывании на неубранную горную массу определяется по формуле

$$w_2 = u w, \quad (4.31)$$

где  $u$  – коэффициент уходки.

Значения эмпирических коэффициентов для различных пород по взрываемости

Категория взрываемости пород	$w_0$	$a_0$	$Z$	$q_1$	$q_2$	$u$	$p$
Легковзрываемые	5	7	0,7	0,31	0,00	1,15	0,10
Средневзрываемые	4	5	0,75	0,41	0,01	1,08	0,15
Трудновзрываемые	3	5	0,8	0,68	0,02	1	0,2

Приведенные формулы применимы при высоте уступа, изменяющейся от 6 до 21 м.

Параметры буровзрывных работ, когда приконтурная лента отрабатывается наклонными скважинами, определяются по методике, согласно которой линия наименьшего сопротивления

$$w_p = 0,87 \sqrt{p / (mK)}, \quad (4.32)$$

масса одного заряда

$$Q = C_p w_p a H_y / \sin \alpha, \quad (4.33)$$

длина забойки скважины

$$l_{зab} = (20 \div 30) d_{зар}, \quad (4.34)$$

где  $p$  – вместимость ВВ в 1 м скважины, кг;  $C_p$  – расчетный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;  $H_y$  – высота части уступа, на которую были пробурены скважины, определяется графически по разрезу исходя из линии наименьшего сопротивления и угла наклона скважины, м;  $\alpha$  – расчетный угол откоса уступа (угол, под которым были пробурены скважины), град.;  $d_{зар}$  – диаметр заряда, м.

При применении наклонных скважин малого диаметра (110 мм), расположенных друг от друга на расстоянии 3 м и рассредоточенного заряженных, с количеством ВВ, приходящимся на 1 м скважины, равным 5,4 кг, верхней части уступа обеспечивается заданный угол наклона откоса с ровной поверхностью без видимых следов скважин.

Технологию отработки и оформления уступов путем бурения и взрывания вертикальных скважин, когда последний ряд составляют короткие скважины, пробуренные на глубину 0,3-0,5 высоты уступа, рекомендуется

применять на участках с крупноблочным строением горных пород (средний размер ребра блока составляет 1,55 м). Заоткоску верхней части 17-19 метровых уступов на высоту 5-7 м осуществляют с помощью взрывания зарядов в заоткосных коротких вертикальных скважинах (рис. 4.5).

Таблица 4.2

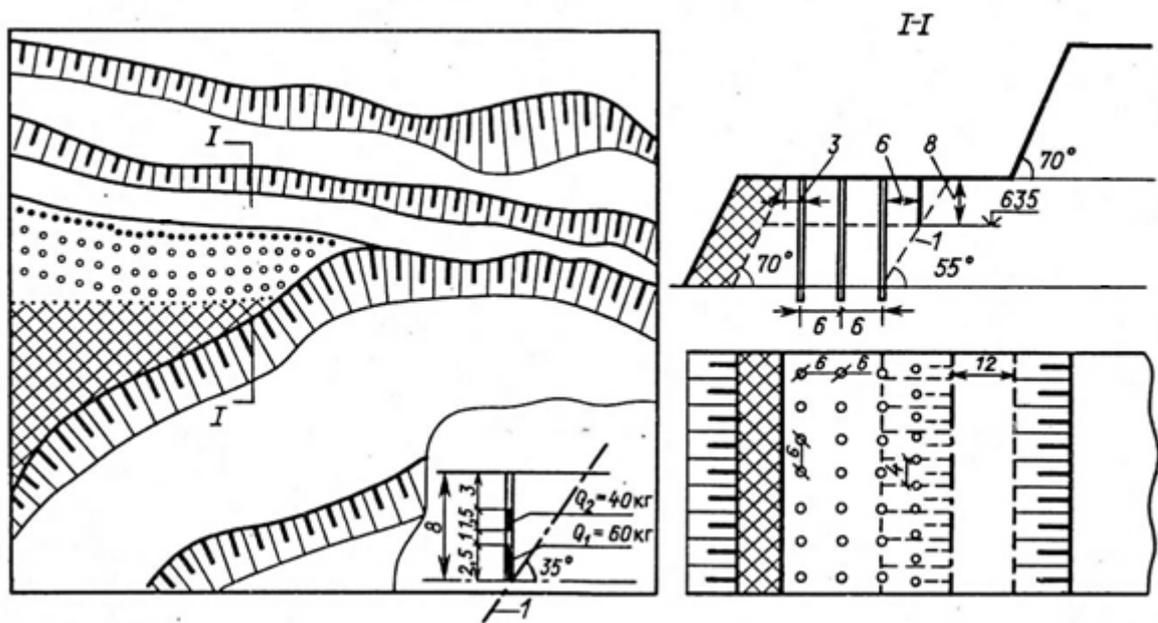
Параметры БВР при однорядном и многорядном взрывании и диаметре скважины, равном 243 мм

Категория взрываемости пород	Высота уступа, м	Параметры БВР		
		Расстояние между рядами и между скважинами в ряду, м		Перебур, м
		между рядами скважин	Между скважинами в ряду	
Легковзрываемые	6	6	6	1
	10	7,5	7,5	1,5
	14	8,5	8,5	2
	18	9	9	2
	22	9,5	9,5	2
Средневзрываемые	6	5	5	1
	10	6,5	6,5	1,5
	14	7	7	2,5
	18	8	8	3
	22	9	9	3
Трудновзрываемые	6	4	4	1,2
	10	5	5	2
	14	6	6	3
	18	6,5	6,5	3,5
	22	7,5	7,5	4

Таблица 4.3

Расчетный удельный расход ВВ для различных пород карьера, кг/м<sup>3</sup>

Категория взрываемости пород	Высота уступа, м				
	6	10	14	18	22
Легковзрываемые	0,44	0,37	0,26	0,23	0,21
Средневзрываемые	0,46	0,37	0,33	0,28	0,23
Трудно взрываемые	0,63	0,53	0,43	0,37	0,27



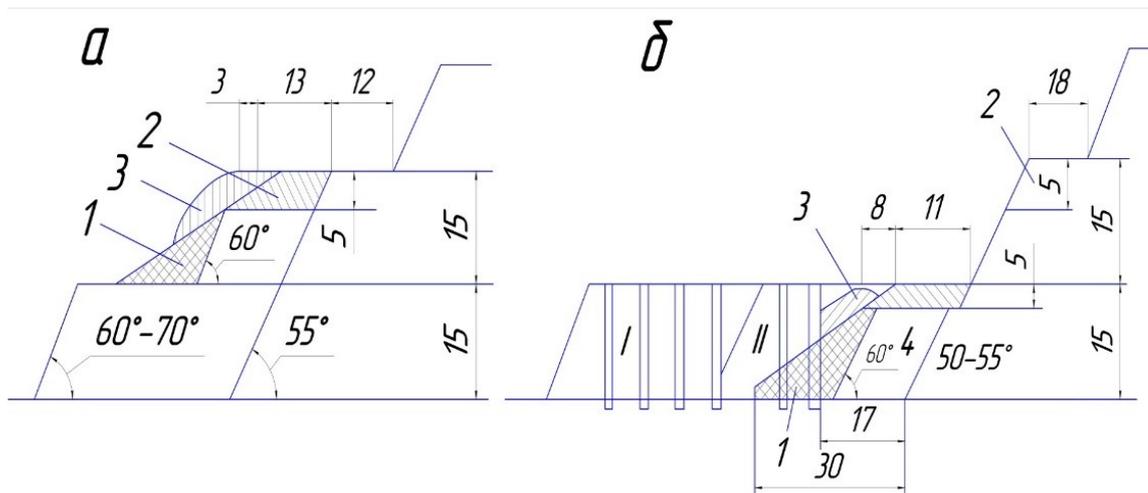
**Рис. 4.5. Схема заоткоски уступов короткими вертикальными скважинами**

Наибольшее отражение взрывных волн дают продольные системы трещин. Практика показывает, что наличие сплошных трещин большой протяженности с ориентированием, близким к простиранию уступов, создает благоприятные условия для использования естественной трещиноватости при заоткоске постоянных уступов. Такие участки имеются практически на всех карьерах месторождения Кокпатас, а их значительная протяженность позволяет существенно сократить объем заоткосных работ.

Наиболее простым и надежным решением задачи постановки уступа в предельный контур является использование природных условий для естественной заоткоски уступов.

Для проведения большого объема заоткосных работ разработан экскаваторный способ заоткоски уступов на предельном контуре (рис. 4.6).

В зависимости от типа пород при постановке верхнего уступа в предельный контур, последний ряд вертикальных скважин бурят на расстоянии 1,5-2,5 м от проектного положения нижней бровки этого уступа. Отгрузка взорванной массы и оформление откоса ведется двумя экскаваторами в следующем порядке: нижний экскаватор отгружает первую заходку – 1, верхний экскаватор обрабатывает верхнюю часть уступа высотой 5-6 м с перевалкой породы на подошву уступа – 2; нижний экскаватор отгружает переваленную породу с верхнего подустапа – 3, а затем третью заходку, оформляя при этом нижнюю часть верхнего подустапа – 4. Порядок отработки последней заходки нижнего подустапа аналогичен отработке верхнего подустапа нерабочего уступа.



*a* – промежуточная экскаваторная заоткоска;  
*б* – заоткоска проектного контура

**Рис. 4.6. Схема оформления уступов в предельном контуре экскаваторами**

Экскаваторный метод оформления откосов целесообразно применять на участках с породами I-III категории по трещиноватости со средним ребром структурного блока до 0,6 м.

Протяженность приконтурной зоны и приконтурных лент определяется по установленным эмпирическим закономерностям в зависимости от крепости и трещиноватости пород.

Свойства пород являются решающим фактором при определении параметров буровзрывных работ в приконтурной зоне, выборе технологических схем отработки приконтурных лент и оформлении откосов в стационарном положении. Область применения технологических схем следует устанавливать с учетом их технической и экономической эффективности.

### **Основные выводы**

1. Формирование бортов карьеров с углами откосов до  $70^\circ$  возможно в различных горно-геологических, горнотехнических и климатических условиях. Повышение углов откосов бортов возможно только в случае, когда его параметры обусловлены только конструктивными элементами, а не устойчивостью массива горных пород. Изменение конструктивных параметров углов откосов бортов глубоких карьеров выполняется за счет сдваивания, страивания высоты уступов с углами откосов  $80-90^\circ$  и шириной площадок между ними 10-15 м.

2. Устойчивость уступов в скальных породах определяется физико-механическими свойствами пород, протяженностью и ориентацией трещин относительно откоса, а также сцеплением, углом внутреннего трения по контакту, неровностью поверхности трещин и свойствами заполнителя. При взрывных работах в карьере происходит разупрочнение горных пород

законтурного массива в результате изменения трещиноватости, появлении остаточных деформаций, снижении прочностных характеристик по контактам структурных блоков. Наиболее объективной характеристикой снижения устойчивости приоткосной части уступа является изменение прочностных характеристик по контакту трещин. Однако трудности определения этих характеристик в натуральных условиях не позволяют использовать их в качестве критерия при оценке устойчивости откосов.

3. 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.

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

## **ГЛАВА 5. ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ И УСТОЙЧИВОСТИ МАССИВА МЕТОДОМ МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ**

---

### **§ 5.1. Исследование напряженно-деформированного состояния массива оптико-поляризационным методом**

При освоении законтурных запасов принимаемые проектные решения не всегда учитывают реальные геомеханические условия ведения открытых и подземных горных работ и их взаимное влияние, что наглядно приводит к значительным осложнениям горно-технических условий разработки.

В этой связи одной из важнейших задач является установление основных геомеханических закономерностей взаимодействия открытых и подземных горных выработок и их влияние на напряженно-деформированное состояние пород приконтурной зоны подработанных бортов карьеров.

Для решения данной задачи наряду с теоретическими исследованиями проведены лабораторно-экспериментальные исследования методом фотомеханики.

Метод фотомеханики имеет ряд преимуществ по сравнению со всеми другими методами и позволяет получить полное поле напряжений при различных горно-геологических условиях. Этим методом изучалось распределение напряжений в подработанных и неподработанных подземными выработками бортов карьера.

Сравнение результатов полученных при изучении напряженно-деформированного состояния горного массива с данными натурных и теоретических решений показали хорошую сходимость.

Основной целью исследований является определение параметров бортов, обеспечивающих устойчивость подработанного борта карьера. Для ее достижения необходимо поэтапно решить ряд частных задач:

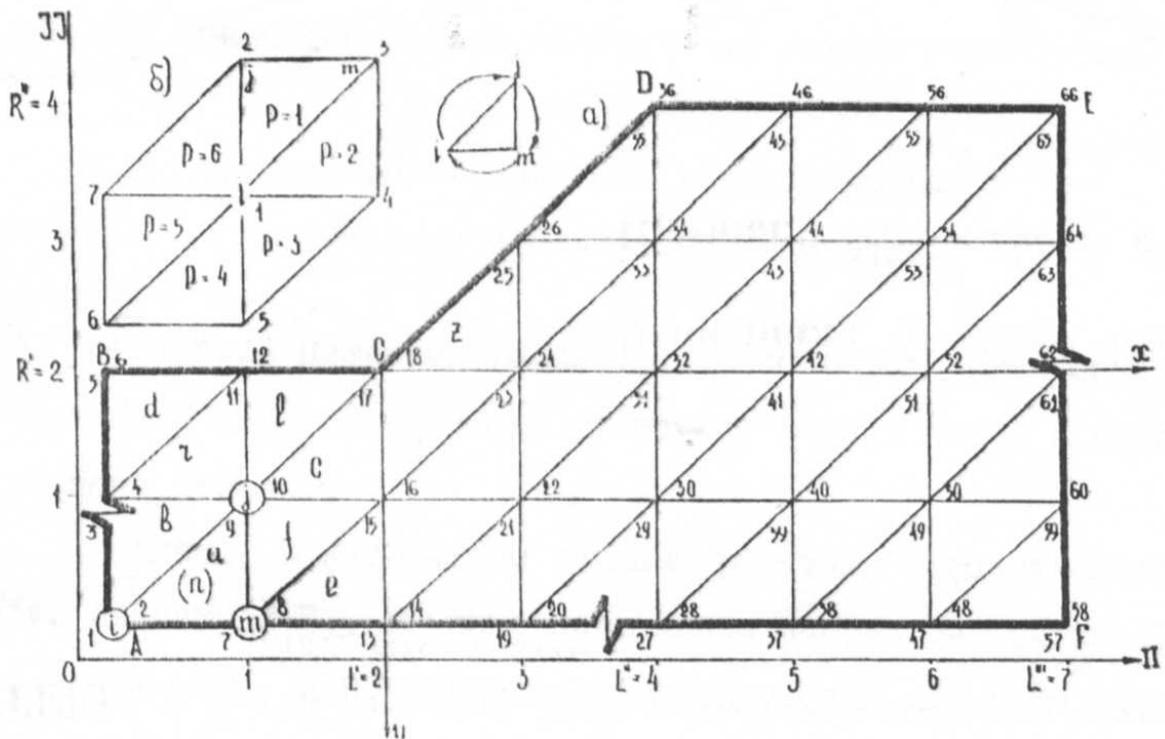
- определить на каком расстоянии происходит взаимодействие полей напряжений приконтурной зоны открытых и подземных горных выработок;
- определить закономерность изменения напряженного состояния пород прибортового массива от геометрии подземных горных выработок;
- изучить изменение удерживающих и сдвигающих сил по плоскости обрушения подработанного борта карьера;
- определить закономерность изменения коэффициента запаса устойчивости борта при их подработке подземными пустотами различного объема и местоположения.

Исходя из необходимости решения частных задач и всей поставленной цели, была принята методика моделирования методом фотомеханики, основанной на применении оптически чувствительного материала.

Методом фотомеханики исследовалось развитие напряжений в прибортовом массиве в зависимости от изменения геометрических параметров открытых и подземных горных выработок, структуры массива, физико-механических свойств слоев и условий на их контактах. Применение

этого метода позволяет рассмотреть на одной модели нескольких вариантов с различной геометрией открытых и подземных горных работ. При этом возможно оперативное управление экспериментом, так как визуально наблюдается изохроматическая картина напряжений. Поскольку для изучения напряженного состояния горного массива, ослабленного горными выработками с различными физико-механическими свойствами пород, необходима постановка несколько моделей, то для решения этих задач было проведено математическое моделирование методом конечных элементов (рис. 5.1).

Кроме того, методом математического моделирования исследовались напряжения в прибортовом массиве в зависимости от изменения пролета камер, ширины междукамерных целиков, модуля упругости всего массива.

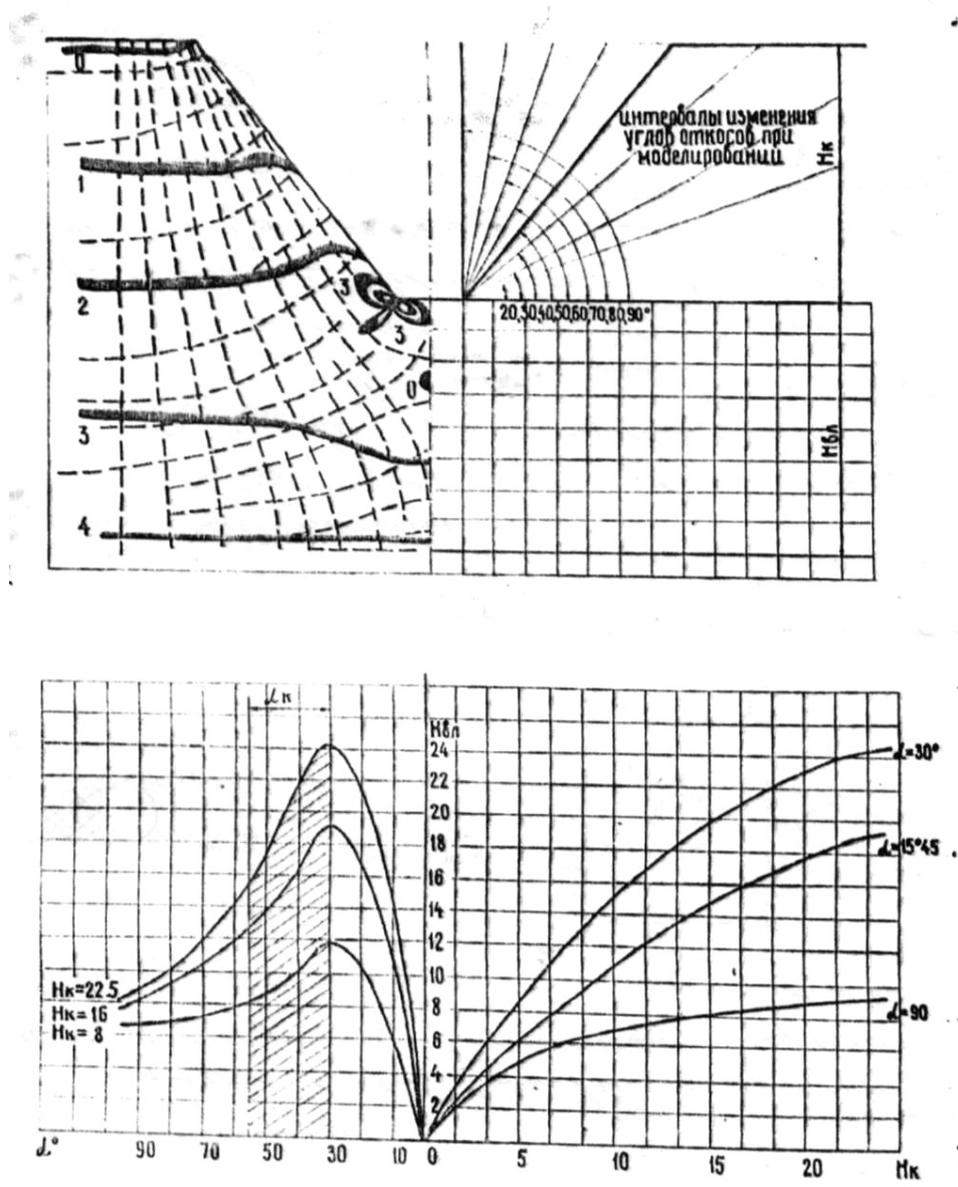


**Рис. 5.1. Разбивка прибортового массива на конечное число элементов**

При определении зоны взаимодействия карьера с подземными камерами развитие открытых горных работ сопровождается изменением напряженно-деформированного состояния горных пород в приконтурной зоне карьера.

Обычно, в нетронутым горными работами массиве, согласно теории Динника Л.Н., главные нормальные напряжения равны  $\sigma_1 = \sigma_y = \gamma H$  и  $\sigma_2 = \sigma_x = \lambda \gamma H$  и направлены по главным осям  $xu$  (при рассмотрении плоской задачи). Однако, в приконтурной зоне горных выработок это равенство нарушается. Многочисленные лабораторные исследования [2; с. 3-61, 53; с. 4-71] и натурные замеры [54; с. 5-53] показали, что в приконтурной зоне горных выработок главные нормальные напряжения отклонены от осей  $xu$  и зависят не только от глубины заложения рассматриваемой точки, но и от

параметров горных выработок. Для определения этой зависимости рассмотрим напряженное состояние в приконтурной зоне карьера (рис. 5.2).



**Рис. 5.2. Определение зоны влияния карьера по напряженному состоянию приконтурного массива и изменение величины зоны влияния карьера  $H_k$**

На рис. 5.2 в левой части карьера представлена изохроматическая и изостатическая картина напряжений, изостаты указывают на направление главных нормальных напряжений. В той части приконтурного массива, где  $\sigma_y = \sigma_2$  и  $\sigma_1 = \sigma_x$ , т.е. направление главных напряжений направлены по осям  $y$  и  $x$ , влияние карьера отсутствует.

В массиве, где  $\sigma_y \neq \sigma_2$  и  $\sigma_1 \neq \sigma_x$ , т.е. главные нормальные напряжения направлены под углом к осям  $x$  и  $y$ , присутствует влияние карьера.

Таким образом, вокруг контура карьера существует область (зона влияния карьера), в которой породы испытывают воздействие измененного поля напряжений.

Рассматривая напряженное поле ниже горизонтали, проведенной через подошву борта карьера, находим величину проникновения измененного поля вглубь массива по вертикали.

В ходе лабораторно-экспериментальных исследований по полученным картинам изохром и изоклин (рис. 5.2) построены изостатические картины напряжений, которые показали направление главных нормальных напряжений в любой точке горного массива и их величину.

По изостатической картине напряжений (рис. 5.2) определена зона влияния карьера и ее граница. Граница зоны влияния карьера строилась по точкам, в которых главные нормальные напряжения равны  $\sigma_y = \sigma_2$  и  $\sigma_1 = \sigma_x$  и направлены по главным осям. Величину зоны влияния характеризуют следующие параметры: глубина проникновения – расстояние от дна карьера до нижней границы зоны влияния ( $H_{вл}$ ), ширина зоны влияния – горизонтальное расстояние от нижней бровки борта карьера до границы зоны влияния.

Исследования напряженно-деформированного состояния (НДС) приконтурного массива показали, что глубина проникновения зоны влияния карьера имеет прямо пропорциональную зависимость от высоты борта (рис. 5.2). Угол наклона борта карьера оказывает различное влияние, которое можно разделить на две области. При угле наклона борта от 0 до 30° наблюдается прямо пропорциональная зависимость зоны влияния карьера от угла наклона, при 30-90° – обратно пропорциональная.

В настоящее время технологический угол бортов рудных карьеров лежит в пределах 31-52° (рис. 5.2, заштрихованная область). Поэтому в дальнейших исследованиях взаимодействия открытых и подземных горных выработок рассмотрено изменение глубины влияния карьера для углов откосов 31-52°, при этом величина  $H_{вл} = (1,2-0,87)H_k$ .

Одной из первых задач после установления зоны влияния карьера является определение влияния одиночной камеры при ее расположении на различном расстоянии от контура карьера.

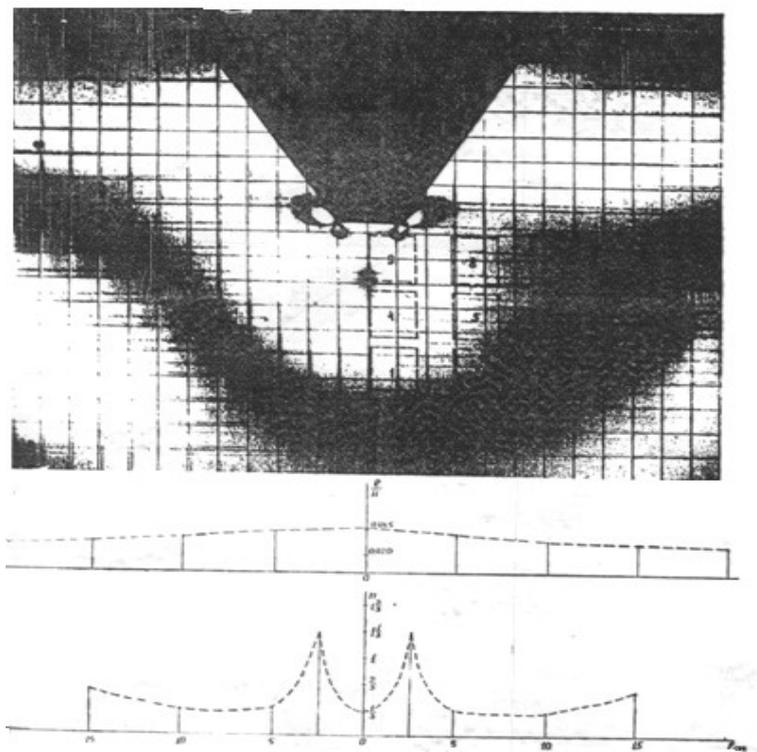
Для этого из игдантиновой пластины смоделирован карьер глубиной  $H$  и углом бортов  $\alpha$ . По сечению 1-1 фиксировались напряжения  $\tau_{max}$  и вертикальные перемещения  $\Delta l$ .

Максимальная величина перемещений  $\Delta l$  составляет  $0,055H_k$  для изотропного массива, где:  $\Delta l$  – абсолютное перемещение пород, м;  $H_k$  – глубина карьера, м.

Максимальное перемещение наблюдалось в центре карьера (рис. 5.3), а в стороны от центра происходит их снижение.

Напряжения  $\tau_{max}$  концентрируются вокруг нижней бровки борта карьера и максимальные значения достигают  $1\frac{1}{3}n$  (рис. 5.3).

Затем в зоне влияния располагались девять одиночных камер, отмеченных на рис. 5.2 пунктиром.



**Рис. 5.3. Результаты исследования максимального перемещения карьера на модели**

Таким образом, в результате проведенных исследований напряженно-деформированного состояния прибортового массива при совместной отработке полезного ископаемого открытым и подземным способами установлено следующее:

1. Камеры, расположенные в зоне влияния карьера, снижают напряжения в подработанном борту на 25-37% и повышают в неподработанном борту на 12%. С уменьшением расстояния между дном карьера и кровлей блока увеличивается влияние подземных горных выработок на напряженно-деформированное состояние прибортового массива.

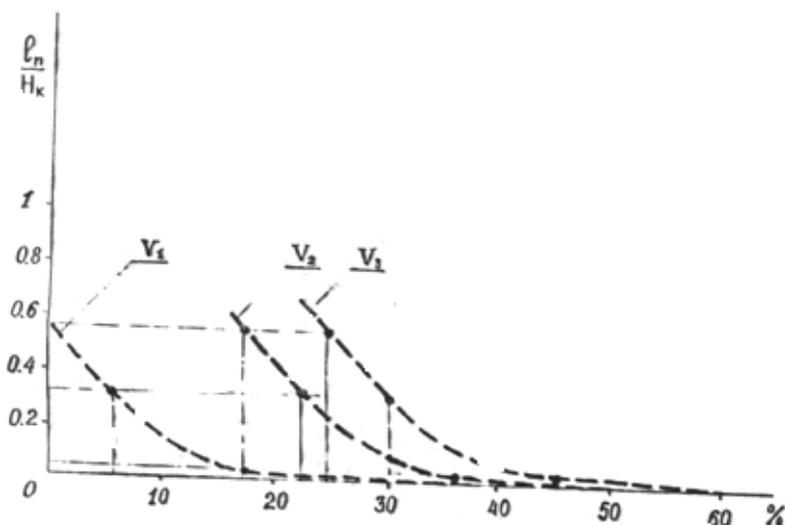
2. С увеличением суммарного объема блоков растет концентрация напряжений в подработанном борту карьера. В неподработанном борту напряжения  $t_{\max}$  практически остаются без изменения.

3. Наиболее благоприятное расположение блоков – по диагонали параллельно откосу борта карьера. В этом случае происходит плавное перемещение пород. Напряжения в прибортовом массиве не изменяются.

4. Наиболее опасное расположение блоков – по диагонали перпендикулярно откосу борта карьера. В этом случае наблюдается резкое смещение пород правого борта по вертикали, что приводит к росту напряжений пород в подработанном борту.

5. Напряженно-деформированное состояние прибортового массива зависит от объема блоков и их месторасположения.

На рис. 5.4 показана графическая зависимость увеличения напряжений  $\tau_{\max}$  в подработанном борту от расстояния между дном карьера и кровлей блока и от объема блоков.



$L_n$  – расстояние между дном карьера и кровлей блока;  $H_k$  – глубина карьера;

$V_1$  – объем блоков в первом эксперименте  $V_2$  – объем блоков во втором эксперименте;  $V_3$  – объем блоков в третьем эксперименте

**Рис. 5.4. Кривая увеличения напряжений  $\tau_{\max}$  (в %) в зависимости от расстояния от дна карьера до кровли блока и объема блока**

Для определения правомочности сделанных выводов при других параметрах карьеров проведена серия лабораторно-экспериментальных исследований карьера с различными углами наклона борта.

В случае отработки только карьера величина максимальных скалывающих напряжений в подошве бортов соответственно равна  $1,33n$ ,  $0,33n$  и  $0,43n$ .

Отработка одной камеры с пролетом, равным  $0,20H$  на расстоянии  $0,3H$  от дна карьера, приводит к увеличению напряжений в приконтурном массиве подработанного борта при  $\alpha=65^\circ$  –  $1,43n$ ,  $\alpha=57^\circ$  – до  $1,0n$ ,  $\alpha=48^\circ$  – до  $0,6n$ .

Увеличение объема или числа камер по горизонтали приводит к повышению максимальных скалывающих напряжений  $\tau_{\max}$  в подработанном борту и при угле наклона борта карьера  $\alpha=42^\circ$  скалывающие напряжения увеличиваются при отработке двух камер до  $0,76n$ , а при отработке трех камер – до  $0,9n$ .

Таким образом, приведенные результаты исследований методами математического моделирования и фотомеханики позволяют заключить следующее:

1. Наличие подземных пустот под карьером повышает НДС пород в прибортовом массиве подработанного борта.

2. Повышение напряжений приводит к снижению запаса устойчивости пород прибортового массива в целом.

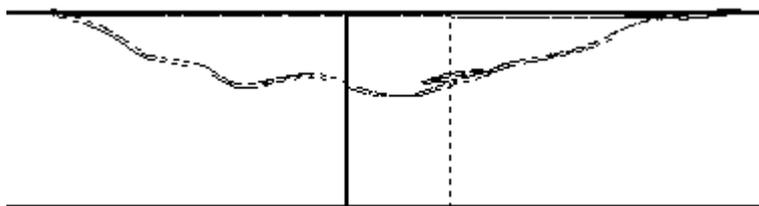
3. Величина влияния подземных пустот на напряженно-деформированное состояние пород подработанного борта зависит от месторасположения пустот и их объемов.

## **§ 5.2. Исследование устойчивости прибортового массива карьера с учетом тектонических сил**

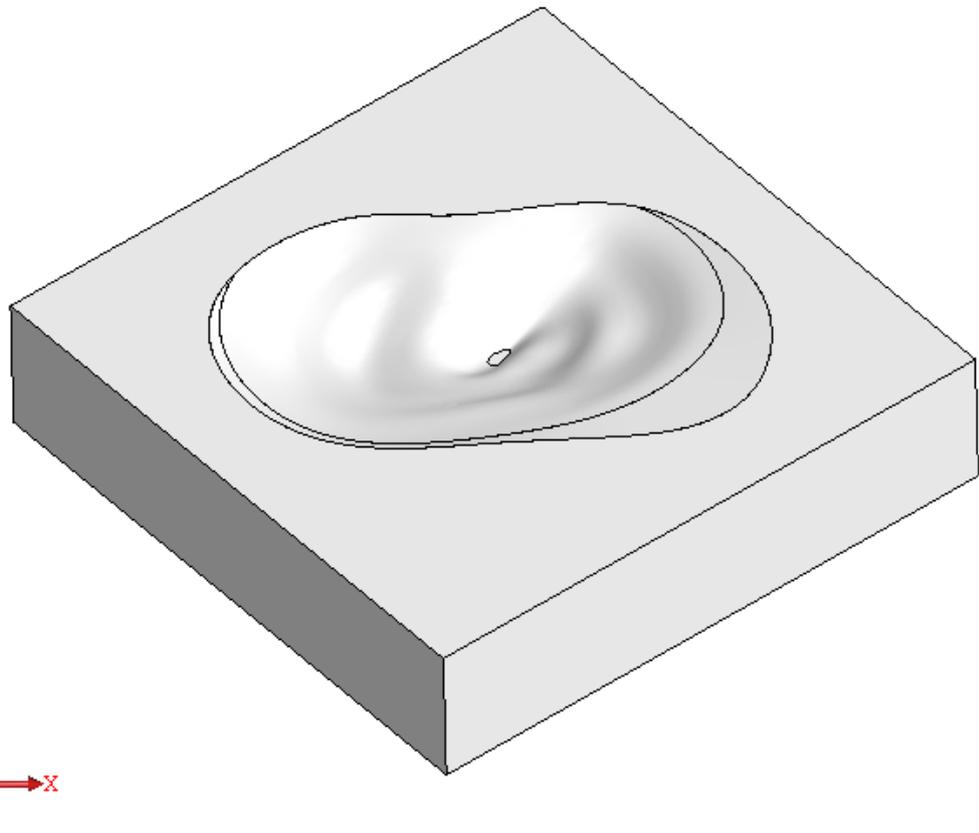
В пределах карьерного поля действует итоговое растягивающее тектоническое напряжение северо-западного направления с расчетным значением 2,1 МПа.

Известно [55], что массив горных пород не является сплошной средой, а является блочной совокупностью различного размерного ранга блоков – от мм до км. При таком подходе разломы в нетронутым горном массиве, имеющие многометровые мощности, заполненные пережившими длительные преобразования породами являются ослаблениями высокого ранга, «берега» которых испещрены ослаблениями меньшего ранга. Идеализированный подход к природному массиву обоснован понятиями «квазиоднородность» и «квазиупругость». При таком подходе под элементами массива понимаются достаточно крупные блоки, которые осредняют в себе элементы меньшего ранга и части элементов высокого ранга. Математической моделью такого элемента природного массива является «конечный элемент». К настоящему времени имеются компьютерные реализации метода конечных элементов, позволяющие разработать модели напряженного состояния прибортового массива с учетом влияния карьерной выемки, сил тяжести и тектонических сил.

Представляет очевидный интерес изучение напряженного состояния прибортового массива карьера с учетом совместного действия трех основных факторов: пространственной геометрии выемки, силы тяжести в массиве, тектонических напряжений. Разработанная для решения этой задачи пространственная геомеханическая модель и ее конечно-элементное разбиение показаны на рис. 5.5 и 5.6. При этом, направления боковых граней вмещающего массива приняты согласно простиранию Северо-восточного разлома № 2 ( $40^\circ$  по отношению к параллели) в пределах карьерного поля.

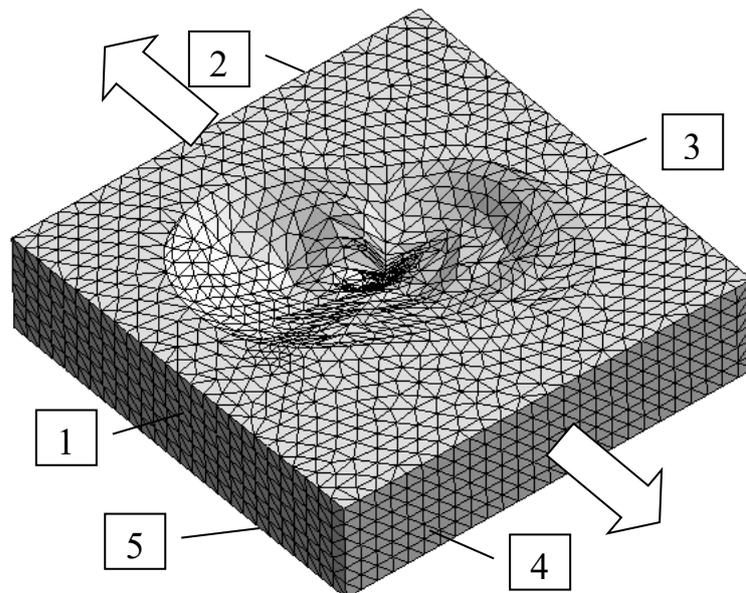


**Рис 5.5. Вид «на север» выемки**



**Рис. 5.6. Пространственная модель выемки карьера и вмещающего массива**

Направление граней вмещающего массива, представленное на рис. 5.7, принято для обеспечения простоты задания граничных условий для «удаленных» границ.



**Рис. 5.7. Конечно-элементная схема модели: сетка включает 42196 вершин и 28342 элементов**

На грани 1 и 3 действие напряжений гравитационного отпора выглядит следующим образом:

$$\sigma = -\mu P g H, \quad (5.1)$$

а на грани 5 закрепление:

$$W=0, U=0, V=0 \quad (5.2)$$

На грани 2 и 4 действие напряжений гравитационного отпора и тектонических примет вид:

$$\sigma = 2,1 - \mu P g H. \quad (5.3)$$

С учетом ограничений на размеры модели, имеющиеся в компьютерной программе, при разработке модели применялся линейный масштаб 1:10 (табл. 5.1).

Таблица 5.1

Вертикальные профили поверхности карьера от горизонта 105 м через 45°,  
M=1:10

№	Номер профиля на плане															
	1		2		3		4		5		6		7		8	
	г, м	h, м	г, м	h, м	г, м	h, м	г, м	h, м	г, м	h, м	г, м	h, м	г, м	h, м	г, м	h, м
1.	4,5	0	4,5	0	5,0	0	9,0	0	7,5	0	4,3	0	5,7	0	10,5	0
2.	21	12,1	27,5	18	15,5	2,9	23	1,8	25,5	9	14	6	19	8,5	34,5	6
3.	43,7	24,9	37,5	24,9	50,5	12,1	41,5	10,5	40,5	14	32	8,5	49,5	15	55,5	12,1
4.	73	39	58,5	33	92,5	7,5	62,5	15,2	64,5	23,9	66	24	66	24	92,5	24,2
5.	89,5	44	76	36	105	15,2	76,5	18,4	75	30,3	78	28,5	94,5	26,1	117,5	39
6.	107,6	49,5	107	40,8	135	21	101	24	96,5	36	102,5	36,5	126,5	38,0	134	44,7
7.			124	44,5	154,5	33,1	126,5	31,7	123	42,5	112,5	40,0	149	41,9		
8.			142,5	50	181,5	43,5	167	42,9			128	42,2				

Размеры модели по контуру вмещающего массива приняты 450x450 м. При этом, для того, чтобы напряжения от силы веса в модели имели натуральную величину, плотность породы увеличена в 10 раз (табл. 5.2).

Таблица 5.2

Механические свойства вмещающего массива

Модуль упругости, МПа		Коэффициент Пуассона	Плотность	Предел прочности, МПа	
E/104	G/104	$\nu$	$\rho, \text{кг/м}^3$	$\sigma_{сж}$	$\sigma_{раст}$
3,8574	1,4723	0,31	26500	100	6

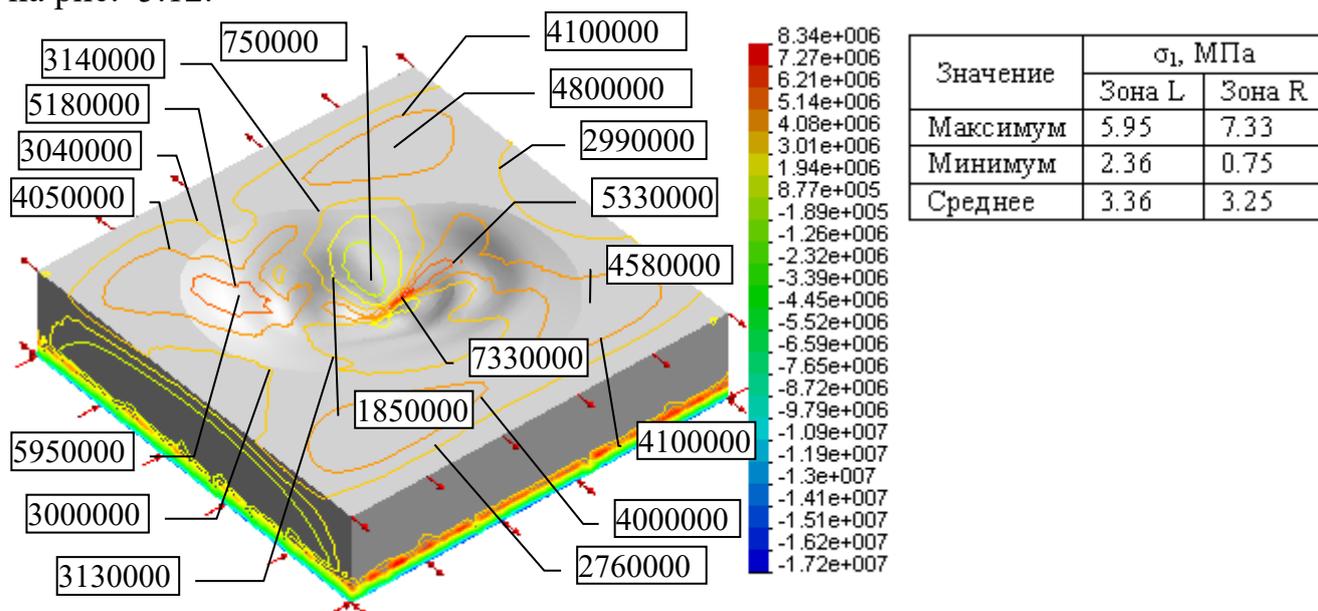
Проведем исследование напряжений в объеме модели. На величины напряжений существенно влияют неровности рельефа выемки. Указанные для изолинии значения в различных точках ее контура могут отличаться до 30%. Экстремумы напряжений приводятся в таблицах рисунков для двух зон поверхности: L и R, образуемых линией пересечения поверхности карьера плоскостью Северо-восточного разлома №2, рис. 5.8.



**Рис. 5.8. Условные зоны поверхности карьера.**

Изолинии главных нормальных напряжений показаны на рис. 5.9-5.11.

Изолинии удвоенных максимумов касательных напряжений показаны на рис. 5.12.



**Рис. 5.9. Изолинии главных напряжений  $\sigma_1$ , Па**

В соответствии с рис. 5.9, 5.10 в дневном слое выемки находятся зоны наибольших растягивающих напряжений  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$ , ориентированные в широтном направлении выемки.

В соответствии с рис. 5.11 напряжение  $\sigma_3$ , в сравнении с двумя вышеназванными, незначительны. Принимая за малоэффективный уровень напряжений величину ниже 1 МПа, получим по желтому контуру изолинии на рис. 5.12 максимальную глубину распространения растягивающих напряжений. С учетом масштабного коэффициента эта глубина под дном карьера составляет 40 м. Под западной и восточной верхними бровками

борта эта глубина составит, соответственно, 330 и 250 м. Для напряжения  $\sigma_2$  глубины распространения растягивающих напряжений не выше этих.

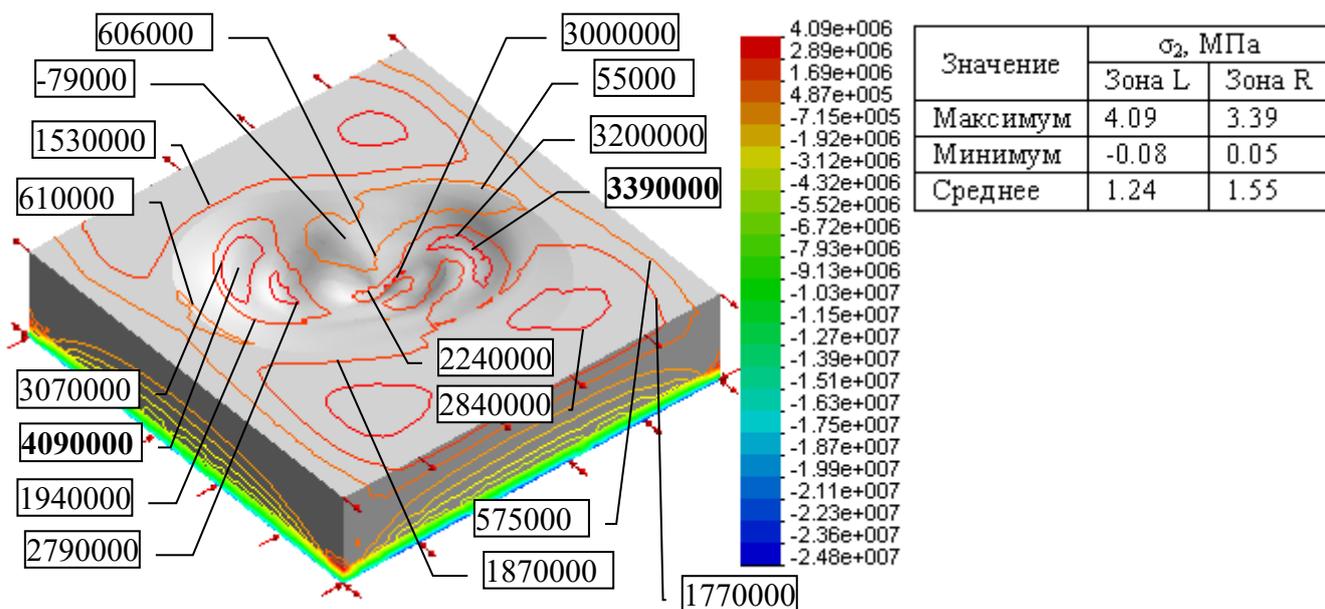


Рис. 5.10. Изолинии главных напряжений  $\sigma_2$ , Па

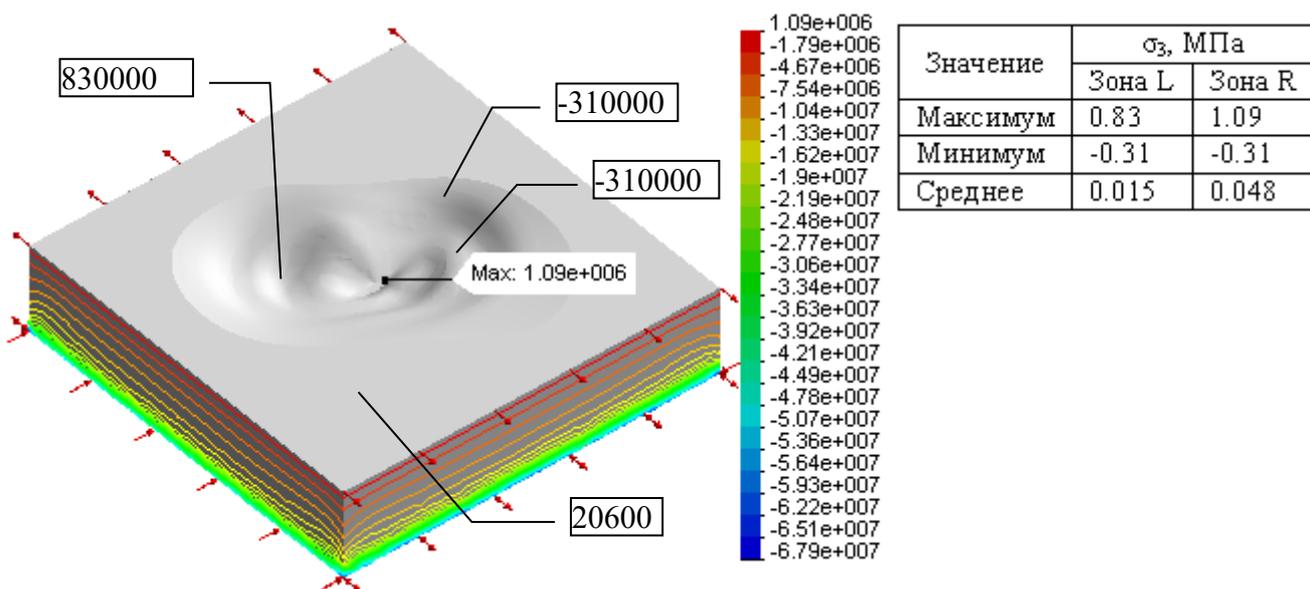


Рис. 5.11. Изолинии  $\sigma_3$ , Па

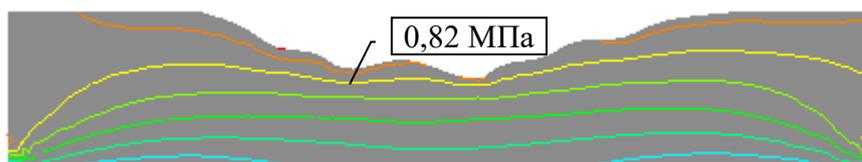


Рис. 5.12. Изолинии главных напряжений  $\sigma_1$ , для вертикального сечения широтного направления

Анализируя изолинии напряжений  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  и  $\sigma_3$  можно увидеть, что повышенные растягивающие напряжения соответствуют зонам вогнутости

рельефа поверхности карьера, расположенным в западной и восточной его части. При этом, наибольшие растягивающие напряжения соответствуют дну поверхности карьера, где изменения рельефа наиболее значительны. Поскольку распространение растягивающих напряжений в глубину для дна карьера не значительно, то в этой зоне следует ожидать повышения трещиноватости в породах поверхностного слоя зоны.

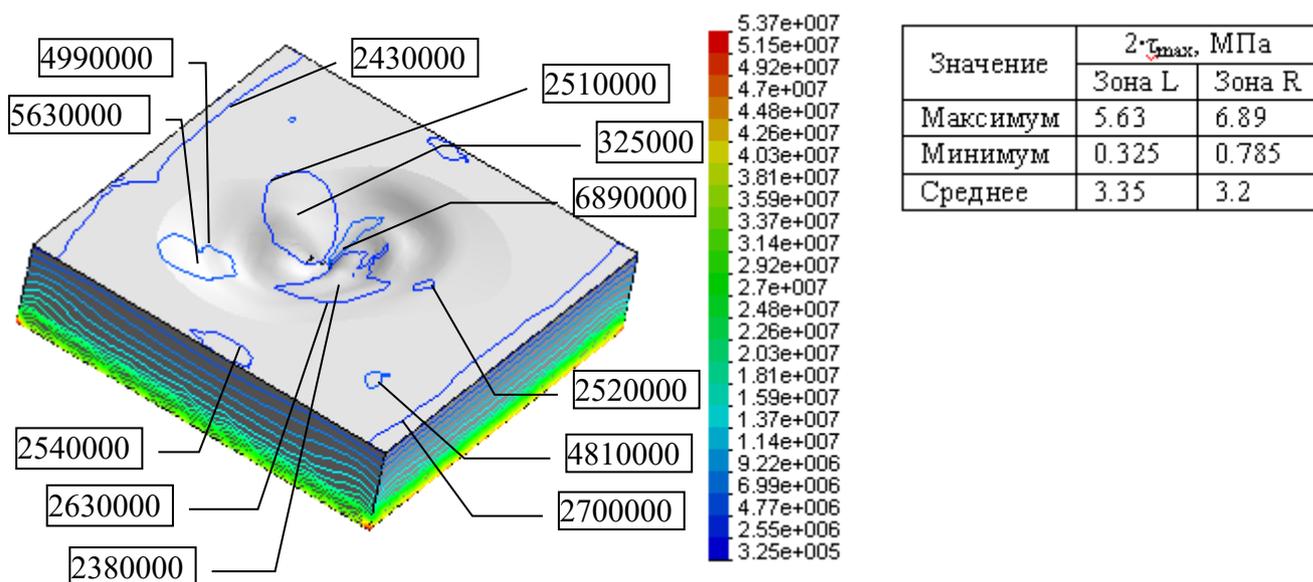
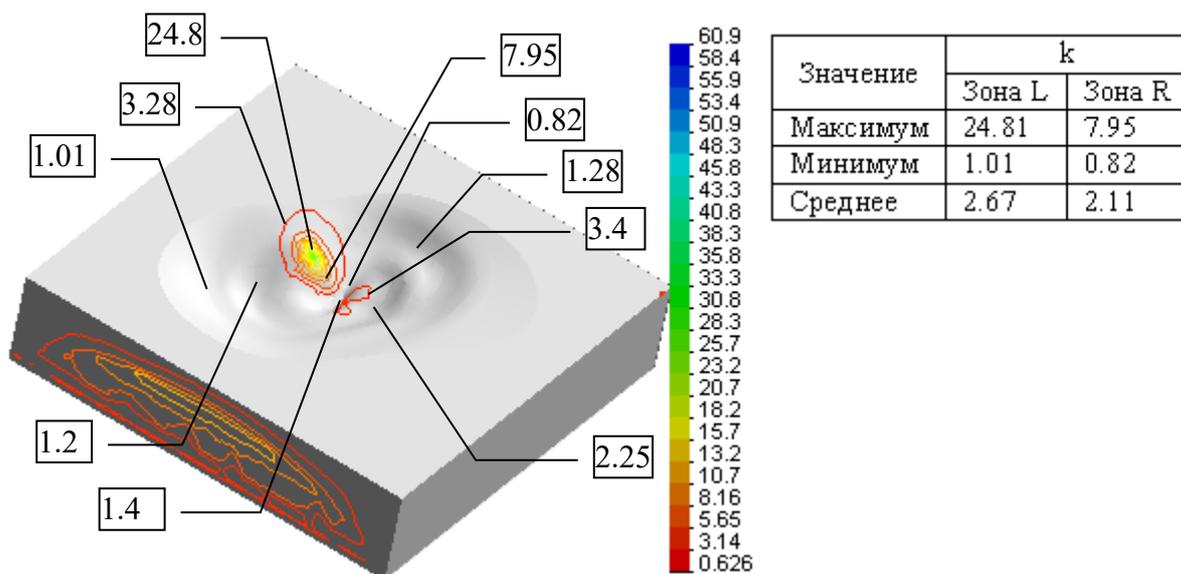


Рис. 5.13. Изолинии  $2 \cdot \tau_{\max} = \sigma_1 - \sigma_3$ , Па

В названных выше западной и восточной зонах карьера также следует ожидать повышенную трещиноватость пород, однако распространение ее в глубину для этих зон может достигать 250-300 м. Прочность отдельных зон массива, скорее всего, следует определять средними напряжениями, показанными в таблицах рисунков, поскольку в средних значениях напряжений уже не отражаются локальные неровности зон на поверхности карьера. Аналогично изолиниям нормальных напряжений максимумы касательных напряжений приходятся на западную и придонную зоны поверхности карьера и составляют 2,8 и 3,4 МПа соответственно. Построение изолиний коэффициента запаса прочности  $k$  (рис. 5.14) выполнялось по формуле, следующей из закона Кулона-Мора, наиболее приемлемой при задании полей напряжений.

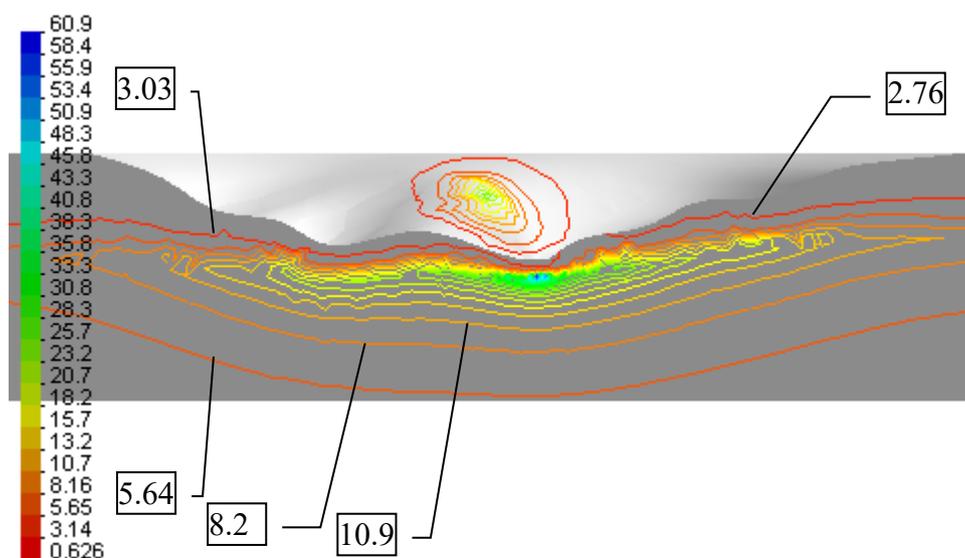
$$k = \frac{1}{\frac{\sigma_1}{\sigma_p} + \frac{\sigma_2}{\sigma_c}} \quad (5.4)$$

Изолинии коэффициента  $k$  в вертикальном сечении широтного направления показаны на рис. 5.15.

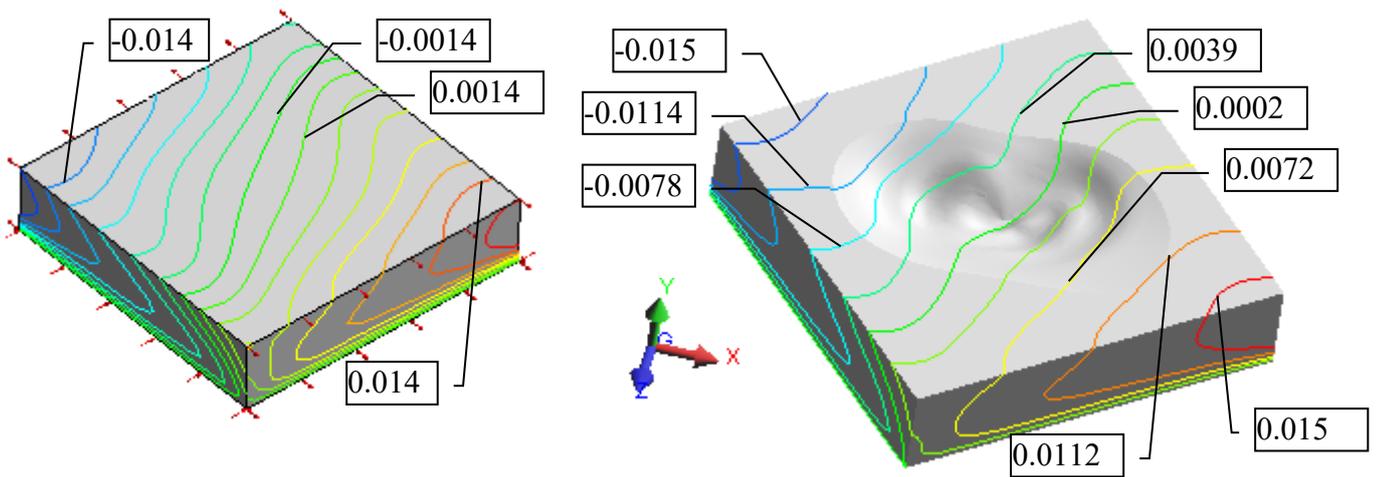


**Рис. 5.14. Изолинии коэффициента запаса прочности  $k$**

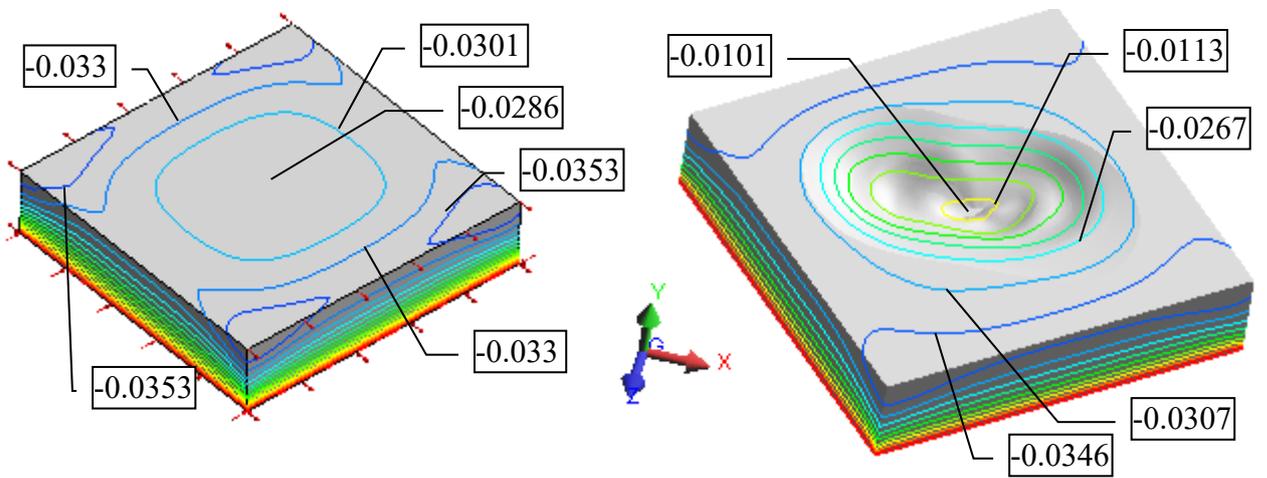
Проведено исследование смещения в объеме модели. Изучение смещений прибортового массива имеет следующую особенность. Природный нетронутый массив, нагруженный силами веса и растяжения имел перед его разработкой начальное поле смещений. Программное обеспечение позволяет отдельно моделировать поля смещений нетронутого массива и поля смещений в условиях совместного действия природных сил и выемки карьера. Для определения поля смещений, вызванного только влиянием выемки, следует из поля смещений от вышеназванного совместного действия факторов вычесть поле смещений нетронутого массива. Изолинии смещений по координатам для нетронутого массива и при совместном действии факторов показаны на рис. 5.16-5.18.



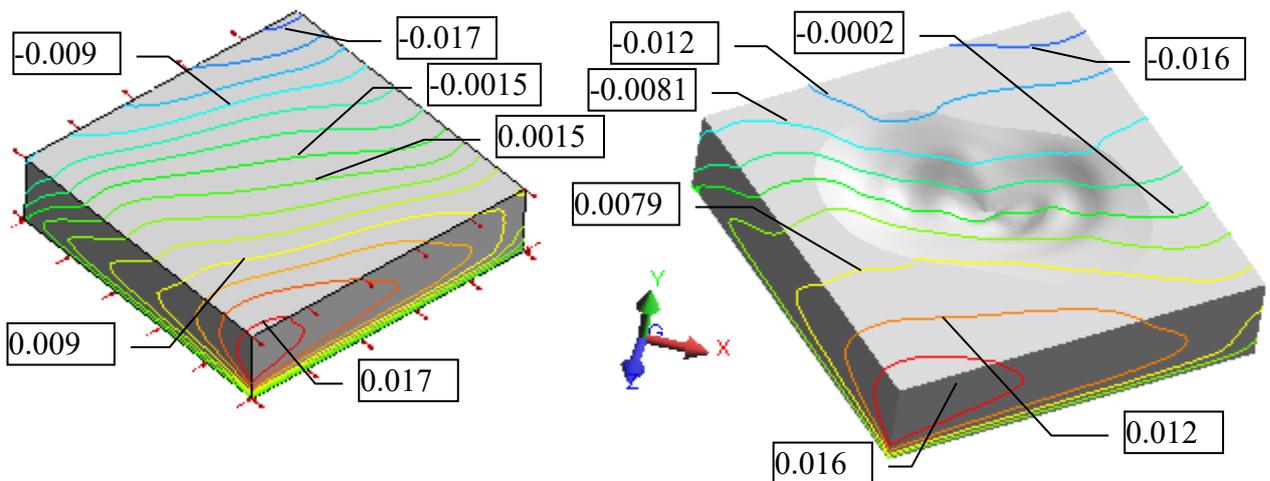
**Рис. 5.15. Изолинии коэффициента запаса прочности  $k$  по глубине**



**Рис. 5.16. Изолинии смещений вдоль оси  $x$ , м (слева – нетрону́тый массив, справа – совместное действие факторов)**



**Рис. 5.17. Изолинии смещений вдоль оси  $y$ , м (слева – нетрону́тый массив, справа – совместное действие факторов)**



**Рис. 5.18. Изолинии смещений вдоль оси  $z$ , м (слева – нетрону́тый массив, справа – совместное действие факторов)**

Для точек на центральной линии поверхности карьера, пронумерованных на рис. 5.19 и в табл. 5.3 выполнен расчет вертикальных смещений только под влиянием выемки и с учетом масштаба модели.

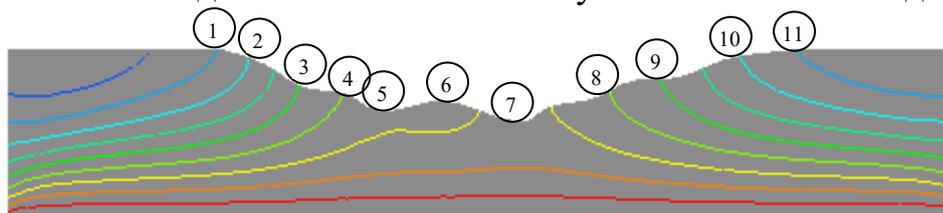


Рис. 5.19. Вертикальное сечение модели широтного направления

Таблица 5.3

Расчет смещений  $V$  точек на рис. 5.15

№ п/п	Высота по дну, м	Вертикальное смещение, м		
		Модель «ДО»	Модель карьера	Карьер
1.	433	-0,032	-0,0309	0,011
2.	383	-0,0308	-0,0271	0,037
3.	221	-0,0273	-0,0194	0,079
4.	171	-0,0263	-0,0157	0,106
5.	58,7	-0,0235	-0,0123	0,112
6.	96,1	-0,024	-0,0127	0,113
7.	0	-0,0218	-0,0101	0,117
8.	171	0,0256	-0,0151	0,105
9.	246	-0,027	-0,0191	0,079
10.	395	-0,0297	-0,0267	0,03
11.	433	-0,0312	-0,0305	0,007

Положительное значение величин вертикальных смещений для точек карьера в табл. 5.3 говорит о направленности смещений вверх, что объясняется упругой разгрузкой сжатого силой тяжести массива в результате образования выемки.

### Основные выводы

1. В результате исследования напряженно-деформированного состояния прибортового массива оптико-поляризационным методом установлено, что:

- наличие подземных пустот под карьером повышает НДС пород в прибортовом массиве подработанного борта;

- повышение напряжений приводит к снижению запаса устойчивости пород прибортового массива в целом;

- величина влияния подземных пустот на напряженно-деформированное состояние пород подработанного борта зависит от месторасположения пустот и их объемов.

2. Разработана пространственная конечно-элементная модель для нетронутого горными работами вмещающего массива горных пород в условиях совместного действия сил тяжести и тектонического растяжения.

3. Разработана пространственная конечно-элементная модель для вмещающего массива горных пород в условиях совместного действия сил тяжести, тектонического растяжения и влияния выемки карьера.

4. Построены пространственные изолинии напряжений, смещений, коэффициента запаса прочности. Показано, что прибортовой массив в целом сохраняет устойчивое состояние.

5. Выявлены зоны действия повышенных растягивающих напряжений: вогнутости рельефа западного и восточного бортов карьера, а также его придонная часть. Показано, что в этих зонах возможна повышенная трещиноватость поверхности обнажений.

6. Построены пространственные изолинии смещений. Показано, что вертикальные смещения прибортового массива направлены вверх, увеличиваясь к дну карьера.

## ГЛАВА 6. ТЕОРЕТИЧЕСКАЯ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА МЕТОДА КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ ПРИ ОФОРМЛЕНИИ ОТКОСОВ

### § 6.1. Методика расчета заряда при предварительном щелеобразовании

В результате исследований различных технологических схем формирования откосов в предельном контуре бортов карьера установлено, что наилучшие результаты достигаются при применении метода предварительного щелеобразовании. При данном способе на всю высоту уступа создают сплошную щель по линии контура уступа путем одновременного взрывания серии зарядов. Метод предварительного щелеобразовании при контурном взрывании подробно описан в работах [10, 18, 20, 21, 23, 56-65].

Рассмотрим схему взаимодействия зарядов при предварительном щелеобразовании согласно рис. 6.1 [62].

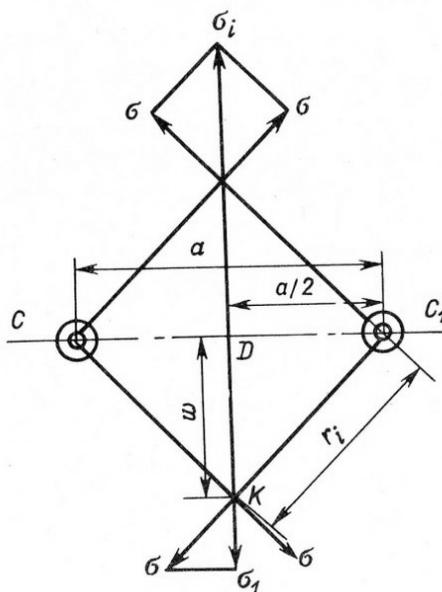


Рис. 6.1. Схема взаимодействия зарядов при предварительном щелеобразовании

При взрывании двух сближенных зарядов  $C$  и  $C_1$ , расположенных на расстоянии  $a$  между осями, фронты ударных волн встретятся в промежутке между зарядами. Радиальные силы от двух зарядов, пересекаясь, образуют растягивающие силы, которые стремятся разорвать породу по линии  $CC_1$ . Возникающие напряжения при определенной массе заряда и степени сближения зарядов превысят сопротивление породы разрыву. Таким образом, по линии расположения скважины образуется трещина, являющаяся своего рода экраном отражения взрывных волн массового взрыва, тем самым предохраняя массив борта карьера от разрушения.

Если учитывать равномерность распределения суммарных напряжений  $\sigma$  как по оси заряда, так и по оси симметрии заряда, необходимых для

преодоления сопротивления породы разрыву, то данное условие можно записать в виде:

$$\sigma_1/w = \sigma/r_i, \quad (6.1)$$

или

$$\sigma_1 = w\sigma/r_i, \quad (6.2)$$

где  $\sigma$  – напряжение, создаваемое взрывом одного заряда в точке  $K$ , МПа;  $\sigma_1$  – составляющая напряжений, производящих разрыв массива, МПа;  $w$  – расстояние, преодолеваемое взрывом при создании напряжения  $\sigma_1$  в точке  $K$ , м;  $r_i$  – расстояние от точки расположения заряда до точки пересечения радиальных сил с осью симметрии между зарядами, м.

Напряжение, создаваемое взрывом одного заряда, определяется по формуле:

$$\sigma = p_0 r_0^2 / r_i^2, \quad (6.3)$$

где  $p_0$  – определяющее напряжение во фронте ударной волны в зависимости от давления взрыва, МПа;  $r_0$  – радиус заряда, м

Тогда, подставив выражение (6.3) в формулу (6.2), получим

$$\sigma_1 = p_0 r_0^2 w / r_i^2. \quad (6.4)$$

Когда создается напряжение в точке  $K$  аналогично действует и заряд  $C$ . В связи с этим общее напряжение, которое вызывается растягивающими усилиями, можно записать в виде

$$\sigma_p = \sum_{n=1}^{n=2} \sigma_i = \sigma_1 + \sigma_2 = 2p_0 r_0^2 w / r_i^3. \quad (6.5)$$

Радиус действия взрыва в горной породе зависит от ее прочностных свойств (модуля упругости, коэффициента Пуассона, сцепления, коэффициента внутреннего трения и др.).

Учитывая, что давление взрыва действует радиально от центра заряда, можно получить

$$p_0 = E/2; \quad (6.6)$$

$$r_0 = 0,6 \sqrt[3]{\frac{u_i C_{BB}}{E(1-2\mu)}}. \quad (6.7)$$

где  $E$  – модуль упругости, МПа;  $u_i$  – энергия выделяемой при взрыве 1 кг ВВ, Дж/кг;  $C_{BB}$  – масса заряда ВВ, кг;  $\mu$  – коэффициент Пуассона.

Подставляя выражения (6.6) и (6.7) в формулу (6.4), получим

$$\sigma_1 = \frac{0,18wE \left[ \frac{u_i C_{BB}}{E(1-2\mu)} \right]^{\frac{2}{3}}}{r_i^3}. \quad (6.8)$$

На рис. 6.1 из треугольника  $DC_1K$  следует, что

$$r_i = \sqrt{(a/2)^2 + w^2}. \quad (6.9)$$

При  $w = a/2$

$$r_i = \frac{a}{\sqrt{2}}, \quad (6.10)$$

где  $a$  – расстояние между зарядами, м.

Если учитывать выражение (6.10), то формула (6.8) примет вид:

$$\sigma_1 = \frac{0,255E \left[ \frac{u_i C_{BB}}{E(1-2\mu)} \right]^{\frac{2}{3}}}{a^2}. \quad (6.11)$$

Чтобы образовалась щель между зарядами  $C$  и  $C_1$  необходимо иметь напряжение

$$\sum_{n=1}^{n=2} \sigma_i \geq \sigma_p. \quad (6.12)$$

Напряжение, создаваемое одним зарядом ВВ, должно соблюдать условие

$$\sigma_1 \geq \sigma_p/2. \quad (6.13)$$

В связи с этим для действия одного заряда выражение (6.11) запишется следующим образом

$$\sigma_p \geq \frac{0,51E \left[ \frac{u_i C_{ВВ}}{E(1-2\mu)} \right]^{\frac{2}{3}}}{a^2}. \quad (6.14)$$

Относительно  $C_{ВВ}$  уравнение (6.1) выразится в виде

$$C_{ВВ} \geq \frac{2,72a^3 \sigma_p (1-2\mu)}{u_1} \sqrt{\frac{\sigma_p}{E}}. \quad (6.15)$$

Полученная формула (6.15) позволит определить необходимое минимальное количество ВВ для уравнивания сопротивления горной породы. Оно равно  $\sigma_p/2$  на расстоянии  $r_i$  от заряда.

В работе [66] установлено соотношение между длиной заряда  $l$  и радиусом его разрушения  $r_i$ , которое имеет вид

$$l = \frac{5}{3} r_i. \quad (6.16)$$

Количество элементарных удлинненных зарядов в скважине можно определить по формуле

$$n = 0,6 l_{зар} / r_i, \quad (6.17)$$

где  $l_{зар}$  – общая длина заряда в скважине, м.

При производстве предварительного щелеобразования количество ВВ, необходимое для заряжания в скважину, определяется по формуле:

$$Q = 0,6 l_{зар} C_{ВВ} / r_i, \quad (6.18)$$

Учитывая выражения (6.10) и (6.16), данную формулу можно записать в виде:

$$Q = \frac{2,3 l_{зар} a^2 \sigma_p (1-2\mu)}{u_i} \sqrt{\sigma_p / E}. \quad (6.19)$$

Если использовать рассредоточенные заряды с воздушными промежутками, то длину забойки определяют по формуле:

$$l_{заб} = L - (l_{зар} + h_{в.п.}), \quad (6.20)$$

где  $L$  – глубина скважины, м;  $h_{в.п.}$  – общая длина воздушных промежутков, м.

Общая длина воздушных промежутков должно отвечать условию

$$L_{в.п.} = 0,17 \div 0,35 l_{зар}. \quad (6.21)$$

Тогда формула (6.20) примет вид:

$$l_{зар} = 0,74 \div 0,85 (L - l_{заб}). \quad (6.22)$$

Подставляя формулу (6.22) в выражение (6.19), получим окончательную формулу определения количества ВВ в скважине:

$$Q = \frac{K a^2 \sigma_p (L - l_{заб}) (1-2\mu)}{u_1} \sqrt{\frac{\sigma_p}{E}} \quad (6.23)$$

где  $K$  – коэффициент, учитывающий предел прочности горных пород (для менее крепких пород  $K=1,7$ , для более крепких пород  $K=1,85$ ).

Если учитывать коэффициент трещиноватости горных пород, то в этом случае

$$Q = \frac{Ka^2 \sigma_p (L - l_{заб}) (1 - 2\mu)}{K_{тр} u_1} \sqrt{\frac{\sigma_p}{E}} \quad (6.24)$$

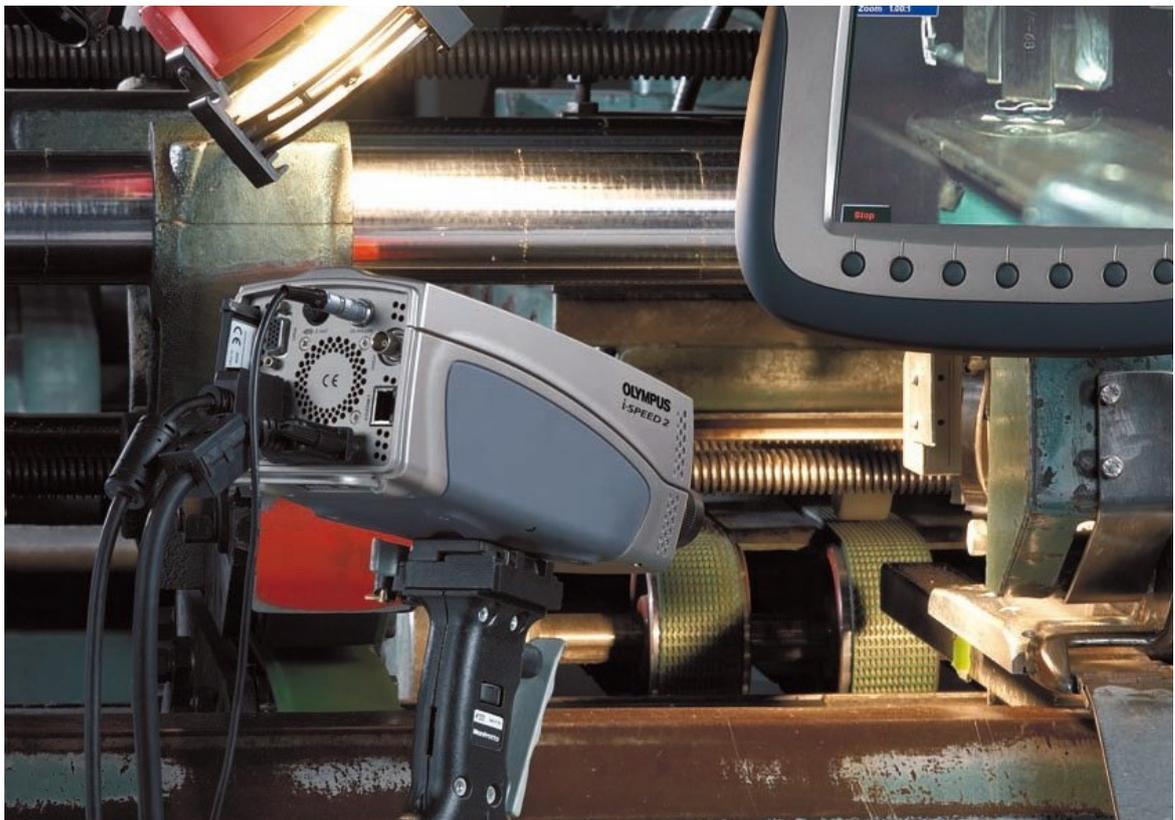
Для уменьшения максимального давления на стенки зарядной полости необходимо между зарядом ВВ и стенкой скважины оставлять воздушные промежутки.

## **§ 6.2. Разработка методики проведения экспериментальных исследований взрывов контурных зарядов на моделях**

В результате проведенных теоретических исследований разработана методика проведения лабораторных исследований на моделях, позволяющая изучить процесс распространения полей напряжений, взаимодействие волн напряжений и интерференцию упругих ударных волн, а также установить закономерности взаимодействия контурных зарядов при взрыве. Лабораторные исследования проведены в научной лаборатории Навоийского государственного горного института (рис. 6.6).



**Рис. 6.1. Экспериментальные исследования действия волн напряжений в лабораторных условиях**



**Рис. 6.2. Высокоскоростная видеокамера Olympus i-SPEED 2**

Экспериментальные исследования действия волн напряжений выполнены с использованием высокоскоростной видеокамеры марки Olympus i-SPEED 2 (рис. 6.2) в прозрачных телах и дальнейшим осциллографированием в горных породах с применением цифрового осциллографа марки Rohde & Schwarz RTO1004 (рис. 6.3).



**Рис. 6.3. Цифровой осциллограф Rohde & Schwarz RTO1004**

В исследованиях также использовалась сейсмостанция марки ZETLAB ZET 048-C (рис. 6.4). Скоростная видеосъемка позволила одновременно фиксировать распространение волн и трещин в зоне пластических и упругих деформаций без ограничения амплитуды давления в волне. Также зафиксированы скорость распространения волны и длительность импульса.



**Рис. 6.4. Сейсмостанция ZETLAB ZET 048-C**

Инструментальные замеры с помощью датчиков марки СВ-10Ц (рис. 6.5) и осциллографа позволили определить долю энергии, которая идет на разрушение горных пород. Характер трещинообразования, т.е. наличие заколов вглубь массива или в сторону свободной поверхности, устанавливался путем линейных измерений.

Методикой было предусмотрено три направления проведения экспериментов на моделях:

- исследование трещинообразования на объемных моделях;
- исследование волнового взаимодействия методом высокоскоростной видеорегистрации процесса взрыва в прозрачных моделях;
- определение параметров волн напряжений при взрыве в образцах реальных горных пород.



**Рис. 6.5. Датчик СВ-10Ц для инструментального замера**

Изучение трещинообразования проводилось на объемных моделях, изготовленных из мрамора и песчаника. Заряд размещали в отверстиях, просверленных в породе. Расстояние между зарядами смоделировали с учетом геометрического масштаба.

Расстояние между зарядами изменяли до тех пор, пока не определялось оптимальное для данного диаметра зарядов и данной породы. За критерии оценки оптимального расстояния принимали качество образованной щели, степень дробления испытываемых образцов и наличие заколов.

Волновое взаимодействие изучали по данным видеосъемки высокоскоростной камерой Olympus i-SPEED 2, позволившей синхронизировать начало изучаемого процесса с началом регистрации.

В качестве первого приближения допускалось, что модель и горный массив ведут себя как упругие тела вплоть до момента разрушения.

При масштабном коэффициенте 100 на основе расчетов принимали следующие параметры моделей:

диаметр зарядов	– 1,8 мм,
длина модели	– 24 см,
длина зарядов	– 6 см,
расстояние между зарядами	– 2,2 см,
ширина моделей	– 15 см,
толщина	– 0,8 см.

Съемка осуществлялась с частотой 2000 кадров в секунду. Процесс разрушения породы в зависимости от акустической жесткости среды в значительной степени определялся параметрами падающих и отраженных волн напряжений. Для замера параметров волн напряжений взаимодействующих зарядов в моделях применяли датчики типа СВ-10Ц с записью на запоминающем цифровом осциллографе Rohde & Schwarz RTO1004.

Из осциллограмм ускорение смещения определялось по формуле

$$a = \frac{d^2}{dt^2} = \frac{cl}{dsm}, \quad (6.25)$$

где  $c$  – суммарная емкость измерительной системы;  $l$  – амплитуда записанного регистром сигнала;  $d$  – модуль датчика;  $s$  – площадь поперечного сечения датчика;  $m$  – чувствительность измерительной схемы.

Замер  $c$  и  $m$  не вызывало затруднений. Значение пьезомодуля  $d$  приводилось в паспорте датчика. По полученным значениям смещений рассчитаны значения нормальных напряжений вблизи свободной поверхности по формуле:

$$\sigma = \rho_c \int_0^{t_n} a dt, \quad (6.26)$$

где  $\rho_c$  – акустическая жесткость среды.

При расшифровке осциллограмм использовали паспортные данные датчиков.

При моделировании требовалось определить оптимальные расстояния между зарядами, которые позволяют получить качественную щель при минимальном разрушении испытываемых образцов. Минимально возможный диаметр заряда в моделях составил 2-2,5 мм.

Параметры в натуральных условиях и на модели при взрыве контурных сосредоточенных зарядов приведены в табл. 6.1.

Таблица 6.1

Параметры в натуральных условиях и на модели при взрыве контурных  
сосредоточенных зарядов

Параметры в натуральных условиях			Параметры модели			
Глубина скважины, м	Диаметр скважины, мм	Расстояние между скважинами, м	Размер модели, см	Глубина шпура, см	Расстояние между шпурами, см	Диаметр заряда, мм
7	250	3	10x20x 10	7	3	2,5
5,5	250	4	22x13x9,5	5,25	4	2,5
6	250	6	34x11x 10	6	6	2,5
5,5	250	8	20x16x 10	5,5	8	2,5

Для уменьшения степени разрушения образцов были смоделированы рассредоточенные заряды. С помощью стеклянных трубочек заряд рассредоточивался по всей глубине шпура на четыре части с тремя воздушными промежутками. Расстояние между шпурами менялся от 6,5 до 35 диаметров заряда. Параметры в натуральных условиях и на модели приведены в табл. 6.2 и 6.3.

### § 6.3. Условия применения метода предварительного щелеобразования на карьерах

При отстройке бортов карьеров в проектном контуре производится сдваивание или страивание уступов в зависимости от их высоты. В связи с этим используемое буровое оборудование не всегда позволяет пробурить щелевые скважины на всю проектную глубину. При создании экранирующей

щели предохраняется законтурный массив от разрушения только в пределах этой глубины, а нижняя часть уступа, где наблюдаются наибольшие касательные напряжения, подвержена воздействию массовых взрывов, разрушается, в результате чего создаются предпосылки для обрушения проектных уступов.

Таблица 6.2

Параметры в натуральных условиях

Параметры в натуральных условиях				
Глубина скважины, м	Диаметр скважины, мм	Расстояние между скважинами, м	Общая длина рассредоточенного заряда, м	Общая длина воздушного промежутка, м
4,7	230	2	2,6	2,1
5,1	230	3	2,7	2,7
5,4	230	4	2,8	2,6
4,9	230	4	2,6	2,3
4,5	230	6	2,4	2,1
5,2	200	6	2,7	2,5
5,2	230	6	2,7	2,4
4,6	230	8	2,5	2,1
5,5	230	4	2,9	2,6
5,1	230	3	2,7	2,4
5	230	2	2,7	2,3
4,9	230	1,5	2,6	2,3

Таблица 6.3

Параметры на модели

Параметры модели					
Размер модели, см	Глубина шпура, см	Диаметр шпура, м	Расстояние между шпурами, см	Общая длина рассредоточенного заряда, мм	Общая длина воздушного промежутка, см
20x18x10	4,7	2,3	2	2,6	2,1
20x18x10	5,2	2,3	3	2,7	2,4
25x17x11	5,4	2,3	4	2,8	2,6
30x12x9	4,9	2,3	4	2,6	2,3
18x17x10	4,5	2	6	2,4	2,1
25x1 x12	5,2	2	6	2,7	2,5
25x2x10	5,1	2,3	6	2,7	2,4
25x21x10	4,6	2,3	8	2,5	2,1
42x27x12	5,5	2,3	4	2,9	2,1
42x27x12	5,1	2,3	3	2,7	2,4
42x27x 12	5	2,3	2	2,7	2,3
42x27x 12	4,9	1,5	2,6	2,6	2,3

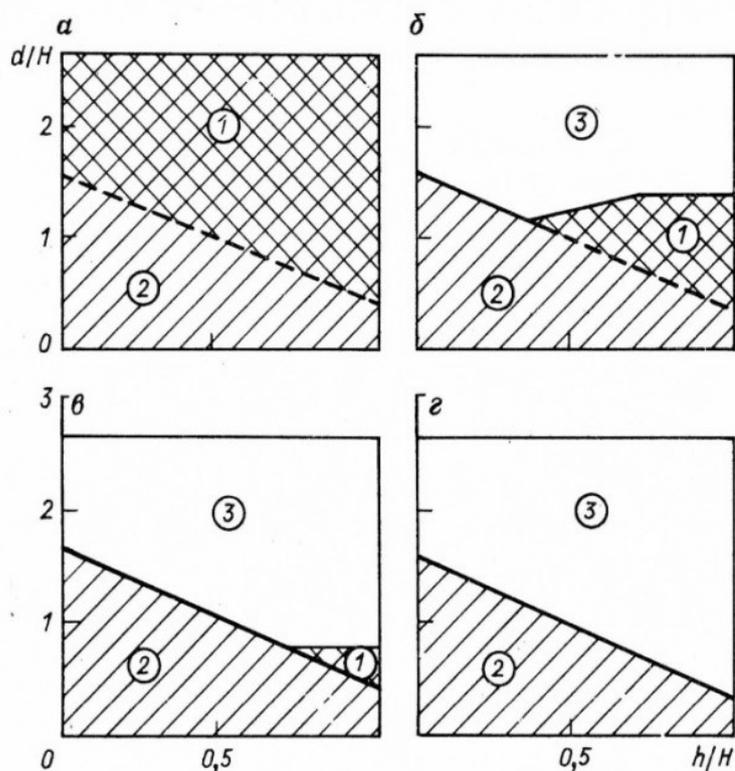
Качественную и количественную оценку влияний глубины создаваемых щелей на разрушение законтурного массива можно производить по результатам взрывов на моделях.

При моделировании геометрический масштаб принят 1:100. Исходя из критического диаметра применяемого заряда минимально возможный диаметр заряда составил  $d_3=2-2,5$  мм. С помощью высокоскоростной видеосъемки получали качественную картину особенностей механизма взрывного разрушения при различной глубине щели.

В первой серии экспериментальных взрывов на прямоугольных моделях из оргстекла размером  $24 \times 14 \times 0,8$  см были смоделированы условия деформирования уступа в предельном контуре при взрыве отбойных скважин без предварительно созданной щели. Для этого в шпур глубиной 6 см и диаметром 2 мм помещался заряд.

Во второй серии экспериментальных взрывов на прямоугольных моделях щель создавали на половину высоты уступа  $H$  под углом  $60^\circ$ . Также проводили моделирование щели глубиной, равной высоте уступа  $H$  при глубине щели, равной  $1,5H$ , в пределах всей высоты уступа, при той же схеме расположения щели и заряда рыхления.

Теоретическими исследованиями и расчетами установлено изменение размеров зон деформации по высоте уступа в зависимости от глубины предварительной щели (рис. 6.6). Полученные данные предварительные, в связи с этим необходимо подтверждение лабораторными и промышленными испытаниями.

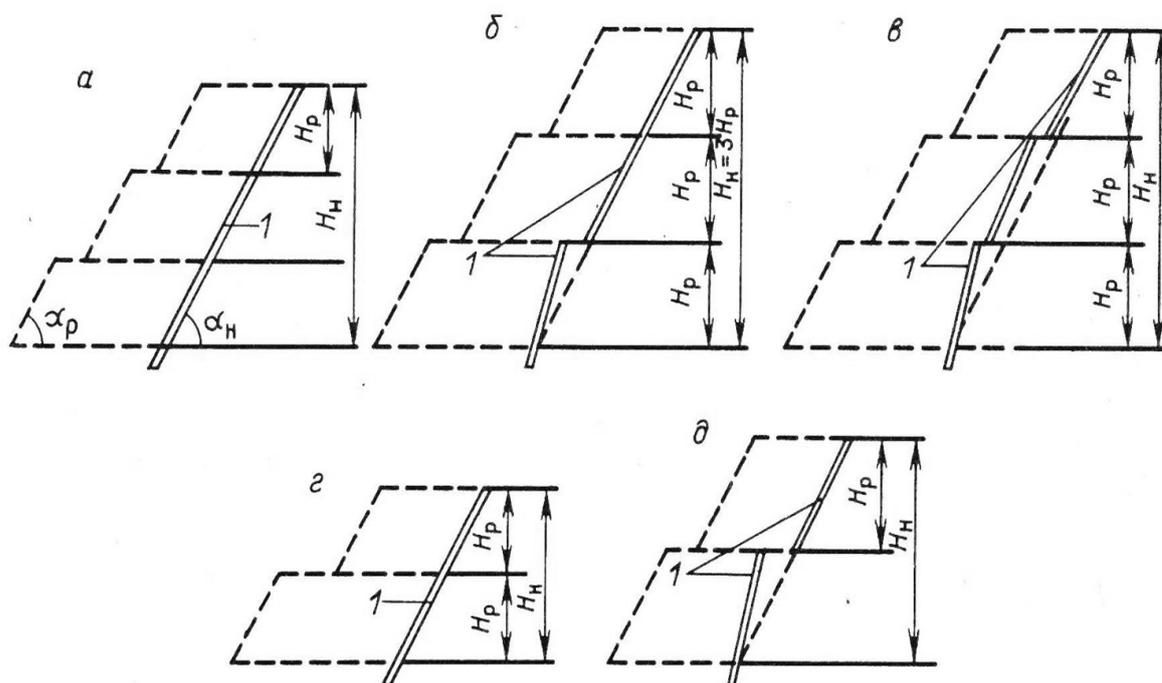


1 – область законтурной деформации; 2 – область приконтурной деформации; 3 – область недеформируемого законтурного массива;  $d/H$  – относительная величина зоны деформации;  $A$  – глубина щели по вертикали;  $h/H$  – относительная высота уступа.

**Рис. 6.6. Изменение размеров зон деформации по высоте уступа в зависимости от глубины предварительной щели**

Таким образом, теоретическими и лабораторными исследованиями установлено, что только создание экранирующей щели на всю высоту нерабочего уступа позволяет получить практически ненарушенный массив с качественной поверхностью откоса.

На рис. 6.7 представлены возможные варианты создания предварительной экранирующей щели при ограниченных возможностях бурового оборудования в зависимости от высоты уступов, группируемых в предельном контуре. Все технологические схемы предусматривают получение устойчивых откосов, которые в меньшей степени подвержены процессу осыпания и обрушения, и предохранение массива горных пород от разрушающих нагрузок.



а, б, в – при страивании рабочих уступов; г, д – при сдваивании рабочих уступов;  $H_n$  – высота нерабочего уступа

**Рис. 6.7. Технологические схемы формирования предварительной щели (1) при отстройке уступов в предельном контуре бортов карьера**

Устойчивый угол откоса  $\alpha$  определяется расчетным методом с учетом трещиноватости массива и физико-механических свойств горных пород, а ширина бермы – технической характеристикой применяемого бурового оборудования.

Ширину бермы рекомендуется определять по формуле:

$$B \geq H_p (\operatorname{ctg} \alpha_n - \operatorname{ctg} \alpha_p), \quad (6.27)$$

где  $\alpha_n$  – устойчивый угол нерабочего уступа, град.;  $\alpha_p$  – устойчивый угол рабочего уступа, град.;  $H_p$  – высота рабочего уступа, м.

В случае не выполнения данного условия необходимо производить укрепление откосов.

## **Основные выводы**

1. Исследованиями механизма разрушения законтурного массива пород при конструкции заряда с заполнением его части инертной забойкой установлено, что при взрыве происходит асимметричное разрушение массива и снижается воздействие взрыва в сторону охраняемого массива за счет поглощения энергии при переупаковке инертной забойки.

2. Разработана методика проведения экспериментальных исследований взрывов контурных скважинных зарядов на моделях, позволяющая исследовать трещинообразование на объемных моделях и волновое взаимодействие методом высокоскоростной видеорегистрации процесса взрыва в прозрачных моделях, а также определить параметры волн напряжений при взрыве в образцах реальных горных пород.

3. Теоретическими и лабораторными исследованиями установлено, что только создание экранирующей щели на всю высоту нерабочего уступа позволяет получить практически ненарушенный массив с качественной поверхностью откоса.

## **ГЛАВА 7. РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ, ПОЗВОЛЯЮЩИХ УМЕНЬШИТЬ УДЕЛЬНЫЙ ОБЪЕМ БУРЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН И РАСХОД ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ**

---

### **§ 7.1. Разработка способа ведения БВР с использованием конструкции скважинного заряда ВВ с кумулятивным эффектом**

Повышение эффективности горных работ за счет совершенствования взрывных технологий позволяет обеспечить увеличение темпов и эффективности развития экономики горнодобывающих стран.

Современный этап развития БВР на открытых горных работах характеризуется применением высокопроизводительной буровой техники и инструмента, внедрением новых методов и технологий проектирования горных работ и процессов, а также применением безопасных эмульсионных взрывчатых веществ и средств инициирования зарядов ВВ. Повышение безопасности горных и взрывных работ несомненно вносит свой вклад в развитие горнодобывающих отраслей промышленности. Однако, совершенствование горных работ неразрывно связано с повышением эффективности буровзрывного комплекса горнодобывающих предприятий, внедрением современных конструкций скважинных зарядов ВВ.

Отсутствие существенного совершенствования конструкций скважинных зарядов ВВ снижает эффективность буровзрывного комплекса, который является основой большинства применяемых горных технологий. Необходимо отметить, что ассортимент ВВ, применяемый для открытых горных работ, не обновляется длительное время, а предлагаемые технические решения, как правило, являются сложными в реализации или требуют дополнительных затрат. В настоящее время традиционная технология дробления горных пород скважинными зарядами ВВ в значительной степени исчерпала свои возможности. В связи с этим необходим поиск новых способов ведения БВР, позволяющих уменьшить удельный объем бурения взрывных скважин и расход промышленных ВВ.

Для повышения эффективности ведения БВР, уменьшения удельного объема бурения взрывных скважин и расхода промышленных ВВ рекомендуется использовать в скважинных зарядах эффект кумуляции.

Использование явления кумуляции позволяет распределить энергию взрыва в пространстве и максимально сконцентрировать ее в направлении глубины разрушаемого массива.

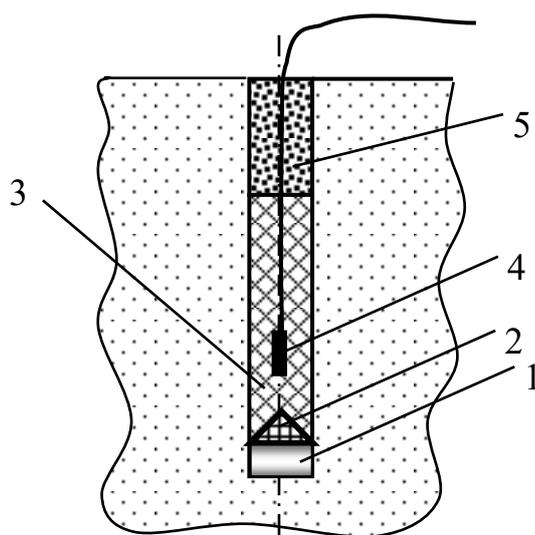
Теоретические исследования и современные экспериментальные методы [95-101] позволили получить достаточно полное представление о процессе образования кумулятивной струи. Кумулятивный эффект есть существенное повышение местного действия взрыва в одном направлении. Этот эффект получается при использовании зарядов, имеющих на одном из концов полость – кумулятивную выемку. Если такой заряд инициировать с

противоположного конца, то эффект действия в направлении оси выемки оказывается значительно большим, чем при действии обычных зарядов. Если же к тому же поверхность кумулятивной выемки покрыть сравнительно тонкой металлической облицовкой, то пробивное действие такого заряда во много раз увеличится.

Выполненные ранее теоретические и лабораторные исследования [67, 68, 95] показали, что форма донной части заряда оказывает существенное влияние на состояние поверхности и уровень подошвы уступа после взрыва. Различные формы донной части предлагается выполнять с помощью кумулятивных воронок, представляющих собой конус, изготовленный из инертного материала. При определенных геометрических параметрах кумулятивной воронки обеспечивается увеличение зоны усиленного динамического нагружения на донную часть скважины и уменьшается воздействие отраженной ударной волны на материал забойки. Таким образом, используя полученные результаты, разработана конструкция заряда, в которой на дне скважины располагают кумулятивную воронку. Это позволит снизить величину перебура скважинных зарядов, выйти на проектную отметку подошвы уступа и обеспечить необходимый гранулометрический состав взорванной массы.

Формирование данной конструкции производят следующим образом (рис. 7.1).

На дно скважины опускают поливинилхлоридный или деревянный цилиндр 1, который служит для создания фокусного расстояния, над ним устанавливают кумулятивную воронку 2, засыпают ВВ 3, опускают промежуточный детонатор 4, заряжают остальное количество ВВ 3 и формируют забойку 5.



1 – деревянный цилиндр; 2 – кумулятивная воронка; 3 – заряд ВВ;  
4 – промежуточный детонатор; 5 – забойка

**Рис. 7.1. Конструкция скважинного заряда ВВ с использованием кумулятивного эффекта**

Использование конструкции заряда, в донной части которого располагается кумулятивная воронка, приводит к занижению подошвы уступа. Расположение в донной части скважины кумулятивной воронки оказывает влияние на интенсивность взрывного разрушения горных пород.

Для кумулятивных зарядов существует оптимальное расстояние  $z=F$  от заряда до дна скважины, называемое фокусным расстоянием (рис. 7.2) [69]. При срабатывании заряда на фокусном расстоянии пробитие кумулятивной струи максимально по сравнению с другими вариантами. Для конических зарядов обычно  $F=(2-3)d$ , где  $d$  – диаметр заряда ВВ. Для прецизионных зарядов  $F=(6-10)d$ . Зависимость глубины пробития от расстояния до преграды имеет вид, показанный на рис. 7.3, где линия 1 для кумулятивного заряда конической формы, линия 2 – с прецизионной технологией, 3 – идеальная технология (с нулевыми допусками), 4 – идеальная технология с учётом торможения струи в воздухе. Для современных прецизионных зарядов  $L/d = 10-12$ .

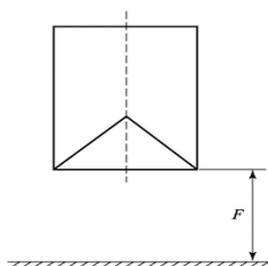


Рис. 7.2. Фокусное расстояние

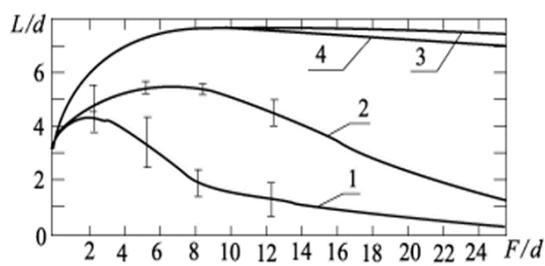


Рис. 7.3. Зависимость глубины пробития от фокусного расстояния

Высота кумулятивной облицовки определяется по формуле:

$$h = \frac{d}{2 \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha}{2}\right)},$$

где  $\alpha$  – угол между стенками облицовки.

Рекомендуется внутри заряда ВВ над конусной облицовкой использовать линзу. Линза увеличивает КПД заряда, она разворачивает детонационную волну на воронку. Без линзы воронка обжимается скользящей детонационной волной, а с линзой – падающей волной (рис. 7.4).

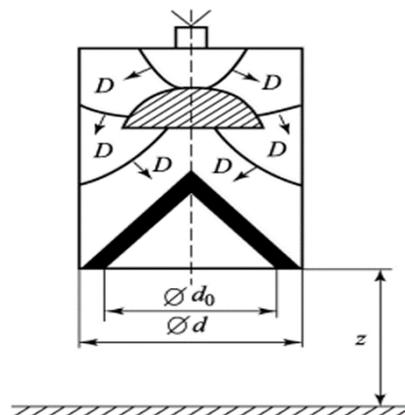


Рис. 7.4. Действие детонационной волны на воронку

Линзы обычно имеют цилиндрическую форму или форму усеченного конуса. Материалом для линзы может быть пенопласт, металл, дерево и т.п. Обычно её толщина подбирается такой, чтобы детонация не передавалась через линзу. Основной путь детонации должен проходить в обход линзы сбоку.

## **§ 7.2. Разработка способа и рациональных параметров взрывания в зажатой среде при использовании ЭВВ в промышленных условиях**

В настоящее время на карьерах Навоийского горно-металлургического комбината (Республика Узбекистан) имеется большой опыт взрывания при совместном расположении отдельных сортов руды и породы.

При различном содержании полезного компонента в залежах рекомендуется взрывать блок с сохранением геологической структуры, которое достигается при взрывании в зажатой среде, где достигается необходимое качество при последующей выемке.

При данном способе разработки месторождений, с одной стороны, можно уменьшить нарушение геологической структуры полезного ископаемого при взрыве за счет снижения удельного расхода ВВ, а с другой стороны – уменьшение удельного расхода ВВ при многорядном короткозамедленном взрывании крепких пород в зажатой среде.

Рекомендуется использование взрывания системой инициирования неэлектрического взрывания (СИНВ), которая способствует к наименьшим сдвигам геологической структуры залегаемых горных пород за счет реализации эффекта «одна скважина – одно замедление» (рис. 7.7).

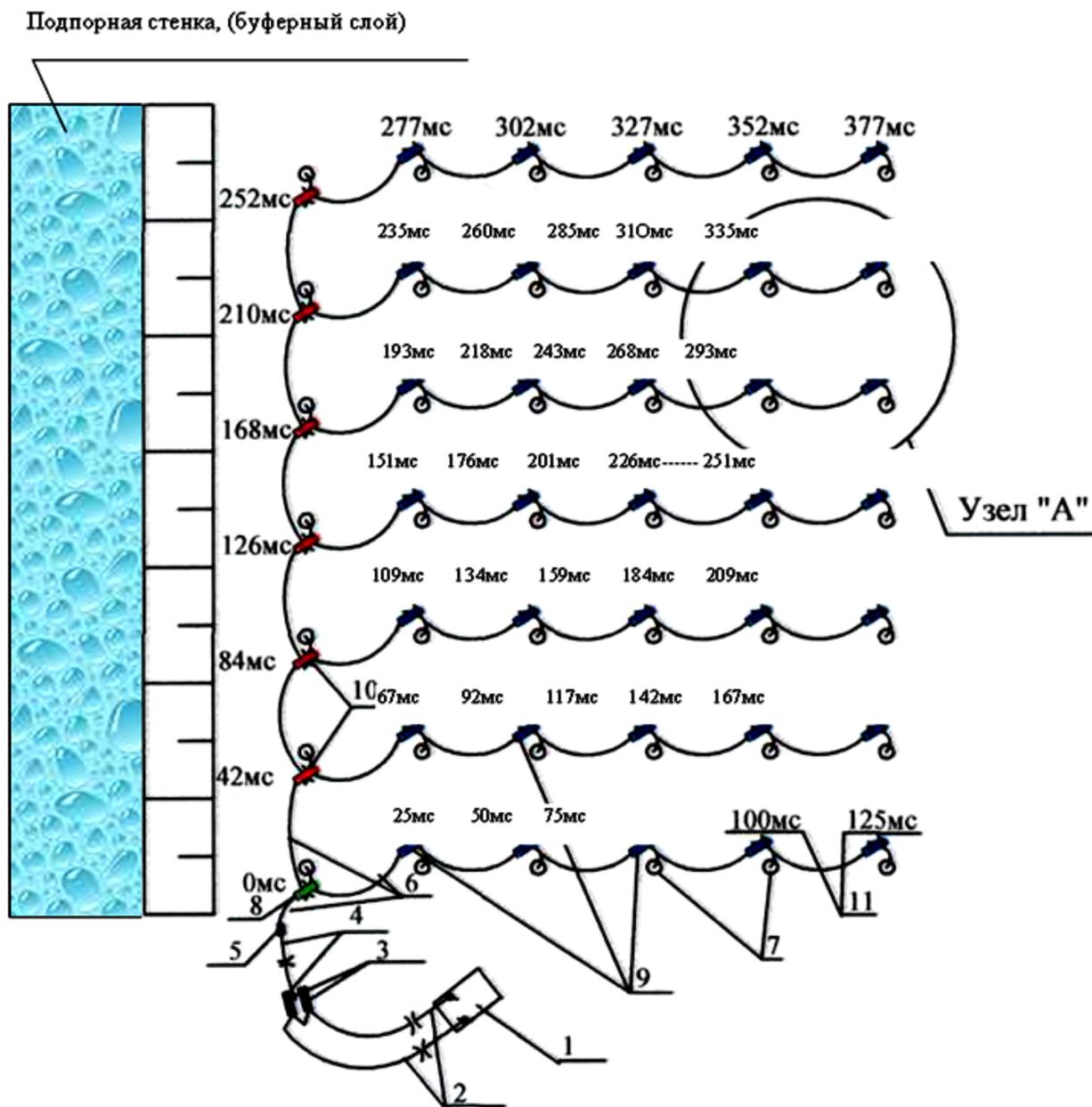
Рекомендуется также раздельное взрывание отдельных сортов руды и породы. Данный способ целесообразно выполнять для соответствующей мощности рудных залежей, при этом учитывается раздельное взрывание упорных руд, приводящих в технологическом переделе к снижению извлечения ценных компонентов.

Раздельное взрывание включает: подступное рыхление (разновременное взрывание массива уступа горизонтальными слоями); взрывание наклонных скважинных зарядов; выборочное взрывание отдельных участков уступа; щелевое взрывание; направленное взрывание (взрыворазделение).

Раздельное взрывание рудных и безрудных участков осуществляют тогда, когда по фронту взрывного блока можно выделить участки, представленные кондиционной рудой или пустыми породами, а также когда разрабатывают горизонтально– или пологозалегающие пластообразные рудные тела и уступ можно разделить на подступы по контурам рудных тел.

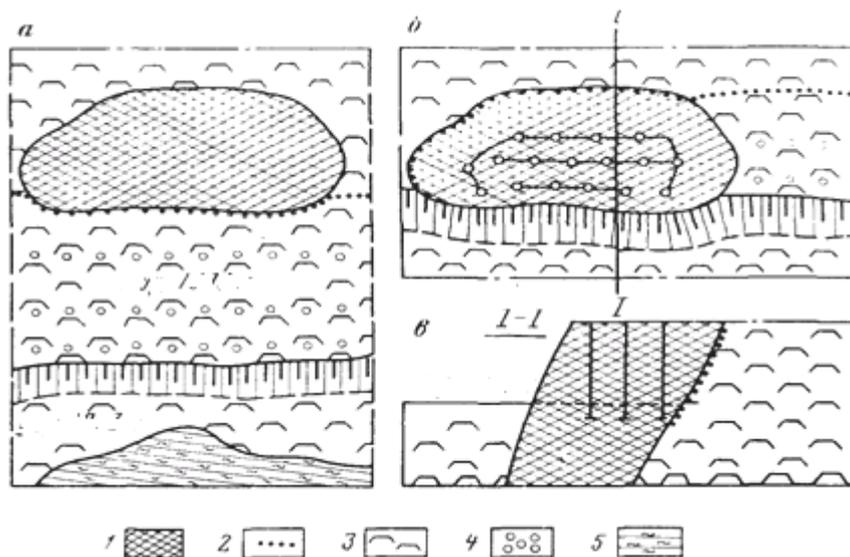
При значительной мощности рудных залежей необходимо использовать раздельное взрывание руд и вмещающих пород с естественным «экранированием» (рис. 7.8), который заключается в использовании в качестве естественных границ взрывания благоприятных структурно-геологических и горнотехнических факторов: четких контактов руды с

породой, которыми могут быть тектонические разломы; наличия плоскостей скольжения на границе «руда–порода»; существенно различной акустической жесткости руд и вмещающих пород.



1 – взрывная машинка; 2 – электропровода; 3 – электродетонаторы мгновенного действия; 4 – магистральная нить детонирующего шнура; 5 – соединение детонирующего шнура с трубкой-волноводом; 6 – трубка-волновод; 7 – вертикальные скважины в плане; 8 – поверхностный соединительный блок, внутри которого находится капсуль-детонатор с замедлением 0 мс; 9 – то же, с замедлением 25 мс; 10 – то же, с замедлением 42 мс; 11 – время срабатывания поверхностных соединительных блоков без учёта прохода волны по трубкам-волноводам

**Рис. 7.7. Схема монтажа и последовательности инициирования скважин ВВ с использованием подпорной стенки**



а, б – эксплуатационный блок до и после отбойки породы со стороны висячего бока рудного тела; в — поперечный разрез блока; 1 – рудная брекчия, 2 – границы взрывных блоков, 3 – сланцы; 4 – взрывные скважины; 5 – серпентиниты

**Рис. 7.8. Раздельное взрывание с естественным экранированием**

Для изменения граничных условий по внешнему контуру разрушения взрывание рудных массивов производят с использованием метода «в зажатой среде».

На карьере Кокпатас Северного рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината в соответствии с «Методикой определения оптимальных параметров подпорной стенки при взрыве с учетом энергии заряда эмульсионных взрывчатых веществ» на блоке №174 гор. +450 м проведены опытно-промышленные исследования [77-79].

Взрываемые породы представлены кварцево-сланцевыми сланцами крепостью  $f=8-10$ . Экспериментальный блок объемом 144,8 тыс. м<sup>3</sup> был разделен на две равные части, одна из которых имела, а другая не имела подпорной стенки из неубранной взорванной массы. Параметры взрывного блока: высота уступа – 15 м, сетка скважин – 7х7 м, переbur – 2,5 м, ширина подпорной стенки – 23 м, схема взрывания – диагональная, интервал замедления взрывания между рядами – 35 мс, удельный расход ВВ (нобелан-2080) – 0,63 кг/м<sup>3</sup>.

Для расчета ширины и высоты развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов с использованием эмульсионных ВВ использовались разработанные формулы, в которую входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики эмульсионных ВВ и физико-механические свойства горных пород.

Высоту подпорной стенки определяли по разработанной формуле:

$$B_{n.c.} = 0,61W(1+k_c) \left( \sqrt[3]{\frac{Q_{zap}}{a}} \right)^{0,73}, \text{ м}, \quad (7.10)$$

где  $W$  – линия наименьшего сопротивления, м;  $k_c$  – коэффициент, учитывающий акустическую жесткость взрывааемых пород и необработанной горной массы (в условиях месторождений Кызылкумского региона изменяется в пределах  $0,2 \div 0,3$ );  $Q_{зар}$  – масса заряда эмульсионного ВВ, кг;  $a$  – расстояние между скважинами, м.

Ширину подпорной стенки определяли по разработанной формуле:

$$L_{n.c.max} = \frac{100Q_{вв}\rho_{вв}V}{(F^3 + 50)(f\rho gW^3)}, \text{ м}, \quad (7.11)$$

где  $Q_{вв}$  – теплота взрыва эмульсионного ВВ, кДж/кг;  $\rho_{вв}$  – плотность заряжения эмульсионного ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $V$  – объем эмульсионного ВВ, м<sup>3</sup>;  $\rho$  – плотность породы, кг/м<sup>3</sup>;  $g$  – ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>;  $f$  – коэффициент крепости пород по шкале М.М.Протоdjяконова.

Масса заряда ВВ на одну скважину определялась по формуле:

$$Q_{скв} = q \cdot H_y \cdot a \cdot b, \text{ кг}, \quad (7.12)$$

где  $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $H_y$  – высота уступа, м;  $b$  – расстояние между рядами скважин или длина ЛСПП, м.

По известному значению коэффициента сближения скважин  $m=a/b$  определяли параметры сетки скважин по разработанным формулам:

$$W_{лнс} = b = 0,72d \left[ \frac{\rho_{вв}}{mq} \right]^{1/2}, \text{ м}, \quad (7.13)$$

$$a = 0,72d \left[ \frac{\rho_{вв}}{q} \right]^{1/2}, \text{ м}. \quad (7.14)$$

где  $d$  – диаметр скважинного заряда ВВ, м.

Глубина перебура определялась по известной формуле:

$$L_{пер} = (10 \div 15)d_{скв}, \text{ м}. \quad (7.15)$$

Установлено, что взрывааемый массив будет проработан качественно, если линия сопротивления пород по подошве уступа (ЛСПП) и линия наименьшего сопротивления (ЛНС) пород будут соответствовать энергетическим возможностям заряда эмульсионного ВВ, которые определяются, главным образом, диаметром скважинного заряда. В то же время размер ЛСПП должен обеспечивать безопасные условия ведения буровых работ.

С целью минимизации горизонтальных и вертикальных смещений рудных тел в верхней части уступа выполнялась забойка взрывных скважин из закрепляющей смеси при следующем соотношении, мас. % [80, 81]:

- раствор силиката натрия ( $\rho=1,45-1,50$  г/см<sup>3</sup>) с силикатным модулем 3,0-3,5) – 30;
- природный фосфорный ангидрит ( $P_2O_5$  9-10%) – 20;
- песок – 15;
- супесь – 15;
- вода – 20.

Фосфорный ангидрит ( $P_2O_5$  9-10%), песок ( $SiO_2$  – 89,24% ,  $Na_2O$  – 1,3% и супесь ( $NaCl$  – 12%) в большом объеме находятся во вскрышных породах

на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов Навоийского горно-металлургического комбината. Фосфорный ангидрит используется в качестве отвердителя, а супесь – для просачивания.

Объем исходного раствора силиката натрия, необходимый для приготовления заданного объема раствора рабочей концентрации рассчитывался по формуле:

$$Q_{и} = [(\rho_p - 1)/(\rho_{и} - 1)] \cdot Q_p, \text{ л}, \quad (7.16)$$

где  $\rho_p$  – плотность раствора рабочей концентрации, г/см<sup>3</sup>;  $\rho_{и}$  – плотность исходного раствора силиката натрия, г/см<sup>3</sup>;  $Q_p$  – объем раствора рабочей концентрации, л.

Закрепляющая смесь в указанных пропорциях обеспечила твердение (схватывание) забойки за короткий промежуток времени, сцепление с боковыми породами и придала ей повышенную прочность (до 2,3-3,0 МПа).

Благодаря подпорной стенке и меньшей скорости перемещения взрываемого массива в горизонтальной плоскости, увеличилось продолжительность действия взрыва на среду и повысился коэффициент полезного использования его энергии.

В результате такой способ взрывания обеспечил улучшение качества дробления горных пород, возможность управления формой и параметрами развала взорванной горной массы и селективной выемки, сокращение подготовительно-восстановительных работ, независимость процессов бурения и взрывания от экскавации и транспортирования.

Применение подпорной стенки позволило значительно уменьшить развал горной массы, увеличить выход кондиционных фракций, снизить выход негабарита, уменьшить средний диаметр куска и тем самым увеличить степень дробления.

В результате взрыва на подпорную стенку при объеме горной массы 72,4 тыс. м<sup>3</sup> средний размер куска породы составил 210 мм. В базовом блоке без подпорной стенки объемом горной массы 72,4 тыс. м<sup>3</sup> средний размер куска составил 310 мм.

Анализ гранулометрического состава показал, что при взрыве на подпорную стенку, по сравнению с базовым, средний размер куска горной породы уменьшился на 47%, а количество негабаритных кусков – на 71%. Увеличение степени дробления также дало возможность на 20-25% увеличить производительность экскаваторов и на 30% снизить затраты на вторичное дробление.

### **§ 7.3. Управление параметрами зажатой среды для уменьшения удельного объема бурения взрывных скважин и расхода промышленных ВВ**

На сегодняшний день во всем мире для повышения эффективности и обеспечения равномерности дробления горных пород решаются проблемы по управлению энергией взрыва [10, 11, 15, 16, 18-21, 86-87]. Возникает необходимость в выполнении научных исследований по снижению

прочностных, упругих и деформационных свойств горных пород при взрывных нагрузках и физико-техническому обоснованию способов дробления массива взрывом с регулируемыми параметрами. Одним из решений данной проблемы является управление взрывом в зажатой среде, при котором повышается безопасность, сохраняется геологическая структура массива за счет уменьшения бокового смещения в период разрушения, увеличивается производительность выемочно-погрузочного оборудования, снижается объем подготовительно-восстановительных работ на уступе, улучшается степень дробления пород и увеличивается продолжительность действия взрыва на массив.

В настоящее время известно три варианта взрывания с использованием зажатой среды, которые различаются числом открытых поверхностей и их расположением, характером подпорной стенки и последовательностью взрывания отдельных зарядов: взрыв на неубранную горную массу, подпор горной массой, разрушенной первой небольшой группой зарядов, и взрывание подпорной стенкой [88-90]. Вместе с тем, существуют нерешенные проблемы, обусловленные отсутствием исследований по определению рациональных параметров подпорной стенки при различных формах зажатой среды, исследований снижения прочностных, упругих и деформационных свойств горных пород при многократных взрывных нагрузках и разработке способа и рациональных параметров зажатой среды с различной формой.

Рассмотрим геометрические параметры трапециевидной формы зажатой среды, приведенной на рис. 7.9.

Для определения линии наименьшего сопротивления и единичного объёма подпорной стенки трапециевидной формы вычислим расстояние от центра заряда ВВ до подошвы уступа  $h$ :

$$h = \frac{\frac{2}{3}H(k+1)}{2} - kH = \left(\frac{1}{3}k + \frac{1}{3} - k\right)H = \frac{H}{3}(1-2k) = \frac{1-2k}{3}H \Rightarrow$$

$$h = \frac{1-2k}{3}H, \quad (7.17)$$

где  $H$  – высота уступа, м;  $k$  – коэффициент, учитывающий длину перебура в зависимости от высоты уступа;  $kH$  – длина перебура, м.

Рассмотрим положение увеличения и уменьшения ширины подпорной стенки.

С учетом угла откоса подпорной стенки трапециевидной формы  $\varphi$  определим расстояния  $b_1, b_2, b_3, b_4, b_5$  и  $b_6$  по следующим формулам:

$$tg\varphi = \frac{h}{b_1} \Rightarrow b_1 = h \cdot ctg\varphi \Rightarrow b_1 = \frac{1-2k}{3}H \cdot ctg\varphi; \quad (7.18)$$

$$tg\varphi = \frac{H}{b_4} \Rightarrow b_4 = H \cdot ctg\varphi; \quad (7.19)$$

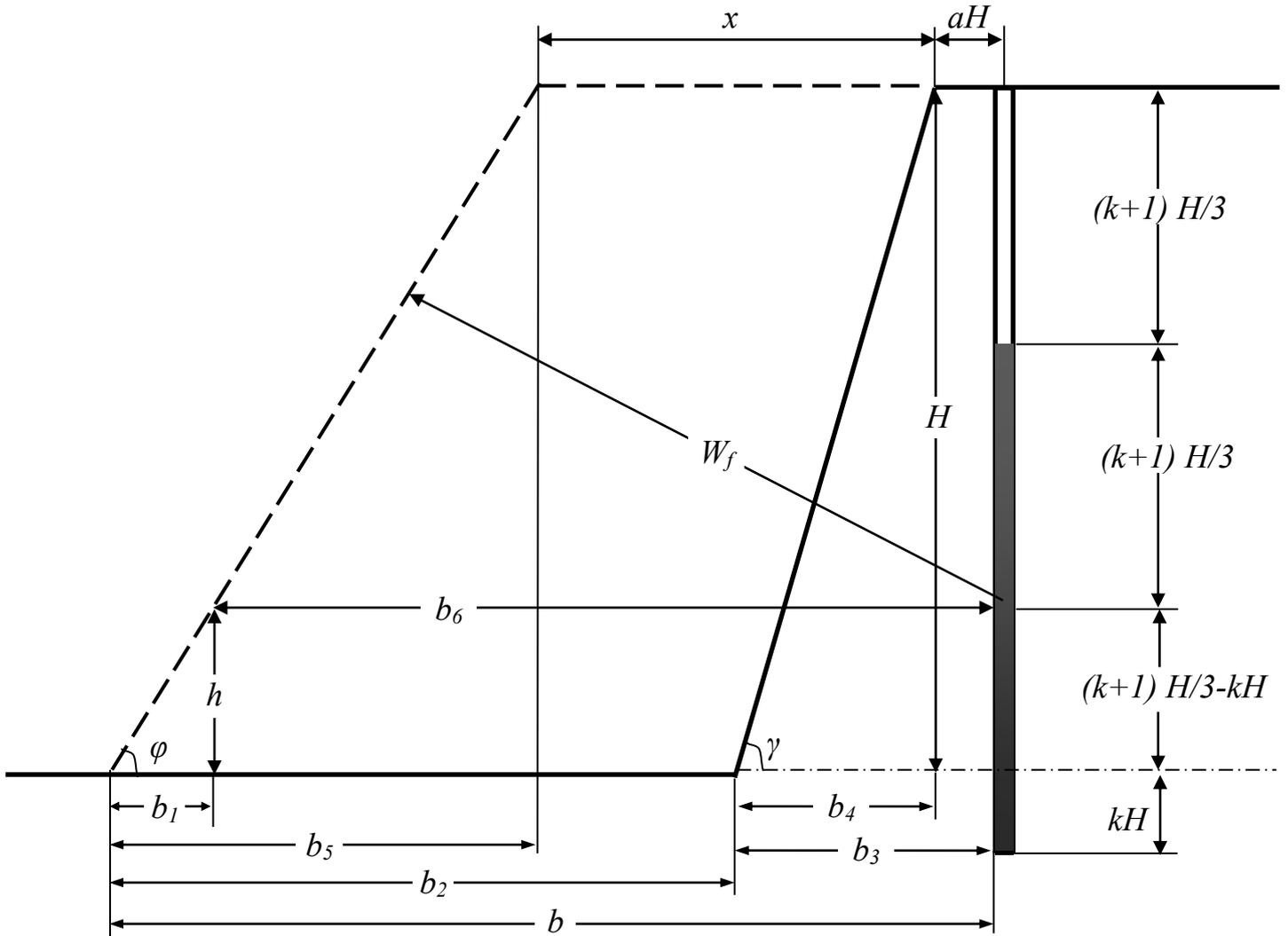


Рис. 7.9. Схема определения рациональных параметров подпорной стенки при трапециевидной форме зажатой среды

$$\operatorname{tg}\varphi = \frac{H}{b_5} \Rightarrow b_5 = H \cdot \operatorname{ctg}\varphi; \quad (7.20)$$

$$b = b_5 + x + a \cdot H = H(a + \operatorname{ctg}\varphi) + x; \quad (7.21)$$

$$b_6 = b - b_1 = H(a + \operatorname{ctg}\varphi) + x - \frac{1-2k}{3} H \cdot \operatorname{ctg}\varphi = x + \frac{H}{3} (3a + 3\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\varphi + 2k\operatorname{ctg}\varphi) \Rightarrow$$

$$b_6 = x + \frac{3a + 2(k+1)\operatorname{ctg}\varphi}{3} H; \quad (7.22)$$

$$b_3 = b_4 + aH = H\operatorname{ctg}\gamma + aH = H(a + \operatorname{ctg}\gamma); \quad (7.23)$$

$$b_2 = b - b_3 = x + H(a + \operatorname{ctg}\varphi) - H(a + \operatorname{ctg}\gamma) = x + H(\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\gamma); \quad (7.24)$$

где  $x$  – ширина подпорной стенки поверху, м;  $aH$  – безопасное расстояние от верхней бровки уступа до центра скважины, м;  $\gamma$  – угол откоса уступа, град.

Согласно рис. 7.9 определим линию наименьшего сопротивления (л.н.с.) по формуле:

$$\sin \varphi = \frac{W_f}{b_6} \Rightarrow W_f = b_6 \cdot \sin \varphi, \quad (7.25)$$

где  $W_f$  – фактическая линия наименьшего сопротивления, м.

Подставив выражение (7.22) в формулу (7.25) получим формулу определения единичного объёма подпорной стенки трапецевидной формы:

$$W_f = \left( x + \frac{3a + 2(k+1)ctg\varphi}{3} H \right) \sin \varphi. \quad (7.26)$$

Из рис. 7.9 единичный объём подпорной стенки трапецевидной формы определяется по формуле:

$$V = \frac{b_2 + x}{2} H. \quad (7.27)$$

Поставив выражение (7.24) в выражение (7.27) получим формулу определения единичного объёма подпорной стенки трапецевидной формы:

$$V = \frac{2 \cdot x + H(ctg\varphi - ctg\gamma)}{2} H. \quad (7.28)$$

При разработке рациональных параметров зажатой среды рассмотрены общие вопросы формирования развала методом математического моделирования. Определены поля начальных скоростей частей горного массива с учетом параметров скважинного заряда ВВ, геометрии его заложения и физико-механических свойств горных пород.

Скорость смещения горной массы в зависимости от линии сопротивления по подошве уступа определяется по формуле:

$$v = \frac{v_0 r_0^2}{W^2}, \text{ м/с}, \quad (7.29)$$

где  $v_0$  – константа, зависящая от конструкции заряда и физико-механических свойств горных пород;  $r_0$  – радиус скважинного заряда ВВ, м;  $W$  – линия сопротивления по подошве уступа (ЛСПП), м.

Для расчета начальных скоростей горной массы необходимо учитывать высоту уступа, угол откоса уступа, величину линии сопротивления по подошве уступа, длину забойки и положение скважинного заряда ВВ.

Линия сопротивления по подошве уступа (ЛСПП) определяется по общепринятой формуле [91]:

$$W = 53k_T d \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}, \text{ м}, \quad (7.30)$$

где  $k_T$  – коэффициент трещиноватости горных пород ( $k_T=1,0-1,2$ );  $d$  – диаметр скважины, дм;  $\Delta$  – плотность заряжения, кг/дм<sup>3</sup>;  $\gamma$  – объемный вес породы, кг/дм<sup>3</sup>.

С учетом формулы (7.30) скорость смещения горной массы рассчитывается по формуле:

$$v = \frac{v_0 r_0^2}{(53k_T d \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}})^2}, \text{ м/с}, \quad (7.31)$$

Время движения горных пород по подошве уступа определяется по формуле:

$$t_0 = \frac{(53k_T d \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}} - h \text{ctg} \alpha)}{v}, \text{ мс}. \quad (7.32)$$

Для нахождения наибольшей высоты развала необходимо учитывать высоту развала в верхней части уступа.

В работе [92] приведена формула определения рациональной высоты уступа графоаналитическим методом путем совместного решения уравнений относительно высоты уступа и линии сопротивления по подошве:

$$H = \frac{m(Z-n)W}{m - qkW^2}, \text{ м}, \quad (7.33)$$

где  $m$  – вместимость ВВ в 1 п.м. скважины, кг;  $Z$  – коэффициент забойки;  $n$  – коэффициент перебура;  $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $k$  – коэффициент сближения скважин в ряду.

Учитывая формулу (7.33) определим максимальную высоту подъема развала горных пород:

$$h_{p.\text{max}} = \frac{v^2 + \frac{m(Z-n)W}{m - qkW^2}}{4g}, \text{ м}. \quad (7.34)$$

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

Наибольшее расстояние выброса горной массы от верхней части уступа определяется по формуле:

$$l_{\text{max}} = W + \frac{v^2}{2g} + v \sqrt{\frac{h_{p.\text{max}}}{g}}, \text{ м}. \quad (7.35)$$

Импульс, передаваемый подпорной стенке от взрывааемых рядов скважинных зарядов ВВ, определяется по формуле:

$$I = \rho \cdot u \cdot (W + \frac{L_c}{k}), \text{ кг} \cdot \text{сек/м}^2, \quad (7.36)$$

где  $\rho$  – плотность горных пород, кг/м<sup>3</sup>;  $u$  – скорость после соударения, м/с;  $k$  – коэффициент разрыхления горной массы после взрыва.

Из уравнения (7.36) определим скорость, которая определит движение горной массы

$$u = \frac{v}{1 + \frac{L_c}{kW}}, \text{ м/с}, \quad (7.37)$$

где  $L_c$  – ширина подпорной стенки трапецевидной формы, м

$$L_c = x + H(\text{ctg} \varphi - \text{ctg} \alpha), \text{ м}, \quad (7.38)$$

где  $x$  – ширина подпорной стенки трапецевидной формы поверху, м;  $\varphi$  – угол откоса подпорной стенки трапецевидной формы, град.;  $\alpha$  – угол откоса уступа, град.

Учитывая выражения (7.37) и (7.38) определим скорость горной массы на подпорной стенке трапецевидной формы:

$$u = \frac{v}{1 + \frac{W + L_c - \frac{H}{3}(\text{ctg}\alpha + \text{ctg}\varphi)}{kW_f}}, \text{ м/с}, \quad (7.39)$$

где  $W_f$  – фактическая линия наименьшего сопротивления, м.

На интенсивность взрывного разрушения влияет напряжение и продолжительность действия взрывного импульса на разрушаемую среду. В связи с этим исследовано влияние глубины скважинного заряда ВВ на основные физические факторы разрушения пород взрывом.

Зависимость давления газообразных продуктов взрыва в скважине от высоты уступа описывается уравнением [93]:

$$P = \frac{1}{8} \rho_0 D^{8/3} \cdot l_3^{-2/3} \cdot t^{2/3} \cdot e^{1 - \left(\frac{Dt}{l_3}\right)^{2/3}} \quad (7.40)$$

где  $\rho_0$  – плотность ВВ, г/см<sup>3</sup>;  $D$  – скорость детонации ВВ, м/с;  $l_3$  – высота заряда ВВ в скважине, м;  $t$  – время действия давления газообразных продуктов взрыва в скважине, с;  $e$  – основание натуральных логарифмов.

Единичный объем подпорной стенки трапециевидной формы определяется по формуле:

$$V = \frac{2 \cdot x + H(\text{ctg}\varphi - \text{ctg}\gamma)}{2} H, \quad \text{м}^3/\text{м}, \quad (7.41)$$

Рациональная высота подпорной стенки трапециевидной формы:

$$h_{i.\text{н.}} > \frac{\sqrt{\left(W \text{tg} \frac{\varphi}{2}\right)^2 + 4\left(\frac{1}{\sin \varphi} + \text{tg} \frac{\varphi}{2}\right)V} - \left(W \text{tg} \frac{\varphi}{2}\right)}{\frac{1}{\sin \varphi} + \text{tg} \frac{\varphi}{2}}, \text{ м}. \quad (7.42)$$

Угол откоса подпорной стенки трапециевидной формы определяется из выражения:

$$\sin \varphi = \frac{W_f}{x + \frac{3a + 2\text{ctg}\varphi}{3} H}, \quad \text{град.}, \quad (7.43)$$

где  $a$  – расстояние от центра крайнего ряда скважин до верхней бровки уступа, м.

Таким образом, на основе исследования физико-математической модели формирования развала при взрыве заряда ВВ разработаны рациональные параметры зажатой среды с трапециевидной формой при дроблении горных пород взрывом.

На карьере Кокпатас Северного рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината в соответствии с «Методикой дробления горных пород с регулируемыми параметрами зажатой среды» проведены опытно-промышленные исследования разработанных параметров зажатой среды.

Массив горных пород был сложен из кварцево-слюдястых сланцев и алевролитов с коэффициентом крепости  $f=8-10$ . Физико-механические

свойства экспериментального блока месторождения Кокпатас приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Физико-механические свойства экспериментального блока месторождения Кокпатас

№ п/п	Наименование физико-механических свойств горных пород	Значение
1.	Тип горных пород	Сланцы кварц-сланцевые метасоматически измененные, алевролиты
2.	Плотность породы, т/м <sup>3</sup>	2,65-2,70
3.	Прочность пород на сжатие, МПа	90-110
4.	Прочность пород на растяжение, МПа	6,8-7,8
5.	Прочность пород на сдвиг, МПа	12,3-13,2
6.	Коэффициент крепости, f	8-10
7.	Скорость продольных волн, км/с	3,7-5,4
8.	Скорость поперечных волн, км/с	2,2-3,1
9.	Коэффициент Пуассона, $\mu$	0,24
10.	Модуль Юнга, $E \cdot 10^4$ , МПа	3,2
11.	Трещиноватость, блочность	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)
12.	Категория пород по взрываемости	II. Средневзрываемые

Экспериментальный блок объемом 212 тыс. м<sup>3</sup> был разделен на две равные части, в одной из которых подпорная стенка имела традиционную форму, образованную в результате предыдущего взрыва, а вторая была сформирована трапециевидной формы. Параметры первого и второго взрывных блоков были приняты следующими: при высоте уступа 15 м глубина скважин составляла 17 м, сетка скважин – 7x7 м. В первом блоке высота подпорной стенки составляла 9 м, ширина – 31 м. Во втором блоке высота подпорной стенки составляла 15 м, ширина – 24 м. Схема взрывания в обоих блоках – диагональная, интервал замедления взрывания между рядами – 35 мс, удельный расход ВВ (нобелан-2080) – 0,63 кг/м<sup>3</sup>.

Для расчета рациональных параметров зажатой среды трапециевидной формы использовались разработанные формулы, в которую входят основные параметры, определяющие параметры скважинного заряда ВВ, энергетические характеристики ВВ и физико-механические свойства горных пород.

Во втором блоке с трапециевидной формой подпорной стенки уменьшилась скорость перемещения взрываемого массива в горизонтальной плоскости, увеличилась продолжительность действия взрыва на среду, повысился коэффициент полезного использования энергии взрыва и улучшилось качество дробления массива за счет увеличения выхода

кондиционных фракций, снижения выхода негабарита и уменьшения среднего диаметра куска горных пород.

В первом блоке с традиционной формой подпорной стенки средний размер куса породы составил 320 мм. Результаты взрыва в первом блоке представлены на рис. 7.10.



**Рис. 7.10. Результаты промышленного взрыва массива горных пород при использовании подпорной стенки традиционной формы**

Во втором блоке с подпорной стенкой с трапецевидной формой средний размер куса породы составил 180 мм. Результаты взрыва во втором блоке представлены на рис. 7.11.



**Рис. 7.11. Результаты промышленного взрыва массива горных пород при использовании подпорной стенки трапецевидной формы**

Анализ гранулометрического состава обоих блоков показал, что при взрыве на подпорную стенку с трапецевидной формой по сравнению с подпорной стенкой традиционной формы средний размер куса уменьшился на 29%, а количество негабаритных кусков – на 42%. Увеличение степени дробления позволило увеличить производительность экскаваторов на 25% и снизить затраты на дробление негабаритов на 20%.

## Основные выводы

1. Разработана конструкция скважинного заряда ВВ с использованием кумулятивного эффекта, позволяющая повысить эффективность ведения БВР, уменьшить удельный объем бурения взрывных скважин и расход промышленных ВВ.

2. Разработаны рекомендации по применению рациональных параметров взрывания в зажатой среде. Использование разработанных параметров развала и подпорной стенки позволили обеспечить сохранность геологической структуры горного массива, увеличить коэффициент полезного действия энергии ВВ, сократить подготовительно-восстановительные операции при взрыве на уступе, повысить безопасность и увеличить производительность работы погрузочно-транспортного оборудования.

3. При значительной мощности рудных залежей рекомендуется использование раздельного взрывания руд и вмещающих пород с естественным «экранированием», который заключается в использовании в качестве естественных границ взрывания благоприятных структурно-геологических и горнотехнических факторов.

4. Для расчета ширины и высоты развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов с использованием ЭВВ разработаны формулы, в которые входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики эмульсионных ВВ и физико-механические свойства горных пород.

5. На основе исследования физико-математической модели формирования развала при взрыве заряда ВВ разработаны рациональные параметры зажатой среды с трапециевидной формой при дроблении горных пород взрывом.

6. Разработанные рациональные параметры зажатой среды с трапециевидной формой прошли промышленное испытание на карьере Кокпатас Северного рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината. В результате испытаний созданы возможности по уменьшению на 29% среднего размера куска горных пород, на 22% количества негабаритных кусков, на 22% затрат на дробление негабаритов и на 5% увеличению производительности экскаваторов.

## ГЛАВА 8. РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ШИРИНЫ ПРИКОНТУРНЫХ ПОЛОС И ЛЕНТ, ВЕЛИЧИНЫ ЗАРЯДА В СКВАЖИНЕ, УДЕЛЬНОГО РАСХОДА ВВ, РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ РАСПОЛОЖЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН, КОЛИЧЕСТВА ОДНОВРЕМЕННО ВЗРЫВАЕМОГО ВВ

---

### § 8.1. Методика исследования рациональных параметров контурного взрывания при предварительном щелеобразовании

Одним из критериев определения количества одновременно взрываемого ВВ является значение меры сейсмической опасности, при котором остаточные деформации пород, слагающих уступы и борта карьера, практически исключаются.

Поскольку предельная ошибка измерения вертикальных  $\Delta h$  и горизонтальных  $\Delta l$  деформаций при принятой методике измерений составляет 3 мм, то максимальное допустимое значение меры сейсмической опасности для всех случаев определится из уравнения:

$$\Delta h = \exp(ap - b). \quad (8.1)$$

Безопасное расстояние для контурных уступов от места взрыва до охраняемого объекта следует определять по формуле:

$$r_6 = K_c \sqrt[3]{Q}, \quad (8.2)$$

где  $Q$  – масса одновременно взрываемого ВВ, кг;  $K_c$  – величина, обратно пропорциональная мере сейсмической опасности.

Ввиду того, что наибольшей деформации подвержены породы на горизонте взрываемого уступа, расчет количества одновременно взрываемого ВВ следует вести с учетом коэффициента  $K_c$ , соответствующего этим условиям. Близость значений коэффициента при вертикальных и горизонтальных смещениях позволяет с ошибкой в 7-9% использовать усредненные значения.

Числовые значения этого коэффициента зависят от критерия по виду смещения, месту расположения охраняемого объекта, типа пород и характера трещиноватости.

Количество одновременно взрываемого ВВ при подходе взрывных работ к предельному контуру карьера определяется по формуле

$$Q = (r_6 / K_c)^3, \quad (8.3)$$

где  $K_c$  – усредненное значение коэффициента.

По результатам изучения влияния массовых взрывов на деформацию приконтурных уступов определена величина ослабления массива в зависимости от количества одновременно взрываемого ВВ  $Q$  и расстояния до места взрыва  $L_B$ :

$$\tau = 0,45 \cdot 10^3 Q / L_B^2 \quad (8.4)$$

Поскольку на предельном контуре карьера  $\tau=1$ , то для этих условий зависимость (8.4) примет вид

$$Q = L_B^2/4,5, \quad (8.5)$$

где  $L_B$  – длина взрываемого блока, м.

Исходя из обеспечения минимальной зоны интенсивной деформации, можно определить, согласно выявленным закономерностям, оптимальные удельный расход и количество ВВ на 1 м фронта работ на основе зависимостей

$$L=Z(q_\phi - q_o)^\lambda \rightarrow \min, \quad (8.6)$$

$$L=\beta(q_m - q_{m.o})^\epsilon \rightarrow \min. \quad (8.7)$$

По установленным оптимальным расходам ВВ, позволяющим исключить законтурную деформацию массива, можно определить ширину приконтурной зоны  $R$ , представляющую собой расстояние от верхней бровки отработываемого уступа до точек в сторону стационарного борта, где смещение не превышает 3 мм.

В общем виде количество одновременно взрываемого ВВ

$$Q = l_l \cdot h \cdot L_l \cdot q_o, \quad (8.8)$$

где  $l_l$  – ширина отработываемой ленты, м;  $h$  – высота уступа, м;  $L_l$  – длина отработываемой ленты, м;  $q_o$  – оптимальный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Подставив выражение (8.8) в уравнение (8.1), будем иметь

$$R = K_c \sqrt[3]{l_l h L_l q_o}. \quad (8.9)$$

В то же время количество ВВ, расходуемое на 1 м фронта работ, в аналитическом виде можно представить как

$$q_m = l_l h q, \quad (8.10)$$

где  $q$  – удельный расход ВВ.

Отсюда с учетом установленных оптимальных параметров  $q_o$  и  $q_{m.o}$  можно определить максимальную ширину приконтурной ленты, обеспечивающую минимальную разрушаемость законтурного массива, по формуле

$$l_l = q_{m.o}/(h q_o). \quad (8.11)$$

Ширина отработываемой ленты в зависимости от линии сопротивления по подошве  $w$ , числа рядов скважин  $n$  и расстояния между рядами скважин  $B$ :

$$l_l = w + (n-1)B. \quad (8.12)$$

Исходя из этого, ширина приконтурной зоны определится по преобразованной формуле (8.9):

$$R = K_c \sqrt[3]{[w + (n-1)B] h L_l q_o}. \quad (8.13)$$

С учетом зависимостей (8.6) и (8.7) получим уравнение вида

$$R = A \sqrt[3]{L_l}, \quad (8.14)$$

где  $A$  – эмпирический коэффициент ( $A=11,5-18,0$ ).

Выражение (8.14) позволяет при заданном расстоянии от места взрыва до предельного контура борта карьера определить размеры взрываемого блока по фронту работ.

Из уравнения (8.12) можно определить число рядов скважин во взрываемом блоке при различной высоте уступа:

$$n = (q_{m.o} - w h q_o)/(h q_o B) + 1. \quad (8.15)$$

Масса зарядов в скважинах определяется с учетом трещиноватости пород.

Расстояние между скважинами в ряду, обеспечивающее минимальное разрушение массива пород нерабочего уступа

$$a = Q_T / (w h q_0), \quad (8.16)$$

где  $Q_T$  – масса заряда в скважине с учетом естественной трещиноватости пород.

С учетом значений  $w$  и  $q_0$  получим

$$a = Q_T / K_n, \quad (8.17)$$

где  $K_n$  – коэффициент для различных условий карьеров, равный от 54 до 58.

Максимальный удельный заряд в группе зарядов определяется по преобразованному уравнению:

$$\beta = Q / L_L = V^2 r^2 / (K_1^2 e^{-0.06 r}). \quad (8.18)$$

Учитывая, что скорость допустимых колебаний пород в уступах составляет 24 см/с, для условий карьера имеем:

– для пород с коэффициентом крепости  $f=9 \div 11$

$$\beta = 0,005 r^2 / e^{-0.06 r}; \quad (8.19)$$

– для пород с коэффициентом крепости  $f=11 \div 13$

$$\beta = 0,0059 r^2 / e^{-0.06 r}; \quad (8.20)$$

– для пород с коэффициентом крепости  $f=13 \div 16$

$$\beta = 6,0073 r^2 / e^{-0.06 r}. \quad (8.21)$$

Отсюда, с учетом формул (8.3), (8.18) и (8.19), по которым определяются удельные заряды и количество одновременно взрываемого ВВ, максимальный фронт работ для различных условий находится из выражения

$$L_L = Q / p. \quad (8.22)$$

Величиной  $p$  можно регулировать число рядов скважин в приконтурной ленте.

Удельный расход ВВ при отработке приконтурных лент в зависимости от трещиноватости и прочности массива может быть определен, если величину заряда выразить через объемные показатели.

Тогда

$$w a h q_m = \frac{\bar{n} \Delta \rho c^2 d a}{4 p K_{тр}} [h \sigma_p + (3 \sin \alpha + h \cos \alpha) (\sigma_c \sin \alpha + h \gamma \mu)]. \quad (8.23)$$

Откуда

$$q_m = \frac{\bar{n} \Delta \rho c^2 d}{4 p w h K_{тр}} [h \sigma_p + (3 \sin \alpha + h \cos \alpha) (\sigma_c \sin \alpha + h \gamma \mu)]. \quad (8.24)$$

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

Напряжения на стенки контурной скважины, вызванные действием продуктов детонации, не должны превышать прочностной характеристики горных пород в условиях взрывного нагружения  $P_c$ :

$$P \leq P_c. \quad (8.25)$$

Прочностную характеристику горных пород в условиях взрывного нагружения на последней стадии взрыва можно определить по зависимости [82]

$$P_c = \sigma_{сж} \left( \frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{1/4} \quad (8.26)$$

где  $\sigma_{сж}$  – предел прочности на сжатие, Па;  $\rho_0$  – плотность породы, кг/м<sup>3</sup>;  $c$  – скорость продольной волны в породе, м/с.

Выражение (8.26) получено из рассмотрения квазистатического расширения взрывной полости на заключительной стадии взрыва, что имеет место при контурном взрывании.

Диаметр заряда контурной скважины значительно меньше диаметра зарядной полости, поэтому давление продуктов детонации на стенки шпура:

$$P = P_D \left( \frac{V_3}{V_c} \right)^\gamma \quad (8.27)$$

или

$$P_c = P_D \left( \frac{V_3}{V_c} \right)^\gamma, \quad (8.28)$$

где  $P_D$  – среднее давление продуктов детонации после взрыва, Па;  $V_3/V_c$  – отношение объема контурного заряда к объему зарядной полости;  $\gamma$  – показатель адиабаты продуктов взрыва (для контурного взрывания  $\gamma=1,5$ ).

Отношение объема контурного заряда к объему зарядной полости на 1 м длины скважины

$$V_3/V_c = (r_3/r_c)^2, \quad (8.29)$$

где  $r_3/r_c$  – отношение радиуса заряда к радиусу скважины.

Преобразуя (8.28) получим

$$P_c = P_D \left( \frac{r_3}{r_c} \right)^{2\gamma}. \quad (8.30)$$

Отсюда радиус заряда контурной скважины определится как

$$r_3 = r_c \left( \frac{P_c}{P_D} \right)^{1/3}. \quad (8.31)$$

Среднее давление продуктов детонации при взрыве

$$P_D = \rho_{ВВ} D^2 / 8, \quad (8.32)$$

$\rho_{ВВ}$  – плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $D$  – скорость детонации ВВ, м/с.

Подставляя формулы для  $P_c$  и  $P_D$  в (8.31) найдем радиус заряда контурной скважины

$$r_3 = 4,86 \frac{(\rho_0 c^2)^{7/12}}{(\rho_{ВВ} D^2)^{1/13} \sigma_{сж}^{1/4}} r_c \quad (8.33)$$

или

$$r_3 = 4,86 \frac{(\rho_0 c^2)^{1/3} (\rho_0 c^2)^{1/4}}{(\rho_{ВВ} D^2)^{1/3} \sigma_{сж}^{1/4}} r_c. \quad (8.34)$$

В выражении (8.34) второй сомножитель представляет собой корень кубический из отношения акустических жесткостей породы и ВВ. Чем больше это отношение, тем меньше энергии взрыва переходит в горную породу и тем больше будет радиус заряда контурной скважины. Третий сомножитель представляет собой коэффициент динамичности. Эта величина

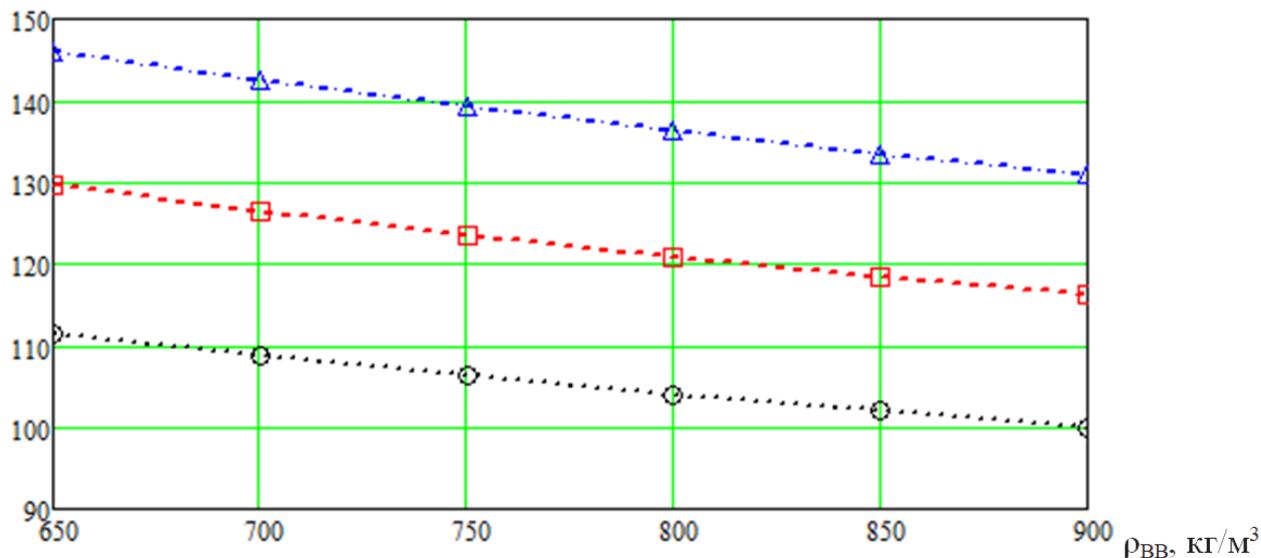
показывает, во сколько раз увеличивается прочностная характеристика среды в условиях взрывного нагружения.

Диаметр заряда контурной скважины определится из зависимости

$$d_3 = 4,86 \frac{(\rho_0 c^2)^{7/12}}{(\rho_{ВВ} D^2)^{1/3} \sigma_{сж}^{1/4}} d_{ш}. \quad (8.35)$$

На рис. 8.1-8.4 приведены зависимости изменения диаметра взрываемого контурного заряда от плотности ВВ, предела прочности горных пород на сжатие, скорости продольной волны во взрываемой горной породе и скорости детонации ВВ в различных горных породах.

$d_3$ , мм



о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; Δ – крепкие горные породы

**Рис. 8.1. Изменение диаметра контурного заряда  $d_3$  от плотности ВВ  $\rho_{ВВ}$  в различных горных породах**

Полученные зависимости показывают, что при увеличении плотности ВВ, предела прочности горных пород на сжатие и скорости детонации ВВ диаметр заряда ВВ в различных горных породах уменьшается, а при увеличении скорости продольной волны во взрываемой горной породе – увеличивается.

Таким образом, установлено изменение диаметра контурной скважины в зависимости от плотности заряда ВВ, плотности горных пород, предела прочности горных пород на сжатие, скорости продольной волны во взрываемой горной породе и скорости детонации промышленных ВВ.

Линейная масса заряда контурного шпура

$$\rho = \pi r_3^2 \rho_{ВВ}. \quad (8.36)$$

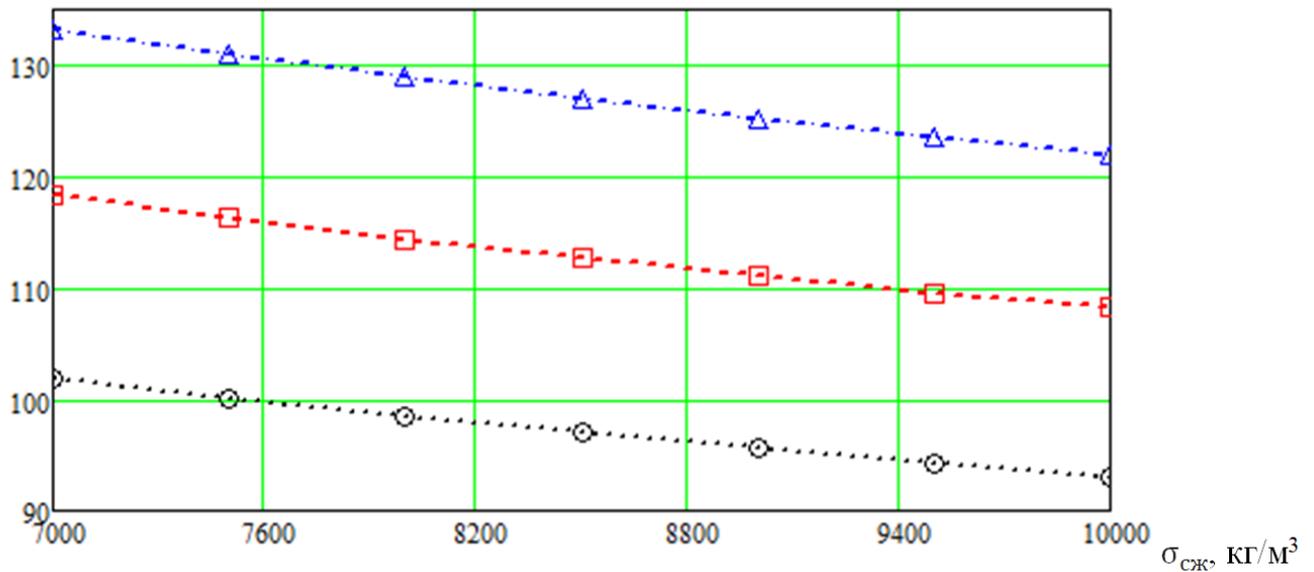
Преобразуя данное выражение, получим

$$\rho = 9,6 \cdot 10^{-5} \frac{(\rho_0 c^2)^{7/6}}{(\rho_{ВВ})^{1/3} D^{4/3} (\sigma_{сж})^{1/2}} r_c^2 \quad (8.37)$$

На рис. 8.5-8.9 приведены зависимости изменения линейной массы заряда контурной скважины от плотности взрываемой горной породы, скорости продольной волны во взрываемой горной породе, плотности и

скорости детонации ВВ, предела прочности горных пород на сжатие и радиуса контурной скважины в различных горных породах.

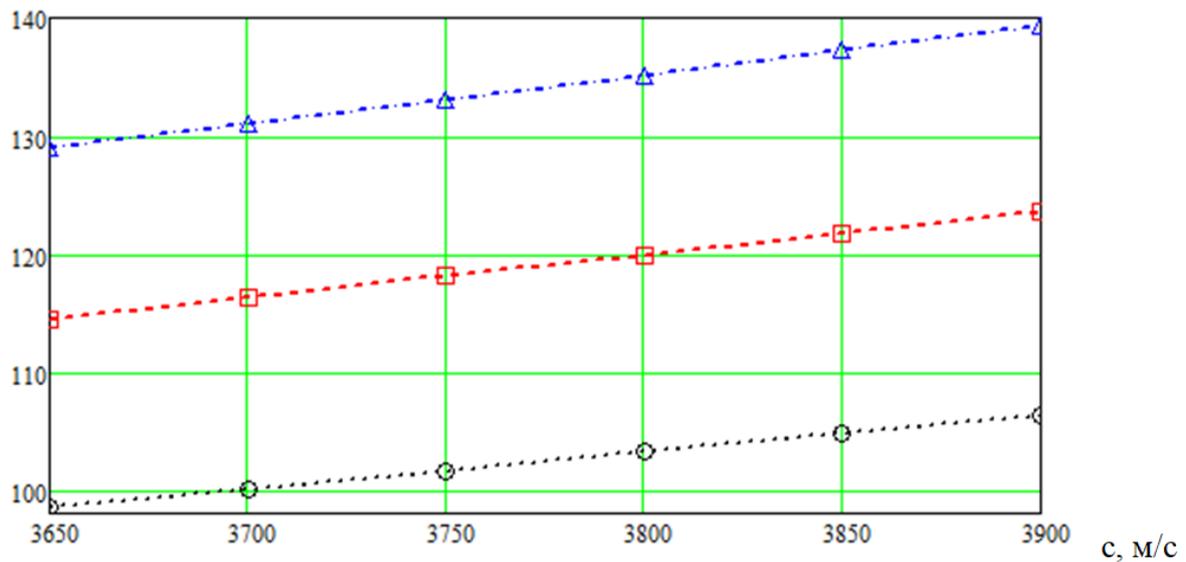
$d_3$ , мм



о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; △ – крепкие горные породы

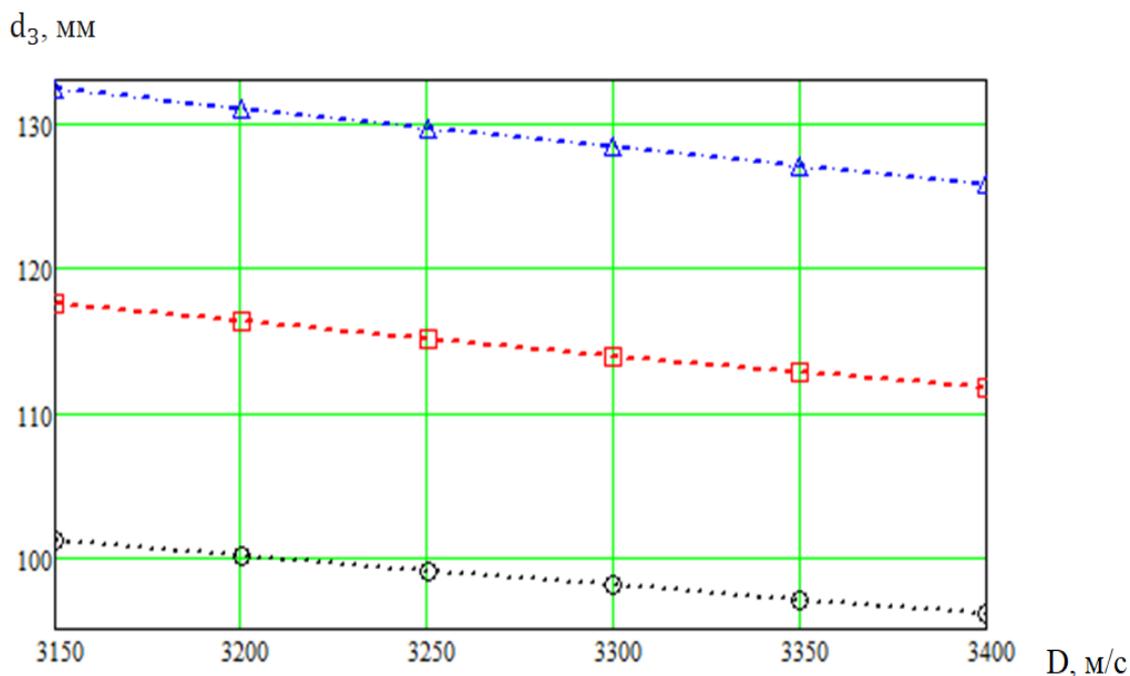
**Рис. 8.2. Изменение диаметра заряда ВВ  $d_3$  от предела прочности горных пород на сжатие  $\sigma_{сж}$  в различных горных породах**

$d_3$ , мм

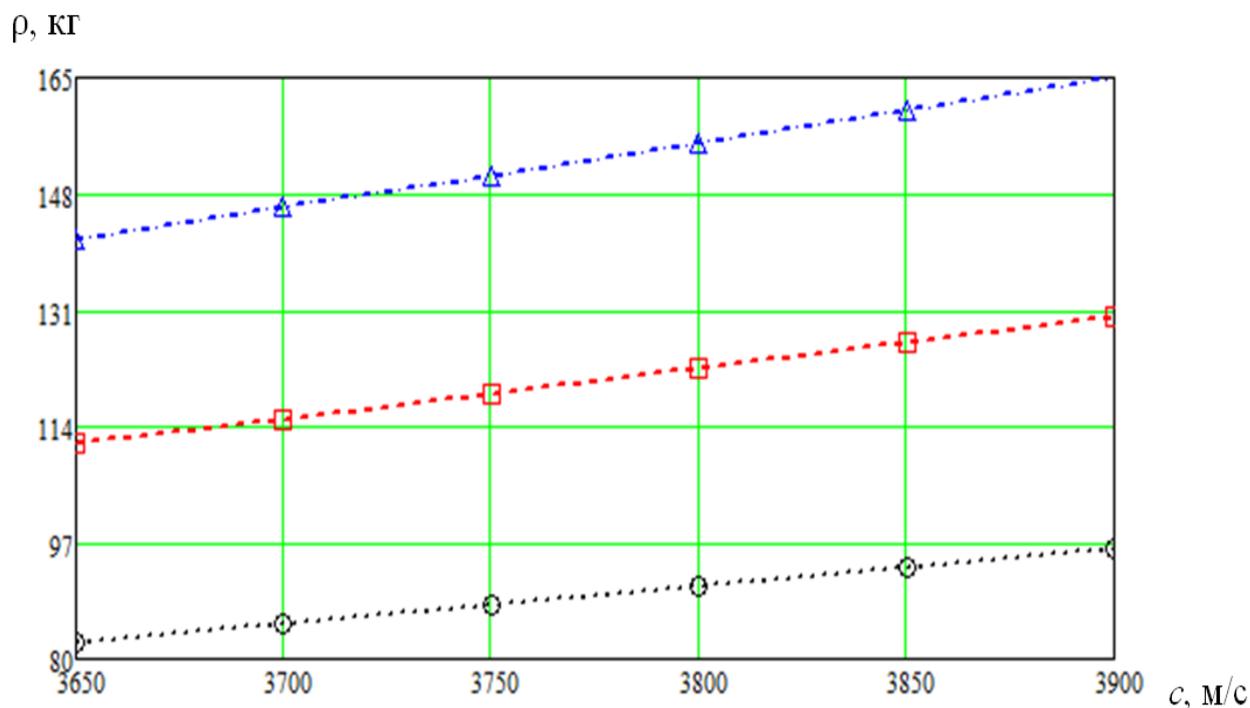


о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; △ – крепкие горные породы

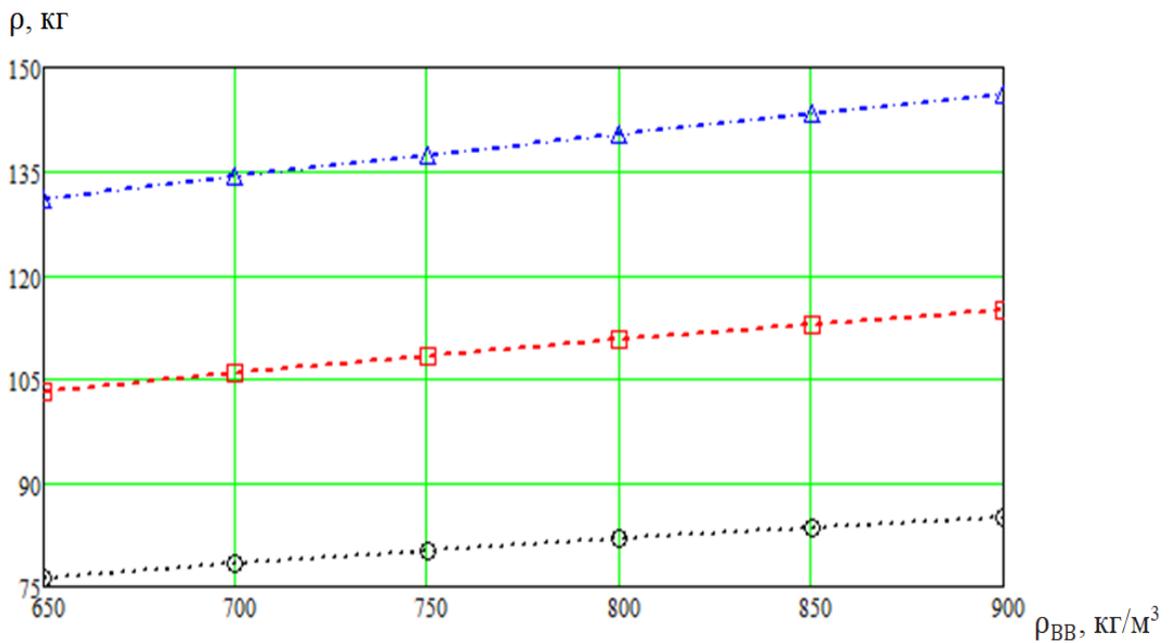
**Рис. 8.3. Изменение диаметра заряда ВВ  $d_3$  от скорости продольной волны  $c$  в различных горных породах**



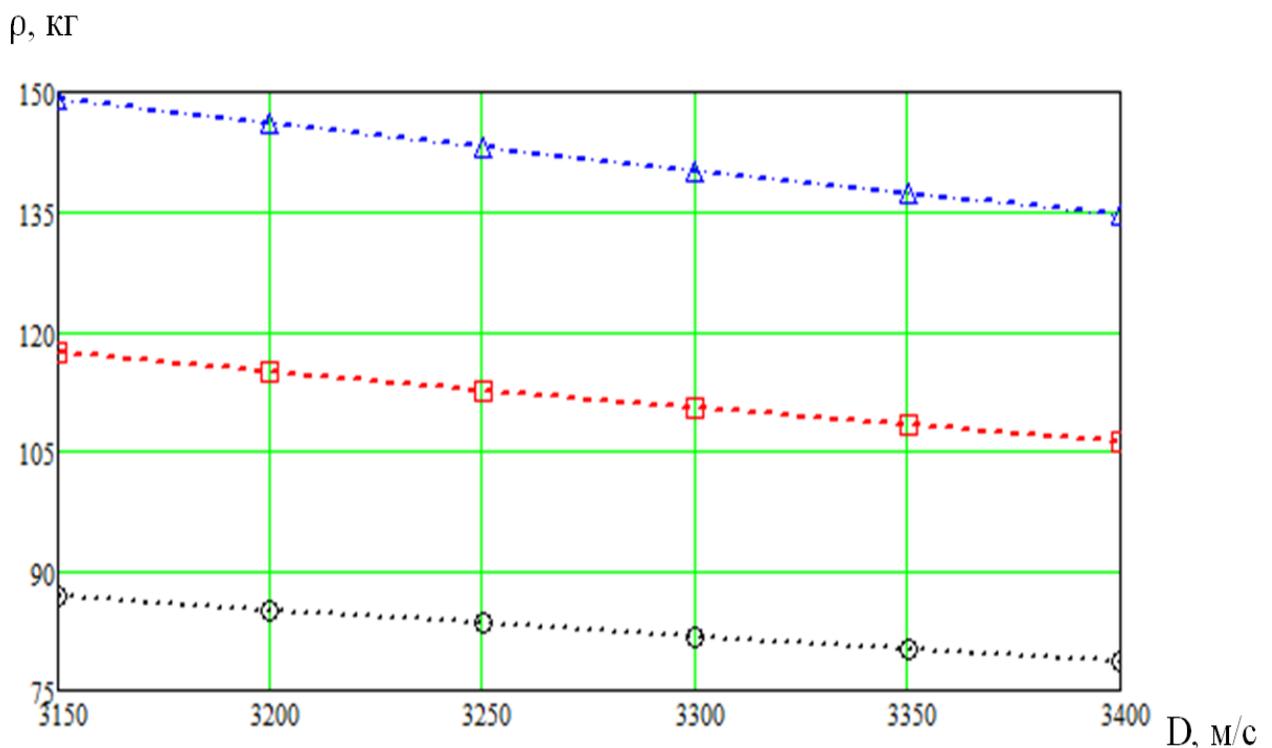
о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; Δ – крепкие горные породы  
**Рис. 8.4. Изменение диаметра заряда ВВ  $d_3$  от скорости детонации ВВ  $D$  в различных горных породах**



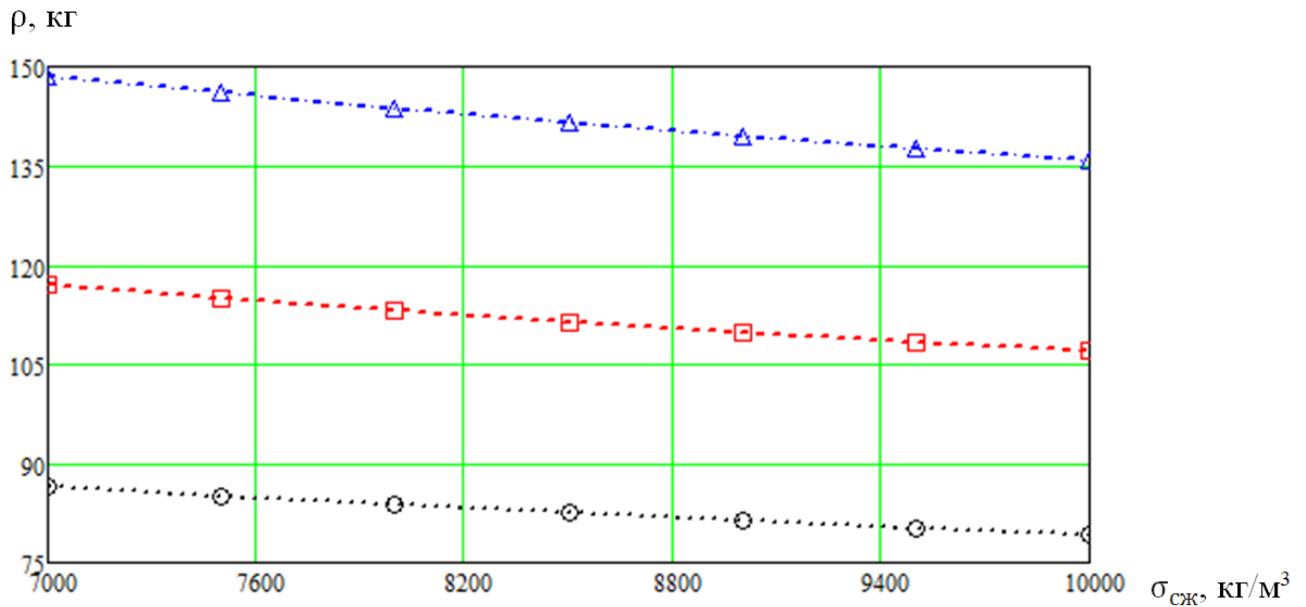
о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; Δ – крепкие горные породы  
**Рис. 8.5. Изменение линейной массы заряда контурной скважины  $\rho$  от скорости продольной волны в горной породе  $c$  в различных горных породах**



о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; Δ – крепкие горные породы  
**Рис. 8.6. Изменение линейной массы заряда контурной скважины ρ от плотности ВВ ρВВ в различных горных породах**

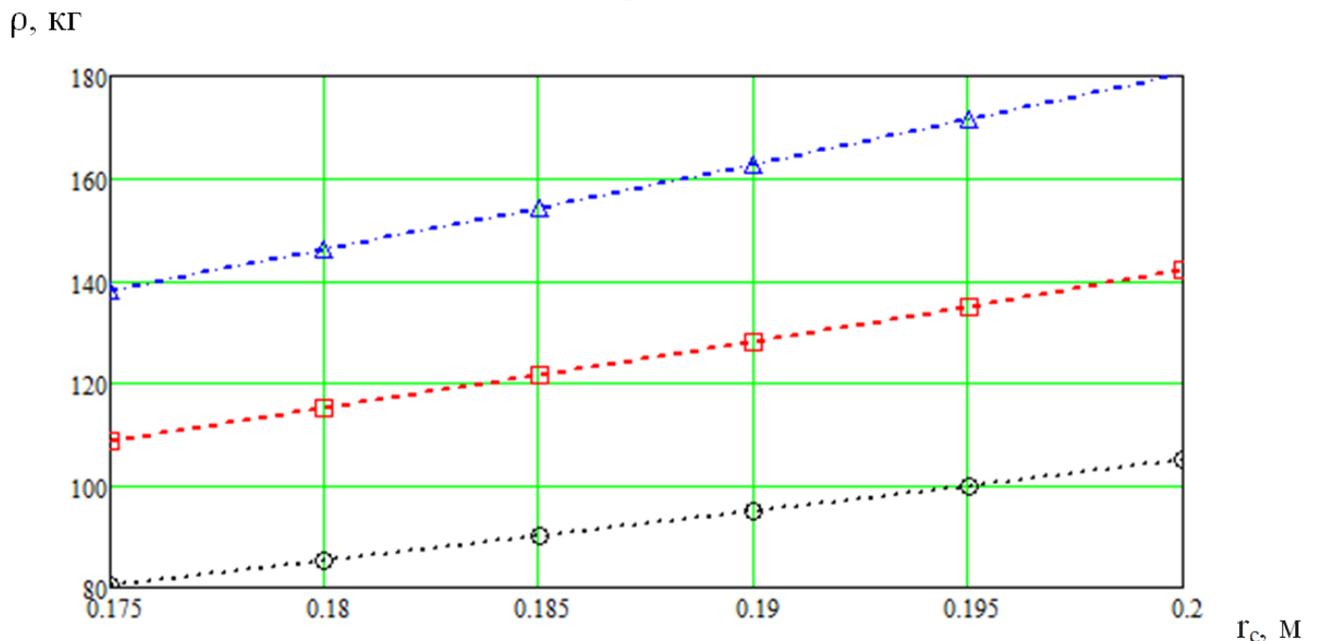


о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; Δ – крепкие горные породы  
**Рис. 8.7. Изменение линейной массы заряда контурной скважины ρ от скорости детонации промышленных ВВ D в различных горных породах**



○ – мягкие породы; □ – породы средней крепости; △ – крепкие горные породы

**Рис. 8.8.** Изменение линейной массы заряда контурной скважины  $\rho$  от предела прочности горных пород на сжатие  $\sigma_{сж}$  в различных горных породах



○ – мягкие породы; □ – породы средней крепости; △ – крепкие горные породы

**Рис. 8.9.** Изменение линейной массы заряда контурной скважины  $\rho$  от радиуса контурной скважины  $r_c$  в различных горных породах

Полученные зависимости показывают, что при увеличении скорости продольной волны в горной породе, плотности ВВ и радиуса контурной скважины линейная масса заряда контурной скважины увеличивается, а при увеличении скорости детонации промышленных ВВ и предела прочности горных пород на сжатие – уменьшается.

Таким образом, установлено обобщающая закономерность изменения линейной массы контурного заряда в зависимости от радиуса скважинного

заряда, предела прочности горных пород на сжатие, скорости детонации промышленных ВВ, плотности ВВ, скорости продольной волны в горной породе и плотности взрываваемой горной породы.

Изменение тангенциальных напряжений при взрыве скважины радиусом  $r_c$  с расстоянием  $r$  определится из зависимости

$$\sigma_{\theta} = P \left( \frac{r_c}{r} \right)^2. \quad (8.38)$$

Согласно (8.25)  $P \leq P_c$ , тогда

$$\sigma_{\theta} = \sigma_{сж} \left( \frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{1/4} \left( \frac{r_c}{r} \right)^2. \quad (8.39)$$

Образование трещины по линии, соединяющей контурные скважины, возможно в случае, если в точке, находящейся на половине расстояния между скважинами  $r = a/2$ , имеются тангенциальные напряжения  $\sigma_{\theta} \geq \sigma_p/2$

$$\sigma_p/2 = \sigma_{сж} \left( \frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{1/4} \left( \frac{2r_c}{a} \right)^2. \quad (8.40)$$

Отсюда расстояние между контурными скважинами при методе предварительного щелеобразования определится из зависимости

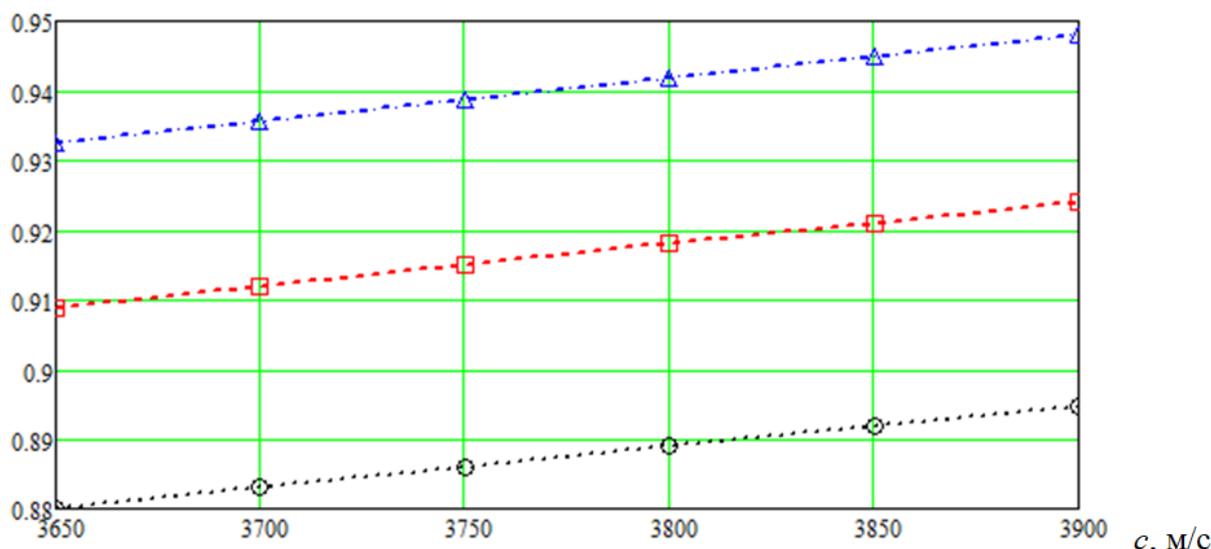
$$a = 2,82 r_c \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}} \left( \frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{1/8} \quad (8.40)$$

или

$$a = 1,41 d_{ш} \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}} \left( \frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{1/8}. \quad (8.41)$$

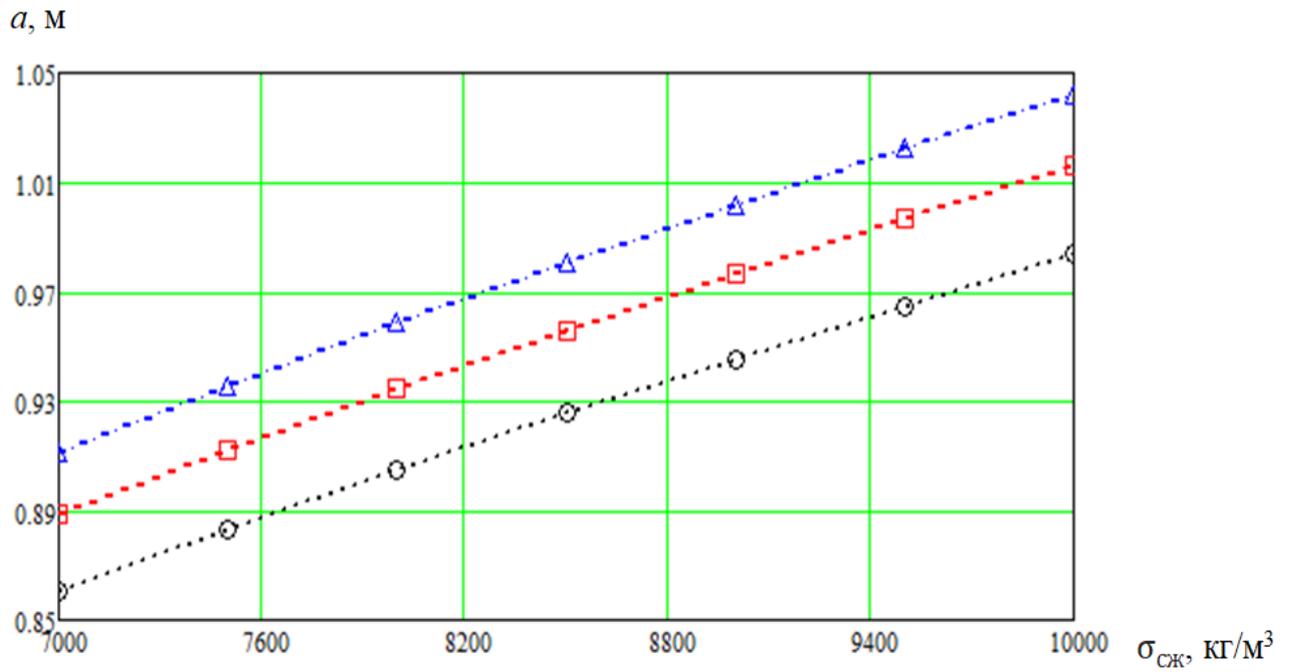
На рис. 8.10-8.13 приведены зависимости изменения расстояния между контурными скважинами от скорости продольной волны в горных породах, предела прочности горных пород на сжатие и растяжение, а также радиуса контурных скважин в различных горных породах.

$a$ , м



о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; Δ – крепкие горные породы

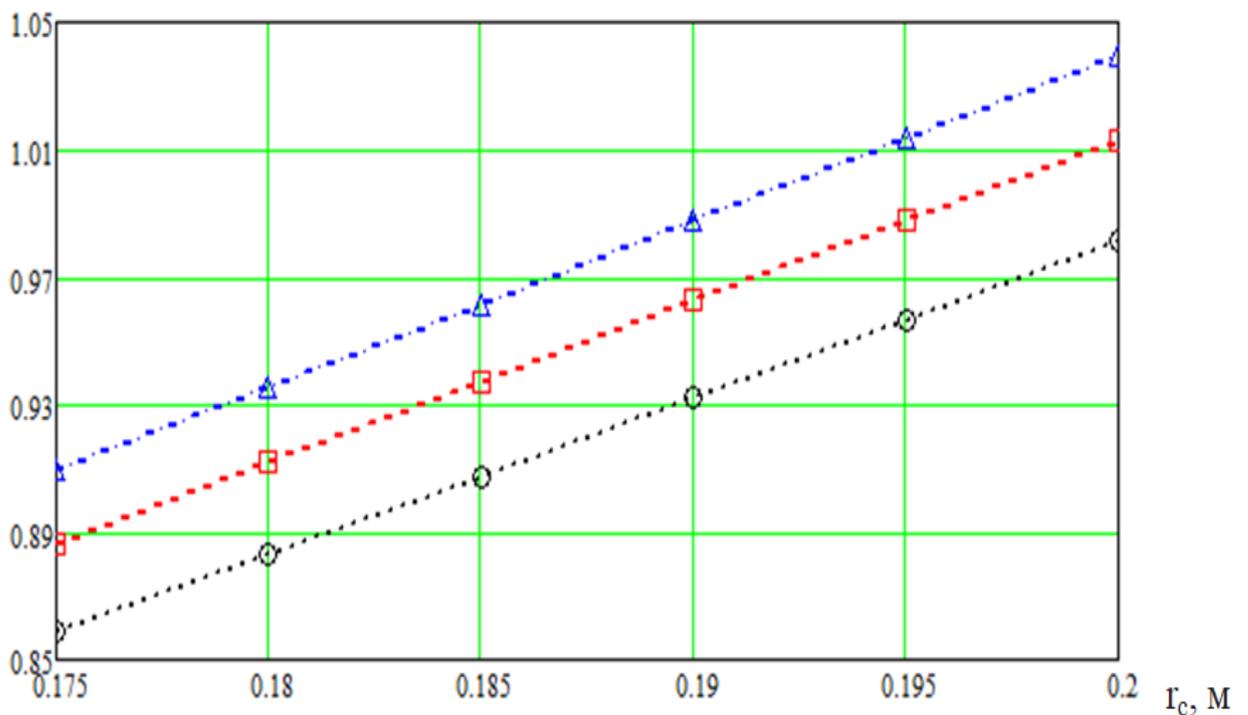
**Рис. 8.10. Изменение расстояния между контурными скважинами  $a$  от скорости продольной волны  $c$  в различных горных породах**



o – мягкие породы; □ – породы средней крепости; Δ – крепкие горные породы

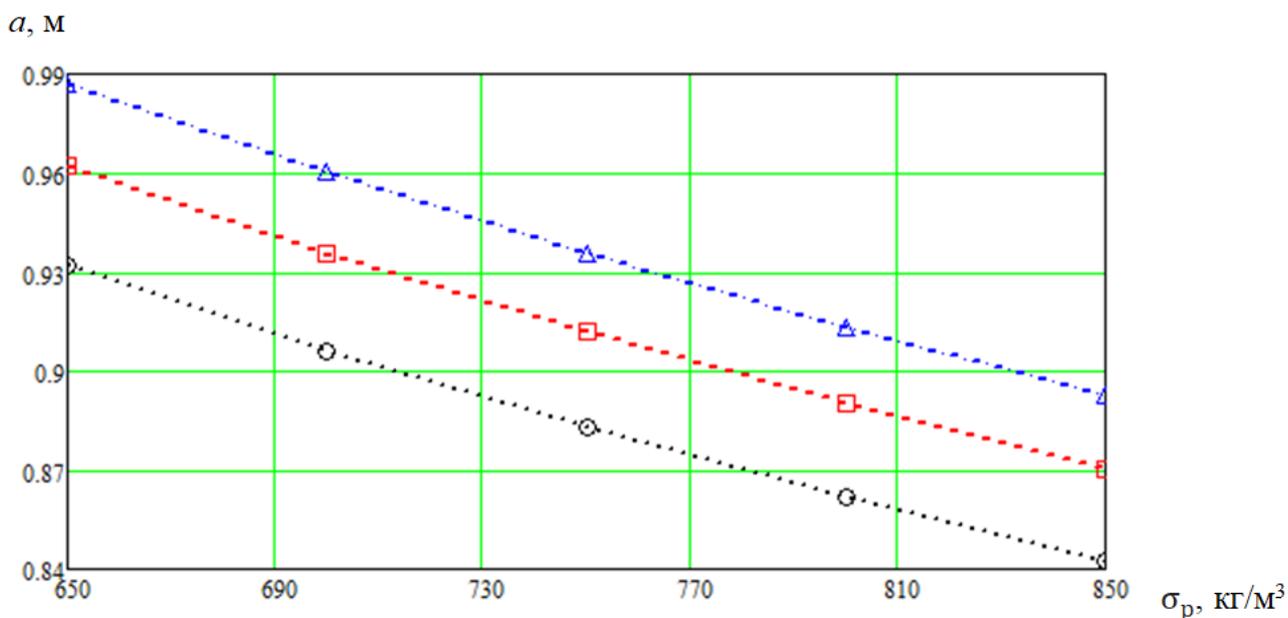
**Рис. 8.11.** Изменение расстояния между контурными скважинами  $a$  от предела прочности горных пород на сжатие  $\sigma_{сж}$  в различных горных породах

$a$ , М



o – мягкие породы; □ – породы средней крепости; Δ – крепкие горные породы

**Рис. 8.12.** Изменение расстояния между контурными скважинами  $a$  от их радиуса  $r_c$  в различных горных породах



о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; Δ – крепкие горные породы  
 Рис. 8.13. Изменение расстояния между контурными скважинами  $a$  от предела прочности горных пород на растяжение  $\sigma_p$  в различных горных породах

Полученные зависимости показывают, что при увеличении скорости продольной волны в породе, предела прочности горных пород на сжатие и радиуса контурных скважин расстояние между контурными скважинами увеличивается, а при увеличении предела прочности горных пород на растяжение – уменьшается.

Таким образом, установлены обобщающие параболические закономерности изменения расстояния между контурными скважинами от плотности взрывааемых горных пород, скорости продольной волны в породе, плотности ВВ, предела прочности горных пород на сжатие и растяжение, а также радиуса контурных скважин.

### Основные выводы

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

2. Установлено изменение диаметра контурной скважины в зависимости от плотности заряда ВВ, плотности горных пород, предела прочности горных пород на сжатие, скорости продольной волны во взрывааемой горной породе и скорости детонации промышленных ВВ.

3. Установлено обобщающая закономерность изменения линейной массы контурного заряда в зависимости от радиуса скважинного заряда, предела прочности горных пород на сжатие, скорости детонации

промышленных ВВ, плотности ВВ, скорости продольной волны в горной породе и плотности взрываемой горной породы.

4. Установлены обобщающие параболические закономерности изменения расстояния между контурными скважинами от плотности взрываемых горных пород, скорости продольной волны в породе, плотности ВВ, предела прочности горных пород на сжатие и растяжение, а также радиуса контурных скважин.

## ГЛАВА 9. РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ ПОСТАНОВКИ УСТУПОВ В ПРЕДЕЛЬНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ И ИСПОЛЬЗУЕМОГО ОБОРУДОВАНИЯ

### § 9.1. Разработка метода формирования конструкции и расчета устойчивости бортов глубоких карьеров

При работе в сложных горно-геологических условиях, если залежь имеет большую мощность, которая предопределяет большую глубину карьера, то по геомеханическому или геолого-структурному критериям после определения предельно допустимого расчетного угла наклона принимается решение об углах откосов бортов в конечном положении.

Конечный борт конструируют так, чтобы он при соблюдении предельных параметров нерабочих уступов и берм вписался в расчетный линейный профиль. Технологические параметры уступов и берм зависят от структуры горных пород, техники и технологии периодической чистки берм, а также требований правил безопасности.

В работах [1, 61] разработана методика конструирования и формирования конечного борта глубоких карьеров с учетом обеспечения берм безопасности, расчетных линейных контуров оконтуривания, построения схемы капитального вскрытия и транспортных берм и оформления под уступного борта.

Определим угол откоса борта карьера в конечном положении согласно работе [1] для условий карьера Кокпатас.

Результатом оконтуривания карьера по одному из принципов оконтуривания является линейный борт 1 (штриховая линия на рис. 9.1) с расчетным углом откоса  $\alpha$ .

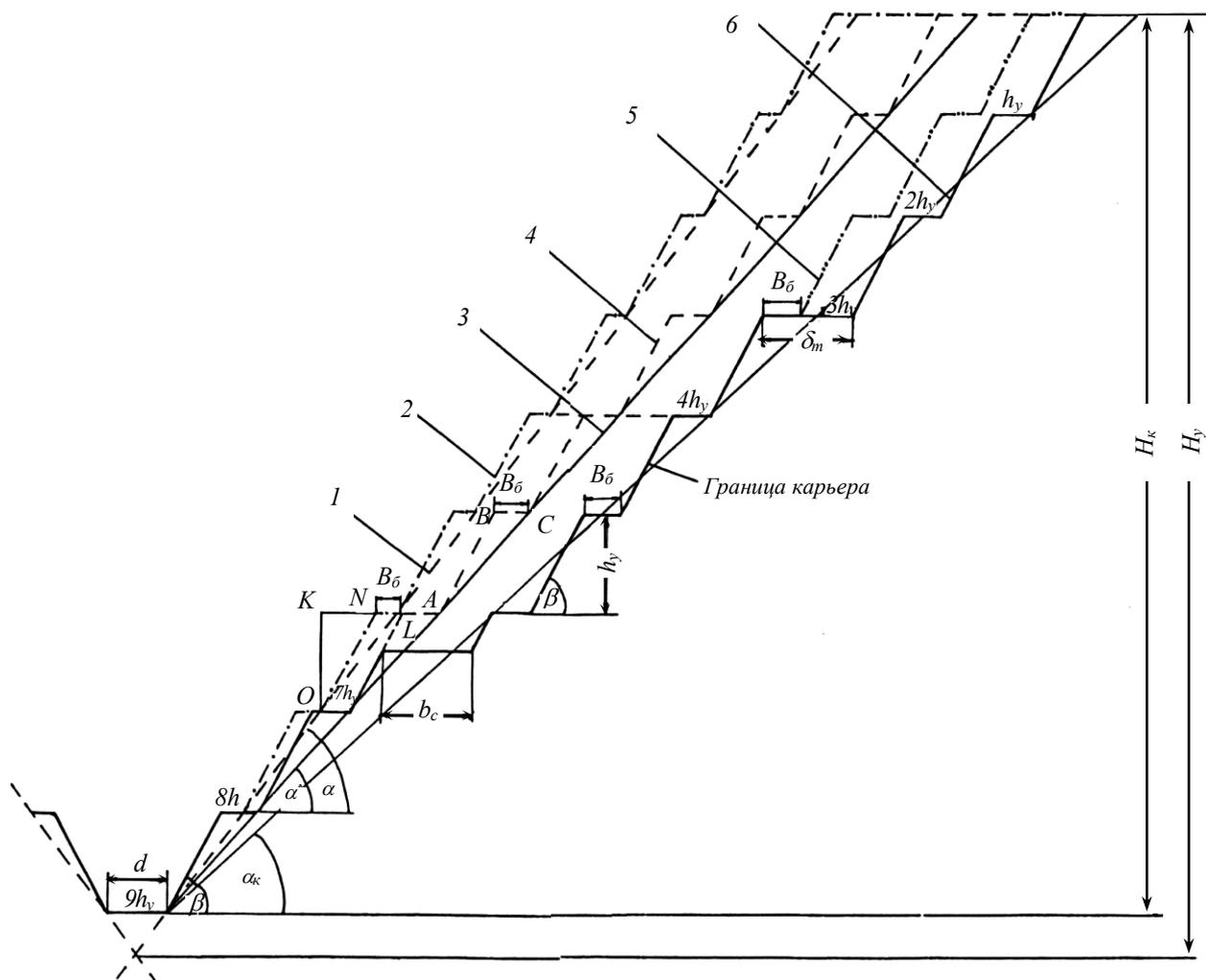
В конечном положении отстраивается поуступный борт (штрихпунктирная линия 2) при принятой высоте уступа  $h_y$  и угле его откоса  $\beta$ . Нижние бровки откоса уступа примыкают к первоначальному линейному борту 1.

Конструктивные бермы, определяемые из треугольников  $OKN$  и  $OKL$  (рис. 9.1), сопоставляются с расчетными (нормативными) бермами безопасности  $B_6$

$$B_6 = h_y(ctg\alpha - ctg\beta t) \geq \delta_{п}. \quad (9.1)$$

Если не соблюдается равенство (9.1), то согласно требованиям Единых правил безопасности необходимо уменьшить угол откоса конечного борта  $\alpha$  или увеличить угол откоса уступа  $\beta$ . Увеличение угла откоса уступа неприемлемо, т.к. он принимается предельно возможным с учетом физико-механических свойств горных пород, их типа, наличия падения слоев в сторону карьера, поверхностей ослабления и т.п. Для повышения устойчивости борта карьера рекомендуется выполаживание расчетного угла

откоса борта карьера  $\alpha$  до угла  $\alpha'$  с обеспечением нормативных (расчетных) берм.



**Рис. 9.1. Схема формирования конечного борта глубокого карьера**

Угол откоса конечного борта карьера  $\alpha'$  определяется по формуле [1]:

$$\alpha' = \arctg \left( \frac{\alpha_{\text{п}}}{h_y} + ctg \beta \right). \quad (9.2)$$

Линейный борт 3 (сплошная линия) отстраивается под углом  $\alpha'$  и по нему строят поуступный борт 4 (штриховая линия).

Схема капитального вскрытия (фактор 4) отстраивается на конечных бортах карьера и она служит для размещения транспортных коммуникаций и обеспечения по ним грузотранспортной связи карьера с поверхностью. Схема вскрытия выбирается с учетом системы наземных горных выработок – поступательных, тупиковых или комбинированных съездов. На рис. 9.1 в поперечном разрезе борта представлено вскрытие системой поступательных съездов шириной  $b_c$  (съезд с отметки  $\nabla-6h_y$  на  $\nabla-7h_y$ ). Борт со схемой вскрытия отражено линией 5 со штриховой линией с двумя точками пунктира. Он совпадает с линией конечного борта (жирная линия 6) с отметки  $\nabla-3h_y$  и ниже.

На разрезе на отметке  $\nabla-3h_y$  представлена транспортная берма  $B_T$  при строительстве которого формируется окончательный борт карьера (линия б). Она является следствием первоначального оконтуривания (1), обеспечения нормативных берм безопасности (3), оформления поуступного борта (4), построения схемы капитального вскрытия (5) и транспортных берм (6).

Угол откоса конечного борта  $\alpha_k$  отличается от расчетного  $\alpha$  и может быть определен по формуле:

$$\alpha_k = \arctg \frac{H_k}{qb_c + mB_T + \sum_{i=1}^{n-m} B_{pi} + \sum_{i=1}^n h_i \operatorname{ctg} \beta}, \quad (9.3)$$

где  $H_k$  – конечная глубина карьера, м;  $n$  – число уступов в конечном борту карьера;  $B_{pi}$  – ширина берм безопасности, м;  $\beta$  – угол откоса уступа в конечном положении, град.;  $b_c$  – ширина капитального съезда, м;  $q$  – число съездов;  $B_T$  – ширина транспортной бермы;  $m$  – число транспортных берм.

Для расчета угла откоса бортов необходимо основываться на предельном равновесии по наиболее слабым поверхностям. Положение предельного равновесия устанавливают путем алгебраического сложения сил кругло-цилиндрической или монотонной криволинейной поверхности.

Оценку устойчивости производят путем введения коэффициента устойчивости  $K_{зап}$ . Она равна отношению сил, которые удерживают призму возможного сдвижения пород, к сдвигающим силам и определяется по формуле:

$$K_{зап} = \frac{\operatorname{tg} \varphi_{в.м.} \cdot \sum P \cdot g \cdot \cos \alpha + C_{cp} \cdot \sum l}{\sum P \cdot g \cdot \sin \alpha_{э.н.}}, \quad (9.4)$$

где  $\varphi_{в.м.}$  – средневзвешенное расчетное значение угла внутреннего трения в массиве;  $C_{cp}$  – средневзвешенное расчетное значение сцепления в массиве;  $P$  – масса элементарного вертикального блока призмы возможного смещения;  $g$  – ускорение свободного падения;  $\alpha_{э.н.}$  – угол наклона элементарной площадки скольжения;  $l$  – длина элементарной площадки скольжения, которая служит основанием элементарного блока.

При определении степени устойчивости откосов массива горных пород важно найти наиболее слабую поверхность и сравнить удерживающие  $\sum F_i$  и сдвигающие  $\sum T_i$  силы.

Поверхность горного массива, по которой действуют силы с наименьшим соотношением  $\sum F_i / \sum T_i$ , является наиболее слабой, а по которой действуют силы с соотношением  $\sum F_i / \sum T_i = 1$  – предельно напряженной и угол откоса в этом случае является предельным.

Расположение и форма поверхностей скольжения в массиве зависят от разрывных нарушений и элементов их залегания в откосе, слоистости, трещиноватости, механических характеристик пород, величины угла откоса и высоты уступа.

На рис. 9.2 представлена схема оценки устойчивости откоса горных пород. Оценку устойчивости откоса горных пород производят в следующем порядке:

- 1) призма возможного обрушения разбивается вертикальными линиями

на ряд полос 1, 2, 3, ... равной ширины  $a$  и ограничивается поверхностью откоса и поверхностью скольжения;

2) высота полос раскладывается на касательные  $T_i$  и нормальные  $N_i$  составляющие относительно поверхности скольжения и условно принимается за их вес;

3) отрезки касательных и нормальных составляющих суммируют отдельно и умножают на масштаб векторов  $T_i$  и  $N_i$ . Масштаб векторов  $M_B$  определяют по формуле

$$M_B = a \cdot \gamma \cdot M / 1000, \quad (9.5)$$

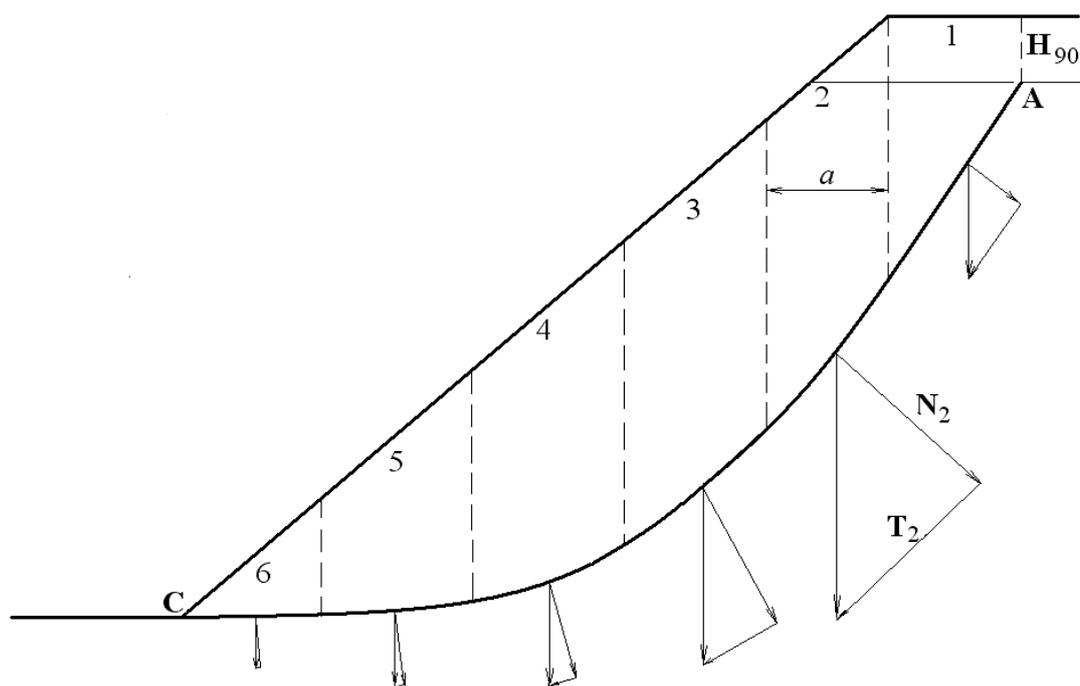
где  $\gamma$  – объемный вес пород;  $M$  – знаменатель масштаба, в котором построен чертеж;

4) путем измерения длина  $L$  расчетной поверхности скольжения  $AC$  составляют соотношение

$$(f m \sum N_i + CL) / m \sum T_i \geq 1, \quad (9.6)$$

где  $f$  – коэффициент внутреннего трения пород;  $C$  – сила сцепления, которая приходит на единицу площади расчетной поверхности.

Значение  $(m \sum T_i)$  в выражении (9.6) есть сумма сдвигающих сил, а  $(f m \sum N_i + CL)$  – сумма сил, удерживающих массив по этой поверхности. При этом  $(f m \sum N_i)$  есть сумма сил трения, а  $(CL)$  – сумма сил сцепления.



**Рис. 9.2. Схема оценки устойчивости откоса горных пород с учетом равновесия по наиболее слабой поверхности в откосе горных пород**

Если  $(f m \sum N_i + CL) / m \sum T_i = 1$ , то считается, что откос находится в предельном состоянии, в результате которого может начаться обрушение откоса или его сползание.

## **§ 9.2. Разработка невзрывчатого разрушающего состава с использованием компонентов из местного сырья для постановки уступов в предельное положение**

В горной промышленности особое внимание уделяется развитию буровзрывных работ. В этом направлении достигнуты значительные успехи, в частности, повышена эффективность использования взрывных технологий на карьерах, разработаны способы и рациональные параметры взрывания. Вместе с тем повышение устойчивости откосов бортов карьеров при контурном взрывании является первоочередной задачей.

В стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан [84] определены задачи для выполнения программ по стимулированию научно-исследовательской и инновационной деятельности, созданию эффективных механизмов внедрения инновационных достижений в практику и в этом аспекте разработка новых технологий с использованием компонентов из местного сырья представляет особое значение.

При ведении традиционных взрывных работ в приоткосной части бортов карьеров нарушается их сплошность, развиваются трещины и ослабляется массив. Применение низкобризантных ВВ, промежуточных детонаторов и зарядов специальных конструкций позволяют снизить динамическое воздействие на приконтурную область, однако их применение приводит к повышению затрат на разрушение и в ряде случаев не обеспечивает требуемых конечных результатов.

Среди известных способов невзрывного разрушения можно выделить алмазно-канатное пиление, камнерезные буровые установки, физико-химический импульсный разрыв, клиновой, гидроклиновой, гидродинамический, гидроудар, гидрорезание и др. [85]. Данные методы не нашли широкого применения и требуют дальнейших исследований. Из-за высокой стоимости и энергоемкости, малой надежностью, опасным воздействием на человека и отсутствием оборудования их промышленное использование сдерживается. В связи с этим возникает необходимость создания дешевых и эффективных способов разрушения прочных горных пород.

Применение статических методов разрушения горных пород путем использования невзрывчатых разрушающих составов (НРС) является одним из возможных путей решения данной проблемы.

Известно около 100 различных рецептур НРС, но главными их недостатками являются ограниченный температурный режим работы и длительное время разрушения горных пород. В тоже время при понижении температуры окружающей среды за счет замедления скорости гидратации резко снижается эффективность разрушения горных пород, а при высоких температурах – происходит произвольный выброс НРС из шпуров и скважин из-за роста внутришпурового парогазового давления.

В Навоийском государственном горном институте ведется научно-исследовательская работа, направленная на создание новых видов НРС с

использованием компонентов из местного сырья [84]. Основной задачей исследований является сокращение времени разрушения и одновременно исключение явления самопроизвольного выброса НРС из шпуров и скважин.

Для решения этой задачи проведены комплексные исследования кинетики саморасширения НРС на основе неорганических соединений – оксида кальция, гипса, пищевой соды, цемента и лигносульфоната (рис. 9.3).

Разработан состав НРС с использованием компонентов из местного сырья. Разрушение не сопровождается сейсмическим воздействием на близлежащие объекты, не требует применения никаких видов энергии, производится без шума, разлета осколков, вибрации и газовых выбросов.



**Рис. 9.3. Комплексные исследования по разработке НРС**

В состав разработанного НРС входят следующие компоненты, мас. %:

1)  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  – 8, ЛСТ – 4,  $\text{NaCl}$  – 2, вода,

или

2)  $\text{NaO}$  – 80, цемент – 8, сахар – 2, вода.

В лабораторных условиях, подбирая необходимые количественные соотношения этих соединений, производился подбор оптимальных составов с высоким коэффициентом саморасширения. Перемешивая различные по составу смеси водой, образовавшиеся густые кашеобразные смеси наливали в шпур и отслеживали время их разрыва после расширения НРС (рис. 9.4).



**Рис. 9.4. Лабораторные исследования нового состава НРС**

В результате проведенных исследований определены характерные стадии работы НРС, дана их характеристика и выявлены зависимости роста давления саморасширения при различном режиме их работы.

Анализ данных, приведенных в работе [85], показывает, что скоростью реакции гидратации можно управлять путем прибавления в раствор ускорителей, замедлителей и пластификаторов. Ускорители добавляют при разрушении горных пород в условиях низких температур для повышения температуры смеси в жидкой фазе раствора НРС за счет сильной экзотермической реакции ускорителя с оксидом кальция. Замедлители добавляются для стабилизации скорости гидратации в условиях высоких положительных температур и они предотвращают произвольное выбрасывание смеси из шпуров и скважин. Пластификаторы применяются для повышения подвижности смеси НРС.

Для поиска рецептуры НРС, позволяющей ускорить гидратацию без дополнительного выделения тепла, и обеспечить высокие давления в течение 5-8 ч после приготовления состава велись лабораторные исследования в несколько этапов.

В качестве базового состава был выбран состав НРС, рекомендованный авторами [85] – НРС, рекомендованный для подземных выработок, где проведение взрывных работ не разрешено вследствие интенсивного образования метана. В качестве дополнительного реагента авторами предложено использование уксусной кислоты. Однако, в экспериментах с

применением уксусной кислоты происходил сильный выброс содержимого шпуров.

На первом этапе производилось изучение взаимного влияния подобранных составов на способность к поглощению образовавшегося избыточного тепла. В качестве основы невзрывчатой смеси, к которой добавляли воду, был принят состав, являющийся основой большинства невзрывчатых композиций, включающий следующие новые количественные компоненты, мас. %:

- кальцинированная сода – 3,5–7,0;
- сульфитно-дрожжевая барда – 1,0-2,0;
- негашеная известь – остальное.

Для получения НРС использовали оксид кальция (CaO). НРС готовили путем совместного помола окатышей обожженного известняка и гипса и кальцинированной соды ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) в шаровой мельнице до остатка на сите №1 до 10%. При этом готовили пять смесей с содержанием кальцинированной соды в пересчете на готовый материал 1, 3, 6, 9, 11 мас. %.

Полученные порошки затворяли водным раствором и вместо лигносульфоната использовали отстоянные отходы при производстве бумаги. При этом водопорошковое соотношение изменялось в диапазоне 0,33-0,4 мас. %, в зависимости от соотношения введенных компонентов, и соответствовало подвижности смеси, определяемой по расплаву конуса 18 см.

Таким образом, в результате аналитических и лабораторных исследований разработана невзрывчатая разрушающая смесь, содержащая следующие компоненты, мас. %:

- кальцинированная сода – 2,0-9,0;
- отстой от производства бумаги (ОПБ) – 0,40-2,5;
- цемент – 0,25-1,1;
- оксид кальция из обожженных известняка и гипса – остальное.

Для опробования различных составов НРС проведено свыше 200 опытов по три повторности в каждой.

Результаты экспериментов предложенного состава НРС для применения в температурных режимах  $+25 \div +35^\circ\text{C}$ , представлены в табл. 9.1.

Как видно из табл. 9.1, применение уксусной кислоты вызывало выброс смеси и поэтому в дальнейших исследованиях было решено отказаться от ее применения.

В результате проведенного анализа установлено, что для предотвращения произвольного выброса НРС из шпура необходимо повышать содержание кальцинированной соды в смеси. Это способствует образованию кристаллизационного каркаса, препятствующего выбрасыванию НРС, и замедлению процесса гидратации. В случае повышения содержания кальцинированной соды (более 9 мас. %) наблюдается резкое снижение развиваемого давления саморасширения, из за чего снижается качество невзрывного разрушения горных пород. Если

уменьшать содержание кальцинированной соды (менее 2 мас. %), то наблюдается развитие выброса смеси из шпура из-за ее самонагревания при гидратации.

Таблица 9.1

Результаты испытаний разработанного НРС при различных температурных режимах

Состав НРС, мас. %				Давление саморасширения, МПа		Наличие произвольного выброса НРС из шпура
				12 ч	24 ч	
CaO	Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	ОПБ	CH <sub>3</sub> COOH			
98,40	1	0,35	0,25	48	58	выброс
96,35	3	0,4	0,25	40	52	выброс
92,00	6	1,5	0,5	46	57	выброс
88,00	9	2,5	0,5	38	45	выброс
85,70	11	2,8	0,5	30	35	выброс
98,15	1	0,35	0,5	55	69	выброс
96,10	3	0,4	0,5	44	50	выброс
91,75	6	1,5	–	48	56	нет
87,75	9	2,5	–	40	47	нет
85,45	11	2,8	–	32	38	нет
97,90	1	0,35	0,75	65	73	выброс
95,40	3	0,4	1,2	75	82	выброс
91,30	6	1,5	1,2	70	80	выброс
87,30	9	2,5	1,2	56	65	выброс
85,10	11	2,8	–	17	25	нет

При повышении содержания уксусной кислоты наблюдался рост скорости реакции гидратации, который обеспечивал увеличение давления саморасширения. Также наблюдалось выбрасывание смеси из шпура в результате фазового перехода химически несвязанной воды в пар при самонагревании смеси. При уменьшении содержания уксусной кислоты существенного ускоряющего эффекта не наблюдалось.

При добавлении повышенного содержания ОПБ наблюдалось снижение водопотребности порошка и повышение подвижности смеси. При снижении содержания ОПБ (менее 0,4 мас. %) не обеспечивалась необходимая консистенция смеси, из-за чего ее технологически трудно размещать в шпурах или скважинах. При повышении содержания ОПБ (более 2,5 мас. %) наблюдалось снижение развиваемого давления саморасширения.

Таким образом, в результате аналитических и лабораторных исследований разработано несколько рецептур НРС, которые без выброса могут создавать высокое внутреннее давление и разрывать горные породы. Создание высокого давления саморасширения происходит в минимальные сроки, исключая произвольный выброс смеси.

При ведении буровзрывных работ в приконтурной зоне карьера рекомендуется производить оконтуривание уступов с помощью нового состава НРС, помещенного в предварительно пробуренные скважины для сохранения естественной сплошности массива, минимизации расслоения приконтурных пород, уменьшения вероятности вывалообразования и повышения устойчивости откосов.

### **§ 9.3. Требования по технике безопасности для нового состава НРС**

Ввиду того, что применяемый закрепляющий состав приготавливается на основе кальцинированной соды, отстоя от производства бумаги, цемента, оксида кальция из обожженных известняка и гипса, которые при многократном попадании на слизистые оболочки могут вызвать их раздражения, на участке проведения экспериментальных работ необходимо в достаточном количестве иметь (не менее 100 л) чистую питьевую воду, которым обильно промываются места попадания закрепляющих составов.

#### **Основные выводы**

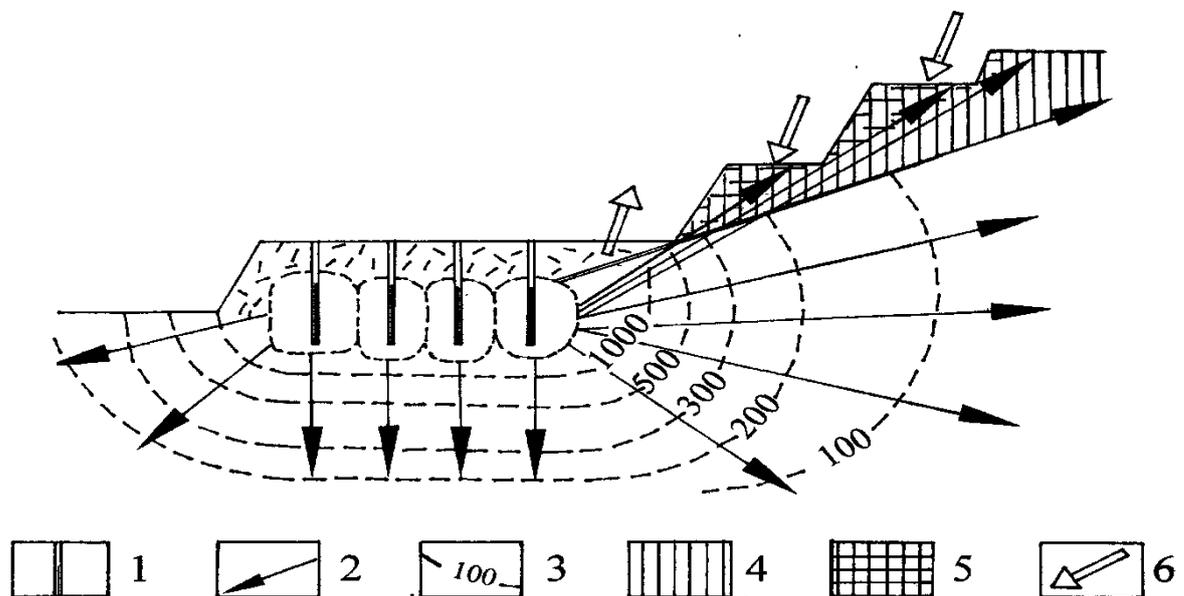
1. Разработаны технологическая схема формирования конечного борта и метод определения предельно допустимого расчетного угла наклона бортов глубоких карьеров.
2. Разработана новая смесь невзрывчатого разрушающего состава с использованием компонентов из местного сырья, который может быть использован при оконтуривании бортов карьеров. Данная смесь позволяет сохранить естественную сплошность массива, минимизировать расслоение приконтурных пород, уменьшить вероятность вывалообразования и повысить устойчивость откосов.

## ГЛАВА 10. РАЗРАБОТКА СПОСОБА И ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ УСТУПОВ НА КАРЬЕРАХ

### § 10.1. Обеспечение устойчивости приконтурных уступов

Воздействие массовых взрывов на законтурные породы является важным обстоятельством, которое необходимо учитывать при определении параметров уступов, поставленных в предельное положение. Под воздействием взрывов в законтурном массиве возникают зоны заколов и остаточных деформаций, которые влияют на устойчивость пород в откосах [83, 154, 155].

Схемы прохождения сейсмозрывных волн и расположение зон остаточных деформаций показаны на рис. 10.1, 10.2 [153].

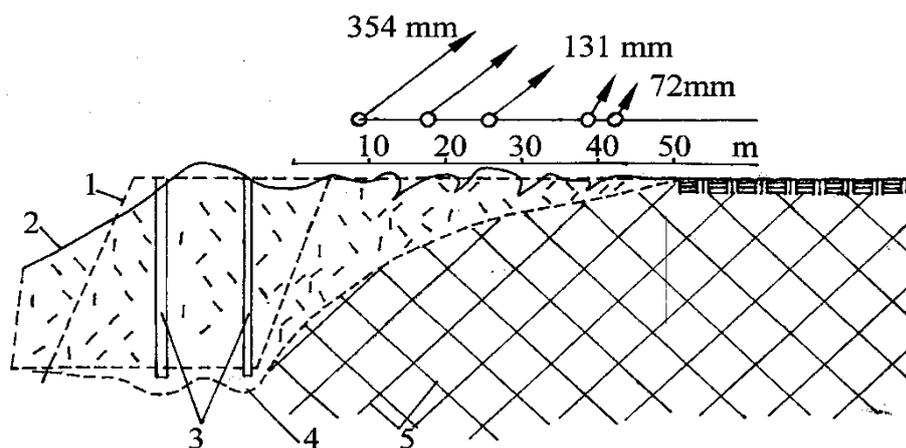


1 – взрывная скважина; 2 – направление прохождения сейсмозрывной волны; 3 – изолинии сейсмозрывных напряжений; 4 – полутень; 5 – тень; 6 – направление смещения приоткосного массива горных пород

**Рис. 10.1. Схема прохождения сейсмозрывной волны напряжений в борту карьера**

Зона заколов характеризуется интенсивной нарушенностью, глубокими трещинами, сцепление пород в массиве снижается в несколько раз. Зона остаточных деформаций характеризуется макро- и микротрещинами, возникшими в результате напряжений растяжения, из-за чего сцепления пород в массиве снижается по протяжению зоны на 8–20%.

За зоной остаточных деформаций следует зона упругих деформаций, которые в определенных условиях также оказывают вредное влияние на устойчивость пород в откосах.



1 и 2 – контур уступа соответственно до и после взрыва; 3 – взрывные скважины; 4 – ориентировочная граница зоны с нарушенной структурой; 5 – естественные трещины в массиве ( $\theta = 20040 \text{ кг}$ ,  $\Delta t = 20 \text{ м/с}$ ,  $q = 500 \div 600 \text{ кг}$ )

**Рис. 10.2. Остаточные деформации в уступе, сложенном окисленными кварцитами, после массового взрыва**

Ширина зоны остаточных деформаций изменяется в широких пределах. Она связана с количеством одновременно взрываемого взрывчатого вещества ВВ, структурно-тектоническими особенностями горного массива, прочностными свойствами горных пород и их трещиноватостью, которая существенно влияет на эффективность разрушения пород взрывом. Например, наличие трещин, расположенных параллельно откосу, снижает радиус действия взрыва в направлении массива за счет отражения взрывных волн. При диагональном расположении трещин зона заколов по ним распространяется на существенное расстояние от эпицентра взрыва.

Интенсивное затухание скорости колебаний в осадочных скальных породах происходит на удалении 65-95 м от центра взрыва [156-158].

Величина деформации горных пород в уступах, кроме указанных выше факторов, зависит от способов взрывания скважин и конструкции заряда, т.е. от массы одновременно взрываемых зарядов, их формы и расстояния между ними.

Степень влияния конструкции заряда для любой точки массива можно выразить через меру сейсмической опасности при взрывании одиночного заряда [158]

$$\rho = \frac{\sqrt[3]{Q}}{r_{\text{ц}}}, \quad (10.1)$$

где  $\rho$  – мера сейсмической опасности,  $\text{кг}^{1/3}/\text{м}$ ;  $Q$  – величина заряда ВВ,  $\text{кг}$ ;  $r_{\text{ц}}$  – расстояние от центра заряда до точки в массиве,  $\text{м}$ .

При проведении массового взрыва мера сейсмической опасности  $\rho_i$  определяется по формуле

$$\rho_i = \frac{\sqrt{Q_{\text{эф}i}}}{r_{\text{эф}i}}, \quad (10.2)$$

где  $r_{\text{эф}}$  – эффективный радиус, который равен

$$r_{\text{эф}} = \frac{\sum \sqrt[3]{Q_i \cdot r_i}}{\sum \sqrt[3]{Q_i}}, \quad (10.3)$$

$Q_{\text{эф}}$  – эффективный заряд, определяемый из выражения

$$Q_{\text{эф}} = \sum Q_i \left( \frac{r_{\text{эф}}}{r_i} \right)^3. \quad (10.4)$$

Для обеспечения устойчивости приконтурных уступов очень важны методы и способы ведения работ при отработке приконтурных лент и заоткоске уступов. Общеизвестно, что наклонные заоткосные скважины, предпочтительнее вертикальных; диаметр скважин следует принимать меньшим, чем при обычных массовых взрывах; целесообразно применять короткозамедленное взрывание; при подходе к проектному контуру количество одновременно взрываемого ВВ должно быть уменьшено.

Основная концепция совершенствования буровзрывных работ при внедрении на карьерах крутопадающих конвейеров – уменьшение крупности кусков взорванной горной массы до максимального размера 250–300 мм. Основным параметром оптимизации в этом случае является средний размер куска, снижение которого приводит к повышению удельного расхода ВВ и, в конечном счете, к интенсификации вредного дробящего и сейсмического воздействия на породы законтурного массива.

По результатам исследований физико-механических и горно-технологических свойств горных пород карьера Мурунтау [159,160] установлено, что легко взрываемые породы ( $\sigma_{\text{сж}} = 70\text{--}90$  МПа, средний размер отдельности в массиве  $D_{\text{ср}} = 35$  см) составляют в контурах карьера 13%, средневзрываемые ( $\sigma_{\text{сж}} = 90\text{--}1100$  МПа,  $D_{\text{ср}} = 30$  см) – 60%, трудновзрываемые ( $\sigma_{\text{сж}} = 110\text{--}1300$  МПа,  $D_{\text{ср}} = 50$  см) – 23%, весьма трудновзрываемые ( $\sigma_{\text{сж}} > 1300$  МПа,  $D_{\text{ср}} = 82$  см) – 4%.

Как показали наблюдения, рудовмещающие породы относятся в основном к трудновзрываемым (61%) в то время, как прибортовой массив и вскрышные породы – в основном, к легко- и средневзрываемым (75%). Характеристики пород по взрываемости приведены в табл. 10.1.

На многих карьерах в настоящее время для защиты законтурных пород от дробящего и сейсмического воздействия взрывов используется технология образования предварительной щели на проектном контуре уступа. Суть этой технологии состоит в следующем:

– исходя из принятых параметров массовых взрывов определяется ширина приконтурной ленты, с подходом которой производится

опережающее создание предохранительной щели, которая является экраном и предохраняет законтурные породы от деформирования при массовых взрывах;

– экранирующая щель создается путем одновременного взрывания шланговых зарядов в скважинах, пробуренных по контуру откоса с интервалом 2,0-3,0 м.

Таблица 10.1

Характеристика пород по взрываемости [83]

Характеристика пород	Коэф. крепости по М.М. Протодея-конову	Категория пород по взрываемости
Сильнотрещиноватые: сланцы углистые, сланцы кварцево-сланцевые с прослоями углистых сланцев	6 – 8	Легковзрываемые
Сильнотрещиноватые: сланцы кварцево-сланцевые, кварцы, алевролиты углистые	8 – 10	Средневзрываемые
Среднотрещиноватые: сланцы кварцево-сланцевые, кварциты, алевролиты углеродистые	10 – 12	Трудновзрываемые
Малотрещиноватые: алевролиты окварцованные, кварциты, роговики, переслаивание алевролитов и сланцев окварцованных	>12	Весьма трудновзрываемые

Взрывание в приконтурной зоне должно производиться не ранее чем через 5–7 суток при обеспечении полного стока воды из экранирующей щели; при отсутствии стока воды на нижележащие горизонты необходимо пробурить дренажные скважины.

При невыполнении приведенных выше условий способ предварительного щелеобразования дает обратный эффект, т.е. способствует образованию заколов и трещин в заоткосном уступе. Таким образом, прибортовые массивы карьеров по указанным выше признакам можно разделить на две категории.

Категория I. Участки прибортового массива, где применение предварительного щелеобразования является эффективным средством предохранения от дробящего и сейсмического воздействия массовых взрывов и сохранения устойчивости бортов карьера под более крутыми углами.

Категория II. Участки прибортового массива, где по горнотехническим или горно-геологическим условиям предварительное щелеобразование не дает нужного результата. Поэтому заоткоску уступов в предельном положении следует проводить при выемке последней заходки приконтурной

ленты с использованием других технологических схем. Выбор эффективных технологических схем заоткоски в зоне остаточных деформаций должен осуществляться с учетом геологического строения приконтурного массива.

Применение предварительного щелеобразования связано с дополнительными затратами на бурение контурных скважин, их зарядание и взрывание с использованием дополнительных взрывчатых веществ и средств взрывания. Поэтому, вопрос о целесообразности этого метода заоткоски должен решаться на основании технико-экономического расчета.

Этот расчет базируется на условии – стоимость заоткоски должна быть меньше стоимости извлеченных объемов пород, которые образуются при увеличении угла наклона борта.

Глубина карьера, при которой экономически целесообразно применение предварительного щелеобразования, определяется по формуле

$$H \geq \frac{2C_3}{C_6(ctg\alpha - ctg\alpha_3)\sin\alpha_3}, \quad (10.5)$$

где  $C_3$  – стоимость заоткоски 1 м<sup>2</sup> откоса с учетом затрат на бурение и взрывание контурного ряда скважин, сум;  $C_6$  – стоимость извлечения 1 м<sup>3</sup> вскрышных пород, сум;  $\alpha$  – угол наклона борта карьера без контурного взрывания, градус;  $\alpha_3$  – угол наклона с применением контурного взрывания.

С учетом изложенного, проектная глубина карьера – важный фактор, который следует учитывать при районировании прибортового массива. Технологические схемы заоткоски уступов в прибортовом массиве, отнесенном ко II категории, должны учитывать особенности заоткоски уступов в зоне остаточных деформаций.

## **§ 10.2. Разработка конструкции и параметров скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании для получения устойчивых откосов уступов**

Стремление получить устойчивые борта карьера и максимально исключить влияние взрыва на остальной массив привело к применению контурного взрывания. Сущность метода заключается в том, что по контуру выемки предварительно образуется щель, которая гасит ударную волну взрыва зарядов рыхления, и массив за щелью не нарушается.

Разработана конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании на открытых горных работах, позволяющая получить устойчивые откосы уступов [57].

При данной конструкции бурение взрывных скважин осуществляется буровыми станками СБШ-250МН по рабочей сетке параметров буровзрывных работ, разработанной паспортом данного предприятия.

Бурение оконтуривающих скважин производится станками марки Driltex-D25KS или УРБ-2А-2Б.

Формирование конструкции скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании согласно схемы, приведенной на рис. 10.3, осуществляется следующим образом: на левой стенке скважины помещают промежуточный детонатор из взрывчатого вещества нобелит-216Z диаметром 70 мм и массой 2 кг каждый симметрично в трех местах, а на правой стенке также помещают заряды из промежуточных детонаторов с аналогичными параметрами в шахматном порядке, т.е. каждый с радиальным зазором.

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

$$d_c = 6,7 \frac{[\varepsilon](R+1)^n P_H^2}{(n-1)P_{HO}^2}, \quad (10.6)$$

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

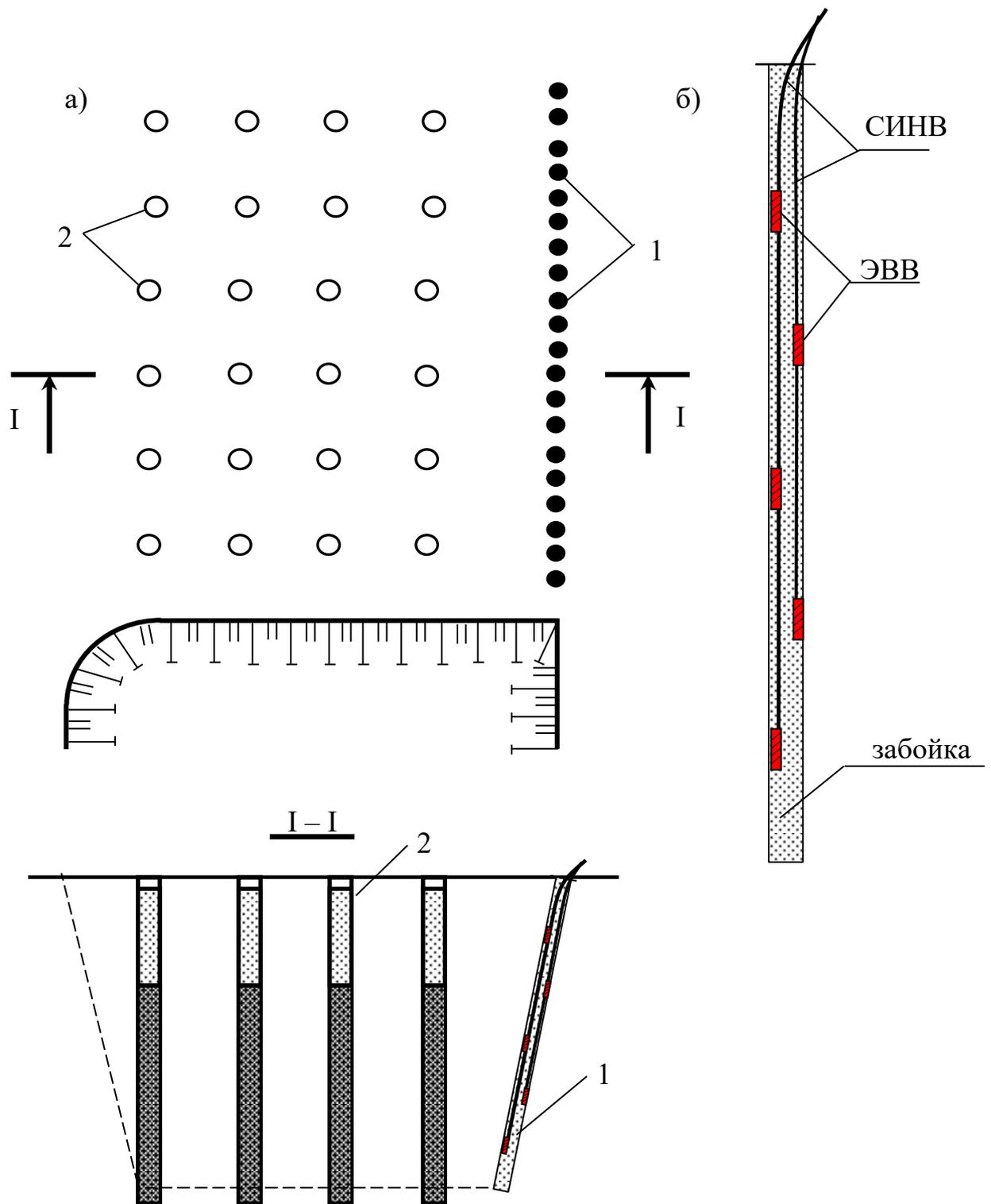
$n$  – показатель степени затухания остаточных деформаций с расстоянием. Определяется экспериментальным путем или принимается  $n \approx 2,0$ ;

$R$  – 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 трещинной нарушенности массива на глубине, для которой задается ограничение по ширине зоны нарушений.

Допустимую ширину зоны нарушений межблочных связей за пределами зоны влияния предыдущих взрывов следует принимать равной  $R=1,5-3,0$  м. Для наиболее ответственных участков, где не допускается увеличение трещинной пустотности массива в приоткосной части, следует принимать  $R=1,0-2,0$  м. Меньшие значения относятся к мелкоблочному массиву и неблагоприятной ориентации систем трещин относительно откоса. Большие значения относятся к крупноблочному массиву при отсутствии опасных систем трещин.



1 – скважины отрезной щели; 2 – скважины дробления

**Рис. 10.3. Схема расположения скважин (а) и конструкция заряда (б) при контурном взрывании**

Ширина зоны нарушений при выбранных параметрах контурного взрывания определяется по формуле [146]:

$$qw = 4AB^{-2}\eta^{-1}\eta_{op}^{-1}(n-1)^{-2}[\varepsilon]^2(R+1)^{2n}a + 0,5\pi B^{-1}\eta^{-1}\eta_{op}^{-1}(n-1)^{-1}d_c^2[\varepsilon](R+1)^n, \quad (10.6)$$

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

$$A = \frac{1}{K_0(n-1)} \left\{ 1 + \frac{h_2 - h_1}{L_3 \sin \alpha_y} \left[ (h_2 - h_1) \frac{P_{no}}{P_{nh_1}} - 1 \right] \right\}; \quad (10.7)$$

$$B = \frac{1}{K_0(n-1)} \left( \frac{P_{no}}{P_{nh_1}} \right)^2, \quad (10.8)$$

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;

$$h_1 = l_{nep} + (6 \div 7)d_c, \quad (10.9)$$

$h_2$  – глубина, соответствующая нижней границе зоны остаточных деформаций от взрыва при дроблении пород вышележащего горизонта, м,  $h_2 = (30-40)d_c + h_1$ ;

$P_{nh_1}$  – 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  $P_{nh_1} = 0,2$ ;

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

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

Эффективные параметры контурного взрывания, определенные в соответствии с методикой [64] – приведены в табл. 10.2.

Таблица 10.2

Эффективные параметры контурного взрывания

Параметры контурного взрывания	Варианты				
	А	Б	В	Г	Д
Диаметр скважин, мм	180	180	243	243	243
Расстояние между скважинами, м	1,5	1,8	2,5	2,0	3,0

Линейная масса заряда ВВ, кг/м	1,5	1,7	2,8	2,6	3,3
Глубина скважин, м	23	23	23	23	23
Перебур, м	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0
<b>Ожидаемые результаты от применения контурного взрывания</b>					
Мощность зоны нарушений от взрыва оконтуривающего заряда, м	2,6	2,3	2,6	3,0	2,3
Амплитудный коэффициент экранирования	1,7	1,7	2,2	2,2	2,2
Относительное снижение мощности зоны нарушений от взрыва в приконтурной зоне, м	2,0	2,0	3,7	3,7	3,6
Результирующая мощность зоны нарушений в приоткосной части уступа, м	5,0	5,0	2,6	3,0	2,8

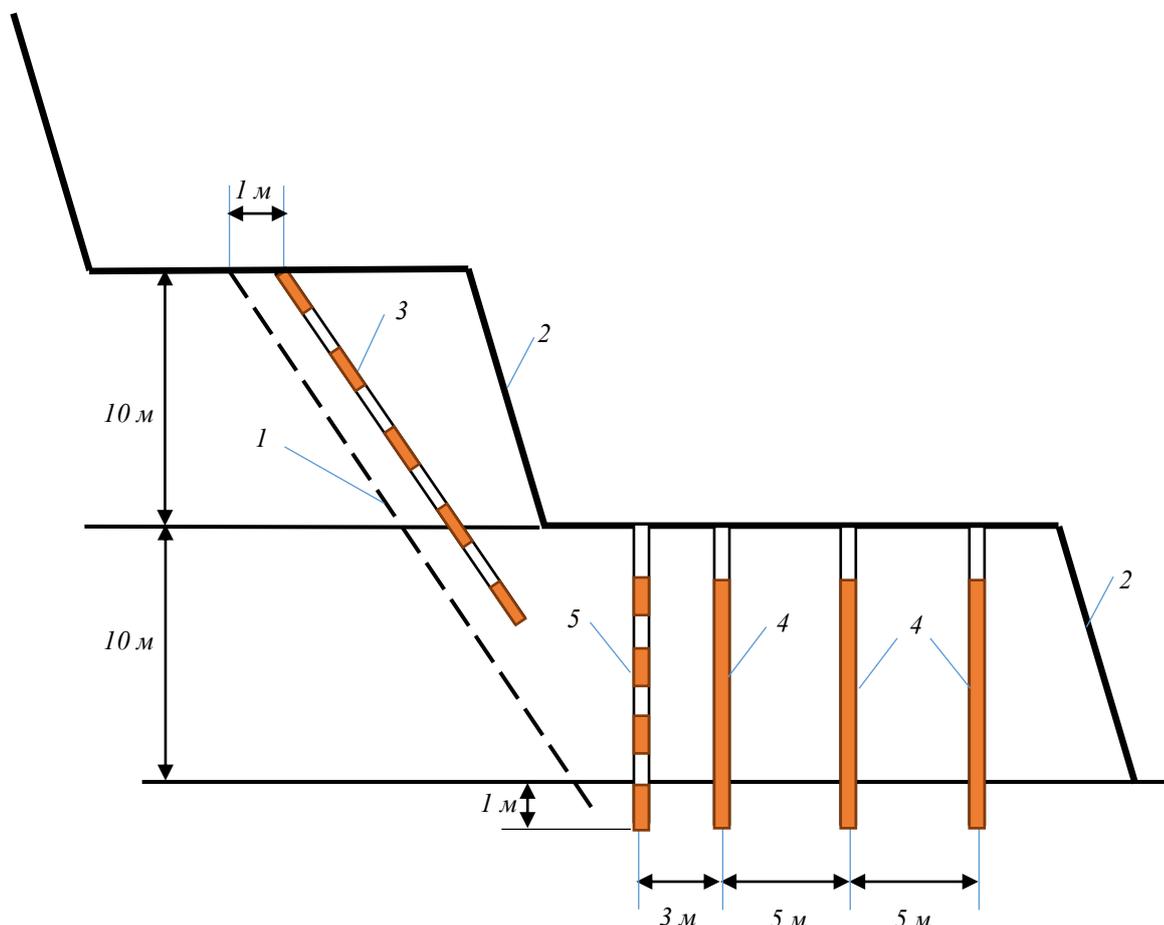
### **§ 10.3. Разработка способа формирования устойчивых откосов бортов карьера**

Разработан способ повышения устойчивости откосов бортов карьера, обеспечивающего снижение нарушений массива и трещинообразования, а также уменьшение осыпеобразования и оползания.

Согласно данному способу при приближении горных работ к конечному контуру карьера уступы сдваиваются. На верхнем уступе на расстоянии 1 м от проектного контура карьера бурится ряд наклонных скважин малого диаметра с перебуром. Расстояние в ряду между контурными наклонными скважинами составляет 2 м. В нижнем уступе бурится три ряда вертикальных отбойных скважин на равных расстояниях друг от друга с перебуром и дополнительный четвертый ряд скважин малого диаметра до проектного контура карьера, который служит для создания вертикальной барьерной щели. Расстояние в ряду между вертикальными барьерными контурными скважинами также составляет 2 м, а расстояние в ряду между отбойными вертикальными скважинами на нижнем уступе определяется с учетом крепости и трещиноватости горных пород и рассчитывается по известным формулам. Заряды в контурных скважинах верхнего уступа и вертикальных барьерных скважинах на нижнем уступе формируют из промежуточных детонаторов и детонирующего шнура в виде гирлянд. Величина заряда для вертикальных отбойных скважин нижнего уступа определяется с учетом крепости и трещиноватости горных пород и рассчитывается также по известным формулам. Первыми взрываются заряды в скважинах контурного ряда верхнего уступа, а затем заряды нижнего

уступа с использованием короткозамедленного последовательного взрывания от обнаженной поверхности уступа к проектному контуру.

На рис. 10.4 показана схема расположения скважин при сдваивании уступов в конечном контуре карьера.



1 – конечный контур карьера; 2 – рабочий уступ карьера; 3 – наклонная контурная скважина; 4 – отбойная вертикальная скважина; 5 – вертикальная барьерная контурная скважина

**Рис. 10.4. Схема заоткоски уступов в приконтурной зоне карьера**

Пример конкретного выполнения. При приближении горных работ к конечному контуру карьера – 1 уступы – 2 высотой 10 м сдваиваются. На верхнем уступе на расстоянии 1 м от проектного контура карьера бурится ряд наклонных скважин – 3 диаметром 190 мм буровым станком марки Driltech-D25KS или УРБ-2А-2Б с перебором 2 м. Расстояние в ряду между контурными наклонными скважинами составляет 2 м.

В нижнем уступе бурятся три ряда вертикальных отбойных скважин – 4 буровыми станками СБШ-250МН диаметром 250 мм по рабочей сетке 5x5 м с перебором 1 м. На расстоянии 3 м от третьего ряда отбойных

вертикальных скважин бурится ряд дополнительных барьерных скважин – 5 до проектного контура карьера диаметром 190 мм буровым станком марки Driltech-D25KS или УРБ-2А-2Б. Расстояние в ряду между вертикальными барьерными контурными скважинами составляет 2 м.

Заряды в контурных скважинах верхнего уступа и вертикальных барьерных скважинах на нижнем уступе формируют в виде гирлянд из промежуточных детонаторов марки нобелит-216Z диаметром 70 мм и массой 2 кг и детонирующего шнура марки ДШЭ-12 с удельным расходом 2 кг/п.м.

Отбойные вертикальные скважины нижнего уступа заполняются сплошным зарядом из промышленных взрывчатых веществ с удельным расходом 0,4-0,6 кг/м<sup>3</sup>.

Первыми взрываются заряды в скважинах контурного ряда верхнего уступа, а затем заряды нижнего уступа с использованием короткозамедленного последовательного взрывания через 35 мс от обнаженной поверхности уступа к проектному контуру.

Таким образом, применение предлагаемой последовательности и параметров отстройки уступов обеспечивает высокое качество заоткоски уступа, полную сохранность законтурного массива и безопасность ведения горных работ.

### **Основные выводы**

1. Разработана конструкция скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании, позволяющая получить устойчивые откосы 20-метровых уступов с углами откоса 60<sup>0</sup>, предотвращая необходимость в дополнительной разноске бортов, одновременно повысив безопасность ведения работ на нижележащих горизонтах.

2. Разработаны эффективные параметры контурного взрывания, позволяющие обеспечить создание максимально широкой экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части массива.

3. Разработан способ заоткоски уступов в приконтурной зоне, позволяющий повысить устойчивость откосов бортов карьера, уменьшить себестоимость добычи руды, снизить энергоемкость и повысить безопасность ведения горных работ.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

---

Выполненные теоретические и экспериментальные исследования по оценке устойчивости бортов карьеров с учетом технологии ведения буровзрывных работ позволили внести существенный вклад в повышение устойчивости откосов бортов карьера, достижение высокого качества заоткоски уступа, обеспечение полной сохранности законтурного массива и безопасности ведения горных работ.

Основные результаты, рекомендации и внедрение разработок заключаются в следующем:

1. При формировании устойчивости бортов карьеров необходимо учитывать высоту уступа, которая непосредственно влияет на качество добываемого полезного ископаемого, скорость подвигания фронта, темп углубления горных работ, объем горно-капитальных работ, общую протяженность фронта работ, внутрикарьерных путей и дорог и др.

2. Формирование бортов карьеров с углами откосов до  $70^\circ$  возможно в различных горно-геологических, горнотехнических и климатических условиях. Повышение углов откосов бортов возможно только в случае, когда его параметры обусловлены только конструктивными элементами, а не устойчивостью массива горных пород. Изменение конструктивных параметров углов откосов бортов глубоких карьеров выполняется за счет сдваивания, страивания высоты уступов с углами откосов  $80-90^\circ$  и шириной площадок между ними 10-15 м.

3. Рекомендована методика работ, предусматривающая выявление всех инженерно-геологических факторов, влияющих на устойчивость откосов и бортов карьера, осуществление аналитических расчетов параметров откосов. При этом определяется возможность придания бортам, поставленным в состояние предельного, наиболее экономически выпуклого профиля, выбор угла наклона которого должен осуществляться с учетом закономерностей деформирования горных пород под влиянием дробящего и сейсмического воздействия массовых взрывов.

4. Формирование бортов карьеров с углами откосов до  $70^\circ$  возможно в различных горно-геологических, горнотехнических и климатических условиях. Повышение углов откосов бортов возможно только в случае, когда его параметры обусловлены только конструктивными элементами, а не устойчивостью массива горных пород. Изменение конструктивных параметров углов откосов бортов глубоких карьеров выполняется за счет сдваивания, страивания высоты уступов с углами откосов  $80-90^\circ$  и шириной площадок между ними 10-15 м.

5. Устойчивость уступов в скальных породах определяется физико-механическими свойствами пород, протяженностью и ориентацией трещин относительно откоса, а также сцеплением, углом внутреннего трения по контакту, неровностью поверхности трещин и свойствами заполнителя. При взрывных работах в карьере происходит разупрочнение горных пород законтурного массива в результате изменения трещиноватости, появлении

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

6. Разработана методика проведения экспериментальных исследований взрывов контурных скважинных зарядов на моделях, позволяющая исследовать трещинообразование на объемных моделях и волновое взаимодействие методом высокоскоростной видеорегистрации процесса взрыва в прозрачных моделях, а также определить параметры волн напряжений при взрыве в образцах реальных горных пород.

7. Разработана новая смесь невзрывчатого разрушающего состава с использованием компонентов из местного сырья, который может быть использован при оконтуровании бортов карьеров. Данная смесь позволяет сохранить естественную сплошность массива, минимизировать расслоение приконтурных пород, уменьшить вероятность вывалообразования и повысить устойчивость откосов.

8. Исследована степень однородности прибортового массива при контурном взрывании с учетом угла наклона борта и конфигурации его откоса. Установлено, что если при установленном показателе неоднородностей расчетная величина снижения реактивных сил составит не более 2% от суммы реактивных сил сопротивления пород сдвигу, то массив считается однородным.

9. Исследовано влияние слоистости и трещиноватости пород на устойчивость откосов. Установлено, что наибольшую потенциальную опасность представляют трещины, ориентированные параллельно простиранию откоса и падающие в сторону выемки под углом  $30 \div 50^\circ$ .

10. Разработан инженерный метод расчет устойчивости откосов в изотропной среде и с учетом поверхностей ослабления. Установлено что действительный коэффициент запаса можно определить путем построения многоугольника сил при двух или трех значениях коэффициента запаса.

11. Разработана конструкция скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании, позволяющая получить устойчивые откосы 20-метровых уступов с углами откоса  $60^\circ$ , предотвращая необходимость в дополнительной разноске бортов, одновременно повысив безопасность ведения работ на нижележащих горизонтах.

12. Разработаны эффективные параметры контурного взрывания, позволяющие обеспечить создание максимально широкой экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части массива.

13. Разработан способ заоткоски уступов в приконтурной зоне, позволяющий повысить устойчивость откосов бортов карьера, уменьшить себестоимость добычи руды, снизить энергоемкость и повысить безопасность ведения горных работ.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Проектирование границ открытых горных работ: Уч. пос. / О.В. Шпанский, Д.Н. Лигоцкий, Д.В. Борисов.– СПб, 2003. – 90 с.
2. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Утверждена коллегией Госгортехнадзора Узбекистана №9 от 08.05.98; Зарегистрирована Министерством юстиции Узбекистана 26.02.99, №649.
3. Зотеев В.Г. Методика картирования приконтурных зон карьеров. – СГИ, 1988. – 25 с.
4. Астафьев Ю.П., Попов Р.В., Николошин Ю.М. Управление состоянием массива горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых. – Киев, Высш. шк., 1986.
5. Методические указания по определению углов наклона бортов откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. – С.-Пб., 2012. – 162 с.
6. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. – М., 2010, – 574 с.
7. Ржевский В.В. Открытые горные работы: Ч. II. Технология и комплексная механизация. – М., 2010. – 549 с.
8. Barton N. Choubey V. The shear stanch of rock Joints in theory and practice.-Rock Mechanics, 2017, Vol. 10. p.p. 1-54.
9. Petterson K.E. Die Kaimauerrufschung in Gothenburg. Tehnisk Tidskrift, 2016.
10. Ahmed R., Comportement et Fragmentation Dynamique des Matériaux QuasiFragiles. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris; 2004. – 210 p.
11. Bernard T., Maitrise de l'Energie Explosive: Action de l'explosif sur le milieu environnant; thèse de l'Institut de Geodynamique URA-CNRS; 1995. – 187 p.
12. Brawner C.O. Recent lessons that have been learned in open-pit mine stability // Mining Engineering. – Vol. 38. №8. – P. 823-830. – 1986.
13. Donzé F.V., Bouchez J., Magnier S.A., Modeling Fractures in Rock Blasting. Int. J. Rock Mech. Min. Sci. 34(8), 1153-1163, 1997.
14. Maerz N. H. Reconstructing 3-D Block Size Distributions from 2-D Measurements on Sections. Proc. ISRM / N.H. Maerz // Fragblast 5 Workshop and Short Course on Fragmentation Measurement, Montreal, Publi .A.A.Balkema, 1996. – P. 39-43.
15. Maerz N. H. Wip Frag image based granulometry system. / N. H. Maerz, T. C. Palangio, J. A. Franklin // Proceedings of the FRAGBLAST5 Workshop on Measurement of Blast Fragmentation, Montreal. Quebec. Canada, 1996. – p. 91-99.

16. Munjiza A., Owen R.J., Bianic N., A Combined Finite-discrete Element Method in Transient Dynamics of Fracturing Solids Eng. Computations 12, 145-174, 1995.
17. Pears O.E. Rock Blasting. Some aspects on the theory and practice // Mine and Quarry Eng. 1985. – Vol. 21. – №1. – P. 25-30.
18. Peter B., Optimisation of Fragmentation and Comminution at Boliden Mineral, Aitik Operation, 2005. – 179 p.
19. Potyondy D.O., Cundall P.A., Modeling of Stoch-and Gas-driven Fractures Induced by Blast Using Bonded Assemblies of Sphericale Particles. Rock Fragmentation by Blasting. A.A. Balkema/Rotterdam, Brookfield, 1996. – 168 p.
20. Rolf S. Paine, D.K. Holmes, Harri E. Clark. Presplit Blasting at the Niagara Power Project // The Explosives Engineer. – Vol. 39. – №3. May-june, Wilmington, Delaware, USA, 2003. – pp. 72-92.
21. Rossmanith H.P., The Mechanics and Physics of Advanced Blasting-Waves, Shocks, Fracture, Damage, Impact and Profit, Short Course Frag Blast 8, 2006. – 214 p.
22. Rustan A. Spacing and Borehole Diameter at Rock Blasting, 3rd International Symposium on Rock Frequentation by Blasting, Brisbane, pp 303-310, 1990.
23. Selberg H.L. (1995) Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. Archive for physics, Band 5, no. 7. – pp. 307-314.
24. Просандеев Н.И. Проблемы повышения углов откосов бортов глубоких карьеров // Институт проблем природопользования и экологии НАН Украины, Днепропетровск, Украина, 2012. – 14 с.
25. Патент РФ №2180041. Способ открытой разработки крутопадающих кимберлитовых месторождений / Акишев А.Н., Бахтин В.А., Звонарев Н.К., Бондаренко Е.В., Ганченко М.В. // Оpubл. в бюл. изобр. 27.02.2002 г. – №2.
26. Ганченко М.В. Определение границ и оптимизация технологических параметров открытых горных работ / М.В. Ганченко, А.Н Акишев, В.А. Бахтин // Горный журнал. – 2005. - №7. – С. 77-80.
27. Патент РФ 2247241. Способ разработки полезных ископаемых / Нецветаев А.Г. // Оpubл. в бюл. изобр. 27.02.2005 г. – №6.
28. Патент РФ № 2292457. Способ прогноза устойчивости уступов бортов карьеров / Простов С.М., Пыхтин А.С., Демьянов В.В., Щербаков И.В. // Оpubл. в бюл. изобр. 27.01.2007 г. – №3.
29. Патент РФ № 2158828. Способ повышения устойчивости глубоких карьеров / Андросов А.Д., Ковлеков И.И., Власов В.М., Ганченко М.В., Иванов Ю.Н. // Оpubл. в бюл. изобр. 10.11.2000 г. – №11.
30. А.С. № 1266989. МБСИ Е 21С 41/22 от 28.06.85.
31. А.С. № 1694806. МКИ Е 21 С 41/16, 41/26. Способ управления горным давлением / В.Н.Попов, В.И.Борщ-Компониец, Б.В. Несмеянов и др., №4490187/03; Заявл. 05.10.88; Оpubл. 30.11.91, Бюл, №44.
32. А.С. №636391. МКИ Е21С 41/28 от 01.06.77.

33. А.С. № 1754899. МКИ Е 21 С 41/00. Способ повышения устойчивости уступов и бортов карьера /Трубецкой К.Н., Скуба В.Н., Попов В.Н., Иофис М.А. и др. 4860590/03. Опубл. 15.08.92
34. Патент № 2360113 СИ (РУ), МКИ Е 21 С 41/00. Способ отработки переходной зоны при открыто-подземной разработке месторождений полезных ископаемых / Трубецкой К.Н., Каплунов Д.Р., Иофис М.А. и др. (Россия). Опубл. 27.06.2009.
35. Патент № 2365753 СИ (РУ), МКИ Е 21 С 41/00. Способ выемки полезного ископаемого из целиков / В.Н.Попов, Б.В. Несмеянов, А.Б. Макаров, А. Б. Несмеянова (Россия), № 2008104822/03; Заявл. 12.02.2008. Опубл. 27.08.2009 , Бюл. № 24.
36. Инженерно-геологические аспекты проектирования глубокого карьера Ковдорского ГОКа / М.В. Епифанова, С.А. Федоров, А.А. Козырев [и др.]. // Горный журнал. – Москва, 2007. – №9. – С. 30-33.
37. Туринцев Ю.И. Проблемы устойчивости бортов меднорудных карьеров / Ю.И. Туринцев, А.В. Жабко, П.В. Кольцов // Горный журнал. – Москва, 2009. - №2. – С. 31-33.
38. Лотоус В.В. Техничко-технологическая модернизация железорудного карьера Полтавского ГОКа / В.В. Лотоус // Горный журнал. – Москва, 2009. – №11. – С. 96-98.
39. Мельников Н.Н. Новая концепция разработки месторождений глубокими карьерами / Н.Н. Мельников, А.А. Козырев, С.В. Лукичев // Горный журнал. – Москва, 2009. – №11. – С. 7-11.
40. Лель Ю.И., Смирнов В.П. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. – Екатеринбург: РАН УрО ИГД, 2002. – 355 с.
41. Шеметов П.А. Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке крутопадающих месторождений сложного строения / Дисс. ... докт. техн. наук. – Навои, 2005. – 249 с.
42. Васильев М. В. О рациональных зонах и границах применения различных видов карьерного транспорта // Горный журнал. – Москва, 1963. – №3. – С. 52-57.
43. Васильев М. В. Современный карьерный транспорт. – М.: Недра, 1969. – 303 с.
44. Анистратов Ю. И. Исследование технологических грузопотоков на карьерах со скальными породами // Автореф. дисс. ... докт. техн. наук. – М., 1970. – 42 с.
45. Мазуркевич А.П., Шеметов П.А. Управление качеством рудного потока на глубоких карьерах // Докл. на межд. научн.-практ. конференции «Инновация – 2000». – Бухара, 2000.
46. Антоненко Л. К. Интенсификация и техническое перевооружение – генеральное направление развития горнорудного производства черной металлургии // Горный журнал. – Москва, 1986. – №1.
47. Цветков В.К., Демин А.М. Расчет рациональной формы контура борта карьера // В сб. «Проблемы открытой разработки глубоких карьеров».

Труды Межд. симпозиума «МИРНЫЙ – 91». – Удачный, НИЦ «Мастер», 1991. – С. 215-218.

48. Сытенков В.Н. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. – М.: ООО «Геоинформцентр», 2003. – С. 78-91.

49. Сапаков Е.А. Прогрессивная технология открытой разработки месторождений медных руд по методу Р.Б.Юна // Горный журнал. – Москва, 2002. – №5. – С. 39-43.

50. Мацко Н.А. Обоснование разработки месторождений глубокими карьерами с интенсивным формированием выработанного пространства для размещения в нем внутренних отвалов // Дис. ... канд. техн. наук. – Москва, ИПКОН РАН, 1993. – 194 с.

51. Пешков А.А. Управление развитием горных работ на глубоких карьерах // Дис. ... докт. техн. наук. – Москва, ИПКОН РАН, 1997. – 339 с.

52. Корнилков С.В. Управление рабочей зоной действующих и проектируемых глубоких карьеров // Дис. ... докт. техн. наук. – Екатеринбург, УГГГА, 1997. – 277 с.

53. Руководство по выполнению геодезических работ при сейсмическом микрорайонировании городов и промышленных площадок. – М., 2007. – 73 с.

54. Инструкция по полигонометрии и трилатерации. – М., Недра, 1976. – 54 с.

55. Рахимов В.Р., Морозов В.Д., Каюмов З.Г. Укрепление ослабленных участков откосов, уступов, бортов карьеров. – Ташкент: «Фан», 1983. – 136 с.

56. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Разработка методики расчета эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании // Материалы XIV Международной конференции на тему: «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». – КРСУ–РУДН. – Москва–Кыргызстан, 14-20 сентября 2015 г. – С. 125-128.

57. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Совершенствование взрывных работ при контурном взрывании в обводненных породах на карьерах // Материалы научно-практической конференции «Инновационные технологии горно-металлургической отрасли». – Навои, 21 октября 2011 г. – С. 59-61.

58. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Каршиев Ж.Х., Мустафаев М.М. Управление процессом разрушения горных пород при контурном взрывании с целью получения устойчивых откосов уступов на карьерах // Материалы VI Международной научно-технической конференции на тему: «Современные техника и технологии горно-металлургической отрасли и пути их развития». – Навои, 14-16 мая 2013. – С. 58.

59. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р. Разработка методики расчета эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании // Сборник научных статей республиканской научно-практической конференции на тему: «Современные проблемы рационального недропользования». – Ташкент, 26 сентября 2013. – С. 64-66.

60. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Теоретические исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2015. – №3. – С. 23-30.

61. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Проектирование карьеров и обеспечение устойчивости бортов. – Монография. – Навои, Изд. «Навои», 2015. – 252 с.

62. Умаров Ф.Я. Разработка способов управления состоянием ответственных инженерных сооружений в глубоких карьерах // Дисс. ... докт. техн. наук. – Навои, 2016. – 231 с.

63. Норов Ю.Д., Бибик И.П., Заиров Ш.Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы // Известия вузов. Горный журнал. – Екатеринбург, 2016. – №1. – С. 58-64.

64. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Методика исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера. – Навои, 2015. – 50 с.

65. Определение коэффициента защитной способности экранирующих щелей / Норов Ю.Д., Бибик И.П., Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р., Назаров З.С., Норов Д.Ш. // Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 02325 по заявке № DGU 2011 0153 от 20.07.2011 г. Зарегистрирован в государственном реестре программ для ЭВМ Республики Узбекистан 27.10.2011.

66. Азаркович А.Е., Яновский В.Н., Криворучко Р.А. Основные закономерности действия в грунтах линейных зарядов выброса и их расчет. – В кн.: Взрывное дело. – №78/45. – М., Недра, 1977. – С. 193-197.

67. Воробьев В.В., Пеев А.М., Щетинин В.Т. Снижение динамического воздействия ударных волн на материал забойки скважинного заряда // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету: Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ, 2004. – Вип. 6/2004(29). – С. 124 – 126.

68. Воробьев В.В., Пеев А.М., Славко Г.В. Изменение степени проработки подошвы уступа при взаимодействии зарядов с различной формой донной части // Науковий вісник гірничого університету: Науково-технічний журнал. – Дніпропетровськ. – 2005. – №3 (2005). – С. 31 – 33.

69. Физика взрыва / Под ред. Л.П. Орленко. – 3-е изд., исправленное. – В 2 т. – М.: Физматлит, 2004. – 488 с.

70. Колпаков В.И., Савенков Г.Г., Мазур А.С., Рудомёткин К.А. Численное моделирование функционирования удлинённого кумулятивного заряда по железобетонной преграде // Журнал технической физики. – Москва, 2015. – Том 85. – Вып. 1. – С. 3-10.

71. Бабкин А.В., Колпаков В.И., Охитин В.Н., Селиванов В.В. Численные методы в задачах физики быстропротекающих процессов. – М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2006. – 520 с.

72. Теоретические и экспериментальные исследования высокоскоростного взаимодействия тел / Под ред. А.В. Герасимова. – Томск: Изд-во Томского ун-та, 2007. – 572 с.

73. Нох В.Ф. СЭЛ – совместный Эйлерово-Лагранжев метод для расчета нестационарных двумерных задач // Вычислительные методы в гидродинамике. – М.: Мир, 1967. – С. 128–184.

74. Физические величины: Справочник / Под ред. И.С. Григорьева, Е.З. Мейлихова. – М.: Энергоиздат, 1991. – 1232 с.

75. Rebecca M., Leelavanichkul B., Leelavanichkul C. Survey of Four damage Models for Concrete // Sandia Report. SAND 2009–5544. 2009. 80 p.

76. Фомин В.М., Гулидов А.И., Сапожников Г.А. и др. Высокоскоростное взаимодействие тел. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1999. – 600 с.

77. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Управление развалом горных пород с учетом энергии заряда эмульсионных взрывчатых веществ // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2015. – №4. – С. 23-29.

78. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Хайдаров О.Б., Рустамов О.И. Управление развалом пород с учетом энергии зарядов эмульсионных взрывчатых веществ // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2016. – №1. – С. 16-19.

79. Заиров Ш.Ш., Равшанова М.Х., Хайдаров О.Б., Рустамов О.И. Определение эффективных параметров взрывания "в зажатой среде" с учетом энергетических параметров эмульсионных взрывчатых веществ // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2016. – №2. – С. 12-16.

80. Заиров Ш.Ш., Турсунова И.Н. Повышение эффективности пылеподавления и увеличения коэффициента полезного действия энергии ВВ при массовых взрывах на карьерах // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2015. – №4. – С. 31-34.

81. Заиров Ш.Ш. Разработка способа снижения пылегазовыделений при массовых взрывах на карьерах // Взрывное дело. – Москва, 2015. – №114/71. – С. 202-210.

82. Жариков С.Н. О влиянии взрывных работ на устойчивость бортов карьеров / С.Н.Жариков, В.Г.Шеменёв // Известия вузов. Горный журнал. – Екатеринбург, 2013. – №2. – С. 80-83.

83. Силкин А.А., Кольцов В.Н., Шеметов П.А., Жиянов Ю.А., Иноземцев С.Б. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана. – Ташкент: Фан, 2005. – 229 с.

84. Указ Президента Республики Узбекистан №УП-4947 от 7 февраля 2017 года «О Стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан».

85. Сахно И.Г., Борщевский С.В., Шуляк Я.О. Новая невзрывчатая разрушающая смесь для разрушения горных пород в условиях температурных полей подземных горных выработок. – Донецк: «Донецкий национальный техничний університет», 2015. – 464 с.

86. Норов Ю.Д., Шеметов П.А., Заиров Ш.Ш., Тухташев А.Б. Совершенствование методов управления дроблением горных пород взрывом. – Монография. Изд. «Бухоро». – Бухоро, 2011. – 200 с.

87. Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А., Шлыков А.Г. Совершенствование технологии процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. – Т.: Фан, 2003. – 199 с.
88. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Книга 1: Производственные процессы. – М., 2016. – 512 с.
89. Кутузов Б.Н. Взрывное дело. – М., 1994. – 452 с.
90. Ракишев Б.Р. Автоматизированное проектирование и производство массовых взрывов на карьерах. – Алматы: Ғылым, 2016. – 340 с.
91. Шеметов П.А., Норов Ю.Д. Новые технологии и безопасность при ведении взрывных работ. Учебник. – Бухоро, 2011. – 204.
92. Абдуллаев М.Д. Обоснование методики определения высоты уступа при проектировании открытой разработки крутопадающих месторождений // Дисс. .... канд. техн. наук. – Национальный минерально-сырьевой институт «Горный». – С.-Пб., 2015. – С. 11-27.
93. Норов Ю.Д., Шеметов П.А. Буровзрывные работы на открытых разработках. Учебник. – Навои, 2007. – 237 с.
94. Способ получения невзрывчатой разрушающей смеси // Заиров Ш.Ш., Тагаев И.А., Равшанова М.Х. / Заявка на получение патента на изобретение № IAP 20180574 от 29.11.2018 г.
95. Нутфуллоев Г.С. Интенсификация процесса дробления массива разнопрочных горных пород кумулятивными зарядами при открытой разработке месторождений фосфоритов (на примере разработки Джерой-Сардаринского месторождения, Узбекистан) // Дисс. ... канд. техн. наук. – Москва, 2015. – 135 с.
96. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С., Саидахмедов Ж.А. Способ дробления массива разнопрочных горных пород щелевыми зарядами взрывчатых веществ с использованием кумулятивного эффекта // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2013. – №3. – С. 25-29.
97. Бунин Ж.В., Заиров Ш.Ш., Каримов Ё.Л., Нутфуллаев Г.С. Численное моделирование действия укороченного заряда с кумулятивным эффектом в массиве разнопрочных горных пород // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2015. – №2. – С. 35-38.
98. Снитка Н.П., Норов Ю.Д., Бунин Ж.В., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Исследование действия взрыва зарядов взрывчатых веществ с кумулятивной выемкой в массиве разнопрочных горных пород методом физического моделирования // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2015. – №3. – С. 11-14.
99. Норов Ю.Д., Бунин Ж.В., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Интенсификация разрушения массива разнопрочных горных пород зарядами ВВ с кумулятивным эффектом // Горный журнал. – Москва, 2016.– №2. – С. 16-20.
100. Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Заиров Ш.Ш. Изучение сравнительного эффекта действия кумулятивных зарядов взрывчатых веществ в разнопрочных горных породах // International conference No12 on the subject of: «Resource producing, low waste and environmental development

technology of mineral resources». – Zandjan, Iran, September 16-20, 2013. – Page. 117-118.

101. Бунин Ж.В., Заиров Ш.Ш., Норов Ю.Д., Нутфуллаев Г.С. Определение глубины разрушения крепкого пропластка в массиве разнопрочных горных пород зарядов взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом // Взрывное дело. – Москва, 2015. – №113/70. – С. 133-134.

102. Васильев М.В., Зотеев В.Г., Морозов В.Н. Прогноз блочности пород рудных месторождений // ФТПРПИ, 2007. – №6. – С.26-31.

103. Выстропов И.Л. Прогнозирование механических свойств скальных пород железорудных месторождений // Горный журнал, 1996. – №5. – С. 45-48.

104. 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.

105. Зотеев В.Г., Ершов Н.П. Прогноз трещиноватости скальных пород при разработке рудных месторождений // Горный журнал, 1992. – №8. – С. 5-7.

106. Морозов В.Н. Инженерно-геологические исследования и прогнозная оценка трещиноватости пород рудных месторождений // Дисс. ... канд. техн. наук. – С.-Пб., 2006. – 163 с.

107. 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.

108. Методические указания по обеспечению устойчивости откосов и сейсмической безопасности зданий и сооружений при ведении взрывных работ на карьерах. – С.-Пб., 2007, – 17 с.

109. 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.

110. Исследование устойчивости бортов карьеров. Отчет ИГД. – Екатеринбург, 2005. – 133 с.

111. Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Деформирование массива скальных пород при действии интенсивных взрывных нагрузок. – ГТС, 2009. – №2. С. 32-35.

112. Инструкция по наблюдению за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. С.-Пб., 2005.

113. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1995. – 278 с.

114. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – М.: Недра, 1992. – 97 с.
115. Щелканов В. Л., Зотеев В.Г. Изменение параметров глубоких карьеров при вскрытии их подземными выработками // Горный журнал, 1992. – №9. – С. 26-28.
116. 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.
117. Фисенко Г.Л., Ревазов М.Л., Галустьян Э.Л. Укрепление откосов в карьерах. – М.: Недра, 1994.
118. Исследование механизма разрушения при контурном взрывании / ИТО. – №91076/1, 2008. – Т. 84, №964. – С. 1059 - 1065.
119. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. – М., 2006. – 271 с.
120. Боровиков В.А. Расчет параметров контурного взрывания удлиненными зарядами с воздушными промежутками. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1999. – №70/27.
121. Боровиков В.А. Некоторые теоретические аспекты предварительного щелеобразования. – Физические процессы горного производства. – Межвузовский сб. – С.Пб., 2005. – Вып. 2. – С. 69-73.
122. К расчету параметров волн напряжений при взрыве / Боровиков В.А., Мисник Ю.М., Моисеев С.И. и др. – Горно-строительные и взрываемые работы. – Сб. трудов, 2003. – Вып. 1. – С. 32-42.
123. Исследования эффективности действия взрыва при многоточечном инициировании удлиненных зарядов. – В сб.: Взрывное дело / Н.П. Сеинов, Марченко Л.Н., Жариков И.Ф. и др. – М.: Недра, 1992. – №71/28. – С. 102-108.
124. Попов И.И. Результаты комплексных исследований устойчивости бортов карьера. Разработка рудных месторождений открытым способом // Межвузовский сборник. – Екатеринбург: УГГУ, 2009. – С. 3-9.
- 124 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.
126. Rolf S. Paine, D.K. Holmes, Harri E. Clark. Presplit. Blasting at the Niagara Power Project. The Explosives Engineer, Vol. 39, №3. May - June, Wilmington, Delaware, USA, 2003.
127. 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.
128. Шуйфер М.И., Краснов Ю.К. Некоторые вопросы исследования сейсмического эффекта взрывов и определение сейсмобезопасных весов зарядов на строительстве Саяно-Шушенской ГЭС. – Труды Гидропроекта. – М., 1994. – Вып. 43. – С. 165-168.

129. 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.
130. Шуйфер М.И., Лавриненко Ю.К., Крючков В.В. Влияние взаиморасположения очагов взрыва на сейсмический эффект. – Труды Гидропроекта. – М., 1994. – Вып. 43. – С. 169-174.
131. Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Изменение величины сейсмического воздействия взрывов на карьере в зависимости от различных факторов. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1992. – №71/28. – С. 174-180.
132. Цейтлин Я.И. К расчету мощности охранного целика при взрывах. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1997. – №78/35.
133. Попов С.И. Устойчивость бортов рудных карьеров при производстве массовых взрывов: Техника и технология открытых горных работ. – М., 1999. – С. 117-125.
134. Фадеев Л.В., Калашников В.Н. Устойчивость бортов магнезитовых карьеров // Горный журнал, 1999. – №12.
135. Сеинов И.П., Жариков И.Ф., Валлиев Б.С. Об эффективности применения активной забойки. – В сб.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1992. – №71/28.
136. 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.
137. Неганов В.П. Исследование разрушающего действия взрывов за контуром рыхления // Цветная металлургия, 1999. – №19. – С. 13-16.
138. 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.
139. Неганов В.П., Скрипка В.А. Рациональные параметры контурного вырывания при заоткоске уступа // Цветная металлургия, 1991. – №23. – С. 10-12.
140. Машуков В.И. Действие взрыва на окружающую среду и способы управления им. – М.: Недра, 1996. – 248 с.
141. Сисин А.Г. Об образовании откосов бортов карьера при погашении уступов. – Бюллетень. Цветная металлургия (горное дело), 1993. – №21(242).
142. Беленко Ф.А. Вопросы разрушения горных пород действием взрыва. – М., 2008.
143. Баранов Е.Г., Мосинец В.Н. Метод взрывания с предварительным оконтуриванием разрушаемого массива // Горный журнал, 1994. – №7.
144. Типовой проект буровзрывных работ на карьерах Центрального рудоуправления НГМК. – Зарафшан, 2000. – 20 с.
145. Холикулов Х.Ш. Контурное взрывание: повышение устойчивости высоких бортов и снижение обводненности последующего бурения // Горный вестник Узбекистана. – №1, 2009. – С.117-120.

146. Граур М.И. Управление процессом разрушения пород при контурном взрывании с целью получения устойчивых откосов уступов на карьерах / Дисс. ... канд. техн. наук. – Москва: МГИ, 1981. – 153 с.
147. Клименко А.И., Колпаков В.Н. Анализ и прогноз развития оползней рабочего борта карьера // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2004. – №1.
148. Рац М.В., Чернышев С.Н. Трещиноватость и свойства трещиноватых пород. М.: Недра, 1970.
149. Чернышев С.И. Трещины горных пород. М.: Недра, 1983.
150. Галустьян Э.П. Прогнозирование деформаций карьерных уступов//Горный журнал. 1989. №8.
151. Галустьян Э.А. Управление геомеханическими процессами в карьерах. М.: Недра, 1980.
152. Галустьян Э.А. Расчет устойчивости уступов//Горный журнал. 1980. №11.
153. Ильин А.И., Гальперин А.М., Стрельцов В.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. – М.: Недра, 1985. – 248 с.
154. Фадеев А.Б., Фрейборт Э.А., Борткин И.А. Влияние массовых взрывов на карьерах. – М.: Недра, 1972.
155. Фадеев А.Б., Фрейборт Э.А., Борткин И.А. Влияние массовых взрывов на устойчивость уступов на карьерах // Тр. ВНИМИ №64. – Л.: 1967.
156. Бахарев Р.Г. Некоторый результат изучения действия массовых взрывов на уступах и бортах карьеров // Изв. вузов. Горный журнал. – Москва, 1969. – №2.
157. Туринцев Ю.И., Леонтьев В.П. Селиверстов А.И. Снижение разрушения массива пород взрывными работами при разработке приконтурных лент // Материалы совещания по вопросам изучения устойчивости откосов на карьерах. – Белгород: ВИОГЕМ, 1969.
158. Агу И.А. Некоторые результаты наблюдений за влиянием взрывных работ на устойчивость бортов карьеров // Тр. ВНИМИ. – Л.: 1962. – №454. – С. 106-113.
159. Шеметов П.А. Подготовка горной массы для циклично-поточной технологии карьера Мурунтау // Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом. – Ташкент: Фан, 1997. – С. 75-80.
160. Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А., Шлыков А.Г. Совершенствование технологических процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. – Ташкент: Фан, 2003. – 199 с.
161. Попов И.М., Окатов Р.П. Борьба с оползнями на карьерах. – М.: Недра, 1980. – 239 с.

## ОПРЕДЕЛЕНИЯ, ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ

1. Буровзрывные работы	–	БВР
2. Взрывчатые вещества	–	ВВ
3. Единые правила безопасности	–	ЕПБ
4. Горно-обогатительный комплекс	–	ГОК
5. Опытно-промышленные работы	–	ОПР
6. Эмульсионные взрывчатые вещества	–	ЭВВ
7. Система инициирования неэлектрического взрывания	–	СИНВ
8. Невзрывчатый разрушающий состав	–	НРС
9. Отстой от производства бумаги	–	ОПБ

*УДК 622.235(043.3)*

Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р., Равшанова М.Х., Номдоров Р.У. Физико-техническая оценка устойчивости бортов карьеров с учетом технологии ведения буровзрывных работ / Под общ. ред. Норова Ю.Д. – Бухоро, изд-во «Бухоро», 2020. – 175 с.

*Утверждено к печати советом  
Навоийского государственного горного института.*

Редактор: *С.Субхонов*  
Корректор: *О.Мухаммедов*  
Технический редактор: *С.Носиров*  
Верстка: *Л.Хабибова*

**Лиц. изд. АІ №115, 30.09.2008 г.**  
Изд. № 3-58. Сдано в набор 01.06.2020 г.  
Подписано в печать 02.06.2020 г.  
Формат 60x84 1/16. Бумага офсетная.  
Печать офсетная. Гарнитура Georgia.  
Усл.-печ. л. 11,25  
Тираж 300. Цена договорная

Издательство «Бухоро».  
200018, Бухара, ул. И. Муминова, 27.

Отпечатано в типографии ООО «Konchi-texproject». Заказ №13  
210100, г. Навои, ул. Зарафшан 4-16