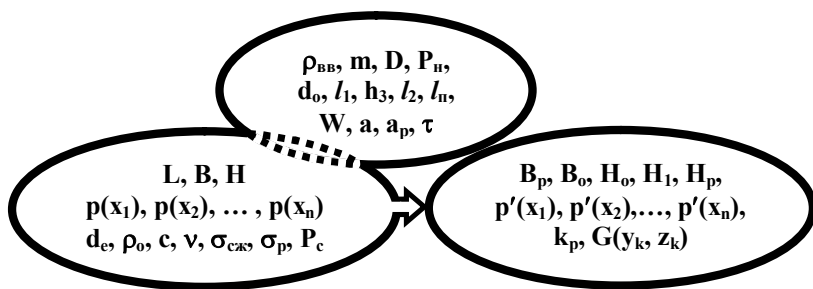


**Б.Р. РАКИШЕВ**

**АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ  
ПАРАМЕТРОВ И РЕЗУЛЬТАТОВ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА  
КАРЬЕРАХ**



МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ  
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный технический университет  
имени К.И.Сатпаева

Б.Р. Ракишев

**АВТОМАТИЗИРОВАННОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ  
ПАРАМЕТРОВ И РЕЗУЛЬТАТОВ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА  
КАРЬЕРАХ**

*Рекомендовано Республиканским учебно-методическим  
объединением в качестве учебного пособия*

**Алматы 2008**

УДК 622.271 (574)

**Ракишев Б.Р.** Автоматизированное проектирование параметров и результатов массовых взрывов на карьерах: Учеб. пособие: – Алматы: КазНТУ, 2008.----- с.

*Учебное пособие для студентов специальности 050707 – «Горное дело» написано по материалам выполненных автором научно-исследовательских работ за последние годы. В нем содержатся новые данные по теоретическим основам автоматизированного проектирования параметров и конечных результатов массовых взрывов на карьерах. В учебном пособии изложены предложенные автором методы определения взрываемости горных пород, выбора диаметра скважин, типа ВВ, параметров расположения зарядов в массиве, гранулометрического состава взорванной горной массы, параметров расположения разнородных пород в развале.*

*Данное пособие полностью соответствует содержанию ГОСО РК, квалификационной характеристике, типовым и рабочим учебным планам специальности указанного профиля. Оно предназначено для углубленного изучения курсов «Разрушение горных пород взрывом», «Процессы горного производства», «Проектирование горных предприятий» и выполнения курсовых и дипломных проектов по буровзрывным работам.*

*Учебное пособие может быть использовано студентами других специальностей, а также инженерно-техническими работниками проектных организаций.*

Ил. 31. Табл. 14. Библиогр. – 28 назв.

Рецензенты: *И.Е. Ерофеев, д-р. техн. наук, проф.*

*А.М. Бейсебаев д-р. техн. наук, проф.*

*А.А. Машанов д-р. техн. наук, проф.*

*Коллектив кафедры «Разрушение горных пород и шахтное строительство» горного института*

*Казахского национального технического университета имени К.И. Сатпаева*

Печатается по плану издания Министерства образования и науки Республики Казахстан на 2008 г.

## **ВВЕДЕНИЕ**

Взрывная подготовка горных пород к выемке оказывает решающее влияние не только на технико-экономические показатели всех последующих технологических процессов горного производства, но и на показатели работы горно-металлургического предприятия в целом. Недостаточная степень дробления пород приводит к резкому снижению производительности горно-транспортного оборудования, увеличению его аварийности, ухудшению энергетических показателей добычи и переработки минерального сырья.

Буровзрывной способ подготовки полускальных и скальных горных пород к выемке на горнодобывающих предприятиях остается еще доминирующим. Это обуславливается прежде всего его бесспорной технологичностью и экономичностью. На открытых разработках эти преимущества обеспечиваются за счет использования высокопроизводительных станков шарошечного бурения диаметром долота 105–320 мм и простейших взрывчатых веществ местного приготовления.

Проектирование параметров буровзрывных работ на карьерах до настоящего времени осуществляется с использованием эмпирических формул, которые непосредственно не учитывают реальные физико-механические свойства пород, структурные особенности взрываемого массива, детонационно-энергетические характеристики применяемого взрывчатого вещества (ВВ) и т.д.

Поэтому задача обеспечения высокопроизводительных машин и комплексов на открытых разработках достаточным объемом взорванной горной массы с гарантированной степенью дробления и связности успешно может быть решена только на основе научно обоснованного выбора параметров расположения зарядов во взрываемом массиве и технологии взрывных работ с учетом реальных условий конкретного участка карьерного поля.

С этой целью в настоящем учебном пособии рассмотрен новый подход к проектированию параметров буровзрывных работ: диаметра скважин, типа ВВ, сетки скважин, конструкции зарядов, схем взрывания, времени замедления между разновременными взрываемыми зарядами и технологических характеристик взорванных пород: геометрических размеров развала пород, структуры развала и размещения в нем разнородных пород, гранулометрического состава взорванных пород. Такой подход базируется на закономерностях развития взрыва в реальном массиве горных пород.

Разработанные автором методы расчета типовых параметров

расположения зарядов на уступе гранулометрического состава взорванных пород, распределения кусков по крупности в развале принципиально отличаются от известных и позволяют по известным прочностным, упругим свойствам пород, структурным характеристикам массива и свойствам ВВ предрасчитать все параметры расположения зарядов в массиве и технологические параметры взорванных. Они служат основой для создания системы автоматизированного проектирования массовых взрывов на карьерах (САПР).

Сложившаяся технология проектирования взрывных работ характеризуется большой трудоемкостью, низкой производительностью труда, упрощенной схемой расчетов. Недостаточное качество проектирования обусловлено несовершенством методов обработки горно-геометрической информации и подготовки документов.

Более высоких показателей можно достичь за счет применения новых методов расчета и внедрения систем автоматизированного проектирования параметров и результатов взрывных работ. САПР позволяет привлечь аппарат вычислительной математики, более точно описать физические процессы, эффективно решать и объединять отдельные задачи в интегрированную систему.

Разработанные нами для предприятий горно-металлургического комплекса Казахстана компьютерные программы автоматизированного проектирования массовых взрывов на карьерах позволяют при вводе небольшой оперативной исходной информации получить на компьютере и распечатать на бумаге весь комплект проектной документации «Проекта бурения скважин на уступе» и «Проекта массового взрыва на карьере» и «Проекта результатов взрыва».

Автоматизированное проектирование массовых взрывов основывается на использовании объемной цифровой компьютерной модели горного массива с распределенными по объему свойствами горных пород. На основе геологического опробования, маркшейдерских замеров, с учетом конструктивных элементов карьера или отдельных разрабатываемых участков, с использованием цветовой гаммы и цифровых значений различных параметров и свойств разработанная программа позволяет создать в памяти компьютера объемную цветовую и цифровую модель карьера или его отдельного участка, подобную геолого-маркшейдерским планам и разрезам, которые в настоящее время отстраиваются на бумаге вручную сотрудниками геологической и маркшейдерской служб предприятия.

Проектирование буровых работ на конкретном блоке начинается с введения в память компьютера результатов маркшейдерской съемки уступа по состоянию на момент проектирования. По введенным точкам журнала маркшейдерской съемки, с использованием ранее введенной в память компьютера информации программа отстраивает: верхнюю бровку уступа, нижнюю бровку вышележащего уступа или линию развала неубранной горной массы на уступе. Для всех точек рассчитываются их высотные отметки. Из памяти компьютера на план уступа наносятся точки положения крайнего ряда ранее взорванных скважин.

Программа в автоматическом режиме осуществляет объемное построение всех геометрических элементов обуриваемого блока с наложением на них из памяти компьютера геологической структуры рудных тел и рассчитывает: объем рудных тел, удельный расход ВВ для каждого рудного тела, средний удельный расход ВВ, суммарный объем горной массы, отбиваемой зарядом ВВ конкретной скважины; координаты скважины, параметры сетки скважин, линию наименьшего сопротивления, ЛСПП, величину перебура и глубину скважины.

По результатам расчета формируются и выдаются на печать итоговые документы «Проекта на бурение скважин», «Проекта массового взрыва» и «Проекта результатов взрыва».

## **1. СОСТАВ И СОДЕРЖАНИЕ ПРОЕКТНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ НА ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ**

В проекте взрывных работ должны быть приведены необходимые указания о расчетах, предпосылках и результаты расчетов, ссылки на исходные материалы. Проект должен иметь минимально необходимый объем материалов. Чертежи должны иметь стандартные размеры и общепринятые условные обозначения. Пояснительная записка, сметная документация, расчетные и графические материалы должны быть пронумерованы, переплетены, снабжены оглавлением и перечнем чертежей и приложений.

От точного и правильного осуществления проекта зависят эффективность и безопасность производства. Проектные решения должны обеспечивать высокий технический уровень, безопасность и экономическую эффективность буровзрывных работ и последующих технологических процессов.

Типовой проект взрывных работ на карьере содержит следующие разделы [1, 2, 3].

1. *Общие сведения*: расположение объекта работ, ближайшие населенные пункты, железнодорожные станции, автомобильные дороги и линии электропередач, связи и водопровода, их виды и состояние; цель работы и годовой объем взрываваемой горной массы в плотном теле с разбивкой по видам работ; наличие производственной базы (бурового оборудования, вспомогательного хозяйства) и складского хозяйства (складов ВМ и расстояния до них).

2. *Рельеф, геология и гидрогеология*: сведения о топографии и климатических условиях района; краткая характеристика пород (если можно, то по каждому горизонту); наименование, крепость, форма залегания, плотность, трещиноватость и другие физико-механические свойства; гидрогеология месторождения, обводненность взрываемых пород.

3. *Принятые или существующие* горно-технические условия производства взрывных работ: число одновременно разрабатываемых уступов, размеры и очередность разрабатываемых блоков (забоев); методы взрывных работ; применяемые буровые станки, другое бурильное оборудование; размеры некондиционного куска и принятый по карьере выход негабарита.

4. *Типовые элементы расположения зарядов*: наиболее эффективный вариант взрывных работ, принятый и обоснованный на основании опытных данных, опыта работы в аналогичных условиях, результатов научных исследований и технических разработок; выбор

типа буровых станков, диаметра скважины и шпуров; выбор ВВ и установление расчетной величины удельного расхода ВВ; определение типовых элементов расположения зарядов на уступе.

5. *Расчет зарядов*, их расположение и конструкция, схема взрывной сети. На основании типовых элементов расположения зарядов для каждого уступа определяются: элементы расположения скважин, масса зарядов и их конструкция; схема взрывания и интервал замедления между взрывами отдельных зарядов или их группами.

6. *Расчет конечных результатов взрыва*: определение гранулометрического состава взорванной горной массы, расчет отброшенной части развала пород, построение профиля развала пород, определение основных размеров развала, построение размещения разнородных пород уступа в развале с установлением их границ.

7. *Определение типовой серии* одновременно зарываемых зарядов. На основании годовой производственной мощности карьера и числа рабочих дней в году, режима взрывания и требуемого запаса взорванной горной массы определяется объем массовых взрывов по каждому блоку (уступу) и периодичность их выполнения. При этом устанавливаются расчетом: число одновременно взрываемых скважин на уступе и общая масса взрываемых зарядов; расположение скважин по фронту и глубине взрываемого блока; схемы взрывания; выход горной массы и негабарита по уступам и по карьере в целом; общее число массовых взрывов по карьере и потребность в ВВ и средствах взрывания (СВ).

8. *Разделка негабаритов*. По данным о выходе негабарита (%) уточняется число негабаритных кусков, определяются массы зарядов для их взрывания, расход бурения, ВВ, СВ.

9. *Типовая схема организации взрывных работ* должна гарантировать создание требуемого запаса взорванной горной массы и безопасность работ. При этом необходимо: произвести расчеты рабочей силы на буровые и взрывные работы; определить потребность в буровых станках, ремонтных работах, автотранспорте, ВВ и СВ; установить оптимальную организацию буровзрывных работ; разработать графики выполнения взрывных работ; на погоризонтных планах горных работ наметить сроки и очередность подготовки и взрывания блоков.

10. *Меры безопасности*. В разделе приводятся: расчет радиуса опасной зоны, устанавливаемой для людей и механизмов по разлету кусков породы, а также по воздействию сейсмических и ударных воздушных волн; границы опасной зоны, расположение ограждающих шлагбаумов, предупредительных надписей сигнальных мачт, блиндажей (укрытий), постов оцепления опасной зоны; порядок

подачи предупредительных сигналов и значения звуковой и световой сигнализации; меры безопасности для объектов, попадающих в пределы опасной зоны, места отвода людей и механизмов на время взрывов, а также другие дополнительные мероприятия.

11. *Экономическая часть.* На основании данных разделов 5,6,7 и 8 типового проекта составляется калькуляция стоимости буровых и взрывных работ, которая включает прямые затраты на материалы, основную заработную плату рабочих, эксплуатацию машин и механизмов. Определяются основные технико-экономические показатели буровых и взрывных работ.

К типовому проекту взрывных работ прилагаются:

*ситуационный план карьера*, включающий опасную зону при взрывах, в масштабе 1:2000 или 1:500 с нанесением мест взрывных работ, границ опасной зоны, постов оцепления, блиндажей на уступах; поперечные типовые профили; схема расположения скважин на уступе; конструкция заряда в скважине; схема взрывной сети; план горных работ с указанием срока взрыва блоков на каждом уступе, протокол утверждения проекта.

В соответствии с принятой в проекте типовой организацией взрывных работ и планом горных работ составляется график производства взрывных работ с указанием сроков и места проведения массовых взрывов. В нем определяются не только сроки и место (забой) проведения массовых взрывов, но и все организационно-технические мероприятия, а также лица, ответственные за их выполнение.

Организация работ по заряджению, подготовка к выполнению массового взрыва, а также все мероприятия по обеспечению мер безопасности предусматриваются распорядком проведения массового взрыва, который утверждается техническим директорам предприятия.

Прежде чем приступить к изложению методов непосредственного проектирования параметров и результатов массового взрыва рассмотрим предшествующие им горнотехнические условия и механизм разрушения массива пород взрывом.

## 2. ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

### 2.1. Тенденция развития взрывных технологий с углублением горных работ

Для взрывной подготовки горной массы к выемке на карьерах используют вертикальные в наклонные скважинные заряды диаметром 105–320 мм, шпуровые заряды диаметром до 70 мм и в редких случаях – камерные заряды величиной до сотен тонн [4]. Применяют следующие схемы расположения вертикальных в наклонных скважин (рис. 2.1): однорядное (а), многорядное одноуступное (б), многорядное каскадное (в) и многорядное многоуступное (г). Взрывание уступов производится как на свободную поверхность, так и на подпорную стенку из ранее взорванной горной массы.

Перечисленные схемы выбирают исходя из свойств взрываемых пород, производственной мощности карьера, элементов системы разработки и применяемого погрузочно-транспортного оборудования и других технологических требований. Окончательный выбор схемы расположения скважин может быть сделан только на основе анализа данных практики и опытных взрывов.

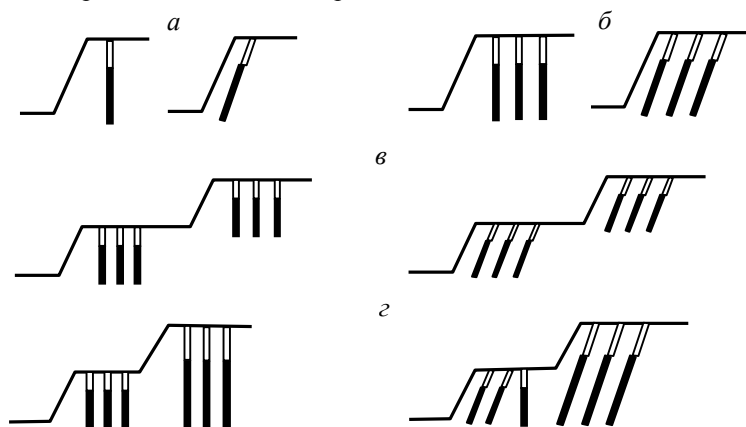


Рис. 2.1. Схемы расположения вертикальных и наклонных скважин:  
а – однорядное, б – многорядное одноуступное, в – многорядное каскадное,  
г – многорядное многоуступное.

С увеличением глубины карьеров усложняются технологические условия разработки месторождения и изменяются свойства массивов в

худшую сторону. В связи с этим намечаются следующие тенденции в развитии схем взрывания.

Переход на глубоких горизонтах, представленных в трудновзрываемыми породами, от многорядного (четыре-шесть рядов) расположения вертикальных скважин большого диаметра (250–320 мм) к одно-двухрядному взрыванию наклонных скважин небольшого диаметра 105–190 мм, повсеместное применение каскадного многоуступного взрывания:

Заряжение скважин сразу после окончания бурения для обеспечения их минимальных потерь.

Применение высокопроизводительных зарядных и забоечных машин, обеспечивающих быстрое и экономичное заряжение большого числа скважин уменьшенного диаметра.

Применение короткозамедленного взрывания, обеспечивающего максимальное снижение сейсмического действия взрыва на охраняемые объекты.

## **2.2. Требования к крупности дробления горной массы**

Основой проектирования взрывов является отчет о детальной разведке месторождения с подсчетом запасов и задание на проектирование. При этом руководствуются «Нормами технологического проектирования горнорудных предприятий с открытым способом разработки», «Едиными нормами выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности», «Едиными правилами безопасности при ведении взрывных работ» [5–8], типовыми проектами систем разработки, техническими правилами и нормативами производства взрывных работ на дневной поверхности, другими нормативными материалами новейшими данными научных исследований и передового опыта. Данные об элементах принятой системы разработки – высота уступа, ширина рабочей площадки, длина фронта уступа, средний объем взрыва и режим взрывных работ, а также параметры экскаваторов, транспортного и другого оборудования берутся из проекта карьера. Эти данные позволяют оценить взрываемость пород, определить требования к крупности взорванной массы, выбрать буровое оборудование, метод взрывных работ и схему их механизации.

Высоту уступа принимают по проекту карьера, но не более 1,5 максимальной высоты черпания экскаватора.

Взорванная горная масса по крупности дробления должна соответствовать следующим требованиям [1, 2]:

Допустимый максимальный размер кусков ( $d_{\max}$ ) определяют,

исходя из вместимости ковша экскаватора ( $V_3$ ), по формуле

$$d_{max} \leq 0,75\sqrt[3]{V_3}, \quad (2.1)$$

исходя из вместимости транспортных сосудов ( $V_t$ ), по формуле

$$d_{max} \leq 0,5\sqrt[3]{V_m}. \quad (2.2)$$

Вместимость транспортного оборудования согласно техническим условиям эксплуатации должна в 4–6 раз превышать вместимость ковша экскаватора.

Допустимый размер кусков при погрузке в перегрузочные бункера, приемные воронки дробилок, грохотов и т.п. принимают по формуле

$$d_{max} \leq (0,75 \div 0,85)b, \quad (2.3)$$

где  $b$ – ширина приемного отверстия, м.

Допустимый размер кусков при погрузке на ленточный конвейер

$$d_{max} < 0,5b' + 0,1, \quad (2.4)$$

где  $b'$ – ширина ленты конвейера, м.

Негабаритные куски породы подлежат вторичному дроблению.

При разработке сложноструктурных участков или такого месторождения в целом взрывные работы должны обеспечивать наименьшие перемешивание полезного ископаемого с вмещающими породами, что служит гарантом достижения низкого уровня количественных и качественных пород.

### **2.3. Горно-геологические показатели сложноструктурных блоков**

Месторождения руд цветных металлов, имеющие сложное геолого-морфологическое строение и разрабатываемые открытым способом по форме и размерам рудных тел, характеру оруденения и условиям залегания обычно подразделяются на четыре типа [9–11].

Однако анализ указанных и других литературных источников, их теоретическое осмысление показывает, что по характеру расположения рудных образований и их геометрическим параметрам сложноструктурные блоки в общем случае могут быть подразделены лишь на два типа [12]:

I тип – блоки, сложенные из сплошных рудных тел различной формы и размеров с прямолинейными (рис. 2.2 а) или криволинейными (рис. 2.2 б) контактами с породными прослоями. Контактные линии простираются от одной границы блока до другой. Прямолинейные контакты образуют с горизонтом углы, изменяющиеся от 0 до  $\pi$ . Криволинейные контакты имеют любую пространственную ориентацию и расположение, но взаимно не пересекаются.

II тип – блоки, сложенные из рассредоточенных рудных включений в виде геометрических фигур различной формы и размеров (многоугольники, эллипсы и т.д.) с прямолинейными (рис. 2.2 в) или криволинейными (рис. 2.2 г) контактами с вмещающими породами. Контактные линии или полностью располагаются внутри блока, или частично пересекают границы блока.

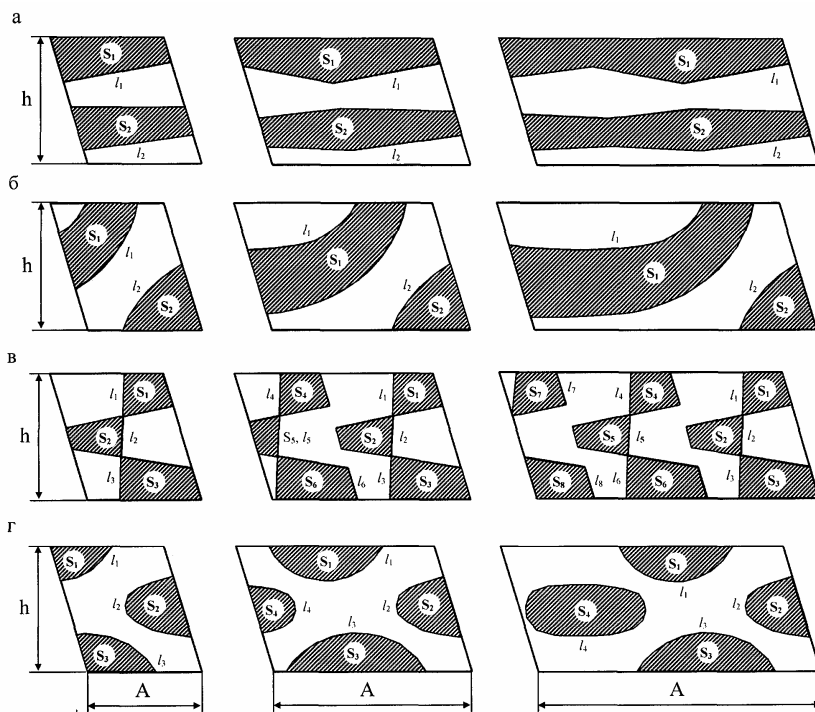


Рис. 2.2. Модели сложноструктурных блоков при однорядном (слева), двухрядном

(посередине) и трехрядном расположении скважин (справа)

В частном случае, первый тип сложноструктурных блоков может быть представлен горизонтальными, наклонными или вертикальными пластообразными рудными телами относительно выдержанной мощности (контактные линии параллельны) или линзообразными включениями переменной мощности, между которыми размещаются прослои пустых пород, а второй тип сложных блоков – гнездообразными рудными телами различных размеров.

Типизация сложноструктурных блоков предполагает их упорядочение для выбора рациональных параметров горных технологий при их селективной разработке и имеет ценность лишь в том случае, если упомянутые каким-то образом будут оценены количественно.

В основу таких методов оценки степени сложности строения месторождения, особенно его отдельных участков или блоков должна быть положена достоверная информация о конфигурации и размерах рудных включений и их взаимном пространственном размещении. При этом искомые технологические характеристики должны взаимоувязывать между собой все выявленные геометрические параметры геолого-морфологического строения блоков. Только в таком случае они будут объективно отражать естественное состояние изучаемого объекта и способствовать более полному извлечению полезных ископаемых из недр за счет назначения наиболее эффективных технологий буровзрывных и выемочно-погрузочных работ в условиях конкретных сложноструктурных блоков. В качестве искомых горно-геологических показателей могут быть рассмотрены сравнительно легко измеряемые величины:

- коэффициент рудонасыщенности блока;
- показатель сложности строения блока.

Из приведенной типизации сложноструктурных блоков (рис. 2.2) видно, что они прежде всего характеризуются уровнем насыщенности их полезным ископаемым. Это свойство для рассматриваемого разреза блока может быть оценено коэффициентом рудонасыщенности блока ( $k_{pn}$ ), вычисляемым по формуле

$$k_{pn} = \sum S_i / S_6 , \quad (2.5)$$

где  $S_i$  – площадь сечения  $i$ -го рудного включения на данном разрезе блока;  $S_6$  – площадь рассматриваемого сечения сложноструктурного

блока.

Число сечений зависит от протяженности сложноструктурного блока. Каждое сечение охватывает зону протяженностью равной, как правило, расстоянию между скважинами в ряду.

Величины  $S_i$  легко вычисляются по выделенным разрезам на компьютере с использованием программы Автокад.

На практике открытых горных работ при использовании современной мобильной выемочно-погрузочной техники высота сложноструктурного добычного уступа обычно не превышает 10 м, а наименьшая ширина заходки по целику составляет 8–10 м. При взрывном дроблении таких блоков выемка слоя полезного ископаемого мощностью ниже 2,5 м оказывается экономически невыгодной, а порой технически невозможной. Поэтому нижнее значение рассматриваемого показателя может быть принято равным 0,25, а верхнее значение 0,75. Это означает, что в большинстве случаев коэффициент рудонасыщенности сложноструктурного блока лежит в пределах 0,25–0,75. Нетрудно заметить, что предлагаемая характеристика, как относительная величина, распространяется на блоки любых геометрических размеров.

Исходя из изложенного и разумного шага между группами, сложноструктурный блок по степени рудонасыщенности может быть подразделен на:

- более рудонасыщенный ( $k_{рн} = 0,75–0,6$ );
- умеренно рудонасыщенный ( $k_{рн} = 0,6–0,4$ );
- менее рудонасыщенный ( $k_{рн} = 0,4–0,25$ ).

Очевидно, чем менее рудонасыщен блок, тем сложнее его отработка без количественных и качественных потерь. Однако, как показывают расчеты и опыт работы горнорудных предприятий, при одном и том же значении показателя рудонасыщенности достигаются различные конечные результаты по извлечению полезных ископаемых из недр. Определяющими параметрами блока в этом случае выступают размеры площадей отдельных рудных включений и линий их контактов с вмещающими породами в рассматриваемом объеме. Последние служат местом формирования потерь и разубоживания. Соотношение между обсуждаемыми геометрическими размерами рудных включений и характеризует степень сложности структуры блока.

Этот признак может быть оценен коэффициентом сложности геолого-морфологического строения блока ( $k_{сл}$ ), определяемым для рассматриваемого разреза из зависимости

$$k_{cl} = \sum l_i t / \sum S_i, \quad (2.6)$$

где  $l_i$  – длина контактных линий  $i$ -го рудного включения с вмещающими породами на данном разрезе;  $t$  – толщина слоя вмещающих пород (или руд), попадающих при экскавации в рудную массу (или в отгружаемую породу);  $S_i$  – площадь сечения  $i$ -го рудного включения на данном разрезе блока.

Длины контактных линий рудных залежей с вмещающими породами вычисляются по рассматриваемым разрезам на компьютере.

Как видно из равенства (2.6), показатель сложности строения блока ( $k_{cl}$ ) выражает отношение суммарной площади приконтактного слоя, примешиваемой породы или теряемой руды в пределах разреза блока к суммарной площади рудных включений в тех же пределах. В зависимости от содержания числителя этот показатель представляет либо потери, либо разубоживание, либо то и другое вместе взятое. Чем меньше сумма площадей рудных включений, тем больше коэффициент сложности геолого-морфологического строения блока и наоборот. Это обстоятельство достаточно полно отражает фактическое состояние дел на практике горных разработок.

Если толщина приконтактного слоя примешиваемой породы или теряемой руды для всех рудных включений величина постоянная, то ее можно вынести за знак суммы. Тогда количественные и качественные потери будут пропорциональны отношению сумм длин контактных линий к суммарной площади рудных включений на данном разрезе блока.

Как видно, коэффициент пропорциональности зависит от толщины слоя. Расчеты показывают, что для сложноструктурных месторождений рассматриваемый критерий при значении  $t$ , равном 0,25 м (десятой части наименьшей мощности рудного слоя), колеблется от 0,1 до 0,3. Причем, чем больше  $k_{cl}$ , тем сложнее структура блока и тем больше источник потерь. Основываясь на этом положении разнородный рудный блок по характеру строения можно разделить на:

- сложноструктурный ( $k_{cl} = 0,1-0,2$ );
- более сложноструктурный ( $k_{cl} = 0,2-0,3$ ).

Следует отметить, что при значении этой характеристики, превышающем 0,3 селективная выемка полезного ископаемого по экономическим соображениям становится весьма проблематичной, так как текущие потери (разубоживание) достигают больших размеров.

Для наглядного представления структуры сложных блоков определим численные значения предлагаемых горно-геологических показателей для модельных блоков, приведенных на рис. 2.2 (табл. 2.1). Представим, что они изображают десятиметровые сложноструктурные уступы. Ширина блока, соответствующего однорядному расположению скважин, составляет 9 м, двухрядному расположению скважин

Таблица 2.1.

Горно-геологические характеристики модельных сложноструктурных блоков в массиве

| Параметры                                  | Блоки          |                |                |               |
|--------------------------------------------|----------------|----------------|----------------|---------------|
|                                            | а              | б              | в              | г             |
| <i>При однорядном расположении скважин</i> |                |                |                |               |
| $S_{\text{бл}}$                            | 90             |                |                |               |
| $S_p (l_p)$                                | 47,62 (26,46)  | 42,91 (19,03)  | 38,3 (29,93)   | 36,41 (23,18) |
| $l_p / S_p$                                | 0,5557         | 0,443          | 0,7815         | 0,636         |
| $S_1 (l_1)$                                | 24,65 (8,67)   | 24,13 (11,94)  | 10,63 (7,44)   | 8,82 (5,18)   |
| $S_2 (l_2)$                                | 22,97 (17,79)  | 18,77 (7,09)   | 10,17 (13,47)  | 14,97 (10,69) |
| $S_3 (l_3)$                                |                |                | 17,49 (9,02)   | 12,61 (7,3)   |
| $K_{\text{рн}}$                            | 0,529          | 0,476          | 0,436          | 0,404         |
| $K_{\text{сл}}$                            | 0,1389         | 0,1108         | 0,1953         | 0,1591        |
| <i>При двухрядном расположении скважин</i> |                |                |                |               |
| $S_{\text{бл}}$                            | 157,5          |                |                |               |
| $S_p (l_p)$                                | 85,1 (47,17)   | 74,16 (32,14)  | 72,13 (58,92)  | 65,33 (43,11) |
| $l_p / S_p$                                | 0,5542         | 0,4333         | 0,8168         | 0,6599        |
| $S_1 (l_1)$                                | 43,93 (15,95)  | 55,38 (25,04)  | 10,63 (7,44)   | 17,95 (11,23) |
| $S_2 (l_2)$                                | 41,17 (31,22)  | 18,77 (7,09)   | 10,17 (13,47)  | 14,97 (10,70) |
| $S_3 (l_3)$                                |                |                | 17,49 (9,01)   | 23,41 (13,15) |
| $S_4 (l_4)$                                |                |                | 10,66 (10,14)  | 8,99 (8,03)   |
| $S_5 (l_5)$                                |                |                | 5,56 (7,18)    |               |
| $S_6 (l_6)$                                |                |                | 17,59 (11,66)  |               |
| $K_{\text{рн}}$                            | 0,54           | 0,47           | 0,458          | 0,415         |
| $K_{\text{сл}}$                            | 0,1386         | 0,1083         | 0,2042         | 0,1649        |
| <i>При трехрядном расположении скважин</i> |                |                |                |               |
| $S_{\text{бл}}$                            | 225            |                |                |               |
| $S_p (l_p)$                                | 119,46 (67,25) | 109,65 (45,69) | 100,85 (83,09) | 87,01 (57,47) |
| $l_p / S_p$                                | 0,5629         | 0,4167         | 0,8239         | 0,6605        |
| $S_1 (l_1)$                                | 61,62 (22,49)  | 90,87 (38,59)  | 10,63 (7,44)   | 17,95 (11,23) |
| $S_2 (l_2)$                                | 57,84 (44,75)  | 18,77 (7,09)   | 10,17 (13,47)  | 14,97 (10,70) |

|                 |        |        |               |               |
|-----------------|--------|--------|---------------|---------------|
| $S_3 (l_3)$     |        |        | 17,49 (9,01)  | 23,41 (13,15) |
| $S_4 (l_4)$     |        |        | 10,66 (10,14) | 30,67 (22,38) |
| $S_5 (l_5)$     |        |        | 10,18 (13,45) |               |
| $S_6 (l_6)$     |        |        | 17,59 (11,66) |               |
| $S_7 (l_7)$     |        |        | 11,12 (10,49) |               |
| $S_8 (l_8)$     |        |        | 12,97 (7,4)   |               |
| $K_{\text{рн}}$ | 0,5309 | 0,4873 | 0,4482        | 0,3867        |
| $K_{\text{сл}}$ | 0,1407 | 0,1042 | 0,206         | 0,1651        |

16 м и трехрядному расположению скважин 22,5 м. Численные значения рудных включений  $S_i$ , контактных линий –  $l_i$  с вмещающими породами и их суммы сведены в табл.2.1. Эти параметры блоков устанавливаются по данным проб взрывных скважин или геофизическим или другими методами. На разрезах, как отмечено выше, они вычисляются с использованием программы Автокад.

Горно-геологические характеристики сложноструктурных блоков при известных  $S_6$ ,  $S_i$ ,  $l_i$  вычисляются по формулам (2.5), (2.6). Их значения для данных условий также приведены в табл. 2.1.

Из анализа данных табл. 2.1 видно, что рассматриваемые разнородные рудные блоки обоих типов представляются умеренно рудонасыщенными ( $k_{\text{рн}}=0,39-0,54$ ) и сложноструктурными ( $k_{\text{сл}}=0,11-0,20$ ). Коэффициент сложности геолого-морфологического строения  $k_{\text{сл}}$  при постоянном  $t$  действительно пропорционален отношению  $l_p/S_p$ . Блоки II типа имеют относительно большее значение ( $k_{\text{сл}}=0,16-0,20$ ), чем блоки I типа ( $k_{\text{сл}}=0,10-0,14$ ). Это предопределяет более высокий уровень количественных и качественных потерь полезного ископаемого в блоках II типа, что является вполне естественным.

Предлагаемый критерий сложности геолого-морфологического строения блока  $k_{\text{сл}}$  служит основанием для принятия решения о селективной выемке разнородных рудных включений и назначения параметров, технологий буровзрывных работ и схем экскаваторной выемки руд из сложных блоков.

### **3. ОСНОВНЫЕ СВОЙСТВА ПОРОД И ВЗРЫВАЕМОСТЬ МАССИВА ПОРОД**

Проектирование параметров расположения зарядов в массиве горных пород и прогнозирование результатов взрыва возможно лишь при наличии достоверных сведений о физико-механических свойствах пород и массива, так как развитие взрыва при известных характеристиках ВВ и условиях взрывания зависит от конкретного сочетания этих величин. Поведение массива при взрыве, т. е. степень его сопротивляемости разрушению, обычно выражается взрываемостью – специфическим свойством массива горных пород, обусловливаемым заданной совокупностью природных характеристик пород [13]. Для оценки взрываемости среды и эффекта взрыва в ней целесообразно сначала рассмотреть основные свойства горных пород и трещиноватость массивов ряда конкретных месторождений.

#### **3.1. Упругие, прочностные свойства пород и трещиноватость горных массивов**

В качестве объекта рассмотрения выбраны месторождения, у которых упругие, прочностные и структурные свойства пород колеблются в больших пределах. Составив различные комбинации этих характеристик, можно получить широкий класс пород по взрываемости, адекватный реальным массивам месторождений твердых полезных ископаемых [12,13].

*Коунрадское месторождение* медных руд представлено вторичными кварцитами из гранодиорит-порфиров и эффузивных порфиров, супергенно измененными вторичными кварцитами и неизмененными гранодиорит-порфирами. Вмещающие породы и руды не отличаются друг от друга по своим физико-механическим свойствам, они сравнительно однородны. Наиболее плотные и крепкие породы – первичные гранодиорит-порфиры, вторичные кварциты из эффузивных порфиров – имеют коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова  $f=12-14$ , для вторичных кварцитов из гранодиорит-порфиров он равен 8–10.

*Акжалское месторождение* полиметаллических руд сложено эффузивно-осадочными отложениями среднего, верхнего девона и нижнего карбона. В пределах рудного поля значительно распространены интрузивные породы. Основные типы пород характеризуются следующими коэффициентами крепости: диорит-порфирит, бугристый известняк 8–10, известняк мраморизованный 10–

12, известняк светло-серый крупнозернистый 10–14, скарнированный известняк 14–16.

*Саякское месторождение* представлено вулканогенно-обломочными и карбонатными породами нижнего карбона, эффузивными образованиями и интрузивными породами средневаржского комплекса. Структура месторождения очень сложная, распространены разрывные нарушения самых различных масштабов, направлений и типов. Оруденелыми породами в основном являются скарны, в подчиненном значении находятся гранодиориты. Вмещающие породы – ороговикованные песчаники, туфопесчаники, известняки, туфоалевролиты, мраморы, диоритовые порфириды, гранатовые и пироксен-гранатовые скарны. Коэффициент крепости у ороговикованных туфов и песчаников 14–18, рудных и безрудных скарнов, диоритовых и диабазовых порфиров 14–18, гранодиоритов 14–16, массивных известняков 10, мраморов – 8.

К основным свойствам горных пород, характеризующим их поведение при динамических нагрузках, как известно, относятся: плотность, скорости распространения продольной и поперечной волн, модуль упругости, коэффициент Пуассона и пределы прочности на сжатие, растяжение и сдвиг. Эти константы пород устанавливаются стандартными методами на образцах правильной и полуправильной формы [14]. Главные упругие и прочностные свойства горных пород указанных месторождений, определенные с использованием известных методик, приведены в табл. 3.1. Коэффициент Пуассона, найденный методом критического угла на образцах полуправильной формы, оказался равным 0,26–0,34. Модуль упругости легко вычисляется по формулам теории упругости при подставке в них конкретных значений плотности, скорости продольной волны и коэффициента Пуассона.

Существенное влияние трещиноватости (блочности) пород на крупность взорванной горной массы отмечалось давно и многими исследователями. Одним из первых М.М. Протодяконов заметил, что наличие трещиноватости в породах существенно улучшает (облегчает) их взрываемость. Известная квалификация пород М.М. Протодяконова по коэффициенту крепости была составлена для практически монолитных пород, обычно встречаемых на подземных работах (при проходке выработок и др.). Именно поэтому взрываемость пород прежде всего увязывалась с их крепостью.

А.Ф. Суханов при составлении классификации горных пород по взрываемости писал, что классификация по трещиноватости представляет практический интерес, так как трещиноватость иногда является решающим фактором для отделения породы от массива. Чем

более трещиновата порода, тем легче ее добыча.

Таблица 3.1.  
Основные свойства горных пород Коунрадского, Акжалского и  
Саякского месторождений

| Породы (их индексы)                                  | Плотность пород, кг/м <sup>3</sup> | Скорость звука, м/с | Предел прочности (МПа) на |            |       |
|------------------------------------------------------|------------------------------------|---------------------|---------------------------|------------|-------|
|                                                      |                                    |                     | сжатие                    | растяжение | сдвиг |
| Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания (К-1) | 2720                               | 5200                | 157,0                     | 15,7       | 22,6  |
| Вторичные кварциты из:                               |                                    |                     |                           |            |       |
| эффузивных порфиров, крепкие (К-2)                   | 2770                               | 5200                | 133,4                     | 15,2       | 23,0  |
| эффузивных порфиров, средние (К-3)                   | 2740                               | 4820                | 107,9                     | 13,2       | 20,0  |
| гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные (К-4)     | 2760                               | 4820                | 92,2                      | 9,8        | 17,2  |
| гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные (К-5)   | 2740                               | 4550                | 71,6                      | 8,3        | 14,2  |
| гранодиорит-порфиров, коалинизированные (К-6)        | 2500                               | 3500                | 35,3                      | 3,9        | 5,9   |
| Скарнированный известняк (А-1)                       | 2840                               | 4250                | 209,9                     | 19,6       | 33,3  |
| Крупнозернистый известняк (А-2)                      | 2820                               | 4350                | 175,6                     | 16,2       | 27,4  |
| Мраморизованный известняк (А-3)                      | 2820                               | 3820                | 158,9                     | 12,3       | 19,6  |
| Диорит-порфирит Акжала (А-4)                         | 2720                               | 5700                | 107,9                     | 10,3       | 16,2  |
| Ороговикальный песчаник (С-1)                        | 3060                               | 4410                | 258,0                     | 21,6       | 38,2  |
| Диорит-порфирит Саяка (С-2)                          | 2900                               | 4920                | 251,1                     | 21,1       | 34,3  |
| Туфопесчаник (С-3)                                   | 2700                               | 4640                | 243,3                     | 20,6       | 35,8  |
| Диабазовый порфирит (С-4)                            | 2840                               | 4210                | 235,4                     | 17,7       | 28,0  |
| Актинолит-гранатовые скарны (С-5)                    | 2900                               | 5390                | 210,0                     | 20,6       | 34,3  |
| Гранодиориты Саяка (С-6)                             | 2730                               | 4960                | 189,3                     | 16,2       | 28,4  |
| Эпидот-пироксеновые скарны (С-7)                     | 2900                               | 5700                | 179,5                     | 17,6       | 27,4  |
| Оруденелые скарны (С-8)                              | 3800                               | 5900                | 172,6                     | 16,7       | 26,0  |
| Массивный известняк (С-9)                            | 2820                               | 3860                | 145,2                     | 12,7       | 21,6  |
| Мрамор белый (С-10)                                  | 2710                               | 4800                | 66,7                      | 5,9        | 10,3  |

До недавнего времени для упрощения исследований предполагалось, что массив пород сложен отдельностями одного усредненного размера. Считалось также, что разные массивы различаются только степенью трещиноватости. В действительности трещиноватый массив представлен отдельностями разного размера и имеет вполне определенный гранулометрический состав. На этот факт в числе первых обратили внимание А.Ж. Машанов [15] и В.К. Рубцов [16]. В.К. Рубцов

предложил трещиноватость массива характеризовать средним расстоянием между трещинами и содержанием крупных отдельностей в массиве.

Исходя из работ В.К. Рубцова и др., Межведомственной комиссией по взрывным работам была принята единая классификация горных пород по степени трещиноватости в массивах (табл. 3.2) [1]. В результате исследований, проведенных под руководством В.В. Ржевского, эта классификация была дополнена еще одним важным параметром – акустическим показателем трещиноватости, равным отношению квадратов скоростей продольных волн в массиве и образце данной породы. При проведении массовых взрывов в зажатой среде, что исключает измерения на обнажениях, наиболее перспективными являются сейсмические и акустические методы оценки трещиноватости породного массива.

Таблица 3.2.

Классификация горных пород по степени трещиноватости [1]

| Категория трещиноватости пород | Степень трещиноватости (блочности) массива           | Средние расстояния между естественными трещинами всех систем, м | Акустический показатель | Содержание (%) в массиве отдельностей крупнее |        |        |
|--------------------------------|------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------|-------------------------|-----------------------------------------------|--------|--------|
|                                |                                                      |                                                                 |                         | 0,3м                                          | 0,7м   | 1,0м   |
| I                              | Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)              | до 0,1                                                          | 0,1–0,01                | до 10                                         | 0      | 0      |
| II                             | Сильнотрещиноватые (среднеблочные)                   | 0,1–0,5                                                         | 0,25–0,10               | 10–70                                         | до 30  | до 5   |
| III                            | Среднетрещиноватые (крупноблочные)                   | 0,5–1,0                                                         | 0,40–0,25               | 70–100                                        | 30–80  | 5–40   |
| IV                             | Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)              | 1,0–1,5                                                         | 0,60–0,40               | 100                                           | 80–100 | 40–100 |
| V                              | Практически монолитные (исключительно крупноблочные) | более 1,50                                                      | 1,00–0,60               | 100                                           | 100    | 100    |

В массиве горных пород отмечаются трещины трех порядков. Трещины первого и второго порядков определяют сопротивляемость пород бурению и измельчению в дробилках [1,4].

Трещины третьего порядка наиболее существенно влияют на эффективность взрывания массива горных пород. К ним относятся эндогенные трещины, возникающие при метаморфизации пород за счет

уменьшения объема пород. Кроме того, к ним принадлежат тектонические трещины, развивающиеся в горных породах под влиянием тектонических сил, искусственные трещины, образующиеся в породах при ведении горных работ, и трещины выветривания. Все трещины третьего порядка имеют значительное простирание, измеряемое сантиметрами, метрами и даже километрами. Величина их раскрытия изменяется от  $10^{-6}$  до  $10^{-1}$  м. Эти трещины могут заполняться другими породами или оставаться незаполненными. Для трещин третьего порядка характерно то, что они делят породы на структурные элементы – отдельности [15,16].

Таким образом, изучение трещиноватости массива пород сводится к определению характеристик трещин третьего порядка.

Блочность массивов Коунрадского, Акжалского и Саякского месторождений измерялась на обнажениях непосредственно и фотопланиметрическим способом. Для этого в нижней части подобранного от предыдущего взрыва забоя выделялась полоса шириной 2,0 м. Вдоль нее протягивалась лента с делениями и подсчитывалось число естественных трещин, пересекающих ленту. Одновременно с этим по методу П.Э. Зуркова определялся гранулометрический состав отдельностей массива [13].

Данные по гранулометрическому составу естественных отдельностей массива приведены в табл. 3.3. Анализ этих данных показывает, что на разных месторождениях содержание естественных отдельностей массива по некоторым типам пород совпадает довольно близко. В то же время в пределах даже одного месторождения (за исключением Акжалского) не наблюдается какая-либо четкая связь между крепостью пород и блочностью массива. Породы с одинаковой крепостью могут иметь различный гранулометрический состав естественных отдельностей. Мало того, более крепкие породы могут иметь меньший средний размер блока, чем менее крепкие породы. Все это в явной форме выражает сложную роль трещиноватости при оценке массива как объекта разрушения.

По гранулометрическому составу был вычислен средний диаметр отдельности по типам пород, который практически совпадал со значением среднего расстояния между трещинами. Следует подчеркнуть, что в табл. 3.3 приведено среднеарифметическое содержание фракций, полученное в результате большого числа замеров. Причем суммарная длина обследованных участков по каждому типу пород составляла не менее 5 км. Коэффициент вариации в случае самого неблагоприятного сочетания не превышал 25 %.

Таблица 3.3.  
Характеристики трещиноватости массивов пород

| Породы(их крепость)                                                                                        | Содержание (%) отдельностей размером (м) |           |           |           |            |           |       | Средний диаметр отдельности, м |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------|-----------|-----------|-----------|------------|-----------|-------|--------------------------------|
|                                                                                                            | <0,20                                    | 0,21–0,40 | 0,41–0,60 | 0,61–0,80 | 0,81–0,100 | 1,01–1,20 | >1,21 |                                |
| Интенсивно дробленные вторичные кварциты из эффузивных порфиров ( $f=8$ ), гранодиорит-порфиры ( $f=12$ )  | 47,1                                     | 29,0      | 10,4      | 5,3       | 4,0        | 3,2       | 1,0   | 0,32                           |
| Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ( $f=8-10$ ), эффузивных порфиров ( $f=8-12$ )                  | 30,0                                     | 19,2      | 14,5      | 12,7      | 11,0       | 8,6       | 4,0   | 0,50                           |
| Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ( $f=12-14$ ), эффузивных порфиров, плотные ( $f=12$ )          | 15,5                                     | 16,1      | 13,6      | 13,2      | 12,1       | 12,3      | 17,2  | 0,70                           |
| Диорит-порфиры, бугристый известняк ( $f=8-10$ )                                                           | 42,0                                     | 28,0      | 14,7      | 6,5       | 4,5        | 3,3       | 1,0   | 0,33                           |
| Известняк мраморизованный, известняк крупнозернистый ( $f=10-14$ )                                         | 30,0                                     | 20,8      | 14,3      | 11,4      | 9,9        | 8,1       | 5,5   | 0,50                           |
| Известняк скарнированный ( $f=14-16$ )                                                                     | 19,8                                     | 17,2      | 15,5      | 9,7       | 8,2        | 10,5      | 19,1  | 0,66                           |
| Ороговикованный песчаник, туфопесчаник, диабазовые и диоритовые порфириты, гранодиориты ( $f=14-18$ )      | 28,5                                     | 20,5      | 13,0      | 11,2      | 11,0       | 9,6       | 6,2   | 0,52                           |
| Актинолит-гранатовые, эпидот-пироксеновые, оруденелые скарны ( $f=14-18$ ), массивный известняк ( $f=10$ ) | 14,0                                     | 15,3      | 12,6      | 11,4      | 12,7       | 14,5      | 19,5  | 0,72                           |
| Мраморы ( $f=8$ )                                                                                          | –                                        | –         | 5,0       | 12,0      | 20,0       | 29,0      | 34,0  | 1,05                           |

Акустический показатель трещиноватости определялся по методике, разработанной под руководством В.В. Ржевского. Средние значения скоростей продольной волны в массиве и акустического показателя трещиноватости приведены в табл. 3.4. Из таблицы видно, что наименьшие значения скоростей наблюдаются в

сильнотрещиноватых, умеренные – в малотрещиноватых массивах. Причем в первом случае скорость продольной волны в массиве в два с лишним раза меньше, чем в образцах. Это обуславливает меньшую акустическую жесткость пород в массиве.

Таблица 3.4.

Акустические характеристики пород

| Породы (их крепость)                                                                                       | Средний диаметр отдельности, м | Скорость звука (км /с) в |         | Акустический показатель |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------|--------------------------|---------|-------------------------|
|                                                                                                            |                                | образцах                 | массиве |                         |
| Интенсивно дробленные вторичные кварциты из эффузивных порфиров ( $f=8$ ), гранодиорит-порфиры ( $f=12$ )  | 0,32                           | 3,5–4,8                  | 1,3–1,8 | 0,14                    |
| Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ( $f=8-10$ ), эффузивных порфиров ( $f=8-12$ )                  | 0,50                           | 4,5–4,8                  | 1,7–2,5 | 0,14–0,27               |
| Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ( $f=12-14$ ), эффузивных порфиров, плотные ( $f=12$ )          | 0,70                           | 5,2                      | 2,4–3,2 | 0,25–0,38               |
| Диорит-порфиры, бугристый известняк ( $f=8-10$ )                                                           | 0,33                           | 3,8–5,7                  | 1,4–1,7 | 0,10–0,13               |
| Крупнозернистый, мраморизованный известняк ( $f=10-14$ )                                                   | 0,50                           | 3,8–4,4                  | 1,6–2,4 | 0,18–0,30               |
| Скарнированный известняк ( $f=14-16$ )                                                                     | 0,66                           | 3,6–4,2                  | 2,2–2,6 | 0,37–0,40               |
| Ороговикованный песчаник, туфо-песчаник, диабазовые и диоритовые порфириты, гранодиориты ( $f=14-18$ )     | 0,52                           | 4,0–4,8                  | 1,7–2,6 | 0,20–0,30               |
| Актинолит-гранатовые, эпидот-пироксеновые, оруденелые скарны ( $f=14-16$ ), массивный известняк ( $f=10$ ) | 0,72                           | 4,2–5,5                  | 2,4–3,4 | 0,32–0,38               |

Сопоставление показателей трещиноватости, приведенных в табл. 3.3, 3.4, показывает, что породы первого типа Коунрадского и Акжалского месторождений относятся к сильнотрещиноватым (среднеблочным), а все остальные породы (за исключением мраморов) всех трех карьеров – к среднетрещиноватым (крупноблочным). Мраморы Саяжского месторождения слагают малотрещиноватые

(весьма крупноблочные) массивы.

### **3.2. Характеристики взрываемости массива горных пород**

Взрываемость массива горных пород – его сопротивляемость разрушению при взрывании, как известно, находится в тесной связи с прочностью, вязкостью, плотностью породы и трещиноватостью массива. С увеличением прочности пород при прочих равных условиях возрастает их сопротивляемость внешним усилиям. Эта зависимость отражена в известной классификации горных пород М.М. Протодяконова. Корреляционную связь между характеристикой трудности отделения пород от массива и коэффициентом их крепости отмечается в работах [4,17]. Большое влияние на взрываемость пород оказывает трещиноватость массива [17,18]. В зависимости от частоты и характера трещин изменяется и процесс разрушения горных пород. При наличии густой сети микротрещин обычно наблюдается хорошее дробление породы, а при редкой сети макротрещин – значительный выход крупных кусков.

Что касается плотности пород, то с ее увеличением при прочих равных условиях потребуется больше затрат энергии ВВ на разрушение и перемещение взорванной породы.

Во взрывающей среде эти свойства пород проявляются в различном сочетании между собой, поэтому сопротивляемость массива пород разрушению должна учитывать их комплексное влияние. В связи с отсутствием обоснованной физической характеристики взрываемости пород оценивалась удельным расходом ВВ (или энергии) на разрушение данного объема до кусков определенной крупности. Фактический удельный расход ВВ по породам одинаковой трудности взрывания на разных карьерах отличается друг от друга в 1,5–2,5 раза и объективно сравнивать массивы пород разных месторождений по их взрываемости в таких случаях не представляется возможным.

Для исключения подобных случаев при расчете удельного расхода ВВ акад. В.В. Ржевский предложил учесть четыре основополагающих условия [1]. При соблюдении указанных условий эталонный удельный расход эталонного ВВ определяется из эмпирического выражения

$$q_э = 2 \cdot 10^{-10} (\sigma_{сжс} + \sigma_{сд} + \sigma_p) + 2 \cdot 10^{-3} \rho_o, \text{ кг/м}^3, \quad (3.1)$$

где  $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{сд}$ ,  $\sigma_p$  – пределы прочности породы на сжатие, сдвиг и растяжение, Па;  $\rho_o$  – плотность породы, кг/м<sup>3</sup>.

Рассчитанный по этой формуле удельный расход ВВ для большинства горных пород изменяется от 0,005 до 0,050 кг/м<sup>3</sup>, достигая в отдельных случаях 0,070–0,100 кг/м<sup>3</sup>. По величине  $q_v$  с шагом 0,010 кг/м<sup>3</sup> все горные породы по трудности дробления взрывом разделены на пять классов (табл.3.5).

По аналогии с эталонным расходом ВВ (3.1) в качестве характеристики сопротивляемости массива пород взрывному разрушению может быть принято значение номинального удельного расходов ВВ, которые определяется из формулы [13]

$$q_n = A \cdot d_e (\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_p) + B \rho_o, \text{ кг/м}^3, \quad (3.2)$$

где А, В – коэффициенты, зависящие от метода взрывных работ;  $d_e$  – средний размер естественной отдельности в массиве, м.

По фактическим данным Коунрадского, Саякского и Акжалского рудников при скважинных зарядах  $A=3,3 \cdot 10^{-9} \text{ с}^2/\text{м}^3$ ,  $B=4 \cdot 10^{-5}$ .

Номинальный расход ВВ, вычисленный по формуле (3.2), для типичных горных пород составляет 0,15–0,10 кг/м<sup>3</sup> и очень близок к фактическому удельному расходу ВВ. Результаты вычислений справедливы для значений  $d_e$  от 0,1 до 1,7м.

По величине номинального расхода ВВ с шагом 0,2 кг/м<sup>3</sup> все породы по степени трудности взрывания по аналогии с [1] могут быть разделены на пять классов (табл. 3.5). Как показывают расчеты, эти классы охватывают довольно широкий круг массивов горных пород и подтверждаются данными других карьеров [3,18].

Широко распространенные критерии взрываемости горных пород – различные удельные расходы ВВ – помимо упругих, прочностных и структурных свойств массива ставится в зависимость еще от параметров расположения заряда, условий взрывания и качества дробления. В то же время совершенно очевидно, что условия и параметры взрывания являются средством достижения необходимого качества дробления, а последнее – результатом взрыва. Естественно, эти факторы как вторичные никак не могут повлиять на специфическое свойство пород – сопротивляемость их разрушению при взрывании.

Для устранения субъективности в оценке сопротивляемости пород разрушению при взрывании, вызванной отмеченными причинами, под взрываемостью следует понимать обобщенное свойство

массива, определяемое заданным сочетанием природных характеристик пород – их упругих, прочностных и структурных констант. Иначе говоря, искомая характеристика взрываемости должна быть функцией следующих основных величин:

$$v = v(\rho_0, c, \nu, E, \sigma_{сж}, \sigma_p, d_e, k), \quad (3.3)$$

где  $v$  – характеристика взрываемости массива пород;  $c$  – скорость звука в среде;  $\nu$  – коэффициент Пуассона (для большинства горных пород  $\nu=0,3$ );  $E$  – модуль упругости среды  $E=(1+\nu)(1-2\nu)\rho_0 c^2/(1-\nu)$ ;  $d_e$  – средний размер естественной отдельности;  $k$  – коэффициент, учитывающий свойство материала заполнителей и раскрытие трещин.

Анализ простых теорий разрушения материалов и размерностей показывает, что из совокупности базовых свойств породы, приведенных в первой части выражения (3.3), можно составить один параметр с размерностью скорости, характеризующий рассматриваемый процесс [13].

На основании проведенных исследований критическая скорость разрушения массива пород при взрыве может быть определена из выражения:

$$g_{кр} = k\sqrt{gd_e} + \frac{\sigma_{раз}}{\rho_0 c}, \quad (3.4)$$

где  $g$  – ускорение свободного падения,  $m/c^2$ ;  $\sigma_{раз}=(0,1\sigma_{сж} + \sigma_p)$  – разрушающее напряжение.

Предлагаемая характеристика взрываемости удачно взаимоувязывает основные базовые свойства пород и массива. Она имеет ясный физический смысл. Так, первое слагаемое критической скорости представляет собой результат действия разрушающих усилий, направленных на расчленение массива на естественные отдельности, а второе слагаемое – результат разрушения самих отдельностей при сложном объемном нагружении в данной среде. Выражение нового критерия в виде суммы слагаемых не противоречит тому, что эти процессы по времени протекают одновременно.

Из формулы (3.4) следует, что при идентичных физико-механических свойствах пород увеличение среднего диаметра естественной отдельности, а также большое раскрытие трещин приводят к росту необходимых усилий на разрушение. При одинаковой трещиноватости (блочности) массива дробление более прочных пород требует больше энергетических затрат. Эти выводы

хорошо согласуются с закономерностями, известными из практики. Кроме того, при дроблении одиночной естественной отдельности по физическому смыслу  $k=0$ , в результате чего уравнение (3.4) вырождается в зависимость, характеризующую разрушение едичного блока. Это лишний раз подтверждает теоретическую обоснованность конструирования формулы (3.4).

Новая физическая характеристика взрываемости – критическая скорость разрушения массива при взрыве – рассчитывается по известным упругим, прочностным и структурным свойствам пород. В отличие от широко распространенного технологического критерия взрываемости – удельного расхода ВВ – она не зависит от параметров расположения заряда, условий взрывания и качества дробления. Следовательно, на определение  $v_{кр}$  не накладываются дополнительные ограничения, и она как объективная характеристика сопротивляемости массива разрушению может быть положена в основу классификации горных пород по взрываемости.

Критические скорости разрушения, вычисленные по формуле (3.4), для типичных скальных пород при различном возможном сочетании их физико-механических и структурных свойств изменяются от 2,5 до 7,0 м/с. Поскольку большое число классов пород по взрываемости нецелесообразно [1], по величине  $v_{кр}$  с шагом 0,9 м/с все породы по рассматриваемому признаку могут быть разделены на пять классов (табл. 3.5): I класс – легковзрываемые ( $v_{кр} < 3,6$  м/с), II класс – средневзрываемые ( $v_{кр} = 3,6–4,5$  м/с), III класс – трудновзрываемые ( $v_{кр} = 4,5–5,4$  м/с), IV класс – весьма трудновзрываемые ( $v_{кр} = 5,4–6,3$  м/с) и V класс – исключительно трудновзрываемые породы ( $v_{кр} > 6,3$  м/с).

Таблица 3.5.  
Классификация пород по взрываемости

| Класс породы | Породы                         | Критерии взрываемости     |                           |                |
|--------------|--------------------------------|---------------------------|---------------------------|----------------|
|              |                                | $q_d$ , кг/м <sup>3</sup> | $q_n$ , кг/м <sup>3</sup> | $g_{кр}$ , м/с |
| I            | Легковзрываемые                | <0,01                     | <0,3                      | <3,6           |
| II           | Средневзрываемые               | 0,01-0,02                 | 0,3-0,5                   | 3,6-4,5        |
| III          | Трудновзрываемые               | 0,02-0,03                 | 0,5-0,7                   | 4,5-5,4        |
| IV           | Весьма трудновзрываемые        | 0,03-0,04                 | 0,7-0,9                   | 5,4-6,3        |
| V            | Исключительно трудновзрываемые | 0,04-0,05                 | >0,9                      | >6,3           |

При расчете критических скоростей разрушения использованы данные измерений на обнажениях, которые показали, что средняя величина раскрытия трещин составляет: для мрамора  $\delta = 3 \cdot 10^{-3}$  м, для

всех остальных пород  $\delta = 2 \cdot 10^{-3}$  м. Кроме того, материал заполнителей трещин крепких пород ( $\delta_{сж} > 157$  МПа), как правило, более плотный, что способствует меньшей потере энергии волн напряжений на контактах отдельностей.

Исходя из изложенного, коэффициент, учитывающий свойство материала заполнителей и раскрытие трещин, принят: для мрамора  $k=1,3$ , для крепких пород  $k=0,85$  и для всех остальных пород  $k=1,0$ .

Классификация пород по взрываемости рассмотренных месторождений, составленная на основе новой физической характеристики приведена в табл. 3.6.

Таблица 3.6

Классы и степень взрываемости пород Коунрадского, Ажжальского и Саяжского карьеров

| Породы<br>(их индексы)                                       | Характеристики массива |                       | Удельный<br>расход<br>ВВ, кг/м³ |
|--------------------------------------------------------------|------------------------|-----------------------|---------------------------------|
|                                                              | d <sub>c</sub> , м     | v <sub>кр</sub> , м/с |                                 |
| I. Легковзрываемые (d <sub>c</sub> =0,32м)                   |                        |                       |                                 |
| Вторичные кварциты из:<br>эффузивных порфиров, среднее (К-3) | 0,32                   | 3,6                   | 0,25                            |
| гранодиорит-порфиров, умеренно<br>окварцованные (К-5)        | 0,32                   | 3,0                   | 0,25                            |
| то же, коалинизированные (К-6)                               | 0,32                   | 2,6                   | 0,25                            |
| Диорит-порфирит (А-4)                                        | 0,32                   | 3,1                   | 0,25                            |
| Бугристый известняк (А-5)                                    | 0,32                   | 3,0                   | 0,25                            |
| II. Средневзрываемые (d <sub>c</sub> =0,5м)                  |                        |                       |                                 |
| Вторичные кварциты из:<br>эффузивных порфиров, крепкие (К-2) | 0,50                   | 4,2                   | 0,40                            |
| гранодиорит-порфиров, средние (К-3)                          | 0,50                   | 4,0                   | 0,40                            |
| то же, сильно окварцованные (К-4)                            | 0,50                   | 3,7                   | 0,40                            |
| Мраморизованный известняк (А-3)                              | 0,50                   | 4,5                   | 0,45                            |
| III. Трудновзрываемые (d <sub>c</sub> =0,52-0,72м)           |                        |                       |                                 |
| Гранодиорит-порфиры без признаков<br>окварцевания (К-1)      | 0,70                   | 4,9                   | 0,60                            |
| Вторичные кварциты<br>из эффузивных порфиров, крепкие (К-2)  | 0,70                   | 4,6                   | 0,60                            |
| Скарнированный известняк (А-1)                               | 0,66                   | 5,4                   | 0,70                            |
| Крупнозернистый известняк (А-2)                              | 0,66                   | 4,9                   | 0,70                            |
| Ороговикованный песчаник (С-1)                               | 0,52                   | 5,4                   | 0,70                            |
| Диорит-порфирит (С-2)                                        | 0,52                   | 5,2                   | 0,70                            |
| Туфопесчаник (С-3)                                           | 0,52                   | 5,5                   | 0,70                            |
| Диабазовый порфирит (С-4)                                    | 0,52                   | 5,4                   | 0,70                            |
| Гранодиорит (С-6)                                            | 0,52                   | 4,5                   | 0,70                            |
| Эпидот-пироксеновые скарны (С-7)                             | 0,72                   | 4,8                   | 0,70                            |
| Оруденелые скарны (С-8)                                      | 0,72                   | 4,8                   | 0,70                            |
| Массивный известняк (С-9)                                    | 0,72                   | 4,8                   | 0,70                            |
| Белый мрамор (С-10)                                          | 1,05                   | 5,1                   | 0,70                            |

|                                   |      |     |      |
|-----------------------------------|------|-----|------|
| Актинолит-гранатовые скарны (С-5) | 0,72 | 5,0 | 0,70 |
|-----------------------------------|------|-----|------|

## **4. ТЕОРИЯ РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА ПОРОД ВЗРЫВОМ**

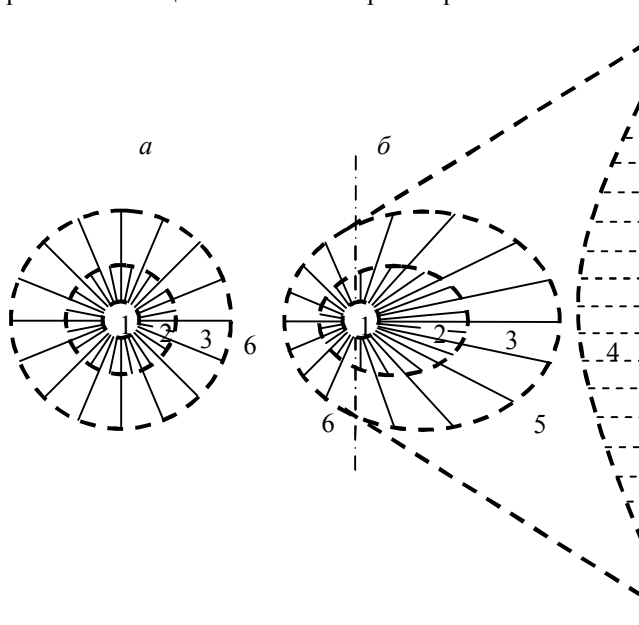
### **4.1. Поэтапная модель разрушения массива пород взрывом**

Динамическое разрушение горных пород действием взрыва заряда ВВ зависит от конкретного сочетания многочисленных влияющих факторов. Для определения наиболее существенных из них необходимо иметь ясное представление о развитии взрыва в твердой среде. В связи с этим рассмотрим физическую картину взрывного разрушения массива крепких горных пород, в основу которой положена наиболее удачная, получившая экспериментальное подтверждение и ставшая классической схема действия взрыва, предложенная Г.И. Покровским [19].

Согласно этой схеме, после практически одновременной детонации сферического заряда ВВ в момент, когда детонационная волна доходит до поверхности заряда, соприкасающейся со средой, на породу действуют взрывные газы с весьма высоким давлением. В результате в среде возникает волна сжатия, которая сжимает, раздавливает и переводит в текучее состояние слой породы на контакте продукты взрыва – среда. Материал среды здесь будет испытывать состояние всестороннего сжатия. Размеры образовавшейся при этом зоны сжатия (раздавливания) всецело зависят от давления, развиваемого в ПВ в этой зоне, прочностных и упругих свойств окружающей заряд породы.

При дальнейшем удалении от центра взрыва интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, снижается и процесс разрушения носит иной характер. Частицы породы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают перемещаться вдоль радиусов, исходящих из центра взрыва. В результате каждый элементарный сферический (цилиндрический) слой, мысленно выделяемый в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных трещин, расходящихся во все стороны от заряда. Иначе говоря, нарушение сплошности материала в зоне происходит путем образования трещин, направленных по нормальям к поверхности сферы (цилиндра). Появление радиальных трещин обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв. При дальнейшем удалении от центра взрыва деформации, вызванные

растягивающими напряжениями, прекращаются и новые трещины не образуются. Однако возникшие ранее трещины могут распространяться еще на некоторое расстояние благодаря



перераспределению напряжений около их концов, где происходит концентрация растягивающих усилий. Размеры зоны радиальных трещин зависят от трещиноватости массива пород, их физико-механических свойств, передачи энергии ВВ в волну напряжений и времени их воздействия на среду (рис. 4.1).

Рис. 4.1. Разрушение массива пород при взрыве в безграничной среде (а) и вблизи свободной поверхности (б): 1 – взрывная полость; 2–6 – зоны:  
2 – раздавливания; 3 – радикальных трещин; 4 – трещин, развиваемых от свободной поверхности; 5 – совокупного разрушения; 6 – неразрушенная

На размеры этих зон существенное влияние оказывают и расширяющиеся газообразные продукты взрыва [9–23].

В остальной части среды за пределами отмеченных зон волна сжатия приводит к накоплению некоторого запаса потенциальной энергии упругой деформации, которая реализуется в работу разрушения лишь при наличии свободной поверхности. В этом случае при достижении волной сжатия свободной поверхности частицы приграничного слоя получают возможность расширяться в ее сторону.

Такое расширение породы будет передаваться все более удаленным слоям среды. В результате возникает волна растяжения (или отражения), распространяющаяся от свободной поверхности во внутрь массива. Эта волна вызывает растягивающее напряжение в породе, а так как предел прочности горных пород на разрыв в десятки раз ниже предела их прочности на сжатие, то это приводит к интенсивному разрушению среды. Трещины, образовавшиеся под действием волны растяжения, развиваются перпендикулярно направлению ее распространения.

В некоторых случаях наложение прямых и отраженных волн приводит к явлению откола.

Участок породы, ограниченный с одной стороны зоной радиальных трещин, с другой – зоной трещин, идущих от свободной поверхности, разрушается под совокупным действием волновых процессов и газообразных продуктов взрыва [13,19]. При взрыве в безграничной среде после падения давления ПВ в полости сильно сжатая вокруг нее порода незначительно смещается в сторону центра заряда, возбуждая волну разряжения, в результате чего в среде появляются кольцевые тангенциальные трещины.

Таким образом, основное разрушение скальных горных пород происходит под действием волн напряжений, возбуждаемых в среде взрывом заряда ВВ, и самих газообразных продуктов взрыва. При этом видимый контур массива не изменяет своего начального положения. Далее оставшиеся в полости продукты взрыва доразрушают отбиваемую часть массива и сообщают ей дополнительную кинетическую энергию. В результате раздробленная масса получает механическое движение и занимает определенное конечное положение в пространстве. В сильно уплотняемых породах (грунтах) роль волновых процессов в разрушении сводится к минимуму и разрушение осуществляется за счет сообщения среде кинетической энергии газообразных продуктов взрыва ВВ.

Большой вклад в теорию разрушения горных пород взрывом внесли советские ученые Лаврентьев М.А., Мельников Н.В., Садовский М.А., Баум Ф.А., Беляев А.Ф., Мачинский М.П., Рахматулин Х.А., Родионов В.Н., Баранов Е.Г., Барон Л.И., Бронников Г.П., Демидюк М.М., Докучаев М.Ф., Друкованый Э.И., Ефремов Б.Н., Д.М. Кугузов, Кучерявый Ф.И., Комир В.М., Мосинец В.Н., Казаков Н.Н., Рубцов В.К., Репин Н.Я., Суханов А.Ф., Ханукаев А.Н. и другие.

Для определения наиболее существенных характеристик механического взаимодействия продуктов взрыва с окружающей средой разрушение массива крепких горных пород и образование

развала при взрыве скважинных зарядов в соответствии с изложенным и работами [19,20] схематически можно разделить на три стадии (рис. 4.2).

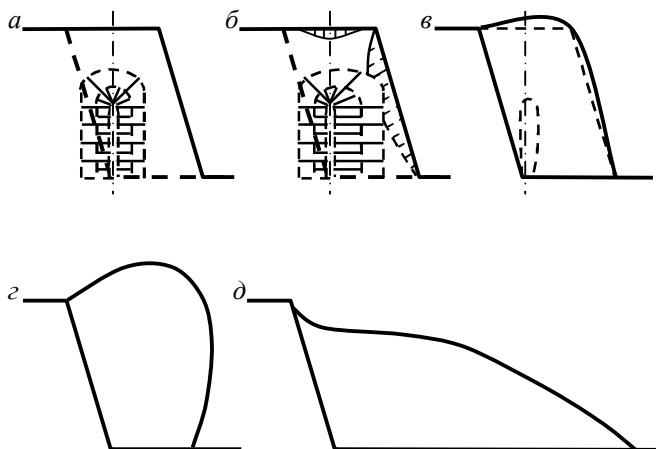


Рис. 4.2. Этапы развития взрыва в уступе: начало (а) и конец (б) первой стадии; начало (в) и конец (г) второй стадии; начало (д) третьей стадии

На первой стадии мощная волна сжатия, образованная при взрыве, разрушает породу на контакте заряд – среда (дробит или переводит в пластическое состояние), от границы зоны раздавливания распространяется зона радиальных трещин. Процесс вначале мало отличается от явлений, сопровождающих взрыв в безграничной среде, но взаимодействие волны сжатия со свободной поверхностью приводит к более интенсивному дроблению материала в ее окрестности и теле массива. Эта стадия кратковременная, но за это время расходуется большая часть энергии ВВ. В течение этой стадии осуществляется основное разрушение отбиваемой породы и камуфлетная полость цилиндрической формы достигает предельного объема.

На второй стадии, вследствие влияния свободной поверхности, нарушается осесимметричное развитие полости, газообразные

продукты взрыва сообщают разрушенной породе ускоренное движение в сторону свободной поверхности. Хотя скорости, приобретенные частицами в волне сжатия и растяжения, имеют важное значение, главным определяющим фактором на этой стадии является действие оставшихся в полости продуктов взрыва.

Третья стадия – инерциальный разлет породы в поле силы тяжести, образование развала взорванной породы.

Такая схематизация разрушения и движения среды способствует преодолению трудностей, возникающих при моделировании действия взрыва на массив, так как обычно представляется возможным соблюдение подобия лишь отдельных процессов, сопровождающих взрыв [13,24]. Она также позволяет применять различные методы, учитывать различные факторы и соблюдать различные критерии подобия при моделировании каждого из перечисленных процессов.

Как видно, в задачах получения взорванной горной массы с гарантированной степенью дробления главного внимания заслуживает первая стадия взрыва. При этом целесообразно подробнее рассмотреть общую последовательность разрушения породы разными системами трещин. Размеры зон разрушения различными трещинами, как известно, зависят от многих факторов: физико-механических свойств пород, трещиноватости массива, характеристик ВВ, параметров расположения зарядов в массиве и др. Интенсивность дробления участка массива при взрыве определяется тем, как густо он охватывается различными системами трещин.

Естественно, что этапы развития при различных условиях взрыва будут протекать по-разному. Например, на них будут оказывать влияние положение свободной поверхности относительно заряда, характеристика среды, ВВ, размеры заряда и т.д. В зависимости от конкретного сочетания определяющих факторов одни виды работы взрыва могут усилиться, а другие, наоборот, ослабиться. Однако, как показывает опыт, общее действие взрыва ВВ во всем его многообразии будет вписываться в приведенную схему разрушения и движения породы при взрыве.

## **4.2. Предельный радиус полости при взрыве цилиндрического заряда ВВ**

Специалисты в области теории разрушения деформируемых тел действием взрыва считают, что среди различных эффектов взрыва в среде особенно наглядным является образование полости. Оно интегрально включает в свой состав все элементы развития процесса

взрыва. Поэтому при прогнозировании технологических параметров взорванной горной массы и разработке методов управления процессами взрывного дробления и перемещения пород должное внимание следует обратить на закономерности развития полости при взрыве.

Закономерности развития газовой полости при взрыве сферического, реже цилиндрического заряда в неограниченной среде описаны в работах [19,20]. Большинство из них носит чисто теоретический характер, а полученные уравнения для определения основных параметров движения полости громоздки и сложны. Кроме того, в этих работах отсутствует инженерный метод расчета размеров полости при взрыве наиболее распространенного на практике цилиндрического заряда в ограниченной среде. В связи с этим на основе исследований [19,20] определим радиус полости при взрыве цилиндрического заряда в массиве с двумя свободными поверхностями.

Выше было отмечено, что на первой стадии взрыва после детонации заряда ВВ по горной породе распространяется ударная волна, напряжение в которой превышает предел прочности самой крепкой породы на раздавливание. На фронте волны порода сильно сжимается (разрушается). Однако, как показали измерения движения фронта ударной волны и границы продуктов детонации, последняя начинает отставать от фронта ударной волны сразу же после выхода детонационной волны на поверхность заряда [21,22]. Вследствие этого газообразные продукты детонации (ПД), дальше развивая уже начатый процесс разрушения, переизмельчают среду в зоне контакта и осесимметрично расширяют зарядную камеру. Иначе говоря, вступает в силу этап динамического безволнового расширения полости. Он начинается с момента, когда скорость фронта разрушения становится меньше скорости ударной волны (или волны сжатия). Между фронтом волны разрушения (раздавливания) и полостью происходит движение мелкораздробленной среды с внутренним сухим трением.

В дальнейшем газовая полость при симметричном развитии достигает своего предельного объема, который определяется свойствами среды, применяемого ВВ и условиями взрывания. Иначе говоря, ПД осесимметрично будут расширяться до тех пор, пока их давление не упадет до значения  $P_c$ , равного прочностному сопротивлению среды в условиях взрывного нагружения [20]. За все это время продолжается процесс разрушения массива. Пока волна сжатия не достигнет свободной поверхности, картина движения среды и развитие разрушений происходят так же, как при камуфлетном

взрыве. Симметричное развитие взрывной полости продолжается примерно вдвое дольше, поскольку влияние свободной поверхности скажется после прихода отраженной от свободной поверхности волны разгрузки.

Таким образом, для определения максимальных размеров газовой полости при взрыве цилиндрического заряда в массиве с двумя свободными поверхностями достаточно ограничиться рассмотрением камуфлетной стадии взрыва. В дальнейшем вследствие влияния волновых процессов и разрушения уступа нарушается осесимметричное развитие полости. Вступает в силу вторая стадия – стадия ускоренного движения раздробленной части массива. В такой постановке задача решена в работе [13].

Максимальная зона расширения продуктов детонации может быть рассчитана как максимальная величина перемещения границы раздела ПД – среда. Подвижки границы раздела связаны с раздавливанием среды, с ее дроблением и уплотнением (рис. 4.3). Вытесненный из полости объем породы растет от минимального до максимального значения и определенным образом распределяется в зоне разрушения. Следовательно, масса этого объема переменная. Ее величина, приходящаяся на единицу длины заряда, определяется из соотношения [12,13]

$$M = \pi(r^2 - r_n^2)\rho_o, \quad (4.1)$$

где  $r$  – расстояние от оси заряда до границы раздела ПВ – среда;  $r_n$  – начальный радиус полости;  $\rho_o$  – плотность вытесненной породы.

По аналогии с [20] плотность уплотненной породы принимается как постоянная величина. Использование массы породы на единицу длины заряда связано с тем, что действительное конечное расширение стенок полости по высоте заряда одинаково. Кроме того, характер движения каждого элементарного слоя по высоте полости за соответствующие моменты с учетом времени распространения детонационной волны также одинаков.

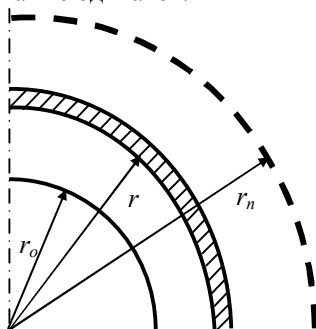


Рис. 4.3. Схема к определению радиуса взрывной полости

В уравнении (4.1) в начальный момент движения  $M \neq 0$ , как это кажется на первый взгляд. Дело в том, что до начала движения, по крайней мере, некоторый элементарный слой среды уже уплотнен или раздроблен действием ударной волны (УВ). Поэтому  $r_n = r_o (1 + \epsilon)$ , где  $\epsilon$  – относительная толщина слоя, уплотненного (или раздробленного) УВ до начала движения границы раздела под действием газообразных продуктов детонации;  $r_o$  – радиус заряда.

Согласно гидродинамической теории действия взрыва, в ближней зоне ( $3 \div 7 r_o$ ) справедливы законы механики сплошной среды. Поэтому, применив теорему об изменении количества движения тела переменной массы [13], для вытесненного и вовлеченного в движение объема породы можно написать

$$u \frac{d(Mu)}{dr} = S(P - P_c). \quad (4.2)$$

здесь  $M$  – масса среды, вовлеченной ПД в механическое движение;  $u$  – текущая скорость границы раздела ПД – среда;  $S$  – текущая площадь поверхности границы раздела;  $P$  – текущее давление ПД;  $P_c$  – прочностная характеристика среды в условиях взрывного нагружения.

Как видно из экспериментов, высота газовой полости при взрыве цилиндрического заряда близка к его высоте. Тогда площадь поверхности раздела границы, приходящаяся на единицу высоты заряда

$$S = 2\pi r. \quad (4.3)$$

Так как прочностная характеристика скальных горных пород в условиях всестороннего сжатия больше  $P_k = 200$  МПа, расширение ПД на рассматриваемом участке можно принять происходящим изэнтропически по закону  $PV^3 = \text{const}$  [20,21], откуда

$$P = P_n (r_o/r)^6, \quad (4.4)$$

где  $P_n$  – начальное давление ПД.

Подставив значения  $M$ ,  $S$  и  $P$  из (4.1), (4.3), в уравнение (4.2) и взяв производную по  $r$  от левой части, получим

$$\frac{du^2}{dr} + \frac{4ru^2}{r^2 - r_o^2} = \frac{4r}{\rho_o(r^2 - r_o^2)} \left[ P_n \left( \frac{r_o}{r} \right)^6 - P_c \right]. \quad (4.5)$$

После интегрирования уравнения (4.5) в соответствующих пределах закон изменения скорости полости через ее радиус выразится зависимостью

$$u = \frac{1}{\left( \frac{r}{r_o} \right)^2 - 1} \sqrt{\frac{P_n}{\rho_o} \left( \frac{r_o}{r} \right)^2 \left[ \left( \frac{r_o}{r} \right)^2 - 2 \right] - \frac{P_c}{\rho_o} \left( \frac{r}{r_o} \right)^2 \left[ \left( \frac{r}{r_o} \right)^2 - 2 \right] + \frac{P_n}{\rho_o} - \frac{P_c}{\rho_o}}.$$

Обозначив  $r_o/r$  через  $\bar{r}$ , после несложных преобразований это уравнение можно привести к виду

$$u = \frac{(\bar{r}^2 - 1) \sqrt{P_n - P_c \bar{r}^4}}{\bar{r}^2 (\bar{r}^2 - 1) \sqrt{\rho_o}}. \quad (4.6)$$

Для того чтобы пользоваться уравнением (4.6), нужно знать значения величин  $P_n$ ,  $P_c$ .

Как было сказано, расширение полости под действием газообразных продуктов начинается с момента отделения фронта ударной волны от поверхности раздела ПД – среда. К этому времени в замкнутом объеме в продуктах детонации устанавливается одинаковое среднее давление, значение которого вдвое меньше давления на фронте детонационной волны [13]. Следовательно, это давление для рассматриваемой стадии взрыва является начальным, т. е.

$$P_n = 1/8 \rho_{\text{ВВ}} D^2, \quad (4.7)$$

где  $\rho_{\text{ВВ}}$  – плотность ВВ;  $D$  – скорость детонации ВВ.

В момент, когда взрывная полость достигает предельного положения, ее скорость будет равна нулю, т. е.  $u = 0$ . Этому условию из (4.6) соответствуют два уравнения

$$\bar{r}_{np}^2 - 1 \approx 0, \quad P_n - P_c \bar{r}_{np}^4 = 0. \quad (4.8)$$

Из них находим

$$\bar{r}_{np} \approx 1, \quad (4.9)$$

$$\bar{r}_{np} = (P_n / P_c)^{1/4}. \quad (4.10)$$

Так как число  $\bar{r}_{np}$  существенно положительное, то отрицательные и комплексные корни уравнения (4.10) должны быть отброшены. Кроме того, при взрыве ВВ условие  $P_n < P_c$  не имеет места, так как в этом случае не будет происходить ни расширения зарядной камеры, ни разрушения породы.

Первый результат  $\bar{r}_{np} \approx 1$  соответствует начальному, второй – конечному положению газовой полости при ее осесимметричном развитии. Этот факт, в свою очередь, подтверждает правильность теоретических выкладок, принятых при выводе уравнения, выражающего закон изменения скорости цилиндрической полости. Действительно, по смыслу задачи первый корень (4.8) с учетом  $\varepsilon$  должен давать начальное, а второй корень – искомое значение радиуса полости. В связи с этим в дальнейшем достаточно найти только второй корень уравнения (4.10), соответствующий конечному размеру полости.

Уравнение (4.10) для определения наибольшего радиуса газовой полости при осесимметричном расширении выгодно отличается от ранее известных. Главное его преимущество заключается в простоте полученного выражения. Вместе с тем оно включает в себя основные характеристики ВВ и среды. Кроме того, результаты вычислений по (4.10) довольно хорошо совпадают с измеренными величинами конечного радиуса полости, образованной при взрыве скважинных зарядов на карьерах [13].

Анализ уравнения (4.10) показывает, что при одинаковых характеристиках ВВ предельный радиус взрывной полости уменьшается с увеличением прочностного сопротивления среды, а при одинаковых свойствах пород – с уменьшением давления ПД. Качественно эти выводы находятся в полном согласии с данными наблюдениями.

### **4.3. Прочностная характеристика горных пород в условиях взрывного нагружения**

Из работ В.В. Ржевского, М.П. Воларовича, А.Н. Ставрогина известно, что в условиях всестороннего сжатия увеличение давления приводит к возрастанию прочности и модулей пород.

Поскольку в ближней к заряду зоне наблюдается всестороннее сжатие, то оно вызывает повышение плотности горной породы за счет ликвидации в ней пор и рост упругих и прочностных характеристик.

Для решения задачи о прочностной характеристике пород в условиях всестороннего взрывного нагружения по аналогии с работами [19,20] будем считать, что расширение полости прекратится при наличии большого внутреннего трения в раздробленной среде тогда, когда статически напряженное состояние, обусловленное прочностью среды, будет в состоянии удержать давление ПД. Чтобы вычислить величину максимального давления в полости в безграничной среде, которую способны удержать силы, обусловленные прочностью среды, положим, что взрыв в каждом элементарном слое по высоте заряда произошел мгновенно. Рассмотрим сечение заряда, находящееся на достаточном расстоянии от его концов. Среду в направлении радиуса слоя будем считать бесконечно протяженной. Решение, полученное при этих допущениях, будет соответствовать взрыву достаточно длинного цилиндрического заряда в неограниченной среде.

Следуя [20], разрушение скальной породы представим происходящим при постепенном нарастании давления внутри полости от бесконечности к оси заряда (рис. 4.4). При малых давлениях в полости скальный массив можно рассматривать как упругую среду. В этом случае с повышением давления на границе полости будут расти растягивающие тангенциальные и сжимающие радиальные напряжения. При достижении тангенциальными напряжениями некоторого предельного значения  $\sigma_r$  на границе полости появятся трещины, направленные по радиусу. Протяженность каждой отдельной трещины предполагается значительно меньше радиуса зоны трещинообразования. Это необходимое условие сохранения симметрии зоны разрушения и того, что граница зоны определяется значением тангенциального напряжения, равным пределу прочности породы на растяжение.

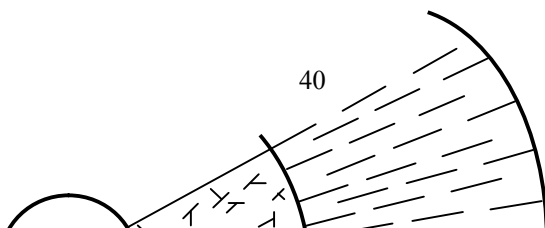


Рис. 4.4. Зоны разрушения в безграничной среде по В.Н. Радионову

При дальнейшем повышении давления в полости образуемые радиальными трещинами конические куски породы начнут раздавливаться. С ростом давления зона раздавливания будет расширяться. Причем в конце зоны раздавливания радиальные напряжения достигнут некоторой предельной величины  $\sigma_{сж}$ , соответствующей значению напряжения на раздавливание при одноосном сжатии. Внутри этой зоны материал довольно сильно переизмельчен и по своей структуре приближается к зернистой среде типа песок с плотной упаковкой частиц.

Исходя из описанной схемы разрушения, уравнение равновесия, выраженное через смещение  $u = u(r)$ , для упругой области в случае осевой симметрии напишется в виде

$$\frac{d^2u}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{du}{dr} - \frac{u}{r^2} = 0, \quad (4.11)$$

где  $r$  – текущий радиус.

Это обыкновенное линейное уравнение второго порядка, общий интеграл которого выражается как

$$u = Ar + A/r, \quad (4.12)$$

где  $A$  и  $B$  – постоянные интегрирования, определяемые из граничных условий.

Уравнение (4.12) рассматривается совместно со следующими

двумя условиями: условием об ограниченности смещения на бесконечности и условием того, что на внешней границе зоны радиальных трещин тангенциальное напряжение принимает предельное значение  $\sigma_p$

$$u = 0 \text{ при } r = \infty, \sigma_\theta = \sigma_p \text{ при } r = r_1, \quad (4.13)$$

где  $\sigma_\theta$  – тангенциальное напряжение;  $r_1$  – радиус зоны радиальных трещин.

С использованием свойства неразрывности границы между упругой зоной и зоной радиальных трещин получено

$$\sigma_r = -\frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p, \quad \sigma_{сж} r_2 = \frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p r_1, \quad (4.14)$$

где  $r_2$  – радиус зоны раздавливания,  $\sigma_{сж}$  – предел прочности пород на сжатие,  $\nu$  – коэффициент Пуассона.

Перемещение  $u_2$  внутренней границы радиальных трещин под действием напряжения  $\sigma_r = -\sigma_{сж}$  определяется выражением

$$u_2 = \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} r_2. \quad (4.15)$$

Поскольку радиальное напряжение на внешней границе рассматриваемой зоны ( $r = r_2$ )

$$\sigma_r = -\sigma_{сж} (r_2 / r)^{1/2},$$

то давление  $P$  на стенке цилиндрической полости составит

$$P = \sigma_{сж} (r_2 / r_n)^{1/2}. \quad (4.16)$$

Для определения соотношения  $r_2/r_n$  воспользуемся законом объемного деформирования ( $\Delta = 1 - \rho_1 / \rho_o$ )

$$\rho_1 = \rho_o + \frac{3}{4} \rho_o \frac{\sigma_{сж}}{K} \left( \frac{r_2}{r} \right)^{1/2}, \quad (4.17)$$

где  $\rho_o$ ,  $\rho_1$  – плотность до и после деформации;  $K$  – модуль объемного

сжатия,  $K = \frac{E}{3(1-2\nu)}$  и уравнением неразрывности или баланса массы, т.е.

$$\rho_o(r_2^2 - r_o^2) = 2 \int_{r_n}^{r_2+u_2} \rho_1 r dr. \quad (4.18)$$

Интегрирование выражения (4.18) в указанных пределах дает

$$\left( \frac{r_2}{r_n} \right)_m = \sqrt{\frac{3}{4} \frac{\rho_o c^2}{(3,2 + 2\nu) \sigma_{сж}}}. \quad (4.19)$$

В соответствии с этим максимальное давление в цилиндрической полости в однородном скальном массиве при  $\nu = 0,3$  равняется

$$P_c = \sigma_{сж} \left( \frac{\rho_o c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{1/4}. \quad (4.20)$$

Выражение (4.20) получено из рассмотрения квазистатического расширения полости, которое имеет место на заключительной стадии взрыва [20]. Поскольку в начальный момент действие взрыва на стенки полости носит ударный характер, в уравнение (4.20) следует внести поправку, учитывающую это условие. Средний коэффициент динамичности на протяжении всего этого процесса можно принять равным 1,5 [13].

Таблица 4.1

Прочностные характеристики исследованных пород и возможные значения предельных радиусов полости

| Породы                                                    | $k_d$ | $P_c$ ,<br>МПа | Предельный радиус полости при $P_n \cdot 10^3$ , МПа |      |      |      |      |
|-----------------------------------------------------------|-------|----------------|------------------------------------------------------|------|------|------|------|
|                                                           |       |                | 1,45                                                 | 2,00 | 2,70 | 3,35 | 4,40 |
| Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания, первичные | 4,65  | 730            | 1,19                                                 | 1,29 | 1,39 | 1,46 | 1,57 |
| Вторичные кварциты из:                                    |       |                |                                                      |      |      |      |      |
| эффузивных порфиров, крепкие                              | 4,87  | 650            | 1,22                                                 | 1,32 | 1,42 | 1,50 | 1,61 |
| эффузивных порфиров, средние                              | 4,93  | 532            | 1,28                                                 | 1,39 | 1,50 | 1,58 | 1,69 |
| гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные                | 5,13  | 4,13           | 1,32                                                 | 1,43 | 1,54 | 1,61 | 1,74 |
| гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные              | 5,30  | 3,97           | 1,38                                                 | 1,50 | 1,61 | 1,71 | 1,82 |
| гранодиорит-порфиров, коалинизированные                   | 5,42  | 1,91           | 1,66                                                 | 1,80 | 1,94 | 2,05 | 2,19 |
| Скарнированный известняк                                  | 3,95  | 829            | 1,15                                                 | 1,24 | 1,34 | 1,41 | 1,52 |

|                               |      |      |      |      |      |      |      |
|-------------------------------|------|------|------|------|------|------|------|
| Крупнозернистый известняк     | 4,18 | 734  | 1,18 | 1,28 | 1,38 | 1,46 | 1,56 |
| Мраморизованный известняк     | 4,01 | 637  | 1,23 | 1,33 | 1,43 | 1,51 | 1,62 |
| Диорит-порфирит               | 5,35 | 577  | 1,26 | 1,36 | 1,48 | 1,55 | 1,65 |
| Ороговикованный песчаник      | 3,90 | 1006 | 1,10 | 1,18 | 1,28 | 1,35 | 1,45 |
| Диорит-порфирит               | 4,09 | 1027 | 1,09 | 1,18 | 1,28 | 1,34 | 1,44 |
| Туфопесчаник                  | 3,93 | 956  | 1,11 | 1,20 | 1,30 | 1,37 | 1,46 |
| Диабазовый порфирит           | 3,82 | 899  | 1,13 | 1,22 | 1,31 | 1,38 | 1,43 |
| Актинолит - гранатовые скарны | 4,45 | 9,38 | 1,11 | 1,21 | 1,30 | 1,37 | 1,46 |
| Гранодиориты                  | 4,34 | 821  | 1,15 | 1,25 | 1,35 | 1,42 | 1,52 |
| Эпидот - пироксеновые скарны  | 4,79 | 860  | 1,44 | 1,23 | 1,33 | 1,40 | 1,50 |
| Оруденелые скарны             | 5,26 | 908  | 1,12 | 1,22 | 1,31 | 1,38 | 1,48 |
| Массивный известняк           | 4,12 | 598  | 1,25 | 1,35 | 1,46 | 1,54 | 1,65 |
| Мрамор белый                  | 5,53 | 369  | 1,41 | 1,52 | 1,64 | 1,73 | 1,86 |

В результате максимальное давление в полости, образованной при взрыве цилиндрического заряда, определяющее прочностную характеристику массива пород в условиях динамического нагружения, равняется

$$P_c = \sigma_{сж} \left( \frac{\rho_0 c^2}{\sigma_{сж}} \right)^{1/4}. \quad (4.21)$$

Как видно из уравнения (4.21), прочностная характеристика зависит как от сжимаемости, так и от предела прочности породы на раздавливание. Выражение в скобках представляет собой безразмерную величину, учитывающую условие всестороннего динамического нагружения среды действием взрыва ВВ. Иначе говоря, это число показывает, во сколько раз на самом деле увеличивается сопротивление пород разрушению в ближней зоне взрыва при всесторонней динамической нагрузке. Результаты вычислений, выполненных по формулам (4.10) и (4.21), сведены в табл. 4.1. Здесь же приведены численные значения выражения в скобках в правой части уравнения (4.21). Как видно, эта характеристика различна для разных видов пород и определяется их механическими и упругими свойствами. Например, для крепких пород типа ороговикованного песчаника с  $\sigma_{сж} = 258$  МПа,  $c = 4410$  м/с она составляет  $k_d = 3,90$ , для оруденелых скарнов с  $\sigma_{сж} = 173$  МПа,  $c = 5900$  м/с  $k_d = 5,26$ .

#### 4.4 Размеры зон разрушения в массиве горных пород

Кусковатость и распределение кусков по размерам в отбитой

горной массе наиболее полно могут быть представлены размерами зон дробления и процентным содержанием различных фракций в забое. Поэтому результаты взрыва будут рассмотрены с точки зрения теоретической оценки размеров зон дробления и гранулометрического состава пород с целью управления ими в процессе взрывания.

Как было показано, тип механического поведения среды меняется по мере удаления от центра взрыва. В соответствии с этим обычно выделяют ряд зон, внутри которых напряженное состояние и характер разрушения различны [13,20]. В зоне, непосредственно примыкающей к зарядной камере, напряжения в волне сжатия значительно превышают предел прочности пород на сжатие. Здесь порода раздавливается, разрушение носит характер “переизмельчения”. Размер зоны всецело зависит от величины напряжения в волне сжатия в пределах этой зоны, прочностных и упругих свойств породы. По мнению ряда советских и зарубежных специалистов, размер зоны мелкого дробления не превышает 3–15 радиусов заряда [13,18]. Методы расчета размеров этой зоны для цилиндрических зарядов в литературе не приводятся.

Вторая зона – зона радиальных трещин. В монолитных средах частицы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают радиальные перемещения. В результате каждый мысленно выделяемый элементарный цилиндрический слой растягивается, что приводит к появлению системы радиальных трещин. Это обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв. Так как интенсивность волны убывает с удалением от заряда, то уменьшаются и напряжения, приводящие к разрушению, вследствие чего процесс разрушения прекращается. В этой зоне материал разбит на упругие конические стержни, выдерживающие только радиальные напряжения, а кольцевые напряжения во всей области равны нулю. Внешняя граница зоны совпадает с цилиндрической поверхностью, проходящей через концы радиальных трещин.

Эта зона в реальных массивах имеет сложную структуру. Дело в том, что все массивы разбиты той или иной системой трещин и представляют собой совокупность различных по размеру и конфигурации сочлененных естественных отдельностей. Трещины в массиве чаще находятся в относительно сомкнутом состоянии и параметры прошедших через них волн напряжений оказываются достаточными для того, чтобы вызвать разрушение отдельностей, находящихся в более удаленных точках массива [18,21]. Волна сжатия, проходя по среде, вызывает раскрытие трещин и тем самым как бы

увеличивает объем зоны. Вместе с тем развитие радиальных трещин может прекратиться при встрече с открытыми естественными трещинами. Например, экспериментально установлено [18], что при ширине полость трещины около  $2 \cdot 10^{-3}$  м напряжение в волне снижается по отношению к монолиту в 25 раз. При заполнении трещин водой напряжение составляет 0,85–0,90 его величины в монолите.

Объем этой зоны, таким образом, определяется параметрами трещин, материалом заполнителей, величиной напряжения в волне и длительностью воздействия ее на массив. «В отношении продолжительности положительной фазы следует заметить, что этот параметр важен лишь в том случае, если он соизмерим с размером образовавшихся кусков, отнесенным к скорости раскрытия (или распространения) трещин. При крупных взрывах его следует считать несущественным» [20].

Что касается параметров трещин, то они как-то внутренне связаны с размерами естественных отдельностей. Известно, что размеры зон дробления снижаются с увеличением блочности массива. Чем крупноблочнее массив, тем больше раскрытость и ширина трещин, и наоборот, мелкоблочным массивам свойственны сомкнутые трещины. Поэтому размеры зоны радиальных трещин будут определяться прочностными и упругими свойствами пород, блочностью массива, а также детонационными и энергетическими характеристиками ВВ. Амплитуда напряжения в волне и длительность ее воздействия на реальный массив зависят от свойств пары среда – ВВ и учитываются предельными размерами полости.

По данным [18], простираение радиальных трещин прослеживается до 20–30  $r_0$ . Обоснование этой величины не приводится.

Далее располагается зона упругих деформаций (рис. 4.4).

Для решения задач, рассматриваемых в учебном пособии, наибольший интерес представляют размеры первых двух зон. Для определения их можно воспользоваться результатами, полученными в предыдущем параграфе. В частности, радиус зоны мелкого дробления (раздавливания) в монолитных породах в камуфлетной стадии может быть вычислен из уравнения (4.19) при  $\nu = 0,3$  и решении его относительно искомой величины

$$r_2 = r_{np} \left( \frac{\rho_o c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{1/2}. \quad (4.22)$$

Радиус зоны радиальных трещин определяется из соотношения

(4.14) по зависимости

$$r_1 = r_2 \frac{v}{1+v} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}. \quad (4.23)$$

Из уравнений (4.22) и (4.23) следует, что зоны разрушения в монолитном массиве в камуфлетной стадии полностью определяются упругими, механическими характеристиками среды, детонационными и энергетическими свойствами ВВ. Иначе говоря, они учитывают комплексное влияние всех главных факторов на результаты взрыва. Причем размеры обеих зон прямо пропорциональны предельному радиусу полости, в то же время постоянные при  $r_{пр}$  различны. Радиус зоны радиальных трещин в 2–3 раза больше радиуса зоны раздавливания. Эта величина зависит от отношения предела прочности пород на сжатие к таковому на растяжение и коэффициента Пуассона.

По зависимостям (4.22) и (4.23) вычислены размеры искомых зон в массивах, состоящих из исследованных пород (табл. 4.2). Из таблицы следует, что в зависимости от конкретного сочетания определяющих свойств пары среда – ВВ радиусы зон мелкого дробления достигают  $(7,4\text{--}28,7)r_0$ , а радиусы радиальных трещин –  $(20,0\text{--}59,7)r_0$ . При одних и тех же характеристиках ВВ радиусы зон раздавливания различаются в 3 раза, а зон трещинообразования в 2 раза.

Таблица 4.2

Относительные радиусы зон разрушения  $\bar{r}_2, \bar{r}_1$  при различных начальных давлениях ПД

| Породы (их индексы) | Относительные радиусы зон разрушения<br>при $P_n \times 10^3$ , МПа |      |      |      |      |
|---------------------|---------------------------------------------------------------------|------|------|------|------|
|                     | 1,45                                                                | 20,0 | 2,70 | 3,35 | 4,40 |

|                                                                 |                     |                     |                     |                     |                     |
|-----------------------------------------------------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|
| Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания, первичные (К-1) | <u>11,1</u><br>26,6 | <u>12,1</u><br>29,0 | <u>13,0</u><br>31,2 | <u>13,7</u><br>32,8 | <u>14,8</u><br>35,5 |
| Вторичные кварциты из:                                          | <u>12,9</u>         | <u>14,0</u>         | <u>15,0</u>         | <u>15,9</u>         | <u>17,1</u>         |
| эффузивных порфиров, крепкие (К-2)                              | 26,2                | 28,4                | 30,5                | 32,3                | 34,7                |
| эффузивных порфиров, средние (К-3)                              | <u>14,0</u><br>26,5 | <u>15,1</u><br>28,5 | <u>16,3</u><br>30,8 | <u>17,2</u><br>32,5 | <u>18,4</u><br>34,8 |
| гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные (К-4)                | <u>15,6</u><br>33,9 | <u>16,9</u><br>36,7 | <u>18,2</u><br>39,5 | <u>19,0</u><br>41,2 | <u>20,5</u><br>44,5 |
| гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные (К-5)              | <u>17,5</u><br>34,7 | <u>19,0</u><br>37,6 | <u>20,4</u><br>40,4 | <u>21,6</u><br>42,8 | <u>23,0</u><br>45,5 |
| гранодиорит-порфиров, коалинизированные (К-6)                   | <u>21,7</u><br>45,1 | <u>23,5</u><br>48,8 | <u>25,4</u><br>52,8 | <u>26,8</u><br>55,7 | <u>28,7</u><br>59,7 |
| Сканированный известняк (А-1)                                   | <u>8,1</u><br>20,0  | <u>8,7</u><br>21,5  | <u>9,4</u><br>23,2  | <u>9,8</u><br>24,2  | <u>10,6</u><br>26,2 |
| Крупнозернистый известняк (А-2)                                 | <u>9,2</u><br>22,9  | <u>9,9</u><br>24,7  | <u>10,7</u><br>26,6 | <u>11,2</u><br>27,9 | <u>12,1</u><br>30,1 |
| Мраморизованный известняк (А-3)                                 | <u>8,8</u><br>26,4  | <u>9,5</u><br>28,5  | <u>10,7</u><br>30,6 | <u>11,2</u><br>32,7 | <u>12,1</u><br>34,8 |
| Диорит-порфирит (А-4)                                           | <u>16,0</u><br>38,7 | <u>17,4</u><br>42,1 | <u>19,0</u><br>46,0 | <u>19,3</u><br>47,9 | <u>21,1</u><br>51,1 |
| Ороговикованный песчаник (С-1)                                  | <u>7,5</u><br>20,8  | <u>8,1</u><br>22,4  | <u>8,8</u><br>24,4  | <u>8,2</u><br>25,5  | <u>9,9</u><br>27,4  |
| Диорит- порфирит (С-2)                                          | <u>8,2</u><br>22,7  | <u>8,9</u><br>24,7  | <u>9,6</u><br>26,6  | <u>10,1</u><br>28,0 | <u>10,8</u><br>29,9 |
| Туфопесчаник (С-3)                                              | <u>7,7</u><br>20,9  | <u>8,3</u><br>22,6  | <u>8,9</u><br>24,2  | <u>9,9</u><br>26,9  | <u>10,1</u><br>27,5 |
| Диабазовый порфирит (С-4)                                       | <u>7,4</u><br>22,7  | <u>7,8</u><br>23,9  | <u>8,4</u><br>25,8  | <u>9,0</u><br>27,6  | <u>9,7</u><br>29,8  |
| Актинолиат-гранатовые скарны (С-5)                              | <u>9,8</u><br>23,3  | <u>10,7</u><br>25,5 | <u>11,5</u><br>27,4 | <u>12,1</u><br>28,8 | <u>12,9</u><br>30,7 |
| Гранодиориты (С-6)                                              | <u>9,9</u><br>26,7  | <u>10,7</u><br>28,9 | <u>11,5</u><br>31,1 | <u>12,1</u><br>32,7 | <u>13,0</u><br>35,1 |
| Эпидот-пироксеновые скарны (С-7)                                | <u>11,7</u><br>27,5 | <u>12,6</u><br>29,6 | <u>13,5</u><br>31,7 | <u>14,3</u><br>33,6 | <u>15,4</u><br>36,2 |
| Оруденелые скарны (С-8)                                         | <u>13,9</u><br>33,4 | <u>15,0</u><br>36,0 | <u>16,1</u><br>38,6 | <u>17,0</u><br>40,8 | <u>18,2</u><br>43,7 |
| Массивный известняк (С-9)                                       | <u>9,5</u><br>24,7  | <u>10,2</u><br>26,5 | <u>11,1</u><br>28,9 | <u>11,7</u><br>30,4 | <u>12,4</u><br>32,2 |
| Мрамор белый (С-10)                                             | <u>17,5</u><br>46,0 | <u>28,9</u><br>49,7 | <u>20,3</u><br>53,4 | <u>21,4</u><br>56,3 | <u>23,0</u><br>60,5 |

Примечание. В числителе – данные для зоны раздавливания, в знаменателе – для зоны радиальных трещин.

В одной и той же породе повышение детонационных характеристик ВВ приводит к увеличению размеров зон дробления и трещинообразования, однако интенсивность последних неадекватна приросту первых. Так, увеличение среднего давления в зарядной камере в 3 раза приводит к приросту размеров зон разрушения всего лишь в 1,33 раза. Это указывает на большую энергоемкость процесса

разрушения при применении ВВ. Общие выводы, вытекающие из анализа уравнений (4.22), (4.23) подтверждены экспериментально.

При проведении первичных взрывов в массивах с двумя свободными поверхностями размеры зон разрушения в их стороны увеличиваются. Этому способствуют как волновые процессы, так и направленное действие ПД в результате нарушения осесимметричного развития газовой полости. Что касается действия взрыва в тыл массива, то вследствие перераспределения энергии оно несколько уменьшается по сравнению с таковым в неограниченной среде. Поэтому размеры этих зон в натуральных условиях должны измеряться в плоскостях, проходящих через оси одновременно взрывааемых скважин (шпуров).

С этой целью проведено около 50 полигонных взрывов на метровом уступе. Заряды диаметром  $(3,5-4,5) \cdot 10^{-2}$  м взрывали по одному и группами по два шпура. Взрывы проводились в неразрушенных массивах, сложенных из крепких пород. К зоне раздавливания относили слой породы вокруг полости, в котором куски сравнительно легко извлекались из массива при разборке. Диаметр заряда равнялся  $3,6 \cdot 10^{-2}$  м, диаметр полости –  $4,5 \cdot 10^{-2}$  м, а радиус зоны раздавливания в среднем составлял  $10 \cdot 10^{-2}$  м. След полости просматривался четко.

Порода слоя вокруг полости легко обрушается при приложении внешнего усилия. Радиус цилиндрической поверхности, где заканчивается свободное отделение кусков от массива, разбитого направленными трещинами, таким образом, совпадает с размером зоны мелкого дробления. Линейный размер кусков вблизи контура зоны составляет в основном  $(1,4-1,6) r_0$ , поэтому установление границы зоны требует большой осторожности. Дело в том, что лишний перебор (или недобор) одного куска сразу приводит к увеличению (или уменьшению) радиуса зоны почти на  $2r_0$ . В связи с этим относительные отклонения отдельных данных от среднего размера зоны достигают порядка 20 %.

Средние значения  $r_2$  во вторичных кварцитах Коунрадского карьера для пород К-3 и К-4 соответственно составляют  $(12-14) r_0$ . В условиях Саякского месторождения радиус зоны мелкого дробления в гранатовых скарнах и гранодиоритах колеблется около  $9r_0$ , а во всех остальных породах составляет  $7r_0$ . В крупнозернистых известняках  $r_2 = 8r_0$ , в диорит-порфирах Акжала  $r_2 = 14r_0$ . Размеры зон раздавливания измерялись в опытах по определению конечного радиуса полости. Для каждой породы проведено по пять измерений. Средние данные их приведены в табл. 4.3. Как видно из табл.4.3, экспериментально

установленные значения  $r_2$  во всех рассмотренных породах на 20–25 % меньше расчетных в монолитном массиве. Уменьшение размеров зоны, очевидно, объясняется влиянием естественных трещин на развитие взрыва в натуральных условиях. В целом результаты экспериментов подтверждают возможность вычисления размеров зон мелкого дробления по формуле (4.22) с учетом поправки на влияние естественной трещиноватости массива.

Таблица 4.3  
Относительные радиусы зон разрушения ( $\bar{r}_2, \bar{r}_1$ )

| Индекс породы | Расчетные   | Фактически е | Индекс породы | Расчетные   | Фактически е |
|---------------|-------------|--------------|---------------|-------------|--------------|
| К-3           | <u>15,1</u> | <u>12</u>    | С-3           | <u>8,3</u>  | <u>7,0</u>   |
|               | 28,5        | 30           |               | 22,6        | 22,0         |
| К-4           | <u>16,9</u> | <u>14</u>    | С-4           | <u>7,8</u>  | <u>6,5</u>   |
|               | 36,7        | 35           |               | 23,9        | 25,0         |
| А-2           | <u>9,9</u>  | <u>8</u>     | С-5           | <u>10,7</u> | <u>9,0</u>   |
|               | 24,7        | 25           |               | 25,5        | 24,0         |
| А-4           | <u>17,4</u> | <u>14</u>    | С-6           | <u>10,7</u> | <u>9,0</u>   |
|               | 42,1        | 40           |               | 28,9        | 30,0         |
| С-2           | <u>8,9</u>  | <u>7</u>     | С-7           | <u>12,6</u> | <u>10,0</u>  |
|               | 24,7        | 25           |               | 29,6        | 27,0         |

В результате анализа работы карьеров установлено [13,18], что при отработке 10–15-метровых уступов уходка линии забоя в тыл массива на уровне подошвы уступа на легковзрываемых породах составляет (15–20)  $r_0$ , на средневзрываемых – (10–15)  $r_0$ . Эти величины соответствуют радиусам зон мелкого дробления. Сопоставление их с данными табл. 4.2 указывает на удовлетворительное согласие результатов, что может служить вторым, косвенным доказательством правомерности расчетов, выполненных по уравнению (4.22).

Непосредственное установление границ зоны трещинообразования при взрывании одиночных зарядов невыполнимо, т. к. на развитие трещин в плоскостях отрыва определенное влияние оказывает наличие свободной поверхности, а отсутствие надежных средств измерения простирания в глубь массива не позволяет зафиксировать эти трещины. Поэтому размеры зоны можно найти косвенным путем. Например, при взрывании группы зарядов радиус зоны радиальных трещин можно определить как половину расстояния между ними, при котором отрыв отбиваемой части от массива происходит по ровной поверхности. С этой целью в каждой породе проведено по три опытных взрыва. Средние значения

радиуса зоны трещинообразования, установленные по такой методике, приведены в табл. 4.3.

Как показывают данные табл. 4.3, при взрывании группы зарядов радиус зоны трещинообразования приближается к расчетному для одиночного заряда в монолитном массиве. Таким образом, ожидаемое уменьшение размеров радиальных трещин в соответствии с выявленной закономерностью для первой зоны компенсируется изменением условий взрывания. Усиление эффекта взрыва групповых зарядов объясняется их взаимодействием, которое выражается в интерференции волн и некотором направленном действии ПД второго заряда в сторону первого, так как точное одновременное взрывание двух зарядов, как известно, неосуществимо.

Итак, роль естественной трещиноватости массива при взрыве сводится к сокращению размеров зон разрушения по сравнению с расчетными в монолите на 20–25 %. В то же время при групповом взрывании зарядов в результате их взаимодействия эти размеры увеличиваются на 20–25 % по сравнению с таковыми при одиночном взрывании. С учетом этих обстоятельств размеры зон разрушения при серийном взрывании зарядов в реальном массиве могут быть рассчитаны по уравнениям (4.22), (4.23).

Интересные сведения по определению радиуса зоны активного трещинообразования содержатся в работе [18]. Замеры проводились на высоте 1 м над подошвой уступа. Для этого производилось прозвучивание массива на различных расстояниях от забоя с помощью взрыва небольших зарядов, расположенных в горизонтальных скважинах. Граница целика и нарушенного массива устанавливалась по резкому изменению скорости продольных волн. Измеренные таким образом размеры зоны трещинообразования в легко-, средне- и трудновзрываемых породах соответственно равны 55, 40 и 32г<sub>0</sub>. Свойства пород, в которых проводились эксперименты, идентичны свойствам пород Коунрадского карьера. В последних указанные величины соответственно составляют 50, 40 и 30г<sub>0</sub> (табл. 4.2). Из сопоставления видно, что сходимость результатов в аналогичных условиях довольно высокая.

#### **4.5 Кусковатость взорванных горных пород и ее распределение в развале**

Эффективность работы горно-транспортного оборудования во многом зависит от качества подготовки горной массы к выемке. Качество горной массы характеризуется рядом технологических

параметров взорванных пород. Среди них важная роль отводится достигнутой после взрыва кусковатости пород и распределению кусков по размерам в забое. Однако в целях упрощения качество дробления взорванной руды и породы часто оценивают средним размером куска и выходом негабаритной фракции. В связи с этим количественные зависимости производительности экскаватора выражают как функции указанных величин.

Для более углубленного изучения ряда вопросов технологии открытой разработки качество дробления пород целесообразно представлять их кусковатостью и распределением различных по размерам кусков в развале. Известно, что исследование этих характеристик в лабораторных условиях малоэффективно, т. к. на современном уровне экспериментальной техники пока еще не удастся смоделировать все особенности природных свойств пород в массиве и развале. Поэтому упомянутые характеристики пород необходимо изучать в натурных условиях с привлечением для анализа методов теории разрушения твердых деформируемых тел и математической статистики.

Кусковатость и распределение кусков по размерам в отбитой горной массе наиболее полно могут быть представлены размерами зон дробления и процентным содержанием различных фракций в забое. В связи с этим результаты взрыва будут рассмотрены с точки зрения теоретической оценки размеров зон дробления и гранулометрического состав пород с целью управления ими в процессе взрывания.

При взрыве заряда, расположенного вблизи свободной поверхности, в отличие от взрыва в неограниченной среде увеличивается объем активно разрушенных пород. Это объясняется развитием трещин как от заряда, так и от свободной поверхности. Дополнительный объем разрушения пропорционален объему зоны разрушения вокруг заряда. По мнению авторов [21,22], доля разрушения, вызванная действием отраженной волны, составляет около 30 % общего дробления независимо от различных факторов.

Как было показано выше, в первой стадии по истечении некоторого промежутка времени после достижения полостью предельного положения в основном объеме отбиваемой части массива полностью преодолеваются силы сцепления между естественными отдельностями: массив оказывается пронизанным совокупностью различных систем трещин. Во второй стадии взрыва вследствие направленного движения разрушенной породы в сторону откоса и верхней площадки уступа наступает следующий этап дробления: разрушение идет как от заряда, так и от свободных поверхностей. Это

наглядно иллюстрируется кинограммами разрушения песчано-цементных блоков [22,24]. Раскрытие образовавшихся в волновых процессах трещин наступает через  $3,3\text{--}10^{-3}$  с после инициирования заряда, вспучивание образца через  $6,6\text{--}10^{-3}$  с. Эти процессы по времени значительно отстают от первичного трещинообразования.

В натуральных условиях при рациональном размещении заряда ВВ в массиве объем разрушенной породы за счет вспучивающего действия взрыва распределяется во взрываемой части массива равномерно. В случае сгущенной сетки скважин, а также укороченной длины забойки (незаряженной части скважин) или малой величины наименьшего сопротивления указанная доля раздробленной породы преимущественно разместится в полосе генерального движения. Эту часть также можно принять пропорциональной объему разрушения непосредственно вокруг заряда.

Таким, образом, объем всей активно раздробленной породы на один скважинный заряд составит [13,14]

$$V_{\partial p} = (1 + k_1 + k_2) \pi_1^2 (h_3 + r_2), \quad (4.24)$$

где  $k_1$  – коэффициент, учитывающий долю разрушенного объема за счет отраженной волны растяжения (зависит от упругих и структурных свойств пород в массиве);  $k_2$  – коэффициент, учитывающий долю разрушения за счет вспучивающего действия взрыва (зависит от условий взрывания);  $h_3$  – высота заряда ВВ над уровнем подошвы уступа.

Ввиду трудности расчета коэффициентов уравнения (4.24) их сумму обозначим постоянной  $k$ , которая устанавливается опытным путем. Так, анализ результатов экспериментальных и промышленных взрывов показывает, что эту постоянную при однорядном взрывании можно принять равной единице. При многорядном КЗВ на величину  $k$  накладывается ограничение, вытекающее из того, что объем раздробленной породы не может превышать объем отбиваемого слоя

$$(1 + k) \pi_1^2 (h_3 + r_2) \leq 2r_1 2r_1 H. \quad (4.25)$$

Из неравенства (4.25) следует, что при обычных условиях взрывания, когда  $h_3 + r_2 \approx 0,8 H$ , для скважин второго и последующих рядов постоянная  $k$  может быть принята равной 0,6.

Для расчета гранулометрического состава взорванной породы объем  $V_{\text{др}}$  необходимо разбить на отдельные части по крупности

кусков, содержащихся в них. Основой для этого служат приведённые выше данные. Экспериментально установлено, что линейный размер кусков вблизи контура зоны мелкого дробления в своем большинстве составляет  $(1,4-1,6)r_0$ . В связи с этим расстояние между трещинами на внутренней границе зоны радиальных трещин в первом приближении можно принять равным

$$b_2 = (1,4 \div 1,6)r_0 . \quad (4.26)$$

Тогда в соответствии с закономерностью (4.23) расстояние между трещинами на внешней границе рассматриваемой зоны составит

$$b_1 = b_2 \frac{\nu}{1 + \nu} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} . \quad (4.27)$$

При применении скважин диаметром  $d_0=0,25$  м весь объем зоны мелкого дробления состоит из кусков размером до 0,20 м, а зона радиальных трещин содержит куски размером 0,17–0,50 м. Действительно, как показывают замеры, при рациональном размещении зарядов в массиве наиболее распространенный размер кусков в области между взорванными скважинами обычно не превышает 0,60 м.

Таким образом, в зоне прямого трещинообразования порода по крупности кусков состоит из трех классов. На основании проведенного анализа к первому классу (0–0,2 м) следует отнести весь объем зоны раздавливания и одну треть объема зоны радиальных трещин (с учетом равной вероятности выходов фракций), а ко второму (0,2–0,4 м) и третьему (0,4–0,6 м) классам – соответственно по одной трети упомянутого объема за вычетом объема отрезка цилиндра.

На основании изложенного для первых трех классов имеем

$$\begin{aligned} V(x_1) &= \pi r_2^2 (h + r_2) + \frac{1}{3} \pi (r_1^2 - r_2^2) (h + r_2) - \frac{1}{3} V_{o,ц} , \\ V(x_2) &= V(x_3) = \frac{1}{3} \pi (r_1^2 - r_2^2) (h + r_2) - \frac{1}{3} V_{o,ц} . \end{aligned} \quad (4.28)$$

Объем породы, пронизанный радиальными трещинами в тыльной части массива, представляет собой отрезок цилиндра. Эта масса обычно не входит в состав отбитой породы и вычисляется по формуле

$$V_{o,ц} = 2 / 3 r_1^3 \operatorname{tg} \alpha , \quad (4.29)$$

где  $\alpha$  – угол откоса уступа.

При вычислении объемов раздробленной породы к перечисленным классам необходимо присоединять соответствующие естественные отдельности, содержащиеся в остальной части взрываемого блока. Эти объемы пропорциональны их содержанию в массиве. Таким образом, объемы первых трех классов во всей взорванной породе определяются по формулам

$$V'(x_1) = (1+k)[1-p(x_1)]V(x_1) + p(x_1)V,$$

$$V'(x_2) = (1+k)[1-p(x_1)-p(x_2)]V(x_2) + p(x_2)[V-V'(x_1)] \quad (4.30)$$

$$V'(x_3) = (1+k)[1-p(x_1)-p(x_2)-p(x_3)]V(x_3) + p(x_3)[V-V'(x_1)-V'(x_2)],$$

которые сокращенно можно записать в виде

$$V'(x_j) = (1+k) \left[ 1 - \sum_{j=1}^i p(x_j) \right] V(x_j) + p(x_j) \left[ V - \sum_{j=1}^{i-1} V'(x_j) \right], \quad (4.31)$$

где  $V$  – объем породы отбиваемого слоя массива;  $V(x_j)$  – объем активно раздробленной породы  $j$ -й фракции;  $V'(x_j)$  – весь объем породы  $j$ -й фракции после взрыва;  $p(x_j)$  – содержание  $j$ -й фракции в массиве, дол. ед.

Последующие классы (более 0,60 м) образуются вследствие разваливания пород на естественные отдельности. При этом в третьей стадии взрыва куски пород упомянутых фракций при перемещении соударяются с другими, что приводит к сокращению их доли в общей массе. Относительно перераспределения крупных фракций на основании анализа промышленных и экспериментальных взрывов можно принять следующее предположение. Куски размером более 1,2 м в результате соударения в общем объеме сократятся вдвое. Раздробленная часть их распределяется по нижним классам (0,6–1,2 м) равномерно, т. е. к ним прибавляется по 1/6 части содержания самой крупной фракции. Доля естественных отдельностей в шестом классе (1,0–1,2 м) уменьшится на 1/3 своего первоначального значения. Его раздробленная часть поровну прибавляется к нижним классам (0,6–1,0 м). Иначе говоря, доля последних классов увеличится еще на 1/6 содержания рассматриваемой фракции в массиве. Таким образом, в результате взаимного соударения между крупными кусками в классах

выше 0,60 м происходит некоторое перераспределение. Тогда новое содержание фракций (условное содержание их в массиве) определяется по зависимостям [13]

$$\begin{aligned} q(x_4) &= p(x_4) + \frac{1}{6} [p(x_6) + p(x_7)] , \\ q(x_5) &= p(x_5) + \frac{1}{6} [p(x_6) + p(x_7)] , \\ q(x_6) &= \frac{2}{3} p(x_6) + \frac{1}{6} p(x_7) , \quad q(x_7) = \frac{1}{2} p(x_7) . \end{aligned} \quad (4.32)$$

Значения  $q(x_i)$  приведены в табл. 4.4.

Таблица 4.4

Условный гранулометрический состав отдельностей в массиве

| Индексы пород      | Породы | Номер строки | $p(x_1)$ | $p(x_2)$ | $p(x_3)$ | $q(x_4)$ | $q(x_5)$ | $q(x_6)$ | $q(x_7)$ |
|--------------------|--------|--------------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|----------|
| К-3, К-5, К-6      | ЛВ     | 1            | 47,1     | 29,0     | 10,4     | 6,0      | 4,7      | 2,3      | 0,5      |
| К-2, К-3, К-4      | СВ     | 2            | 30,0     | 19,2     | 14,5     | 14,8     | 13,1     | 6,4      | 2,0      |
| К-1, К-2           | ТВ     | 3            | 15,5     | 16,1     | 13,6     | 18,1     | 17,0     | 11,1     | 8,6      |
| А-4, А-5           | ЛВ     | 4            | 42,0     | 28,0     | 14,7     | 7,2      | 5,2      | 2,4      | 0,5      |
| А-2, А-3           | СВ     | 5            | 30,6     | 20,8     | 14,3     | 13,7     | 12,1     | 6,4      | 2,7      |
| А-1, А-2           | ТВ     | 6            | 19,8     | 17,2     | 15,5     | 14,6     | 13,1     | 10,3     | 9,5      |
| С-1, С-2, С-3      | ТВ     | 7            | 28,5     | 20,5     | 13,0     | 13,8     | 13,6     | 7,5      | 3,1      |
| С-4, С-6           |        |              |          |          |          |          |          |          |          |
| С-7, С-8, С-9, С-5 | ТВ     | 8            | 14,0     | 15,3     | 12,6     | 17,1     | 18,3     | 13,0     | 9,7      |
| С-10               | ТВ     | 9            | -        | -        | 5,0      | 22,3     | 31,3     | 24,4     | 17,0     |

Объемы раздробленных пород классов более 0,60 м пропорциональны их условному содержанию в массиве, а также разности объемов взрываемого слоя и активно раздробленных классов. Иначе говоря, для искомых объемов ( $j \geq 4$ )

$$V'(x_j) = \frac{q(x_j)}{\sum_{j=1}^m P(x_j)} \left[ V - \sum_{j=1}^i V'(x_j) \right] . \quad (4.33)$$

здесь  $m$  – число классов всех фракций;  $i$  – число классов активно

раздробленных фракций,  $i = 3$ .

Для того чтобы вычислить гранулометрический состав взорванной породы, достаточно разделить полученный объем на объем отбиваемого слоя. Тогда содержание отдельных фракций в объеме первых трех классов устанавливается по соотношению

$$p'(x_j) = (1+k) \left[ 1 - \sum_{j=1}^i p(x_j) \right] \frac{V(x_j)}{V} + p(x_j) \left[ 1 - \sum_{j=1}^{i-1} p'(x_j) \right], \quad (4.34)$$

а содержание фракций в последующих классах ( $j \geq 4$ ) определяется по выражению

$$p'(x_j) = \frac{q(x_j)}{\sum_{j=1}^m p(x_j)} \left[ 1 - \sum_{j=1}^i p'(x_j) \right], \quad (4.35)$$

где  $p'(x_j)$  – содержание  $j$ -й фракции в развале, дол. ед.

При многорядном КЗВ

$$p'(x_j) = \frac{p'(x_j) + (n-1)p'_n(x_j)}{n}, \quad (4.36)$$

где  $p'_1(x_j)$  – выход  $j$ -й фракции из первого взрываемого слоя;  $p'_n(x_j)$  – то же, из второго и последующих слоев;  $n$  – число рядов скважин.

Система значений  $p'(x_j)$ , как известно, представляет собой гранулометрический состав взорванной горной массы.

Таким образом, по выражениям (4.33)–(4.35) при заданных физико-механических, структурных свойствах пород, детонационных, энергетических характеристиках ВВ, параметрах и способе взрывания гранулометрический состав взрываеваемой руды и породы рассчитывается заранее. Отсюда следует, что, изменяя один или одновременно несколько из влияющих факторов, можно активно управлять кусковатостью взрываеваемой горной массы.

Экспериментальная проверка предлагаемого метода расчета производилась в условиях Коунрадского, Ажжалского и Саякского карьеров. Фактические и расчетные данные некоторых типичных взрывов представлены на рис. 4.5. Как видно, совпадение расчета с данными экспериментальных взрывов по суммарному выходу фракций очень хорошее. Это служит доказательством того, что принятые при

вычислении объемов пород различных классов предположения отражают действительный механизм разрушения реального массива.

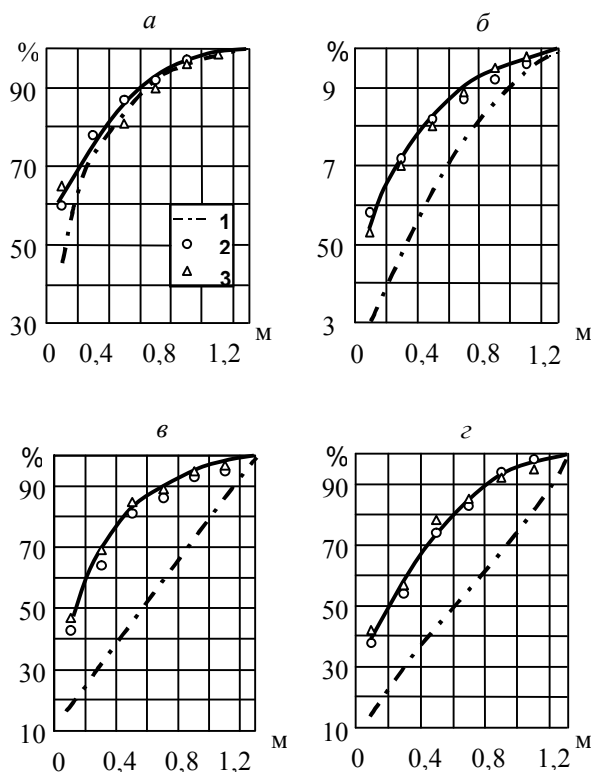


Рис. 4.5. Суммарный выход фракций на легковзрываемых (а), средневзрываемых (б), трудновзрываемых (в) и весьма трудновзрываемых (г) породах: 1 – в массиве; 2 – фактический; 3 – расчетный

Немаловажным при взрывной подготовке горных пород к выемке, как отмечено выше, является и распределение кусков пород в развале по крупности, так как выход крупнокусовых фракций при разработке крупноблочных участков значительный. Предварительное знание характера распределения кусков в развале позволит работникам производства заблаговременно принять меры к устранению нежелательных ситуаций, а если это по технологическим причинам не предотвратимо, то наилучшим образом организовать работу горно-

транспортного оборудования. Однако этот вопрос еще практически не изучен, так как проведение наблюдений непосредственно в производственных условиях сопровождается рядом трудностей технического и организационного характера. Поскольку изучение распределения кусков по размерам в забое связано с экспериментальной проверкой разработанного метода, то эти вопросы рассмотрены совместно.

Установлено, что, подобрав параметры буровзрывных работ в определенном сочетании, можно добиться стабильных результатов взрыва, близких к требуемым. В то же время при малых масштабах взрыва качество дробления при одном взрыве будет отличаться от качества дробления при другом взрыве. Это объясняется тем, что, хотя основные влияющие факторы принимаются во всех случаях неизменными, добиться полной идентичности условий опыта не удастся. Иначе говоря, условия взрывов будут несколько отличаться друг от друга. Эти изменения являются случайными и связаны с влиянием таких факторов, как неоднородность взрываемого блока, вариации в направлениях трещин различных систем, неполное соответствие детонационных и энергетических характеристик ВВ паспортным данным, разброс во времени замедления и т. д. Они не учтены в числе основных, но на исход взрыва оказывают влияние. В связи с этим при различных взрывах меньшего масштаба, проведенных, казалось бы, в одинаковых условиях, получается - различный фракционный состав пород.

Из практики известно, что случайные возмущения, вызванные наличием неучтенных факторов, придающих исходу опыта элемент неопределенности, могут быть устранены при увеличении числа наблюдений. При этом отдельные особенности в массе как бы взаимно погашаются и средний результат случайного явления оказывается практически уже неслучайным. В соответствии с этим при достаточно большом масштабе взрыва (длине блока более 200 м) или большем числе взрывов, произведенных в одинаковых условиях, гранулометрический состав взорванной горной массы будет стабилизироваться, приближаясь к некоторому постоянному соотношению.

Поэтому при решении поставленных задач на каждом из карьеров проанализированы данные и результаты более ста взрывов. Гранулометрический состав взорванной горной массы определялся методом П.Э. Зуркова по поверхности развала и по сечениям, проведенным перпендикулярно к плоскости откоса уступа.

Статистический анализ фактических данных промышленных

взрывов показывает, что процентное содержание отдельных фракций во взорванной породе при каждом взрыве стабильное. При этом число поперечных замеров по характерным участкам должно быть не менее 10, а расстояние между разрезами – не более 10–12 м.

При приведенных вычислениях радиусы зон дробления в легко- и средневзрываемых породах приняты равными расчетным в монолите. В трудновзрываемых породах ( $d_c \geq 0,7$  м), исходя из анализа данных ряда промышленных взрывов, они уменьшены на 10 %. Сопоставление фактического гранулометрического состава пород с расчетным указывает на хорошее согласие между ними. Близкое совпадение сравниваемых результатов при широком интервале изменения природных свойств пород, энергетических и детонационных характеристик ВВ и условий взрывания подтверждает справедливость допущений и выкладок, принятых при выводе уравнений (4.31)–(4.35). Оно также обосновывает применимость разработанного метода прогнозирования фракционного состава пород при ведении промышленных взрывов в различных горно-геологических условиях.

Для определения распределения различных кусков пород в развале гранулометрический состав, замеренный по поверхностям торцевых частей экскаваторных лент, наносился на поперечный разрез забоя. Затем строились наиболее вероятные схемы распределения кусков по размерам в развале.

Если поперечный разрез развала взорванной породы по гранулометрическому составу условно разбить на три зоны, отнеся к первой зоне фракции размером до 0,20 м, ко второй – фракции от 0,21 до 0,80 м и к третьей – фракции более 0,80 м, то соотношение между зонами и их взаимное расположение в развале выглядят следующим образом. При соблюдении параметров буровзрывных работ, приведенных в табл. 4.10, объем зоны мелкого дробления составляет (%): на легко взрываемых породах – 60–70, на средневзрываемых – 45–55 и на трудновзрываемых – 40–50. Объем зоны среднего дробления соответственно 25–35, 30–40 и 30–40 %. Объем зоны крупного дробления 5–10, 10–15 и 10–20 %.

Распределение зон дробления в массиве и развале взорванной породы показано на рис. 4.6. Как видно из рис. 4.6, а при однорядном взрывании первая зона в уступе располагается в районе взорванного заряда, а в развале несколько вытягивается в направлении ЛНС. Вторая зона до движения уступа размещается в районе забойки, а в развале – на первой ленте. Третья зона в массиве располагается в районе линии отрыва в верхней части и на откосе уступа (слева), а

после взрыва – в верхнем и нижнем слоях развала (справа).

Размеры этих зон и соотношения между ними различны для разных условий. Они зависят, как было показано, от основных факторов, предопределяющих качество дробления взорванной породы.

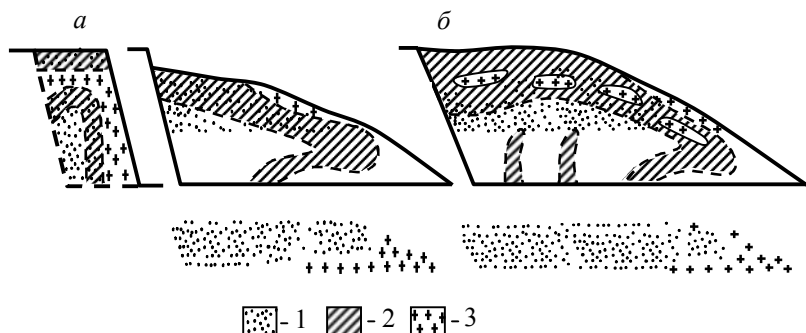


Рис. 4.6. Распределение зон дробления при однорядном (а) и многорядном КЗВ (б).  
Зоны дробления: 1 – мелкого, 2 – среднего, 3 – крупного

В случае многорядного короткозамедленного взрывания (рис. 4.6 б) объем зоны крупного дробления резко сокращается за счет уменьшения ЛНС, длины забойки и использования эффекта нахождения естественных трещин в последующих слоях в более сомкнутом состоянии, чем в первом отбиваемом слое. В результате значительно увеличиваются объемы первых двух зон. В условиях рассмотренных карьеров крупные фракции преимущественно располагаются в верхней части развала.

Установленные закономерности распределения кусков по размерам в развале подтверждаются также данными более тщательно проведенных модельных и полигонных взрывов.

#### 4.6. Моделирование образования развала в полигонных условиях

Метод моделирования образования развала пород на метровом уступе, разработанный нами, основан на современных представлениях о действии взрыва в горных породах и описанной выше схематизации процесса [13]. При этом в соответствии с характером решаемой задачи первая стадия развития взрыва исключается из рассмотрения. Это означает, что опыты могут быть проведены в менее прочных породах при условии соблюдения подобия кинематических характеристик

движения, кусковатости пород и в конечном счете формы развала при различных масштабах взрыва. Модельные взрывы проводились в мягких суглинках и пестроцветных глинах с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодяконова 1,2–2,0, плотностью 1,9–2,0 кг/м<sup>3</sup>. Выбор в качестве модели таких естественных сред объясняется тем, что при взрывании модельных уступов соблюдаются указанные требования. Кроме того, обеспечиваются проходка шпуров любого диаметра и быстрая разборка взорванной породы, вследствие чего резко снижается трудоемкость экспериментов, сокращаются сроки их проведения и достигается относительно высокая степень точности измерений. Далее при принятом линейном масштабе модели путем подбора диаметра заряда при соблюдении подобия других геометрических параметров расположения его в массиве добивались идентичности формы развала в натуре и модели.

С целью отработки отдельных деталей методики в первой серии опытов моделировались конкретные взрывы, проведенные в средневзрываемых породах. Взрывы проводились при однорядном и многорядном расположении скважин на уступе. Параметры взрывов следующие: высота уступа – 15 м; линия сопротивления по подошве уступа – 12 м; расстояние между скважинами – 7,5 м; расстояние между рядами скважин – 7,5 м; длина заряда в скважинах первого ряда – 8,5 м; второго и последних рядов – 9,5 м; тип ВВ – аммонит № 6 ЖВ; масса заряда в скважинах первого ряда – 360 кг; второго и следующих рядов – 400 кг; ширина отброшенной части – 20 м; количество рядов – 1–4.

При соблюдении в принятом линейном масштабе (1:15) геометрических размеров расположения зарядов условию подобия на метровом уступе соответствовали взрывы зарядов диаметром  $(2,1–2,2) \cdot 10^{-2}$  м, массой 150–170 г. Конструкция и способ взрывания зарядов сохранялись одинаковыми. Замедление осуществлялось с помощью петлей ДШ и КЗДШ-58, интервал замедления выбирался, исходя из масштаба времени  $N_t = \sqrt{N_e}$ . В дальнейшем были промоделированы и другие взрывы. Опыты проводились также с изменениями параметров расположения зарядов и схем взрывания.

Для определения мест расположения отдельных включений руды в развале реперы закреплялись на откосе и верхней площадке уступа. Внутренние реперы – деревянные цилиндры диаметром  $2 \cdot 10^{-2}$  м, длиной  $2 \cdot 10^{-2}$  м закладывались также в дополнительные шпуры, пробуренные в массиве на фиксированных расстояниях от основных. Места расположения цилиндров находились с помощью забойника с делениями путем измерения глубин их заложения. В один шпур

закладывалось по 12–16 реперов. Число взрывов в каждой серии составляло 3–4. После взрыва разрыхленная порода осторожно разбиралась и определялись положения пронумерованных цилиндров в развале.

Схемы расположения реперов до и после взрыва при одной серии однорядных взрывов приведены на рис. 4.7 а. Всего при однорядном расположении скважин было проведено пять серий опытов. Обработка данных показывает, что области расположения точек в развале в каждой серии были вполне устойчивыми; наблюдалась определенная закономерность в расположении реперов в развале; разброс точек от среднего статического значения лежит в пределах допустимой точности. Расстояние между крайними положениями одноименных точек в разных опытах в пересчете на натуру не превышало 2 м.

Для обобщения полученных данных отбиваемый слой условно разбит на 16 равных частей плоскостями, проведенными параллельно откосу уступа и горизонту. Как видно из рис. 4.8 а, нижний слой (1, 5, 9, 13), уменьшаясь по высоте, в развале вытягивается в сторону откоса уступа.

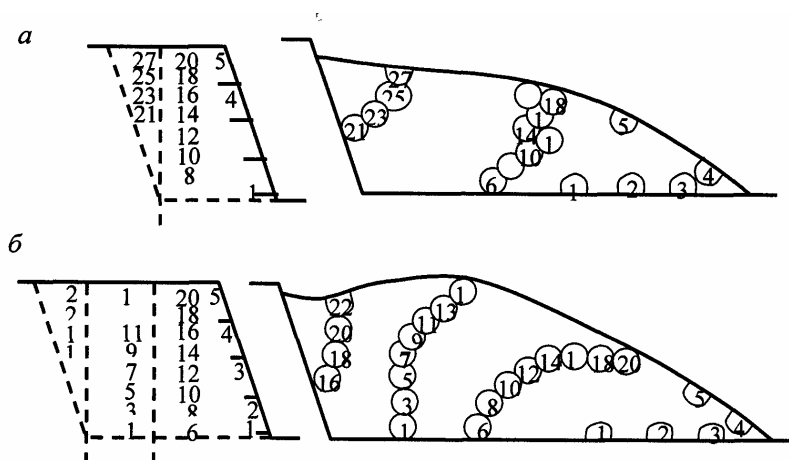


Рис. 4.7. Расположение реперов в массиве до и после взрыва при однорядном взрывании (а) и при двухрядном КЗВ (б)

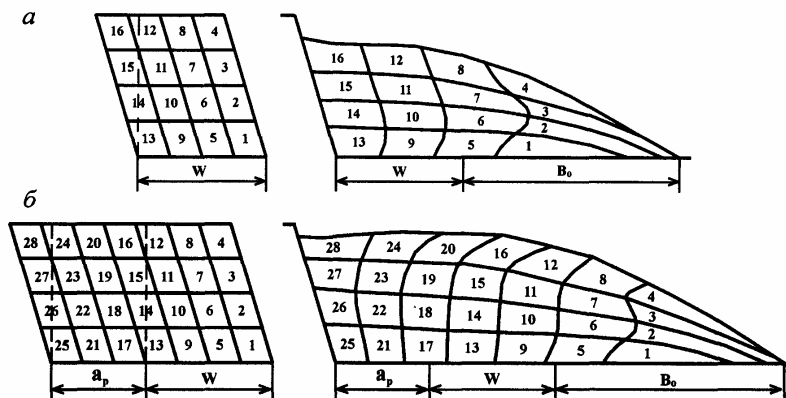


Рис. 4.8. Схема размещения частей уступа в развале при однорядном взрывании (а) и при двухрядном КЗВ (б)

Второй горизонтальный слой (2, 6, 10, 14), располагаясь несколько ниже уровня колонки заряда, заметно растягивается в направлении свободной поверхности за счет частей 2, 6 и в развале ложится на первый слой. Часть 2 находится в нижней части развала. Часть 14 получает слабое перемещение. Третий, слой (3, 7, 11, 15) за счет частей 3 и 7 сильно вытягивается. Последние размещаются в отброшенной части развала. Порода из области (4, 8, 12, 16) покрывает развал слоем переменной толщины. Части 4 и 8 при этом получают существенные перемещения. Основное перемешивание пород происходит за счет первого наклонного (1–4) и верхнего горизонтального слоев. В третьем и четвертом наклонных слоях практически сохраняется естественное взаиморасположение элементов в массиве.

Для выявления закономерностей размещения пород из различных частей уступа в развале при двухрядном КЗВ было проведено три серии опытов. Расположение реперов показано на рис. 4.7 б (слева), а размещение частей массива после взрыва – на рис. 4.8 б. Эти схемы показывают, что в относительном расположении горизонтальных слоев по сравнению с однорядным взрыванием особых изменений не происходит. В то же время два верхних слоя заметно уплотняются и «утолщаются». Что касается наклонных слоев пород, то здесь

изменения существенные. Прежде всего все линии, разграничивающие указанные слои в верхней половине развала, получают обратный наклон к горизонту (рис. 4.8 б). Части 3, 4 при этом значительно уменьшаются по длине (за счет уплотнения), а 8 получает дополнительное смещение в сторону движения. Элементы 12, 16 за счет действия зарядов второго ряда перемещаются вправо и одновременно поднимаются по высоте. Порода из района второй взрывной заходки получает заметное перемещение в сторону первой, причем наибольшей деформации подвергается верхняя половина уступа. Эта масса совместно с породой из первой заходки (12, 16) заполняет выемку, образовавшуюся под действием зарядов скважин первого ряда. В результате развал взорванной породы при взрыве двух рядов скважин получается по высоте больше, чем при однорядном взрывании. Однако ширина отброшенной части развала в обоих случаях одинакова.

Вид модельного уступа при трехрядном КЗВ до и после взрыва приведен на рис. 4.9. Анализ данных трех серий опытов показывает, что порода из района третьего ряда несколько выталкивает породу второго отбиваемого слоя вверх и в сторону движения. Все это приводит к еще большему приращению высоты развала. Вместе с тем порода из этого ряда подвергается меньшему перемещению, чем в предыдущем случае, и оно осуществляется за счет верхней половины уступа. Взрыв зарядов третьего ряда не оказывает влияния на распределение пород в отброшенной части развала. Размещение элементов уступа 1–16 в развале такое же, как при двухрядном КЗВ.

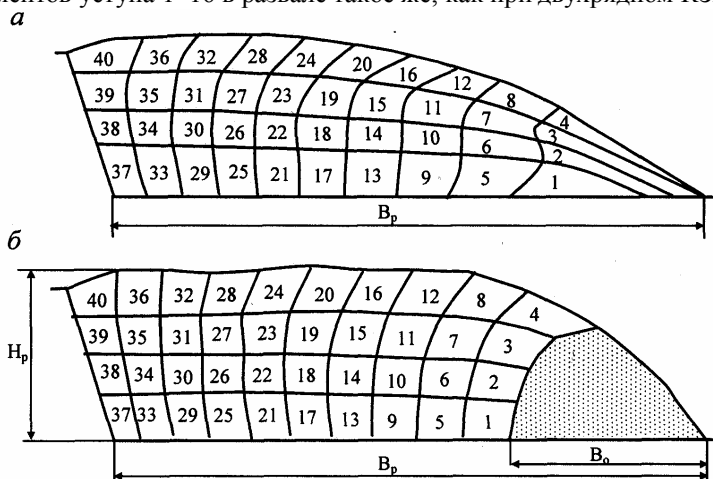


Рис. 4.9. Схема размещения частей уступа в развале при многорядном КЗВ на свободную поверхность (а) и с подпорной стенкой (б)

При четырехрядном расположении скважин было проведено 12 модельных взрывов. Их анализ показывает, что взрыв зарядов четвертого ряда не влияет на распределение элементов 1–24; их взаимное размещение в развале остается таким же, как при трехрядном взрывании. Перемещение породы из четвертого отбиваемого слоя меньше, чем в предыдущем случае. Основное движение здесь совершается за счет верхнего горизонтального слоя, лежащего над колонкой заряда ВВ. Под действием взрыва зарядов этого ряда происходит некоторое смещение вправо и вверх элементов третьей взрывной заходки. Размещение различных частей массива в развале упорядоченное.

Дальнейшее увеличение числа рядов скважин не оказывает влияния на процесс формирования развала: его можно получить путем простого присоединения разрыхленного слоя пород действием зарядов очередного ряда. Естественно, при этом будет иметь место некоторое вытеснение горной массы из предыдущей взрывной заходки.

Наличие раздробленного слоя, образованного взрывом скважин предыдущей серии, способствует изменению начальных условий движения, вследствие чего происходит переориентация направления движения. Подпорная стенка из неубранной горной массы играет роль разрыхленной, легко поддающейся уплотнению неподвижной преграды. Она препятствует свободному перемещению породы в сторону откоса уступа, в результате ширина развала получается несколько иной, чем при подобранном забое. Форма развала в этом случае зависит от размеров подпорной стенки. Анализ данных промышленных взрывов показывает, что при ширине подпорной стенки, превышающей две величины ЛСПП или примерно полторы высоты уступа, отброшенная часть развала практически отсутствует.

Схема размещения пород из различных частей уступа в развале при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой приведена на рис. 4.9 б. Сопоставление рис. 4.9 а и б показывает, что при взрывании с подпорной стенкой первый наклонный слой (1–4) размещается в развале так же, как элементы 13, 14, 15, 16 при взрывании на свободную поверхность. Последующие слои примыкают к указанному со все больше возрастающим наклоном линий, разграничивающих их в массиве. Таким образом, наличие подпорной стенки шириной, равной ЛСПП, создает для первого слоя начальные условия движения, эквивалентные слою 13–16 при взрывании на свободную поверхность.

Наклон линии между подпорной стенкой и слоем 1–4 более плавный и меньше, чем наклон линии между слоями 9–12 и 13–16. Перемешивание пород в развале происходит лишь за счет движения элементов верхнего горизонтального слоя массива.

Таким образом, при многорядном КЗВ перемещение пород из различных частей уступа убывает как по ширине развала от откоса к границе взрываемого блока, так и по высоте от верхней площадки к подошве уступа. Причем наибольшее перемещение горной массы наблюдается в отброшенной части развала. По степени перемешиваемости пород на втором месте находится верхний горизонтальный слой отбиваемой части массива. В зоне непосредственного действия зарядов ВВ перемешивание дробленых продуктов при многорядном КЗВ наименьшее.

Положения отдельных элементов массива в развале предопределяются вектором скорости центра масс отбиваемого слоя уступа, который, в свою очередь, обуславливается природными свойствами среды, детонационными и энергетическими характеристиками ВВ, параметрами расположения заряда в массиве и условиями взрывания. Размещение отдельных элементов уступа в развале при выбранном способе взрывания подчиняется определенной закономерности.

Для прогнозирования одного из наиболее важных технологических параметров раздробленной горной массы – границ между отдельными включениями руд и пустых пород после взрыва – достаточно знать геометрические размеры (конфигурацию, ширину и высоту) развала. Так как по этим данным нетрудно построить профиль развала, согласно установленным закономерностям размещения отдельных элементов уступа в развале, полученный профиль при заданном способе взрывания следует разбивать на соответствующие части. Далее путем нанесения указанных границ в определенном масштабе на разрез уступа до и после взрыва можно указать места расположения различных включений руды (породы) в развале.

#### **4.7. Скорость движения центра масс отбиваемой части массива**

Согласно принятой модели разрушения, в первой стадии взрыва завершается основной процесс дробления массива горных пород. Основываясь на этом, отбиваемую часть уступа в конце этой стадии можно считать состоящей из раздробленных, различных по объему готовых кусков. Они плотно сложены и лишены сил сцепления между собой. Взрывная полость в этой стадии при осесимметричном

развитии достигает своего предельного положения.

На второй стадии из-за влияния свободных поверхностей нарушается осесимметричное развитие полости. Заключенные в полости газообразные продукты детонации сообщают раздробленной части уступа движение, как бы выталкивают ее в сторону свободных поверхностей. На этой стадии элементы разрушенного уступа достигают максимальных скоростей, создается запас кинетической энергии, обеспечивающей разлет кусков в поле силы тяжести.

На основании такого представления для решения поставленной задачи ограничимся рассмотрением первых двух стадий развития взрыва.

С точки зрения теории и практики взрыва при этом наибольший интерес представляет скорость центра масс отбиваемой части уступа, так как от ее модуля и направления зависят все конечные результаты взрыва [12,13].

Сначала рассмотрим наиболее простой случай — отбойку массива горных пород однорядными скважинами, поскольку полученные при этом результаты легко могут быть распространены и на многорядное коротко замедленное взрывание. Для простоты рассуждений

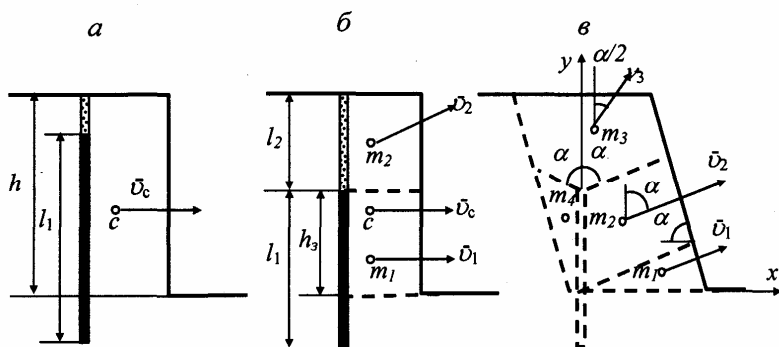


Рис. 4.10. Направление движения центра масс и частей уступа: при размещении заряда по всей длине скважины (а); при неполном использовании длины скважины (б) и при обычном расположении заряда (в)

положим, что заряд размещен по всей длине скважины параллельно свободной поверхности (рис.4.10 а). Согласно [13], весь процесс расширения продуктов взрыва описывается двумя адиабатами. Выше было показано, что предел прочности скальных горных пород в условиях всестороннего взрывного нагружения больше 200 МПа. На основании этого расширение продуктов детонации в начальной стадии

можно принять происходящим по закону

$$P_n V_n^3 = P_n V_n^3 = const, \quad (4.37)$$

во второй стадии – по закону

$$P_n V_n^3 = P_n V_n^3 = const, \quad (4.38)$$

где  $V_n$ ,  $P_n$  – начальный удельный объем и давление ПД;  $V_n$ ,  $P_n$  – удельный объем и давление ПД при предельном положении полости;  $V$ ,  $P$  – текущий удельный объем и давление ПД;  $\gamma$  – показатель изэнтропы на втором участке, равный 1,25–1,4.

Как известно из теории взрыва, уравнение (4.38) описывает расширение ПД при переходе их к состоянию идеального газа. Значения параметров  $V_\gamma$ ,  $P_\gamma$ , соответствующие условной точке перехода ПД в идеальный газ, обычно определяются из уравнения энергии. Исходя из физического смысла рассматриваемой задачи и учитывая различные условия протекания стадий, в качестве точки сопряжения уравнений (4.37), (4.38) можно принять точку, значения  $V_\gamma$ ,  $P_\gamma$  в которой обуславливаются предельным положением границы раздела ПД – среда.

Приняв отбиваемую часть уступа за механическую систему кусков пород, подготовленных в первой стадии взрыва, и применив теорему о движении центра масс, можно написать [13]

$$M v_c \frac{dv_c}{dr} = SP. \quad (4.39)$$

здесь  $M$  – масса отбиваемой части уступа;  $v_c$  – текущая скорость центра масс;  $r$  – текущее расстояние границы раздела ПД – среда;  $S$  – текущая площадь поверхности раздела ПД – среда.

Как показывают эксперименты, высота газовой полости при взрыве цилиндрического заряда в скальных породах равна его высоте. В соответствии с этим и принятой выше схемой

$$S = S_0 \cdot \frac{r_n}{r_0}, \quad (4.40)$$

где  $S_0$  – начальная площадь боковой поверхности заряда;  $r_0$ ,  $r_n$  – соответственно радиус заряда и полости.

Из уравнения (4.37) имеем

$$P_n = P_n \left( \frac{V_n}{V_n} \right)^3 = P_n \left( \frac{r_o}{r_n} \right)^6. \quad (4.41)$$

Начальное давление продуктов взрыва  $P_n = \frac{1}{8} \rho_{\text{вв}} D^2$ .

Из двух законов (4.37), (4.38) на основании принятого допущения текущее давление продуктов взрыва выразится зависимостью

$$P = \frac{1}{8} \rho_{\text{вв}} D^2 \left( \frac{r_o}{r_n} \right)^6 \cdot \left( \frac{r_n}{r} \right)^2. \quad (4.42)$$

Подставив значения S, P в правую часть уравнения (4.42), получим

$$M v_c \frac{dv_c}{dr} = \frac{m D^2}{4} \left( \frac{r_o}{r_n} \right)^4 \frac{r_n^{2\gamma-1}}{r^{2\gamma}}, \quad (4.43)$$

где m – масса заряда ВВ;  $m = \frac{1}{2} S_o \rho_{\text{вв}} r_o$ .

Интегрируя уравнение (4.43) в соответствующих пределах, для скорости центра масс имеем

$$v_c = \frac{D}{2} \left( \frac{r_o}{r_{np}} \right)^2 \sqrt{\frac{2m}{M(2\gamma-1)} \left[ 1 - \left( \frac{r_n}{r} \right)^{2\gamma-1} \right]}, \quad (4.44)$$

$$\text{при } r \rightarrow \infty v_c = \frac{D}{2} \left( \frac{r_o}{r_{np}} \right)^2 \sqrt{\frac{2m}{M(2\gamma-1)}}. \quad (4.45)$$

Сопротивление среды на различные виды деформации в уравнениях (4.44), (4.45) учитывается предельным радиусом полости  $\bar{r}_{\text{пр}}$ . За это время преодолевается сила сцепления между частицами пород. Предельный радиус полости рассчитывается теоретически по формуле (4.10) или устанавливается экспериментально.

Выразив массу заряда и отбиваемой части массива через удельный расход ВВ и плотность породы, уравнению (4.45) можно придать более удобный вид

$$v_c = \frac{D}{2r_{np}^2} \sqrt{\frac{2q}{\rho_o(2\gamma - 1)}} , \quad (4.46)$$

где  $q$  – удельный расход ВВ,  $\text{кг/м}^3$ ;  $\rho_o$  – плотность породы,  $\text{кг/м}^3$ .

Как видно из структуры формулы (4.46), скорость центра масс отбиваемой части уступа прямо пропорциональна скорости детонации заряда ВВ, обратно пропорциональна квадрату предельного радиуса полости в первой стадии взрыва. Она повышается с увеличением удельного расхода ВВ и снижается с увеличением плотности отбиваемой породы. Кроме того, эта скорость зависит от показателя адиабаты на втором участке. Эти выводы хорошо согласуются с известными результатами практики.

При размещении заряда не по всей длине скважины в зависимости (4.46) следует внести поправку, учитывающую неравномерность распределения энергии ВВ по высоте уступа. В соответствии со структурой формулы (4.44) она может быть оценена соотношением (рис. 4.10 б)

$$\mu_1 = \sqrt{m_1 / M} \quad \text{или} \quad \mu_1 = \sqrt{h_3 / H} , \quad (4.47)$$

где  $m_1$  – масса насыщенного энергией взрыва участка раздробленной породы;  $h_3$  – высота колонки заряда над подошвой уступа;  $H$  – высота уступа.

В этом случае уравнение (4.4 б) будет выражать скорость центра участка раздробленной породы, более насыщенной энергией взрыва.

При размещении вертикальных скважинных зарядов в уступах с наклонным откосом распределение энергии ВВ по высоте отбиваемого слоя неравномерное. Это вызывает соответствующее перераспределение скоростей. С целью выявления характера этого перераспределения были проведены модельные взрывы на вакуумном устройстве.

Анализ процесса образования развала, проведенный с помощью моделирующего устройства, показывает, что при расположении зарядов параллельно откосу уступа, отбиваемая порода движется в направлении перпендикулярном откосу (рис. 4.10 а). При расположении зарядов в вертикальных однорядных скважинах,

пробуренных в уступах с наклонным откосом, в начале второй стадии взрыва схематично можно выделить четыре характерных участка движущейся породы (рис. 4.10 в). Первый участок, примыкающий к подошве уступа, имеет минимальные скорость и объем. Второй участок расположен между зарядом и откосом уступа и имеет наибольшую скорость. Направление движения перпендикулярно откосу. Третий участок, верхний раздробленный слой уступа, расположен выше колонки заряда. Вектор скорости центра в начале движения образует с вертикалью угол, примерно равный половине угла откоса. Четвертый участок, занимающий область между зарядом и плоскостью отрыва, в начале второй стадии практически не получает перемещения. Объемы этих участков нетрудно вычислить.

На основе этих данных и анализа результатов промышленных взрывов для определения скорости центра масс отбиваемой части уступа при широко распространенных на практике вертикальных скважинных зарядах, размещенных в уступах с наклонным откосом, воспользуемся формулой количества движения системы, выраженной через массу системы и скорость ее центра масс, т. е.

$$M\bar{v}_c = \sum m_i \bar{v}_i, \quad (4.48)$$

где  $m_i$  – масса  $i$ -го участка разрушенной породы;  $\bar{v}_i$  – максимальная скорость центра  $i$ -го участка движущейся породы.

Проектируя обе части векторного уравнения (4.48) на декартовы оси координат (рис. 4.10 в) и совместно решая полученные равенства относительно  $v_c$ , имеем

$$v_c = \frac{m_2 v_2 + m_3 v_3}{M}. \quad (4.49)$$

При выводе зависимости (4.49) в соответствии с данными модельных экспериментов положено, что  $m_1 v_1 = 0$ ,  $m_4 v_4 = 0$ , значение косинуса половинного угла при  $2m_3 m_2 v_2 v_3$  принято равным единице. Оценки показывают, что внесенная при этом погрешность пренебрежимо мала.

Обозначив  $v_3/v_2$  через  $\Theta$ , соотношение (4.49) перепишем в виде

$$v_c = v_2 \frac{m_2 + \Theta m_3}{M}. \quad (4.50)$$

Следует напомнить, что скорость центра второго участка вычисляется по формуле

$$v_2 = \mu_1 \frac{D}{2r_{np}^{-2}} \sqrt{\frac{2q}{\rho_o(2\gamma-1)}}. \quad (4.51)$$

Как показывают результаты скоростных кино съемок и модельных опытов, значение  $\Theta$  близко к единице.

Так как в первом рассмотренном случае  $m_3 = 0$ ,  $m_2 = M$ , то из (4.50) вытекает, что  $v_c = v_2$ . Следовательно, множитель при  $v_2$  в равенстве (4.50) может служить второй поправкой на условия взрывания. Обозначим его через  $\mu_2$ . Из рис. 4.10 видно, что суммарная площадь первого и четвертого участков с достаточной точностью может быть найдена из выражения  $S_1 + S_2 = \frac{1}{2}l_1^2 \operatorname{ctg} \alpha$  ( $l_1$  – длина заряда в скважине;  $\alpha$  – угол откоса уступа). Тогда вторую поправку можно вычислить по зависимости

$$\mu_2 = \frac{HW - 1/2l_1^2 \operatorname{ctg} \alpha}{HW}. \quad (4.52)$$

Для модуля скорости центра масс отбиваемой части уступа в наиболее общем случае получим

$$v_c = \mu_1 \mu_2 \frac{D}{2r_{np}^{-2}} \sqrt{\frac{2q}{\rho_o(2\gamma-1)}}. \quad (4.53)$$

Анализ уравнений (4.51), (4.53) показывает, что в них комплексно учитывается влияние основных параметров взрывания, свойств среды и применяемого ВВ на главный кинематический параметр взрываеваемых пород. Например, в крепких породах скорость отбиваемой части значительно больше, чем в слабых. Поскольку в крепких породах  $\Gamma_{np}$  заметно меньше, а удельный расход ВВ больше, то из уравнения (4.51) вытекает результат, хорошо согласующийся с экспериментом.

Точность вычислений по формулам (4.51), (4.53) существенно зависит от величины показателя изэнтропии  $\gamma$ . Тонко поставленными экспериментами [24] показано, что разгон оболочек при взрывании внутренних зарядов заканчивается при  $\gamma = 1,2$ . В соответствии с этим и уравнениями (4.51), (4.53) при таком значении  $\gamma$  достигаются максимальные скорости.

#### 4.8. Аналитическое определение геометрических размеров развала

Выше установлено, что форма и размеры развала пород предопределяются основной кинематической характеристикой движения массива — максимальной скоростью центра масс отбываемой части уступа. Максимальная скорость насыщенного энергией ВВ второго участка, т. е. эпицентральной части уступа в начале второй стадии взрыва совпадает со скоростью переднего контура, в частности элемента откоса уступа М, расположенного на ЛНС (рис. 4.11). При изучении процесса перемещения взорванной породы с помощью скоростных киносъемок обычно фиксируется траектория движения этой точки. По данным [13,18,22], скорости элемента откоса, расположенного вблизи ЛНС, в зависимости от конкретных условий взрывания составляют 5–15 м/с. Упомянутая скорость с достаточной точностью может быть вычислена по уравнению (4.53), поэтому ее можно считать известной.

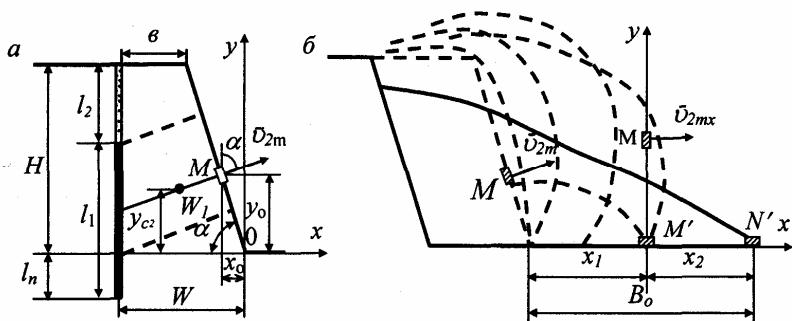


Рис. 4.11. Схема к определению ширины отброшенной части развала пород

По заданной скорости характерного элемента М откоса уступа определим ширину отброшенной части развала пород. Кинограммы разрушения массивов и результаты модельных опытов на вакуумном устройстве показывают, что в наиболее общем случае движение уступа всегда начинается с элемента, расположенного на пересечении ЛНС с линией откоса. Ведение наблюдений за движением этой точки более доступно, чего нельзя сказать о центрах масс характерных участков уступа. В связи с этим аналитическое решение задачи о ширине и форме развала целесообразно начать с изучения перемещения упомянутого участка. Для этого прежде всего вычислим координаты элемента М относительно нижней бровки уступа (рис. 4.11)

$$\begin{aligned} y_o &= W_1 \cos \alpha + (l_1 / 2) - l_n , \\ x_o &= -y_o \operatorname{ctg} \alpha , \end{aligned} \quad (4.54)$$

в свою очередь

$$W_1 = (H + l_n - l_1 / 2) \cos \alpha + b \sin \alpha , \quad (4.55)$$

где  $W_1$  – ЛНС;  $H$  – высота уступа;  $l_n$  – длина перебура;  $l_1$  – длина заряда;  $\alpha$  – угол откоса уступа;  $b$  – расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа.

При рассредоточенных зарядах ЛНС проводится из центра масс системы зарядов, ордината которого относительно дна скважины определяется по формуле

$$y_c = \frac{\sum y_k Q_k}{\sum Q_k} . \quad (4.56)$$

Здесь  $y_k$  – ордината центра массы каждого заряда;  $Q_k$  – масса каждого заряда. В этом случае в формулах (4.54) и (4.55) вместо  $l_1/2$  подставляется  $y_c$ .

Пусть элементу  $M$  массы  $m$  действием энергии взрыва ВВ сообщается скорость  $v_{2m}$ . Вектор этой скорости перпендикулярен откосу уступа. Элемент  $M$  и весь внешний контур уступа совершает движение в безвоздушном пространстве. Это объясняется тем, что в момент начала перемещения пород прорвавшиеся из скважин и трещин поверхностей уступа продукты взрыва раздвигают окружающий уступ воздух и тем самым как бы уравнивают силы его сопротивления. При отсутствии сил сопротивления решение дифференциальных уравнений, составленных для элемента  $M$  откоса уступа, приводит к следующим выражениям для текущих проекций скорости  $v_x$  и  $v_y$

$$v_x = v_{2m} \sin \alpha ; \quad v_y = v_{2m} \cos \alpha - gt \quad (4.57)$$

и ее текущих координат  $x_1$  и  $y_1$

$$x_1 = v_{2m} t \sin \alpha - x_o ; \quad y_1 = v_{2m} t \cos \alpha - \frac{gt^2}{2} + y_o . \quad (4.58)$$

здесь  $\alpha$  – угол между вектором скорости и вертикалью, равный углу откоса (рис.4.11). Время  $t$  отсчитывается от начала движения рассматриваемого элемента. Полагая  $y_1=0$ ;  $t=\tau_1$ , получаем выражение для определения продолжительности полета элемента  $M$

$$\tau_1 = \frac{1}{g} (v_{2m} \cos \alpha + \sqrt{v_{2m}^2 \cos^2 \alpha + 2gy_o}) . \quad (4.59)$$

Взяв положительный корень уравнения, так как отрицательный не имеет смысла.

Подставив значение  $\tau_1$  в первую формулу (4.58), получим искомую зависимость для дальности полета элемента М как функцию  $v_{2m}$

$$x_1 = \frac{v_{2m} \sin \alpha}{g} (v_{2m} \cos \alpha + \sqrt{v_{2m}^2 \cos^2 \alpha + 2gy_o}) - x_o . \quad (4.60)$$

Анализ данных скоростных киносъемок промышленных и модельных взрывов показывает, что падением элемента М на горизонт процесс образования развала не заканчивается. Так, при низком расположении зарядов в скважинах элемент М под действием энергии взрыва выбрасывается на конечную горизонтальную дальность. В это же время породы верхней части, несколько вспучиваясь, достигают наибольших размеров, после чего, не имея подпора снизу, обрушаются, скатываются по развалу, образованному объемом из нижней части уступа. Далее куски различных размеров выталкивают друг друга до тех пор, пока не примут положения равновесия в развале. При этом чем больше начальная скорость элемента и высота уступа, тем больше места занимает на горизонте (по ширине) взорванная порода.

При правильном расположении зарядов в скважинах (и при  $l_1 \geq l_2$ ) вследствие влияния соседних частиц элемент М достигает предельного горизонтального положения несколько позже. К этому моменту значительная часть находящейся во взвешенном состоянии раздробленной породы начинает оседать, а некоторая ее часть продолжает движение. Скорость переднего контура в этом движении по модулю равна начальной скорости откоса уступа [13]. Затем доля оседающей части все увеличивается, верхние слои осевшей породы скатываются по нижним, еще находящимся в движении. Процесс продолжается до полного успокоения пород в развале. Динамика этого процесса очень сложна, так как она зависит от свойств пород, относительных скоростей движущихся слоев, а также от их размеров. Очевидно, что чем больше длина заряда и начальная скорость движения второго участка, тем дальше от нижней бровки уступа находится нижняя кромка развала пород.

Исходя из описанной качественной картины процесса формирования развала, можно перейти теперь к его количественной

оценке, т. е. к определению дальности перемещения центра тяжести системы кусков  $N'$ , расположенных на нижней кромке развала.

На основании проведенных исследований и данных промышленных взрывов в качестве исходных предпосылок приняты следующие допущения:

- под действием энергии взрыва и силы тяжести элемент  $M$  через время  $\tau_1$  занимает свое предельное положение (рис. 4.11);

- в этот момент центр тяжести системы кусков  $N$  находится над точкой  $M'$  на высоте  $1,5 y_{c2}$ , ( $y_{c2}$  — ордината центра эпицентральной части уступа) и имеет скорость, равную по модулю и направлению горизонтальной составляющей начальной скорости движения элемента  $M$ ;

- центр тяжести системы кусков  $N$  движется в безвоздушном пространстве и на его движение, как и в случае полета  $M$ , не оказывают влияния другие куски раздробленной породы;

- при своем движении под действием силы тяжести  $N$  упадет на нижнюю кромку развала и займет положение  $N'$ .

Для определения текущих координат  $x_2$  и  $y_2$  центра тяжести системы кусков  $N$  совместим начало новой системы осей  $x'$  и  $y'$  с точкой  $M'$ . Напишем дифференциальные уравнения движения, решение которых приводит к выражениям

$$x_2 = v_{2m} t \sin \alpha ; \quad y_2 = -gt^2 / 2 + 1,5 y_{c2} . \quad (4.61)$$

Здесь время  $t$  отсчитывается от момента падения  $M$  на горизонт. Горизонтальная дальность полета центра тяжести системы кусков  $N$  устанавливается по формуле

$$x_2 = \frac{\tau_{2m}}{g} \sin \alpha \sqrt{3gy_{c2}} . \quad (4.62)$$

Ширина отброшенной части развала взорванной породы вычисляется как сумма  $x_1$  и  $x_2$ , т. е.

$$B_o = \frac{v_{2m} \sin \alpha}{g} (v_{2m} \cos \alpha + \sqrt{v_{2m}^2 \cos^2 \alpha + 2gy_o + \sqrt{3gy_{c2}}}) - x_o . \quad (4.63)$$

Таким образом, получено выражение для определения основного геометрического размера развала взорванной горной массы – ширины отброшенной его части. Она, как это происходит в реальном процессе развалообразования, поставлена в зависимость от начальных условий

движения второго участка уступа.

Совместный анализ уравнений (4.53), (4.63) показывает, что в последнем выражении учитывается комплексное влияние всех основных параметров расположения заряда в массиве, свойств среды, применяемого ВВ и т. д. Например, сгущение сетки скважин приводит к увеличению удельного расхода ВВ. Вследствие этого увеличивается скорость второго участка, следовательно, ширина развала пород. Поднятие колонки заряда в скважине также способствует достижению большей ширины развала. При прочих равных условиях плотные породы энергией взрыва отбрасываются на меньшее расстояние, чем менее плотные породы.

Сопоставление расчетных величин ширины отброшенной части развала с фактическими данными промышленных взрывов, проведенных на карьерах Казахстана, приведено в [13]. Сравнение показывает, что отклонение расчета от данных практики не превышает 10 %. Такое близкое совпадение подтверждает правомерность предположений, положенных в основу для вывода уравнения (4.63), и возможность использования последнего для расчета ширины отброшенной части развала пород.

Полная ширина развала пород определяется по формуле

$$B_p = B_o + W + (n-1)a_p, \quad (4.64)$$

где  $n$  – число рядов скважин;  $a_p$  – расстояние между рядами скважин.

#### **4.9. Влияние технологии взрывных работ на параметры развала пород**

В производственных условиях процесс образования развала при массовых взрывах изучался с помощью аппаратуры, включающей в себя скоростную киносъемочную камеру СКС-1М, пульт синхронизации и дистанционного управления кинокамерой и взрывом [13]. В результате скоростной съемки процесса развития взрыва получены кинокадры уступа в фиксированные моменты времени. При обработке кинолент по перемещению характерных точек контура уступа в заданные интервалы времени строились их траектории. Затем путем графического интегрирования определялись мгновенные скорости точек в соответствующие моменты времени. Истинные перемещения точек контура находились с помощью масштабного предмета, установленного на уступе и заснятого на пленке.

Кинокадры одного трехрядного массового взрыва, проведенного в средневзрываемых породах при высоте уступа 10 м показали, что при завышенной – ЛНС движение основного участка в начале второй стадии направлено под большим углом к горизонту. Перемещение контура уступа в явной форме наблюдается через 80–90 мс после инициирования зарядов. Скорости откоса уступа четко фиксируются (с гарантией) через 120–140 мс и достигают значений, близких к максимуму по истечении 400–600 мс.

Кинокадры четырехрядного взрыва, проведенного в трудновзрываемых породах, были получены при скорости съемки 1600 кадров в секунду. На киоленте хорошо зафиксировано развитие детонации по детонирующему шнуру, а также процесса вылета ПД из скважин. Вылет ПД из скважин в зависимости от длины и материала забойки наблюдается через 10–70 мс от момента инициирования заряда ВВ в скважине. Движение породы из верхней части уступа замечено спустя 70–90 мс.

Анализ этих и других промышленных взрывов показал, что разрушенная часть уступа в зависимости от физико-механических свойств среды, структурных особенностей массива, характеристик применяемого ВВ и параметров расположения скважинных зарядов получает механическое движение через 30–100 мс от начала инициирования. При этом движение уступа во всех случаях начинается с элемента, расположенного вблизи ЛНС.

В последующие моменты времени в движение вовлекаются более удаленные точки контура и внутренней части уступа. По истечении определенного времени (обычно 400–800мс) вся эта раздробленная масса достигает максимальных скоростей и затем совершает инерциальное движение в поле силы тяжести. При этом раньше всех скатываются и занимают устойчивое положение в развале частицы, находящиеся в области нижней бровки уступа. В дальнейшем аналогичное положение приобретают элементы, расположенные выше. Количество оседающей породы все увеличивается, верхние слои осевшей породы скатываются по нижним, еще находящимся в движении. Процесс продолжается до полного успокоения пород в развале.

В производственных условиях анализу подвергались такие вопросы, как выявление влияния числа рядов скважин, схемы замедления и размеров подпорной стенки на ширину отброшенной части развала пород.

Экспериментальные взрывы, по которым устанавливалось влияние количества рядов скважин на ширину развала, проводились на

породах различной категории взрываемости. Результаты некоторых из них приведены в табл.4.5. Высота уступа составляла 11–22 м. Количество рядов скважин колебалось от 2 до 8, в основном 3–4, число скважин в ряду – 12–60. Интервал замедления 20–35 мс осуществлялся при помощи КЗДШ-58, схема замедления порядная. Для сравнения приведена ширина отброшенной части развала при однорядном взрывании, при тех же параметрах расположения зарядов. Из данных табл. 4.5 следует, что при прочих равных условиях и оптимальном расстоянии между рядами ширина отброшенной части развала при многорядном КЗВ не отличается от таковой при однорядном взрывании.

Экспериментально установлено, что при расстоянии между рядами скважин ( $a_p$ ), равном или больше его оптимального значения ( $a_{opt}$ ), действие зарядов в скважинах второго и последующих рядов не оказывает влияния на ширину отброшенной части развала. Увеличение ее вследствие влияния зарядов второго ряда наблюдается лишь при  $a_p < a_{opt}$ . В таких случаях ширина отброшенной части развала определяется из выражения

$$B_{op} = B_o(a_{onm} / a_p)^{1/2} . \quad (4.65)$$

**Таблица 4.5.**  
**Результаты некоторых взрывов при многорядном КЗВ**

| Породы | Кол-во рядов скважин | Высота уступа, м | РМС, м | РМР, м | ЛСПП, м | Масса заряда, кг | Длина за- бойки, м | Ширина отброшенной части (м) при взрывании |            |
|--------|----------------------|------------------|--------|--------|---------|------------------|--------------------|--------------------------------------------|------------|
|        |                      |                  |        |        |         |                  |                    | многорядном                                | однорядном |
| СВ     | 8                    | 20,0             | 8,5    | 8,5    | 15,0    | 500              | 13,0               | 20                                         | 19         |
| ЛВ     | 3                    | 20,0             | 9,5    | 10,0   | 13,0    | 600              | 11,0               | 30                                         | 29         |
| СВ     | 2                    | 17,0             | 9,5    | 9,5    | 11,5    | 365              | 11,0               | 20                                         | 18         |
| ТВ     | 2                    | 11,5             | 6,0    | 5,5    | 10,0    | 245              | 7,5                | 13                                         | 11         |
| ТВ     | 2                    | 13,0             | 6,5    | 6,0    | 10,0    | 250/36           | 9/6,5              | 22                                         | 20         |
| СВ     | 3                    | 18,0             | 8,0    | 8,0    | 13,0    | 460/40           | 9/6,5              | 34                                         | 36         |
| ТВ     | 4                    | 20,0             | 7,5    | 7,5    | 14,0    | 520/80           | Н/7,0              | 37                                         | 37         |
| ТВ     | 3                    | 19,5             | 8,0    | 8,0    | 15,0    | 580/80           | 13/8,0             | 30                                         | 29         |
| ЛВ     | 4                    | 22,0             | 10,0   | 10,0   | 16,5    | 520/160          | 15/8,0             | 32                                         | 30         |
| ТВ     | 3                    | 11,2             | 6,5    | 5,2    | 11,0    | 310              | 7,5                | 17                                         | 18         |
| СВ     | 3                    | 17,0             | 9,0    | 9,0    | 12,5    | 270/180          | 14/8,0             | 24                                         | 22         |
| СВ     | 3                    | 11,8             | 7,1    | 5,4    | 10,0    | 247              | 8,5                | 15                                         | 16         |
| СВ     | 3                    | 16,2             | 9,5    | 9,0    | 10,7    | 492              | 8,5                | 30                                         | 32         |

|    |   |      |     |     |      |         |          |    |    |
|----|---|------|-----|-----|------|---------|----------|----|----|
| ТВ | 3 | 19,2 | 8,3 | 6,7 | 12,9 | 360/160 | 15/7,5   | 30 | 28 |
| ТВ | 4 | 19,8 | 8,5 | 6,7 | 14,5 | 490/100 | 12,5/8,0 | 30 | 29 |
| СВ | 4 | 18,5 | 9,5 | 8,5 | 12,0 | 360/100 | 13/8,0   | 24 | 26 |

Если расстояние между скважинами в первом ряду больше или равно ЛСПП, то схема соединения рядов скважин не влияет на ширину отброшенной части развала. При  $a < W$ , а также в случае, когда инициируемые ряды зарядов образуют с линией откоса уступа прямой или косой угол, ширина развала несколько уменьшается. Это обстоятельство можно учесть введением соответствующей поправки в формулу (4.63), т. е.

$$B_{од} = B_o [2a / (a + W)]^{1/2} . \quad (4.66)$$

Для выявления закономерностей изменения формы развала в зависимости от размеров подпорной стенки были проанализированы результаты более 50 взрывов, некоторые из них приведены в табл. 4.6. Взрывы проводились на уступах высотой 12—20 м на всех видах пород. Ширина подпорной стенки по низу изменялась от половины до

Таблица 4.6.  
Данные и результаты взрывов при наличии подпорной стенки

| Породы | Кол-во рядов | Высота уступа, м | РМС, м | РМР, м | ЛСПП, м | Масса заряда, кг | Длина за-бойки, м | Ширина (м)       |                            |
|--------|--------------|------------------|--------|--------|---------|------------------|-------------------|------------------|----------------------------|
|        |              |                  |        |        |         |                  |                   | подпорной стенки | отброшен-ной части развала |
| ТВ     | 4            | 20,0             | 7,5    | 7,5    | 14,0    | 620/80           | 10/9,0            | 5,0              | 26,0                       |
| СВ     | 3            | 20,0             | 10,0   | 7,5    | 15,3    | 600/80           | 10/8,5            | 10,5             | 20,0                       |
| ТВ     | 4            | 20,0             | 7,5    | 7,0    | 13,0    | 570/80           | 10/7,5            | 15,0             | 20,0                       |
| ЛВ     | 5            | 20,5             | 10,0   | 10,0   | 14,0    | 600/80           | 9,0/7,5           | 20,0             | 15,0                       |
| ЛВ     | 4            | 19,5             | 10,0   | 11,0   | 14,3    | 520/100          | 9,0/7,5           | 30,0             | 2,0                        |
| ТВ     | 3            | 15,5             | 6,5    | 6,5    | 10,5    | 350/80           | 9,0/7,0           | 10,0             | 15,0                       |
| СВ     | 4            | 21,0             | 9,3    | 8,5    | 15,2    | 640/80           | 10,0/8,5          | 30,0             | 1,5                        |
| СВ     | 4            | 15,0             | 8,0    | 7,5    | 11,8    | 300/80           | 9,0/7,0           | 15,0             | 4,0                        |
| ТВ     | 3            | 12,2             | 5,2    | 5,0    | 10,0    | 240/40           | 7,5/6,5           | 16,0             | 2,0                        |
| ЛВ     | 3            | 14,0             | 10,0   | 9,5    | 10,2    | 360              | 9,0/8,0           | 20,0             | -                          |
| СВ     | 5            | 16,5             | 9,5    | 9,0    | 10,0    | 360/40           | 9,0/8,0           | 10,0             | 5,0                        |
| СВ     | 4            | 16,4             | 9,0    | 8,5    | 12,5    | 360/80           | 9,5/7,5           | 20,0             | 2,0                        |
| СВ     | 5            | 14,0             | 8,0    | 7,5    | 11,0    | 320/40           | 8,5/7,5           | 25,0             | -                          |
| СВ     | 3            | 14,0             | 8,0    | 7,5    | 12,0    | 360/40           | 9/7,5             | 15,0             | 4,0                        |
| СВ     | 3            | 14,0             | 8,0    | 7,5    | 12,0    | 360/40           | 9/7,5             | 25,0             | 1,0                        |
| СВ     | 3            | 16,0             | 8,5    | 8,0    | 12,10   | 400/40           | 9/7,5             | 28,0             | -                          |

двух ЛСПП. При ширине подпорной стенки, превышающей две ЛСПП или примерно полторы высоты уступа, отброшенная часть развала

практически отсутствовала, если не считать осыпавшуюся мелочь породы. При взрывании на неубранную горную массу суммарная ширина подпорной стенки и отброшенной части развала (расстояние от нижней бровки стенки до основания развала) получается равной ширине таковой при взрывании на подобранный забой. Высота развала в районе откоса уступа повышается с увеличением ширины подпорной стенки и достигает предельного значения при величине стенки (1,5–1,7) Н. Характерные разрезы развала приведен на рис. 4.12. Анализ данных табл. 4.6 подтверждает вывод о том, что с увеличением ширины подпорной стенки изменяется направление движения породы первой взрывной заходки. Вектор скорости центра инерции этого слоя все больше отклоняется от горизонта и в пределе приближается к направлению скорости второго слоя при подобранном забое.

Влияние подпорной стенки из неубранной горной массы от предыдущего взрыва на ширину отброшенной части развала можно учесть величиной расчетной ЛСПП, которая принимается равной сумме действительной ЛСПП и ширины подпорной стенки  $B_{п.с.}$ , деленной на  $k_p$ .

$$W_p = W + B_{п.с.} / k_p$$

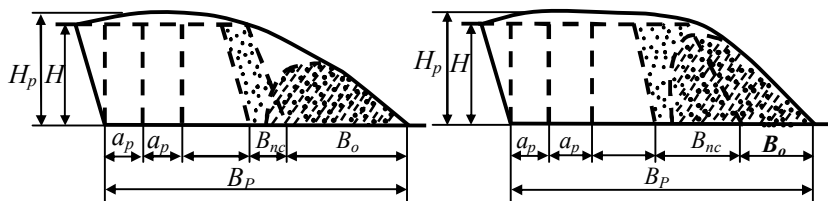


Рис. 4.12. Профили развала при многоярдном КЗВ с подпорной стенкой различной ширины

Коэффициент разрыхления на всех породах можно принять равным 1,2. По величине новой ЛСПП производится перерасчет начальных условий движения нового слоя и, следовательно, максимальной величины скорости эпицентральной части уступа. Далее по уравнению (4.63) определяется ширина отброшенной части развала.

Известно, что геометрические размеры развала сильно влияют на производительность выемочно-погрузочного оборудования, экономичность и безопасность горных работ. Поэтому прогнозирование формы и характерных параметров развала имеет большую теоретическую и практическую ценность.

#### 4.10. Модели развала пород на уступах при различных технологиях взрывных работ

Анализ многочисленных промышленных и экспериментальных взрывов показывает, что при взрывании уступов однорядными вертикальными скважинными зарядами развал в поперечном сечении имеет форму, близкую к трапецевидной (первая модель развала). Площадь такой фигуры  $S_p$  состоит из площади большого треугольника  $S_1$ , площади параллелограмма  $S_2$  и площади малого треугольника  $S_3$  (рис. 4.13).

Основные геометрические размеры развала пород: высота развала у линии отрыва пород от массива  $H_1$ , высота развала в месте пересечения его контура с линией откоса уступа  $H_0$  при известной ширине отброшенной части развала  $B_0$ , полной ширине развала пород  $B_p$  могут быть установлены из условия равенства площади поперечного сечения отбиваемого слоя массива  $S_m$  с учетом коэффициента разрыхления  $k_p$  площади поперечного сечения развала  $S_p$  [1,12].

В приведенной модели высота большого треугольника равна высоте развала в месте пересечения его контура с линией откоса  $H_0$ , высота параллелограмма равна также  $H_0$ , а высота малого треугольника равна разности  $H_1 - H_0$ . Основание большого треугольника равно  $B_0$ , основание малого треугольника и параллелограмма равно линии сопротивления по подошве уступа  $W$ . При типовых параметрах расположения зарядов в уступе ширина отброшенной части развала обычно не превышает 1,7 высоты уступа.

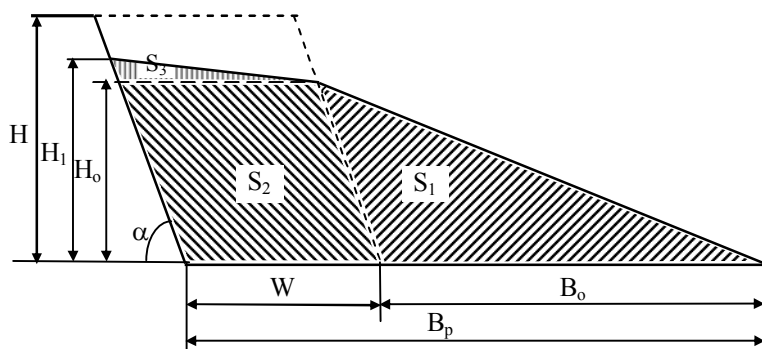


Рис. 4.13. Схема к определению геометрических размеров развала при однорядном

взрывании

Поскольку  $S_1 = \frac{1}{2} B_o H_o$ ,  $S_2 = W H_o$ ,  $S_3 = \frac{1}{2} W (H_1 - H_o)$ ,  $S_m = HW$  ( $H$  – высота уступа), то при заданной (известной)  $H_1$  высота развала в месте пересечения с линией откоса определяется из соотношения

$$H_o = \frac{2WHk_p - WH_1}{W + B_o}. \quad (4.67)$$

При несколько увеличенных зарядах трапециевидная фигура вырождается в треугольник. В этом случае  $B_o > 1,7H$  и высота развала у линии отрыва от массива вычисляется по формуле

$$H_1 = \frac{2k_p HW}{W + B_o}. \quad (4.68)$$

При двухрядном взрывании поперечный разрез развала взорванной горной массы имеет форму трапеции (вторая модель) (рис. 4.14). Нижнее основание трапеции равно  $(a_p + W + B_o)$ , верхнее основание –

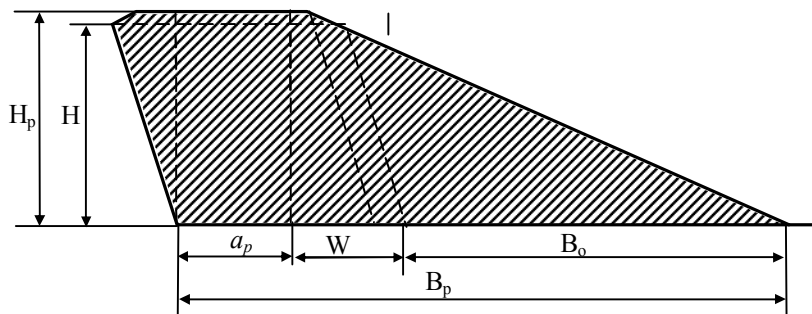


Рис. 4.14. Схема к определению геометрических размеров развала при двухрядном взрывании на свободную поверхность

$(a_p + W + \frac{b}{2})$ , высота –  $H_p$ . Приравняв площадь трапеции площади взрывающего блока  $(a_p + W)H$  с учетом коэффициента разрыхления  $k_p$ , для средней высоты развала имеем

$$H_p = \frac{2k_p(a_p + W)}{2(a_p + W) + B_0 - b/2} H . \quad (4.69)$$

При многорядном взрывании на свободную поверхность максимальная высота развала  $H_p$  обычно больше чем однорядном расположении скважин. Обобщение большого количества массовых взрывов на карьерах черной и цветной металлургии Казахстана показывает, что в общем случае поперечное сечение развала  $S_p$  можно принять состоящим из площадей трех простых фигур (третья модель развала): правого треугольника площадью  $S_1$ , прямоугольника площадью  $S_2$  и левого треугольника площадью  $S_3$  (рис. 4.15). Высота правого треугольника равна высоте уступа  $H$ , высота прямоугольника равна высоте развала  $H_p$ , основание левого треугольника равна высоте развала  $H_p$ .

Для определения средней высоты развала взорванной породы при многорядном взрывании на свободную поверхность взаимодействуем ее с размерами поперечного сечения развала. Площади указанных фигур определяются по формулам (рис. 4.15)

– правого треугольника

$$S_1 = \frac{1}{2} H (B_0 + H \operatorname{ctg} \alpha), \quad (4.70)$$

– прямоугольника

$$S_2 = H_p [(n-1)a_p + W - H \operatorname{ctg} \alpha], \quad (4.71)$$

– левого треугольника

$$S_3 = \frac{1}{2} H_p H \operatorname{ctg} \alpha . \quad (4.72)$$

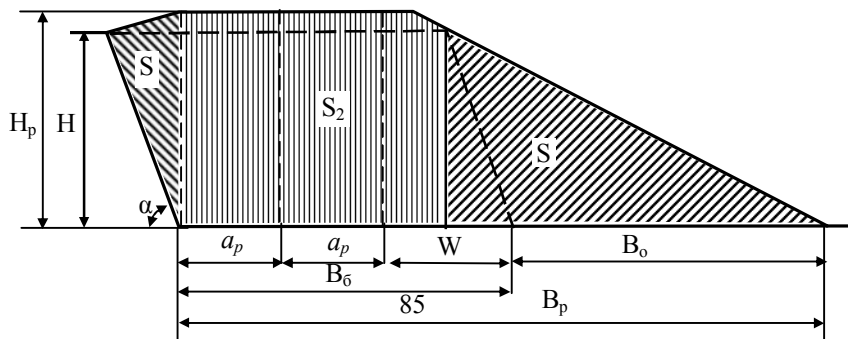


Рис. 4.15. Схема к определению геометрических размеров развала при многорядном взрывании на свободную поверхность

Приравняв площадь поперечного сечения развала при многорядном взрывании  $S_p$  площади поперечного сечения отбываемого слоя массива  $S_m$  с учетом коэффициента разрыхления  $k_p$ , для средней высоты развала пород при многорядном взрывании на свободную поверхность получим следующее выражение:

$$H_p = \frac{2k_p[(n-1)a_p + W] - (B_o + H \operatorname{ctg} \alpha)}{2[(n-1)a_p + W] - H \operatorname{ctg} \alpha} H \quad (4.73)$$

Решение этого уравнения относительного  $H_p$  в зависимости от параметров расположения скважинных зарядов и ширины отброшенной части развала показывает, что полученные результаты хорошо согласуются с данными большого количества массовых взрывов на карьерах.

При многорядном КЗВ на неубранную горную массу суммарная ширина подпорной стенки  $B_{nc}$  и отброшенной части развала  $B_o$  примерно равна ширине таковой при взрывании на подобранный забой. Поэтому ширина отброшенной части развала  $B'_o$  при взрывании на подпорную стенку устанавливается из зависимости

$$B'_o = B_o - B_{nc}.$$

На основании анализа многочисленных промышленных взрывов при взрывании уступов на неубранную горную массу поперечное сечение развала пород можно принять состоящим из площадей трех простых геометрических фигур (четвертая модель развала): многоугольника площадью  $S_1$ , параллелограмма площадью  $S_2$  и трапеции площадью  $S_3$  (рис. 4.15). Многоугольник ограничен наклонной линией поверхности отброшенной части развала, контурной линией подпорной стенки после ее перемещения, наклонной линией поверхности массива горных пород до производства взрывных работ и верхним основанием подпорной стенки. Параллелограмм представляет собой взрываемый блок массива. Трапеция ограничена линией верхней поверхности уступа, линией поверхности развала, наклонными отрезками поверхности

развала. Нижнее основание трапеции равно сумме ширины взрываемого блока и ширины подпорной стенки поверху, а ее верхнее основание  $B_c$  можно принять равным  $a_p(n-1)+b+b_{nc}/2$  (где  $b$  – расстояние от оси скважин первого ряда до верхней бровки уступа).

Подпорная стенка после перемещения действием взрыва в разрезе представляет собой трапецию (рис.4.16), нижнее основание которой равно сумме ширины подпорной стенки понизу  $B_{nc}$  и ширины отброшенной части развала  $B'_o$ . На основании данных практики верхнее основание трапеции можно принять равной ширине подпорной стенки поверху, т.е.  $b_{nc}$ . Высота указанной геометрической фигуры определяется из равенства объемов подпорной стенки до и после взрыва по соотношению

$$H_{nc} = \frac{B_{nc} + b_{nc}}{B_o + b_{nc}} H. \quad (4.74)$$

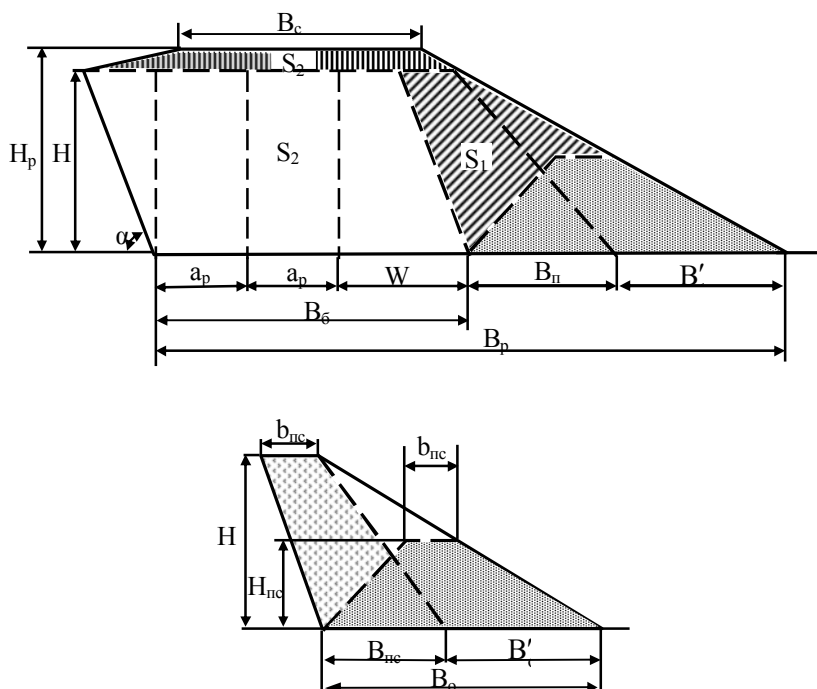


Рис. 4.16. Схемы к определению геометрических параметров развала при взрывании на подпорную стенку

Для установления средней высоты развала пород при взрывании с подпорной стенкой из неубранной горной массы достаточно приравнять общую площадь поперечного сечения развала  $S_p$  площади взрывающего блока  $S_m$  с учетом коэффициента разрыхления  $k_p$ . В этих целях площади упомянутых простых геометрических фигур определяются по формулам

многоугольника

$$S_1 = \frac{B_o - B_{nc}}{2} H, \quad (4.75)$$

параллелограмма

$$S_2 = B_o H, \quad (4.76)$$

трапеции

$$S_3 = \frac{B_o + a_p(n-1) + b + 1,5b_{nc}}{2} (H_p - H). \quad (4.77)$$

Выполнив соответствующие вычисления, для средней высоты развала при многорядном взрывании на неубранную горную массу получим

$$H_p = \frac{2B_o k_p - B_o - B_{nc} + a_p(n-1) + b + 1,5b_{nc}}{B_o + a_p(n-1) + b + 1,5b_{nc}} H. \quad (4.78)$$

Расчеты, выполненные по (4.78) хорошо согласуются с данными практики взрывных работ карьеров цветной и черной металлургии Казахстана.

Таким образом, предлагаемые модели развала пород позволяют достаточно точно предрасчитать характерные параметры развала и отстроить его контур при различных технологиях взрывных работ, что имеет важное значение для управления процессами горных работ.

#### **4.11. Показатель сложности строения и обработки разнородных забоев**

Основные требования, предъявляемые к буровзрывным работам в условиях разработки сложноструктурных месторождений, сводятся к следующему:

- а) обеспечение наименьшего перемешивания в процессе взрывного

дробления различных сортов руды между собой и с пустыми породами;

б) придание рудному телу (включениям) формы, удобной для обособленной выемки с наименьшими потерями;

в) качественное и равномерное дробление пород, которое оказывает решающее влияние не только на производительность, надежность и экономичность работы выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, но и предопределяет объем и качество сложной селекции.

Достижение хорошего качества дробления способствует расширению области применения различных приемов экскаваторной селекции.

Идеальным вариантом, отвечающим этим требованиям, являлось бы разделение пород по видам в процессе взрывания. В этом случае можно было бы вести валовую выемку и погрузку пород. Однако области применения этого варианта сильно ограничены. Это связано с тем, что, во-первых, границы между различными видами пород визуальнo неразличимы, и они должны быть установлены точно; во-вторых, он применим для забоя, состоящего из параллельных наклонных слоев. При этом мощность отбиваемого слоя должна соответствовать техническим возможностям имеющейся на руднике буровой техники; в-третьих, в пределах карьерного поля выдержанное направление рудных тел практически не встречается. В большинстве случаев раздельное взрывание забоев практически не осуществимо.

Поэтому на современном уровне развития горной техники и технологий разработку сложноструктурных забоев целесообразно вести при валовом взрывании блока с дальнейшей селективной выемкой и погрузкой полезного ископаемого. Области применения соответствующей технологии должны быть установлены на основе количественных характеристик сложных забоев.

По мнению ряда ученых [9–11, 25–28], при взрывании уступов сложноструктурных месторождений происходит интенсивное перемешивание между полезным ископаемым и пустыми породами. Также считается, что чем больше отклонение контакта между полезным ископаемым и пустыми породами по отношению к горизонту, тем труднее его добыча с малыми количественными и качественными потерями. Однако количественные оценки, отражающие степень перемешанности отдельных видов пород в результате действия взрыва, а также сложность их раздельной выемки, в литературе не приводятся.

Б.П. Боголюбов, П.Э. Зурков, Ф.Г. Грачев, Б.П. Юматов [9–11] в качестве основного фактора, определяющего выход несмешанных

разновидностей, принимали ширину развала пород. Действительно, для забоев с горизонтальными слоями, длина контакта руды с породой в развале прослеживается по всей его длине и косвенно это может служить мерой перемешанности руды с породой. Вместе с тем для забоев других типов ширина развала не может служить объективной характеристикой изменения формы рудного тела после взрыва.

Для оценки искажения формы и размеров рудного тела после взрыва Е.Г. Баранов и И.А. Тангаев предложили ввести так называемый коэффициент искажения, который равен отношению приращения площади контакта после взрыва к площади его до взрыва [27]. Однако коэффициент искажения не учитывает всего разнообразия элементов залегания рудных тел в развале и условий их селективной выемки.

Анализ работы карьеров показывает, что в качестве характеристики сложности структуры развала и отработки разнородных забоев должен служить обобщенный параметр, комплексно учитывающий:

- направление контакта между полезным ископаемым и пустыми породами в развале;
- число прослоев полезного ископаемого или пустых пород;
- относительную мощность рудного или породного включения;
- рабочие параметры экскаватора.

Для учета влияния этих элементов на искомый параметр необходимо располагать достаточно надежной информацией о структуре развала (рис. 4.17).

С этой целью рассмотрены ожидаемые положения рудных тел после взрыва для основных типов сложных блоков при широко распространенных способах взрывания. Параметры взрывания принимались типовыми.

На рис. 4.17 *а* приведены схемы расположения отдельных слоев (включений) руды и породы в развале при однорядном взрывании, а на рис. 4.17 *б* – схемы расположения отдельных слоев в развале при двухрядном (слева) и трехрядном (справа) расположении скважин на 10-метровых уступах. При их определении принимались во внимание коэффициенты разрыхления пород в ячейках массива 1–40, показанных на рис. 4.8, 4.9.

Их численные значения при однорядном расположении скважин составляют: для ячеек 1 – 1,71, 2 – 1,72, 3 – 1,72, 4 – 1,72, 5 – 1,47, 6 – 1,54, 7 – 1,62, 8 – 1,69, 9 – 1,4, 10 – 1,44, 11 – 1,52, 12 – 1,62, 13 – 1,35, 14 – 1,4, 15 – 1,45, 16 – 1,56; при двухрядном расположении скважин: для ячеек 1 – 1,7, 2 – 1,71, 3 – 1,72, 4 – 1,73, 5 – 1,51, 6 – 1,52, 7 – 1,55, 8 – 1,6, 9 – 1,48, 10 – 1,5, 11 – 1,54, 12 – 1,59, 13 – 1,43, 14 – 1,47, 15 – 1,5, 16 – 1,53, 17 – 1,36,

18 – 1,46, 19 – 1,48, 20 – 1,51, 21 – 1,27, 22 – 1,35, 23 – 1,4, 24 – 1,46, 25 – 1,2, 26 – 1,23, 27 – 1,38, 28 – 1,4; при трехрядном расположении скважин: для ячеек 1 – 1,7, 2 – 1,71, 3 – 1,72, 4 – 1,73, 5 – 1,51, 6 – 1,52, 7 – 1,55, 8 – 1,6, 9 – 1,48, 10 – 1,5, 11 – 1,54, 12 – 1,59, 13 – 1,43, 14 – 1,49, 15 – 1,5, 16 – 1,53, 17 – 1,35, 18 – 1,45, 19 – 1,46, 20 – 1,5, 21 – 1,26, 22 – 1,3, 23 – 1,38, 24 – 1,43, 25 – 1,19, 26 – 1,22, 27 – 1,33, 28 – 1,38, 29 – 1,18, 30 – 1,2, 31 – 1,32, 32 – 1,37, 33 – 1,17, 34 – 1,19, 35 – 1,31, 36 – 1,32, 37 – 1,15, 38 – 1,17, 39 – 1,26, 40 – 1,3.

Численные значения технологических характеристик строения сложноструктурных блоков в развале сведены в табл. 4.7. Здесь же даны отношения технологических показателей сложности строения блоков в развале к таковым в массиве ( $K_{\text{н}}=K'_{\text{сл}}/K_{\text{сл}}$ ). Как видно из данных таблицы, коэффициент изменения положения рудных тел при их взрывной подготовке к выемке для различных условий взрывания лежит в пределах 1,048–1,413. С увеличением числа рядов скважин эта величина уменьша-

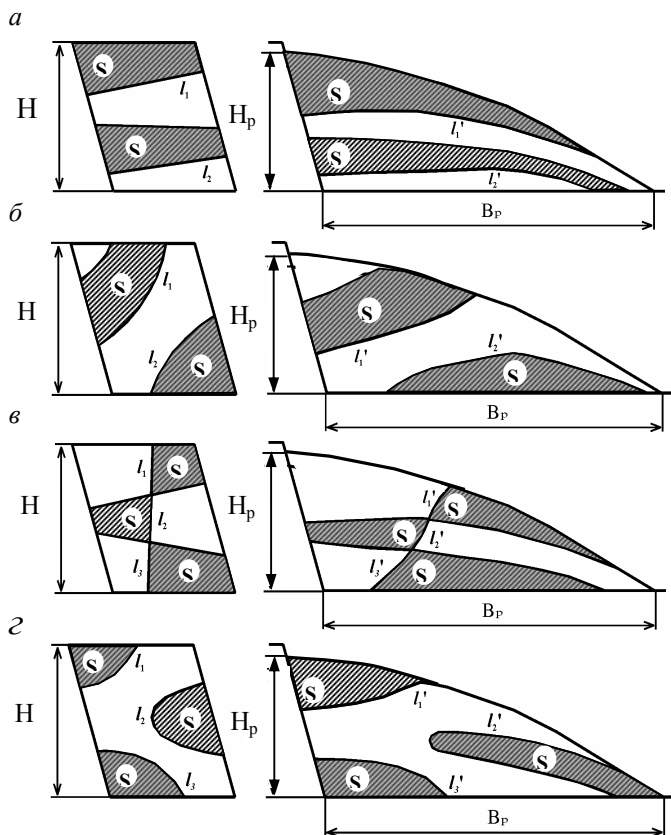


Рис. 4.17 а. Расположение отдельных видов пород в развале при однорядном взрывании (слева в массиве)

ется, что указывает на меньшую деформацию сложных блоков при многорядном взрывании. По наименьшему значению  $K_{\text{и}}$  назначается способ

взрывания сложноструктурных блоков. Для снижения уровня эксплуатационных потерь основные технологические процессы нужно организовать так, чтобы  $K_{\text{и}}$  не сильно превышал величину  $K_{\text{сл}}$ .

Из анализа взаимного размещения полезного ископаемого и пустых пород в развале, а также возможности их раздельной экскавации видно, что в качестве показателя сложности строения и отработки разнородных рудных забоев могут быть рассмотрены следующие характеристики [9]:

1. Показатель степени перемешиваемости разных видов пород на контакте, обусловливаемый действием взрыва

$$\Phi_1 = t' \frac{\sum l'_i}{\sum S'_{pj}}, \quad t' = k_p \cdot t \frac{\sum l_i}{\sum l'_i}, \quad (4.79)$$

где  $t_1$  – мощность породного слоя в развале, попадающего в руду или рудного слоя, попадающего в породу в процессе взрывания;  $l'_i$  – длина  $i$ -го контакта рудных тел с вмещающими породами в данном разрезе развала;  $S'_{pj}$  – площадь  $j$ -го рудного тела в данном разрезе развала;  $k_p$  – коэффициент разрыхления;  $t$  – мощность граничного слоя в массиве, обеспечивающего предотвращение механического перемешивания разнородных пород при взрыве, для обычных условий взрывания  $t \approx 0,15$  м;  $l_i$  – длина  $i$ -го контакта в разрезе массива.

2. Показатель потерь и перемешиваемости на контакте, обусловливаемый процессом непосредственного черпания ковшем экскаватора. Он определяется параметрами рудных тел в развале и размерами экскаватора согласно выражению

$$\Phi_2 = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum l_i \sin \beta_i}{\sum S'_{pj}} = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum h'_i}{\sum S'_{pj}}. \quad (4.80)$$

здесь  $b_k$  – ширина ковша экскаватора, обычно  $b_k = 1,07 \sqrt[3]{E}$ ,  $\beta_i$  – угол

наклона элементарного контакта в развале;  $h_i$  – разность ординат вершин треугольника, большая сторона которого направлена по контуру, а основание равно ширине ковша экскаватора.

На участках, где  $\alpha=\beta$ ,  $\beta=0$ ,  $\Phi_2=0$  ( $\alpha$  – угол устойчивого откоса забоя).

3. Показатель потерь и перемешиваемости на контакте, обусловливаемый самообрушением разных видов пород из верхней части и технической невозможностью экскаваторной селекции отдельных участков. Указанные объемы находятся из разрезов развала, а показатель вычисляется по зависимости

$$\Phi_3 = \frac{\sum (S'_{pk} + S'_{nk})}{\sum S'_{pj}}, \quad (4.81)$$

где  $S'_{pk}$  ( $S'_{nk}$ ) – площадь  $k$ -го участка руд (пород) в развале, попадающего в породу (руду).

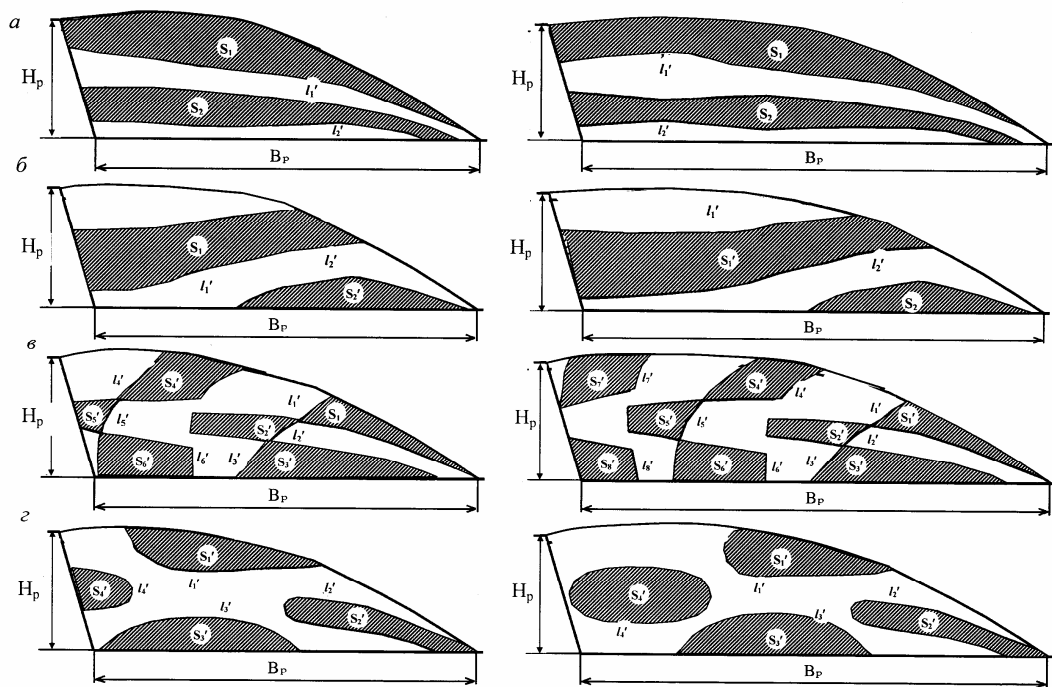


Рис. 4.17 б Расположение отдельных видов пород в развале при двухрядном (слева) и трехрядном (справа) расположении скважин

Таблица 4.7.

Горно-геологические характеристики модельных сложноструктурных блоков в развале

| Параметры                                  | Блоки           |                |                 |                |
|--------------------------------------------|-----------------|----------------|-----------------|----------------|
|                                            | а               | б              | в               | г              |
| <i>При однорядном расположении скважин</i> |                 |                |                 |                |
| $S'_{\text{бл}}$                           | 140,455         |                |                 |                |
| $S'_p (l'_p)$                              | 74,5 (66,79)    | 67,55 (37,63)  | 59,98 (54,68)   | 56,41 (47,77)  |
| $l'_p / S'_p$                              | 0,896           | 0,557          | 0,912           | 0,847          |
| $S'_1 (l'_1)$                              | 40,17 (22,03)   | 37,44 (17,9)   | 18,13 (17,08)   | 13,96 (8,88)   |
| $S'_2 (l'_2)$                              | 34,33 (44,76)   | 30,11 (19,73)  | 14,84 (18,99)   | 25,00 (10,20)  |
| $S'_3 (l'_3)$                              |                 |                | 27,01 (18,61)   | 17,45 (28,69)  |
| $K'_{\text{рн}}$                           | 0,530           | 0,481          | 0,427           | 0,402          |
| $K'_{\text{сл}}$                           | 0,224           | 0,139          | 0,228           | 0,212          |
| $K'_{\text{и}}$                            | 1,613           | 1,254          | 1,167           | 1,332          |
| <i>При двухрядном расположении скважин</i> |                 |                |                 |                |
| $S'_{\text{бл}}$                           | 234,39          |                |                 |                |
| $S'_p (l'_p)$                              | 127 (94,80)     | 110,32 (62,49) | 106,63 (94,72)  | 96,71 (76,25)  |
| $l'_p / S'_p$                              | 0,746           | 0,566          | 0,888           | 0,788          |
| $S'_1 (l'_1)$                              | 67,63 (34,01)   | 79,95 (42,18)  | 17,83 (19,03)   | 27,34 (17,00)  |
| $S'_2 (l'_2)$                              | 59,37 (60,79)   | 30,37 (20,31)  | 15,36 (19,51)   | 24,74 (30,36)  |
| $S'_3 (l'_3)$                              |                 |                | 27,54 (18,45)   | 32,76 (18,11)  |
| $S'_4 (l'_4)$                              |                 |                | 15,83 (15,05)   | 11,87 (10,78)  |
| $S'_5 (l'_5)$                              |                 |                | 7,30 (8,92)     |                |
| $S'_6 (l'_6)$                              |                 |                | 22,77 (13,76)   |                |
| $K'_{\text{рн}}$                           | 0,541           | 0,471          | 0,455           | 0,413          |
| $K'_{\text{сл}}$                           | 0,187           | 0,142          | 0,222           | 0,197          |
| $K'_{\text{и}}$                            | 1,349           | 1,311          | 1,087           | 1,195          |
| <i>При трехрядном расположении скважин</i> |                 |                |                 |                |
| $S'_{\text{бл}}$                           | 316,97          |                |                 |                |
| $S'_p (l'_p)$                              | 169,26 (115,88) | 152,46 (76,9)  | 141,41 (122,45) | 123,02 (91,76) |
| $l'_p / S'_p$                              | 0,684           | 0,504          | 0,865           | 0,746          |
| $S'_1 (l'_1)$                              | 90,61 (40,34)   | 122,09 (56,76) | 17,83 (19,01)   | 27,16 (16,42)  |
| $S'_2 (l'_2)$                              | 78,65 (75,54)   | 30,37 (20,14)  | 15,38 (19,49)   | 24,74 (30,36)  |
| $S'_3 (l'_3)$                              |                 |                | 27,54 (18,45)   | 32,68 (17,99)  |
| $S'_4 (l'_4)$                              |                 |                | 15,62 (14,96)   | 38,44 (26,99)  |
| $S'_5 (l'_5)$                              |                 |                | 12,93 (16,69)   |                |
| $S'_6 (l'_5)$                              |                 |                | 22,55 (13,36)   |                |
| $S'_7 (l'_7)$                              |                 |                | 14,48 (12,41)   |                |
| $S'_8 (l'_8)$                              |                 |                | 15,08 (8,08)    |                |
| $K'_{\text{рн}}$                           | 0,534           | 0,481          | 0,446           | 0,388          |
| $K'_{\text{сл}}$                           | 0,171           | 0,126          | 0,216           | 0,186          |
| $K'_{\text{и}}$                            | 1,215           | 1,209          | 1,048           | 1,126          |

Нетрудно заметить, что второй показатель включает в себя первый и для всех рассмотренных случаев  $\Phi_2 > \Phi_1$ . Следовательно, роль механического перемешивания разнородных пород под действием взрыва в формировании потерь и разубоживания не так уж велика, как это считалось до настоящего времени. Перемешивание отмечается в «облицовочных» слоях, мощность которых в обычных условиях не превышает 2,0–2,5 м. Поэтому сложность отработки разнородных забоев (для основной массы) достаточно полно может быть оценена суммой двух показателей

$$\Phi = \Phi_2 + \Phi_3 . \quad (4.82)$$

В соответствии с (4.80) и (4.81) критерий сложности строения и отработки разнородных забоев представляет собой относительную суммарную площадь рудных тел, попадающих в породу или пустой породы, попадающей в руду.

Поскольку  $\Phi_2 = P_2 + P_3$  ( $P_2$  – относительный объем разубоживающей породы;  $P_3$  – относительный объем теряемой руды), оптимальное соотношение между ними устанавливается на основе технико-экономического расчета. По вычисленным  $P_1$  и  $P_2$  коэффициенты потерь и разубоживания определяются согласно выражениям

$$P = (P_2 + P_3) \cdot 100 \% .$$

$$P = \frac{(P_2 + P_3) \cdot 100}{1 + (P_2 + P_3) - (P_2 + P_3)} \% . \quad (4.83)$$

Из данных табл. 4.7 следует, что критерий сложности строения и отработки разнородных забоев является объективной количественной характеристикой степени полноты и чистоты отделения полезного ископаемого при разработке сложно-структурных месторождений. Действительно, чем меньше  $\Phi$ , тем легче отработка забоев и меньше количественные и качественные потери руды. Этот вывод хорошо согласуется с практикой работы предприятий. Таким образом, предлагаемый показатель позволяет прогнозировать уровень потерь и разубоживания руды и на этой основе предложить наивыгоднейшие схемы отработки сложных блоков.

## **5. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАСПОЛОЖЕНИЯ ЗАРЯДОВ В МАССИВЕ**

Исходные данные для проектирования параметров массового

взрыва; размеры взрываемого блока массива пород: длина ( $L$ ), ширина ( $B$ ), высота ( $H$ ); структурные характеристики (трещиноватость, гранулометрический состав естественных отдельностей в массиве  $[p(x_1), p(x_2), \dots, p(x_n)]$ , средний диаметр естественных отдельностей  $d_c$ ), упругие (плотность  $\rho$ , скорость звука  $c$ , коэффициент Пуассона  $\nu$ ) и прочностные свойства пород (предел прочности на сжатие  $\sigma_{сж}$ , предел прочности на растяжение  $\sigma_p$ ); характеристики применяемого типа ВВ (плотность  $\rho_{вв}$ , скорость детонации  $D$ , начальное давление продуктов детонации (ПД)  $P_n$ ).

Необходимо спроектировать параметры пространственного размещения зарядов ВВ во взрываемом блоке диаметр скважины  $d_0$ , линию сопротивления по подошве уступа  $W$ , расстояние между скважинами  $a$ , расстояние между рядами скважин  $a_p$ , длину заряда  $l_1$  в скважине, длину заряда  $h_3$  над уровнем подошвы уступа, длину незаряженной части скважины  $l_2$ , длину перебура  $l_n$ , длину воздушного промежутка  $h_{в.п}$  (рис. 5.1), массу заряда  $m$  в скважине, схему, время замедления между разновременными взрываемыми группами зарядов ВВ

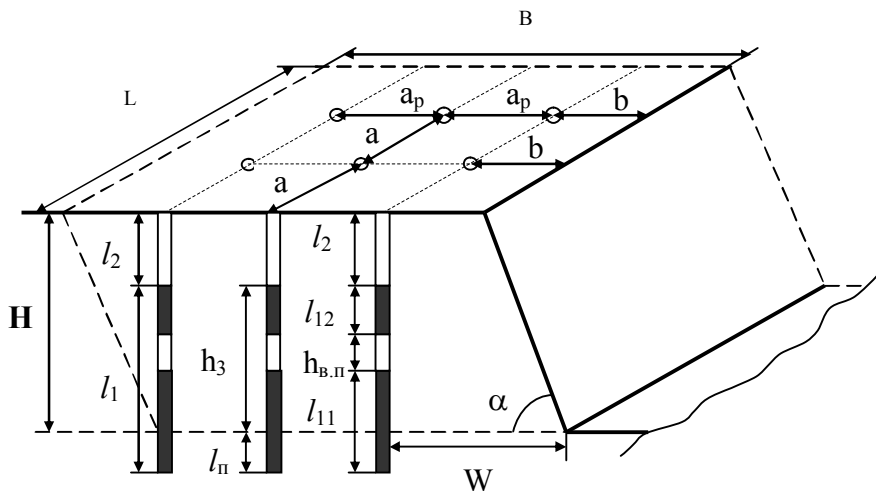


Рис. 5.1. Параметры расположения зарядов ВВ в блоке массива

конечные результаты взрыва: гранулометрический состав взорванной горной массы  $[p'(x_1), p'(x_2), \dots, p'(x_n)]$ , геометрические размеры развала пород: ее ширину  $B_p$ , ширину отброшенной части развала  $B_0$ , высоту развала в месте его пересечения с линией откоса  $H_0$ , высоту развала у

линии отрыва  $H_1$ , максимальную высоту развала  $H_p$ , коэффициент разрыхления  $k_p$  пород в развале, размещение фиксированных элементов блока  $G(y_k, z_k)$  в развале.

Диаметр скважины по своей значимости является вторым, после высоты уступа, элементом буровзрывных работ, т. к. он совместно с характеристиками выбранного типа ВВ предопределяет основные размеры зон дробления и итоговые показатели всего цикла. В легковзрываемых породах технологические ограничения в отношении проработки подошвы уступа могут быть выражены условием  $W \leq H$ . Линия сопротивления по подошве уступа обычно составляет  $W = (2 \div 3)r_1$ , причем нижний предел относится к 10–метровому уступу, а верхний предел 20 метровому уступу. Выражая радиус зоны трещинообразования через  $d_o$ , из этого условия для верхнего предела диаметра скважины имеем

$$d_o \leq \frac{H}{(1,0 \div 1,5)\bar{r}_1} . \quad (5.1)$$

При  $\bar{r}_1 = 40$  (табл. 4.2) соответственно для 10 и 20–метрового уступа  $d_o$  равно 250÷340 мм.

Из условий требований техники безопасности, записанных в виде  $W \geq H \text{ctg} \alpha + b$ , выражая значение  $W$ , через диаметр скважины, для нижнего предела  $d_o$  на 10–20–метровых уступах из трудно- и весьма трудновзрываемых пород получим

$$d_o \geq \frac{8,5}{1,5\bar{r}_1} \quad \text{и} \quad d_o \geq \frac{12,5}{2\bar{r}_1} . \quad (5.2)$$

При значении  $\bar{r}_1 = 25$  (табл. 4.2) соответственно имеем  $d_o > 230$ –250 мм.

При наклонном расположении скважин в крупно- и весьма крупноблочных массивах их диаметр определяется из следующего очевидного условия:

$$d_o \approx \frac{2n_e d_e}{\bar{r}_1} , \quad (5.3)$$

где  $n_e$  – число слоев естественных отдельностей, непосредственно разрушаемых под действием взрыва ВВ;  $d_e$  – средний диаметр естественной отдельности.

Для наиболее распространенных условий  $d_e = 1\text{ м}$ ,  $n_e = 1,5$  расчетное значение  $d_o = 120$  мм, что хорошо согласуется с данными передового опыта [4,18]. Верхний предел этой величины равный 150 мм, ограничивается значением  $d_e$ , которое, как правило, не превышает 1,25 м.

Структурная связь между перечисленными выше характеристиками взрывающего блока, источника взрыва ВВ и взорванной горной массы наглядно представлена на схеме преобразования массива пород в разрыхленное состояние (рис. 5.2).

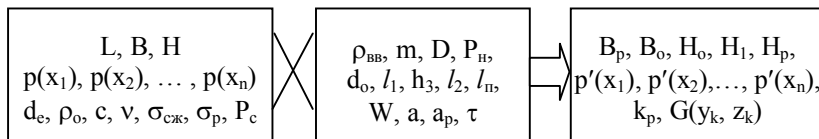


Рис. 5.2. Схема преобразования массива пород под действием взрыва ВВ

Взаимосвязь между элементами схемы преобразования массива раскрывается на основе рассмотрения объема породы, активно раздробленного одним скважинным зарядом (формула 4.24). Поделив это выражение на величину объема породы,  $WaH$ , отбиваемого одним зарядом, получим относительный объем активно разрушенной части массива для скважин первого ряда

$$\bar{V}_{op} = (1+k) \cdot \frac{\pi r_1}{2W} \cdot \frac{2r_1}{a} \cdot \frac{h_3 + r_2}{H} \leq 1. \quad (5.4)$$

Неравенство (5.4) представляет собой принцип рационального размещения заряда ВВ во взрываемом массиве. Радиусы зон мелкого дробления ( $r_2$ ) и радиальных трещин ( $r_1$ ) определяются из уравнений (4.22) и (4.23).

Из принципа рационального размещения заряда ВВ во взрываемом массиве (5.4) следует: для того, чтобы весь отбиваемый объем был активно раздроблен, каждый из трех сомножителей в отдельности должен приблизиться к единице. При этом величина  $(1+k)$  по смыслу постоянной  $k$  должна быть разбита на две составляющие с показателями, равными долям свободной поверхности, приходящимся на зоны разрушения в нижней и верхней частях уступа. Учитывая, что эти доли составляют примерно  $1/3$  и  $2/3$ , получим

$$(1+k)^{1/3} \cdot \frac{\pi r_1}{2W} \approx 1, \quad \frac{2r_1}{a} \approx 1, \quad (1+k)^{2/3} \cdot \frac{h_3 + r_2}{H} \leq 1. \quad (5.5)$$

Как отмечено выше (с.40) для скважин первого ряда  $k=1$ .

Наблюдаемое на практике увеличение ЛСПШ с увеличением высоты уступа от 10 до 20 м при заданном диаметре скважин учитывается масштабным эффектом, оцениваемым поправкой  $(H/2r_1)^{1/3}$ .

Тогда, для линии сопротивления по подошве уступа из первого соотношения (5.5) имеем

$$W = \left( \frac{H}{r_1} \right)^{1/3} \frac{\pi r_1}{2} . \quad (5.6)$$

Из второго соотношения (5.5) с учетом масштабного эффекта получим выражение для расстояния между скважинами в ряду

$$a = \left( \frac{H}{2r_1} \right)^{1/4} 2r_1 . \quad (5.7)$$

Из третьего соотношения (5.5) вытекает выражение для длины заряда над уровнем подошвы уступа

$$h_3 + r_2 = 0,64H . \quad (5.8)$$

Длину незаряженной части скважины ( $l_2$ ) с учетом масштабного эффекта можно принять равной

$$l_2 = \left( \frac{H}{2r_1} \right)^{1/4} (r_1 + 1,5r_2) . \quad (5.9)$$

Что касается роли забойки, то она, как известно, предотвращает потери энергии в процессе детонации заряда ВВ, обеспечивая как полноту детонации ВВ, так и высвобождение максимальной доли его потенциальной энергии. Полное протекание взрыва увеличивает длительность воздействия взрыва на массив. Забойка предотвращает разброс кусков пород на большие расстояния. Поэтому применение плотной забойки, способствующей обеспечению замкнутости зарядной полости в течение первой стадии взрыва, является обязательным звеном технологии взрывных работ.

Перебур скважин предназначен для предотвращения краевого эффекта действия взрыва на уровне подошвы уступа при отсутствии перебура (рис. 5.3). Цифрой 1 обозначен неразрушенный участок породы на уровне подошвы уступа при отсутствии перебура. Для полного вовлечения пород указанного участка в зону интенсивного разрушения, т. е. для обеспечения хорошей проработки подошвы уступа, длина перебура (рис.5.3) должна удовлетворить условию

$$l_n = r_1 - r_2 . \quad (5.10)$$

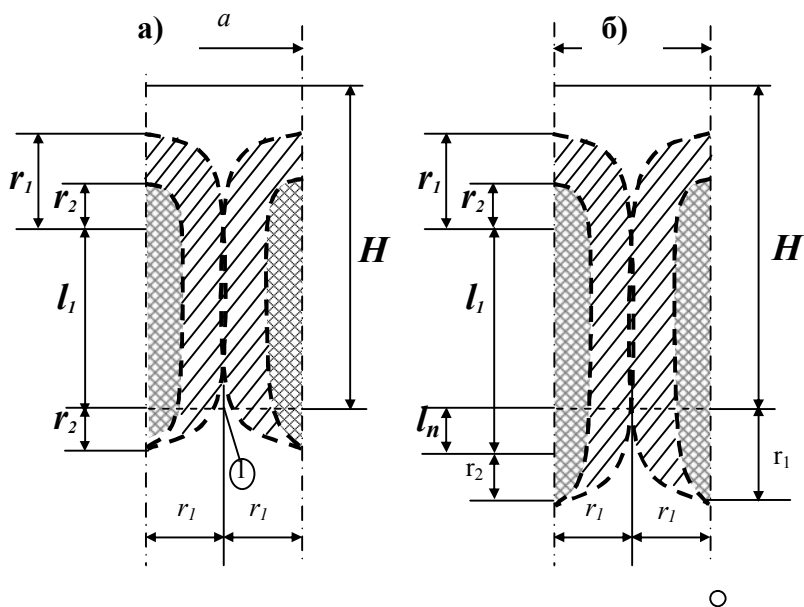


Рис. 5.3. Схемы разрушения массива при отсутствии (а) и наличии (б) перебура: 1 – неразрушенный участок на уровне подошвы уступа

Длина заряда в скважине

$$l_1 = h_3 + l_n = l_c - l_2 , \quad (5.11)$$

где  $l_c$  – глубина скважины.

Из условия наибольшего использования вместимости скважины масса заряда в скважине

$$Q = p(l_c - h_{б.н.} - l_2) , \quad (5.12)$$

где  $p$  – вместимость единицы длины скважины.

Расчетный удельный расход ВВ устанавливается тривиальным соотношением

$$q_p = \frac{Q}{W \cdot a \cdot H} . \quad (5.13)$$

Для второго и последующего рядов  $W = a_p$ .

Конструкция заряда ВВ в скважине является одним из главных средств усиления эффекта взрыва в среде. При зарядах с воздушными промежутками увеличивается длительность воздействия взрыва на массив, без уменьшения радиуса зоны радиальных трещин увеличивается высота этой зоны за счет длины воздушного промежутка. Тем самым возрастает объем зоны активного дробления. Этот способ дает наилучшие результаты в сочетании с многорядным КЗВ.

Поскольку цилиндрическое поле напряжений создается при отношении длины к диаметру заряда около 15, то число частей зарядов в скважине может быть найдено из выражения

$$n_3 = \frac{H + l_n - l_2}{15d_o} . \quad (5.14)$$

Для сохранения непрерывности дробления по высоте уступа длину воздушного промежутка между соседними частями заряда следует принимать равной или несколько меньше радиуса зоны раздавливания

$$h_{в.п.} \leq r_2 . \quad (5.15)$$

С увеличением числа рядов скважин, улучшается качество дробления пород главным образом за счет возрастания объема зоны активного дробления. Кроме того, при многорядном КЗВ создаются более благоприятные условия для работы горно-транспортного оборудования.

Явное преимущество многорядного КЗВ выявляется при  $n > 2$ .

Расстояние между рядами скважин принимается равным расстоянию между ними в ряду, т. е.

$$a_p = a . \quad (5.16)$$

При короткозамедленном взрывании по сравнению с мгновенным улучшается степень дробления пород. Лучший результат достигается в тех схемах КЗВ, в которых наибольшее число зарядов взрывается одновременно. При этом направления движения пород должно быть перпендикулярно направлению господствующей системы трещин. Для конкретных условий проектирования при выборе схем замедления следует исходить не только из степени дробления, но и из условий

управления параметрами развала, а так же технической возможности реализации этих схем и т. д.

В зависимости от конкретных поставленных задач выбирается одна из наиболее распространенных схем взрывания (рис. 5.4).

Интервал замедления между разновремененно взрывающимися рядами обуславливается временем отрыва предыдущего слоя от массива и определяется по зависимости

$$\tau = r_1 / u = a / 2u , \quad (5.17)$$

где  $u$  – средняя скорость перемещения границы раздела пород–продукты детонации.

Для наиболее распространенного ВВ со скоростью детонации  $D = 4000$  м/с средняя скорость перемещения границы раздела составляет 140 м/с [13], т. е.

$$u = 0,035 D . \quad (5.18)$$

Для любого другого ВВ

$$u = u_{cm} \sqrt{D / D_{cm}} , \quad (5.19)$$

где  $D$  – скорость детонации применяемого ВВ.

При взрывании с подпорной стенкой необходимо учесть пригрузку от массы необработанной породы, что может быть осуществлено за счет уменьшения ЛСПП первого ряда. В целях обеспечения нормальной проработки подошвы уступа следует применять более мощные ВВ, чем при взрывании на свободную поверхность.

Детонационные и энергетические характеристики ВВ совместно с диаметром заряда обуславливают качество дробления взорванных пород. При этом мерой прорабатываемости подошвы уступа может служить величина предельного относительного радиуса полости – интегральная характеристика разрушающего действия взрыва ВВ в среде. Качественная проработка подошвы обеспечивается при  $\bar{r}_{np} \approx 1,3$ .

Исходя из этого условия осуществляется выбор типа ВВ для конкретных пород по формуле

$$P_n = 2,86 P_c . \quad (5.20)$$

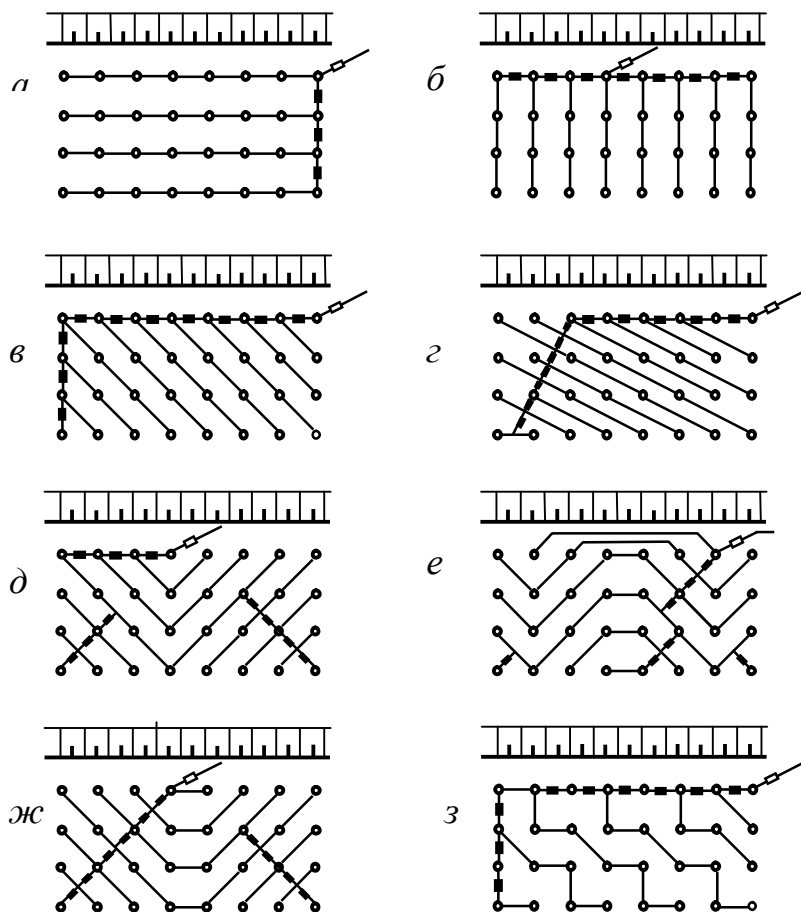


Рис. 5.4. Схемы монтажа взорванной сети:

а – продольная порядная; б – поперечная врубовая; в – диагональная обычная; г – диагональная с уменьшенной ЛНС; д – треугольная; е – волновая; ж – трапецевидная; з – ступенчатая (□ – капсуля детонатор, ■ – КЗДШ)

Прочностная характеристика массива пород в условиях взрываемого нагружения  $P_c$  рассчитывается по формуле (4.21). Далее, используя выражение (4.7), можно установить детонационные характеристики ( $\rho_v$ ,  $D$ ) ВВ, следовательно, найти искомый тип ВВ.

Скважины, в которых столб воды составляет 0,3–0,4 расчетной длины заряда, считаются обводненными менее 0,3 –

малообводненными, более 0,4 – сильнообводненными.

Количество обводненных скважин зависит от положения данного горизонта относительно дна карьера, число рядов скважин и других условий. Обычно из общего числа обводненных скважин примерно 30 % имеют незначительные водопритоки, после откачки воды в течение нескольких часов они остаются сухими; 40 % – имеют малые водопритоки и после откачки заполняются водой в течение 1-2 ч, а 30 % – имеют прочную воду, значительный приток который не позволяет осушить скважину. Поэтому примерно 70 % обводненных скважин перед заряданием может быть осушено с применением передвижных установок с погружными насосами и заряжены гранулитам и грамонитами и другими ВВ средней водоустойчивости. Остальные 30 % обводненных скважин с проточной водой должны быть заряжены гранулотолом или алюмотолом (водоустойчивыми ВВ) или неводоустойчивыми ВВ в водопроницаемых оболочках.

Проиллюстрируем применение метода расчета параметров расположения заряда в массиве в конкретных условиях.

**Пример №1.** Взрываемый уступ высотой  $H=15$  м сложен вторичными кварцитами из эффузивных порфиров (К-2). Характеристики пород:  $\rho_0 = 2770$  кг/м<sup>3</sup>,  $C = 5200$  м/с,  $\sigma_{сж} = 133$ ,  $\sigma_p = 15,2$  МПа [ $\text{Па} = \text{Н/м}^2 = \text{кг/мс}^2$ ],  $\nu = 0,3$ ,  $d_e = 0,5$  м (см.табл.3.1, 3.6).

Определить взрываемость пород и типовые параметры расположения заряда на уступе при  $d_e = 0,25$  м.

**Решение.** Для определения взрываемости пород вычислим критическую скорость разрушения массива. Для этого сначала найдем разрушающее напряжение  $\sigma_{раз} = 0,1\sigma_{сж} + \sigma_p$

$$\sigma_{раз} = 13,3 + 15,2 = 28,5 \cdot 10^6 \text{ Па}$$

$$g_{кр} = 1\sqrt{9,8 \cdot 0,5} + \frac{28,5 \cdot 10^6}{2770 \cdot 5200} = 2,21 + 1,98 = 4,2 \text{ м/с.}$$

Согласно принятой классификации (табл. 3.5) данные породы относятся к средевзрываемым.

Прочностная характеристика пород по формуле (4.21)

$$P_c = 133 \cdot 10^6 \left( \frac{2770 \cdot 5200^2}{133 \cdot 10^6} \right)^{1/4} = 648 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Начальное давление ПД, необходимо для нормального дробления пород и хорошей проработки подошвы уступа

$$P_n = 2.9 \cdot 648 \cdot 10^6 = 1860 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Этому значению  $P_n$  согласно формуле (4.7) соответствует ВВ с плотностью  $\rho_0=930 \text{ кг/м}^3$ ,  $D=4000 \text{ м/с}$ . Таким ВВ, например, является граммонт 79/21.

Относительный предельный радиус полости по (4.10)

$$\bar{r}_{np} = 0,125(1860 / 648)^{1/4} = 1,30 \text{ м.}$$

Радиусы зон раздавливания и радиальных трещин в соответствии с (4.22) (4.23)

$$r_2 = 1,30 \cdot 0,125 \left( \frac{2770 \cdot 5200^2}{5 \cdot 133 \cdot 10^6} \right)^{1/2} = 1,72 \text{ м,}$$

$$r_1 = 1,3 \cdot 0,125 \frac{0,3}{1,3} \cdot \frac{133}{15,2} = 3,47 \text{ м.}$$

Линия сопротивления на подошве уступа для скважин первого ряда согласно (5.6)

$$W = \left( \frac{15}{3,47} \right)^{1/3} \frac{3,14 \cdot 3,47}{2} = 9,2 \text{ м, причем } W = 9,5 \text{ м.}$$

Расстояние между скважинами в соответствии (5.7)

$$a = \left( \frac{15}{3,47} \right)^{1/4} 2 \cdot 3,47 = 8,5 \text{ .}$$

Длина незаряженной части скважин согласно (5.9)

$$l_2 = \left( \frac{15}{3,47} \right)^{1/4} 6,05 = 7,33 \text{ м, примем } l_2=7,5 \text{ м.}$$

Перебур скважин в соответствии с (5.10)

$$l_n = 3,47 - 1,72 = 1,8 \text{ м, примем } l_n=2 \text{ м.}$$

Число частей зарядов в скважине согласно (5.14)

$$n_3 = \frac{15 + 2 - 7.5}{3.75} = 1.9$$

Число частей зарядов в скважинах примем равным 2.  
Длина воздушного промежутка в соответствии с (5.15).

$$h_{e.n.} \leq 1.72. \text{ Примем } h_{e.n.} = 1.5 \text{ м.}$$

Масса заряда в скважине согласно (5.12)

$$Q = 45(17 - 7.5) = 427 \text{ кг, примем } Q = 430 \text{ кг.}$$

Удельный расход ВВ в соответствии с (5.13) при однорядным взрывании

$$q = \frac{430}{9.5 \cdot 8.5 \cdot 15} = 0.355 \text{ кг/м}^3,$$

при четырехрядном взрывании

$$q_p = \frac{1720}{(9.5 + 25.5)8.5 \cdot 15} = 0.385 \text{ кг/м}^3.$$

Интервал замедления между разновремененно взрывающимися зарядами согласно (5.17)

$$\tau = 4.25 / 140 = 0.030 \text{ с.}$$

Для обеспечения хорошего качества дробления пород можно остановиться на диагональной схеме замедления.

**Пример №2.** Взрываемый уступ высотой  $H=12$  м сложен актинолит – гранатовыми скарнами (С–5). Характеристики пород:  $\rho_0 = 2900 \text{ кг/м}^3$ ,  $C = 5300 \text{ м/с}$ ,  $\sigma_{сж} = 210$ ,  $\sigma_p = 21 \text{ МПа}$  [ $\text{Па} = \text{Н/м}^2 = \text{кг/(мс}^2\text{)}$ ],  $\nu = 0.25$ ,  $d_e = 0.72 \text{ м}$  (табл. 3.1, 3.6).

Определить взрываемость пород и параметры расположения заряда на уступе при  $d_e = 0.25 \text{ м}$ .

**Решение.** В целях сокращения объема записи ссылки на расчетные формулы опустим.

Разрушающее напряжение

$$\sigma_{\text{раз}} = 21 + 21 = 42 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Критическая скорость разрушения

$$g_{\text{кр}} = 0,85 \sqrt{9,8 \cdot 0,72} + \frac{42 \cdot 10^6}{2900 \cdot 5300} = 2,26 + 2,73 = 5,0 \text{ м/с.}$$

В соответствии с данными табл. 3.5 эти породы относятся к трудновзрываемым.

Прочностная характеристика пород

$$P_c = 210 \cdot 10^6 \left( \frac{2900 \cdot 5300^2}{210 \cdot 10^6} \right)^{1/4} = 932 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Начальное давление ПД ВВ, необходимое для нормального дробления пород и хорошей проработки подошвы уступа

$$P_n = 2,86 \cdot 932 \cdot 10^6 = 2665 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Этому значению  $P_n$  соответствует ВВ с  $\rho_0 = 950 \text{ кг/м}^3$ ,  $D = 4740 \text{ м/с}$ . В качестве такого ВВ может служить смесь граммонита 50/50 с граммонитом 79/21.

Предельный радиус полости

$$r_{np} = 0,125 (2665 / 932)^{1/4} = 0,125 \cdot 1,3 = 0,162 \text{ м}$$

Радиусы зон раздавливания и радиальных трещин

$$r_2 = 0,162 \left( \frac{2900 \cdot 5300^2}{5 \cdot 210 \cdot 10^6} \right)^{1/2} = 1,43 \text{ м,}$$

$$r_1 = 1,43 \cdot \frac{0,25}{1,25} \cdot \frac{210}{21} = 2,86 \text{ м.}$$

Линия сопротивления на подошве уступа для скважин первого ряда

$$W = \left( \frac{12}{2,86} \right)^{1/3} \frac{3,14 \cdot 2,86}{2} = 7,35 \text{ м, примем } 8,0 \text{ м}.$$

Расстояние между скважинами

$$a = \left( \frac{12}{2 \cdot 2,86} \right)^{1/4} 2 \cdot 2,86 = 6,88 \text{ м, примем } 6,5 \text{ м}.$$

Длина незаряженной части скважин

$$l = \left( \frac{12}{2 \cdot 2,86} \right)^{1/4} 5,02 = 6,0 \text{ м}.$$

Длина перебура скважин

$$l_n = 2,86 - 1,43 = 1,43 \text{ м, примем } l_n = 1,5 \text{ м}.$$

Число частей зарядов в скважине

$$n_3 = \frac{12 + 1,5 - 6}{3,75} = 2.$$

Длина воздушного промежутка

$$h_{в.п.} \leq 1,43, \text{ примем } h_{в.п.} = 1,3 \text{ м}.$$

Масса заряда в скважине

$$Q = 45(13,5 - 6) = 337 \text{ кг, примем } 340 \text{ кг}.$$

Удельный расход ВВ при однорядным взрывании

$$q = \frac{340}{8 \cdot 6,5 \cdot 12} = 0,544 \text{ кг/м}^3,$$

при четырехрядном взрывании

$$q_p = \frac{1360}{(8 + 19,5)6,5 \cdot 12} = 0,634 \text{ кг/м}^3.$$

Для определения интервала замедления между разновременными взрывающимися зарядами вычислим скорость перемещения границы

раздела породы – ПД по формуле (5.19)

$$u = 140\sqrt{4740 / 4009} = 152 \text{ м/с.}$$

Интервал замедления между разновременными взрывающимися зарядами

$$\tau = 3,25 / 152 = 0,021 \text{ с, примем } \tau = 20 \text{ мс.}$$

Качественное дробление пород может быть обеспечено при диагональной схеме монтажа взрывной сети.

Как видно из приведенных примеров, найденные по предлагаемой методике параметры расположения зарядов в массиве полностью соответствуют данным передового опыта горных работ предприятий [13,18].

Компьютерная программа автоматизированного проектирования расположения зарядов в массиве пород, разработанная на основе изложенной методики, хранится в архиве кафедры открытых горных работ Казахского национального технического университета имени К.И.Сатпаева.

## **6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ МАССОВОГО ВЗРЫВА**

Результатами массовых взрывов на карьерах, как отмечено выше, являются: гранулометрический состав взорванной горной массы  $[p'(x_1), p'(x_2), \dots, p'(x_n)]$ , геометрические размеры развала пород ее ширина  $B_p$ , ширина отброшенной части развала  $B_o$ , высота развала в месте его пересечения с линией откоса  $H_o$ , высота развала у линии отрыва  $H_1$ , максимальная высота развала  $H_p$ , размещение фиксированных элементов блока  $G(y_k, z_k)$  в развале, коэффициент разрыхления  $k_p$  пород в развале.

1. Для расчета гранулометрического состава взорванной горной массы по исходным данным: размерам взрывающегося блока массива пород (длине  $L$ , ширине  $B$ , высоте  $H$ ), структурным характеристикам массива (трещиноватости, гранулометрическому составу естественных

отдельностей в массиве  $[p(x_1), p(x_2), \dots, p(x_n)]$ , среднему диаметру естественных отдельностей  $d_e$ , упругим (плотности  $\rho$ , скорости звука  $c$ , коэффициента Пуассона  $\nu$ ) и прочностным свойствам (пределу прочности на сжатие  $\sigma_{сж}$ , предел прочности на растяжение  $\sigma_p$ ) пород; характеристикам применяемого типа ВВ (плотности  $\rho_{ВВ}$ , скорости детонации  $D$ ) определяют необходимые для этого первичные параметры:

– Прочностная характеристика пород в условиях взрывного нагружения  $P_c$  по формуле (4.21)

$$P_c = \sigma_{сж} \left( \frac{\rho_0 c^2}{\sigma_{сж}} \right)^{1/4}. \quad (6.1)$$

– Начальное давление ПД по формуле (4.7)

$$P_n = 1/8 \rho_{ВВ} D^2. \quad (6.2)$$

– Относительный предельный радиус полости по формуле (4.10)

$$\bar{r}_{np} = (P_n / P_c)^{1/4}. \quad (6.3)$$

– Радиус зоны мелкого дробления  $r_2$  по формуле (4.22)

$$r_2 = r_{np} \left( \frac{\rho_o c^2}{5 \sigma_{сж}} \right)^{1/2}. \quad (6.4)$$

– Радиус зоны радиальных трещин  $r_1$  по формуле (4.23)

$$r_1 = r_2 \frac{\nu}{1 + \nu} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}. \quad (6.5)$$

– Объем цилиндра по формуле (4.29)

$$V_{o.ц} = 2 / 3 r_1^3 \operatorname{tg} \alpha. \quad (6.6)$$

– Объемы первых трех классов крупности пород ( $< 0,60\text{м}$ ) по формуле (4.31)

$$V'(x_j) = (1+k) \left[ 1 - \sum_{j=1}^i p(x_j) \right] V(x_j) + p(x_j) \left[ V - \sum_{j=1}^{i-1} V'(x_j) \right]. \quad (6.7)$$

– Объемы раздробленных пород классов более 0,60м по формуле (4.33)

$$V'(x_j) = \frac{q(x_j)}{\sum_{j=1}^m P(x_j)} \left[ V - \sum_{j=1}^i V'(x_j) \right]. \quad (6.8)$$

– Гранулометрический состав первых трех классов крупности (<0,60м) по формуле (4.34)

$$p'(x_j) = (1+k) \left[ 1 - \sum_{j=1}^i p(x_j) \right] \frac{V(x_j)}{V} + p(x_j) \left[ 1 - \sum_{j=1}^{i-1} p'(x_j) \right] \quad (6.9)$$

– Гранулометрический состав пород последующих классов (>0,60м) по формуле (4.35)

$$p'(x_j) = \frac{q(x_j)}{\sum_{j=1}^m p(x_j)} \left[ 1 - \sum_{j=1}^i p'(x_j) \right]. \quad (6.10)$$

– При многорядном КЗВ гранулометрический состав пород формуле (4.36)

$$p'(x_j) = \frac{p'(x_j) + (n-1)p'_n(x_j)}{n}. \quad (6.11)$$

**Пример №1.** Взрываемый уступ высотой Н=15 м сложен вторичными кварцитами из крепких эффузивных порфиров (К-2). Угол откоса уступа  $\alpha = 63^\circ$ , расстояние от оси скважин до верхней бровки уступа  $b=3,4$  м. Характеристики пород:  $\rho_0 = 2770$  кг/м<sup>3</sup>,  $c = 5200$  м/с,  $\sigma_{сж} = 133$ ,  $\sigma_p = 15,2$  МПа [ $\text{Па} = \text{Н/м}^2 = \text{кг/(мс}^2\text{)}$ ],  $\nu = 0,3$  (табл.3.1).

Характеристика массива: уловное содержание естественных отдельностей  $p(x_1) = 0,300$ ,  $p(x_2) = 0,192$ ,  $p(x_3) = 0,145$ ,  $q(x_4) = 0,148$ ,  $q(x_5) = 0,131$ ,  $q(x_6) = 0,064$ ,  $q(x_7) = 0,020$  (табл.4.4). Породы – средневзрываемые.

Детонационные характеристики ВВ (граммонит 79/21):  $\rho_v = 930$  кг/м<sup>3</sup>,  $D = 4000$  м/с. Параметры расположение зарядов в уступе: т.е.  $r_0 = 0,125$ м,  $W = 11,0$ м,  $a = a_p = 8,0$ м,  $l_n = 2,5$ м,  $l_2 = 8,5$  (7,0)м,  $h_3 = 6,5$  (8,0)м,

$q = 0,27 \text{ (0,37) кг/м}^3$ . Цифры в скобках для скважин второго и последующих рядов.

Рассчитать гранулометрический состав взорванной горной массы

**Решение.** Рассчитываются:

Прочностная характеристика пород по формуле (6.1)

$$P_c = 133 \cdot 10^6 [(2770 \cdot 5200^2) / (133 \cdot 10^6)]^{1/4} = 648 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Начальное давление ПД по выражению (6.2)

$$P_n = \frac{1}{8} 930 \cdot 4000^2 = 1860 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Относительный предельный радиус полости по (6.3)

$$\bar{r}_{np} = (1860 / 648)^{1/4} = 1,30, \quad r_{np} = 0.162 \text{ м.}$$

Радиусы зон раздавливания и радиальных трещин по (6.4) (6.5)

$$r_2 = 0.162 \left( \frac{2700 \cdot 5200^2}{5 \cdot 133 \cdot 10^6} \right)^{1/2} = 1,72 \text{ м,}$$

$$r_1 = 1,72 \frac{0,3}{1,3} \cdot \frac{133}{15,2} = 3,47 \text{ м.}$$

Объем отрезка цилиндра согласно по (6.6)

$$V_{o.ч} = \frac{2}{3} 3,47^3 = 27,8 \text{ м}^3.$$

Объемы первых трех классов крупности в слое породы, отбиваемом скважинами первого ряда, по (6.7)

$$V(x_1) = 3,14 \cdot 1,72^2 \cdot 8,22 + 1,047 \cdot 5,19 \cdot 1,75 \cdot 8,22 - 9,3 = 145 \text{ м}^3,$$

$$V(x_2) = V(x_3) = 1,047 \cdot 5,19 \cdot 1,75 \cdot 8,22 - 9,3 = 69 \text{ м}^3.$$

Содержание отдельных фракций в объеме первых трех классов по (6.9)

$$p'(x_1) = 2 \cdot 0,7 \frac{145}{1320} + 0,30 = 0,154 + 0,30 = 0,454,$$

$$p'(x_2) = 2 \cdot 0,508 \frac{69}{1320} + 0,192 \cdot 0,546 = 0,053 + 0,105 = 0,158,$$

$$p'(x_3) = 2 \cdot 0,363 \frac{69}{1320} + 0,145 \cdot 0,388 = 0,038 + 0,056 = 0,094$$

Содержание фракций последующих классов в указанном слое по (6.10)

$$p'(x_4) = \frac{0,148}{0,363} \cdot 0,294 = 0,120,$$

$$p'(x_5) = \frac{0,131}{0,363} \cdot 0,294 = 0,106,$$

$$p'(x_6) = \frac{0,064}{0,363} \cdot 0,294 = 0,052,$$

$$p'(x_7) = \frac{0,020}{0,363} \cdot 0,294 = 0,016.$$

Для слоев пород, отбиваемых скважинами второго и последующих рядов, в соответствии с приведенными выше формулами

$$V(x_1) = 3,14 \cdot 1,72^2 \cdot 9,72 + 1,047 \cdot 5,19 \cdot 1,75 \cdot 9,72 - 9,3 = 173 \text{ м}^3,$$

$$V(x_2) = V(x_3) = 1,047 \cdot 5,19 \cdot 1,75 \cdot 9,72 - 9,3 = 83 \text{ м}^3.$$

$$p'(x_1) = 1,6 \cdot 0,7 \frac{173}{960} + 0,30 = 0,202 + 0,30 = 0,502,$$

$$p'(x_2) = 1,6 \cdot 0,508 \frac{83}{960} + 0,192 \cdot 0,498 = 0,07 + 0,096 = 0,166,$$

$$p'(x_3) = 1,6 \cdot 0,363 \frac{83}{960} + 0,145 \cdot 0,332 = 0,05 + 0,048 = 0,0998,$$

$$p'(x_4) = \frac{0,148}{0,363} \cdot 0,234 = 0,095,$$

$$p'(x_5) = \frac{0,131}{0,363} \cdot 0,234 = 0,084, \quad p'(x_6) = \frac{0,063}{0,363} \cdot 0,234 = 0,041,$$

$$p'(x_7) = \frac{0,020}{0,363} \cdot 0,234 = 0,013.$$

Грансостав всей взорванной горной массы (%) при четырехрядном КЗВ по (6.11)

$$p'(x_1) = 49,0 \%, \quad p'(x_2) = 16,4 \%, \quad p'(x_3) = 9,7 \%, \quad p'(x_4) = 10,1 \%,$$

$$p'(x_5) = 8,9 \%, \quad p'(x_6) = 4,3 \%, \quad p'(x_7) = 1,6 \%.$$

**Пример №2.** Взрываемый уступ высотой  $H = 12\text{м}$  сложен актинолит-гранатовыми скарнами (С-5). Угол откоса уступа  $\alpha = 63^\circ$ , расстояние от оси скважин до верхней бровки уступа  $b = 3,4\text{м}$ . Характеристики пород:  $\rho_0 = 2900 \text{ кг/м}^3$ ,  $c = 5300 \text{ м/с}$ ,  $\sigma_{сж} = 210$ ,  $\sigma_p = 21$

МПа [ $\text{Па} = \text{Н}/\text{м}^2 = \text{кг}/(\text{мс}^2)$ ],  $\nu = 0,25$  (табл.3.1).

Характеристика массива: уловное содержание естественных отдельностей  $p(x_1) = 0,140$ ,  $p(x_2) = 0,153$ ,  $p(x_3) = 0,126$ ,  $q(x_4) = 0,174$ ,  $q(x_5) = 0,183$ ,  $q(x_6) = 0,106$ ,  $q(x_7) = 0,097$  (табл.4.4). Породы – средневзрываемые.

Детонационные характеристики ВВ (смесь граммонитов 79/21, 50/50):  $\rho_v = 950 \text{ кг}/\text{м}^3$ ,  $D = 4740 \text{ м}/\text{с}$ . Параметры расположения зарядов в уступе:  $r_0 = 0,125 \text{ м}$ ,  $W = 9,5 \text{ м}$ ,  $a = a_p = 6,0 \text{ м}$ ,  $l_n = 1,5 \text{ м}$ ,  $l_2 = 2,5$  (6,0)м,  $h = 5,5$  (6,0)м,  $q = 0,468$  (0,646)  $\text{кг}/\text{м}^3$ . Цифры в скобках для скважин второго и последующих рядов.

Рассчитать гранулометрический состав взорванной горной массы.

**Решение.** В целях сокращения объема записи ссылки на расчетные формулы опускаем (пример №1).

Прочностная характеристика пород

$$P_0 = 210 \cdot 10^6 [(3400 \cdot 5300^2) / (210 \cdot 10^6)]^{1/4} = 932 \cdot 10^6, \text{ Па.}$$

Начальное давление ПД

$$P_n = \frac{1}{8} 950 \cdot 4740^2 = 2668 \cdot 10^6, \text{ Па.}$$

Относительный предельный радиус полости

$$\bar{r}_{np} = (2668 / 932)^{1/4} = 1,30 \quad r_{np} = 0.162 \text{ м.}$$

Радиусы зон раздавливания и радиальных трещин

$$r_2 = 0.162 \left( \frac{2900 \cdot 5300^2}{5 \cdot 210 \cdot 10^6} \right)^{1/2} = 1,43 \text{ м,}$$

$$r_1 = 1,43 \frac{0,25}{1,25} \cdot \frac{210}{21} = 2,86 \text{ м.}$$

Объем отрезка цилиндра

$$V_{o.ц} = \frac{2}{3} 2,86^3 = 15,6 \text{ м}^3.$$

Объем первых трех классов крупности во взрываемом первом слое

$$V(x_1) = 3,14 \cdot 1,43^2 \cdot 6,93 + 1,047 \cdot 4,29 \cdot 1,43 \cdot 6,93 - 5,2 = 84 \text{ м}^3,$$

$$V(x_2) = V(x_3) = 1,047 \cdot 4,29 \cdot 1,43 \cdot 6,93 - 5,2 = 39 \text{ м}^3.$$

Содержание отдельных фракций в первом отбиваемом слое породы

$$p'(x_1) = 2 \cdot 0,86 \frac{84}{684} + 0,140 = 0,211 + 0,140 = 0,351,$$

$$p'(x_2) = 2 \cdot 0,707 \frac{39}{684} + 0,153 \cdot 0,649 = 0,080 + 0,099 = 0,179,$$

$$p'(x_3) = 2 \cdot 0,581 \frac{39}{684} + 0,126 \cdot 0,470 = 0,066 + 0,059 = 0,125$$

$$p'(x_4) = \frac{0,174}{0,581} \cdot 0,345 = 0,102,$$

$$p'(x_5) = \frac{0,183}{0,581} \cdot 0,345 = 0,109,$$

$$p'(x_6) = \frac{0,130}{0,581} \cdot 0,345 = 0,077,$$

$$p'(x_7) = \frac{0,097}{0,581} \cdot 0,345 = 0,057.$$

Объем первых трех классов крупности в последующих взрываемых слоях породы

$$V(x_1) = 3,14 \cdot 1,43^2 \cdot 7,43 + 1,047 \cdot 4,29 \cdot 1,43 \cdot 7,43 - 5,2 = 90 \text{ м}^3,$$

$$V(x_2) = V(x_3) = 1,047 \cdot 4,29 \cdot 7,43 - 5,2 = 42,5 \text{ м}^3.$$

Содержание отдельных фракций в указанных слоях породы

$$p'(x_1) = 1,6 \cdot 0,86 \frac{90}{432} + 0,14 = 0,286 + 0,14 = 0,426,$$

$$p'(x_2) = 1,6 \cdot 0,707 \frac{42,5}{432} + 0,153 \cdot 0,574 = 0,111 + 0,088 = 0,188,$$

$$p'(x_3) = 1,6 \cdot 0,581 \frac{42,5}{432} + 0,126 \cdot 0,386 = 0,092 + 0,048 = 0,140,$$

$$p'(x_4) = \frac{0,171}{0,581} \cdot 0,246 = 0,072,$$

$$p'(x_5) = \frac{0,183}{0,581} \cdot 0,246 = 0,078, \quad p'(x_6) = \frac{0,130}{0,581} \cdot 0,246 = 0,055,$$

$$p'(x_7) = \frac{0,097}{0,581} \cdot 0,246 = 0,041.$$

Гранулометрический состав всей взорванной породы (%) при четырехрядном КЗВ по формуле (4.36):

$$p'(x_1) = 40,7 \%, \quad p'(x_2) = 18,6 \%, \quad p'(x_3) = 13,6 \%, \quad p'(x_4) = 8,0 \%,$$

$$p'(x_5) = 8,6 \%, \quad p'(x_6) = 6,0 \%, \quad p'(x_7) = 4,5 \%.$$

2. Для расчета параметров развала взорванных пород и установления границ размещения разнородных пород в нем определяют:

Начальную скорость центра масс отбиваемой части уступа по формуле (4.53)

$$v_c = \mu_1 \mu_2 \frac{D}{2r_{np}^{-2}} \sqrt{\frac{2q}{\rho_o(2\gamma-1)}}. \quad (6.12)$$

– Ширину отброшенной части развала пород по (4.63)

$$B_o = \frac{v_{2m} \sin \alpha}{g} (v_{2m} \cos \alpha + \sqrt{v_{2m}^2 \cos^2 \alpha + 2gy_o + \sqrt{3gy_{c2}}}) - x_o. \quad (6.13)$$

– Полную ширину развала пород по формуле (4.64)

$$B_p = B_o + W + (n-1)a_p. \quad (6.14)$$

– В зависимости от принятой технологии взрывных работ принимают модели развала пород (рис. 4.13–4.16)

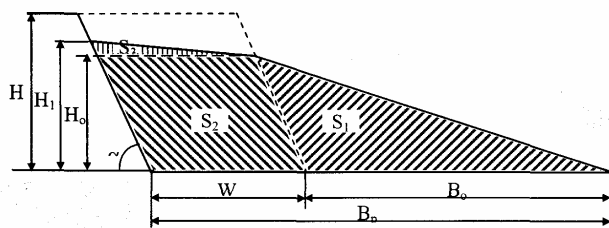


Рис. 6.1. Модель развала пород при однорядном взрывании

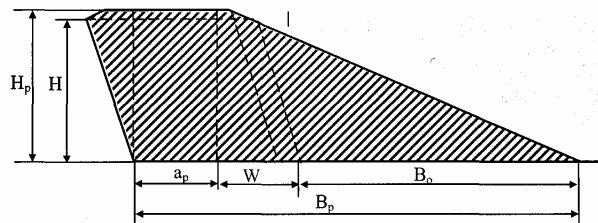


Рис. 6.2. Модель развала пород при двухрядном взрывании на свободную поверхность

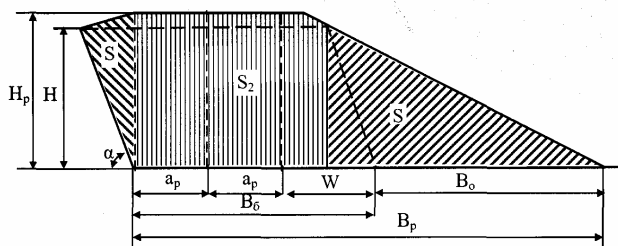


Рис. 6.3. Модель развала пород при многорядном КЗВ

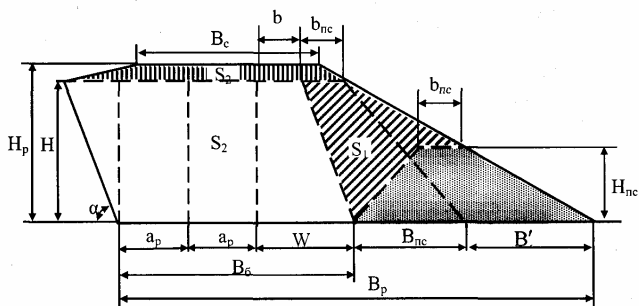


Рис. 6.4. Модель развала пород при многорядном КЗВ на подпорную стенку

Высоту развала  $H_o$  у линии отрыва пород от массива по (4.68)  
рис. 6.1

$$H_o = \frac{2WHk_p - WH_1}{W + B_o} \quad (6.15)$$

Высоту развала пород в месте пересечения с откосом уступа  $H_1$   
по формуле (4.67)

$$H_1 = \frac{2k_p HW}{W + B_o} \quad (6.16)$$

Среднюю высоту развала  $H_p$  по (4.69), (4.73) и (4.78) рис. (6.2) – (6.4)

$$H_p = \frac{2k_p(a_p + W)}{2(a_p + W) + B_c - b/2} H. \quad (6.17)$$

$$H_p = \frac{2k_p[(n-1)a_p + W] - (B_o + Hctg\alpha)}{2[(n-1)a_p + W] - Hctg\alpha} H. \quad (6.18)$$

$$H_p = \frac{2B_o k_p - B_o - B_o + B_{nc} + a_p(n-1) + b + 1,5b_{nc}}{B_o + a_p(n-1) + b + 1,5b_{nc}} H. \quad (6.19)$$

С использованием моделей размещение частей уступа в развале пород (рис. 6.5, 6.6) строят схемы размещения разнородных пород в развале.

Количественные и качественные потери полезного ископаемого устанавливают по формулам (4.79–4.83)

$$\Phi_1 = t' \frac{\sum l'_i}{\sum S'_{pj}}, \quad t' = k_p \cdot t \frac{\sum l_i}{\sum l'_i}. \quad (6.20)$$

$$\Phi_2 = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum l_i \sin \beta_i}{\sum S'_{pj}} = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum h'_i}{\sum S'_{pj}}. \quad (6.21)$$

$$\Phi_3 = \frac{\sum (S'_{pk} + S'_{nk})}{\sum S'_{pj}}. \quad (6.22)$$

$$\Phi = \Phi_2 + \Phi_3. \quad (6.23)$$

$$\Pi = (\Pi_2 + \Pi_3) \cdot 100\%.$$

$$P = \frac{(P_2 + \Pi_2) \cdot 100}{1 + (P_2 + P_3) - (\Pi_2 + \Pi_3)} \%. \quad (6.24)$$

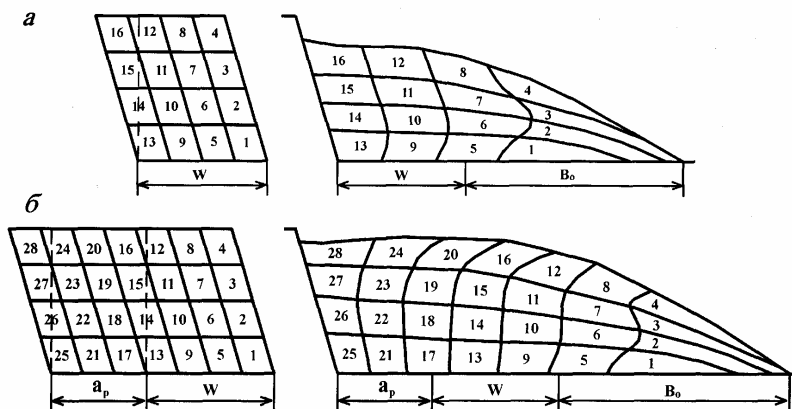


Рис. 6.5. Схема размещения частей уступа в развале при однорядном взрывании (а) и при двухрядном КЗВ (б)

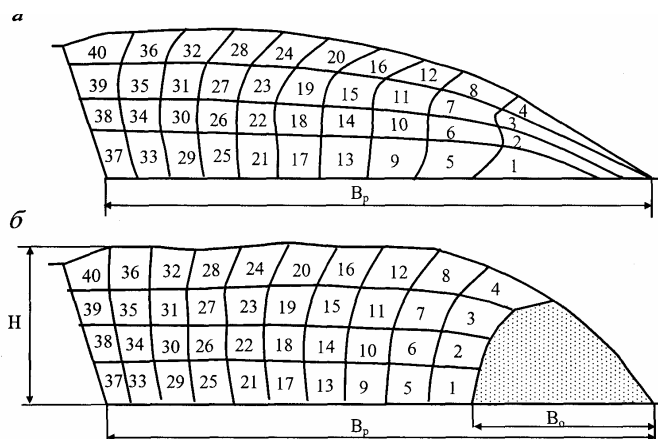


Рис. 6.6. Схема размещения частей уступа в развале при многорядном КЗВ на свободную поверхность (а) и с подпорной стенкой (б)

**Пример №3.** По условиям примеров № № 1,2 найти ширину отброшенной развала пород.

**Решение.** Для определения размеров развала вычислим максимальную скорость элемента откоса уступа на линии наименьшего сопротивления по (6.12)

$$v_c = \frac{4000}{2 \cdot 1,3^2} \sqrt{6,5} \sqrt{\frac{1,4 \cdot 0,27}{2770}} = 10,0 \text{ м/с.}$$

Линия наименьшего сопротивления и координаты указанного элемента уступа

$$W_1 = (17,5 - 4,0)0,454 + 3,35 \cdot 0,891 = 9,1 \text{ м},$$

$$y_0 = 9,1 \cdot 0,454 + 1,5 = 5,63 \text{ м}, \quad x_0 = -5,63 \cdot 0,509 = -2,87 \text{ м}.$$

Ширина отброшенной части развала по (6.13)

$$B_0 = \frac{10 \cdot 0,891}{9,8} \left( 10 \cdot 0,454 + \sqrt{(10 \cdot 0,454)^2 + 2 \cdot 9,8 \cdot 5,63} + \sqrt{3 \cdot 9,8 \cdot 5,63} \right) + 2,87 = 29,0 \text{ м}.$$

Для условий примера №2 максимальная скорость элемента откоса уступа на ЛНС

$$v_c = \frac{4740}{2 \cdot 1,3^2} \sqrt{\frac{5,5}{12}} \sqrt{\frac{1,4 \cdot 0,234}{2900}} = 10,0 \text{ м/с}.$$

Линия наименьшего сопротивления и координаты указанного элемента уступа

$$W_1 = (13,5 - 3,5)0,454 + 3,4 \cdot 0,891 = 7,6 \text{ м},$$

$$y_0 = 7,6 \cdot 0,454 + 2,0 = 5,45 \text{ м}, \quad x_0 = -5,43 \cdot 0,509 = -2,77 \text{ м}.$$

Ширина отброшенной части развала

$$B_0 = \frac{10 \cdot 0,891}{9,8} \left( 10 \cdot 0,454 + \sqrt{(10 \cdot 0,454)^2 + 2 \cdot 9,8 \cdot 5,45} + \sqrt{3 \cdot 9,8 \cdot 5,45} \right) + 2,77 = 28,0 \text{ м}.$$

**Пример №4.** Сложноструктурные блоки сложены из крутопадающего (а) и вертикального (б) рудного тела. Разрезы уступов до взрыва представлены на рис. 6.7 слева. Высота уступа в обоих случаях 13 м, мощность слоя руды 5,5 м. Характеристики блока: породы средневзрываемые, угол уступа 70°, расположение скважин на уступе двухрядное, линия сопротивления по подошве уступа 9 м, расстояние между скважинами в ряду и рядами скважин 7 м, длина незагрязненной части – соответственно в первом ряду 7 и во втором ряду 6,5 м, переbur 2,0 м, вид ВВ – зерногранулит – 79/21, масса скважинного заряда 340 кг. Заряды в обоих рядах рассредоточены воздушными промежутками высотой в первом ряду 1,0 м, во втором – 1,5 м. Способ взрывания короткозамедленный, схема соединения зарядов порядная, время замедления 30 мс. Ширина отброшенной части развала 22 м. Выход негабаритных фракций 0,8 %.

Рассчитать параметры развала взорванной горной массы и расположение разнородных пород в развале.

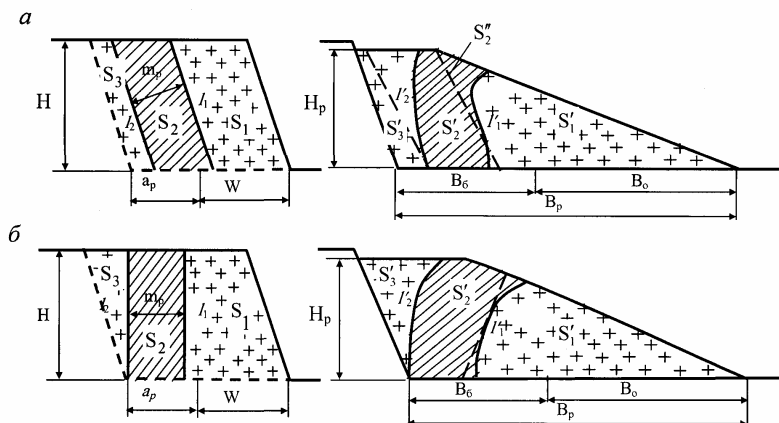


Рис. 6.7. Расположение крутопадающего (а) и вертикального (б) слоя руды в уступе до и после взрыва при двухрядном КЗВ

**Решение.** Для определения средней высоты развала примем вторую модель развала взорванной горной массы. Согласно (6.1)

$$H_p = \frac{1,55 \cdot 2(7+9)}{2(7+9) + 22 - 2,2} \cdot 13 = 12,5 \text{ м}$$

Найденное в соответствии со схемой (рис. 6.5 б) размещение рудных тел после взрыва показано на рис. 6.7 справа.

Характеристика блока и забоя в масштабе 1:500 (линейные размеры приведены в мм, площадные – в мм<sup>2</sup>) следующие:

В первом случае  $H=26$ ,  $l_1 = l_2=28$ , горизонтальные мощности разнородных пород слева направо  $m_3 = 4$ ,  $m_2 = 12$ ,  $m_1 = 15,4$ ;  $S_1 = 400$ ,  $S_2 = 312$ ,  $S_3 = 104$ ;  $l'_1 = 20$ ,  $l'_2 = 26$ ,  $S'_1 = 640$ ,  $S'_2 = 475$ ,  $S'_3 = 150$ .

Во втором случае  $l_1 = l_2=26$ , горизонтальные мощности по подошве уступа  $m_2=12$ ,  $m_1=21$ ,  $S_1=400$ ,  $S_2=312$ ,  $S_3=104$ ;  $l'_1 = 23$ ,  $l'_2 = 25$ ,  $S'_1 = 640$ ,  $S'_2 = 475$ ,  $S'_3 = 150$ .

Коэффициент разрыхления горной массы:

$$k_p = 1250:806 = 1,55.$$

В первом случае первая лента развала может отрабатываться как порода. При этом руда с площадью  $S''_2 = 40 \text{ мм}^2$  отгружается вместе с породой, т. е. теряется. При экскавации второй рудной ленты к руде из породного слоя площадью  $S'_3 = 150 \text{ мм}^2$  примешивается порода с

площадью около  $S_1'' = 50 \text{ мм}^2$ .

Текущие потери при отработке первого блока с крутопадающим рудным составят  $\Pi = (40:475)100 = 8,4 \%$ , а разубоживание руды –  $P = (50:475)100 = 10,5 \%$ .

Во втором случае первая лента до выхода линии откоса развала до руды экскавируется как порода. Затем селективно обрабатывается рудная масса. При этом верхняя часть породы со стороны массива до определенной высоты также экскавируется селективно, теряется около  $10 \text{ мм}^2$  руды и примешивается  $30 \text{ мм}^2$  породы. Таким образом, текущие потери и разубоживание при отработке второго рудного тела соответственно составят  $\Pi = (10:312)100 = 3 \%$ ,  $P = (30:312)100 = 9,6 \%$ .

**Пример №5.** Сложноструктурный блок сложен из двух рассредоточенных рудных тел (рис.6.7). Высота уступа 10м. Параметры расположения зарядов:  $W=8\text{м}$ ,  $a=a_p=6\text{м}$ ,  $l_2=5,5\text{м}$ ,  $l_n=2\text{м}$ , число зарядов скважин 3. вид ВВ зерногранулит 79/21, масса заряда в скважине 280кг. Способ взрывания короткозамедленный, схема соединения зарядов порядная, время замедления 20 мс,  $B_0=16 \text{ м}$ .

**Решение.** Для определения средней высоты развала применим третью модель развала взорванной горной массы. Согласно (6.18)

$$H_p = \frac{1,6 \cdot 2 \cdot (2 \cdot 6 + 8) - (16 + 10 \cdot 0,5)}{2(2 \cdot 6 + 8) + 10 \cdot 0,5} \cdot 10 = 11 \text{ м.}$$

Характеристики блока и забоя в масштабе 1:500 (рис.6.8):  $H=20$ ,  $l_1=24$ ,  $l_2=8,0$ ,  $S_1=180$ ,  $l_3=8,0$ ,  $l_4=16$ ,  $S_2=120$ ,  $l'_1=10$ ,  $l'_2=50$ ,  $S'_1=300$ ,  $l'_3=9$ ,  $l'_4=21$ ,  $S'_2=170$ .

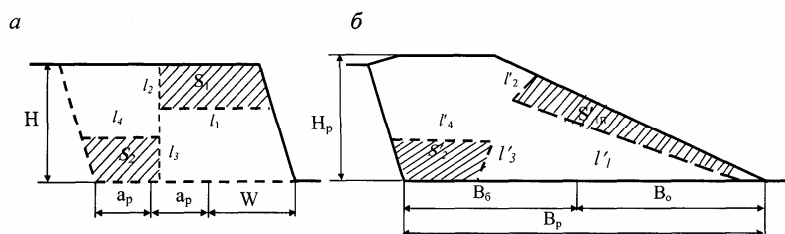


Рис. 6.8. Расположение двух рудных тел в уступе (а) и развале (б)

Коэффициент разрыхления горной массы

$$k_p = 1340:840 = 1,6.$$

Первая лента развала экскавируется селективно. При этом примешиваемая к руде порода составит порядка  $30 \text{ мм}^2$  в целике. Вторая лента также отрабатывается селективно, примешиваемая порода достигает величины  $20 \text{ мм}^2$  в целике. Потерь руды можно избежать.

В целом при отработке такого сложного блока разубоживание составит  $P = (50:300)100 = 17 \%$ .

Компьютерная программа автоматизированного проектирования гранулометрического состава взорванной горной массы и размещения разнородных пород в развале, разработанная на основе изложенной методики, хранится в архиве кафедры открытых горных работ Казахского национального технического университета имени К.И. Сатпаева.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Ржевский В.В.* Открытые горные работы. Ч. 1–2. М.: Недра, 1985–549 с.
2. Проектирование взрывных работ в промышленности /Под ред. Б.Н. Кутузова/ М.: Недра, 1983.
3. Справочник. Открытые горные работы. /*Трубецкой К.Н., Потапов М.Г., Виноцкий К.И. и др.*/ –М.: Горное бюро, 1994. 590 с.
4. *Кутузов Б.Н.* Разрушение горных пород взрывом. Учебник для ВУЗов. М.: МГГУ, 1994. 448 с.
5. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. Л. 1986.
6. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки. М.: Минцветмет, 1986.
7. Единые правила безопасности при взрывных работах. –М.: Недра, 1994.
8. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. –М.: Недра, 1987.
9. *Боголюбов Б.П., Грачев Ф.Г.* Раздельная разработка месторождений сложного состава. М.: 1964. 168 с.
10. *Юматов Б.П., Байков Б.Н., Смирнов В.П.* Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов. – М.: 1973. 192 с.
11. *Грачев Ф.Г.* Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. –М.: 1977. 208 с.
12. **Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. Алматы: НИЦ Ғылым, 2003. 328 с.**
13. *Ракишев Б.Р.* Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. –Алма-Ата, Наука, 1983. 240 с.
14. *Ильницкая Е.И., Тедер Р.И., Ватолин Е.С., Кунтыш М.Ф.* Свойства горных пород и методы их определения. М.: Недра, 1969. 360 с.
15. *Машанов А.Ж.* Механика массива горных пород. – Алма-Ата, 1961. 210 с.
16. *Кутузов Б.Н., Рубцов В.К.* Физика взрывного разрушения горных пород. М.: 1970. 177 с.
17. *Барон Л.И., Личели Г.П.* Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке М.: 1966. 136 с.
18. *Репин Н.Я.* Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. М.: Недра, 1978. 256 с.

19. *Покровский Г.И., Федоров И.С.* Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М.: 1957. 276 с.
20. *Механический эффект подземного взрыва. Родионов В.Н., Адушкин В.В. и др.* –М.: 1971. 200 с.
21. *Ханукаев А.Н.* Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М.: Недра, 1974. 223 с.
22. *Друкованый М.Ф.* Методы управления взрывом на карьерах. М.: 1973. 415 с.
23. *Казаков Н.Н.* Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. М.: 1975. 190 с.
24. *Комир В.М. и др.* Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах. –М.: 1973. – 215 с.
25. *Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В.* Проектирование карьеров. М.: Изд. АГН, 2001. Т.1. 519 с.
26. *Ломоносов Г.Г.* Формирование качества руды при открытой добыче. М.: 1975. 224 с.
27. *Баранов Е.Г., Тангаев И.А.* Опыт селективной разработки сложных месторождений. Фрунзе, 1969. 112 с.
28. *Гальянов А.В., Рождественский В.Н., Блинов А.Н.* Трансформация структуры горных массивов при взрывных работах на карьерах. Екатеринбург: ИГД УрОРАН, 1999. 140 с.

## СОДЕРЖАНИЕ

|                                                                                    |  |
|------------------------------------------------------------------------------------|--|
| <b>ВВЕДЕНИЕ .....</b>                                                              |  |
| <b>1. Состав и содержание проектной документации на взрывные работы.....</b>       |  |
| <b>2. Горнотехнические условия производства взрывных работ</b>                     |  |
| 2.1. Тенденция развития взрывных технологий с углублением горных работ.....        |  |
| 2.2. Требования к крупности дробления горной массы.....                            |  |
| <b>2.3. Горно-геологические показатели сложноструктурных блоков.....</b>           |  |
| <b>3. Основные свойства пород и взрываемость массива пород...</b>                  |  |
| 3.1. Упругие, прочностные свойства пород и трещиноватость горных массивов.....     |  |
| 3.2. Характеристики взрываемости массива горных пород .....                        |  |
| <b>4. Теория разрушения массива пород взрывом.....</b>                             |  |
| 4.1. Поэтапная модель разрушения массива пород взрывом ...                         |  |
| 4.2. Предельный радиус полости при взрыве цилиндрического заряда ВВ.....           |  |
| 4.3. Прочностная характеристика горных пород в условиях взрывного нагружения.....  |  |
| 4.4. Размеры зон разрушения в массиве горных пород.....                            |  |
| 4.5. Кусковатость взорванных горных пород и ее распределение в развале.....        |  |
| 4.6. Моделирование образования развала в полигонных условиях                       |  |
| 4.7. Скорость движения центра масс отбиваемой части массива...                     |  |
| 4.8. Аналитическое определение геометрических размеров развала                     |  |
| 4.9. Влияние технологии взрывных работ на параметры развала пород.....             |  |
| 4.10 Модели развала пород на уступах при различных технологиях взрывных работ..... |  |
| 4.11. Показатель сложности строения и отработки разнородных забоев.....            |  |
| <b>5. Проектирование параметров расположения зарядов в массиве</b>                 |  |
| <b>6. Проектирование результатов массового взрыва.....</b>                         |  |
| <b>Список литературы.....</b>                                                      |  |