Министерство образования и науки Украины
Донбасский государственный технический университет

Антощенко Н.И., Попов А.Я.

# РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Учебное пособие

Алчевск- 2005

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение. . . . . .6

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРЕДМЕТЕ. . . . . .8

1.1 Исторический очерк. . . . . 8

1.2 Основные термины и понятия. . . . . .14

2. ПОНЯТИЕ О МИНЕРАЛАХ И ГОРНЫХ ПОРОДАХ . . . . . 18

2.1 Общие сведения.. . . . . 18

2.2 Физико-химические свойства горных пород . . . . . .26

2.3 Технологические свойства горных пород . . . . . .33

3. СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ПРОЦЕССЫ, ПРОИСХОДЯЩИЕ В НИХ . . . . . 54

3.1 Напряжения и деформации в горных породах. . . . . .54

3.2 Модули упругости горных пород. . . . .. . . . . 62

3.3 Акустические свойства образцов горных пород. . . . . .64

4. ВОПРОСЫ ТЕОРИИ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ . . . . . 67

4.1 Понятие о взрывчатых веществах и взрыве . . . . . 67

4.2 Общие положения о работе взрыва. . . . . 85

4.3 Действие взрыва заряда в горной породе . . . . . 90

4.4 Действие взрыва при короткозамедленном взрывании. . . . . .101

4.5 Теория расчета зарядов . . . . . 104

5. СРЕДСТВА И ТЕХНОЛОГИЯ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ . . . . . .108

5.1 Средства инициирования промышленных ВВ . . . . . .108

5.2 Основные схемы и элементы расчета электровзрывных сетей. . . . . .113

5.3 Промышленные взрывчатые вещества. . . . . .117
5.4 Способы бурения шпуров и скважин. . . . . .126

6. РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ И ВЕДЕНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ . . . . . .133
6.1 Расчет зарядов выброса и способы ведения взрывных работ. . . . . .133
6.2 Расчет зарядов рыхления и ведение взрывных работ при методе камерных зарядов. . . . . .140
6.3 Расчет зарядов рыхления и ведение взрывных работ при методе скважинных зарядов. . . . . 143
6.4 Метод шпуровых зарядов и дробление негабарита . . . . . 149

7. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК . . . . . .153
7.1 Общие принципы ведения работ . . . . . .153
7.2 Расчет параметров БВР. . . . . .160
7.3 Контурное взрывание.. . .. . . . . 169

8. ТРЕБОВАНИЯ К ВЗРЫВНЫМ РАБОТАМ В ШАХТАХ, ОПАСНЫХ ПО ГАЗУ, ПЫЛИ, ВЫБРОСАМ УГЛЯ ПОРОДЫ И ГАЗА ..177
8.1 Классификация горных выработок по пылегазовому фактору . . . . . .. . . . . 177
8.2 Забойка как средство обеспечения безопасности взрывных работ . . . . . 179
8.3 Общие положения безопасности работ. . . . . 180
8.4 Дополнительные требования при сотрясательном взрывании. . . . . .195

9. ОСОБЫЕ СЛУЧАИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ. . . . . 206
9.1 Особенности ведения взрывных работ в угольных шахтах, опасных по горным ударам. . . . . .206
9.2 Особенности ведения взрывных работ на болотах . . . . . 207
9.3 Особенности взрывания льда и подводных взрывных работ.208
9.4 Особенности ведения взрывных работ по металлу. . . . . 210
9.5 Особенности ведения взрывных работ по валке зданий, сооружений и фабричных труб, а также при разрушении фундаментов. . . . . 213
9.6 Особенности производства массовых взрывов . . . . . 214

10. ОБЩИЕ ВОПРОСЫ БЕЗОПАСНОГО ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ. . . . . 217
10.1 Персонал для руководства взрывными работами . . . . . 217
10.2 Перевозка ВМ и доставка их к местам работ. . . . . 223
10.3 Хранение взрывчатых материалов на местах работ. . . . . 229

ПРИЛОЖЕНИЯ. . . . . 231
Приложение А Оборудование для бурения шпуров. . . . . .231
Приложение Б Станки для бурения скважин. . . . . 245
Приложение В Взрывчатые вещества и средства инициирования. . . . . .248
Приложение Г Примеры решения задач . . . . . 254
Список использованной литературы. . . . . .280

## Введение

Изучаемая дисциплина «Разрушение горных пород взрывом» относится к области знаний о взрывной технологии. Взрывная технология – это целенаправленное разрушение, перемещение, изменение структуры и формы естественных (горные породы, лед, древесина) и искусственных (металлы, пластмассы, бетон и т.п.) материалов, которое осуществляется за счет энергии взрыва. В качестве энергоносителей используются в основном химические взрывчатые вещества (ВВ), иногда также сжатый воздух, электрический разряд и др.

Управление процессом при взрывной технологии может осуществляться:

– дозированием энергии в заряде ВВ;

– регулированием амплитуды и длительности импульса взрыва за счет изменения агрегатного состояния ВВ или использования зарядов с демпфарующим воздушным промежутком;

– геометрией размещения системы зарядов в пространстве;

– применением различных способов и последовательности инициирования отдельных зарядов с целью их рационального взаимодействия.

Основными особенностями взрывной технологии являются соединение в заряде ВВ функций энергоносителя и рабочего органа, быстрота протекания процесса и высокие мощности.

Взрывная технология характеризуется повышенной опасностью (возникновение ударной волны, сейсмическое воздействие, образование вредных газообразных продуктов детонации и др.), что требует соблюдения специальных правил безопасности. По этой при-

чине в рассматриваемом курсе часть учебного материала посвящена вопросам безопасности при взрывных работах.

Основные объемы применения взрывной технологии приходятся на горное дело и строительство, где с помощью взрыва проводится дробление материалов (главным образом массивов горных пород), их уплотнение, направленное перемещение, изучение земной коры, горноразведочные работы на месторождениях полезных ископаемых.

Взрывная технология успешно внедрена для обработки металлов (сварки, штамповки, упрочнения и пр.) и применяется во многих других областях техники. Взрывом гасят лесные и торфяные пожары. Под действием ударной волны полимеризуются ионные и радикальные мономеры, а также мономеры, не поддающиеся полимеризации другими методами.

Учитывая многообразие условий возможного применение взрыва в практической деятельности человека, кроме разрушения пород в шахтных условиях и карьерах, в конспекте лекций рассмотрены специальные виды работ – взрывные работы на болотах, во льдах, под водой, по металлу, по валке зданий, сооружений и т.д.

Базовый конспект лекций по изучению курса «Разрушение горных пород взрывом» составлен в соответствии с программой и методическими указаниями по данной дисциплине для студентов, обучающихся по специальности «горное оборудование».

# 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРЕДМЕТЕ

## 1.1 Исторический очерк

Первым известным практическим применением энергии взрыва для разрушения массива горных пород явилось взрывание подземных пороховых зарядов – прообраза камерных зарядов ВВ. Наиболее раннее упоминание о подземных пороховых зарядах относится ко времени осады Белграда (1440).

В России порох известен с 1389 г., первые мощные подземные заряды были взорваны в 1552 г. при осаде Казани. Подземно-минная война успешно велась русскими в 1581 – 82 г.г. под Псковом во время осады его Стефаном Баторием, в 1610 г. – в Смоленске. В 1548 – 72 г.г. русский специалист Николай Тарло взрыванием пороховых зарядов расчистил фарватер реки Неман.

История применения взрыва в горном деле начинается с 8 февраля 1627г., когда тиролец К. Байдель успешно использовал пороховые заряды в шпурах для проходки Верхнебобровой штольни на руднике «Банска-Штявница» в Словакии. С помощью этого метода велись подземные горные работы в Австрии, Швеции, Германии, а с 1670 г. – в других государствах Европы.

В 1687 г. впервые была выполнена забойка в виде деревянной пробки. Буровые машины позволяли к концу 17 в. бурить шпуры до глубины 1 – 1,5 м, что привело к увеличению заряда ВВ и применению глиняной забойки взамен пробковой. Использование пороха для дробления горных пород в рудниках (так называемые порохострель-

ные работы) положило конец примитивной огневой, кирковой и клиновой работе по отделению скальных пород от массива.

В горной промышленности России порох вначале использовался для добычи руд, уголь разрушался обушком и кайлом. В начале девятнадцатого века отбойка с помощью пороховых зарядов распространяется на каменно-угольные шахты. Развитию взрывного способа отбойки горных пород способствовало изобретение русским ученым П. Л. Шиллингом электрического способа взрывания зарядов ВВ (1812 г.) и английским учёным У. Бикфордом огнепроводного шнура (1831 г.).

Крупномасштабные взрывы с помощью т. н. исполинских мин (камерных зарядов массой в десятки тонн ВВ) для отбойки строительного камня в карьерах впервые были применены во 2-й половине девятнадцатого века. Одновременно отбивалось от массива до 100 тыс. м$^3$ скальных горных пород, которые использовались для укрепления берегов и постройки молов в гаванях Средиземного моря. В Фриули в 1851 г. и 1857 г. были взорваны пороховые камерные заряды общей массой 32 т. пороха, что позволило отбить 100 тыс. м$^3$ породы.

Совершенствование взрывной технологии было тесно связано разработкой новых ВВ и средств бурения. В начале шестидесятых годов девятнадцатого столетия порох вытесняется новыми ВВ (в первую очередь жидким нитроглицерином). Такая ситуация была обусловлена в первую очередь опасностью при заряжании порохом из-за его высокой чувствительности и больших технологических трудностей при ведении работ в трещиноватых породах. Значительное расширение объёмов взрывных работ в горных породах связано с

изобретением в 1865 г. в России гремуче-ртутного медного капсюля-детонатора (Д. И. Андриевский) и в 1867 г. динамита в Швеции (А. Нобель). С 1871 г. динамит применялся в России для добычи цинковых руд и каменного угля. Благодаря использованию динамита стало возможно строительство первых крупных тоннелей в Альпах: Мон-Сениского (12 км), Сен-Готардского (15 км) и др.

В США в Нью-Йоркской гавани проведены крупномасштабные взрывные работы (в т. ч. подводные) для уничтожения рифов (1876 – 1885 гг.). В одном из взрывов суммарная масса ВВ в 3680 скважинах составила 23,6 т. при среднем расходе 0,47 кг/м$^3$.

В 1879 г. французский учёный Месен предложил в качестве средства взрывания шнур с сердцевиной из зернёного пироксилина, явившийся прообразом современного детонирующего шнура.

В конце девятнадцатого века на нефтяных промыслах России были проведены взрывные работы в скважинах (торпедирование) с целью увеличения нефтеотдачи пластов. В 1912 г. на промысле «Чемпион» инженер Г. Невский впервые применил взрывной метод увеличения дебита нефти.

Увеличение интенсивности и масштабов горного производства в начале прошлого столетия, особенно с развитием открытого способа разработки, потребовало увеличения глубины заложения и величины зарядов ВВ; для этого донную часть глубоких (5- 6 м) шпуров расширяли взрывами небольших зарядов до придания ей формы котла вместимостью в несколько десятков килограмм (котловые заряды, применённые в 1913 г. при добывании железных руд в Криворожье). В этот период на карьерах США для размещения зарядов ВВ начи-

нают использовать скважины диаметром 150 – 190 мм, глубиной 10 – 15 м, пробурённые ударно-канатными станками.

В 1913 г. в США предложено изучать строение земной коры с помощью отраженных сейсмических волн, возбуждаемых взрывом; в 1919 г. для этих же целей Л. Минтроп (Германия) предложил использовать преломлённые волны. В 1924 г. в Киркенесе (Норвегия) был произведен один из первых крупных взрывов камерного заряда массой 50 т., которым было отбито 350 тыс. т. руды. В 1924 г. в Гранд-Каунти (США) с помощью взрыва впервые был потушен пожар на газовой скважине. В 1930 г. в районе Майкопа взрывом заряда ВВ был потушен пожар на нефтяной скважине.

Превращение взрывной технологии в многоотраслевое научно-техническое направление связано с именем советских учёных М.Я. Сухаревского, В.А. Ассонова и др., которые в начале 20-х гг. прошлого столетия организовали в России проведение больших объёмов взрывных работ по корчеванию пней, глубокому рыхлению почвы, осушению болот, выемке грунтов под фундаменты, добыче строительного камня, разрушению крупных металлических изделий, уничтожению порогов на реках и др. Рост масштабов взрывных работ в СССР сдерживался несовершенством буровой техники и её недостаточным количеством, поэтому с 1926 г. на карьерах СССР применяется метод камерных зарядов с размещением большого количества ВВ (10 т. и более) в подземной горной выработке (камере). Сосредоточенные заряды в камерах под названием «минных» получили широкое распространение и при подземной разработке мощных залежей крепких руд в Криворожье (отбойка, посадка целиков, обрушение потолочин). Совершенствование буровых станков позволило

увеличить диаметр и глубину скважин на карьерах, перейти от сосредоточенных камерных зарядов к скважинам. В СССР этот метод впервые применен в 1927 г. при разработке крепких гранитов на строительстве Днепрогэса и получил быстрое распространение на карьерах; с 1935 г. метод скважинных зарядов используется при подземной разработке мощных рудных месторождений (апатиты Кольского полуострова и др.).

В 30-х гг. в СССР взрывами зарядов на выброс впервые в мировой практике проводились капитальные траншеи для вскрытия месторождений полезных ископаемых на Подольском карьере, Коркинском угольном карьере и др., сооружались каналы, котлованы (Н.Н. Богородский, Г.П. Демидюк, Н.Н. Папоротский, А.Н. Самодуров, Ф.В. Селевцев и др.).

В 1930 – 40 г.г. в СССР проведено около 200 взрывов с применением крупных камерных зарядов. Для этого были выполнены работы по расчету сейсмически безопасных расстояний от места взрыва (М.А. Садовский).

С 1945 г. на карьерах США внедряется коротко замедленное взрывание зарядов ВВ (впервые осуществлённое в СССР К.А. Берлиным в 1934 г. при проходке вертикального ствола) и создаются электродетонаторы с миллисекундными замедлениями.

В 50 – 60-х гг. в СССР были разработаны основы взрывного штампования металлов (Р.В. Пихтовников, Ю.С. Навагин, О.Д. Антоненков). В 1954 г. в США В. Алленом и Г. Абрахамсоном был исследован и запатентован (1964) процесс взрывной сварки, это явление было открыто ранее в 1961 в СССР (А.А. Дерибас и др.).

В середине 50-х гг. порошкообразные промышленные ВВ заменяются в СССР простейшими ВВ, не содержащими взрывчатых компонентов, а несколько позже водонаполненными ВВ, что позволило начать механизацию трудоёмких процессов взрывной технологии заряжания и забойки. В 60-х гг. проведены фундаментальные работы по применению воздушных промежутков в скважинных и камерных зарядах (Н.В. Мельников, Л.Н. Марченко), изучению и внедрению короткозамедленного взрывания (Г.И. Покровский, Г.М. Китач, С.А. Давыдов и др.); внедряется взрывание на неубранную горную массу (буферное взрывание), взрывание на карьерах высоких уступов и короткозамедленное взрывание частей рассредоточенных зарядов в скважине. В 1930 – 60-х гг. в СССР разрабатываются научные основы и ведутся практические работы по уплотнению взрывом грунтов для строительных целей (Н.М. Сытый, А.А. Вовк, Г.К. Акутин и др.), получают научное обоснование и внедряются системы плоских зарядов ВВ (М.А. Лаврентьев, В.М. Кузнецов, А.А. Черниговский и др.), современная методика крупномасштабных (в т. ч. уникальных) направленных взрывов (М.А. Лаврентьев, Г.И. Покровский, М.А. Садовский, Н.В. Мельников, М.М. Докучаев и др.). Дальнейшее применение массовых взрывов для строительства крупных карьеров, гидротехнических сооружений и противоселевых плотин позволило разработать рациональные методы расчёта основных параметров, организовать работы по практическому осуществлению таких взрывов (Ф.А. Авдеев и др.).

Бурное развитие промышленности привело к созданию в исторически короткий период мощных ВВ и средств взрывания (СВ).

## 1.2 Основные термины и понятия

Отбойка, дробление и перемещение (выброс и сброс) пород при их разработке производятся с помощью зарядов ВВ, размещаемых в шпурах, скважинах, камерах или траншеях.

**Шпур** – искусственное цилиндрическое углубление в горной породе диаметром не более 75 мм и глубиной до 5 м.

**Скважина –** искусственное цилиндрическое углубление диаметром более 75 мм при глубине до 5 м и любого диаметра при глубине более 5 м.

Для размещения больших зарядов (до нескольких тонн) применяют зарядные камеры обычно прямоугольной формы.

**Выработки** – камеры, предназначенные для размещения зарядов ВВ на карьерах и гидротехнических объектах, имеют непосредственный выход на поверхность. При горизонтальном расположении выработка называется штольней, при вертикальном – шурфом. При подземной отбойке руд сосредоточенные заряды принято называть камерами.

**Буровыми** называют работы по образованию шпуров или скважин бурильными машинами.

**Бурение** – процесс последовательного разрушения породы на забое шпура или скважины и удаления продуктов разрушения.

**Заряд** – определенное количество ВВ подготовленное к взрыву.

**Заряжение** – процесс размещения заряда в шпуре, скважине, камере или траншее.

**Наружным (накладным)** называется заряд, размещаемый на поверхности взрываемого объекта.

**Внутренним** называется заряд, размещаемый внутри взрываемого объекта (в шпурах, скважинах или камерах).

**Сосредоточенным** называется заряд, имеющий форму куба, шара или цилиндра, длина которого не превышает четырех его диаметров, или параллелепипеда с тем же его соотношением размеров. Если длина заряда больше указанных величин, то его называют **удлиненным (колонковым).**

**Сплошным** называется заряд, не разделенный промежутками, **рассредоточенным** – заряд, отдельные части которого разделены промежутками воздуха, воды, породы, дерева и т.п.

**Взрывчатыми веществами** называются химические соединения или механические смеси, которые под воздействием внешнего импульса (нагревание, удар, искры огня) способны переходить с высокой скоростью в другие химические соединения (взрываться). Взрыв промышленных ВВ протекает в форме детонации.

**Взрывом** ВВ называется его чрезвычайно быстрое (сверхзвуковое) химическое превращение, при котором выделяется тепло и большое количество газов, способных выполнять механическую работу разрушения.

**Взрывание** – процесс инициирования зарядов в заданной последовательности способами, обеспечивающими безопасность и эффективность их выполнения. В горной промышленности применяют огневое, электроогневое и электрическое взрывание зарядов, а также взрывание с помощью детонирующего шпура (ДШ).

**Огневое взрывание** – способ детонирования зарядов с помощью капсюля- детонатора (КД), инициирование которого производится введенным в него отрезом огнепроводного шнура (ОШ).

**Электроогневое взрывание** отличается от огневого тем, что отрезок ОШ поджигается с помощью электровоспламенителя, ток в который подается от сети или взрывных приборов из безопасного места.

**Электрическое взрывание** – способ взрывания с помощью электродетонаторов (ЭД), соединенных в электровзрывную сеть, ток в которую подается из безопасного места.

**Ударная волна** – волна сжатия, распространяющаяся по среде со сверхзвуковой скоростью, на переднем фронте которой мгновенно (скачкообразно) изменяются все термодинамические параметры среды: давление, плотность, температура.

**Детонационная волна** – ударная волна сжатия, распространяющаяся по заряду со сверхзвуковой постоянной скоростью, обеспечивающая возникновение за передним фронтом волны быстрой химической реакции ВВ, т.е. детонационная волна представляет собой совокупность ударной волны и следующей за ней зоны химического превращения ВВ.

**Детонация** – распространение взрыва по данному заряду ВВ, обусловленное прохождением детонационной волны с постоянной сверхзвуковой скоростью.

**Капсюль-детонатор** – небольшой заряд чувствительных инициирующих ВВ, размещенный в металлической или картонной гильзе.

**Огнепроводный шнур** – шнур с пороховой сердцевиной, предназначенный для инициирования КД через требуемый интервал времени после поджигания отрезка ОШ определенной длины.

**Электродетонатор (ЭД)** – капсюль-детонатор, с закрепленным в нем электровоспламенителем; в ЭД короткозамедленного и замедленного действия между инициирующим ВВ и электровоспламенителем размещен замедляющий состав, сгорающий за строго определенное время.

По величине замедления (интервала времени) между взрывами **мгновенное**, когда все заряды взрываются одновременно; **короткозамедленное** (к.з.в.), когда замедление между взрывами зарядов (групп зарядов) изменяется от 15 до 250 м/с; **замедленное,** когда замедление 0,5 с и более.

**Линия наименьшего сопротивления** (л.н.с.) – кратчайшее расстояние от центра заряда до открытой поверхности.

**Коэффициент использования шпуров** (к.и.ш.) – отношение величины подвигания забоя за один взрыв к средней глубине шпуров.

# 2. ПОНЯТИЕ О МИНЕРАЛАХ И ГОРНЫХ ПОРОДАХ

## 2.1 Общие сведения

**Минерал** (от лат. minera – руда) – физически и химически индивидуализированное, как правило твердое тело, относительно однородное по составу и свойствам, возникшее как продукт природных физико-химических процессов, протекающих на поверхности и в глубинах Земли, Луны и других планет, обычно представляющее собой составную часть горных пород, руд и метеоритов. К минералам относятся также самородные металлы и металлоиды. Они могут быть газоообразными (природный газ), жидкими (нефть, ртуть, вода) и твердыми (рудные металлы и др.).

Среди минералов различают минеральные виды и разновидности. Общее число известных минеральных видов составляет около 3000.

Называют минералы по месту первой находки, в честь крупных ученых, путешественников, космонавтов, по характерным физическим свойствам или по химическому составу. Особенно рекомендуется название производить по химическому принципу. Большинство минералов, открытых в последнее время, в самом названии несут информацию о своем химическом составе. Минералы распределяются в земной коре весьма неравномерно. В образовании горных пород основную роль играют только 30-50 так называемых породообразующих минералов, из которых наиболее распространены полевые шпаты – натриевые, калиевые и кальциевые алюмосиликаты, состав-

ляющие 60% верхней части земной коры, амфиболы и пироксены-17%, кварц – 12% и слюды – 3,8%.

Большинство других минералов присутствует в породах в незначительном количестве. Однако именно они имеют огромное значение для народного хозяйства. Добавочные (акцессорные) минералы оказывают большое влияние также на свойства горных пород.

Минералы встречаются в виде одиночных, хорошо образованных кристаллов и зерен, рассеянных в породе, поликристаллических плотных и землистых масс, натеков, налетов, корочек и желваков. Некоторые кристаллы, такие как кварц, полевой шпат и сподумен, могут быть очень больших размеров, однако большинство минералов встречается в виде мелких кристаллов.

Минералы имеют свою пространственную решетку, соответствующую закону распределения вещества внутри кристалла. Известно семь типов (сингоний) кристаллических решеток, характеризуемых отношениями размеров кристаллических осей между узлами решетки.

В состав минералов входят все стабильные и долгоживущие изотопы элементов периодической системы, кроме инертных газов (гелий и аргон могут накапливаться в структурных каналах и полостях кристаллических решеток как радиогенные продукты или вследствие захвата из атмосферы).

Примеси могут входить в минерал не только изоморфно, но и путем сорбции, а также в виде механических минеральных или газовожидких микровключений.

Большинство минералов являются соединениями переменного состава, т.е. членами изоморфных рядов: дву-, трех- и многокомпо-

нентных. Эти ряды (серии) определяют границы вариаций состава минералов, а тем самым и колебания их физических свойств: плотности, твердости, оптических, магнитных и других параметров элементарной ячейки, температуры плавления и т.д.

**Физические свойства**. Наблюдаемые у реальных минералов колебания физических свойств вызваны явлениями микронеоднородности и изоморфизма, структурными дефектами, различной степенью упорядоченности и др.

К физическим свойствам относятся: плотность, механические, оптические, магнитные, электрические, термические свойства, радиоактивность и т.д.

**По плотности** минералы подразделяют на легкие (до 2500 кг/м$^3$), средние (2500 – 4000 кг/м$^3$), тяжелые (4000 – 8000 кг/м$^3$), и весьма тяжелые (более 8000 кг/м$^3$).

**Механические свойства** включают твердость минералов, упругость, излом, спайность и отдельность.

Различают хрупкие минералы (большинство) и ковкие (некоторые самородные металлы и сульфиды), а среди листоватых и чешуйчатых минералов – гибкие упругие (слюды) и неупругие (хлориты, урановые слюдки), а также негибкие (хрупкие слюды).

Волокнистые минералы бывают ломкими и гибкими ( хризотол - асбест). Излом – важное диагностическое свойство минералов, характеризует поверхность обломков, на которые он раскалывается ( не по спайности) при ударе.

Оптические свойства минералов включают цвет, блеск, степень прозрачности, светопреломление и отражение и др.

**Условия нахождения и образования.** По распространенности в природе все минералы разделяют на **главные** породо- и рудообразующие, второстепенные, **акцессорные минералы**, редко встречающиеся (не образующие больших скоплений) и весьма редкие (известные в виде единичных находок).

Изучением условий и процессов образования и изменения минералов занимается генетическая минералогия.

Попытки систематизировать минералы предпринимались еще в античном мире. Во 2-й половине 19-го - начале 20-го веков исключительное распространение получили химические классификации (труды П. Грота, В.И. Вернадского, П. Ниггли и др.). Большую роль играют кристаллохимические классификации, в которых за основу приняты в равной мере химический состав и кристаллическая структура.

Основными группами классификации по химическому составу являются:

– самородные химические элементы (золото, серебро, медь);

– сульфиды (киноварь – $HgS$, пирит – $FeS_2$ );

– оксиды (корунд – $Al_2O_3$, кварц – $SiO_2$, гематит – $Fe_2O_3$);

– силикаты (тальк, мусковит, полевые шпаты);

– соли кислородосодержащих кислот (барит – $BaSO_4$, кальцит– $CaCO_3$ и др.);

– галогеносодержащие соединения (галит – $HaCl$).

**Самородные элементы – минералы**, выделяющиеся по размерам среди других частичек в россыпи, нередко содержат включения других минералов. Окатанность самородных минералов сравнительно плохая.

**Сульфиды** – природные серосодержащие соединения, широко распространены в природе, встречаются в нефтях.

**Оксиды** – минералы, представляющие соединения с кислородом. Многие оксиды и гидроксиды являются важными полезными ископаемыми (руды железа, алюминия, хрома, марганца, олова и др.).

**Силикатные минералы** – солеобразные химические соединения, содержащие кремнезем.

**Сульфаты и карбонаты** – образуются в условиях повышенных концентраций кислорода и при относительно низких температурах, т.е. в верхних слоях земной поверхности.

**Галогенные соединения** – образуются в результате выпадения в осадок минеральных солей из соляных растворов в природных водоемах различного типа (морях, лагунах, соленых озерах). Легко растворяются в воде, кристаллизуются из морской воды. Главные типы месторождений: залежи каменной и калийной солей, самоосадочная соль, соляные источники.

**Горная порода** – это природное образование, агрегат минералов более или менее постоянного состава, слагающий самостоятельные геологические тела. Если минерал – химическое соединение элементов, то горная порода – механическое соединение минералов. Горная порода может состоять из кристаллических, аморфных, жидких и газообразных минералов.

Состав, строение, структура, текстура и условия залегания горных пород находятся в причинной зависимости от формирующих их геологических процессов, происходящих в определенных физико-химических условиях. Горные породы могут слагаться как одним минералом, так и их комплексом.

Свойства пород в первую очередь зависят от их минерального состава и макростроения (структурно-текстурных признаков). Содержание в породе различных минералов, выраженное в процентах, называется ее количественным минеральным составом и является одним из основных определяющих ее признаков.

В зависимости от характера связей отдельных зерен различают следующие **типы пород**:

- рыхлые (раздельно-зернистые) – механические смеси различных минералов или зерен одного минерала, не связанных между собой, например песок, гравий, галечник;
- связные (глинистые) с водно-коллоидными связями частиц между собой; например глины, суглинки, бокситы. Их отличительной особенностью является высокая пластичность при насыщении водой;
- твердые (скальные и полускальные) – породы с жесткой, упругой связью между частицами минералов (песчаники, граниты, диабазы, гнейсы). Связи между минеральными зернами скальных пород наиболее прочны.

Важнейшими признаками строения пород являются их структура и текстура.

**Структура:**

- кристаллическая (грубо- и крупнозернистая). Порода целиком состоит из кристаллических зерен. Размер зерен 0,5-5 мм;
- среднезернистая. Размер зерен до 0,5 мм;
- мелкозернистая. Размер зерен менее 0,25 мм;
- афанитовая. Зерна различимы лишь в лупу;

– скрытокристаллическая. Кристаллы не видны даже при увеличении;
– стекловатая. Сплошная стекловатая масса;
– порфировая. В общую стекловатую или кристаллическую массу вкраплены крупные зерна;
– обломочная. Породы сцементированы из обломков.

**Текстура:**

– массивная. Частицы породы не ориентированы, плотно прилегают друг к другу;
– пористая. Частицы не плотно прилегают друг к другу, образуя большое число микропустот;
– слоистая. Частицы чередуются, образуя слои и напластования.

Название породы обычно дает общее представление о ее минеральном составе и строении. Например, гранит – это порода, состоящая из полевого шпата (около 60 %), слюды (5 – 10 %), и кварца (25 –30 %).

Горная порода, состоящая из минерала кальцита, называется известняком, порода, состоящая из доломита - доломитом, а порода смешанного состава при количественном преобладании кальцита – доломитизированным известняком.

Между отдельными видами пород обычно нет резких границ. Судить о свойствах пород, основываясь лишь на их названии, можно только весьма приближенно. Только изучение минерального состава и строения конкретных пород дает возможность прогнозировать их физико-технические характеристики.

**По происхождению** горные породы делят на три класса:

– осадочные;

– магматические;

– метаморфические.

**Осадочные** – породы, возникшие путем отложения (механического, химического или органического) продуктов разрушения магматических и метаморфических пород (известняки, песчаники, трепела, ископаемые угли, осадочные железные руды и др.)

**Магматические** породы (гранит, сиенит, дунит, габбро, базальт, диорит) по содержанию кремнезема ($SiO_2$) условно подразделяются на кислые (> 65 %), средние (52 – 62 %), основные (52 – 40 %) и ультраосновные (< 40 %).

**Метаморфические** – породы, возникшие в результате геологических преобразований магматических или осадочных пород под воздействием высоких давлений, температур и горячих газоводяных растворов (кварцит, кристаллические сланцы, гнейсы, мрамор).

Строение горных пород отражает условия их образования. В магматических породах крупность кристаллов, их форма, наличие или отсутствие стекловатой массы обусловлено давлением и скоростью затвердевания магмы. В осадочных породах условия накопления осадков и дальнейшие изменения определяют скорость, пористость пород, способ цементации обломочного материала и т.п. В метаморфических породах температура и состав горячих растворов, давление, его характер и длительность воздействия определяют степень метаморфизации пород, их перекристаллизацию и, следовательно, строение (сланцеватость, пористость, зернистость).

В магматических породах практически отсутствует слоистость, в то время как в осадочных толщах слоистость является одним из основных признаков строения.

Отличительной особенностью горных пород является их многоагрегатность. Поры и трещины пород в естественных условиях обычно заполнены газами, жидкостью или инородными породами, что предопределяет изменение физических характеристик породы в широких пределах.

## 2.2 Физико-химические свойства горных пород

**Пористостью** называется совокупность пор и трещин в единице объема породы, заполненных или не заполненных жидкой или газообразной фазой [4].

Поры в горных породах по происхождению делятся на первичные, формирующиеся при образовании пород, и вторичные, появившиеся в результате различных процессов метаморфизма, выщелачивания, перекристаллизации и т.п.

Следует также выделить **мегапоры** – отдельные пустоты больших размеров, встречающиеся в горном массиве. Они представлены кавернами выщелачивания и карстовыми пещерами. По форме поры могут быть щелевидными, каналовидными, межзеренные, пузырчатые, ячеистые, ветвистые, линзообразные и др. Форма пор определяет в основном анизотропию пород.

Поровый объем оценивается относительным объемом всех пор, пустот и трещин, заключенных в массиве между минеральными частичками. Он выражается в долях от единицы или в процентах и называется общей пористостью породы:

$$P=V_п/V_0+V_п, \qquad (2.1)$$

где $V_п$ – общий объем пор;

$V_0$ – объем минерального скелета.

Отношение объема пор ($V_п$) к объему минерального скелета ($V_0$) породы называется коэффициентом пористости $К_п$.

$$К_п = V_п / V_0. \qquad (2.2)$$

Пористость можно выразить через коэффициент пористости:

$$P = \frac{К_п}{1 + К_н}. \qquad (2.3)$$

Часть пор может соединяться с внешней средой и между собой, образуя сплошные извилистые каналы. Объем таких пор, отнесенный к общему объему породы, называется открытой (эффективной) пористостью.

Эффективная пористость определяет режим движения в породе жидкостей и газов, поэтому ее величина играет важную роль при расчетах фильтрации и дегазации пород.

**Плотность** – масса единицы объема твердой фазы (минерального скелета). Плотность породы ($\rho_0$) зависит от химического состава и структуры. Она определяется плотностью слагающих минералов $\rho_{oi}$ и может быть рассчитана по формуле

$$\rho_0 = \sum_{i=1}^{n} \rho_{oi} \cdot V_i, \qquad (2.4)$$

где $n$ – количество минералов, слагающих породу;
$V_i$ – доля объема, занимаемого каждым минералом.

Масса единицы объема породы в ее естественном состоянии отличается от массы той же единицы объема, заполненного только

твердой фазой породы; такое отличие обусловлено в первую очередь пористостью породы.

Поэтому в горном деле наряду с плотность пользуются понятием объемной плотности $\rho$. Объемной плотностью называется масса единицы объема породы при данной пористости в ее естественном состоянии. Плотность пород всегда больше их объемной плотности.

Связь между объемной плотностью и плотностью выражается через пористость:

$$\rho = \rho_0(1 - P);\ \rho_0 = P(1 + K_п), \qquad (2.5)$$

где $P$ – пористость в долях единицы.

Вес единицы объема твердой фазы породы называется удельным весом $\gamma_0$ породы, а вес единицы объема породы в естественном состоянии – объемным весом $\gamma$. Удельный вес породы и ее плотность связаны соотношением.

$$\gamma_0 = g \cdot \rho_0, \qquad (2.6)$$

где $g$ – ускорение силы тяжести.

На практике иногда пользуются коэффициентом плотности $К_{пл}$ – отношением объемного веса пород к удельному весу (или отношением соответствующих плотностей), характеризующих степень заполнения объема горной породы минеральным веществом:

$$К_{пл} = \frac{\gamma}{\gamma_0} = 1 - p. \qquad (2.7)$$

**Влажность горных пород** – количество воды, содержащейся в данный момент в породе, выраженное в процентах или долях единицы веса абсолютно сухой породы. Если влажность определена по естественным образцам породы, её называют естественной. Различают влагу горных пород:

а) абсолютную – выраженную по отношению к весу абсолютно сухой породы (высушенной при температуре 105 – $110^0$ С);

б) весовую – отношение веса воды к весу абсолютно сухого образца породы, выраженное в процентах или долях единицы;

в) естественную – содержание воды в породах в условиях естественного залегания, зависимое от условий залегания и физических свойств пород, а также от водного и теплового режима земной коры в данном районе;

г) объемную – отношение объема воды в породе к объему всей породы, выраженную в процентах или долях единицы;

д) относительную – отношение объема воды в породе к объему всей породы, выраженное в процентах;

е) полную – отношение веса воды в объеме всех пор к весу скелета породы;

ж) приведенную – отношение объема воды к объему скелета породы.

В пористых и трещиноватых породах всегда имеется то или иное количество воды. По виду связи воды с породами выделяют химически связанную, физически связанную и свободную воду.

**Химически связанная вода** наряду с другими молекулами и ионами входит в состав кристаллической решетки минералов; удаление такой воды приводит к разрушению минералов, превращению

его в другое, безводное соединение. Вода, находящаяся в кристаллической решетке в виде молекул, называется **кристаллизационной.** Кристаллизационная вода, как правило, удаляется при температуре 200-600$^0$С.

В воду, образующуюся при нагреве из входящих в кристаллическую решетку гидроксильных ионов ($OH^-$ и $H^+$), называют конституционной; температура её выделения до 1300$^0$ С.

Наличие в породе химически связанной воды проявляется только при её нагревании; она обуславливает изменение свойств породы при высоких температурах.

**Физически связанная вода** тесно соединена молекулярными силами притяжения с твердыми частицами породы, обволакивая их в виде пленки. Ее количество зависит от смачиваемости пород. Смачиваемость – способность горной породы покрываться пленкой жидкости. Смачиваемость пород обуславливается их способностью концентрировать (адсорбировать) на своей поверхности молекулы жидкости за счет электростатического притяжения.

Физически связанная вода не перемещается в породах, имеет высокую плотность (до 1,74 г/см$^3$), низкую температуру замерзания (-78$^0$ С), низкие теплоемкость, диэлектрическую проницаемость, электропроводность и не является растворителем. Она удаляется из породы только нагреванием до температуры 110$^0$С. Поэтому наличие такой воды значительно изменяет физические свойства пород.

**Молекулярная (или пленочная) влагоемкость** $\omega_м$ – количество воды, удерживаемой силами молекулярного притяжения на поверхности частиц породы:

$$\omega_м = \frac{G_м - G_с}{G_с}, \qquad (2.8)$$

где $G_м$ – вес влажного образца породы;

$G_с$ – вес образца породы, высушенного при температуре 105 – $110^0$ С.

Свободная вода в породах может находиться в виде капиллярной воды, удерживаемой в мелких порах силами капиллярного поднятия, и в виде гравитационной воды, заполняющей крупные поры и передвигающейся в породах под действием сил тяжести или напора.

Максимальное количество связанной, капиллярной и гравитационной воды, которое способна вместить порода, характеризуется ее полной влагоемкостью:

весовой

$$\omega_п = \frac{G_п - G_с}{G_с}; \qquad (2.9)$$

объемной

$$\omega'_п = \frac{V_ж}{V_п}, \qquad (2.10)$$

где $G_п$ – вес породы, максимально насыщенной жидкостью;

$V_ж$ – объем жидкости, заполняющей породу;

$V_п$ – объем породы.

Для характеристики породы в естественном состоянии пользуются параметром естественной влажности $\omega_е$, равному количеству воды, содержащейся в породах в природных условиях. Коэффициент водонасыщения указывает на степень насыщения породы водой в природных условиях:

$$К_{вн} = \frac{\omega_е}{\omega_п}. \qquad (2.11)$$

Из максимально увлажненной породы извлечь механическими средствами всю воду невозможно.

В некоторых породах, содержащих в основном физически связанную воду, при сотрясании связанная вода превращается в свободную (явление тиксотропии).

**Газоносность пород (угля).** В породах (углях) газ (как правило метан или углекислый газ) находится, как минимум, в двух состояниях: в виде свободного и сорбированного (связанного) газа.

На современных глубинах горных работ давление газа в специально оборудованных скважинах достигает 130 атм. и основное количество метана находится в сорбированном состоянии. Различают три формы связи газа с твердым веществом: **адсорбцию** (связывание молекул газа на поверхности твердого вещества под действием сил молекулярного притяжения), **абсорбцию** (проникновение молекул газа в вещество без химического взаимодействия и образование «твердого раствора») и **хемосорбцию** (химическое соединение молекул газа и твердого вещества). Основное количество сорбированного породами газа находится в адсорбированном состоянии. С повышением давления газа количество сорбированного газа увеличивается, с повышением температуры – уменьшается.

**Метаноносностью** называется количество метана, содержащегося в природных условиях в единице веса или в единице объема угля или породы. Имеет размерность $м^3$/т или $м^3$/ $м^3$.

**Метаноемкостью** называется количество газа в свободном и сорбированном состоянии, которое может поглотить единица веса

или единица объема угля (породы) при данном давлении и температуре.

Основными факторами, определяющими метаноносность угольных отложений, являются степень метаморфизма угля, сорбционная способность, пористость и газопроницаемость отложений, влажность, геологическая история месторождения, глубина залегания, гидрогеология и угленасыщенность месторождения.

## 2.3 Технологические свойства горных пород

**Крепость** горной породы, т.е. сопротивляемость ее разрушению при любом виде приложения нагрузки, оценивается величиной коэффициента крепости $f$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова. Этот параметр определяется методом толчения или методом дробления. Значение коэффициента крепости горных пород в подавляющем большинстве литературных источников определяется делением величины предела прочности при сжатии $\sigma_{сж}$ на 100.

**Буримость** горных пород – сопротивляемость разрушению в процессе бурения. Оценивается скоростью бурения (проходка в единицу времени), временем и энергоемкостью бурения единицы длины ствола скважины или шпура при стандартных условиях проведения опыта для каждого типа буровой машины. Буримость ухудшается с увеличением плотности, прочности, вязкости, твердости, абразивности и зависит также от минерального состава, строения пород и термодинамических условий, в которых они находятся. Буримость учитывается при нормировании труда рабочих, оценке производительности бурения, выборе породоразрушающего инструмента, плани-

ровании организации буровых работ в конкретных горногеологических условиях.

**Взрываемость** – сопротивляемость горной породы разрушению под действием взрыва заряда взрывчатого вещества (ВВ). Характеризуется количеством эталонного ВВ (удельным расходом ВВ), а также количеством энергии ВВ (удельной затратой энергии ВВ), необходимых для образования прямоугольной воронки взрыва при глубине заложения заряда в 1м в шпуре диаметром 40 мм, расположенном под углом в 45° к горизонтальной свободной поверхности.

Другой способ оценки взрываемости - определение максимальной линии наименьшего сопротивления (л.н.с.), при которой взрыв заряда эталонного ВВ еще производит отрыв породы от массива при неизменной длине заряда, параллельного боковой поверхности уступа. При этом способе взрываемость характеризуется безразмерной величиной, выражающей отношение максимальной л.н.с, к диаметру шпура и объему ВВ в шпуре.

Взрываемость также оценивают удельным расходом эталонного ВВ (аммонит № 6ЖВ) в граммах, необходимых для дробления 1м$^3$ монолитной породы в виде куба, имеющего шесть открытых поверхностей (свободно подвешенное состояние), до кусков с размером 0,25м при размещении заряда в центре куба.

Взрываемость при массовых взрывах на карьерах оценивают по расчетному удельному расходу ВВ (кг/м$^3$), при котором достигается требуемая кусковатость взорванной горной массы.

Взрываемость зависит от прочности, вязкости, упругих и пластичных свойств, плотности горной породы, а также от зернистости, стойкости, кливажности.

Существует множество классификаций горной породы по взрываемости. Применительно к крупномасштабной отбойке скважинными зарядами ВВ массивы горной породы классифицируют по степени взрываемости на легко-, средне-, трудновзрываемые, весьма трудно взрываемые и исключительно трудновзрываемые. Оценка взрываемости используется для нормирования труда горнорабочих, проектирование взрывов, расчета, расхода ВВ, технологии взрывания.

**Трещиноватость** – явление разделения горных пород земной коры трещинами различной протяжённости, формы и пространственной ориентировки. По происхождению трещиноватость разделяется на нетектоническую, тектоническую и планетарную. Нетектоническая трещиноватость – следствие растрескивания горных пород в процессе охлаждения (для магматических пород), уплотнения, дегидратации, развития экзогенных процессов (гравитационного оползания, резких колебаний температуры), ведения горных работ («технологическая» трещиноватость) и т.п.

Тектоническая трещиноватость развивается в связи с напряжениями, возникающими в горных породах под влиянием глубинных тектонических сил. Выделяются трещины отрыва и трещины скалывания, которые образуют системы, закономерно ориентированные по отношению к крупным тектоническим структурам; в связи с развитием последних происходит растрескивание горных пород. При планетарной трещиноватости. напряжения в земной коре возникают под действием планетарных явлений (например изменения частоты вращения и формы Земли, «твёрдых приливов» и т. п.).

Трещиноватость в зависимости от методов измерения характе-

ризуется: размером отдельности горных пород; интенсивностью (суммарной шириной раскрытия трещин на единицу длины скважины, мм/м); удельным водопоглощением (поглощением воды массивом на единицу длины скважины и единицу гидростатического напора в единицу времени, л/с·м$^2$); реометрической проницаемостью (падением давления воздуха при его растекании в скважине на единицу длины в единицу времени, Па/м·с) и др. параметрами.

Укрупнённая оценка трещиноватости дается с помощью диаграмм трещиноватости, отражающих преимущественно ориентацию систем трещин, среднее их раскрытие, шероховатость и др.

Явление трещиноватости имеет как положительные, так и отрицательные практические следствия. Рассечение горных пород трещинами способствует проницаемости земной коры для глубинных растворов (флюидов), несущих рудные компоненты, которые, откладываясь в трещинах, формируют месторождения полезных ископаемых. Глубинные горизонты трещиноватых пород могут быть коллекторами пресной воды, нефти и газа. Трещиноватость обеспечивает хорошее дробление горных пород при отбойке, способствует применению экономичных систем разработки с самообрушением руды. Трещиноватые породы лишены склонности к динамичным проявлениям горного давления. Отрицательное влияние трещиноватости состоит в понижении устойчивости массивов горных пород.

Прочностные характеристики массива трещиноватых горных пород повышают цементацией, силикатизацией, битумизацией и смолоинъекционным упрочнением.

Для расчета технологических процессов необходимо иметь следующие данные:

– тип сети трещин (системная, непрерывная или прерывная, хаотическая, полигонная);

– углы падения и азимуты главных систем трещин;

– протяженность, раскрытие и расстояние между трещинами в системах;

– характер и степень заполнения трещин;

– общий объем (в %) пустот трещин;

– размер отдельностей (блоков) в массиве.

**Прочность** – свойство горных пород в определённых условиях, не разрушаясь, воспринимать воздействия механических нагрузок, температурных, магнитных, электрических и др. полей, неравномерное протекание физико-химических процессов в разных частях горных пород и др. Применительно к горным породам, когда имеют место сложные процессы механического разрушения (зарубка, отбойка, бурение и т. д.), чаще используется технологический термин «крепость горных пород».

Различают прочность: теоретическую – вычисленную на основе учёта сил межатомного сцепления (она равна приблизительно 1/6 модуля продольной упругости); статическую – свойство горных пород воспринимать коротковременную нагрузку, приложенную с постоянной скоростью; динамическую – свойство воспринимать, не разрушаясь, динамическую нагрузку; длительную – прочность горных пород, находящихся длительное время под нагрузкой; остаточную – уровень сохранившейся несущей способности разрушенной горной породы, равный соответствующим минимальным напряжениям при данной величине деформации, который порода вы-

держивает без дальнейшего деформирования и разрушения; электрическую – определяемую значениями напряжения пробоя.

Показателями, характеризующими прочность горных пород для различных случаев, являются: пределы прочности пород на сжатие $\sigma_{сж}$, растяжение $\sigma_р$, сдвиг $\tau_{сдв}$, изгиб $\tau_{изг}$, а также текучести $\sigma_{тек}$, ползучести $\sigma_{полз}$ и др.

Теория прочности разрабатывалась многими выдающимися учёными, среди которых были Галилей, Сен-Венан, Кулон, Максвелл, Мор, Риттингер и др. В расчётах распространение получила теория прочности А.А. Гриффитса, согласно которой

$$\sigma_р = \sqrt{\frac{2E\alpha'}{\pi a.}}; \quad \sigma_{сж} = 8\sqrt{\frac{2E\alpha'}{\pi a}}, \qquad (2.12)$$

где $\alpha'$ – удельное поверхностное натяжение породы;
a – половина длины наибольшей трещины,
E – модуль Юнга.

Для большинства пород $\sigma_р$ не превышают 20 МПа и составляют примерно (0,1 – 0,02) $\sigma_{сж}$. Пределы прочности пород при сдвиге, изгибе и др. видах деформаций всегда меньше $\sigma_{сж}$ и больше $\sigma_р$, но более близки к последнему. Из породообразующих минералов наибольшей прочностью обладает кварц. У него $\sigma_{сж}$ превышает 500 МПа, у полевых шпатов, пироксенов, авгита, роговой обманки, оливина и др. железисто-магнезиальных минералов – 200 – 500 МПа, у кальцита $\sigma_{сж}$ около 20 МПа.

В поликристаллических горных породах прочность в основном определяется силами взаимного сцепления непосредственно соприкасающихся между собой зёрен и в первую очередь зависит от их проч-

ности, а также строения. Наибольшие значения предела прочности при сжатии имеют плотные мелкозернистые кварциты и нефриты (500 – 600 МПа). Значительной прочностью (более 350 МПа) обладают плотные мелкозернистые граниты, несколько меньшей – габбро, диабазы и крупнозернистые граниты. Прочность углей при сжатии изменяется в зависимости от степени их метаморфизма и зольности от 1 МПа (коксовые угли) до 35 МПа (антрациты).

Для инженерных расчетов следует иметь в виду, что предел прочности массива значительно (в десятки, иногда сотни раз) меньше установленных пределов на образцах в лаборатории из-за наличия различных макронарушений.

**Твердость горных пород** – свойство горных пород оказывать сопротивление внедрению в них других тел при сосредоточенном контактном силовом воздействии. Твердость – характеристика горных пород, отражающая их прочность. В зависимости от предназначения величина твердости определяется различными методами. При использовании метода царапания по поверхности горных пород перемещают острый алмазный наконечник или эталонный минерал. В качестве меры твердости принимают величину усилия, с которым протягивается наконечник, ширину и объем царапины. В методах сверления твердость определяют по показателям взаимодействия сверла и породы. Меры твердости в этом случае характеризуются объемной работой разрушения, величиной крутящего момента и др. По методу Ф. Пфаффа и Т.А. Джаггара используют алмазные наконечники, по методу А.М. Янчура и А.М. Кульбачного – резцы, армированные твердыми сплавами.

Распространено также определение твердости по высоте отскока бойка с алмазным наконечником, сбрасываемого на поверхность горных пород с фиксированной высоты (метод А.Ф. Шора). В современной практике широко используют методы вдавливания инденторов в исследуемый образец. При этом твердость определяют методами Ю. Бринелля, С. Роквелла и др., апробированными в металловедении.

В горном деле практическое применение имеет показатель твердости, определяемый по методу Л.А. Шрейнера путем выкола лунки в шлифованной поверхности породы под действием нагрузки, приложенной к штампу с плоским круглым основанием. Численное значение твердости представляет отношение максимальной силы, действующей на штамп в момент выкола лунки, к площади контактной поверхности. Аналогичным путем определяют контактную прочность по методу Л.И. Барона и Л.Б. Глатмана. Отличие заключается в том, что индентор вдавливают в естественную поверхность породы. Установлено, что контактная прочность на 30 % меньше твердости по Л.А. Шрейнеру, которая в свою очередь в 5 – 20 раз превышает прочность породы при одноосном сжатии.

Показатели твердости используют при проектировании средств механизации горных работ, оптимизации режимов эксплуатации породоразрушающих органов, обосновании нормативов производительности различных конструкций инструментов.

**Абразивность** – способность горных пород изнашивать контактирующие с ними твердые тела (детали горных машин, инструменты и т.п.). Обусловлена в основном прочностью, размерами и формой минеральных зерен, слагающих породу. Абразивность оце-

нивают по степени износа штифтов, стержней, металлических колец, которые трутся о поверхность пород и при сверлении или резании, а также по степени истирания пород абразивными материалами. Показатель абразивности (по методике Л.И. Барона и А.В. Кузнецова) определяют как суммарную потерю массы (в мг) вращающегося (с частотой 400 об/мин) стандартного стержня из незакаленной стали за счет истирания его торца, прижатого к породе, при осевой нагрузке 150 Н за время испытания (10 мин). Например, показатель абразивности составляет для мрамора 400-500 мг, известняка – 800 – 900 мг, гранита – 1000 – 2000 мг, кварцита – 2100 – 2500 мг. Для малоабразивных пород (до 5 мг), например угля, показатель абразивности определяют путем истирания стандартного эталона (при постоянном давлении на контакте) о раздробленную навеску породы. Горные породы в зависимости от их абразивности разделены на 8 классов (по Л.И. Барону и А.В. Кузнецову). Наиболее абразивны корундсодержащие породы, порфирит, диорит, гранит. Абразивность влияет на эффективность бурения, резания, скалывания, черпания горных пород.

**Анизотропия** – различие значений свойств ( деформационных, электрических, тепловых, магнитных, оптических и др.) горных пород по разным направлениям. Анизотропия минералов и горных пород связана с микрослоистостью, упорядоченной ориентировкой зерен и кристаллов и микротрещиноватостью. Анизотропия массивов горных пород определяется упорядоченным залеганием больших структурных элементов, разделенных тектоническими разрывами, слоистостью или упорядоченной макротрещиноватостью. При ведении горных работ, выборе способов разрушения наибольшее значе-

ние имеет анизотропия деформационных свойств, определяемая как отношение пределов прочности ( или модулей деформации) при сжатии и растяжении образцов перпендикулярно и параллельно напластованию. Например, отношение модулей деформации для угля 1,22, песчаника 1,28, алевролита 1,61.

**Изотропность** – тождественность физических свойств в любых направлениях. Некоторые изотропные вещества (стекла, гранаты) под воздействием определенных факторов (температуры, давления и др.) становятся оптически анизотропными.

**Вязкость** – способность горных пород необратимо поглощать энергию в процессе их деформирования. Вязкость обусловлена пластичной деформацией и неупругостью горных пород. При пластичной деформации вязкость количественно определяется как отношение величины касательных напяжений , возникающих в сдвигаемом слое, к скорости пластического течения и изменяется от $10^{13}$ до $10^{20}$ Па·с. Величина вязкости, связанная с неупругостью (упругое последействие, термоупругий эффект, упругий гистерезис) горных пород, пропорциональна коэффициенту механических потерь (декременту затухания), значения которого колеблются от $10^{-1}$ до $10^{-3}$.

При разрушении вязкость оценивается как работа деформирования горных пород, отнесенная к единице площади образца. Определяется по результатам ударных испытаний образцов на копре (ударная вязкость). Может быть рассчитана как произведение коэффициента пластичности на предел прочности горных пород. На практике определяют коэффициент относительной вязкости (специальными отрывниками заделываемыми в испытуемый массив) как отношение усилия, требуемого для отделения некоторой части горных

пород от массива, к величине усилия, необходимого для отделения от массива известняка, принятого за эталон. Величина коэффициента изменяется от 0,5 до 3 (например, для мрамора 0,7; песчаника 1,2; гранита 1,3; кварцита 1,9; базальта 2,2). С увеличением вязкости возрастает поглощение упругих волн, уменьшаются ползучесть и пучение пород, возрастает энергоемкость процесса дробления и измельчения пород при переработке полезных ископаемых и взрывных работах.

**Набухание породы** – увеличение объема породы при впитывании ею воды. Величина его зависит от дисперсности минерального состава тонкодисперсной части породы, химического состава воды и давления, под которым она находится. Наибольшей способностью набухания обладают монтмориллонитовые глины, наименьшей – каолинитовые.

Набухание характеризуется коэффициентом набухания.
$k_н$ равным отношению объема набухшей породы $V_н$ к ее первоначальному объему $V_о$, т.е.

$$k_н = \frac{V_н}{V_о} \geq 1. \qquad (2.13)$$

Набухание горных пород вызывает деформацию выработок, разрушение крепи, сдвижения рельсовых путей и т.п.

**Усадка** – способность породы уменьшать свой объем под влиянием процессов испарения.

**Липкость** – способность горной породы (горной массы) при соприкосновении прилипать к поверхности твёрдого материала. Липкость характеризует адгезионную активность связной горной породы при взаимодействии с поверхностью инородного твёрдого материала.

Липкость связных горных пород и горной массы обусловлена в основном капиллярными силами ($Л_к$), величина которых складывается из составляющей капиллярного давления ($Л_{кд}$) и поверхностного натяжения ($Л_{кн}$). Величина $Л_{кд}$ составляет примерно 5 – 10% от $Л_{кн}$. Зависимость липкости от влажности горной массы (W) близка к распределению Пуассона. Влажность горной массы, при которой она начинает прилипать (влажность начального прилипания, $W_{нп}$), примерно равна 10-15%; влажность горной массы, при которой липкость максимальна (влажность максимального прилипания, $W_{мп}$), соответствует влажности максимальной молекулярной влагоемкости. Влажность горной породы, выше которой она прекращает прилипать (влажность конечного прилипания, $W_{кп}$), изменяется от 40 до 60 %.

Способы определения липкости в массиве и в лабораторных условиях основаны на оценке силы отрыва (F) плоского штампа из заданного материала площадью (S) от связной горной породы или горной массы после их контактирования в течение заданного времени при определённом давлении. Липкость рассчитывают по формуле Л =F/S. Основные факторы, влияющие на величину липкости: влажность и дисперсность горной породы, материал штампа, время соприкосновения и давление взаимного прижатия штампа и породы. Липкость изменяется от нуля (сухая горная порода) до $2 – 3 \cdot 10^5$ Н/м$^2$ (монтмориллонитовые глины с влажностью, соответствующей максимальной молекулярной влагоёмности при взаимодействии со сталью). Для предотвращения налипания горной массы рабочие поверхности добычного и транспортного горного оборудования покрывают твёрдыми (на основе пластичных полимеров), жидкими (на основе нефтепродуктов) и порошкообразными гидрофобными веществами;

уменьшают влажность горной массы ниже влажности $W_{нп}$ (высушивание по всему объекту, поверхностное подсушивание агрегатных кусков, смешивание сухих и влажных разностей); реже повышают температуру рабочей поверхности оборудования выше 105 – 110°С. В период года с отрицательными температурами для предотвращения налипания, намерзания и смерзания горной массы при транспортировании щебня, гравия её предварительно перемораживают.

**Реологические свойства** – совокупность свойств, определяющих способность горных пород изменять во времени напряжённо-деформированное состояние в поле действия механических сил. К основным реологическим свойствам относятся: упругость, пластичность, прочность, вязкость, ползучесть, релаксация напряжений.

Реологические свойства характеризуют изменение (рост) во времени деформаций в горных породах при постоянном напряжении (явление ползучести) либо изменение (падение) напряжений при постоянной деформации (явление релаксации). Ползучесть и релаксация напряжений связаны с переходом упругих деформаций в пластические, необратимые.

Сложное реологическое поведение горных пород можно изучать экспериментально и теоретически. Экспериментально реологические свойства определяются испытанием горных пород или при постоянной нагрузке (простая ползучесть), или при постоянной деформации. Наибольшее распространение получили испытания при постоянной нагрузке, что связано со значительной простотой эксперимента по сравнению с испытаниями на релаксацию напряжений. Теоретический метод исследования заключается в установлении зависимости между действующими на горные породы напряжениями,

вызываемыми деформациями, и их изменениями во времени.

Проявление реологических свойств в значительной мере зависит от типа породы, влажности, трещиноватости, температуры, но решающим является уровень напряженного состояния. Реологические свойства и их параметры широко используются при исследовании механических процессов в массиве горных пород, в расчетах при оценке прочности и устойчивости горных выработок, бортов карьеров, скважин, целиков, горнотехнических сооружений и др.

**Пучение** – выдавливание породы в горную выработку, обусловленное действием горного давления. Пучение – проявление реологических свойств горных пород. Характеризуется увеличением объёма пород и вызывается их набуханием, выдавливанием из-под целиков и др. причинами.

Пучение вследствие набухаемости является результатом действия внутренних сил и растёт с увеличением влажности и содержанием в горных породах фракций тонких глинистых и коллоидных частиц. При выдавливании пород почвы из-под целиков, играющих роль штампов, пучение тем больше, чем слабее породы почв по сравнению с породами в боках и кровле выработки. При незначительной разнице прочностных свойств пород кровли, боков и почвы происходит их деформирование по всему периметру выработки. Характер и величина смещений пород в этом случае зависит от соотношения возникающих напряжений и прочности вмещающих пород. При напряжениях на контуре выработки, не превышающих предел длительной прочности окружающих пород, имеют место упруговязкие деформации. Если напряжения на контуре достигают величины, большей предела длительной прочности, но меньшей мгновенной проч-

ности породы, смещение пород является следствием упруговязких деформаций и увеличения объёма вследствие длительного разрушения. При превышении напряжений на породном контуре мгновенной прочности происходит разрушение горных пород вслед за проведением выработки.

При залегании в почве глинистых пород пучение в виде набухания встречается редко, а в виде выдавливания из-под штампов чаще. Набухание пород вызывает повышение их пластичных свойств. Для большинства месторождений полезных ископаемых характерно пучение вследствие общего изменения напряжённо- деформационного состояния массива пород.

Основные методы исследования пучения: аналитический, моделирование явления и натуральные наблюдения. Для расчета пучения существуют аналитические и экспериментально-аналитические методы, основанные на гипотезе выдавливания пород из-под штампов, на закономерностях статики предельных состояний грунтовых масс, на использовании методов теории пластичности и ползучести. В выработках, испытывающих влияние очистных работ, где пучение достигает 3 м и более, применяют вероятностно-статистические методы прогноза. Уменьшение вредного влияния пучения осуществляется снижением напряжений в массиве пород, а также их упрочнением.

**Ползучесть** – медленная непрерывная пластичная деформация горных пород под воздействием постоянной нагрузки или механического напряжения. Ползучесть в той или иной мере присуща всем твёрдым телам, как кристаллическим, так и аморфным, подвергнутым любому виду нагружений. Ползучесть имеет место при темпера-

турах от криогенных до близких к температуре плавления. Деформация и скорость ползучести при постоянной нагрузке увеличивается с ростом температуры. Ползучесть горных пород описывается кривой ползучести, которая представляет собой зависимость деформации от времени при постоянных температуре и нагрузке (напряжении).

**Хрупкость** – способность горных пород к разрушению без заметных пластических деформаций (не более 5 % от величины деформаций разрушения). Абсолютное большинство горных пород предрасположено к такому разрушению и поэтому относится к хрупким материалам.

Хрупкость определяется их минеральным составом, структурно-текстурными характеристиками и внешними условиями разрушения: температурой, скоростью приложения нагрузки, её видом (растягивающая; сжимающая, сдвиговая) и т. д. Изменение даже одного из параметров существенно меняет характер разрушения породы, например при повышении температуры или снижении скорости приложения нагрузки хрупкое разрушение горных пород может перейти в вязкое.

Для количественной оценки хрупкости предложено много различных показателей. На практике наиболее часто применяются два показателя, получившие название коэффициента хрупкости: $к_{хр}$ равный отношению $\sigma_{сж}/\sigma_р$ и $к''_{хр}$, равный отношению удельной энергии упругого деформирования породы к удельной энергии её разрушения при одноосном сжатии. Более полно с физической точки зрения характеризует хрупкость породы $к''_{хр}$, т. к. базируется на комплексе физических свойств (прочностных, упругих, пластических), напрямую

связанных с процессом разрушения. Идеально пластичные и хрупкие породы имеют соответственно $к''_{хр} = 0$ и $к''_{хр} = 1{,}0$. У реальных пород $к''_{хр} = 0{,}05 – 0{,}6$ (например у мрамора 0,067; роговика 0,19; джеспилита 0,5). Как правило, более высокие значения $к''_{хр}$ имеют породы с большими $\sigma_{сж}$ и модулями Юнга. Более объективно оценивать предрасположенность горных пород к хрупкому разрушению в процессах горного производства позволяет $к''_{хр}$ (бурение, дробление, взрывание, управление горным давлением, прогнозирование горных ударов и выбросов).

**Экскавация** – технологический процесс отделения горной массы (горных пород или полезных ископаемых) от массива или навала, осуществляемый путём внедрения в него исполнительного (рабочего) органа машины, который при этом наполняется экскавируемой породой. Осуществляется экскаваторами, бульдозерами, скреперами, погрузчиками карьерными.

Экскавация применяется при подземной и открытой добыче полезных ископаемых во всех отраслях горнодобывающей промышленности, при производстве земляных работ в строительстве, гидромелиорации, при сооружении каналов и плотин и др. Эффективность экскавации зависит от физико-механических свойств пород, типа применяемой выемочной машины или рабочего органа и технологией параметров забоя. Экскавация мягких и плотных горных пород осуществляется без предварительного рыхления. Процесс протекает равномерно и сопровождается образованием «сливной стружки» при постоянном усилии копания. Массивы полускальных пород чаще подвергают предварительному рыхлению «на встряхивание». Про-

цесс экскавации этих пород характеризуется сколом кусков разнообразной формы по наиболее ослабленным поверхностям; разрушение и отделение кусков от массива происходит с некоторым опережением рабочего органа. Экскавация скальных пород осуществляется только после их предварительного рыхления взрывным способом. Основным показателем, характеризующим процесс экскавации является удельное сопротивление копанию, на величину которого влияют физико-механические характеристики горных пород (грунтов), тип применяемой землеройной машины, конструкция и параметры рабочего органа и порядок отработки забоя.

Конкретные условия экскавации (свойства пород, конструкция данной модели, способ отработки забоя) оказывают влияние на производительность экскаватора и характеризуются коэффициентом экскавации ($К_э$) и коэффициентом забоя. Коэффициент экскавации представляет собой отношение коэффициента наполнения ковша экскаватора к коэффициенту разрыхления породы в ковше. Для одноковшовых экскаваторов $К_э$=0,55 – 0,8, для роторных $К_э$ = 0,65 – 0,9, для цепных $К_э$= 0,8 – 1,35. Фактические значения $К_э$ зависят от свойств пород, вместимости ковша, кусковатости взорванной горной массы, способа отработки. При экскавации мягких и плотных горных пород одноковшовыми экскаваторами применяется торцовый забой при сквозной заходке; экскавация роторными экскаваторами производится вертикальными или горизонтальными стружками и комбинированным способом. Выбор типа экскавационного оборудования и эффективность его использования зависят от свойств пород, типа месторождения, производительности машин, способа выемки, размеров карьера, климатических условий и др. факторов. Для экскавации мяг-

ких и плотных пород могут применяться практически все типы экскавационного оборудования. Для экскавации взорванных скальных пород – бульдозеры, погрузчики, одноковшовые экскаваторы, драглайны и погрузочные машины непрерывного действия.

Совершенствование процесса экскавации заключается в применении нетрадиционных способов разрушения горных пород (лазерными установками, термомеханическими и другими комбинированными рабочими органами), более широкого использования при экскавации сил гравитации и др.

**Добываемость** – горно-технологическое свойство горных пород, характеризующее относительную трудность их разрушения, отделения от массива и перемещения от забоя до пункта приема в процессе разработки полезных ископаемых. Добываемость определяется межмолекулярными связями в горных породах, трещиноватостью и гидрогазодинамическим состоянием пород, геологическим строением разрабатываемого массива и глубиной залегания горных пород.

Добываемость ранее понималась преимущественно как крепость горных пород, что правомерно при ударном бурении шпуров и относительно небольших объемах разрушаемых пород. Добываемость в современном понимании оценивает породу в ее естественном состоянии с учетом последующих изменений после выполнения всех производственных процессов разработки. Оценивают добываемость удельными затратами энергии на разработку 1м$^3$ породы или, что целесообразнее на практике, с помощью относительного показателя $П_д$, зависящего от физико-технических параметров и состояния породы, технологических условий выполнения производственных процессов.

Для открытых горных работ $П_д$ определяется по формуле

$$П_{д}=\frac{1}{4}\left(П_{б}+П_{в}+П_{э}+П_{т}\right), \qquad (2.14)$$

где $П_{б}$, $П_{в}$, $П_{э}$, $П_{т}$ – соответственно относительные показатели трудности бурения, взрывания, экскавации и транспортирования горных пород в заданных условиях.

Численно показатели $П_{б}$, $П_{в}$, $П_{э}$ и $П_{т}$ характеризуются категориями породы по буримости, взрываемости, экскавируемости и транспортируемости. По величине $П_{д}$ горных пород подразделяются на 5 классов и 25 категорий (таблица 2.1). Значения показателя добываемости влияют на выбор комплексов горного и транспортного оборудования при разработке полезных ископаемых, определяют относительную трудоемкость и экономичность разработки данных горных пород при конкретной технологии.

**Таблица 2.1** – Классификация добываемости горных пород

| Класс | Категория ( $П_{д}$) | Горные породы |
|---|---|---|
| *1* | *2* | *3* |
| Легкодобываемые | 1 – 5 | Песок, суглинки, среднеплотные глины, алевролиты, аргиллиты, угли, мел, мергели, мягкие известняки, измененные доломиты и др. плотные и малопрочные полускальные породы |
| Средней трудности добывания | 6 - 10 | Неуплотненные водонасыщенные илы, лёсс и глины; плотные известняки, песчаники, слоистые мраморы, апатиты, гематитовые и мартитовые руды, др. среднетрещиноватые полускальные и сильнотрещиноватые скальные породы |

**Продолжение таблицы 2.1**

| | | |
|---|---|---|
| Труднодобываемые | 11 - 15 | Водонасыщенные гидрофильные глины, тиксотропный мел, массивные мраморы, биотитовые роговики, малотрещиноватые гранодиориты, габбро, амфиболиты, диорит- порфиры, окремненные песчаники, альбитофиры |
| Весьма труднодобываемые | 16 - 20 | Малотрещиноватые средне- и мелкозернистые железистые и пироксеновые роговики, базальты, джеспилиты, диабазы и др. прочные скальные породы |
| Исключительно труднодобываемые | 21 - 25 | Монолитные скарны, змеевики, неизмененные базальты, микрокварциты, кремень, яшмы и др. подобные им скальные породы |

# 3. СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД И ПРОЦЕССЫ, ПРОИСХОДЯЩИЕ В НИХ

## 3.1 Напряжения и деформации в горных породах

Под воздействием внешних сил тело изменяет форму и объем, в результате этого в нем возникают внутренние силы сопротивления, стремящиеся к восстановлению прежней формы. Поверхностная плотность силы, возникающей в каждом элементе объема, называется напряжением.

Напряжения в горных породах вне зоны влияния горных работ возникли в результате действия гравитационных, тектонических или других сил при геологических процессах образования пород. Ведение горных работ существенно изменяет природное состояние пород.

Напряжение ($\sigma$)– величина векторная. Она зависит от внутренних свойств породы (сил и характера связей между частицами), формы образца и от действия внешних сил. Силы, действующие только в одном направлении, вызывают в образце одноосное напряженное состояние, действующие в двух направлениях, но в одной плоскости - плоское напряженное состояние. Действие сил по трем осям приводит к объемному напряженному состоянию породы, которое в случае равенства всех сил называется гидростатическим.

В абсолютно плотной породе напряжения рассчитываются по формуле

$$\sigma = \frac{F}{S}, \qquad (3.1)$$

где S – площадь, на которую воздействует сила F.

В пористых породах

$$S = S_0 + S_п, \qquad (3.2)$$

где $S_0$ – площадь контакта минеральных зерен;
$S_п$ – площадь, занятая порами.

Напряжения концентрируются только в области контакта минеральных зерен

$$\sigma^1 = \frac{F}{S_0}, \qquad (3.3)$$

поэтому с увеличением пористости, трещиноватости и выветриваемости, при прочих равных условиях, напряжения в породе возрастают.

В элементарном кубике породы, находящемся в напряженном состоянии, можно выделить девять компонентов напряжений - два касательных и одно нормальное на каждой грани кубика (рис. 3.1).

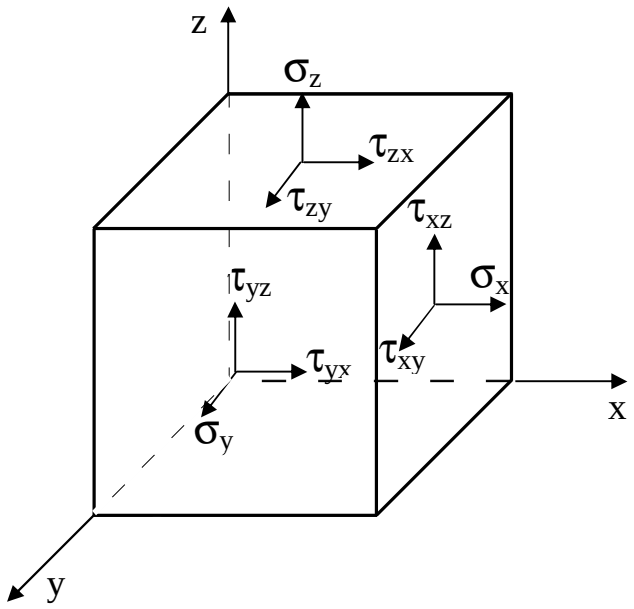



**Рисунок 3.1** – Компоненты напряжений на элементарном кубике породы, находящемся в сложнонапряженном состоянии

Все они представляют одну физическую величину, называемую тензором напряжений:

$$[T_н] = \begin{bmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} & \tau_{xz} \\ \tau_{yx} & \sigma_y & \tau_{yz} \\ \tau_{zx} & \tau_{zy} & \sigma_z \end{bmatrix}. \qquad (3.4)$$

В этом тензоре (симметричном) любые два касательных напряжения $\tau$, лежащие в одной плоскости и направленные в противоположные стороны, должны быть равны, поскольку тело находится в равновесии:

$$\begin{aligned} \tau_{yx} &= \tau_{xy}, \\ \tau_{xz} &= \tau_{zx}, \\ \tau_{yz} &= \tau_{zy}. \end{aligned} \qquad (3.5)$$

Напряженное состояние твердого тела в любой плоскости можно охарактеризовать действующими в нем нормальными и касательными напряжениями. Они взаимосвязаны и могут быть рассчитаны методом сложения векторов и представлены графически с помощью кругов напряжений Мора, которые строятся следующим образом (рис.2.2): на оси абсцисс откладывают максимальное ($\sigma_1$) и минимальное ($\sigma_3$) значения нормальных напряжений, действующих на образец; на разности отрезков, как на диаметре, строится полуокружность.

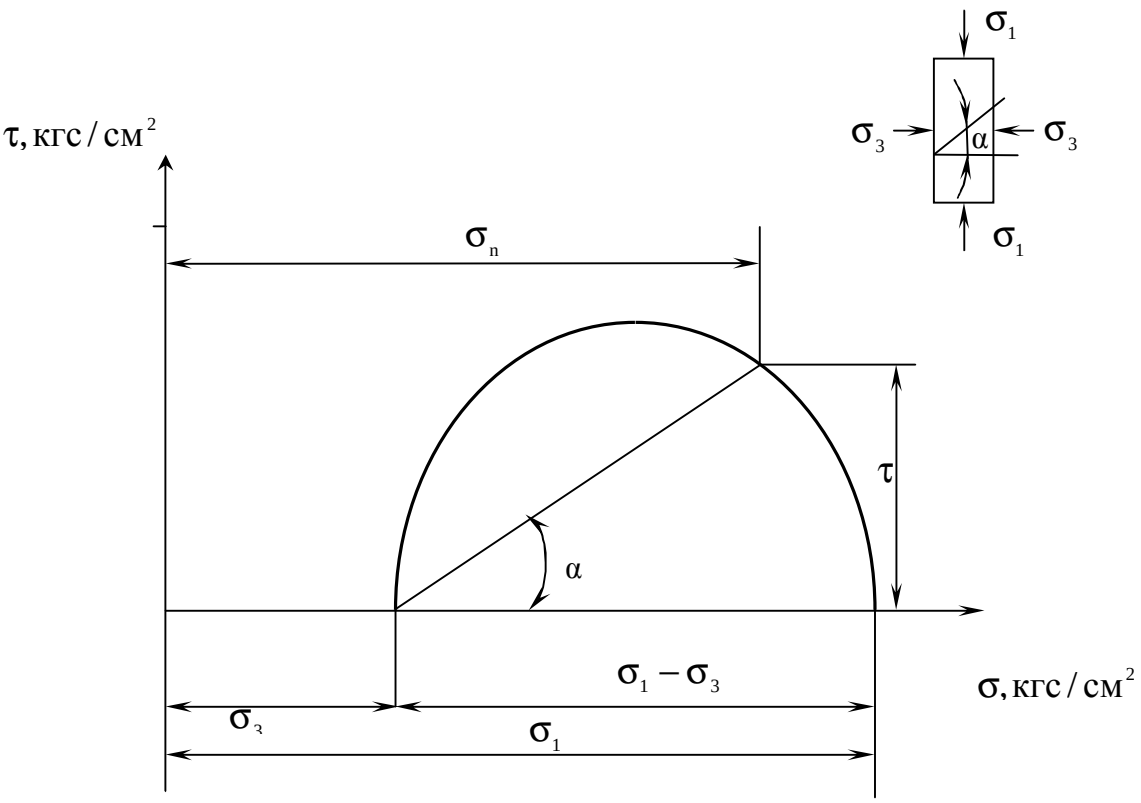



**Рисунок 3.2 –** Построение диаграммы напряжений

Значения касательного и нормального напряжений в любой точке образца могут быть определены, если задан угол наклона плоскости (α), в которой определяются напряжения. Под этим углом из точки пересечения круга с абсциссой проводят до пересечения с полуокружностью. Координаты точки пересечения полуокружности с прямой численно равны значениям определяемых напряжений ($\sigma_n, \tau$). Каждому частному значению напряженного состояния соответствует свой круг напряжений.

Напряжения в породах могут возникать под воздействием не только внешних сил, но и различных физических полей. Напряжения бывают термические, усадочные, обусловленные неравномерным охлаждением объема, остаточные, возникающие в результате неравномерного распределения напряжений из-за местной текучести мате-

риала и др. На эти напряжения накладываются напряжения от внешнего воздействия, которые могут либо увеличивать, либо уменьшать их.

Под воздействием внешних сил горная порода испытывает изменения линейных размеров, объема или формы, которые называются деформациями.

Деформации, соответствующие нормальным напряжениям, выражаются через относительное изменение линейных размеров образца

$$\varepsilon = \frac{\mathbf{l}' - \mathbf{l}}{\mathbf{l}} = \frac{\Delta \mathbf{l}}{\mathbf{l}}, \qquad (3.6)$$

где $\mathbf{l}'$ и $\mathbf{l}$ – длина образца соответственно в деформированном и недеформированном состоянии.

Деформации, соответствующие касательным напряжениям, выражаются через угол сдвига $\alpha$ граней образца. Величина деформации сдвига определяется как $\varepsilon' = \mathrm{tg}\alpha$.

Деформации удлинения и сдвига можно разложить на составляющие по осям координат. На основании этого тензор деформаций, определяющий состояние деформации в любой точке тела определяется выражением:

$$[T_g] = \begin{bmatrix} \varepsilon_x & \frac{1}{2}\delta'_{xy} & \frac{1}{2}\delta'_{xz} \\ \frac{1}{2}\delta'_{yx} & \varepsilon_y & \frac{1}{2}\delta'_{yz} \\ \frac{1}{2}\delta'_{zx} & \frac{1}{2}\delta'_{zy} & \varepsilon_z \end{bmatrix}. \qquad (3.7)$$

Деформации могут быть неразрушающими и разрушающими.

Разрушающие деформации приводят к разделению породы на отдельные части; неразрушающие – изменяют размеры, форму и объем породы без нарушения ее сплошности. Неразрушающие деформации бывают упругие и пластические.

При упругих связях наблюдается прямая пропорциональность между напряжениями и соответствующими деформациями. С ростом величины упругой деформации в образце накапливается потенциальная энергия, которая после снятия нагрузки возвращает образец в исходное состояние.

Характерной чертой пластических деформаций является их необратимость после снятия нагрузки – формы и размеры образца полностью не восстанавливаются. Пластические деформации происходят длительное время.

Один вид деформации может переходить в другой при возрастании напряжений или увеличении времени их воздействия.

При увеличении напряжений наблюдаются три области деформации породы: упругую, пластическую и разрушающую.

В зависимости от соотношения вида деформаций горные породы подразделяются (рис. 3.3) на упругие или хрупкие (пластическая зона практически не наблюдается), упруго-пластичные (разрушающей деформации предшествует зона пластической деформации) и пластичные (упругая деформация незначительна).

Среди инженерно-геологических есть квалификации по минералогическому и гранулометрическому составу, сжимаемости, пластичности, консистенции и т.д.

Известны технологические классификации по крепости, буримости, взрываемости, добываемости, резанию и др.

При изучении физико-механических свойств горных пород используется большая часть этих классификаций.

Несмотря на множество классификаций, ни одна из них не отражает в полной мере механические свойства горных пород. Наиболее распространенной классификацией по механическим свойствам является классификация М.М. Протодьяконова по коэффициентам и категориям крепости. Однако, когда возникает необходимость более детального изучения механических характеристик горных пород, она не отражает другие механические характеристики - коэффициент внутреннего трения и показатели пластичности (ползучести).

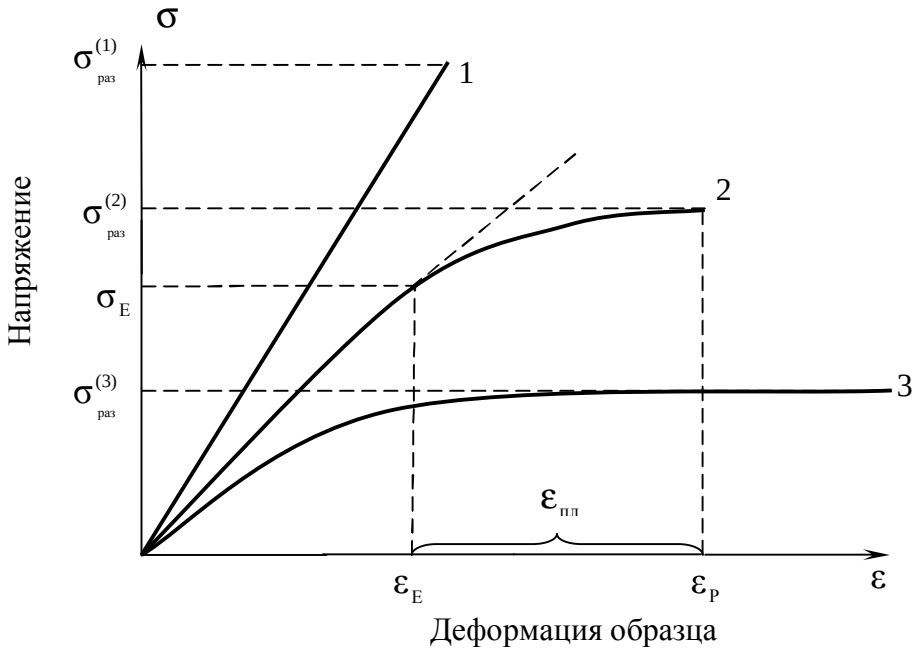



**Рисунок 3.3** – Типичные графики деформации пород:

1 – упругохрупких (кварциты); 2 – упругопластичных (роговики); 3 – пластичных (мраморы);

$\sigma^{(1)}_{раз}$, $\sigma^{(2)}_{раз}$, $\sigma^{(3)}_{раз}$ – пределы прочности пород соответственно 1, 2 и 3-го типа;

$\sigma_E$ – предельное значение упругих напряжений, предел упругости;

$\varepsilon_E$, $\varepsilon_P$ – граничные деформации, соответствующие предельному значению упругой зоны и разрушению образца;

$\varepsilon_{пл}$ – пластические деформации.

**Коэффициент внутреннего трения** – зависит от шероховатости поверхностей скольжения, возникающих при разрушении горных пород путем сдвига. Так, например, у песчаников от самых слабых до самых крепких, коэффициент внутреннего трения изменяется в пределах 0,70 – 0,78 (угол внутреннего трения 35 – $38^0$), в таких же пределах находится коэффициент внутреннего трения у зернистых изверженных и метаморфических пород.

Показатели ползучести и стойкости горных пород изменяются как в зависимости от прочности, так и от петрографического и минералогического состава. У всех литологических разностей с уменьшением прочности также уменьшаются стойкость и коэффициент ползучести.

Показатель стойкости ($k_c$) горных пород количественно выражается отношением прочности пород через один год после ее обнажения горной выработкой ($R_1$) к начальной прочности ($R_0$)

$$k_c = \frac{R_1}{R_0}. \qquad (3.8)$$

В связи с тем, что ползучесть горных пород возрастает при увеличении отношения предела прочности на растяжение ($\sigma_р$) к пределу прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$), а увеличение этого отношения приводит к уменьшению коэффициента (угла) внутреннего трения, при одной и той же прочности на одноосное сжатие, большей ползучестью обладает порода, у которой меньше угол внутреннего трения.

## 3.2 Модули упругости горных пород

Напряжения, при которых начинаются пластические деформации, называются пределом упругости ($\sigma_E$), являющимся одним из параметров упругости пород. Для каждого вида приложенных напряжений существует свой коэффициент пропорциональности между напряжением и упругими деформациями; он является параметром породы, оценивающим ее упругие свойства.

Модуль продольной упругости E (модуль Юнга) и модуль сдвига G соответствуют основным видам напряжений и деформаций и поэтому считаются основными характеристиками упругости породы. Модуль Юнга равен:

$$\sigma = \varepsilon \cdot E, \text{ Н/м}^2 \text{ (МПа)}. \qquad (3.9)$$

Модуль сдвига является коэффициентом пропорциональности между касательным напряжением $t$ и соответствующей упругой деформацией сдвига $\nu$:

$$\tau = G \cdot \nu, \text{ Н/м}^2 \text{ (МПа)}. \qquad (3.10)$$

Модули E и G связаны между собой коэффициентом Пуассона $\nu$:

$$G = \frac{E}{2 \cdot (1+\nu)}. \qquad (3.11)$$

В случае равномерного трехосного сжатия породы в пределах зоны упругости наблюдается прямая пропорциональная зависимость между давлением $P_б$ и относительным изменением объема поро-

ды $\frac{\Delta V}{V}$, где V – исходный объем образца; а $\Delta V$ – изменение объема породы под нагрузкой.

$$P_б = K\,\frac{\Delta V}{V}. \qquad (3.12)$$

Коэффициент пропорциональности К называется модулем объемного (всестороннего) сжатия. Он связан с Е и $\nu$ уравнением:

$$K = \frac{E}{3(1-2\nu)}. \qquad (3.13)$$

Модули Е, G и К, как и напряжение, выражаются в паскалях. Наиболее вероятные значения модуля Юнга для пород находятся в диапазоне $10^3 \div 10^5$ МПа.

Коэффициент Пуассона $\nu$ – величина безразмерная, числовые его значения в соответствии с теорией упругости находятся в пределах $0 \div 0{,}5$, а для горных пород $\nu = 0{,}2 \div 0{,}4$.

В связи с этим модуль сдвига G всегда меньше модуля Юнга, а К может быть как меньше, так и больше Е.

Модули упругости (Е, G, К) характеризуют способность пород сопротивляться деформированию, т.е. определяют жесткость пород. Величины, обратные модулям, оценивают податливость пород и носят название коэффициента соответствующей деформируемости (например, $\frac{1}{K}$ – коэффициент объемного сжатия).

Явления изменения деформаций и напряжений в горных породах под действием нагрузки во времени описывается реологическими свойствами.

Постепенный рост деформаций во времени называется ползучестью пород (крипом). Явление ползучести - это то же пластическое деформирование горной породы, только происходящее во времени, при постоянном напряжении. Ползучесть может проявляться даже при напряжениях, не превышающих предела упругости. Значительная ползучесть присуща глинам, аргиллитам, глинистым сланцам.

Постепенное снижение напряжений в породе во времени при постоянной ее деформации, называется релаксацией напряжений. При релаксации возникшие в первый момент упругие деформации постепенно переходят в пластические. В результате после снятия нагрузки образец не восстанавливает своей первоначальной формы даже тогда, когда исходные напряжения не превышают предел упругости породы.

## 3.3 Акустические свойства образцов горных пород

Акустические свойства характеризуют закономерности распространения в породах знакопеременных упругих деформаций (упругих колебаний).

Упругие волны по частоте колебаний подразделяются на инфразвуковые – частотой до 20 Гц, звуковые – частотой 20 – 20000 Гц, ультразвуковые – частотой более 20 КГц, гиперзвуковые – частотой более 1000 МГц.

В зависимости от вида упругих деформаций выделяют волны: продольные – распространение деформаций попеременного объемного сжатия и растяжения в веществе; поперечные – распростране-

ние упругих деформаций сдвига. Продольные волны распространяются в любой среде – газах, жидкостях и твердых телах, так как все вещества обладают упругим сопротивлением объемному сжатию. Поперечные волны присущи только твердым телам, так как в жидкостях и газах сопротивление сдвигу практически отсутствует.

Эти два вида волн распространяются по всему объему породы и поэтому называются объемными.

Частицы на поверхности горной породы находятся в особом состоянии, так как встречают меньшее сопротивление своим перемещением в сторону свободной поверхности. В результате на ней возникают плоские поверхностные волны, которые характеризуются движением частиц по эллипсоидальной траектории. Поверхностные волны присущи только твердым телам.

Основные акустические параметры пород – это скорости распространения упругих волн, коэффициент поглощения и волновое сопротивление. На контактах разных пород возникают явления отражения и преломления упругих волн, характеризующимися соответствующими коэффициентами.

Обычно под скоростью волны понимают скорость распространения её фронта. Фронт волны – это геометрическое место точек среды, в которых в рассматриваемый момент времени фаза волны имеет одно и то же значение.

Скорости распространения упругих волн в неограниченной абсолютно упругой изотропной среде можно определить по формулам, выведенным из волновых уравнений.

Так скорость распространения продольной волны

$$\upsilon_p = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\rho(1+\nu)(1-2\nu)}}. \qquad (3.14)$$

Скорость распространения поперечной упругой волны

$$\upsilon_S = \sqrt{\frac{G}{\rho}} = \sqrt{\frac{E}{2\rho(1+\nu)}}. \qquad (3.15)$$

Скорость распространения поверхностной волны

$$\upsilon_L = (0{,}87 + 1{,}12\nu)\sqrt{\frac{G}{\rho}} \Big/ 1+\nu. \qquad (3.16)$$

Всегда наблюдается следующее соотношение скоростей:

$$\upsilon_p > \upsilon_s > \upsilon_L. \qquad (3.17)$$

Скорость распространения продольной упругой волны в тонкой пластине породы

$$\upsilon_{пл} = \sqrt{\frac{E}{\rho(1-\nu)^2}}. \qquad (3.18)$$

Скорость распространения упругой волны в тонком стержне породы

$$\upsilon_{ст} = \sqrt{\frac{E}{\rho}}. \qquad (3.19)$$

# 4. ВОПРОСЫ ТЕОРИИ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

## 4.1 Понятие о взрывчатых веществах и взрыве

**Взрыв** – чрезвычайно быстрое химическое превращение вещества, сопровождающееся выделением большого количества тепла и образованием газов, способных производить механическую работу, направленную на разрушение окружающей среды.

По своей природе взрывы подразделяются на физические, химические и ядерные.

При физических взрывах происходят только физические преобразования без изменения химического состава веществ (взрывы паровых котлов, баллонов со сжиженным газом и др.).

Химическим взрывом называют крайне быстрое самораспространяющееся химическое превращение вещества (системы веществ), протекающее с выделением большого количества теплоты и образованием газообразных продуктов. Химическая реакция для того, чтобы она могла протекать в форме взрыва должны выполняться четыре основных условия: экзотермичность, образование газов или пород, большая скорость, способность к самораспространению.

К химическим взрывам относятся взрывы ВВ, метана или других горючих газов, угольной или органической пыли.

При ядерных взрывах происходят цепные реакции деления ядер с образованием новых элементов.

В данном курсе рассматривается только химический взрыв взрывчатого вещества.

**Взрывчатые вещества** – химические соединения или системы химических соединений, способные под влиянием определенного

внешнего воздействия – начального импульса переходить с высокой скоростью в другие химические системы или вещества. Для большинства взрывчатых веществ (ВВ) количество газов, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ, находится в пределах 0,3 – 1 $м^3$, количество тепла 500 – 1500 ккал (2,1 – 6,3 МДж), а скорость взрыва колеблется от 100 до 10000 м/с.

Рассмотрим несколько примеров реакций взрывчатого разложения ВВ и отметим их характерные особенности:

– нитроглицерин $C_3H_5(ONO_2)_3 \rightarrow 3CO_2 + 2{,}5H_2O + 1{,}5N_2 + 0{,}25O_2 +$ 333200 ккал (1400 МДж);

– аммиачная селитра $NH_4NO_3 \rightarrow 2H_2O + N_2 + 0{,}5O_2 +$ 29000 ккал (121 МДж);

– нитрогликоль $C_2H_4(ONO_2)_2 \rightarrow 2CO_2 + H_2O + N_2 +$ 236500 ккал (990 МДж);

– аммонит № 6ЖВ, состоящий из смеси аммиачной селитры (79 %) и тротила (21 %), $C_6H_2(NO_2)_3CH_3 + 10{,}7NH_4NO_3 \rightarrow 7CO_2 +$ $+ 23{,}9H_2O + 12{,}2N_2 + 0{,}10_2 +$ 1078000 ккал (4520 МДж);

– тротил $C_6H_2(NO_2)_3CH_3 \rightarrow 3{,}5CO + 2{,}5H_2O + 3{,}5C + 1{,}5N_2 +$ +219500 ккал (МДж);

– азид свинца $PbN_6 \rightarrow Pb + 3N_2 +$ 107000 ккал (448 МДж).

В приведенных формулах масса ВВ и продуктов взрыва выражена в киломолях.

Из рассмотренных реакций взрывчатого превращения видно, что при создании рецептуры и применении ВВ важно знать содержание кислорода в его составе, так называемый **кислородный баланс** системы.

Взрыв большинства ВВ основан на окислении кислородом горючих веществ (углерода и водорода). В промышленных ВВ носителем кислорода являются селитры и некоторые другие вещества. Некоторые (немногие) ВВ дают при взрыве реакцию простого распада молекул на атомы с выделением тепла, которое было затрачено при образовании молекул этих ВВ (например, азид свинца).

В зависимости от избытка или недостатка кислорода в ВВ различают нулевой, положительный и отрицательный кислородный баланс.

**Нулевым** называют такой кислородный баланс, при котором количество кислорода в составе ВВ равно количеству, необходимому для полного окисления всех горючих элементов, входящих в состав ВВ. Если в составе ВВ имеется избыток кислорода, то кислородный баланс считается положительным, а если недостаток – отрицательным.

Нитрогликоль относится к ВВ с нулевым кислородным балансом, так как в нем кислорода достаточно только для полного сгорания углерода и водорода. Тротил является взрывчатым веществом с отрицательным кислородным балансом. При взрыве тротила выделяются: ядовитый газ – окись углерода, частично свободный углерод.

Реакция взрыва ВВ с небольшим положительным или с нулевым кислородным балансом протекает с полным сгоранием углерода и водорода и максимальной энергии.

Смешивая в определенной пропорции ВВ с отрицательным и с положительным кислородным балансом (например, тротил и аммиачную селитру), получаем ВВ с нулевым или близким к нулю кислородным балансом и с большой энергией. Примером такой взрывча-

той смеси является аммонит № 6ЖВ. Его удельная потенциальная энергия составляет 1030 ккал/кг, в то время как удельная потенциальная энергия тротила – 1000 ккал/кг, а аммиачной селитры – 363 ккал/кг.

Добавляя к ВВ с положительным кислородным балансом горючие добавки (например, к аммиачной селитре минеральное масло или древесную муку), можно получить взрывчатую смесь большей работоспособности, так как за счет избыточного кислорода взрывчатого компонента будут сгорать углерод и водород горючей добавки, повышая энергию ВВ.

Чем больше отклоняется кислородный баланс от нулевого значения, тем меньше потенциальная энергия ВВ по сравнению с тем уровнем её, который был бы при нулевом кислородном балансе, и тем больше выделяется ядовитых газов. При избытке кислорода выделяется некоторое количество окиси азота, а при недостатке кислорода выделяется окись углерода.

При изготовлении промышленных ВВ их состав подбирают так, чтобы получать ВВ с нулевым или с небольшим (0,2 – 3 %) положительным кислородным балансом, чтобы при горении бумажной парафинированной гильзы патрона не получалось окиси углерода. Массу гильзы ограничивают: на 100 г ВВ масса бумажной обертки должна быть не более 3 г и парафина – не более 2,5 г.

ВВ с небольшим положительным или нулевым кислородным балансом теоретически не должны давать ядовитых газов. Однако практически ядовитые газы при взрыве таких ВВ образуется вследствие диссоциации $CO_2$, или неполного взрыва (из-за недоброкачественности детонатора и ВВ и по другим причинам), либо вследствие

вторичных реакций, при которых неостывшие газы взрыва взаимодействуют с минеральной пылью шпура. Диссоциация углекислоты ($2CO_2 - 2CO+O_2$) происходит при высоких температурах взрыва. Высокое давление, напротив, препятствует диссоциации. При температурах, не превышающих $280^0$ К, диссоциация $CO_2$ незначительна.

Для подземных работ допускаются ВВ с нулевым или с небольшим положительным кислородным балансом, которые при взрывании в стальной бомбе выделяют ядовитых газов в общей сумме не более 40 $дм^3$ на 1 кг ВВ в пересчете на окись углерода. Пересчет окислов азота на окись углерода производится умножением количества окислов азота на коэффициент 6,5, а сернистых газов – на 2,5. Считается, что 1 $дм^3$ окислов азота эквивалентен по токсичности 6,5 $дм^3$ окиси углерода, а 1 $дм^3$ сернистых газов – 2,5 $дм^3$.

В общем виде химическую формулу большинства ВВ можно представить $C_a H_в N_c O_d$, где коэффициенты а, в, с, d определяют соответственно количество углерода, водорода, азота и кислорода в ВВ.

Кислородный баланс ВВ рассчитывается по уравнению

$$К_б = \frac{16 \cdot n}{M_{ВВ}} \cdot 100,\% \qquad (4.1)$$

где $M_{ВВ}$ – молекулярная масса ВВ, кг/моль;

16 – атомная масса кислорода;

n – количество избыточного или недостающего кислорода в ВВ.

$$n = d - \left(2a + \frac{в}{2}\right). \qquad (4.2)$$

Количество газов взрыва определяют теоретически по реакции взрыва и опытным путем.

Теоретически количество газов взрыва определяют на основании закона Авогадро, считая, что газы взрыва, приведенные к нормальным условиям (температура $0^0$ С, или $273^0$ К и давление 760 мм рт.ст.), имеют одинаковый молекулярный объем 22,4 $м^3$/кмоль.

Объем газов при взрыве 1 кмоля ВВ

$$V_0 = 22{,}4\sum n,\ м^3 \qquad (4.3)$$

где $\sum n$ – суммарное число киломолей всех газов взрыва.

Объем газов при взрыве 1кг ВВ, называется **удельным объемом,**

$$V_0' = \frac{V_0}{M_{ВВ}} = \frac{22{,}4\sum n}{M_{ВВ}}. \qquad (4.4)$$

Если взрывчатое вещество является не химическим соединением, а смесью, то удельный объем подсчитывают по формуле

$$V_0' = \frac{22{,}4\sum n}{M_{ВВ_1} m_1 + M_{ВВ_2} m_2 + ...}, \qquad (4.5)$$

где $M_{ВВ_1}$, $M_{ВВ_2}$ и т.д. – молекулярные массы отдельных компонентов взрывчатой смеси, кг/кмоль;

$m_1$, $m_2$ и т.д. – число киломолей компонентов взрывчатой смеси;

$\sum n$ – суммарное число киломолей всех газов, образующихся при взрыве данного количества взрывчатой смеси.

Если потребуется определить удельный объем для других температурных условий, то пользуются уравнением

$$V'_t = V'_0 \frac{T}{273}. \qquad (4.6)$$

Например, удельный объем при температуре $15^0$ С ($288^0$ К) будет

$$V'_{15} = V'_0 \frac{288}{273} = 1{,}055 V'_0.$$

Объем газообразных продуктов взрыва можно определить и другим методом – путем замера давления газов в стальной бомбе после взрыва в ней заряда ВВ.

После взрыва бомба выдерживается в течение 60мин для охлаждения и выравнивания температуры её стенок с окружающей температурой. Затем измеряется давление внутри бомбы. Объем газов (1 кмоль), приведенный к нормальным условиям (давление 760 мм рт. ст. и температура $273^0$ К), вычисляют по формуле

$$V_0 = \frac{V \cdot P \cdot 273}{760T}, \qquad (4.7)$$

где V – объем бомбы, $м^3$;
P – давление в бомбе после взрыва, мм рт.ст.;
T – температура газов в бомбе, $^0$К.

Затем устанавливают объем сконденсировавшихся паров воды (бомбу продувают сухим воздухом, который затем проходит через сосуды с хлористым кальцием и отдает последнему воду, вынесенную из бомбы), который прибавляют к вычисленному значению $V_0$, получая при этом объем $\sum V_0$.

На основании полученного результата вычисляют удельный объем (объем для 1кг ВВ) газов взрыва при парообразной воде

$$V_0' = \frac{\sum V_0}{Q}, \qquad (4.8)$$

где $Q$ – масса взорванного заряда, кг.

Для сохранности бомбы плотность заряжения, т.е. отношение массы заряда к объему бомбы (или сосуда, в котором взрывается заряд), принимают не более 0,02 кг/дм$^3$.

Теоретически теплота взрыва при постоянной температуре определяется на основании закона Г.И. Гесса. В применении к реакции взрыва этот закон можно сформулировать так: количество теплоты, выделяющейся при взрыве, равно суммарной теплоте образования продуктов взрыва за вычетом теплоты образования самого ВВ, т.е.

$$Q_т = q_1 n_1 + q_2 n_2 + ... - Q_п, \qquad (4.9)$$

где $Q_т$ – теплота взрыва 1 кмоля ВВ, ккал или кДж;

$q_1$, $q_2$ и т.д. – теплота образования для различных продуктов взрыва, ккал/кмоль или кДж/кмоль;

$n_1$, $n_2$ и т.д. – число киломолей продуктов взрыва;

$Q_п$ – теплота образования 1 кмоля ВВ, ккал или кДж.

**Теплота взрыва 1 кг ВВ определяется по формуле**

$$Q_т' = \frac{Q_т}{M_{ВВ}}. \qquad (4.10)$$

Для 1кг взрывчатой смеси теплота взрыва определяется по формуле

$$Q_т' = \frac{q_1 n_1 + q_2 n_2 + ... - (Q_{П1} m_1 + Q_{П2} m_2 + ...)}{m_1 M_{ВВ_1} + m_2 M_{ВВ_2}}, \qquad (4.11)$$

где $Q_{П1}$, $Q_{П2}$ и т.д. – теплота образования различных компонентов взрывчатой смеси.

Теплота образования некоторых ВВ и продуктов взрыва при постоянном давлении и температуре $15^0$ С приведена в таблице 4.1

**Таблица 4.1**

| **Вещество** | Химическая формула | Теплота образования при температуре $15^0$ С (288 К) и давлении 760 мм рт. ст. | |
|---|---|---|---|
| | | Ккал/моль | КДж/кмоль |
| Аммиачная селитра | $NH_4NO_3$ | + 88600 | +371152 |
| Динитронафталин | $C_{10}H_6(NO_2)_2$ | - 5700 | -23765 |
| Нитроглицерин | $C_3H_5(ONO_2)_3$ | +94200 | +395000 |
| Нитрогликоль | $C_2H_4(ONO_2)_2$ | +67700 | +283000 |
| Тэн | $C_5H_8(ONO_2)_4$ | +12300 | +516000 |
| Тротил | $C_6H_2(NO_2)_3\ CH_3$ | +16500 | +69300 |
| Пироксилин | $C_{24}H_{29}O_9(ONO_2)_{11}$ | +624000 | +2610000 |
| Коллоидный хлопок | $C_{24}H_{31}O_{11}(ONO_2)_9$ | +705000 | +2950000 |
| Гремучая труть | $Hg(CNO)_2$ | -62800 | -258500 |
| Вода (пар) | $H_2O$ | +57800 | +241500 |
| Вода (жидкость) | $H_2O$ | +68400 | +286000 |
| Углекислый газ | $CO_2$ | +94300 | +395000 |
| Окись углерода | CO | +26200 | +109800 |
| Окись азота | NO | -26600 | - 111200 |
| Закись азота | $N_2O$ | -20600 | - 86400 |
| Метан | $CH_4$ | +18600 | +78000 |
| Целлюлоза | $C_6H_{10}O_5$ | +200000 | +839000 |
| Окись алюминия | $Al_2O_3$ | +399000 | +1870000 |

Теплота взрыва при постоянном объеме (в момент взрыва, до расширения газов) больше величины $Q_т$ вычисленной по формуле, на количество тепла, расходуемого на работу расширения, т.е.

$$Q_V = Q_т + 572\sum n,\ \text{кКал/кмоль}, \qquad (4.12)$$

где $\sum n$ – суммарное число киломолей газов взрыва.

Для 1 кг ВВ теплота взрыва при постоянном объеме

$$Q'_V = \frac{Q_т + 572\sum n}{m_1 \cdot M_{ВВ_1} + m_2 \cdot M_{ВВ_2} + ...}, \text{ кКал/кг.} \qquad (4.13)$$

Опытным путем теплоту взрыва определяют взрыванием или сжиганием навески ВВ в калориметрической бомбе, которую помещают в водяной калориметр. Калориметрическая бомба емкостью около 0,3 дм$^3$ изготовляется из хромоникелевой стали. Плотность заряжания допускается не более 0,02 кг/дм$^3$.

Температура взрыва может быть вычислена по формуле

$$t = \frac{-\sum nC' + \sqrt{\left(\sum nC'\right)^2 + 4\sum n\Delta C' Q_V}}{2\sum n\Delta C'} \qquad (4.14)$$

Продукты взрыва состоят из газов, теплоемкость которых различна, поэтому величина $\sum nC'$ означает суммарную мольную теплоемкость всех газов взрыва при температуре $0^0$С, т.е. $\sum nC' = n_1C'_1 + n_2C'_2 + ...$ Точно так же величина $\sum n\Delta C'$ означает суммарное приращение мольной теплоемкости газов при повышении их температуры на $1^0$, т.е. $\sum n\Delta C' = n_1\Delta C'_1 + n_2\Delta C'_2 + ...$

В таблице 4.2 приведены приближенные значения $C'$ и $\Delta C'$.

**Таблица 4.2**

| Продукт взрыва | Мольная теплоемкость при $0^0$С $C'$, ккал/(кмоль·$^0$С) | Приращение мольной теплоемкости $\Delta C'$, ккал/(кмоль·$^0$С) |
|---|---|---|
| Двухатомные газы (N2, O2) | 4,8 | 0,001 |
| Трехатомные газы ($H_2O$, $CO_2$) | 6,2 | 0,0025 |
| Многоатомные газы (C H4) | 7,5 | - |

**Скорость распространения взрывчатого превращения.** По скорости и характеру распространения различают три вида взрывчатого разложения – горение, взрывное горение и детонацию.

**Горение взрывчатых веществ и порохов** – процесс химического превращения ВВ и порохов, сопровождающийся выделением тепла. Фронт горения распространяется по нормали к горящей поверхности со скоростью от нескольких мм/с до нескольких м/с в результате нагрева впередилежащих слоев вещества за счёт теплопроводности. Послойное горение с постоянной скоростью называют нормальным или стационарным. Нормальному горению способствует малопористая структура вещества свойственная, например, бездымным порохам и прессованному дымному пороху.

Зона химической реакции при горении состоит из нагретого слоя конденсированного вещества (к-фаза), в котором происходит его термическое разложение, испарение и газификация, и газовой фазы (пламени), в которой завершаются процессы превращения и взаимодействия продуктов распада смесевого ВВ или пороха.

Скорость нормального горения зависит от природы вещества, его начальной температуры ($T_o$) и давления (P). Зависимость от давления (называется также законом горения) имеет вид: $И_f = A + BP^{\nu}$; от температуры:

$И_f = \dfrac{1}{a - вT_O}$, где A, B, a, в, ν – коэффициенты, зависящие от свойств вещества, причём $\nu \leq 1$ и близок к 1 при небольших давлениях.

В результате теплообмена с окружающей средой горение цилиндрического заряда становится невозможным, начиная с некоторо-

го минимального критического диаметра заряда, который уменьшается с увеличением температуры и давления.

При нарастании давления над зарядом пористого ВВ, например при горении в замкнутом или полузамкнутом объёме с затруднёнными условиями оттока продуктов сгорания, горение заряда перестаёт быть послойным и ускоряется. За счёт перепада давления продукты сгорания проникают в глубь вещества, горение становится диффузионным, объёмным, неустойчивым. Переходу к диффузионному горению способствует пористость вещества (заряда). Явление стационарного горения используется во взрывной технике в огнепроводных шнурах, в которых дымный порох горит с постоянной скоростью 1 см/с, а также в некоторых видах пиротехнических реле и передаточных запальных устройств.

**Взрывное горение** – одна из форм взрывного превращения веществ различного агрегатного состояния, распространяющаяся с дозвуковой скоростью (от десятков до сотен м/с). Возникает при поджигании ВВ или при взрывном импульсе малой интенсивности. Взрывное горение отличается от нормального послойного горения большей (на несколько порядков) скоростью и непостоянством параметров процесса (нестационарностью). Распространение пламени происходит в результате интенсивного конвективного массотеплообмена между продуктами горения и исходным веществом. В зависимости от плотности вещества и скорости процесса при взрывном горении возникают давления от нескольких сотен (газы, аэрозоли) до сотен тыс. кПа (конденсированные ВВ). При прогрессивном увеличении давления, например в замкнутом объёме, процесс ускоряется, впереди пламени возникают волны сжатия. В этом случае взрывное горение

может перейти сначала в низкоскоростную, а затем в нормальную детонацию.

Взрывное горение – характерная форма взрывного превращения дымного пороха, пиротехнических составов, аэрозолей промышленной и шахтной пыли различного состава. В режиме взрывного горения, как правило, происходят взрывы метана в шахтах. Режим взрывного горения, в практических целях используется при необходимости «мягкого» нагружения на горные породы, например при добыче штучного камня.

**Детонация взрывчатых веществ** – процесс химического превращения ВВ, сопровождающийся освобождением энергии и распространяющийся по веществу в виде волны со скоростью, превышающей скорость звука в данном веществе. Химическая реакция вводится интенсивной ударной волной, образующей передний фронт волны детонации. Резкое повышение давления и температуры за фронтом ударной волны приводит к очень быстрому химическому превращению вещества в тонком слое, непосредственно прилегающем к фронту волны. Энергия, освобождающаяся в зоне химической реакции, непрерывно поддерживает высокое давление в ударной волне. Возбуждение детонации является обычным способом осуществления взрыва. Волна детонации возбуждается интенсивным механическим или тепловым воздействием (удар, искровой разряд, взрыв металлической проволочки под действием электрического тока и т. п.). Сила воздействия, необходимого для возбуждения детонации, зависит от химической природы ВВ. К механическому и тепловому воздействию особенно чувствительны инициирующие взрывчатые вещества, которые входят в состав капсюлей-детонаторов, используемых для возбуждения детонации вторичных (менее чувствительных) ВВ.

В однородном ВВ волна детонации обычно распространяется с постоянной скоростью, которая среди возможных для данного ВВ скоростей детонационной волны является минимальной. В этом случае зона химической реакции перемещается относительно продуктов реакции со скоростью звука. Благодаря этому волна разрежения, возникающая при расширении газообразных продуктов, не может проникнуть в зону реакции и ослабить ударную волну. Детонация, отвечающая этим условиям, называется процессом Чепмена-Жук, а соответствующая этому процессу минимальная для данного ВВ скорость детонации принимается в качестве его характеристики. Давление, которое создаётся при распространении детонационной волны в газовых взрывчатых смесях, составляет сотни кПа, а в жидких и твёрдых ВВ измеряется тысячами МПа.

При определённых условиях скорость детонации может превышать минимальную скорость распространения. В отличие от процесса Чепмена-Жук в такой волне зона химической реакции движется относительно продуктов реакции с дозвуковой скоростью. Поэтому для реализации процесса с повышенной скоростью необходимо внешнее воздействие, поддерживающее давление в ударной волне на более высоком уровне. Детонационная волна с повышенной скоростью распространения возникает также в неоднородном ВВ при движении волны в направлении убывания плотности или в сферической волне, сходящейся к центру.

Устойчивый процесс детонации не всегда возможен. Например, волна детонации не может распространяться в цилиндрическом заряде ВВ слишком малого диаметра. Волна разрежения, возникающая при разлете продуктов детонации в боковых направлениях, ис-

кривляет передний фронт волны и ослабляет его амплитуду. Этот процесс приводит к снижению скорости химической реакции или практически полному её прекращению. Минимальный диаметр заряда ВВ, в котором возможен незатухающий процесс детонации, пропорционален ширине зоны химической реакции.

Мощность ВВ, характер действия газов взрыва и степень использования энергии взрыва зависят от скорости распространения. Для иллюстрации влияния скорости взрывчатого приращения на мощность ВВ сравним взрыв заряда дымного пороха массой 1 кг и длиной 1 м т такого же заряда аммонита Т-19. Удельная потенциальная энергия (теплота взрыва 1 кг ВВ) пороха составляет 665 ккал (2,79 МДж) и аммонита Т-19 – 798 ккал (3,35 МДж). Таким образом, по величине потенциальной энергии, или работоспособности, эти ВВ различаются мало, однако скорости распространения взрывчатого превращения пороха и аммонита весьма различны: для пороха она равна в среднем 200 м/с, для аммонита 3300 м/с. Следовательно, мощность взрыва 1 кг:

– пороха

$$N_п = \frac{2790 \cdot 200}{1} = 558000 \text{ кВт};$$

– аммонита

$$N_{ам} = \frac{3350 \cdot 3300}{1} = 11\,055\,000 \text{ кВт}.$$

В зависимости от скорости взрывчатого превращения и мощности ВВ изменяется и характер действия взрыва на окружающую среду. При скорости взрывного горения заряда в шпуре 100 – 200 м/с давление газов взрыва нарастает сравнительно медленно.

Когда это давление превысит прочность породы, то в наиболее слабых местах образуются трещины. Газы взрыва, проникая в трещины, раскалывают породу на отдельные крупные куски, отрывают и отбрасывают их от массива. Такие ВВ называются метательными.

Если при взрыве ВВ происходит дробление среды в непосредственной близости к заряду (несколько его радиусов), то такая способность называется бризантностью. В результате выхода детонационной волны на поверхность контакта заряда ВВ с разрушаемым материалом в среде возникает область сжатия с резким скачком плотности и температуры на переднем фронте. Величина возникающих при этом максимальных напряжений зависит от давления и скорости их нарастания на фронте детонационной волны. Поэтому с увеличением скорости детонации, плотности ВВ и уменьшением ширины зоны химической реакции возрастает бризантное действие, в зоне которого воздействие импульсных давлений превосходит предел прочности материала и возникают значительные деформации, что приводит к переизмельчению хрупких и интенсивному уплотнению пластичных материалов. Бризантность взрывчатых веществ определяют по выходу фракций при дроблении породной (в некоторых случаях металлической) оболочки вокруг заряда. Бризантное действие оценивают (методика Л.И. Барона, С.П. Левчика) по результату взрыва заряда ВВ массой 20г в базальтовом кубическом блоке (ребро длиной 150 мм), помещённом в стальной сосуд; определяют выход дроблёной фракции (размер частиц менее 7 мм). Косвенно бризантность взрывчатых веществ оценивают путём измерения импульса взрыва по степени обжатия свинцового цилиндра (Гесса проба), медного крешера (бризантометр Каста) или по отклонению баллистического

маятника. Показатель бризантности промышленных ВВ по Гесса пробе находится в диапазоне 4 – 23 мм.

Бризантные взрывчатые вещества – вещества, превращение которых происходит в форме детонации; используются в целях разрушения, дробления горных пород, металлических оболочек боеприпасов, сооружений и т.п. Бризантные взрывчатые вещества могут быть отдельными химическими соединениями (тротил, гексоген, тэн, нитроглицерин, нитросоединения и органические нитраты) и смесями (аммониты, динамоны, аммоналы, динамиты и др.). Детонация в бризантных взрывчатых веществ возбуждается взрывом инициирующих ВВ, вследствие чего бризантные взрывчатые вещества называют также вторичными. Бризантные взрывчатые вещества применяют на взрывных работах в горной промышленности, строительстве и других областях народного хозяйства, при обработке металлов взрывом, в сейсморазведке и др.

**Действие взрыва на расстоянии.** Детонационная волна на границе заряда вызывает в окружающей среде, например в воздухе, ударную волну. Вблизи места взрыва – на протяжении 7 – 14 радиусов заряда r вместе с воздушной ударной волной движутся продукты взрыва, плотность которых в 20 раз выше плотности воздуха на фронте ударной волны. Они оказывают значительно большее динамическое действие на преграду, чем ударная волна. На расстоянии (14÷20)r продукты взрыва вследствие рассеивания и отставания от воздушной ударной волны оказывают примерно одинаковое с последней действие. На расстоянии 20 r разрушительный эффект обусловливается только действием ударной волны.

Продукты взрыва заряда и ударная волна в воздухе могут вызвать взрыв второго близко расположенного заряда. Такой взрыв называется взрывом через влияние. Первый заряд называется активным, второй – пассивным.

Дальность передачи детонации возрастает с увеличением массы, мощности и плотности ВВ активного заряда, а также с уменьшением плотности и повышением чувствительности пассивного заряда. Дальность передачи детонации возрастает с увеличением диаметра активного и пассивного зарядов. Дальность передачи детонации ($L_g$) зависит также от плотности и упругости среды, в которой распространяется ударная волна: чем больше упругость и меньше плотность среды, тем больше дальность передачи детонации. Детонация хорошо передается через воздух, несколько хуже через воду, еще хуже через дерево, глину, песок.

**В общем случае $L_g$ определяется эмпирической зависимостью:**

$$L_g = к_g \cdot \sqrt{Q}, \text{ м} \qquad (4.15)$$

где $к_g$ – коэффициент, зависящий от свойств среды и ВВ;
$Q$ – масса заряда, кг.

У прессованных и пластичных ВВ дальность передачи детонации, как правило, меньшая, чем у порошкообразных. Сенсибилизированные нитроэфирами ВВ имеют большую передачу детонации. В шпурах (и вообще при канализации детонационной волны) детонация передается на расстояние, в 2 – 4 раза большее, чем на открытом воздухе.

Безопасные расстояния по передаче детонации, на которые не передается детонация, важно знать при оценке детонационной способности ВВ для создания условий для полной детонации зарядов, а также для создания безопасных условий при хранении и транспортировании ВВ.

## 4.2 Общие положения о работе взрыва

Главными энергетическими характеристиками ВВ являются объем газообразных продуктов, теплота, температура и давление взрыва. Первые три характеристики являются важнейшими константами ВВ, а давление зависит не только от состава ВВ, но и от условий взрывания.

Работа взрыва выполняется за счет потенциальной энергии ВВ расширяющимися газами взрыва. Работу расширения газов взрыва до атмосферного давления называют полной идеальной работой взрыва:

$$A_{\text{П.И.}} = Q_V \left[ 1 - \left( \frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{k-1}{k}} \right], \text{ ккал/кг}, \qquad (4.16)$$

где $Q_V$ – потенциальная энергия ВВ;

$P_1, P_2$ – начальное и конечное давление газов;

$k = \frac{C_P}{C_V}$ – отношение средних теплоемкостей газов взрыва при постоянном давлении и постоянном объеме (показатель адиабаты).

**Отношение**

$$\frac{A_{\text{П.И.}}}{Q_V} = 1 - \left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{k-1}{k}} = \eta_{\text{П.И.}} \qquad (4.17)$$

является идеальным коэффициентом использования энергии ВВ. Даже при расширении газов до атмосферного давления $\eta_{\text{П.И.}} < 1$ и зависит от величины $k = C_P / C_V$. Величина $k$ зависит от состава газов взрыва: чем больше в них двухатомных молекул газов, тем меньше среднее значение $C_V$ и больше значение k. В продуктах взрыва гексогена, например, двухатомных газов 2/3 и трехатомных – 1/3 и $k = 1{,}25$. В продуктах взрыва нитроглицерина соотношение обратное и $k = 1{,}2$. Для подавляющего большинства ВВ значение $\eta_{\text{П.И.}}$ находится в пределах 0,72 – 0,86. Так, например, для тротила $\eta_{\text{П.И.}}$ = 0,833, для гексогена – 0,866, для нитроглицерина – 0,797, для динамита 62 % – 0,76, для аммонала – 0,724, для аммонита № 6ЖВ – 0,837.

Полную идеальную работу взрыва можно определить также, пользуясь перепадом температур газов взрыва или их объемов:

$$A_{\text{П.И.}} = Q_V\left[1 - \left(\frac{T_2}{T_1}\right)^{k-1}\right]; \; A_{\text{П.И.}} = Q_V\left[1 - \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{k-1}\right] \qquad (4.18)$$

и соответственно

$$\eta_{\text{П.И.}} = 1 - \left(\frac{T_2}{T_1}\right)^{k-1} \quad \text{или} \quad \eta_{\text{П.И.}} = 1 - \left(\frac{V_1}{V_2}\right)^{k-1}, \qquad (4.19)$$

где $T_1, V_1; T_2, V_2$ – температура и объем газов соответственно в момент взрыва и конечные.

При взрывных работах коэффициент использования энергии ВВ значительно ниже, так как вследствие неполноты реакций имеют место химические потери; часть энергии газов взрыва теряется на нагрев среды, а часть выносится наружу газами взрыва, прорывающимися из зарядной камеры с повышенными температурой (тепловые потери) и давлением (механические потери).

Известно, например, что в шахтах, опасных по газу или пыли, применяют предохранительные ВВ с температурой взрыва 1800 – 2000$^0$ С (2073 – 2273$^0$ К). При взрыве породы разрушаются и в призабойное пространство прорываются газы с температурой 400 – 600$^0$ С. Пользуясь формулой (4.18), можно определить фактический коэффициент использования потенциальной энергии ВВ:

$$\eta_{\Phi} = 1 - \left(\frac{T_2}{T_1}\right)^{k-1} = 1 - \left(\frac{773}{2173}\right)^{0,2} = 0,2 .$$

В зависимости от условий взрывания фактический коэффициент использования энергии взрыва колеблется от 0,02 – 0,07 при взрывах на выброс до 0,15 – 0,25 при взрывах на рыхление.

Работа разрушения породы взрывом может проявляться в различных формах: интенсивное смятие (перетирание) породы, непосредственно прилегающей к заряду; возмущение в породе упругих (ударных) волн; сжатие, пластическая деформация и разрушение породы, не прилегающей непосредственно к заряду; измельчение части породы у свободной поверхности и выброс ее за пределы воронки взрыва. Все эти формы работы составляют в сумме полную полезную работу взрыва.

В зависимости от условий взрывания одни формы работы могут усиливаться, а другие – уменьшаться. Так, например, при снижении плотности заряжания путем создания воздушной прослойки между зарядом и стенками зарядной камеры уменьшается бризантное действие заряда и увеличивается фугасное – уменьшаются зоны вытеснения и увеличивается зона трещинообразований и выброса. В результате порода дробится более равномерно и средний размер кусков уменьшается.

При необходимости в сильном дробящем действии надо применять возможно большую плотность заряжания и ВВ с максимальной скоростью детонации.

Фугасное действие взрыва, как и общее действие взрыва, очень мало зависит от скорости детонации и определяется потенциальной энергией ВВ.

Полезная работа может быть выражена в механических единицах энергии

$$A_{ф} = \eta_{ф} \cdot 4{,}187 \cdot Q'_V \cdot Q = K_{ф} \cdot 4{,}187 \cdot Q'_V \cdot V \cdot \rho, \text{ кДж}, \qquad (4.20)$$

где 4,187 - механический эквивалент тепла, кДж/ккал;

$Q'_V$ – удельная теплота взрыва, ккал/кг;

$Q$ – масса заряда ВВ, кг;

$V$ – объем заряда, м$^3$;

$\rho$ – плотность ВВ заряда, кг/м$^3$.

В практике взрывного дела принято оценивать работу взрыва массой заряда ВВ, который необходимо взорвать для получения требуемого эффекта; разрушения определенного объема породы без перемещения или с перемещением ее на определенное расстояние, дробление определенного объема породы, разрушение определенного сооружения и т. п.

За эталонное ВВ принимают либо прессованный тротил ($Q'_V$=1000 ккал/кг, $\rho_{эт}$ = 1500 кг/м$^3$), либо аммонит № 6ЖВ

($Q'_V$=1030 ккал/кг, $\rho_{эт}$ = 1000 кг/м$^3$). Масса заряда сферической формы

$$Q = V\rho_{эт} = \frac{4\pi\pi_3^3}{3}\rho_{эт}, \qquad (4.21)$$

откуда радиус заряда будет:

$$r_3 = \sqrt[3]{\frac{3Q}{4\pi\pi_{эт}}} = \sqrt[3]{\frac{3}{4\pi\pi_{эт}}\sqrt[3]{Q}}, \text{ м}, \qquad (4.22)$$

где $\rho_{эт}$ – плотность заряда эталонного ВВ, кг/м$^3$.

Для тротила $\rho_{эт} = 0{,}054\sqrt[3]{Q}$;

для аммонита № 6ЖВ $r_3 = 0{,}062\sqrt[3]{Q}$.

Для другого ВВ с иной удельной энергией и иной плотностью необходимо сделать пересчет на эталонное ВВ по уравнению

$$Q = Q_{эт}\frac{Q'_V \cdot \rho}{Q'_{Vэт} \cdot \rho_{эт}}, \qquad (4.23)$$

где $Q, Q_{эт}$ – масса заряда соответственно примененного и эталонного ВВ;

$Q'_V, Q'_{V\,эт}$ – удельная энергия (ккал/кг) соответственно примененного и эталонного ВВ.

Действие взрыва в однородной неограниченной среде будет одинаково по всем направлениям, а эффект действия в данной точке прямо пропорционален радиусу заряда и обратно пропорционален расстоянию R данной точки от центра заряда. Отношение называют

$$R/r_3 = \bar{r} \qquad (4.24)$$

приведенным расстоянием (расстоянием, выраженным в радиусах заряда) данной точки от центра заряда, согласно принципу геометрического подобия, величина напряжений, вызываемых взрывом в породе, обратно пропорциональна величине $\bar{r}$.

### 4.3 Действие взрыва заряда в горной породе

Заряд – определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву. Заряд называют наружным, если он приложен к поверхности разрушаемого объекта, и внутренним, если он помещен внутри разрушаемой среды. В последнем случае в подлежащем разрушению массиве (объекте) создают углубление (шпур, скважину, камеру и др.) в которое помещают заряд. Углубления делают с таким расчетом, чтобы только часть их была занята зарядом. Свободную от заряда часть используют для размещения забойки. Наружные накладные заряды применяют для дробления негабаритных блоков, а внутренние – при разрушении горных пород с использованием шпуровых или скважинных зарядов, а также при строительстве каналов, канав, траншей и т.д.

По построению (структуре, внутреннему состоянию) заряды разделяют на сплошные и рассредоточенные.

**Сплошным** называют заряд, не разделенный на отдельные части промежутками, или заряды, состоящие из нескольких примыкающих один к другому патронов ВВ; **рассредоточенным** – заряд, отдельные части которого (ярусы) разделены промежутками из пластичных или сыпучих материалов, воды, воздуха и т.д.

Сплошные заряды применяют, как правило при проведении горных выработок. Использование рассредоточенных зарядов ВВ с воздушными промежутками является одним из эффективных способов регулирования степени дробления горных пород на открытых работах.

В зависимости от конфигурации заряды делят на сосредоточенные и удлиненные.

**Сосредоточенные** заряды по форме приближаются к шару, кубу. К ним относят также заряды, имеющие форму параллелепипеда или цилиндра, если их протяженность не превышает четырех размеров в поперечнике.

**Удлиненные** (колонковые) заряды имеют цилиндрическую форму, их длина более чем в четыре раза превышает поперечный размер.

Если заряды размещают в камерах или «котлах», то их называют камерными или котловыми. При расположении зарядов в шпурах или скважинах их называют шпуровыми, скважинными или цилиндрическими.

Если при взрыве заряда ВВ в массиве породы действие его ничем не проявится на поверхности и локализуется внутри массива, то оно называется внутренним действием или камуфлетным, а заряд называется камуфлетным зарядом. При взрыве такого заряда в горной породе образуются зоны: вытеснения, раздавливания, разрывов и сотрясения. Зона раздавливания весьма мала и не имеет четкой границы. Поэтому целесообразно рассматривать зону раздавливания и разрывов совместно, как одну общую зону разрушения (рис. 4.1). Иногда при определенном соотношении между величиной заряда и расстоянием его от открытой поверхности, образуется еще зона отколов.

Процесс разрушения породы идет следующим образом. В момент взрыва удар газов взрыва разрушает и вытесняет некоторый слой породы, прилегающий к заряду, образуя полость – зону вытеснения или котел. Раздавленная и вытесненная порода вдавливается в стенки котла, которые вследствие этого представляют собой слои раздавленной и уплотненной породы. Возникшая в момент взрыва ударная волна перемещается радиально в массиве породы за пределы котла, вызывая смещение частиц породы в радиальном направлении.

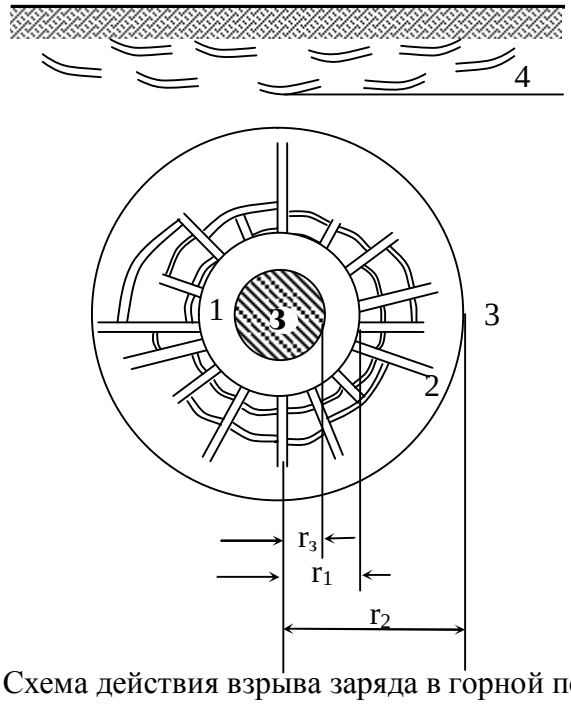



**Рисунок 4.1** – Схема действия взрыва заряда в горной породе:

**З** – заряд до взрыва; 1 – зона вытеснения (котел); 2 – зона разрушения; 3 – зона сотрясения; 4 – зона откола; $r_з$ – радиус заряда; $r_1$ – радиус зоны вытеснения; $r_2$ – радиус зоны разрушения.

В результате радиального перемещения частиц и слоев породы в ней возникают действующие в тангенциальном направлении усилия растяжения и сдвига. Эти усилия вызывают образования сети радиальных и кольцевых (прерывистых сферических) трещин.

Таким образом, в пределах зоны разрушения в начале (от центра) располагается слой бесструктурной, раздавленной и уплотненной породы с частыми и широкими трещинами разрывов и скольжений. Этот слой породы постепенно переходит в породу, сохранившую свою структуру в отдельных частях, но также пронизанную сетью радиальных и сферических трещин. По мере удаления от центра трещиноватость уменьшается. Четкой наружной границы зона разрушения не имеет.

С удалением от очага взрыва ударная волна затухает и переходит в волну напряжений, распространяющуюся со звуковой скоростью, которая на некотором расстоянии ослабевает. Эта зона (зона сотрясений) не имеет четко выраженных внутренней и наружной границ.

В зависимости от глубины заложения заряда признаки взрыва могут быть не обнаружены на земной поверхности или проявляются в виде слабой сейсмической волны. Если заряд заложен не глубоко от земной поверхности, то до нее может дойти волна напряжений сжатия. Когда эта волна достигает открытой поверхности, верхние слои породы, не встречающие достаточного сопротивления впереди, начинают отрываться (сопротивление породы разрыву в 10 – 50 раз меньше сопротивления сжатию). У открытой поверхности зарождается волна растяжения, которая идет к центру взрыва. Волна сжатия как бы отражается от открытой поверхности породы в форме волны растяжения. По мере удаления от поверхности энергия волны растяжения затухает, но у поверхности отраженная волна может создать несколько сферических откольных трещин, в результате происходит откол и даже отбрасывание породы. Следовательно, зона отколов может возникать при благоприятных соотношениях между величиной заряда и глубиной заложения его.

При некотором соотношении этих величин зона отколов может сомкнуться с зоной разрушения или настолько приблизиться к ней, что давлением газов взрыва промежуточный слой породы будет раздроблен и порода будет полностью разрушена от поверхности до полости котла. Такое явление, как и явление откола, относится к наружному или открытому действию взрыва заряда.

Радиус зоны вытеснения (см. рис. 4.1) зависит от прочности и упругих свойств горной породы, от величины и формы заряда, от общей работоспособности и бризантности ВВ и от плотности заряжания.

В соответствии с геометрическим законом подобия радиус зоны вытеснения может быть выражен через радиус заряда, при прочих равных условиях:

$$r_1 = \bar{r}_1 r_3, \qquad (4.25)$$

где $r_3$ – радиус заряда;

$\bar{r}_1 = \frac{r_1}{r_3}$ – приведенный радиус зоны вытеснения (котла), или коэффициент пропорциональности, учитывающий влияние вышеперечисленных факторов.

При взрывании сосредоточенного заряда тротила или аммонита № 6ЖВ в мягких грунтах (глина, суглинок, растительная земля и т.п.) $\bar{r}_1$ = 4÷6, а при взрывании в скальных грунтах (*f*=8÷3) $\bar{r}_1$=1,6÷2,2 (табл. 4.3).

Таблица 4.3

| Порода | Сферический заряд | | Цилиндрический заряд | |
|---|---|---|---|---|
| | $\bar{r}_1$ | $\bar{r}_2$ | $\bar{r}_1$ | $\bar{r}_2$ |
| Глина, суглинок и т. п.<br>Скальные породы (*f* =8–3) | 4–6<br>1,6–2,2 | 20–35 | 10–15<br>2–4 | 12–20 |

В случае использования других ВВ приведенный радиус или коэффициент пропорциональности определяется по формуле

$$\bar{r} = \bar{r}_{\text{Т}} \sqrt[3]{\frac{Q'_{\text{V}}\rho}{Q'_{\text{VT}}\rho_{\text{Т}}}}, \qquad (4.26)$$

где $Q'_{\text{V}}$ и $Q'_{\text{VT}}$ – удельная теплота взрыва соответственно примененного ВВ и тротила (1000 ккал/кг);

$\rho$ и $\rho_{\text{Т}}$ – плотность ВВ соответственно примененного ВВ и тротила (1500 кг/м$^3$).

При взрывании удлиненных цилиндрических зарядов ($l_3$>5$d_3$) котлы получаются цилиндрической формы; радиус зоны вытеснения в этом случае рассчитывается также по формуле (4.25). Значение коэффициента пропорциональности $\bar{r}_1$ при взрывании тротилом и ам-

монитом № 6ЖВ принимается равным 10 – 15 в мягких грунтах и 2 – 4 в скальных породах (см. табл. 4.1). При использовании других ВВ (для удлиненных зарядов) значения коэффициента пересчитывают по формуле

$$\bar{r} = \bar{r}_{т}\sqrt{\frac{Q'_{V}\rho_{V}}{Q'_{VT}\rho_{T}}} \quad . \qquad (4.27)$$

Длина цилиндрического котла превышает длину заряда на три-четыре диаметра последнего.

При относительной длине заряда $l_з/d_з$ = 6 энергия взрыва, действующая на стенки шпура или скважины против центра заряда, составляет 90 % максимальной величины энергии, которая действовала бы в этом же месте при бесконечно длинном заряде. При относительной длине заряда менее 6 рассеивание энергии у торцов заряда увеличивается и радиус котла уменьшается.

При буровзрывных работах донную часть шпуров и скважин расширяют для повышения их емкости. Котлы в этих случаях образуют взрыванием небольших зарядов ВВ, помещаемых на дно шпура иди скважины (этот процесс называют простреливанием шпуров).

Эффект котлообразования применяют также при проходке глубоких колодцев и небольших стволов в мягких породах. В качестве примера можно привести проходку отвала на Юрковском буроугольном карьере. Ствол глубиной 54 м и диаметром 5,2 м был пройден путем вытеснения и уплотнения грунтов при внутреннем действии взрыва заряда в пробуренной скважине. Опыты проведения таким способом шурфов глубиной до 60 м были и в Кузбассе. При этом срок проведения шурфа сокращался на 20 – 40%, а стоимость проведения и крепления выработки – на 10 – 30%.

Методом уплотнения мягких грунтов взрывом создают также полости больших размеров для хранения нефти.

При опытной проходке методом вытеснения стволов в песчаниках и глинистых сланцах был получен отрицательный результат. При взрывании зарядов ВВ по тем же породам в скважинах диаметром 100 – 250 мм и глубиной от 40 до 100 м получили коэффициент уширения 3 – 6.

Эффект разрушения горных пород при внутреннем действии заряда ВВ используют при торпедировании нефтяных скважин для усиления отдачи нефти, при торпедировании шпуров и скважин в угольных шахтах для усиления дегазации пластов и предупреждения внезапных выбросов и т. п.

Радиус зоны разрушения (см. рис. 4.1)

$$r_2 = \bar{r}_2 r_3, \tag{4.28}$$

где $r_2$ - приведенный радиус зоны разрушения (выраженный через радиус заряда), или коэффициент пропорциональности. При взрывании удлиненных цилиндрических зарядов в скальных породах $\bar{r}_2$ = 12-20.

При взрыве заряда, заложенного на некотором расстоянии от земной поверхности, когда действие взрыва проявляется на ней, процессы разрушения горной породы протекают следующим образом.

В момент взрыва удар газов образует котел (зону вытеснения). Радиус котла при прочих равных условиях в первый момент образования будет такой же, как и при взрыве камуфлетного заряда (позже, при общей подвижке породы, он деформируется в сторону открытой поверхности). Это объясняется том, что котел образуется под воздействием первого импульса ударной волны. Повторные (отраженные) импульсы, как показывают непосредственные замеры в шпурах в 2-4 раза слабее и не могут увеличить котел, стенки которого уже уплотнены вследствие расширения объема зарядной камеры.

Первый импульс, образовавший котел, возбуждает мощную ударную волну, которая, проходя по породе, вызывает смещение среды и образование трещин. По мере возникновения в породе трещин в них проникают газообразные продукты взрыва, находящиеся под большим давлением, с той же скоростью, с которой эти трещины образуются (200-1500 м/с). Газы взрыва, оказывая давление на стенки котла и поверхность трещин, держат породу в напряженном состоянии, расширяют и удлиняют трещины в направлении открытой поверхности. Толща пород, ослабленная отколами и трещинами, идущими с поверхности, вызванными отраженной волной напряжений, разрушается (см. рис. 4.1).

В зависимости от величины и глубины заложения заряда взрывом его может быть образована воронка рыхления, или воронка выброса. В первом случае вся разрушенная порода остается в пределах воронки, во втором случае разрушенная порода выбрасывается за пределы воронки.

Радиус основания воронки r называют радиусом воронки взрыва, а кратчайшее расстояние W от центра заряда до открытой поверхности – линией наименьшего сопротивления (л. н. с.) или глубиной заложения заряда. Отношение

$$\frac{r}{W} = n \qquad (4.29)$$

называют показателем раствора воронки или показателем действия взрыва.

Если одинаковые заряды заложить на различной глубине в одной и той же породе, то при их взрыве образуются воронки с разными показателями действия взрыва. Воронка с показателем действия взрыва n = 1 называется воронкой нормального выброса (рис. 4.2, а), а заряд, образовавший такую воронку, называется зарядом нормального выброса. Воронка с показателем действия n >1 называется воронкой усиленного выброса (рис. 4.2, б), а заряд называется зарядом

усиленного выброса. Воронка с показателем раствора 0,7 < n < 1 называется воронкой уменьшенного выброса (рис. 4.2, в). Если заряд заложить еще на большую глубину, то при взрыве образуется воронка рыхления (рис. 4.2 г, д) с показателем действия взрыва n ≤ 0,7. Заряд, образующий воронку рыхления, называется зарядом рыхления.

В мягких породах воронка по форме близка к параболоиду или усеченному конусу, объясняется это большей зоной сжатия и большим уширением воронки внизу. В крепких породах объем зоны сжатия и ширина воронки внизу невелики и воронка близка по форме к простому конусу. Объем такой воронки

$$V = \frac{\pi r^2 W}{3} \ . \qquad (4.30)$$

Заменив r его значением из формулы (4.14) и приняв $\pi/3 \approx 1$, получим

$$V = n^2 W^3. \qquad (4.31)$$

При воронке нормального выброса объем ее $V_н = W_н^{\ 3}$.

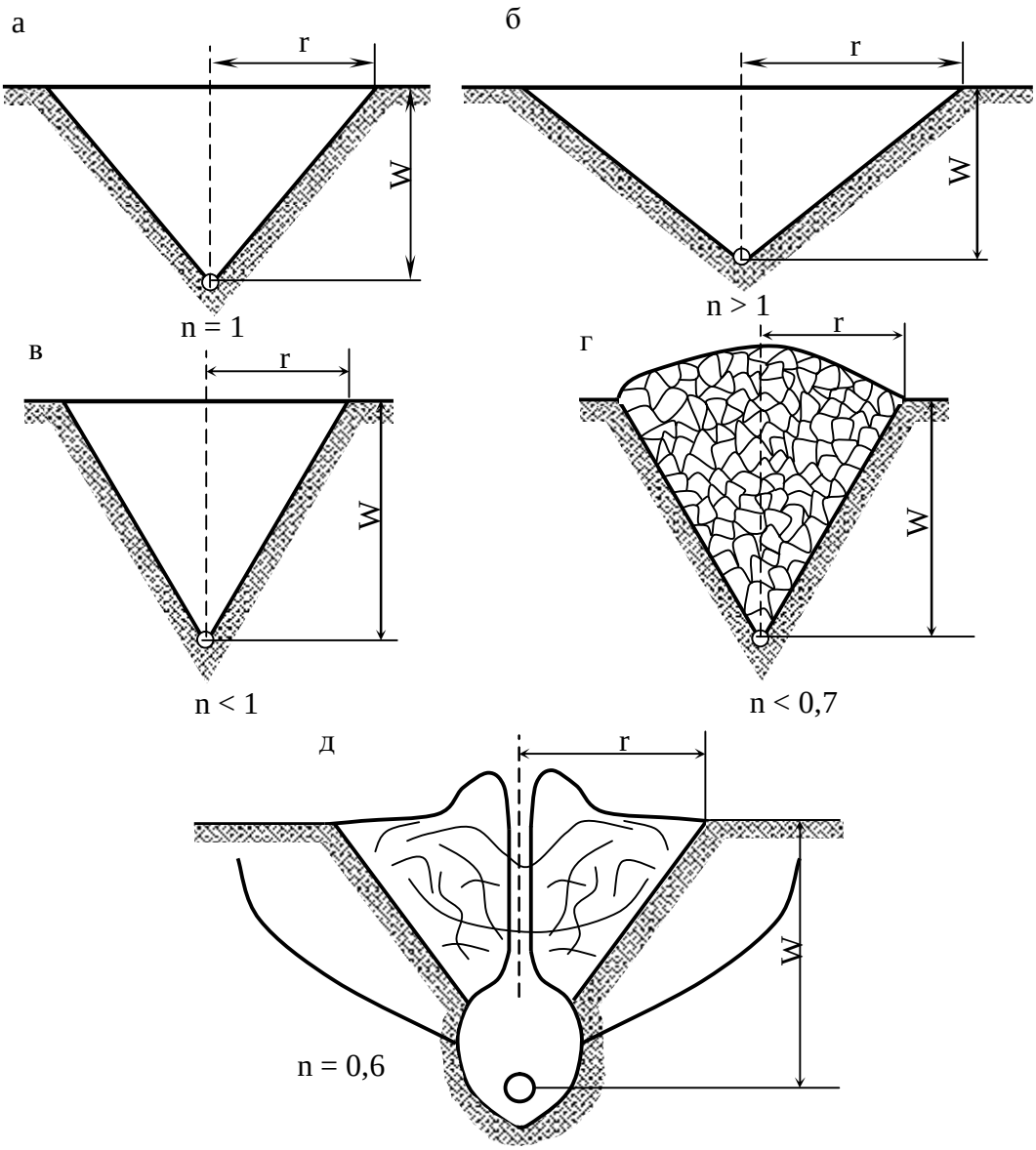



**Рисунок 4.2 -** Воронки, образованные взрывом заряда в скальных породах (а, б, в, г) и суглинке (д).

Видимая глубина воронки h при взрыве малобризантных ВВ (8-10 мм) в некоторых скальных породах может быть определена по эмпирической формуле

$$h = 0{,}33W(2n - 1). \qquad (4.32)$$

При крепких скальных породах коэффициент перед W рекомендуется принимать равным 0,28, а при мягких грунтах равным 0,4. Значение n при расчете зарядов выброса принимают не более 2,5.

## 4.4 Действие взрыва при короткозамедленном взрывании

До 50-х годов XX века в Донбассе и других бассейнах взрывные работы в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, велись только мгновенными электродетонаторами. При этом применялось одноприемное взрывание, когда весь забойный комплект шпуровых зарядов взрывался от одного электрического импульса (за один прием). Это наиболее простой и безопасный вид взрывания.

Однако этот метод при использовании только электродетонаторов мгновенного действия не оправдал себя на практике из-за высокой вероятности повреждения крепи горных выработок.

По этой причине было разработано многоприемное взрывание, при котором забойный комплект шпуровых зарядов взрывался в два или несколько приемов.

В 1952-1953 гг. на основании результатов фоторегистрации с использованием скоростной киносъемки процессов и осцилографирования явлений взрыва в массиве, а также результатов натурных экспериментов по влиянию различных факторов на эффективность и безопасность разрушения горных пород был разработан способ, получивший название короткозамедленного или миллисекундного взрывания.

**Короткозамедленное взрывание** (КЗВ) – одноприемное последовательное взрывание отдельных зарядов или отдельных групп зарядов с заранее заданными миллисекундными промежутками вре-

мени. Интервалы между взрывами являются важнейшим фактором обеспечения безопасной, в отношении воспламенения метана, и угольной пыли работы всех взрывающихся в забое зарядов, а также принципиального отличия этого метода от многоприемного взрывания.

Короткозамедленное взрывание, т.е. взрывание зарядов через интервалы времени до 100 мс, в настоящее время широко применяют благодаря ряду его достоинств: значительное уменьшение сейсмического эффекта, что благоприятно отражается на сохранности строений, сооружений и выработок; улучшение дробления породы; уменьшение разброса породы; снижение расхода ВВ (до 15 %).

При взрывании двух рядов скважин замедление между рядами должно быть таким, чтобы заряды второго ряда взорвались после того, как закончится разрушительное действие упругих волн, вызванных взрывом зарядов первого ряда и между скважинами прорежется трещина, а движение разбитых трещинами пород первого ряда будет находиться лишь в самом начале, когда газы взрыва уже проникли в эти трещины и давят на их стенки, расширяя и удлиняя их. Разрушенные породы первого ряда будут находиться в напряженном состоянии, удерживая в таком состоянии и прилегающую часть массива второго ряда.

Когда массив второго ряда находится в напряженном состоянии, взрыв зарядов соответствующего ряда вызовет в нем более сильное дробление породы. Ударные волны, возникшие в породе в результате взрыва этих зарядов, дойдя до открытой плоскости частично отразятся от нее, вызывая откольные разрушения пород. Частично ударные волны перейдут в зону разрушенной породы первого ряда, усиливая дробление породы.

Дополнительное дробление пород первого и второго рядов будет происходить и во время их движения вследствие соударения масс, так как передний фронт второго ряда будет двигаться в 5-10 раз быстрее, чем задний фронт первого ряда.

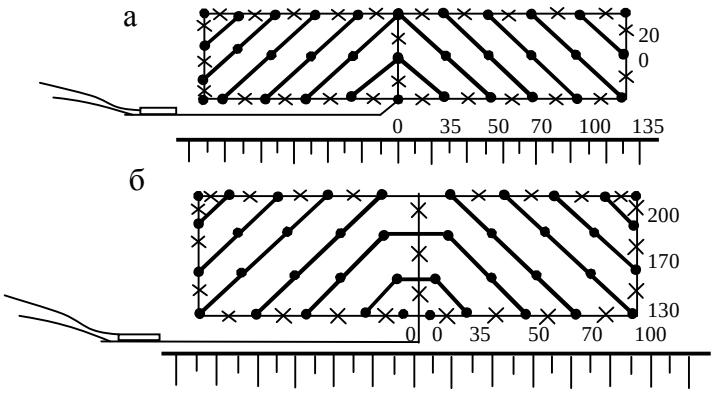



**Рисунок 4.3** – Схемы многорядного короткозамедленного взрывания с применением короткозамедленного взрывания с диагональным а и трапецеидальным б расположением фронтов отбойки в целях снижения заколов и сейсмического эффекта в массиве пород.

Для усиления этого вида дробления породы и уменьшения ее разлета целесообразно взрывать одновременно несколько рядов зарядов и комбинировать соответствующим образом замедления в соседних зарядах (рис. 4.3). При однорядном расположении зарядов замедления комбинируют через скважину.

На основе большого производственного опыта и специальных экспериментов установлено, что величина замедлений зависит от крепости и упругих свойств породы, от величины л. н. с. и заряда. Величину замедления можно выразить эмпирической формулой

$$t = KW, \text{ мс}, \qquad (4.33)$$

где К – коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств пород;
W – величина л. н. с., м.

С.А. Давыдов, основываясь на большом опыте работы организаций Союзвзрывпрома, рекомендует для шпурового метода и для метода скважин следующие значения К: для самых крепких пород – 3, для самых мягких пород – 6. Для получения направлен-

ного или резко уменьшенного развала пород предлагается удваивать приведенные значения К.

Максимальное время замедления электродетонатора короткозамедленного действия с учетом разброса по времени срабатывания не должно превышать при применении ВВ IV класса 220 мс, а при применении ВВ V и VI классов – 320 мс.

## 4.5 Теория расчета зарядов

На основании закона подобия известно, что величины давления, импульса взрыва и деформации породы в какой-то точке на любом расстоянии от заряда зависят от величины заряда и от расстояния данной точки от заряда. Этот принцип подобия заложен в основу всех теоретических и эмпирических формул для расчета зарядов.

Заряды рассчитывают по эмпирическим формулам, так как теоретические формулы пока еще не дают достаточной точности расчетов и вместе с тем требуют значительно большего времени. Однако теоретические формулы представляют большой интерес для познания такого сложного явления, как действие взрыва на горную породу при различных условиях. В связи с этим ниже приведены наиболее интересные положения теории расчета зарядов.

Г.И. Покровский считает, что вся поверхность породы, окружающей заряд, воспринимает воздействие взрыва практически одновременно. Вблизи поверхности заряда порода раздавливается, переходит в текучее состояние и сильно сжимается. По мере удаления от заряда энергия взрыва передается все возрастающей массе среды, ввиду чего энергия в единице объема существенно уменьшается, на-

пряжения сжатия падают и на определенном расстоянии становятся меньше величины сопротивления породы раздавливанию. При внутреннем действии взрыва порода разрушается волной сжатия, идущей от заряда.

При взрыве заряда вблизи открытой поверхности основные разрушения горной породы вызываются волной растяжения, обусловленной отражением волны сжатия от открытой поверхности и идущей от этой поверхности к полости заряда.

Используя известную формулу М.А. Садовского, предложенную для расчета избыточного давления на фронте воздушной ударной волны и экспериментальные данные А.Н. Ханукаева и др., Г.И. Покровский вывел формулу для расчета напряжений сжатия, возникающих в горной породе при взрыве заряда в точке, удаленной от центра сферического заряда на расстояние $R = (5 \div 200)\bar{r}$:

$$\sigma_{сж} = \frac{72}{\bar{r}^2}\left(\frac{Q'_V \rho}{Q'_{VT}\rho_T}\right)^{\frac{1}{3}} K^{\frac{2}{3}}, \text{ кгс/см}^2, \qquad (4.34)$$

где $\bar{r}$ – приведенное расстояние, выраженное в радиусах заряда;

$Q'_V, Q'_{VT}$ – удельная потенциальная энергия примененного ВВ и тротила ($Q'_{VT}$ =1000 ккал/кг);

К – модуль всестороннего сжатия для данной горной породы, кгс/см$^2$.

Пользуясь формулой (4.19), можно решить и обратную задачу задавшись величиной $\sigma_R$, определить при данном значении $\bar{r}$ величину заряда или значение R.

Для расчета зарядов выброса Г.И. Покровский предложил формулу

$$Q = \frac{\gamma}{28000} W^{\frac{7}{2}}\left(1 + n^2\right)^2, \text{ кг} \qquad (4.35)$$

или

$$Q = qW^{\frac{7}{2}}\left(1 + n^2\right)^2, \qquad (4.36)$$

где $\gamma$ – плотность породы, кг/м$^3$;

$W$ – глубина заложения заряда или л. в. с., м;

$n$ – показатель действия взрыва.

Формула эта отличается от известной формулы М.М. Борескова тем, что в ней удельный расход ВВ (кг/м$^3$) определяется в зависимости от объемного веса породы, а не от прочности породы; глубина заложения заряда и показатель действия взрыва влияют на величину заряда сильнее, чем в формуле М.М. Борескова.

При расчете зарядов для крепких пород с акустической жесткостью от $10 \cdot 10^5$ г/см$^3$·см/с и более А.Н. Ханукаев предлагает уравнение для расчета максимальной радиальной скорости смещения (табл. 4.4) для аммонита № 6ЖВ

$$\upsilon = \frac{2000}{\bar{r} \cdot 1{,}65} \qquad (4.37)$$

где $\bar{r}$ – приведенное расстояние, выраженное в радиусах заряда.

Напряжения в породе вычисляют по известной из теории упругости формуле

$$\sigma_{сж} = \frac{\gamma \cdot C_м \cdot \upsilon}{g}, \qquad (4.38)$$

где $\upsilon$ – скорость смещения, м/с;

$C_м$ – скорость продольной волны в породе, м/с;

$g$ – ускорение силы тяжести, м/с$^2$.

Значения $\sigma_{сж}$, рассчитанные по формуле (4.34) при $K = 5 \cdot 10^5$ кгс/см$^2$ и по формуле (4.38) при $C_м = 5000$ м/с и $\gamma = 2500$ кг/м$^3$ приведены в таблице 4.4.

Таблица 4.4

| Показатели | Приведённые расстояния, выраженные в радиусах заряда | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 5 | 10 | 20 | 50 | 100 | 200 | Примечание |
| $\sigma_{сж}$ | 18500 | 4600 | 1150 | 185 | 46 | 12 | Уравнение (4.34) |
| $\upsilon$ | 136 | 43 | 13,7 | 3,0 | 0,9 | 0,30 | Уравнение (4.37) |
| $\sigma_{сж}$ | 18600 | 5900 | 1880 | 420 | 123 | 41 | Уравнение (4.38) |

В ближней зоне действия заряда давление газов взрыва и напряжения в породе резко падают вследствие больших диссипативных потерь; кроме того, при $\bar{r} \geq 50$ уравнения (4.34) и (4.38) дают значительные расхождения. Уравнения для расчета параметров волн напряжений в реальных породах еще несовершенны вследствие недостаточного количества данных натурных замеров.

# 5. СРЕДСТВА И ТЕХНОЛОГИЯ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

## 5.1 Средства инициирования промышленных ВВ

Процесс возбуждения детонации промышленных ВВ от внешнего, преимущественно теплового, воздействия (начального импульса) называется **инициированием.**

Средство, с помощью которого передаётся начальный импульс взрывчатому веществу и осуществляется возбуждение его детонации, называются **средством инициирования** (СИ).

**Средствами взрывания** называют совокупность средств инициирования и принадлежностей для взрывания промышленных ВВ.

**Способ взрывания** – совокупность приёмов взрывания зарядов ВВ в заданной последовательности и в заданный момент времени с использованием средств, обеспечивающих безопасность взрыва. Различают следующие способы: огневой, электрический, электроогневой, бескапсюльный и система взрывания Нонель.

**Огневое взрывание** – это способ взрывания посредством капсюля-детонатора (КД) и огнепроводного шнура (ОШ) с применением средств его поджигания. Начальным импульсом служит внешнее пламя от горения того или иного средства зажигания.

Огневое взрывание отличается простотой, дешевизной и достаточной эффективностью действия зарядов. Недостаток его – повышенная опасность работ, чем при электровзрывании или при взрывании детонирующим шнуром. Поэтому огневое взрывание разрешается применять только на земной поверхности (на открытых работах).

**Электрическое взрывание.** В настоящее время это единственный допущенный в угольных шахтах способ взрывания шпуровых и

скважинных зарядов ВВ. Электровзрывание безопаснее огневого, так как позволяет взрывать больше зарядов и может применяться в любых условиях ведения взрывных работ, включая использования в шахтах, опасных по газу или пыли, и труднодоступные объекты. Кроме того, преимущества состоят в отсутствии вредных газов, выделяемых при горении ОШ, в производстве взрыва с любого расстояния, в обеспечении одновременного взрывания зарядов, а также с интервалами по сериям и т.д. Недостатки данного способа взрывания заключаются в сложности подготовки электросетей, сращивания проводов, в опасности при ликвидации отказавших зарядов и взрыва от блуждающих токов, высокой стоимости средств взрывания.

Электрическое взрывание – способ с помощью электродетонаторов, включённых в электровзрывную сеть. Совокупность электродетонаторов с проводами, соединяющими их между собой, и источником тока называется **электровзрывной сетью**. Начальным импульсом служит электрический ток. К принадлежностям электрического взрывания относятся взрывные машинки и приборы, а также контрольно-измерительные приборы. В систему электровзрывания входят также провода или кабели и соединительная арматура.

По времени срабатывания после подачи электрического импульса во взрывную сеть выделяют **электродетонаторы** мгновенного, короткозамедленного и замедленного действий.

В качестве источника, посылающего импульс тока во взрывную сеть, могут быть использованы: взрывные машинки и приборы, осветительные и силовые линии электропередач, передвижные электростанции.

Наиболее удобными источниками тока являются широко при-

меняемые конденсаторные взрывные машинки, в которых конденсатор, заряжаемый в течение 10–20 с. от маломощного первичного источника тока, вмонтированного в машинку, весьма быстро, в течение 3–4 мс разряжается в сеть.

Перед производством взрывных работ исправность электровзрывной сети должна быть проверена с помощью контрольно-измерительных приборов. Контрольно-измерительные приборы, выпускаемые промышленностью, рассчитаны на подачу в сеть безопасной силы тока (не более 50 мА).

По конструкции они делятся на три группы – стрелочного, звукового и светового типов. Приборы первого и второго типов позволяют установить факт исправности электровзрывной сети и получить численное значение её сопротивления. Световые приборы позволяют определить только проводимость сети, но не могут обнаружить короткого замыкания в ней.

Электроогневое взрывание. При электроогневом взрывании применяются капсюли-детонаторы, огнепроводный шнур, электрозажигательные патроны, принадлежности электровзрывания, взрывные провода или кабели и соединительная арматура. Начальным импульсом служит электрический ток.

Электрозажигательный патрон представляет собой гильзу из тонкого картона, на дне которой находится слой из смеси пороха, парафина и канифоли. В донную часть вмонтирован электровоспламенитель.

При использовании электрозажигательных патронов в гильзу вводят шнуры зажигательных трубок. Гильзу с пучком шнуров плотно обвязывают шпагатом. Провода электровоспламенителя подклю-

чают к магистральным проводам и из укрытия включают ток. Вспыхивает электровоспламенитель, от его пламени загорается воспламеняющаяся смесь и зажигает пороховые сердцевины огнепроводных шнуров зажигательных трубок.

Электроогневое взрывание осуществляется также в случае использования зажигательных патронов, когда воспламеняющая смесь загорается с помощью отрезка ОШ, поджигаемого электрозажигательной трубкой.

Электроогневое взрывание можно производить в неудобных местах, где затруднен своевременных отход взрывника в укрытие или при большом количестве шпуров.

**Безкапсюльное взрывание**. Заряды ВВ инициируют при помощи детонирующего шнура (ДШ), который состоит из сердцевины с инициирующим ВВ (тэн), двух–трех оплеток, покрытых парафином и окрашенных в красный цвет или с двумя красными нитями, что отличает его по внешнему виду от огнепроводного шнура. Взрывание от детонирующего шнура безопаснее электровзрывного. Применяется при взрывании скважинных и котловых зарядов; во всех случаях, когда по условиям безопасности (наличие блуждающих токов) нельзя использовать электровзрывание; при взрывании шпуровых зарядов по подошве уступа и негабарита.

Детонирующий шнур взрывают от капсюля – детонатора или электродетонатора. Безкапсюльный способ производства взрывных работ широко применяется на открытых разработках при методе скважин и минных камер, а также на подземных горных работах за исключением шахт, опасных по газу или пыли.

**Неэлектрическая схема инициирования Нонель**. Зарубеж-

ные фирмы (США, Швеция, Китай) разработали и широко применяют неэлектрические схемы инициирования, основанные на передаче ударной волны по трубчатому пластикатному высокопрочному волноводу со скоростью до 2 км/с. Это достигается за счет покрытия (напыления) внутренней его поверхности тончайшим слоем ВВ (типа тэна или октогена) с добавками тонкодисперсного алюминия. Масса навески ВВ составляет около 50 мг на 1 м волновода. Один конец волновода запаян, а на другом смонтирован герметический детонатор. Инициирование ударной волны в волноводе производится с помощью специальных пистолетов-стартеров, снаряженных капсюлями типа «Жевело» (Швеция), электрическим импульсом от взрывной машинки (Китай). Перед взрывом запаянный конец волновода обрезается.

Инициирование возможно обычным КД и ЭД или петлей ДШ.

В подземных условиях при использовании ВВ обычной чувствительности, ВВ инициируют детонаторами нормальной мощности, а в случае водосодержащих ВВ, особенно на открытых горных работах, применяют прессованные шашки – промежуточные детонаторы, в которые устанавливают, как правило, два детонатора Нонель.

Системы удобны в монтаже, надежны и безопасны и все шире используются в горной промышленности зарубежных стран.

Детонатор нормальной мощности системы Нонель безотказно инициирует все ВВ нормальной чувствительности. Состоит из алюминиевого корпуса-стакана, на дно которого запрессованы заряды вторичного и первичного инициирующих ВВ; в алюминиевой трубке запрессован замедляющий состав, чувствительность которого обеспечивает его поджигание пламенем, распространяющимся в волно-

воде. Входящий волновод герметично закрепляется в дульце детонатора с помощью резиной трубки.

## 5.2 Основные схемы и элементы расчета электровзрывных сетей

Электровзрывная сеть состоит из электродетонаторов и соединительных проводов. Соединительные провода состоят из концевых, идущих от ЭД к выводным проводам, соединенных с магистральными (рис.3.1). Сеть монтируется из изолированных одно и многопроволочных медных, алюминиевых или стальных проводов.

При выборе проводов для монтажа сети нужно учитывать как их сопротивление, так и прочность. Нецелесообразно из-за недостаточной прочности монтировать сеть из провода сечением меньше 0,2 мм$^2$. Для магистральных проводов сечение должно быть не менее 0,75 мм$^2$.

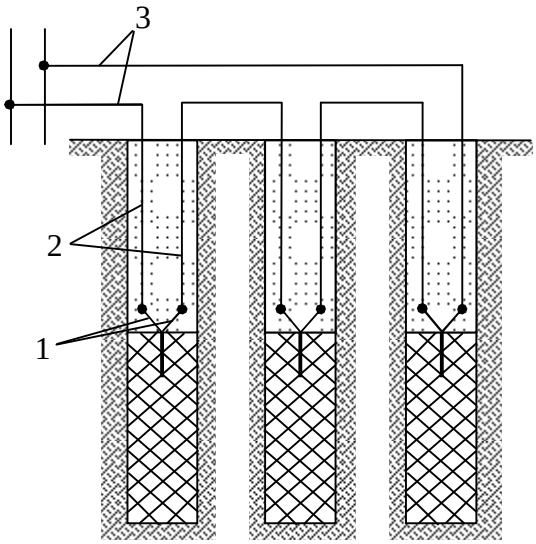



**Рисунок 5.1** – Схема монтажа электровзрывной сети при последовательном соединении ЭД:
1 – концевые провода; 2 – выводные провода; 3 – магистральные провода.

При взрывных работах применяют следующие схемы соединения ЭД в сети: **последовательные** (рис. 5.1), **параллельные**, из них различают пучковую схему (рис. 5.2 а), в которой все провода от ЭД подсоединяют в двух точках, и ступенчатую (рис. 5.2 б), в которой провода подсоединяют к разным точкам участковых проводов; **смешанные** – последовательно-параллельная (рис. 5.3 а) и параллельно-последовательная (рис.5.3 б). В первом случае ЭД в группах соединены последовательно, а группы – параллельно, во втором ЭД в группах соединены параллельно, а группы – последовательно.

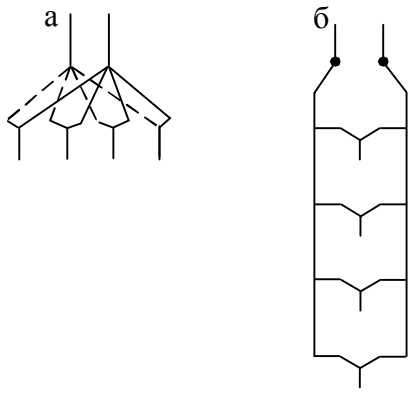



Рисунок 5.2 – **Схема параллельного соединения**

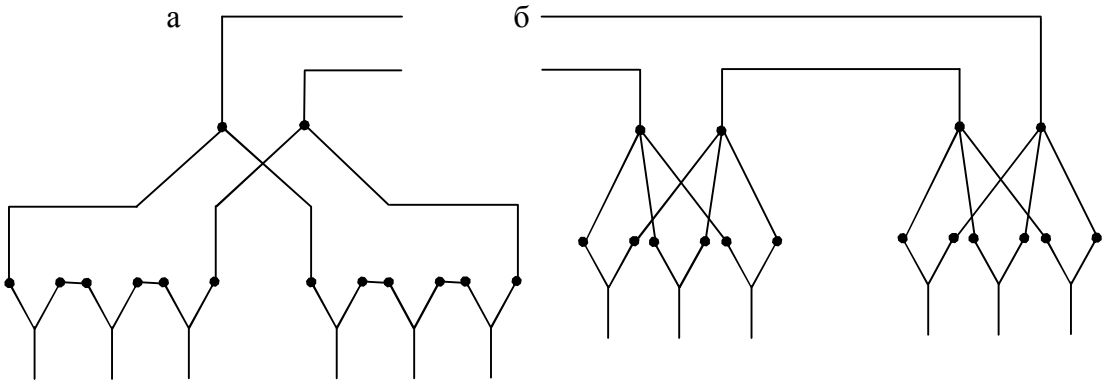



**Рисунок 5.3** – Схема смешанного соединения

Последовательное соединение имеет следующие достоинства: через все ЭД проходит одинаковый ток; для взрыва требуется источник тока минимальной мощности; небольшая длина проводов, простота и наглядность схемы соединения; простота расчета и проверки исправности цепи.

Недостатком этого соединения является возможность массового отказа при попадании в сеть дефектного ЭД.

Парно-параллельное соединение ЭД по сравнению с парно-последовательным требует более мощного источника тока.

Параллельное соединение имеет следующие достоинства: при обрыве соединения ЭД отказ получается только в одном заряде, а если в боевике имеется два ЭД, отказа не будет; попадание недоброкачественного ЭД не ведет к отказу всей электровзрывной сети. Вместе с тем эта схема имеет недостатки: для взрыва одинакового числа ЭД требуется более мощный источник тока; практически невозможно определить исправность сети даже с помощью приборов; для монтажа требуется больше проводов, монтаж и особенно расчет ступенчатых схем соединения сложнее.

Методика расчета взрывных сетей при последовательном соединении состоит в определении величины, силы тока, проходящего через отдельный ЭД, и сравнения полученных результатов с гарантийной величиной тока для электродетонаторов.

Сопротивление концевых проводов включают в сопротивления электродетонаторов и отдельно не учитывают. Длина магистральных проводов определяется расстоянием от забоя до безопасного места, откуда взрываются заряды.

Общее сопротивление взрывной сети (см. рис. 5.1.) определя-

ют по уравнению

$$R_0 = r \cdot n + r_в + R_м, \qquad (5.1)$$

где $r$ – сопротивление электродетонатора (колеблется от 1,5 до 4 Ом при медных проводах и от 2,9 до 9,5 Ом – при железных);

$n$ – количество электродетонаторов в сети;

$r_в$ и $R_м$ – сопротивление соответственно выводных и магистральных проводов, Ом.

**Силу тока в сети рассчитывают по известной формуле**

$$I = \frac{U}{R_0} = \frac{U}{r \cdot n + r_в + R_м}, \qquad (5.2)$$

где $U$ – напряжение на клеммах источника тока, В.

Сила тока в каждом электродетонаторе (i) равна I.

При параллельно-пучковом соединении (см.рис.5.2) силу тока определяют по уравнению:

$$I = \frac{U}{R_м + r_в + \frac{r}{n}}, \qquad (5.3)$$

а в каждом электродетонаторе

$$i = \frac{I}{n}, \qquad (5.4)$$

где $n$ – количество электродетонаторов, соединенных параллельно.

Последовательно – параллельное соединение (см. рис. 5.3 а) применяется при большом количестве ЭД, когда последовательное соединение не обеспечивает поступление в них тока определенного значения. Если число электродетонаторов в отдельных группах и их

сопротивления одинаковы, то сила тока в сети определяется по формуле

$$I = \frac{U}{R_м + \frac{(r_в + r \cdot n)}{m}} \qquad (5.5)$$

а в отдельном электродетонаторе

$$i = \frac{I}{m}, \qquad (5.6)$$

где $n$ – количество последовательно соединенных электродетонаторов в одной группе;

$m$ – количество групп, параллельно присоединенных к магистральным проводам.

Сила тока, протекающая через отдельную ветвь (ЭД) должна быть больше или равна гарантийной.

## 5.3 Промышленные взрывчатые вещества

Промышленные ВВ – это взрывчатые вещества, характеризующиеся пониженной чувствительностью к внешним воздействиям и относительно невысокой стоимостью. Они должны безотказно детонировать от средств инициирования (СИ), не оказывать вредного воздействия на организм человека при изготовлении и обращении с ними.

Все промышленные ВВ, применяемые в народном хозяйстве, являются взрывчатыми механическими смесями двух (нескольких) взрывчатых веществ или же механическими смесями взрывчатых и невзрывчатых веществ. Например, аммонит 6ЖВ представляет собой механическую смесь аммиачной селитры (79%) и тротила (21%); ам-

монит Т-19 – механическая смесь двух ВВ – аммиачной селитры (61%) и тротила (19%) и невзрывчатого вещества – поваренной соли (20%); аммонал скальный № 1 прессованный – аммиачной селитры (66%), тротила (5%), гексогена (24%) и невзрывчатого вещества – алюминиевой пудры (5%).

По физическому состоянию промышленные ВВ могут быть: порошкообразные, гранулированные, прессованные, полупластичные, пластичные, жидкие, литые и текучие (льющиеся).

Наибольшее распространение в промышленности получили первые из перечисленных четыре вида.

По характеру действия продуктов взрыва на среду промышленные ВВ подразделяются на дробящие и метательные.

**Физико-химические характеристики** промышленных ВВ: плотность, технологическая и химическая стойкость и сыпучесть.

Различают **плотности** ВВ:

- истинную – отношение массы ВВ к его собственному объёму без учёта объёма каких-либо воздушных промежутков. Понятие применимо к веществу, находящемуся в жидком или расплавленном состоянии;
- гравиметрическую – отношение массы ВВ к объёму, занимаемому веществом вместе с воздушными промежутками, имеющимися между частицами;
- патронирования – отношение массы патрона к его объёму (с оболочкой);
- заряжания – отношение массы заряда ВВ к объёму зарядной камеры, предназначенной для размещения заряда ВВ.

**Технологическая стойкость ВВ** – способность ВВ сохранять

свои первоначальные свойства и качества при перевозке, подготовке и заряжании.

**Химическая стойкость ВВ** – способность ВВ сохранять неизменными свои химические свойства при хранении, перевозке и нахождении в шпуре (скважине).

**Сыпучесть** – способность ВВ свободно высыпаться через калиброванные отверстия и заполнять замкнутые объёмы (бункера, шпуры, скважины, камеры). Хорошую сыпучесть имеют гранулированные ВВ, плохую – порошкообразные.

Взрывчатое превращение промышленных ВВ базируется на окислении горючих элементов кислородом. Поэтому все без исключения взрывчатые механические смеси должны состоять не менее чем из двух (взрывчатых или невзрывчатых) компонентов, а именно: горючего (горючей добавки) и окислителя.

**Окислители** – вещества, содержащие избыточный кислород и способные легко отдавать его (аммиачная, калиевая, натриевая селитры).

**Горючие добавки** – твёрдые (жидкие) невзрывчатые (взрывчатые) вещества, богатые углеродом, водородом, алюминием или магнием (алюминиевая и магниевая пудра, древесная мука, соляровое масло и др.), легко окисляющиеся с выделением большого количества теплоты.

ВВ, состоящие только из аммиачной селитры и невзрывчатого горючего, называют **простейшими** ВВ.

Примером таких ВВ являются динамоны, широко применявшиеся в годы Великой Отечественной войны (в качестве горючих компонентов использовали торф, древесную муку и др.). Современные простейшие ВВ (гранулиты) в качестве горючей добавки содер-

жат дизельное топливо, минеральное масло, алюминиевую пудру и др.

Преимущество простейших ВВ – в возможности изготовления непосредственно на рабочем месте, а также их дешевизна. К недостаткам следует отнести невысокую мощность, низкую чувствительность к инициирующему импульсу (для их взрыва необходимо применять промежуточные детонаторы) и отсутствие передачи детонации на расстояние.

**Сенсибилизаторы** – третий важнейший компонент смесевых ВВ. Это вещества, вводимые в состав промышленных ВВ для повышения их энергетических характеристик и чувствительности к начальному импульсу, а также к передаче детонации на расстояние (тротил, нитроглицерин, нитрогликоль, гексоген и др.). Сенсибилизаторы с отрицательным кислородным балансом, например, тротил ($К_б$ > 74%) одновременно выполняют роль горючей добавки. Открытие таких сенсибилизаторов и было величайшей рецептурной находкой. Оно позволило создать мощные двухкомпонентные промышленные ВВ (по типу простейших), способные взрываться от штатных электродетонаторов и передавать детонацию на расстояние (аммонит 6ЖВ и др.).

Кроме этих основных компонентов, смесевые ВВ могут содержать и другие специальные добавки, улучшающие физико-химические свойства и снижающие чувствительность к механическим воздействиям: загустители (желатинизаторы), стабилизаторы, флегматизаторы, пламегасители.

**Загустители** – вещества, которые желатинируют жидкие компоненты ВВ (воду, нитроглицерин), придавая им необходимую степень пластичности, а также водоустойчивость. В смесевых ВВ, содержащих в качестве сенсибилизатора нитроглицерин, роль загустителя выполняет коллоидный хлопок, а в других ВВ – натриевая соль

карбоксилметил-целлюлозы (натрий – соль КМЦ), крахмал и др.

**Стабилизаторы** – вещества, вводимые в состав ВВ для повышения химической и физической стойкости, то есть для повышения стабильности свойств ВВ. Наиболее распространенным стабилизатором является древесная мука. В порошкообразных аммиачно-селитренных ВВ она служит рыхлителем, а в нитроэфирных – поглотителем нитроэфиров, находящихся в капельно-жидком состоянии. Наряду с этим древесная мука выполняет роль горючей добавки.

На втором месте (после древесной муки) по повышению стойкости и водоустойчивости ВВ находится тальк.

Введение нитрогликоля в состав ВВ, содержащих нитроглицерин, позволяет создать труднозамерзающие ВВ (если нитроглицерин замерзает при температуре +13,2°С, то такая смесь нитроэфиров – при ~20°С). Наряду с этим нитрогликоль выполняет функции сенсибилизатора.

**Флегматизаторы** – вещества, добавляемые в состав ВВ для снижения чувствительности к внешним воздействиям (удару, трению, лучу огня, нагреву) и тем самым обеспечивающие более безопасные условия изготовления и применения промышленных ВВ, они обволакивают частицы ВВ, не вступая с ними в реакцию (парафин, воск, графит, стеараты, вода и др.).

В подземных выработках при разработке некоторых полезных ископаемых встречаются горючие газы и пыль, которые, смешиваясь с воздухом, образуют газовые и пылевоздушные взрывчатые смеси. Так, в калийных шахтах выделяются метан и водород, в озокеритовых – пары бензина и сероводород, в медноколчедановых и серных рудниках – взрывчатая серная пыль, в угольных шахтах – метан и образуется взрывчатая угольная пыль.

Повышенная опасность взрывных работ в шахтах обусловлена факторами: внезапным (в течение нескольких секунд после начала взрывания шпуровых зарядов ВВ) выделением значительного коли-

чества метана (до 150 $м^3$ и более) и образованием тонкодисперсной угольной пыли (до 150 кг и более). Взрывчатость газопылевоздушных смесей приведена в табл. 5.1.

**Таблица 5.1 -** Параметры воспламенения смесей

| Смеси | Минимальная энергия воспламенения, Дж | Критическая температура воспламенения Тц. К |
|---|---|---|
| Метановоздушная (МВС) | $0,2810^3$ | 923 |
| Пылевоздушная (ПВО) | 15 | 1123 |

На чувствительность метановоздушной смеси к нагреванию, характеризующуюся температурой вспышки, влияют примеси некоторых газов и распылённых твёрдых веществ. Одни из этих веществ повышают чувствительность к нагреванию, другие, наоборот, снижают. Оксид углерода (CO), диоксид азота ($NO_2$) и кислород ($O_2$) повышают чувствительность метановоздушной смесей к нагреванию, а азот и углекислота уменьшают. Аналогично воздействуют на метановоздушную смесь хлористые натрий и калий, некоторые другие вещества, являющиеся ингибиторами или отрицательными катализаторами.

При нормальных условиях метановоздушная смесь взрывается при содержании метана от 5% до 15%. Наиболее сильные взрывы происходят при содержании метана близкому к стехиометрическому, т. е. 9,46% по объёму (стехиометрической называется газовоздушная смесь, в которой содержание горючих элементов достаточно для полного окисления кислородом воздуха). При большем содержании метана или воздуха взрыв будет слабее, поскольку избыточный компонент, не участвуя во взрыве, поглощает часть теплоты взрыва на собственное нагревание.

*Взрыв метановоздушной смеси описывается уравнением*

$$CH_4 + 2O_2 + 7{,}5 \cdot 2N_2 = CO_2 + 2H_2O + 7{,}5 \cdot 2N_2 + 801000 \text{ кДж/кмоль} \quad (5.7)$$

Метановоздушная смесь с содержанием метана до 5% горит при наличии постоянного источника воспламенения. Смесь, содержащая свыше 15% метана, может гореть спокойным пламенем вблизи источника воспламенения при притоке кислорода в зону пламени горения, например, путём диффузии из окружающего пламя воздуха.

Наибольшее влияние на изменение концентрационных пределов воспламенения оказывают: примесь инертных компонентов, содержание кислорода, начальное давление (при адиабатическом сжатии, как показывают опыты, может взрываться метановоздушная смесь, содержащая от 2 до 75% метана, такое сжатие иногда возможно в призабойном пространстве выработки от сильной ударной волны при взрывных работах), начальная температура, примесь высших гомологов метана.

Как указывалось, помимо метана, опасна и угольная пыль. Взрывоопасна мелкая (менее 1000 мкм) бархатистая угольная пыль, образующаяся при разработке пластов, содержащих свыше 6% летучих веществ. Очень опасной считается пыль с выходом летучих веществ 27–35% и размером частиц 75–100 мкм. Для самой опасной угольной пыли нижний концентрационный предел взрываемости равен 10 г/м$^3$, верхний – 2500 г/м$^3$. Наиболее разрушительный взрыв пылевоздушной смеси происходит при концентрации пыли более 300 г в 1 м$^3$ воздуха.

Одна из важнейших мер по обеспечению безопасности взрывных работ в шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли, - применение специальных ВВ, уменьшающих вероятность воспламенения взрывоопасной рудничной атмосферы. Такие ВВ называют **предохранительными**. Поэтому осо-

бое место в системе классификации ВВ занимает классификация по предохранительности, т. е. по условиям применения. В ее основу положены опасность выработок по метану и угольной пыли, а также условия взрывания зарядов ВВ.

По условиям применения промышленные ВВ делятся на две группы и восемь классов (табл. 5.2).

**Таблица 5.2** – Классификация промышленных ВВ по условиям применения

| Класс ВВ | Условия применения | Цвет оболочки патрона (полосы) |
|---|---|---|
| *1* | *2* | *3* |
| | *Непредохранительные ВВ* | |
| I | Для взрывания только на земной поверхности | Белый |
| II | Для взрывания на земной поверхности и в подземных выработках, в которых отсутствуют выделение горючих газов и образование взрывчатой угольной пыли | Красный |

Продолжение таблицы 5.2

| *1* | *2* | *3* |
|---|---|---|
| | *Предохранительные ВВ* | |
| III | Для взрывания только по породе в подземных выработках, в которых выделяется метан, но отсутствует взрывчатая угольная пыль | Синий |
| IV | Для взрывания по углю и породе в подземных выработках, проводимых по пласту, опасному по взрыву пыли, в которых есть выделение метана, кроме выработок с повышенным выделением горючих газов; для сотрясательного взрывания в забоях подземных выработок угольных шахт | Жёлтый |
| V | Для взрывания по углю и породе в подземных выработках с повышенным выделением горючих газов, проводимых по пласту, опасному по взрыву пыли (особо опасных) | -//- |

| | | |
|---|---|---|
| VI | Для взрывания по углю и породе в выработках с повышенным выделением горючих газов, проводимых в условиях, когда возможен контакт боковой поверхности шпурового заряда с газовоздушной смесью, находящейся в пересекающих шпур трещинах горного массива либо в выработке; для вэрывания в угольных и смешанных забоях восстающих (с углом более 10°) выработок, в которых выделяется горючий газ, при длине выработок более 20 м и проведении без предварительно пробуренных скважин, обеспечивающих проветривание за счёт общешахтной депрессии | -//- |
| VII | Для ведения специальных взрывных работ: взрывного перебивания деревянных стоек при посадке кровли, при ликвидации зависаний горной массы в углеспускных выработках, для дробления негабаритов в забоях подземных выработок и др. | -//- |
| Специальный (С) | Для взрывных работ в шахтах, опасных по взрыву серной пыли, водорода и тяжёлых углеводородов | Зелёный |

Чем больше номер класса, тем выше уровень предохранительности ВВ, т. е. ВВ более безопасно в отношении воспламенения газопылевоздушной смеси (чтобы упростить различие классов ВВ, патроны ВВ помещают в оболочки разного цвета или наносят полосу установленного цвета).

Конкретная область применения ВВ различных классов приведена в «Единых правилах безопасности при взрывных работах». Однако ВВ более предохранительное допускается применять в условиях, оговоренных для менее предохранительных, т. е. допускается, согласно табл. 5.2, перемещение ВВ снизу вверх (перемещение ВВ по области применения в обратном порядке строго запрещено).

## 5.4 Способы бурения шпуров и скважин

Все способы бурения шпуров и скважин можно разделить на две группы – механические и физико-механические.

**К механическим способам бурения** относятся вращательное, ударное, ударно-вращательное и вращательно-ударное бурение. Эти способы являются наиболее распространенными.

**Физико-механическими способами бурения** являются термическое (огневое) бурение, взрывное, гидравлическое, электрогидравлическое и ультразвуковое. Из этих способов на горных предприятиях применяют термический и взрывной.

При вращательном бурении рабочим инструментом является резец, которому буровая машина сообщает через буровую штангу вращательное и поступательное движение. Этот способ применяется в породах мягких и средней крепости (коэффициент крепости $f$ = 1–10). При алмазном буровом инструменте вращательное бурение применяется для бурения в более крепких породах.

В породах с коэффициентом крепости $f$ = 6–20 применяется преимущественно ударное бурение. При ударном бурении рабочим инструментом является стальной стержень – бур диаметром 20–32мм, имеющий плоский резец с одного конца и коронку с заостренным лезвием с другого. При ударе по торцу бура лезвие сминает породу и внедряется в нее на некоторую глубину, образуя щель. После удара бур, отходя от забоя, поворачивается на некоторый угол и снова наносит удар, при этом лезвие делает в породе новую борозду. Секторы породы между бороздами в момент образования второй борозды скалываются. Образовавшаяся породная мелочь удаляется из шпура водой или воздухом.

**Вращательно-ударное бурение** сочетает положительные характеристики вращательного и ударного бурения. Применяется при бурении в породах средней и выше средней крепости ($f$ = 6–10). В таких породах этот способ обеспечивает более высокую скорость по сравнению с ударным бурением. Буровой инструмент углубляется, как и при ударном бурении, только в момент удара под действием импульса силы. Буровой инструмент после удара не отходит, а остается прижатым к нему статическим усилием.

Ударно-вращательное бурение от вращательно-ударного отличается тем, что при нем углубление бурового инструмента происходит не только в момент удара, но и в промежутках между ударами под действием осевого статического усилия. В результате этого за один оборот бурового инструмента снимается более толстый слой породы. Применяется при бурении в породах с $f$ = 6–20.

**Алмазное бурение** – механическое вращательное бурение породоразрушающим инструментом, армированным алмазами. Алмазное бурение предложено в 1862 году швейцарским часовщиком Ж. Лешо для бурения при проходке тоннелей и затем нашло применение при разведке месторождений полезных ископаемых. Забойный буровой снаряд при алмазном бурении состоит из буровой алмазной коронки или долота, алмазного расширителя, сохраняющего диаметр скважины при износе коронки, кернорвального устройства, колонковой трубы и колонны бурильных труб. При поисках и разведке месторождений полезных ископаемых применяют алмазные буровые колонки и частично алмазные долота (диаметры 36, 46, 59, 76, 93, 112 мм); при бурении глубоких эксплуатационных скважин на нефть и газ – главные обрабатывающие долота (диаметры 140, 159, 188, 212,

242 мм). Алмазы в матрице коронки располагают слоями (от 1 до 3) либо их равномерно перемешивают с материалом матрицы (т.н. импрегнированные коронки). С учетом характера проходимых пород твердость матрицы колеблется от 10 до 50 HRC (чем крепче и абразивнее порода, тем тверже матрица). Для армирования коронок используют технические алмазы. Для изготовления однослойных и многослойных применяют алмазы размером 20–100 зерен в 1 кар; для импрегнированных, использующихся при бурении очень крепких, абразивных трещиноватых горных пород – от 120 до 1200 зерен в 1 кар и более. По расположению в инструменте различают объемные алмазы для торца коронки и более крупные подрезные, помещаемые на боковой поверхности. Например, в однослойную коронку диаметром 46 мм вставляют 6-8 кар алмазов, 59 мм – 10–12 (из них 60% объемных и 40% подрезных). Способ изготовления матриц алмазных буровых долот тот же, что и для алмазных коронок, но алмазы применяют более крупные – 0,05–0,34 кар (например, на долото диаметром 188мм расходуется 400 – 650 кар, или 2000–2500 зерен алмазов).

Ресурс алмазных породоразрушающих инструментов в 8–10 раз больше по сравнению с другими инструментами. Высокая производительность алмазного бурения (в среднем проходка алмазного долота в 19 раз больше, чем шарошечного) достигается за счет применения больших частот вращения бурового снаряда (до 2000 об/мин и более). Наибольший эффект алмазное бурение дает при использовании буровых коронок малых диаметров (49–76 мм), при высоких частотах вращения и удельной нагрузке на рабочем торце коронки 5-15 МПа. Алмазное бурение применяют обычно в специальных усло-

виях, характеризующихся низкой механической скоростью, для бурения скважин малого диаметра и при использовании высокооборотных забойных двигателей. В середине 70-х годов объем алмазного бурения составлял 1% (в районах активного бурения 10%) общего объема бурения в мире.

**Шарошечное бурение** – вращательный способ бурения скважин с использованием в качестве породоразрушающего инструмента шарошечного долота. Впервые применено в США в 1920-х, а в СССР в 1930-х гг.

Горные породы при шарошечном бурении разрушаются стальными или твердосплавными зубками шарошек, вращающимися на опорах бурового долота, которое, а свою очередь, вращается (60–600 об/мин) и прижимается с большим осевым усилием к забою (500–2000 кг на 1 см диаметра). Зубки вращающихся шарошек перекатываются по забою и за счёт больших напряжений, развивающихся в зоне контакта зубков с породой, разрушают её путём раздавливания и скола. С увеличением крепости пород частота вращения уменьшается, а осевое усилие увеличивается. Разрушенная на забое скважины порода удаляется на поверхность промывкой, продувкой или сочетанием этих способов.

Шарошечное бурение эксплуатационных и исследовательских скважин осуществляется стационарными многоузловыми установками, горнотехнических скважин – самоходными или передвижными буровыми станками.

Шарошечное бурение применяется для проведения геологоразведочных, нефтяных и газовых скважин при поисках, разведке и эксплуатации месторождений полезных ископаемых, взрывных

скважин при подземной и открытой разработке месторождений, восстающих выработок и шахтных стволов.

Перспективы шарошечного бурения связаны с повышением стойкости долот, увеличением скорости разрушения пород за счёт наложения на долото ударных импульсов или вибрации различной частоты.

**Взрывное бурение** – способ сооружения скважин путем разрушения породы на забое последовательными взрывами зарядов ВВ и удалением продуктов разрушения после каждого взрыва. Впервые проходка скважин взрывами предложена в СССР Ю.Д. Колодяжным и М.И. Кейном в 1942 г. Различают патронное (или ампульное) и струйное взрывное бурение. При патронном взрывном бурении заряды ВВ подаются по трубам к забою потоком воды или сжатого воздуха с определенной частотой и скоростью. При ударе о забой они взрываются, разрушая породу, которая выносится из скважины потоком промывочного агента. При струйном взрывном бурении по специальным трубам к дозирующим приспособлениям забойного взрывобура подают непрерывно две струи компонентов ВВ ( горючее и окислитель), которые при подаче на забой смешиваются и образуют плоский жидкий заряд. Для инициировании заряда из специальной емкости с регулируемой частотой от 100 до 1500 импульсов в минуту подается инициатор (эвтектическая смесь калия и натрия). Разрушенная порода выносится газообразными взрывами (токсичными) и сжатым воздухом.

**Огневое (термическое) бурение** – способ бурения, основанный на разрушении горных пород на забое скважины высокотемпературными газовыми струями, вылетающими со сверхзвуковой ско-

ростью из сопел огнеструйной горелки. Огнеструйная горелка, представляющая собой рабочий инструмент станка термического бурения, состоит из форсунки эжекторного типа для подачи жидкого горючего в распыленном виде, камеры сгорания, корпуса, сопел, чехла, днища и башмака. В результате сжигания в камере сгорания высококалорийного топлива, состоящего из смеси жидкого горючего и газообразного окислителя (керосин – кислород, бензин – сжатый воздух и др.), образуются газообразные продукты, выбрасываемые со сверхзвуковой скоростью из сопел. Различают односопловые реактивные горелки с поступательно-возвратным движением вдоль оси скважины и вращающиеся трёхсопловые. Оптимальная частота вращения 15–30 об/мин, расстояние между срезом сопла горелки и забоем скважины 0,1– 0,15 м. Охлаждение горелок осуществляется в основном водой, подаваемой в рубашку камеры сгорания, реже воздухом (горелка ТРВ). Тепловые потоки, создаваемые горелками, до 42 кДж/м$^2$·ч, скорость струй 1800–2200 м/с, температура 1800–2000$^0$С при окислении сжатым воздухом и до 3500$^0$С при окислении кислородом. Расход горючего 80–130 кг/ч, воды 3,5 м$^3$/ч, давление воздуха 600–800 кПа. Разрушение породы в забое скважины под действием огнеструйной горелки происходит в результате сложного взаимодействия сверхзвуковых раскаленных струй и воды с разрушаемой породой. Хорошо подвергаются термическому разрушению породы, имеющие ярко выраженную кристаллическую структуру с плотным цементом, массивной структурой, отсутствием или незначительным количеством низкоплавких минералов, глинистых включений. Продукты разрушения породы удаляются из скважины восходящим газовым потоком, образуемым из смеси продуктов сго-

рания и паров воды, которая вентилятором выбрасывается в атмосферу. Конструкция станков, используемых для термического бурения, определяется их назначением и видом применяемого окислителя.

Термическое бурение предложено в конце 40-х гг. в США, в СССР применялось с середины 50-х гг. главным образом для бурения скважин в железистых кварцитах на железорудных карьерах. С середины 70-х гг. термическое бурение используется в основном для термического расширения (с 250 мм до 500 мм) нижней заряжаемой части взрывных скважин, что на порядок увеличивает вдвое сетку взрывных скважин (с 5–7 до 10–11 м) и выход породы (с 20–30 до 100 $м^3$ на 1 м скважины).

# 6. РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ И ВЕДЕНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

## 6.1 Расчет зарядов выброса и способы ведения взрывных работ

**Расчет зарядов выброса и сброса.** При расчете зарядов принимается, что масса заряда пропорциональна объему взорванной породы и может быть выражена формулой

$$Q = q \cdot V \cdot k, \text{ кг} \qquad (6.1)$$

где $q$ – удельный расход ВВ при нормальных зарядах выброса, зависящий от крепости породы и от работоспособности ВВ, кг/м$^3$;

$V$ – объем взорванной породы, м$^3$;

$k$–коэффициент, учитывающий влияние показателя действия взрыва n.

Подставив в формулу (6.1) значение V из формулы (4.30), получим

$$Q = qW^3n^2k = qW^3f(n), \text{ кг} \qquad (6.2)$$

При расчете зарядов выброса с показателем n от 0,8 до 3 и W до 25 м значение f (n) определяется по эмпирической формуле М. М. Борескова

$$f(n) = 0{,}4 + 0{,}6n^3. \qquad (6.3)$$

Тогда величину заряда выброса можно определить по формуле

$$Q = qW^3(0{,}4 + 0{,}6n^3), \text{ кг;} \qquad (6.4)$$

или

$$Q = qW^3(0{,}4 + 0{,}6n^3)\sqrt{\frac{W}{25}}, \text{ кг} \qquad (6.5)$$

при W = 25–40м.

Значение q, установленное опытным путем, берут из справочных таблиц. В таблице 6.1 приведен удельный расход ВВ зарядов нормального выброса и зарядов рыхления для аммонита работоспособностью 300 см$^3$. При применении другого ВВ необходимо значение q умножить на поправочный коэффициент, равный обратной величине коэффициента работоспособности этого ВВ, т. е. на величину

$$e^{-1} = \frac{P_{ЭТ}}{P} \qquad (6.6)$$

где $P_{ЭТ}, P$ – величина расширения в свинцовой бомбе соответственно для эталонного ВВ (в данном случае $P_{ЭТ}$ = 300 см$^3$) и для применяемого.

Поправочный коэффициент может быть применен и по соотношению теплот взрыва:

$$e^{-1} = \frac{Q'_{V\,ЭТ}}{Q'_V}, \qquad (6.7)$$

где $Q'_{V\,ЭТ}, Q'_V$ – удельная теплота взрыва при постоянном объеме соответственно для эталонного ВВ (в данном случае $Q'_{V\,ЭТ}$ = 840 ккал/кг) и для применяемого.

Взрывание на выброс применяют главным образом при проведении канав, котлованов и траншей различного назначения. Заряды выброса располагают на таком расстоянии один от другого, чтобы при совместном действии они образовали выемку со сравнительно ровной подошвой (рис. 6.1).

**Таблица 6.1**

| Коэффициент крепости *f* | Категория породы (шкала Союзвзрывпро-ма) | Удельный расход ВВ (аммонит % 6ЖВП) *q*, кг/м$^3$ | |
|---|---|---|---|
| | | для зарядов нормального выброса | Для зарядов рыхления при минных штольнях и шурфах |
| 0,3 | I | 0,71 | - |
| 0,5 | II | 0,79 | - |
| 0,5 | III | 0,83 | - |
| 0,6 | IV | 0,87 | - |
| 0,8-1,0 | V | 0.87 | 0,29 |
| 1,5-2 | VI | 0,87 | 0,29 |
| 3-4 | VII | 1,12 | 0,37 |
| 5-6 | VIII | 1,12 | 0,37 |
| 5-6 | IX | 1,25 | 0,42 |
| 5-6 | X | 1,25 | 0,42 |
| 8-10 | XIX | 1,50 | 0,50 |
| 8-10 | XII | 1,62 | 0,54 |
| 12-14 | XIII | 1,75 | 0,58 |
| 12-14 | XIV | 2,00 | 0,67 |
| 16-20 | XV | 2,12 | 0,71 |
| 16-20 | XVI | 2,25 | 0,75 |

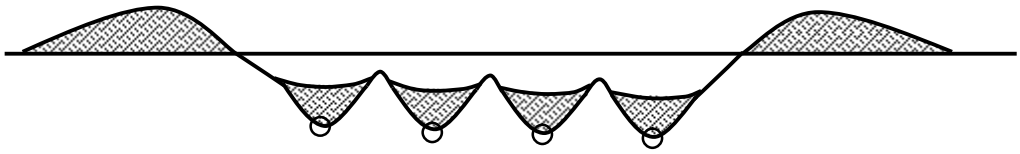


**Рисунок 6.1 –** Форма выемки при взрывании сближенных зарядов выброса

Отечественной практикой установлено, что расстояние между зарядами должно быть

$$a = 0{,}5W(n+1). \qquad (6.8)$$

При проведении траншей значительной ширины заряды закладывают в несколько рядов вдоль оси траншеи, располагая их в шахматном порядке.

В слабых грунтах при небольших зарядах выброса целесообразно создавать в зарядной камере большой воздушный зазор между зарядом и потолком камеры, чтобы объем камеры вдвое превышал объем заряда. В этом случае объем воронки увеличивается (главным образом вследствие увеличения глубины воронки) на 20–30% по сравнению с зарядами без воздушной прослойки. На столько же уменьшается, следовательно, удельный расход ВВ. Благодаря воздушной полости проходит перераспределение расхода энергии между различными формами работы: уменьшается расход энергии на пластические деформации породы в ближней зоне заряда и увеличивается на разрывы, скалывание и выброс.

Для достижения направленного выброса породы заряды располагаются в два-три ряда вдоль оси траншеи и ряды взрывают последовательно с интервалом замедления от 0,5 до 6 с, в зависимости от величины л. н. с. и от свойств среды. Интервал замедления принимают численно равным величине не менее $\sqrt[3]{W}$ (где W – л. н. с., м). Первым взрывают ряд, расположенный у нерабочего борта, на который требуется выбросить породу (рис. 6.2).

Масса зарядов последующих рядов увеличивается по мере удаления от открытой поверхности. При расчете таких зарядов принимают для зарядов первого ряда n = 1–1,5, а для последующих n=1,5–2,5. В результате взрыва зарядов первого ряда, л. н. с. зарядов второго ряда $W_2' < W_2$, поэтому порода будет выброшена налево и со значительно большей силой. К моменту, когда порода, выброшенная зарядами

первого ряда, еще не успеет опуститься вниз, она будет отброшена в сторону взрывом зарядов второго ряда.

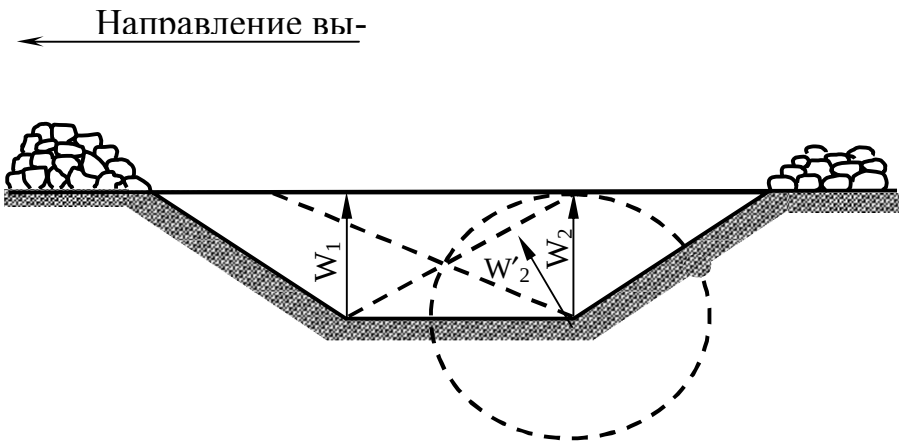



**Рисунок 6.2** – Схема выемки при направленном действии зарядов выброса

При направленном взрывании в плотных грунтах и в породах средней крепости нередко применяют метод наклонных скважинных зарядов (рис.6.3), который обеспечивает большее отбрасывание разрушенной породы. Первые два ряда скважин, образующих вруб, взрывают с замедлением 50–100 мс. Следующий ряд взрывают с замедлением 250–400 мс, а далее с интервалом 150–250 мс ряд за рядом.

Направленное взрывание зарядов выброса нередко применяют для перекрытия ущелий, для создания плотин в гористых местностях. В этом случае заряды, называемые зарядами сброса, располагают в глубине откоса горы так, чтобы л. н. с. была направлена под углом 35–45° к горизонту в сторону направления сброса. Заряды – сосредоточенные, с показателем действия взрыва 1,25–1,75.

Обычно при сооружении больших плотин группу зарядов располагают и взрывают так, чтобы порода ложилась кучно в заданном направлении.

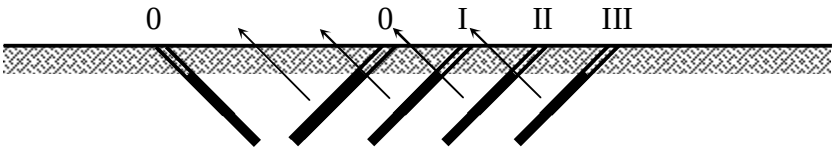



**Рисунок 6.3** – Схема расположения скважин с зарядами для направленного выброса

Иногда заряды бывают большой величины. Так, например, при создании противоселевой плотины на реке Малой Алмаатинке в Медео было взорвано пять зарядов (5293 т), расположенных в два ряда на правом склоне, и десять зарядов, расположенных в два ряда на левом склоне (3946 т).

Замедление между взрывами зарядов первого и второго рядов было 3–4 с. Масса одновременно взорванных зарядов была 3600 т. Взрывами было уложено в плотину 2,4 млн. $м^3$ породы. Высота плотины 84 м, ширина 500 м в основании и 100 м по гребню.

**Ведение взрывных работ.** Для размещения зарядов выброса бурят скважины, проходят шурфы или шурфы с камерами. Сечения шурфов прямоугольной формы 1х1 м или 1х1,2 м. При небольших зарядах в сухих шурфах ВВ можно располагать на дне шурфа (рис. 6.4 а). При больших зарядах, а также при наличии грунтовые вод для размещения зарядов из шурфа проводят камеры. При наличии грунтовых вод пол камеры делают с небольшим уклоном в сторону шурфа для стока воды, а дно шурфа располагают на 0,5-1 м ниже пола камеры.

При небольшом объеме зарядной камеры 2 ее устраивают непосредственно у шурфа 1 (рис. 6.4. а), а при большом объеме камеру располагают на некотором расстоянии от шурфа, с которым она со-

общается посредством ходка 3 (рис. 6.4, б). Конфигурация камеры должна обеспечивать максимальную сосредоточенность заряда.

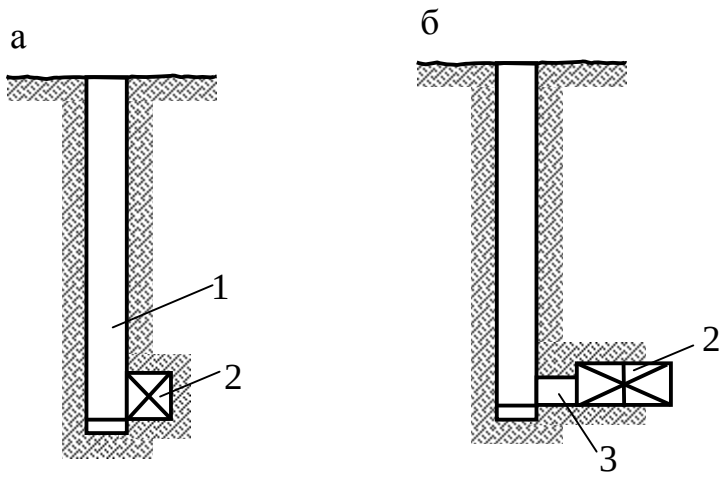



**Рисунок 6.4** –Схемы расположения шпуров и зарядных камер

При заряжании камеры гранулированными или порошкообразными ВВ мешки с ВВ опускают в шурф в бадьях. В случае применения больших зарядов для спуска ВВ используют механические элеваторы. При заряжании ВВ россыпью их засыпают в шурф через деревянную трубу сечением 20х20 см. При больших зарядах применяют зарядные агрегаты, оборудованные на грузовых автомашинах и подающих ВВ по гибким шлангам в зарядные камеры. Производительность таких агрегатов до 12 т ВВ в час.

## 6.2 Расчет зарядов рыхления и ведение взрывных работ при методе камерных зарядов

**Расчет зарядов и расположение зарядных камер.** Наиболее рациональные условия для применения этого метода – высокий забой

(более 20 м) и такая текстура породы, которая способствует раскалыванию на куски, не превышающие емкости ковша экскаватора. Однако такая благоприятная текстура пород встречается редко. Метод камерных зарядов применяется на открытых разработках в карьерах с уступами высотой более 20 м. Для размещения зарядов в уступах проводят штольни 1 (рис. 6.5) с боковыми галереями 2 и зарядными камерами 3. Сечение штолен и галерей 1,2х1,5 или 1,5х1,8 м. Размеры камер зависят от величины зарядов и плотности заряжания.

Взрывом заряда порода в пределах воронки рыхления дробится и выпучивается; над воронкой рыхления порода растрескивается, встряхивается и под действием силы тяжести оседает, оползает и разделяется по плоскостям образовавшихся трещин на куски. Эти куски будут иметь тем большие размеры, чем крепче порода и чем

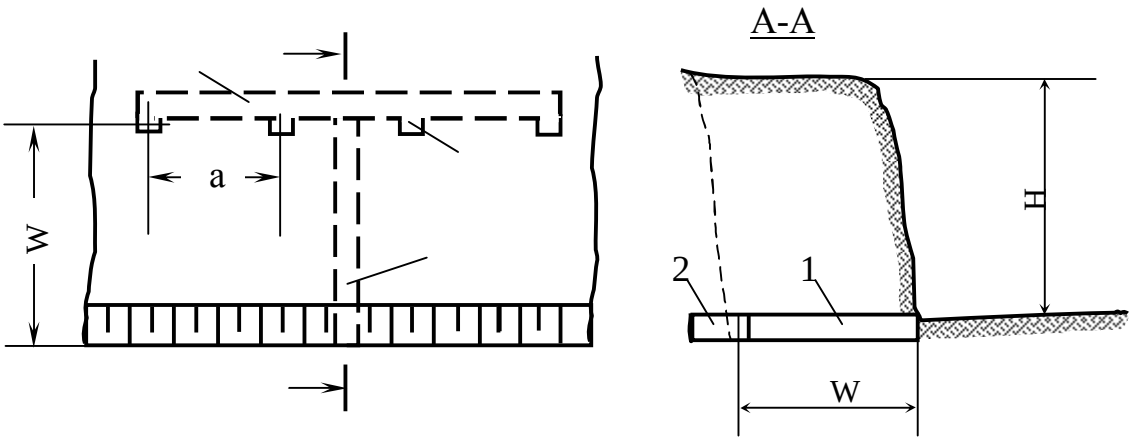



**Рисунок 6.5** – Схема расположения зарядов при методе минных штолен

больше линия наименьшего сопротивления и расстояние между зарядами. Крупные куски (негабарит) с помощью шпуровых и частично наружных нарядов дробят на более мелкие, которые можно грузить экскаваторами.

Величину л. н. с. принимают в пределах (0,5–0,8)H, где H – высота уступа. Если слоистость или трещиноватость пород отсутствует или выражена одинаково как в горизонтальном, так и в вертикальном направлении, следует брать среднее значение: $W = 0{,}65H$.

Если преобладает горизонтальное направление слоев или трещин, то значение л. н. с. следует брать ближе к верхнему пределу (W= 0,8H), а если вертикальное направление, параллельное фронту уступа, тогда значение л. н. с. должно быть ближе к нижнему пределу ($W = 0{,}5H$).

Расстояние между зарядами принимают a = (0,7–1)W. Если породы не имеют явно выраженной слоистости или трещиноватости, то следует принимать a = 0,8W. Такое же значение a должно быть в том случае, когда слоистость или трещиноватость одинакова по параллельному и перпендикулярному фронту уступа направлениям. Если направление слоев или трещин параллельно фронту уступа, то расстояние между зарядами следует брать равным л.н.с. или близким к нему, а при направлении слоев или трещин, перпендикулярном фронту уступа, следует принимать a = (0,65–0,7)W. Следует иметь ввиду, что с увеличением величины a снижается равномерность дробления породы и увеличиваются размеры максимальных кусков. Вблизи заряда порода дробится больше, а чем дальше от заряда, тем меньше.

С увеличением высоты уступа значение л.н.с. берут ближе к нижнему пределу (W = 0,5H). В практике взрывных работ были случаи применения минных штолен в уступах высотой 60-90 м. Величину л. н. с. при взрывании в таких уступах принимали не более 30м, т.е. W = (0,5–0,33)H.

При уступах высотой более 30 м иногда для более равномерного дробления породы заряды располагают в два ряда. Так, например, при высоте уступа 40 м первый ряд зарядных камер располагают на расстоянии 10–12 м от плоскости уступа, а второй – на расстоянии 10–12 м от первого, т. е. на расстоянии 20 – 24 м от плоскости уступа, считая по линии подошвы уступа. Однако чаще применяют однорядное расположение камер.

При указанных выше соотношениях W=(0,5–0,8)H и a = (0,7–1)W заряды можно рассчитывать по так называемой объемной формуле

$$Q = q \cdot W \cdot a \cdot H = q \cdot V, \qquad (6.9)$$

где $q$ – удельный расход ВВ для зарядов рыхления при методе минных штолен, установленный по данным практики или по нормативным данным, кг/м$^3$ (см. табл. 6.1);

$V$ – объем породы, взрываемой одним зарядом, м$^3$.

Результат этого расчета следует считать ориентировочным, подлежащим уточнению при первых взрывах.

**Ведение взрывных работ.** Одновременно по фронту уступа взрывают несколько камер. Из одной штольни проводят две – четыре камеры. Перед проведением штольни уступ обирают от навесов и непрочно удерживающихся кусков породы, а перед устьем штольни устанавливают предохранительную крепь – галерею длиной около 5 м для предохранения рабочих от падающих кусков породы.

Шпуры бурят электросверлами или ручными пневматическими молотками. Направление выработок задает маркшейдер.

Взрыв камерных зарядов образуют широкую врубовую щель, а вышележащий массив породы раскалывается, встряхивается и, опускаясь, рассыпается на куски. Развал породы составляет (2–2,5)Н, не более. Расход ВВ на основной взрыв при данном методе невелик, но вследствие большой кусковатости расход ВВ на вторичное взрывание (дробление крупных кусков) достигает величины расхода на основной взрыв.

## 6.3 Расчет зарядов рыхления и ведение взрывных работ при методе скважинных зарядов

В крупных механизированных карьерах применяют метод скважинных зарядов, при котором порода дробится равномернее и более мелко, чем при методе минных штолен. Метод скважин применяют в забоях высотой более 7 м; наиболее целесообразно применять его в забоях высотой 10–20 м и более, в зависимости от типа экскаватора.

Сущность метода заключается в следующем (рис. 6.6). В уступе 1, подлежащем взрыванию, бурят скважины 2 для размещения зарядов. Скважины могут быть вертикальные, наклонные и горизонтальные. Диаметр скважин от 75 до 370 мм. Чем крепче порода и выше уступ, тем большего диаметра применяют скважины: в слабых породах – диаметром 100–150 мм, в более крепких (известняк, гранит, железные руды) – диаметром 200 мм и более. Однако, чем больше диаметр скважин при прочих равных условиях, тем крупнее кусковатость отбитой породы.

Для бурения скважин в породах с коэффициентом крепости

$f \leq 5$ применяют станки вращательного бурения; в более крепких породах – станки шарошечного, огневого бурения и канатно-ударного. При канатно-ударном и огневом бурении фактический диаметр скважины получается на 5 – 20% больше номинального (вследствие разработки стенок скважины долотом или пламенем реактивной горелки). Скважины располагают в один или в несколько рядов (до 10) параллельно фронту забоя. Заряжают их обычно порошкообразным или гранулированным ВВ.

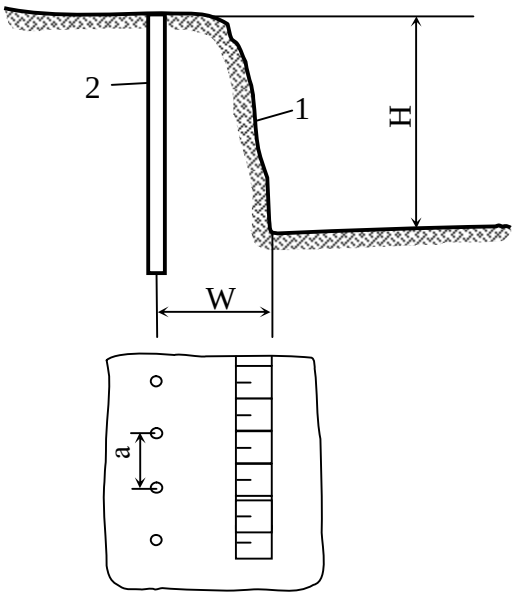



Рисунок 6.6 – **Схема расположения скважин в уступе при однорядном взрывании**

Одновременно взрывают несколько десятков скважин по фронту длиной 100–800 м, чтобы обеспечить бесперебойную работу экскаваторов в течение длительного времени. При взрывании скважинными зарядами вследствие меньшей величины W и a, чем при камерных зарядах, получается более равномерное дробление породы и мень-

ший выход негабарита. Благодаря этому метод скважинных зарядов широко применяют в крупных механизированных карьерах. Выход негабарита (при экскаваторах с ковшом емкостью 3 $м^3$) обычно не превышает 5–10% объема взорванной массы, а при благоприятной текстуре – 0,2–3%.

Для хорошего дробления породы на уровне подошвы забоя и предупреждения образования порогов (выступов неразрушенной или полуразрушенной породы, не поддающейся уборке экскаватором) скважины бурят глубже подошвы забоя.

Часть скважины, находящуюся ниже подошвы забоя, называют перебуром. Длина перебура зависит от крепости породы и принимается в пределах (0,2–0,4) $W_р$, здесь $W_р$– расчетная линия сопротивления (р. л. с.), т. е. расстояние от оси скважины до открытой поверхности на уровне подошвы забоя. Если на уровне подошвы залегает слой более слабой, легко разрушающейся породы, перебур можно не делать. Перебур не допускается в том случае, когда в подошве забоя залегает пустая порода, которая разубоживает добываемое полезное ископаемое.

В табл. 6.2 приведены соотношения между параметрами скважин $W_р$, а и S при мгновенном взрывании зарядов. Значения а выражены через $W_р$, значения $W_р$ выражены через площадь, приходящуюся на одну скважину, считая на уровне подошвы забоя ($S=aW_р$).

Таблица 6.2

| Текстура породы | $W_р$ | а | $m = \frac{a}{W_р}$ |
|---|---|---|---|
| *1* | *2* | *3* | *4* |

| | | | |
|---|---|---|---|
| Монолитная. Слоистая или трещиноватая с горизонтальным направлением Направление слоистости или трещиноватости неясно выражено | $1{,}1\sqrt{S}$ | $0{,}8W_p$ | 0,8 |
| Вертикальная слоистость или трещиноватость, параллельная фронту забоя. | $\leq\sqrt{S}$ | $\geq W_p$ | ≥1 |
| Вертикальная слоистость или трещиноватость, перпендикулярная фронту забоя. | ≥1,3S | $\approx 0{,}6\ W_p$ | ≈0,6 |

При короткозамедленном взрывании зарядов следует принимать $a = W_p$ при монолитной породе и в соответствующей пропорции изменить соотношение между a и $W_p$ при иной текстуре породы (см. табл. 6.2).

Значение S может быть вычислено по формуле, получаемой следующим образом. Масса заряда скважины зависит от удельного расхода ВВ q (кг/м$^3$), взрываемой породы и от объема этой породы V (м$^3$):

$$Q = qV = qSH = qW_p aH, \text{ кг} \qquad (6.10)$$

Вместе с тем

$$Q = \gamma_з l_з, \qquad (6.11)$$

где $l_з$ – длина заряда скважины, м;
$\gamma_з$ – масса заряда в 1 м скважины, кг.

Левые части уравнений (6.10) и (6.11) равны, следовательно,

$$qSH = \gamma_з l_з, \qquad (6.12)$$

откуда

$$S = \frac{l_з \gamma_з}{Hq}, \qquad (6.13)$$

или

$$S = k\frac{\gamma_з}{q}, \qquad (6.14)$$

где $k$ – коэффициент, который, по данным практики, равен 0,6 при небольших уступах (около 10 м) и 0,7 при высоких уступах (около 20 м).

Масса 1 м заряда скважины определяется по формуле

$$\gamma_з = \frac{\pi d^2}{4}\Delta_з, \qquad (6.15)$$

где $d$ – диаметр скважины, м;

$\Delta_з$ – плотность заряжания (кг/м$^3$), при порошкообразном аммоните ее принимают равной 900-950 кг/м$^3$ и при патронированном – 700–800 кг/м$^3$.

Величину $q$, входящую в формулу (6.12), можно принимать согласно таблицы 6.3.

Таблица 6.3

| Метод взрывных работ | Высота уступа, м | Категория крепости породы по шкале Союзвзрывпрома | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | IV-VI | VII-VIII | IX–X | XI | XII | XIII | XIV-XVI |
| Шпурами | 1 | 0,29 | 0,33 | 0,38 | 0,42 | 0,46 | 0,50 | 0,54 |
| | 1,5 | 0,25 | 0,29 | 0,33 | 0,38 | 0,42 | 0,46 | 0,50 |
| | 2-6 | 0,21 | 0,25 | 0,29 | 0,33 | 0,38 | 0,42 | 0,46 |
| Скважинами | 7-20 | 0,21 | 0,25 | 0,29 | 0,33 | 0,38 | 0,42 | 0,46 |

**Примечание.** При котловых шпурах расход на основное взрывание такой же; на прострелку брать дополнительно 0,7% основного заряда в породах V– IX категорий, 1,4%–в породах X–XIII категории и 2,5%–в более крепких.

Обозначив отношение $a/W_р = m$ получим:

$$S = aW_р = mW_р^2. \qquad (6.16)$$

Решив уравнения (5.13) и (5.14), получим:

$$W_р = \sqrt{\frac{k\gamma_з}{qm}}\,; a = \sqrt{\frac{k\gamma_з m}{q}}\,. \qquad (6.17)$$

Порядок расчета зарядов скважин рекомендуется следующий. Выбрав диаметр скважины, тип ВВ и способ взрывания, устанавливают величины m по таблице 6.2 и q по таблице 6.3. Если работоспособность принятого ВВ не равна 300 см$^3$, то величины q пересчитывают с учетом формулы (6.6).

По формулам (6.12) – (6.15) определяют величины $\gamma_з, W_р$, а и S, а затем вычисляют длину заряда:

$$l_з = \frac{Q}{\gamma_з}. \qquad (6.18)$$

Устанавливают длину перебура

$$l_р = (0{,}2 - 0{,}4)W_р, \qquad (6.19)$$

длину скважины

$$L = H + l_п \qquad (6.20)$$

и длину забойки

$$l_{заб} = L - l_з\,. \qquad (6.21)$$

Если вычисленная по формуле (6.21) длина забойки окажется меньше $0{,}8W_р$, то надо уменьшить значение $W_р$ или а, чтобы уменьшился объем взрываемой породы и заряд скважины, иначе взрыв верхней части заряда скважины будет вызывать большой разлет по-

роды. Уменьшить длину заряда можно и другим способом – путем простреливания образовать в нижней части скважины котел; благодаря этому емкость скважины увеличится и уровень заряда ВВ понизится.

Если длина забойки будет более $1{,}2\,W_p$, следует увеличить длину заряда, так как в противном случае верхняя часть уступа будет плохо раздроблена. Увеличить длину заряда в скважине можно двумя способами: принять большее значение $W_p$ или а, в связи с чем увеличится объем взрываемой породы и величина заряда, или применить рассредоточенный заряд, т. е. разделить его на две – четыре части, предусмотрев между отдельными частями инертные (воздушные) промежутки длиной от 1 до 2 м.

## 6.4 Метод шпуровых зарядов и дробление негабарита

**Метод шпуровых зарядов** имеет две разновидности: взрывание обычных шпуровых зарядов и взрывание котловых зарядов в шпурах, которые применяются в тех случаях, когда невозможно применить метод скважин.

Обычно шпуровые заряды применяют при незначительной высоте уступов (до 3–5м) при селективной разработке месторождения, когда мощность отдельных пластов незначительна.

Л. н. с. принимают в зависимости от высоты уступа и крепости породы (0,4–0,8)Н (меньший предел относится к высоким уступам и крепким породам). Так, например, в крепких породах при высоте уступа 1–3 м л. н. с. принимают от 0,7 до 1 м, а в слабых породах – от

0,9 до 1,5 м. Расстояние между шпурами принимают (1–1,4)W, перебур шпуров – 0,1– 0,3 м.

Дробление породы шпуровыми зарядами получается мельче и более равномерно, чем скважинными зарядами, благодаря более частому расположению зарядов. Размер кусков породы не превышает 45 см. Расход ВВ при методе шпуровых зарядов выше, чем при методе скважинных зарядов. Стоимость работ на 1 м$^3$ породы выше, чем при методе скважинных зарядов. При котловых шпурах она занимает промежуточное положение.

При расчете величины шпуровых зарядов можно пользоваться теми же формулами, что и при расчете зарядов скважин. Удельный расход ВВ (кг/м$^3$) можно определять по нормативам Союзвзрывпрома (см.табл.6.3), а также вычислять по формуле профессора М.М. Протодьяконова

$$q = 0{,}4\sqrt{f}\left(\sqrt{0{,}2f} + \frac{1}{\sqrt{S_{вч}}}\right)^2 \cdot e^{-1} \cdot к,\ кг/м^3 \qquad (6.22)$$

где $S_{вч}$ – площадь поперечного сечения выработки вчерне, м$^2$;

е – коэффициент работоспособности ВВ;

к – коэффициент увеличения расхода ВВ для более мелкого дробления породы (при погрузке тяжелыми машинами следует принимать 1,0–1,1, а при погрузке легкими или машинами типа нагребающие лапы – 1,2–1,3;

$f$ – коэффициент крепости пород.

Шпуровые заряды, кроме того, применяют для дробления негабарита, получающегося при взрывании скважинными и минными зарядами. Размеры габаритных кусков зависят от размеров ковша экскаватора и приемного отверстия дробилки (если взорванную породу пропускают через дробилки). Максимальный размер габаритных кус-

ков не должен превышать $0{,}6\sqrt[3]{E}$, где $E$ – емкость ковша экскаватора, м$^3$. Куски, имеющие большой размер, относятся к негабариту. При поточном методе работ к негабариту относят куски с размером 40 см. В кусках негабарита бурят один или несколько шпуров, в зависимости от их размеров. Глубина шпура не превышает 2/3 толщины негабарита. Шпур заряжают на 0,3–0,5 его длины, остальную часть заполняют забоечным материалом. Расход ВВ на 1 м$^3$ породы при взрывании шпуров в негабарите приблизительно в 5 раз меньше, чем при взрывании шпуров в массиве породы. Шпуровые заряды взрывают как огневым, так и электрическим способом.

Для дробления негабарита часто применяют наружные заряды. При таком способе расход ВВ в 5–8 раз больше, чем при шпуровом, но отпадает необходимость в бурении шпуров. Наружный заряд помещают на глыбу с той стороны, где толщина ее меньше. Поверх заряда насыпают слой (не менее высоты заряда) забоечного материала. Наружные заряды можно взрывать огневым и электрическим способом. При огневом взрывании наружных зарядов последовательность взрывания их должна быть такой, чтобы ранее взрывающиеся заряды не могли разбросать заряды, которые взрываются позже.

Для снижения расхода ВВ и дальности разлета осколков породы при дроблении негабарита целесообразно применять гидровзрывной способ дробления. Сущность его следующая: в шпур диаметром 36–43 мм, пробуренный на 2/3 толщины негабарита, помещают заряд ВВ массой 20–30 г и диаметром 22–25 мм в резиновой оболочке со вставленным в заряд электродетонатором или капсюлем-детонатором зажигательной трубки, заряд подвешивают приблизительно в центре негабарита. После этого шпур заполняют водой на

80 – 90% его глубины и взрывают. Удар газов взрыва передается породе водой и негабарит разваливается на куски без большого их разлета. Расход ВВ при этом уменьшается в 3 раза и разлет породы – в 3–4 раза. При небольшом размере негабарита заряд ВВ заменяют сложенным в 2–3 раза отрезком детонирующего шнура. При дроблении негабарита наружными зарядами их целесообразно прикрывать полиэтиленовыми мешками с водой.

# 7. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

## 7.1 Общие принципы ведения работ

Для разрушения горных пород при проведении выработок в породах с $f > 6–8$ широко применяются взрывные работы. В породах меньшей крепости целесообразно применение проходческих комбайнов.

В зависимости от условий проведения выработок меняются процесс и эффективность разрушения пород в забое. Различают следующие условия взрывания.

1. **В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли:** забои горизонтальных и наклонных выработок, проводимых по однородным и смешанным породам; забои вертикальных нисходящих и восстающих выработок.

2. **В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли:** обычные забои; забои с сотрясательным взрыванием; забои с камуфлетным взрыванием; забои в выбросоопасных породах; забои при вскрытии выбросоопасных угольных пластов.

При проведении выработок взрывным способом выполняют следующие операции: бурение шпуров (и скважин), заряжание и взрывание, проветривание, уборку породы и крепление выработки. От правильно выбранных параметров взрывания зависят эффективность остальных процессов и технико-экономические показатели проведения выработки в целом.

Взрывание забоя выработки выполняется в соответствии с паспортом буровзрывных работ, в котором указываются: породы, число, диаметр и глубина шпуров, тип вруба, тип ВВ, величина зарядов, схема взрывания, ожидаемые результаты взрыва. При изменении свойств пород паспорт должен уточняться, он также периодически уточняется с учетом результатов взрыва.

При проведении выработок имеется, как правило, одна открытая поверхность – плоскость забоя, к которой перпендикулярно или наклонно бурят комплект шпуров (от 10 до 60). Взрывание комплекта шпуров должно отвечать следующим требованиям: первоначально необходимо создать взрывом части шпуров дополнительную открытую поверхность, чтобы усилить разрушительное действие остальных зарядов; разрушить породу в забое выработки на куски требуемых размеров (навал породы должен быть компактным для эффективной работы погрузочных машин и исключения повреждения крепи и оборудования выработки); образовать сечение выработки, максимально приближающееся к проектному, сведя к минимуму недоборы и переборы породы, обеспечить высокий к. и. ш., а также исключить нарушение массива за контуром сечения выработки. Для достижения указанных результатов взрыва в комплекте шпуров при проведении выработки применяют (рис. 7.1.):

– **врубовые шпуры** (№ 1–№ 4) – взрыв зарядов в них создает дополнительную (вторую) открытую поверхность в забое и улучшает условия взрывания остальных шпуров. Врубовые шпуры обычно бурят на 0,2–0,3 м глубже остальных, а вели-

чина зарядов врубовых шпуров на 15–20 % больше, чем в остальных.

– **вспомогательные или промежуточные** (№ 5–№ 9), заряды в которых взрываются после врубовых, предназначены для расширения полости, образованной врубом. При малых сечениях выработок отбойных шпуров может и не быть, а при большом сечении отбойными шпурами разрушается большая часть породы в забое.

– **оконтуривающие шпуры** (№ 10–№ 18), заряды в которых взрываются последними, предназначены для придания выработке проектного сечения. Концы оконтуривающих шпуров в крепких породах выступают за контур на 100 –150 мм, а в мягких породах располагаются на проектном контуре выработок.

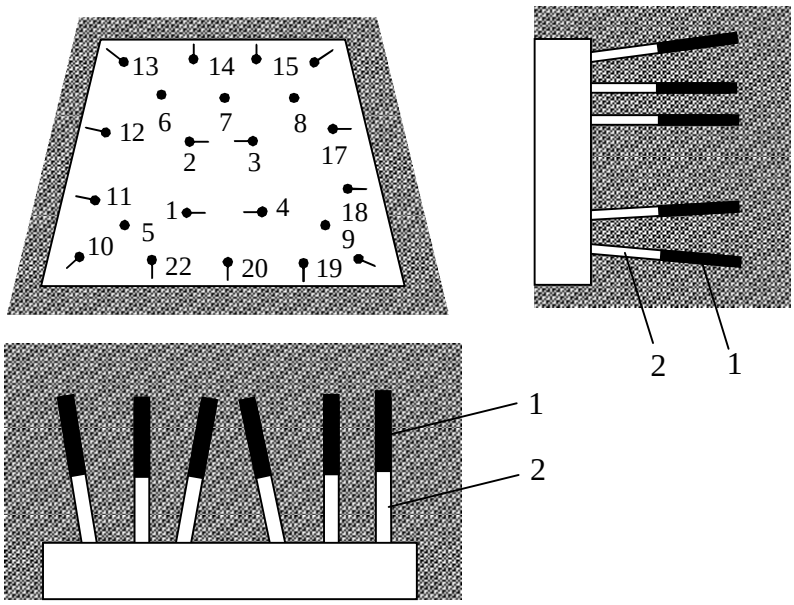



**Рисунок 7.1** – Схема расположения шпуровых зарядов при проведении выработки

1,2 – соответственно заряд ВВ и забойка.

При проведении выработок шпуры глубиной более 2,5 м считаются глубокими, глубиной 1,5–2,5 м – **средними** и глубиной менее 1,5 м – **мелкими**.

Коэффициентом использования шпуров (к. и. ш.) называется отношение величины подвигания забоя за один взрыв к средней глубине шпуров. К. и. ш. является одним из основных критериев качества взрыва, правильности выбранной схемы расположения врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров и удельных расходов ВВ. Взрыв считается неудовлетворительным при к. и. ш. менее 0,65–0,7, нормальным при к.и.ш – 0,80 – 0,9, хорошим – при к. и. ш. выше 0,9. К. и. ш. существенно зависит от размеров врубовой полости, из-за чего выбору схемы расположения врубовых шпуров (типа вруба) придается первостепенное значение.

В выработках прямоугольного, трапециевидного сечения применяют наклонные и прямые врубы. **Наклонные врубы** образуют шпурами, пробуренными наклонно под углом 60–70° к поверхности забоя. Расстояние между концами шпуров 10–20 см. В трещиноватых породах для увеличения эффекта разрушения врубовые шпуры располагают так, чтобы они пересекали плоскость трещин под углом, близким к 90°.

**Прямые (призматические) врубы** образуют шпурами, пробуренными перпендикулярно к поверхности забоя. При этих врубах, как правило, один или несколько шпуров оставляют незаряженными для создания дополнительной открытой поверхности, облегчающей проявление разрушительного действия остальных шпуров.

Схемы и области применения различных типов врубов приведены в таблице 7.1 и на рисунке 7.2.

Разработаны конструкции прямых врубов с глубокими шпурами, в которых использован эффект взрывной запрессовки свободной от заряда части шпуров, взрываемых с замедлением (рис. 7.3, а), а также прямые врубы с дополнительными зарядами, размещенными в шпурах большей глубины и взрываемыми с замедлением. Взрывом этого заряда разрушаемая во врубовой полости зарядами 1 порода выбрасывается из ее пределов (рис. 7.3, б).

**Таблица 7.1**

| Вруб | Характеристика | Условия применения | |
|---|---|---|---|
| | | Площадь сечения выработки, $м^2$ | Породы |
| *1* | *2* | *3* | *4* |
| Пирамидальный (рис. 7.2, а) | Шпуры образуют четырехгранную пирамиду | Более 4 | Плотные монолитные крепкие слоистые различной крепости |
| Вертикальный клиновой (рис. 7.2, б) | Шпуры образуют вертикальный клин в центральной части забоя | Более 6 | Однородного строения при крутом падении трещин или напластовании |
| Горизонтальный клиновой (рис 7.2, в) | Шпуры образуют горизонтальный клин в центральной части забоя | Более 4 | То же, при горизонтальном или пологом падении |
| Нижний (рис. 7.2, г) | Шпуры пересекают слои и трещины примерно под прямым углом | То же | Слоистые трещиноватые средней крепости при падении трещин и напластовании на забой |
| Верхний (рис. 7.2, д) | То же | » | То же |

| | | | |
|---|---|---|---|
| Боковой (рис. 7.2, е) | Шпуры, направленные по контакту пород, составляют вертикальный ряд | » | Слоистые крутого падения при проведении выработок параллельно контакту пород |
| Вертикальный щелевой (рис. 7.2, ж) | Параллельные шпуры образуют вертикальный ряд | Любая | Монолитные средней крепости |

**Окончание таблицы 7.1**

| *1* | *2* | *3* | *4* |
|---|---|---|---|
| Призматический (рис. 7.2, з) | Параллельные и близко расположенные шпуры пробурены перпендикулярно к плоскости забоя | До 6 | Монолитные крепкие |
| Шагающий (рис. 7.2, и) | Один из шпуров имеет глубину в два раза большую, чем остальные | Любая | Вязкие, трудновзрываемые |

Конструкцией врубов и комплектов шпуров, предложенной МГИ и ВНИПИГОРЦветметом, является схема с наклонной клиновой поверхностью забоя. Благодаря такой форме забоя шпуры разрушают породу в максимально облегченных условиях, и к. и. ш. получается близким к единице. Из врубов с наклонными шпурами наиболее широко применяются вертикальные клиновые врубы.

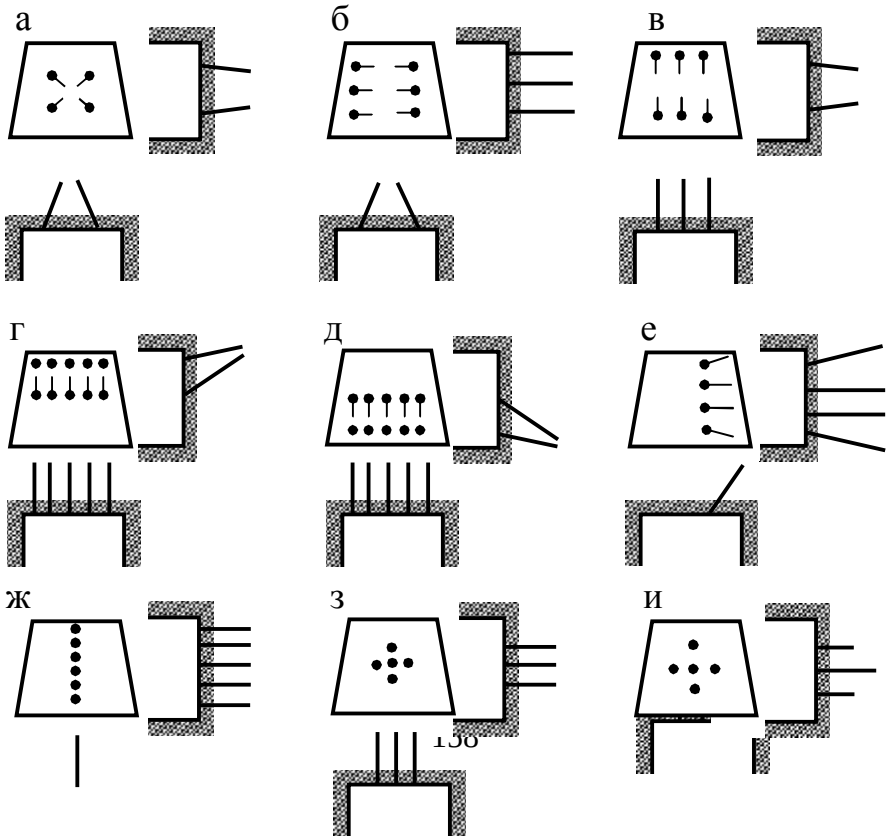


**Рисунок 7.2** – Схемы расположения врубовых шпуров

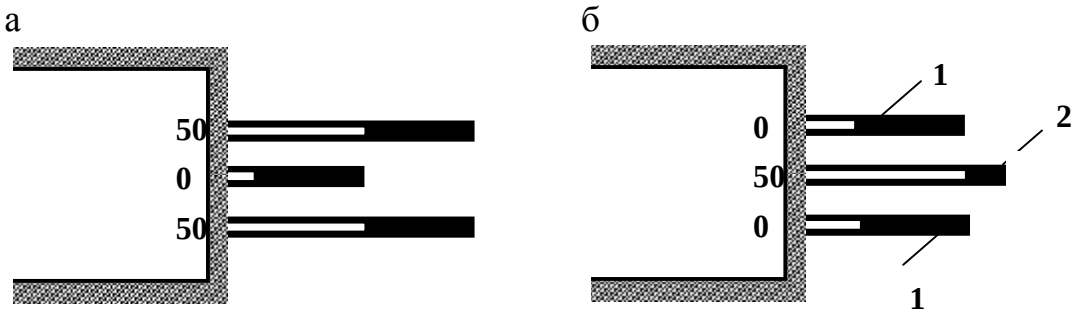



**Рисунок 7.3** – Схема вруба (0, 50–интервалы замедлений, мс):
1 – разрушающие заряды; 2 – дополнительный заряд.

При проведении выработки в неоднородной породе по пластам угля (рис. 7.4, а, б) или рудным жилам (рис. 7.4, в) вначале отбивают уголь или руду, в результате чего образуется дополнительная открытая поверхность. После уборки угля или руды взрывают породу комплектами шпуров, параллельными дополнительной открытой поверхности.

В выработках круглого сечения (стволах, тоннелях) шпуры располагают по нескольким концентрическим окружностям. Вруб состоит из 6–12 шпуров, глубина которых на 15–20 см больше остальных. Наиболее распространены врубы с параллельными шпурами, обеспечивающими меньший выброс породы вверх.

Для зарядов в патронах диаметром 32 мм соотношение между количеством шпуров в окружностях принимают 1:2:3:4, для зарядов в патронах диаметром 45 мм – 1 : 3 : 6.

Оконтуривающие шпуры бурят на расстоянии 15–20 см от

проектного контура под углом 85–87° в сторону стенок. Концы шпуров, как правило, не выходят за контур сечения ствола.

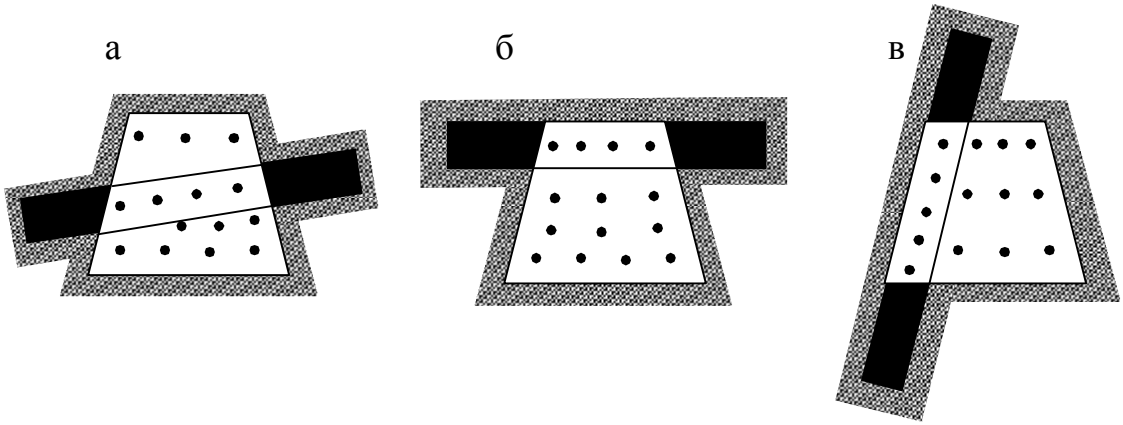



**Рисунок 7.4** – Схема расположения шпуров при проведении выработки по смешанному забою

**В восстающих выработках** породу разрушают взрывами шпуровых или скважинных зарядов диаметром 80 – 105 мм. Расположение шпуров в восстающих аналогично тому, которое применяется для вертикальных выработок малого сечения. Разрушение породы облегчается тем, что она высыпается из выработки, обеспечивая хороший разрушительный эффект.

Прогрессивным способом проведения восстающих является разрушение породы взрывом скважинных зарядов. При этом вруб образуется одной незаряженной скважиной, рядом с которой располагается несколько врубовых заряжаемых скважин. Остальные скважины бурят по углам выработки или по окружности.

## 7. 2 Расчет параметров БВР

В расчете параметров взрывания при проведении выработок исходным является расчетный удельный расход ВВ, зависящий от многих факторов: физико-механических свойств пород, сечения выработки, глубины и диаметра шпуров, типа ВВ и др. Удельный расход ВВ определяется по таблице, составленной для аммонита № 6ЖВ на основе обработки данных производственных взрывов (табл. 7.2).

**Таблица 7.2** — Ориентировочные расходы ВВ при проведении выработок

| Коэффициент крепости породы *f* | Расход ВВ (кг/м$^3$) в зависимости от площади поперечного сечения выработки, м$^2$ | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | горизонтальной | | | вертикальной | | |
| | 4–6 | 10–12 | 16–20 | до 25 | 36–40 | 65–70 |
| 15–20 | 2,2 | 2 | 1,9 | 2,8 | 2,5 | 2,1 |
| 7–9 | 1,5 | 1,4 | 1,3 | 2,1 | 1,8 | 1,4 |

При применении других ВВ пользуются переводными коэффициентами, значения которых принимают обратно пропорциональными их энергетическим характеристикам согласно таблицы 7.3.

**Таблица 7.3** – Относительная работоспособность зарядов ВВ по идеальной работе взрыва (эталон-аммонит № 6ЖВ)

| ВВ | $e = \frac{A_{эт}}{A_{вв}}$ | ВВ | $e = \frac{A_{эт}}{A_{вв}}$ |
|---|---|---|---|
| Акватол М-15 | 0,76 | Акватол МГ | 0,93 |
| Граммонал А-45 | 0,79 | Акватол АВМ | 0,95 |
| Карбатол ГЛ-10В | 0,79 | Гранулит АС-4 (АС-4В) | 0,98 |

| | | | |
|---|---|---|---|
| Граммонал А-8 | 0,80 | Аммонит № 6ЖВ | 1,0 |
| Аммонит скальный № 1 | 0,80 | Граммонит 79/21 | 1,0 |
| Аммонал скальный № 3 | 0,80 | Ифзанит Т-80 | 1,08 |
| Детонит М | 0,82 | Граммонал А-50 | 1,10 |
| Алюмотол | 0,83 | Ифзанит Т-60 | 1,10 |
| Гранулит АС-8 (АС-8В) | 0,89 | Гранулит М | 1,13 |
| Аммонал водоустойчивый | 0,90 | Игданит | 1,13 |
| | | Гранулотол | 1,20 |

Исходя из найденного удельного расхода ВВ определяют число и глубину шпуров. Число шпуров по сечению выработки должно быть достаточным с точки зрения эффективного разрушения обуренного объема породы, размещения расчетного заряда ВВ и правильного оконтуривания выработки.

Известно более 20 различных формул для определения числа шпуров на забой. Эти формулы можно разделить на две группы: **эмпирические и аналитические**. К первой группе относятся формулы профессоров М.М. Протодьяконова, А.Ф. Суханова, Э.О. Миндели. В этих формулах содержится математическое описание данных, полученных на основе обработки экспериментов, поэтому они пригодны только для условий, подобных тем, на основе которых они построены.

Сущность аналитических формул состоит в определении числа шпуров для размещения в них расчетного заряда ВВ. Сначала определяют расход ВВ на заходку

$$Q_{зах} = q \cdot V_{зах}\ , \text{ кг} \qquad (7.1)$$

и рассчитывают количество шпуров на забой

$$N = \frac{1{,}27 \cdot q \cdot S_{вч} \cdot \eta}{\Delta_{вв} \cdot d_{п}^{2} \cdot k_{зап}}, \qquad (7.2)$$

где $q$ – расчетный удельный расход ВВ, кг/м$^3$;

$V_{зах}$ – объем разрушаемой породы за одно взрывание, м$^3$;

$S_{вч}$ – площадь забоя вчерне, м$^2$;

$\eta$ – коэффициент использования шпуров;

$\Delta_{вв}$ – плотность ВВ, кг/м$^3$;

$d_п$ – диаметр патрона (заряда) ВВ, м;

$k_{зап.}$ – коэффициент заполнения шпура взрывчатым веществом (по данным практики $k_{зап.}$ = 0,4–0,6).

Полученное значение округляют до целого, тогда масса шпурового заряда ($q_{ш.р.}$) будет

$$q_{ш.р.}=Q_{зах.}/N \qquad (7.3)$$

где $q_п$ – масса одного патрона ВВ, кг.

Количество патронов ($n_п$) ВВ в шпуре

$$n_п = \frac{q_{шр}}{q_п}, \qquad (7.4)$$

Если при делении расчетной массы шпурового заряда на массу патрона получается не целое количество патронов ВВ в шпуре, то необходимо округлить найденное значение до целого количества. Это обусловлено тем, что резать патроны ВВ при заряжании шпуров не разрешается. После этого необходимо уточнить массу шпурового заряда.

$$q_{ш.ут.}=q_{п.}\cdot n_{п.ут}\,. \qquad (7.5)$$

Если $q_{ш.ут.}$отличается от $q_{ш.р}$ более чем на 5%, то следует скорректировать количество шпуров ($N_{ут}$), сохранив расчетный расход ВВ на заходку.

$$N_{ут}=Q_{зах}/\,q_{ш.ут.}. \qquad (7.6)$$

Уточняют расход ВВ на заходку

$$Q_{зах\cdot ут.}= q_{ш.ут.}\cdot n. \qquad (7.7)$$

и определяют длину забойки ($\mathbf{l}_{заб.}$).

$$\mathbf{l}_{заб.} = \mathbf{l}_{ш} - \mathbf{l}_{зар} = \mathbf{l}_{ш} - \mathbf{l}_{п} \cdot n_{п.ут.}, \qquad (7.8)$$

где $\mathbf{l}_{ш}$ – длина шпура, м;
$\mathbf{l}_{зар}$ – длина заряда, м;
$\mathbf{l}_{п}$ – длина одного патрона ВВ, м.

В соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» должно соблюдаться условие: $\mathbf{l}_{заб} \geq 0{,}5$м. Если оно не выдерживается, то надо увеличить длину шпуров, оставив прежний заряд в шпурах, увеличить количество шпуров и распределить ВВ на все шпуры.

Расчет удельного расхода ВВ по эмпирическим формулам следует считать ориентировочным, который необходимо уточнять по результатам опытных взрываний. Наиболее распространенной является эмпирическая формула проф. М.М. Протодьяконова, которая рекомендована для забоев с одной свободной поверхностью:

$$q = 0{,}4\left[\sqrt{0{,}2f} + \frac{1}{\sqrt{S_{вч}}}\right]^2, \qquad (7.9)$$

где $f$ – коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова;
$S_{вч}$ – площадь сечения выработки, м$^2$.

В связи с тем, что приведенная формула не учитывает тип применяемого ВВ и требуемую степень дробления, эту формулу с учетом указанных поправок уточнил проф. П.Я. Таранов двумя коэффициентами:

$$q = 0{,}4\left[\sqrt{0{,}2f} + \frac{1}{\sqrt{S_{вч}}}\right]^2 \cdot e^{-1} \cdot к, \qquad (7.10)$$

где $e^{-1}$–показатель, обратный коэффициенту работоспособности, ($e^{-1} = P_{эт}/P_x$, где $P_{эт}$– работоспособность ВВ, принятого за эталонное; $P_x$ –работоспособность применяемого ВВ);

к=1,2–1,3 – коэффициент усиления заряда, учитывающий дополнительный расход шпуров и ВВ при механизированных работах.

Проф. Н.М. Покровский предложил для расчета удельного расхода ВВ формулу:

$$q = q_1 S_1 V_1 e^{-1}, \qquad (7.11)$$

где $q_1$– нормальный удельный расход ВВ, который принимается по таблице и зависит от свойств породы;

$S_1$ – коэффициент структуры пород, также принимается по таблице;

$V_1$ – коэффициент зажима взрываемой породы;

$e^{-1}$ – величина, обратная коэффициенту работоспособности ВВ, $e^{-1} = \frac{P_{эт}}{P_x}$.

Коэффициент зажима в приведенной формуле характеризует неравномерность возрастания периметра выработки по сравнению с отрываемым энергией взрыва объемом пород для забоев с одной обнаженной поверхностью $V_1 = \frac{6,5}{\sqrt{S_{вч}}}$; для двух свободных поверхностей $V_1$ = 1,2 –1,5.

Расчет параметров взрывания производят в следующем порядке:

- выбор типа ВВ и СИ в соответствии с типом взрываемых пород, горно-геологическими условиями и опасностью шахты или рудника по газу и пыли;
- выбор типа бурового оборудования;
- устанавливают глубину шпуров в зависимости от длительности цикла и технологии проведения, диаметр шпура (в за-

висимости от применяемого бурового оборудования и диаметра патрона ВВ).

Общепризнанных формул, позволяющих определить оптимальный для данных горнотехнических условий проходки диаметр шпуров, не имеется по той причине, что оптимальный диаметр шпуров следует выбирать с учетом сечения выработки, мощности применяемой бурильной машины, типа ВВ и физико-технических свойств пород.

С увеличением диаметра шпуров увеличивается количество размещаемого в шпуре ВВ, а следовательно, уменьшается число зарядов. В общем случае эта зависимость без учета площади сечения выработки может быть выражена следующим образом:

$$V_0 = \frac{\pi d_0^2}{4} l_ш; \qquad V_x = \frac{\pi d_x^2}{4} l_ш, \tag{7.12}$$

где $V_0$ и $V_x$ – объем шпуров диаметром соответственно $d_0$ и $d_x$. При равенстве коэффициентов заполнения шпуров ВВ их число.

$$N_x = N_0 (d_0 / d_x)^2. \tag{7.13}$$

Однако эта формула не дает точного ответа, поскольку число врубовых и оконтуривающих шпуров не может быть уменьшено в соотношениях, определяемых ею, так как существует предельно минимальное число шпуров, обеспечивающих нормальное разрушение пород и оконтуривание выработки. Поэтому чем меньше сечение выработки, тем целесообразнее уменьшение диаметра шпуров. При наличии ВВ, способных устойчиво детонировать с высокой скоростью в патронах диаметром 20 – 22 мм (типа детонитов), целесообразность применения шпуров уменьшенного диаметра увеличивается.

Сложным является создание высокостойкого бурового инструмента для бурения шпуров диаметром 25 – 28 мм. В случае применения ВВ с невысокой детонационной способностью, например, предохранительных аммонитов, целесообразно использовать патроны диаметром 36 – 40 мм, размещая их в шпурах соответствующего диаметра. Это позволит повысить эффективность разрушения пород.

С увеличением диаметра шпуров увеличивается неравномерность дробления породы и ухудшается качество оконтуривания выработки. Поэтому даже в вертикальных и горизонтальных выработках большой площади сечения целесообразно применять оконтуривающие шпуры уменьшенного диаметра или патроны ВВ специальной конструкции.

**Мощность бурильной машины** оказывает влияние на скорость обуривания забоя. Приближенно можно считать, что с увеличением диаметра коронки скорость бурения бурильным молотком уменьшается обратно пропорционально квадрату диаметра шпура.

Скорость бурения мощными бурильными машинами с увеличением диаметра уменьшается менее интенсивно, и в этом случае целесообразно применять шпуры увеличенного диаметра. С возрастанием крепости породы скорость бурения с увеличением диаметра шпуров снижается более интенсивно, в этом случае целесообразно применение шпуров уменьшенного диаметра и мощного ВВ.

**Тип ВВ**. Как показывают опытные взрывы на некоторых предприятиях, в породах с коэффициентом крепости $f$ >14 целесообразно применение более мощных, хотя и дорогих ВВ.

Механизированное заряжание шпуров гранулированными ВВ способствует увеличению плотности заряжания с 0,9 до 1,2 г/см$^3$.

Вследствие этого увеличивается устойчивость детонации ВВ в массе заряда на единицу длины шпура. В таких случаях целесообразно применение ВВ с невысокими энергетическими характеристиками типа гранулитов, игданитов и т. д.

После выбора бурильной машины и типа ВВ продолжают расчет в следующем порядке:

– рассчитывают объем породы, взрываемой за одну заходку

$$V_{зах} = S_{вч} \cdot l_{зах}, \qquad (7.14)$$

где $l_{зах}$ – проектная длина заходки, м;

– удельный расход ВВ;
– массу шпурового заряда;
– общее число шпуров N;
– выбирают тип вруба и схему расположения шпуров. При построении последней, число шпуров, установленных расчетным путем, можно корректировать исходя из условий целесообразного их размещения в забое. Сначала размещают врубовые шпуры, а после, на оставшейся площади забоя, располагают вспомогательные, отбойные и контурные. Объем взрываемой породы, приходящейся на один врубовый шпур, должен быть в 3–4 раза меньше, чем для отбойного шпура, так как врубовые заряды работают в условиях интенсивного «зажима» и одной свободной поверхности, их глубина должна быть на 10–20 см больше остальных;
– определяют общий расход ВВ, СИ, объем бурения, фактический удельный расход, подвигание забоя за цикл и другие показатели, которые сводят в таблицу. Схема расположения шпу-

ров приводится в 3-х проекциях (рис. 7.1), с нумерацией шпуров, с указанием расстояния между шпурами и углов наклона, глубин шпуров. На основе расчетов составляется паспорт БВР, являющийся техническим и юридическим документом.

## 7.3 Контурное взрывание

Контурное взрывание – способ производства взрывных работ, при котором достигается максимальное приближение фактического профиля выработок и выемок к проектному при сохранности сплошности массива горных пород. Применяется в горном деле при проведении выработок, а также в гидротехническом и транспортном строительстве при сооружении тоннелей, камер и выемок в скальных породах.

Различают предварительное и последующее контурное взрывание. При предварительном контурном взрывании вначале взрывают заряды ВВ в оконтуривающих шпурах (или скважинах), а затем в определенной последовательности (в зависимости от схемы взрывання) остальные, расположенные по всему сечению выработки. При больших сечениях выработок или широких выемках заряды в оконтуривающих шпурах взрывают до бурения остальных шпуров. Образующаяся при этом по периметру выработки (выемки) щель предохраняет от нарушения сплошности окружающий массив при последующей отработке оконтуренного объёма. При последующем контурном взрывании заряды ВВ в шпурах, расположенных по контуру, взрывают после взрыва врубовых и вспомогательных шпуров с замедлением не менее 25 мс.

При контурном взрывании коэффициент сближения шпуров (скважин) определяется по формуле:

$$К_{сб} = a/W, \qquad (7.15)$$

где a – расстояние между оконтуривающими шпурами (м);

W – линия наименьшего сопротивления оконтуривающих шпуров и скважин (м).

Малый коэффициент сближения достигается при сохранении неизменной линии наименьшего сопротивления и уменьшении расстояния между оконтуривающими шпурами в 1,5–2 раза по сравнению с обычным взрыванием. Масса заряда в оконтуривающих шпурах в 2,5–4 раза меньше массы заряда в других шпурах за счёт применения патронов малого диаметра (в 1,2–2 раза меньше диаметра шпуров или скважин), создания воздушных промежутков по длине заряда, кольцевых воздушных зазоров, снижения плотности заряжания и т. п. Для снижения давления и уменьшения разрушения за пределами контура заряды малого диаметра располагают таким образом, чтобы они контактировали со стенкой скважины со стороны отбиваемого массива. Для зарядов в оконтуривающих шпурах (скважинах) используют низко-бризантные ВВ. Диаметр оконтуривающих скважин, как правило, не превышает 150 мм.

Применение контурного взрывания позволяет уменьшить объём переборов породы за проектным контуром, повысить устойчивость откосов уступов, выемок и горных выработок, снизить затраты на их поддержание и ремонт в процессе эксплуатации, уменьшить расход материалов при возведении крепи, а в достаточно устойчивых породах использовать более экономичную набрызг-бетонную крепь.

При применении технологии контурного взрывания необходимо производить точное бурение контурного ряда шпуров, не допускать их отклонение от проектного направления.

Допустимая величина отклонения при забуривании и бурении шпуров не должна превышать 3 см на один метр длины шпура. Смысл контурного взрывания заключается в равномерном распределении энергии ВВ по периметру контурных шпуров таким образом, чтобы при взрывании оконтуривающих зарядов обеспечить минимальную нарушенность законтурного пространства и сформировать контур выработки, близкий к проектному. Выбор конструкции и типа ВВ производится с учетом снижения бризантного действия взрываемых зарядов и плотности заряжения. Высота донной части заряда ($h_g$) принимается равной 8–10 диаметрам заряда ($d_з$). При этом концентрация ВВ в донной части заряда $Q_{кд} = \frac{\pi d_з^2}{4}\rho_0$, а ее масса

$$Q_д = Q_{кд}\, h_д\,. \qquad (7.16)$$

Длина незаряженной части шпура принимается равной: $\mathbf{l}_0$ = (0,2–0,5)W, где W – л.н.с. контурных шпуров; W=[B– (4–48)] / 2; где B – ширина выработки.

# Высота колонковой и устьевой части заряда рассчитывается

$$h_{кол.у} = \mathbf{l}_{шп} - (\mathbf{l}_о + h_g). \qquad (7.17)$$

Концентрация в колонковой и донной частях заряда принимается равной 0,7 $Q_{КД}$.

Общая масса заряда ВВ контурного шпура

$$Q_{кон}=Q_{д}+Q_{к.у.} \quad (7.18)$$

Расстояние между шпурами принимается равным а = (1,0 –1,2)W.

Для уменьшения динамического воздействия взрываемых зарядов на законтурный массив, снижения переборов пород и зоны радиального трещинообразования в контурных зарядах применяют патроны ВВ уменьшенного диаметра с установкой вдоль оси заряда с внешней стороны контура демпфирующих прокладок из пористых материалов или деревянных реек.

Кроме указанных выше факторов, на формирование выработки приконтурном взрывании большое влияние оказывают свойства взрываемых пород. А также очередность взрывания зарядов.

При крепости пород $f \leq 5$ по шкале М.М. Протодьяконова оконтуривающие заряды необходимо взрывать в первую очередь, а в породах средней крепости и крепких ($f > 8$) заряды в контурных шпурах взрываются последними. При проведении горных выработок в крепких и весьма крепких породах между каждой парой контурных зарядов бурят компенсационный шпур на расстоянии 30-35 см от заряженного, являющийся свободной поверхностью, на которой смыкаются прорастающие навстречу друг к другу трещины.

На основании анализа работ отечественных и зарубежных ученых можно сделать следующие выводы:

– для успешного применения контурного взрывания необходимо использовать в оконтуривающих шпурах патроны ВВ малого диаметра;
– применять конструкцию зарядов, обеспечивающую малое бризантное действие;
– для уменьшения переборов пород, снижения зоны радиального трещинообразования необходимо применять в оконтуривающих шпурах со стороны внешнего контура демпфирующие прокладки по оси заряда из пористых материалов или деревянные рейки.

Основным недостатком контурного взрывания является большой объем буровых работ, при котором должна обеспечиваться высокая культура буровых работ (точность бурения и минимальное отклонение от проектного контура).

Более подробно рассмотрим основные принципы расчета параметров при контурном взрывании зарядов.

При расчете параметров контурного взрывания следует определять параметры оконтуривающих зарядов ВВ отдельно от остальных. Площадь забоя, разрушаемая врубовыми, вспомогательными и отбойными (предконтурными) шпурами, названа условно – внутренней и определяется как разновидность между общей площадью S и той частью площади, которая отбивается оконтуривающими шпурами,

$$S_{вн} = S - S_к . \qquad (7.19)$$

Величина площади $S_к$ для горных выработок различного направления, по А.В. Ключникову, определяется

$$S_к = W (П - \nu W), \qquad (7.20)$$

где W– л.н.с. оконтуривающих шпуров;

ν – коэффициент формы поперечного сечения выработки (для сводчатой формы ν =1,8);

П – периметр выработки.

Число шпуров, необходимых на заходку,

$$N=N_{вн}+N_{к}\,, \qquad (7.21)$$

где $N_{вн}=N_{вр}+N_{всп}+N_{отб}$ – число внутренних шпуров на заходку.

Исходя из оценки сопротивляемости горной породы взрывному разрушению, по показателю дробности $V_{max}$ рассчитывается необходимое число шпуров

$$N=\frac{27\sqrt{S}}{\sqrt{1{,}5V_{max}+2{,}5}}\,, \qquad (7.22)$$

где S – площадь сечения выработки;

$V_{max}$ – показатель дробимости (для аммонита № 6ЖВ –1,7 см$^3$).

При определении $N_{вн}$ в формулу (7.20) следует подставлять $S_{вн}$.

Необходимое число оконтуривающих шпуров определяется из соотношения

$$N_{к}=П/a+1, \qquad (7.23)$$

где a – расстояние между оконтуривающими шпурами по периметру контура.

Коэффициент сближения описывается зависимостью: $m=\frac{0{,}95}{\sqrt{W}}$, поскольку $m=\frac{a}{W}$,то отсюда $a=0{,}95\sqrt{W}$.

Поставив значение a, получим

$$N_к = 1{,}05\frac{П}{\sqrt{W}} + 1 \qquad (7.24)$$

После подстановки значений в (7.24) и преобразований общее число шпуров

$$N = \frac{27\sqrt{S - W(П - W)}}{\sqrt{1{,}5_{max} + 2{,}5}} + 1{,}05\frac{П}{\sqrt{W}} + 1 \qquad (7.25)$$

Обозначим отношение длины заряда в шпуре к полной глубине шпура через $\tau$. При этом количество ВВ $Q_{шп.вн}$ на один шпур

$$Q_{шп.вн} = \frac{\pi d_З^2}{4}\tau \mathbf{l}_{шп}\rho_о = 0{,}785 d_З^2 \tau \mathbf{l}_{шп}\rho_о, \qquad (7.26)$$

где $d_З$ – диаметр заряда ВВ;

$\rho$ –плотность применяемого ВВ;

$\mathbf{l}_{шп}$ – глубина шпура;

$\tau$ =0,6 –0,75– для наклонных врубовых шпуров;

$\tau$ =0,8 –0,9 – для прямых вспомогательных шпуров.

Общий расход ВВ на внутренние шпуры

$$Q_{.вн} = N_{вн}\, Q_{шп.вн} = 0{,}785\, d_З^2\, \tau\, \mathbf{l}_{шп}\rho_о N_{вн.}. \qquad (7.27)$$

При расчете максимальных удельных расходов пользуются формулой

$$q_о = EW. \qquad (7.28)$$

Значение градиента удельного заряда оконтуривающих шпуров определяется по формуле

$$E = 0{,}4 + К_{мон}(0{,}58 - 0{,}032\, V_{max}). \qquad (7.29)$$

Отсюда общая масса заряда

$$Q^{\bullet}_{шп} = q_o \, l_{шп} = EW \, l_{шп} \qquad (7.30)$$

Подставив значение Е в формулы (7.27 и 7.28), получим:

$$q_o=[0,4 + К_{мон} (0,58 – 0,032V_{max})]; \qquad (7.31)$$

$$Q^{\bullet}_{шп} =[0,4 + К_{мон} (0,58 – 0,032V_{max})W \, l_{шп}]. \qquad (7.32)$$

# Общий расход ВВ на контурные шпуры

$$Q_k = Q^{\bullet}_{шп} N_k = 1,05[0,4 + К_{мон} (0,58 - 0,032V_{max})]\sqrt{W} \, l_{шп} П, \qquad (7.33)$$

где $К_{мон}$= 1 – для монолитных пород;

$К_{мон}$= 0,5 – для пород средней крепости;

$К_{мон}$= 0 – для сильнотрещиноватых пород.

Удельный расход в донной части заряда контурных шпуров принимают равным $q_Д$=0,2–0,4 кг в обычных условиях; $q_Д$=0,4–0,6 в условиях зажима.

Общий расход на донные заряды

$$Q_Д = q_Д N_к = 1,05 q_Д \frac{П}{\sqrt{W}}. \qquad (7.34)$$

Применение донных зарядов целесообразно предусматривать для угловых оконтуривающих шпуров. Основным требованием к конструкции контурных зарядов является равномерность распределения ВВ по длине шпуров.

# 8. ТРЕБОВАНИЯ К ВЗРЫВНЫМ РАБОТАМ В ШАХТАХ, ОПАСНЫХ ПО ГАЗУ, ПЫЛИ, ВЫБРОСАМ УГЛЯ, ПОРОДЫ И ГАЗА

## 8.1 Классификация горных выработок по пылегазовому фактору

Все выработки, проводимые в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, подразделяются на неопасные, опасные и особоопасные. К неопасным относятся выработки, проводимые по углю и породам, в которых отсутствует выделение метана.

К опасным относятся выработки проводимые: по породам, выделяющим метан; по углю или смешанным забоям в пластах, опасных по пыли; по углю или смешанным забоям, если концентрация метана после взрывания в забое не превышает 2% для пластов, опасных по пыли, и 3% для пластов, не опасных по пыли.

К особоопасным относятся выработки: проводимые по пластам, опасным или угрожаемым по внезапным выбросам угля и газа; проводимые по выбросоопасным породам; в тупиковой части которых имеются действующие суфлярные выделения метана; восстающие выработки по углю с углом наклона более $10^0$, если в них выделяется метан; выработки проводимые по углю в забоях, в которых максимальная концентрация метана после взрывания превышает 2% для пластов, опасных по пыли, и 3% – для пластов, не опасных по пыли; выработки, вскрывающие опасные и угрожающие по внезапным выбросам угля пласты, а также не опасные по внезапным выбросам пласты и пропластки мощностью более 0,1 м с давлением газа в них более 1 МПа; верхние ниши при восходящем проветривании и нижние при нисходящем проветривании на пластах, опасных по пы-

ли, при относительной метанообильности выемочного участка 10 $м^3$/т и более и при абсолютной газообильности свыше 3 $м^3$/мин, а на пластах, не опасных по пыли, при относительной метанообильности 15 $м^3$/т и более и при абсолютной газообильности свыше 3 $м^3$/мин; выработки, проводимые по нарушенному массиву (завалам) с опережающими полостями, в которых концентрация метана до взрывания может превышать 1%.

Определять концентрацию метана в забое после взрывания для установления опасности выработок можно расчетным путем или экспериментально с помощью автоматических пробоотборников.

В зависимости от степени опасности выработки выбираются способы, параметры ВВ для взрывных работ, а также режимы их ведения, чтобы исключить возможность воспламенения рудничной атмосферы при их проведении.

В условиях, отнесенных к опасным и особоопасным, для ведения взрывных работ применяются только предохранительные ВВ, представляющие собой смеси из сенсибилизатора, окислителя, инертных солей, снижающих энергию взрыва, а также добавок, повышающих водоустойчивость и выполняющих другие специфические функции. Инертные соли могут непосредственно входить в состав смеси или образовываться в процессе реакции взрывчатого разложения.

Предохранительные ВВ имеют ряд специфических особенностей. Основная из них – пониженная способность воспламенять взрывчатые метано- воздушные и пыле- воздушные смеси.

## 8.2 Забойка как средство обеспечения безопасности взрывных работ

Доброкачественная, тщательно выполненная забойка является одним из средств, снижающих вероятность аварии при взрывных работах в угольных шахтах, опасных по газу или пыли.

Забойка шпуров представляет собой негорючий материал, размещенный в свободной от ВВ заряда части шпура и обеспечивающий его замкнутость. Все используемые забоечные материалы по физико-механическим свойствам можно разделить на следующие группы:

- пластичные материалы – суглинок, глина, смесь глины с песком;
- сыпучие материалы – песок, гранулированный доменный шлак, гравий, гасящие порошки;
- гидрозабойка – в виде полиэтиленовых водонаполненных ампул и непосредственной заливки воды (пульпы, пасты и др.) в шпуры.

Исследования, а также практика ведения взрывных работ показывают, что забойка повышает эффективность взрывания за счет обеспечения сохранения высокого давления в зарядной полости в течение промежутка времени, достаточного для завершения отколообразования и раскрытия радиальных трещин на границе с зарядной полостью при возникновении и прохождении ударной волны взрыва, а также за счет более полного протекания вторичных реакций в продуктах детонации и, кроме того, улучшает санитарно- гигиенические условия труда шахтеров.

Установлено, что применение песчано-глиняной забойки при взрывных работах по сравнению с взрыванием без забойки снижает количество ядовитых газов более чем в 2,5 раза в сухих выработках и в 1,5 раза в обводненных.

При применении забойки запыленность рудничной атмосферы подземных выработок уменьшается на 10–80%.

Отсутствие или недостаточная длина забойки создают благоприятные условия для разброса кусков породы на опасные расстояния и возникновения сильной воздушной ударной волны, перерождающейся в звуковую с увеличением расстояния.

Забойка шпуров предотвращает воспламенение метано- и пылевоздушных смесей за счет: увеличения продолжительности выброса продуктов взрыва из шпура; охлаждения продуктов взрыва до безопасных пределов; обеспечения устойчивости детонации шпурового заряда ВВ; флегматизации рудничной атмосферы.

## 8.3 Общие положения безопасности работ

Основными причинами травматизма при взрывных работах в угольных шахтах (будем в дальнейшем называть их опасными факторами) являются:

- вспышки и взрывы метана или угольной пыли, возникшие при производстве работ с применением взрывчатых веществ (41%);
- механические воздействия на отказавшие заряды взрывчатых материалов (ВМ) при работе горнорабочих и механизмов (25%);

– случайное попадание людей в опасную зону взрыва из-за невыставления постов охраны или использования их на других работах (30%);
– преждевременное срабатывание электродетонаторов (ЭД) при проверке взрывной цепи или от блуждающих токов (4%).

Вспышки и взрывы метана или угольной пыли являются основным источником травматизма при взрывных работах. Основными техническими причинами вспышек и взрывов метана или угольной пыли при взрывных работах в шахтах являются:

– наличие взрывоопасной рудничной атмосферы при взрывании зарядов ВВ;
– недостаточные уровни предохранительности применяемых ВВ, особенно в условиях бокового обнажения зарядов;
– недостаточные устойчивость применяемых ВВ против выгорания и эффективность средств дополнительной защиты;
– недостаточный уровень безотказности взрывных приборов.

Кроме технических причин, взрывы и вспышки метана являются следствием грубых нарушений техники безопасности и технологии ведения взрывных работ. К ним относятся: применение в особо опасных забоях ВВ с недостаточным уровнем предохранительности; несоблюдение паспортов буровзрывных работ, приводящее к увеличению вероятности обнажения зарядов ВВ; неправильное применение накладных зарядов ВВ; неверное использование средств дополнительной защиты или не применение их; ошибки при монтаже взрывных цепей.

При ведении взрывных работ на угольных шахтах, опасных по газу или пыли, перед каждым заряжением шпуров, их взрыванием и

при осмотре забоя после взрывания мастер – взрывник обязан проводить замер содержания метана. Запрещается выполнять взрывные работы при содержании метана 1% и более в забоях и примыкающих выработках на протяжении 20 м от них, а также в месте укрытия мастера – взрывника.

Замер содержания метана вместе укрытия мастера – взрывника также должен проводиться перед каждым подключением электровзрывной сети к взрывному прибору.

Взрывные работы допускаются только:

а) в забоях выработок, непрерывно и устойчиво проветриваемых в соответствии с требованиями Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах и при осуществлении необходимых мер по борьбе со взрывчатой пылью;

б) при взрывании зарядов с применением ЭД. При этом в выработках с повышенным выделением метана в качестве источника тока должны применяться только искробезопасные взрывные приборы;

в) при выполнении мастерами-взрывниками, а в наиболее сложных условиях (при сотрясательном взрывании, «разбучивании» углеспускных выработок, дроблении негабаритных кусков породы, взрывной посадке кровли в очистных забоях, массовых подземных взрывах по разупрочнению труднообрушаемых кровель на выемочных участках, ликвидации отказов и т. п.) – в присутствии лица технического надзора, ответственного за безопасность ведения работ в смене (на участке).

Взрывные работы в очистных, подготовительных забоях и на отдельных участках выработок, в которых имеется газовыделение или взрывчатая пыль, допускается осуществлять при соблюдении определенного для каждого забоя (выработки) режима, разработанного предприятием по согласованию с органом Госнадзорохрантруда.

Запрещается:

– частичное выбуривание газоносных пластов в тупиковых забоях подготовительных выработок, проводимых взрывным способом по вмещающим породам;
– предварительное рыхление угольного массива в очистных забоях впереди комбайнов, стругов. Это требование не распространяется на случаи безлюдной выемки угля, гидровзрывания, а также полной отбойки угля и породы в зонах геологических нарушений.

Выбор соответствующих ВМ должен утверждаться руководителем предприятия (шахты, шахтоуправления, шахтостроительного управления) в зависимости от степени опасности работ в забое (выработке), условий взрывания зарядов и необходимости создания предохранительной среды.

Непредохранительные ВВ II класса разрешается применять:

а) при проведении горизонтальных, наклонных, восстающих и вертикальных выработок, а также углубке шахтных стволов с действующих горизонтов шахт при соблюдении следующих условий:

– отсутствии в забоях угольных пластов, пропластков, а также выделения метана;
– подтоплении водой забоя углубляемого ствола перед взрыванием на высоту не менее 20 см, считая по наивысшей точке забоя;
– отставании от любой точки забоя до угольного пласта (при приближении к нему) не менее 5 м, считая по нормали. После пересечения пласта забоем выработки расстояние от любой точки забоя до пласта должно быть более 20 м, считая по протяжению выработки.

Если выработка закреплена монолитной крепью, исключающей поступление в нее метана из пласта, и работы по изоляции пласта ведутся по проекту, согласованному организацией – экспертом по безопасности работ, ВВ II класса могут применяться после пересечения угольных пластов и пропластков;

б) в забоях, проводимых с поверхности шурфов или стволов шахт, опасных по газу или пыли (в том числе при пересечении этими забоями пластов, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа) при выполнении следующих условий:

- подтопление водой забоя перед взрыванием на высоту не менее 20 см, считая по наивысшей точке забоя. При проведении ствола в искусственно замороженных породах или отсутствии притока воды, вместо подтопления забоя ствола должны быть приняты другие меры, согласованные с организацией-экспертом по безопасности работ;
- осуществления взрываниями с поверхности при отсутствии людей в стволе и на расстоянии не менее 50 м от него;

в) при сотрясательном взрывании в выработках, проводимых по выбросоопасным породам при условии применения водораспылительных завес, создаваемых взрывным распылением воды из полиэтиленовых сосудов в сочетании с туманообразующими завесами. При этом взрывание зарядов должно проводиться с поверхностью или из камер-убежищ;

г) при торпедировании угольного массива на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, в соответствии с Инструкцией по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа.

д) при применении скважинных зарядов для создания предохранительных надщитовых подушек на участках, опасных по прорыву глины и пульпы;

е) для предварительного разупрочнения труднообрушаемой кровли в механизированных очистных забоях в соответствии с требованиями Инструкции по выбору способа и параметров разупрочнения труднообрушаемой кровли на выемочных участках.

При выполнении перечисленных работ в зависимости от крепости пород (*f*) и условий взрывания должны использоваться следующие ВВ:

- при проведении горизонтальных и наклонных выработок, перечисленных в п.п. «а» (кроме углубки стволов) и «в», по породам с *f* менее 7, а также при разупрочнении труднообрушаемых пород любой крепости - взрывчатые вещества, не содержащие сенсибилизаторов, более чувствительных, чем тротил (аммонит 6 ЖВ, аммонал М-10 и т. п.);
- при проведении горизонтальных и наклонных выработок, перечисленных в п.п. «а» (кроме углубки стволов), «в», по породам с *f* от 7 до 10 применение ВВ, содержащих гексоген или нитроэфиры допускается только во врубовых шпурах. Во всех остальных шпурах должны применяться ВВ, не содержащие сенсибилизаторы, более чувствительные, чем тротил;
- при проведении горизонтальных и наклонных выработок по породам с *f*=10 и более допускается применение любых ВВ;
- при взрывании в условиях, перечисленных в п.п. «б», «г», «д», а также при углубке стволов допускается применение любых ВВ.

Предохранительные ВВ III класса разрешается применять:

а) в забоях выработок, проводимых только по породе, в том числе и по выбросоопасным породам, при выделении метана и отсутствии взрывчатой пыли;

б) в забоях стволов, проводимых только по породе, при их углубке с действующих горизонтов и выделении в них метана;

в) при вскрытии пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, до обнажения пласта при условии применения водораспылительных завес и наличии между пластом и забоем выработки породной пробки по всему сечению выработки. Размер пробки (считая по нормали), должен быть не менее 2м при вскрытии крутых пластов и не менее 1 м при вскрытии пологих пластов.

Предохранительные ВВ IV класса разрешается применять:

а) в угольных и смешанных забоях выработок, проводимых по угольным пластам, опасным по взрывам пыли, при отсутствии выделения метана в этих выработках;

б) в угольных и смешанных забоях горизонтальных, наклонных и восстающих (до 10°) выработок, проводимых по пластам, опасным по газу и пыли, в которых отсутствует повышенное выделение метана при взрывных работах;

в) при сотрясательном взрывании, в т. ч. камуфлетном, вскрытии угольных пластов после их обнажения и последующем проведении выработок на протяжении не менее 20 м;

г) в бутовых штреках с нижней подрывкой пород;

д) в бутовых штреках с верхней подрывкой пород при относительной метанообильности выемочного участка менее 10м$^3$/т;

е) при взрывании по породе в смешанных забоях выработок,

проводимых по пластам, опасным по внезапным выбросам угля и газа, при опережающем породном забое;

ж) для подрывки боковых пород с $f$ >4 в смешанных забоях выработок с повышенным выделением метана при взрывных работах, при условии, что предварительная выемка угля будет проводиться без применения взрывных работ;

з) при взрывной выемке угля в лавах.

Предохранительные ВВ V класса разрешается применять:

а) в угольных и смешанных забоях горизонтальных, наклонных и восстающих (до 10°) выработок с повышенным выделением метана при взрывных работах. При этом в смешанных забоях по углю и по породе должно применяться одно и то же ВВ. В отдельных случаях по разрешению органа Госнадзорохрантруда, выданному на основании заключения организации-эксперта по безопасности работ, допускается применение по углю ВВ V класса, а по породе – IV класса;

б) в угольных и смешанных забоях восстающих (10° и более) выработок, в которых выделяется метан, при проведении их с предварительно пробуренными скважинами, обеспечивающими проветривание выработок за счет общешахтной депрессии;

в) в нишах лав, не отнесенных к забоям с повышенным выделением метана;

г) в бутовых штреках, проводимых с верхней подрывкой пород, при относительной метанообильности выемочного участка 10 м$^3$/т и более;

д) для верхней и смешанной подрывки боковых пород с $f$=4 и менее в смешанных забоях выработок с повышенным выделением ме-

тана при взрывных работах при условии, что предварительная выемка угля будет проводиться без применения взрывных работ.

Предохранительные ВВ VI класса разрешается применять:

а) в верхних нишах лав с повышенным выделением метана;

б) в угольных забоях восстающих (10° и более) выработок, в которых выделяется метан, при проведении их без предварительного пробуренных скважин;

в) в забоях выработок, проводимых по нарушенному массиву (в том числе и в забоях выработок, проводных в присечку к нарушенному массиву), при выделении в них метана. При этом глубина шпуров должна быть не более 1,5 м, а масса шпурового заряда патронированного ВВ – не более 0,6 кг;

г) для верхней и смешанной подрывки пород с $f$ = 4 и менее в вентиляционных штреках, проводимых вслед за лавой.

Предохранительные ВВ VII класса разрешается применять для следующих видов специальных взрывных работ:

а) для ликвидации зависаний горной массы в углеспускных выработках;

б) для дробления негабаритов накладными зарядами;

в) для взрывного перебивания деревянных стоек при посадке кровли.

Для каждого из перечисленных видов работ должны применяться ВВ или заряды, специально допущенные Комитетом Госнадзорохрантруда.

Во всех забоях выработок, кроме проводимых сотрясательным взрыванием, а также при выполнении специальных взрывных работ,

допускается применять предохранительные ВВ и более высокого класса.

В забоях выработок, где имеется газовыделение или взрывчатая угольная пыль, разрешается применять только предохранительные электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия. При этом должны соблюдаться следующие условия:

а) максимальное время замедления электродетонатора короткозамедленного действия с учетом разброса по времени срабатывания не должно превышать при применении ВВ IV класса 220 мс, а при применении ВВ V и VI классов – 320 мс;

б) в подготовительных выработках, проводимых по углю, и в комбайновых нишах очистных забоев без машинного вруба все заряды в угольном забое должны взрываться от одного импульса тока взрывного прибора;

в) при протяженности угольного забоя более 5 м разрешается делить его по длине на участки и взрывание в каждом из них производить раздельно;

г) в подготовительных выработках, проводимых по углю с подрывкой боковых пород, взрывание зарядов в шпурах по углю и породе может проводиться как раздельно, так и одновременно (одним забоем или с опережением одного из них), причем раздельное взрывание может осуществляться только по разрешению руководителя шахты при количестве циклов не более одного по углю и одного по породе, за исключением случаев создания опережающих заходок в начале проведения выработок, но не более 5 м.

Запрещается одновременная выдача мастеру-взрывнику для производства взрывных работ ВВ различных классов, а также предо-

хранительных и непредохранительных электродетонаторов в т. ч. короткозамедленного и замедленного действия для разных забоев, если в одном из них применяются электродетонаторы с большим замедлением, или взрывчатые вещества более низкого класса.

Места укрытия мастеров-взрывников должны находиться в выработках, проветриваемых свежей струёй воздуха за счет общешахтной депрессии, и располагаться от места взрыва на расстоянии не менее:

а) в горизонтальных и наклонных (до 10°) подготовительных выработках -150 м;

б) в наклонных, в том числе восстающих (более 10°) подготовительных выработках – 100 м, но обязательно в горизонтальной выработке и не ближе 10 м от устья выработки или ее сопряжения с другой выработкой;

в) в лавах (слоях) при угле залегания до 18° – 50 м;

г) в лавах (слоях) при угле залегания 18° и более – 50 м, но не ближе 20 м от сопряжения с лавой (слоем) на штреке;

д) в очистных забоях камерного типа, а также при погашении угольных целиков – 200 м;

е) в щитовых забоях – 50м, но не ближе 20 м от ходовой печи;

ж) при пропуске угля и породы в восстающих выработках–100 м;

з) при проведении стволов (шурфов) с поверхности – 50 м.

Места укрытия мастера-взрывника, расположения постов охраны, других людей во всех случаях следует определять в проектах, паспортах или схемах буровзрывных работ с учетом того, что расстояние от места укрытия мастера-взрывника до постов охраны, располагаемых за мастером-взрывником должно быть не менее 10 м, от

места расположения постов охраны до места нахождения остальных людей также не менее 10 м.

Проведение тупиковых выработок протяженностью более 100 м по углю или смешанным забоем должно осуществляться при наличии постоянной взрывной магистрали, проложенной до взрывной станции в месте укрытия мастера-взрывника.

Заряжание и взрывание зарядов каждого цикла, в том числе и при раздельном взрывании по углю и породе, допускается только после проветривания забоя, замера содержания метана, уборки взорванного угля, осуществления мероприятий по взрывозащите забоя и прилегающих к нему выработок на расстоянии не менее 20 м. При этом во всех случаях глубина заходки по углю должна быть не более 2 м.

В очистных забоях на пластах, опасных по газу или пыли (кроме опасных по внезапным выбросам), разрешается разделять очистной забой по длине на участки, взрываемые раздельно. При этом заряжание и взрывание зарядов на каждом участке допускается проводить после взрыва зарядов на предыдущем участке, уборки отбитого угля, крепления забоя и проведения комплекса мер по предупреждению взрыва газа и угольной пыли.

При засечке подготовительных и нарезных выработок по углю и породе из других выработок на протяжении 5 м от сопряжения необходимо предусматривать уменьшение длины шпуров и зарядов ВВ с целью снижения опасности нарушения крепи, обрушения пород, а также повреждения кабелей и трубопроводов.

В породных и смешанных забоях подготовительных выработок при наличии газовыделения разрешается применять только предо-

хранительные электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия. При этом максимально допустимое замедление электродетонаторов короткозамедленного действия во всех случаях не должно превышать 320 мс. Взрывание комплекта зарядов в забое допускается проводить раздельно, но не более, чем за три приема. При этом заряжание шпуров в каждом отдельном приеме должно проводиться после взрывания в предыдущем и осуществления мер, обеспечивающих безопасность взрывных и других работ в забое.

При проведении по породе выработок, в которых отсутствует выделение метана, взрывание может проводиться с применением электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения количества приемов и пропускаемых серий замедления.

В забоях выработок, в которых имеется газовыделение или взрывчатая угольная пыль (кроме бутовых штреков с подрывной кровли), разрешается применять электродетонаторы короткозамедленного действия с интервалом замедления не более 40 мс. При этом к смежным шпуровым зарядам следует относить заряды, расстояние между которыми не превышает двухкратного минимально допустимого. В бутовых штреках с подрывкой кровли разрешается применять только электродетонаторы мгновенного действия.

Электродетонаторы замедленного действия разрешается применять для взрывания зарядов в забоях, где допущено использование непредохранительных ВВ II класса при отсутствии газовыделения и взрывчатой пыли.

В выработках, где допущено использование непредохранительных ВВ и электродетонаторов замедленного действия, разрешается

применять в одном забое и выдавать одному мастеру-взрывнику непредохранительные ВВ различной работоспособности или непредохранительные и предохранительные ВВ при условии размещения ВВ с меньшей работоспособностью только в оконтуривающих шпурах. При проведении таких выработок в направлении угольных пластов или пропластков, опасных по газу и пыли, с расстояния пяти метров (считая от них по нормали), а также на расстоянии 20 м после их пересечения (считая по протяжению выработки) обязательно применение предохранительных ВВ и электродетонаторов мгновенного и короткозамедленного действия с соблюдением мер обеспечения безопасности.

Запрещается размещать в одном шпуре взрывчатые вещества различных классов или различных наименований, и при сплошном заряде более одного патрона-боевика.

Минимальная глубина шпуров при взрываний по углю и по породе должна быть 0,6 м.

Заряд, состоящий из двух и более патронов ВВ, необходимо вводить в шпур одновременно. Боевик может досылаться отдельно.

В качестве забойки должны применяться глина, смесь глины с песком, гидрозабойка в шпурах в сочетании с запирающей забойкой из глины или смеси глины с песком или иные материалы, допущенные Комитетом Госнадзорохрантруда.

При взрывании по углю и по породе минимальная величина забойки для всех забоечных материалов должна составлять:

а) при глубине шпуров от 0,6 до 1,0 м–половину глубины шпура;

б) при глубине шпуров более 1,0 м – 0,5 м;

в) при взрывании зарядов в скважинах –1м.

Расстояние от заряда ВВ до ближайшей поверхности должно быть не менее 0,5 м по углю и не менее 0,3 по породе, в т. ч. и при взрывании зарядов в породном негабарите. В случаях применения ВВ VI класса при взрывании по углю это расстояние допускается уменьшать до 0,3 м.

Минимально допустимое расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно составлять не менее величин, указанных в таблице.

**Таблица 8.1**

| Условия взрывания | Минимально допустимое расстояние (м) между смежными шпуровыми зарядами при применении ВВ, класса | | | |
|---|---|---|---|---|
| | II | III–IV | V | VI |
| По углю | 0,6 | 0,6 | 0,5 | 0,4 |
| при породе: | | | | |
| при $f$ менее 7 | 0,5 | 0,45 | 0,3 | 0,25 |
| при $f$ = 7–10 | 0,4 | 0,3 | - | - |

В породах с $f$ >10 расстояние между смежными шпуровыми зарядами должно определяться нормативами, разработанными по согласованию с организацией-экспертом по безопасности работ.

На пластах, опасных по пыли, перед каждым взрыванием в забоях, проводимых по углю или по углю с подрывкой боковых пород, должно осуществляться осланцевание или орошение осевшей угольной пыли с добавлением смачивателя как у забоя, так и в выработке, примыкающей к забою, на протяжении не менее 20 м от взрываемых зарядов.

В очистных забоях на пластах, опасных по взрыву пыли, при взрывании по углю в кутках или нишах лав должно проводиться осланцевание или орошение призабойного пространства водой с применением смачивателей.

В призабойном пространстве горных выработок взрывозащита (водовоздушные, порошковые завесы и др.) при взрывании шпуровых зарядов должна осуществляться в соответствии с инструкциями (руководствами), согласованными Комитетом Госнадзорохрантруда.

Торпедирование пород и угольного массива путем взрывания скважинных зарядов должно проводиться в соответствии с инструкциями, согласованными Комитетом Госнадзорохрантруда.

## 8.4 Дополнительные требования при сотрясательном взрывании

**Сотрясательное взрывание предусматривает выполнение следующих требований: отключение электроэнергии в опасной зоне, вывод людей из этой зоны в неопасное место на время производства взрывных работ, достижение высокой их эффективности, при котрой нет необходимости оконтуривать угольный забой с помощью ручных инструментов или выемочных машин.**

Сотрясательное взрывание должно осуществляться при отработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа, а также на угрожаемых пластах, где текущим прогнозом получены значения «Опасно», в определенном режиме, направленном на защиту людей от последствий возможных выбросов в том числе:

а) при проведении горизонтальных, наклонных (проводимых

сверху вниз) и восстающих выработок с углом наклона до $10^0$ включительно, а также для отбойки угля в очистных забоях;

б) при вскрытии выбросоопасных угольных пластов мощностью более 0,1 м;

в) при вскрытии угрожаемых угольных пластов, если прогнозом установлены опасные значения показателей выбросоопасности или прогноз, перед вскрытием не осуществлялся;

г) при вскрытии песчаников на глубине 600 м и более, если прогнозом установлено, что песчаник выбросоопасный или прогноз выбросоопасности перед вскрытием не осуществлялся;

д) при проведении выработок по выбросоопасным песчаникам.

Требования к режиму сотрясательного взрывания также распространяется на пластовое и внепластовое (передовое) торпедирование, предназначенное для предотвращения внезапных выбросов угля и газа.

Взрывные работы при вскрытии пластов, а также в очистных и подготовительных выработках в пределах защищенных зон допускается проводить без осуществления режима, предусмотренного для сотрясательного взрывания.

Выбор параметров паспорта буровзрывных работ для выработок, проводимых по угольным пластам и породам, опасным по внезапным выбросам, должен обеспечивать полную отбойку угля (породы) по всему сечению выработки, если при сотрясательном взрывании не достигнута требуемая конфигурация забоя, следует провести повторное сотрясательное взрывание по оконтуриванию выработки.

В местах геологических нарушений взрывание по углю и породе должно проводиться одновременно.

Проведение выработок смешанным забоем с опережающей взрывной отбойкой угля разрешается при отставании породного забоя не более 5 м, при этом взрывание зарядов в забоях должно проводиться в разные смены.

Запрещается применять ручные ударные инструменты для оформления забоя после сотрясательного взрывания.

Для каждого забоя, где применяется сотрясательное взрывание, должна быть составлена инструкция, устанавливающая порядок, технологию такого взрывания и меры безопасности, направленные на защиту людей от последствий выбросов угля, породы и газа. Инструкция должна предусматривать магнитофонную запись служебных телефонных переговоров ответственного руководителя сотрясательным взрыванием, находящегося на поверхности.

С паспортом буровзрывных работ и инструкцией по сотрясательному взрыванию должны быть ознакомлены (под роспись) лица технического надзора шахты, связанные с проведением сотрясательного взрывания, и рабочие соответствующих участков.

Порядок проведения сотрясательного взрывания и лица, ответственные за его выполнение, должны утверждаться приказом по шахте. В случае производства работ на эксплуатационной шахте специализированными шахтостроительными организациями, такой порядок устанавливается совместным приказом шахтостроительного управления и эксплуатационной шахты.

При осуществлении сотрясательного взрыва должен вестись «Журнал проведения сотрясательного взрывания по шахте», форма которого утверждается руководителем предприятия.

Сведения о месте и времени проведения сотрясательного взрывания, в виде объявлений, не позже чем за смену до начала взрывания необходимо доводить до всех трудящихся, занятых в подземных выработках.

При проведении сотрясательного взрывания должна устанавливаться опасная зона, в которую включаются все выработки шахты, расположенные по ходу движения исходящей вентиляционной струи воздуха от места взрывания, а также все выработки со свежей струёй воздуха от забоя до места укрытия мастера-взрывника.

Перед началом заряжания во всех выработках шахты, расположенных в пределах опасной зоны, электроэнергия должна быть отключена. Включение электроэнергии допускается только после проверки содержания метана в атмосфере выработок после взрывания.

Не допускается при осуществлении сотрясательного взрывания отключение вентиляторов местного проветривания, а также приборов автоматического контроля содержания метана и датчиков, используемых для контроля выбросоопасных зон угольных пластов.

В забоях выработок, в которых нельзя отключать электроэнергию до начала заряжания шпуров (в связи с их возможным затоплением), обесточивание необходимо выполнять перед началом монтажа взрывной сети.

Вскрытие угольных пластов сотрясательным взрыванием, кроме мощных крутых пластов, допускается проводить полным проектным сечением вскрывающей выработки. При вскрытии мощных крутых пластов взрывные работы допускаются только для обнажения угольного пласта (удаления породной пробки).

Пересечение пластов должно проводиться в соответствии с требованиями Инструкции по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа.

Участок породной пробки, непосредственно перед пластом необходимо ликвидировать за одно взрывание. Режим сотрясательного взрывания в забое вскрывающей выработки должен вводиться с расстояния не менее 4 м и может отменяться после удаления забоя выработки на расстояние не менее 4 м по нормали от пласта угля.

Вскрытие угольных пластов необходимо выполнять в следующей последовательности: приближение забоя вскрывающей выработки к пласту, обнажение и пересечение пласта, удаление (отход) от пласта.

При этом во всех случаях следует считать:

- при вскрытии крутых угольных пластов «участком приближения» участок вскрывающей выработки с 4 до 2 м перед вскрываемым пластом, а «участком удаления» – с 2 до 4 м за пластом;
- при вскрытии пологих, наклонных и крутонаклонных угольных пластов «участком приближения» – участок вскрывающий выработки с 4 до 1 м перед вскрываемым пластом и «участком удаления» – с 1 до 4 м за пластом (все расстояния принимать по нормали к пластам).

Расстояния до места укрытия, из которого проводится взрывание при вскрытии выбросоопасных и угрожаемых угольных пластов горизонтальными и наклонными выработками, должны составлять: на участках приближения и удаления – 600 м; на уча-

стке пересечения особо выбросоопасных пластов – с поверхности; в остальных случаях – 1000 м.

Место укрытия, из которого проводится взрывание при вскрытии выбросоопасных и угрожаемых угольных пластов при углубке вертикальных стволов с действующих горизонтов должно находиться:

- на участке пересечения – на поверхности в 50 м от ствола;
- на участках приближения и удаления – на действующем горизонте, но не ближе 200 м от углубляемого ствола при условии обеспечения изолированного отвода исходящей вентиляционной струи воздуха. При невозможности выполнения указанных условий взрывание должно проводиться с поверхности.

Все расстояния при вскрытии следует определять от места слияния исходящей из взрываемого забоя струи воздуха со свежей струёй, считая против направления свежей струи.

В угольных и смешанных забоях выработок, проводимых по выбросоопасным угольным пластам, при взрывании зарядов только по углю или по углю и породе одновременно, а также по породе без опережающей выемки угля, при проведении выработок по выбросопасным породам и при вскрытии таких пород, расстояние до укрытия мастера-взрывника должно быть не менее 600 м от забоя, но не ближе 200 м от места слияния исходящей из взрываемого забоя струи воздуха со свежей струёй. При этом люди, не связанные с проведением взрывных работ, должны находиться на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 1000 м от взрываемого забоя.

При взрывании зарядов по породе в забоях, где произведена опережающая выемка выбросоопасного угольного пласта, расстояние до места укрытия мастера-взрывника должно быть не менее 200 м от места слияния исходящей из взрываемого забоя струи воздуха со свежей струёй.

Выработка, в которой проводится сотрясательное взрывание, перед взрывными работами должна быть освобождена на протяжении не менее 100 м от забоя от вагонеток и других предметов, загромождающих ее более чем на одну треть поперечного сечения.

Перед проведением сотрясательного взрывания вентиляционные устройства, расположенные в пределах опасной зоны, а также перемычки, установленные для предотвращения проникновения газа на другие участки или на другие горизонты шахты, должны быть осмотрены лицами технического надзора.

При обнаружении неисправности вентиляционных устройств сотрясательное взрывание запрещается до устранения выявленных нарушений.

При наличии в забое, где применяется сотрясательное взрывание, опережающих шпуров и скважин, не предназначенных для размещения ВВ, они должны быть заполнены глиной или другими негорючим материалом на длину, превышающую глубину заряжаемых шпуров (скважин) не менее чем на 1 м. Взрывание зарядов в таких шпурах (скважинах) запрещается.

Для подготовки и проведения сотрясательного взрывания должны быть назначены Приказом руководителя шахты непосредственный руководитель сотрясательным взрывом в забое и ответственный руководитель сотрясательным взрыванием на поверхности.

Руководство подготовкой и проведением сотрясательного взрывания в забое (группе забоев) должны осуществлять инженерно-технические работники участка, на котором проводятся взрывные работы.

Сотрясательное взрывание должно проводиться мастером-взрывником в присутствии лица технического надзора по должности не ниже заместителя начальника участка.

Мастера-взрывники и лица технического надзора должны иметь индивидуальные светильники со встроенными датчиками метана и изолирующие самоспасатели.

После сотрясательного взрывания осмотр выработки должен проводиться по получении сведений о содержании метана в забое, в котором проводилось взрывание, но не ранее, чем через 30 мин. после взрыва и при содержании метана менее 2 %. Осмотр забоя должен проводиться лицом технического надзора и мастером-взрывником.

Лицо технического надзора, замеряющее содержание метана, при продвижении к забою для осмотра его после сотрясательного взрывания, должно находиться на расстоянии 3-х метров впереди мастера-взрывника. При обнаружении концентрации метана 2 % и более они обязаны немедленно возвратиться в выработку со свежей струёй воздуха.

На случай возможного выброса угля (породы) и газа руководителем шахты заблаговременно должны быть утверждены мероприятия по разгазированию выработок.

Для проведения сотрясательного взрывания к забоям подготовительных выработок должны быть проложены постоянные взрывные магистрали из специальных кабелей.

Инициирование зарядов при сотрясательном взрывании в угольных и смешанных забоях и по выбросоопасным породам должно осуществляться предохранительными электродетонаторами мгновенного и короткозамедленного действия со временем замедления последней ступени не более 220 мс.

При вскрытии пластов до их обнажения сотрясательным взрыванием время замедления последней ступени электродетонаторов короткозамедленного действия не должно превышать 320 мс.

В случае отказа одного или нескольких зарядов их необходимо ликвидировать с выполнением требований, установленных Правилами в части ликвидации отказов и сотрясательного взрывания.

При вскрытии пластов сотрясательным взрыванием допускается применение рассредоточенных (двухъярусных) зарядов ВВ при соблюдении следующих условий:

а) инициирование зарядов осуществляется электродетонаторами мгновенного и короткозамедленного действия;

б) в шпурах с рассредоточенными зарядами величина замедления в данном заряде должна быть больше, чем в первом заряде от устья;

в) при использовании допущенных для соответствующих условий ВВ III и IV класса длины забойки между рассредоточенными зарядами должна быть не менее 0,75 м, а масса первого от устья шпура заряда – не более 1,2 кг.

При использовании ВВ II класса – длина забойки между рассредоточенными зарядами должна быть не менее 1,0 м, а масса первого от устья шпура заряда ВВ – не более 1,0 кг.

Обнажение и пересечение пластов при помощи буровзрывных работ необходимо проводить при величине породной пробки между забоем выработки и крутым пластом (пропластком) не менее 2,0 м, а для пологих, наклонных и крутонаклонных – не менее 1,0 по нормали к пласту.

Перед пересечением крутых и кругонаклонных пластов после гидровымывания угольного массива толщина породной пробки между забоем вскрывающей и вымытой полностью должна составлять не менее 1,2 м. Шпуры для взрывания зарядов последней заходки с целью удаления породной пробки после гидровымывания должны не добуриваться до вымытой полости на 0,5 м.

Сотрясательное взрывание в забоях подготовительных выработок, проводимых по крутым или крутонаклонным выбросоопасным пластам, склонным к высыпанию, необходимо осуществлять с предварительной установкой опережающей крепи или с отбойкой боковых пород, либо, с укреплением угольного пласта.

При взрывании скважинных зарядов (торпедировании) должны осуществляться следующие меры:

- при пластовом торпедировании (гидровзрывной обработке пласта) – заливка наклонных скважин водой с непрерывной их подпиткой, а также применение водораспылительных завес, создаваемых взрывным распылением воды из полиэтиленовых сосудов в соответствии с действующими нормативными документами;

– при передовом (внепластовом) торпедировании – забойка из увлажненной смеси карбамида с хлоридом калия в соотношении 3 : 1 или забойка из воды, помещаемой в полиэтиленовую специальную ампулу с применением герметизаторов, а также применение водовоздушной или водораспылительной завесы в соответствии с действующими нормативными документами.

Сотрясательное взрывание в забоях выработок, проветриваемых обособленно, но расположенных таким образом, что взрывание зарядов в одних забоях может привести к повреждению электровзрывных сетей, проложенных к другим забоям, должно проводиться:

– с одновременной подачей импульса тока во все забои;
– разновременно с заряжанием и взрыванием в каждом последующем забое (или группе забоев) после взрывания в предыдущих забоях и выполнении мер, обеспечивающих безопасность взрывных работ.

Бурение шпуров по углю для сотрясательного взрывания следует осуществлять только вращательным способом. Бурение шпуров по породе допускается с применением ударных и ударно-вращательных инструментов.

# 9. ОСОБЫЕ СЛУЧАИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

## 9.1 Особенности ведения взрывных работ в угольных шахтах, опасных по горным ударам

Камуфлетное взрывание должно проводиться по специальному проекту, утвержденному руководителем шахты.

Приведение участков пласта в неудароопасное состояние путем камуфлетного взрывания должно проводиться с соблюдением следующей очередности работ:

- оценки удароопасности краевых частей в местах взрываний;
- определения параметров камуфлетного взрывания (длины шпуров, величины заряда, расстояний между шпурами);
- оценки эффективности камуфлетного взрывания.

Эти работы на угольных шахтах должны осуществляться в соответствии с «Инструкцией по безопасному ведению работ на шахтах, разрабатывающих пласты, опасные по горным ударам».

На удароопасных угольных пластах перед производством взрывных работ в очистных и подготовительных забоях, а также при отработке целиков, люди должны быть удалены от места взрывания на безопасное расстояние, но не менее 200 м, и находиться на свежей струе воздуха.

При проведении выработок встречными забоями, начиная с расстояния 15 м между ними, взрывные работы должны вестись только в одном из забоев, другой забой должен быть остановлен.

Длина внутренней забойки при камуфлетном взрывании в скважинах длиной до 10 м должна определяться проектом и составлять

не менее половины длины скважины. В скважинах длиной более 10 м величина внутренней забойки должна быть не менее 5 м. При использовании гидрозабойки, в том числе из полиэтиленовых ампул со стороны устья заполняются глиняной забойкой на протяжении не менее 1 м.

При I-II категориях удароопасности пород взрывные работы по отбойке угля или породы в очистных и подготовительных выработках, разрешается вести после приведения участка в неудароопасное состояние.

## 9.2 Особенности ведения взрывных работ на болотах

Проект взрывных работ на болотах должен отражать мероприятия по предупреждению взрыва горючих газов. При производстве взрывных работ огневое взрывание разрешается только при одиночном заряде.

При взрывании с применением электродетонаторов или капсюлей-детонаторов необходимо использовать боевики в специальной оболочке, не передающей давление на детонатор при нажатии на боевик забойником.

Заряжание скважин (шпуров) при взрывании детонирующим шнуром допускается проводить непосредственно вслед за бурением. В скважину (шпур) одновременно можно досылать не более двух патронов ВВ без средств инициирования.

Монтаж электровзрывной сети в обводненных условиях разрешается выполнять только с применением антенных проводов.

## 9.3 Особенности взрывания льда и подводных взрывных работ

Взрывание льда и подводные взрывные работы в реках, озерах и других водоемах могут проводиться только по согласованию с соответствующими контролирующими органами, в том числе органами рыбоохраны.

Взрывание льда должно проводиться под руководством лица технического надзора.

При работе с лодки, работающие должны обеспечиваться спасательными жилетами или страховочными поясами.

Взрывание зарядов должно проводиться от середины реки к берегам, от крутого берега к пологому, в направлении против течения.

При дроблении льда одному взрывнику разрешается производить за один прием не более 12 поджиганий зажигательных трубок.

Бросание зарядов на плывущие льдины, на участки уплотнения шуги или заторы с берега либо непосредственно с защищаемого сооружения допускается в исключительных случаях. Такую работу может выполнять только взрывник, имеющий практический стаж на ледокольных работах не менее двух сезонов. При этом заряды должны бросаться по одному.

Длина огнепроводного шнура (зажигательной трубки) бросаемых зарядов должна быть не менее 15 см и не более 25 см.

При взрывании ледяного покрова подводными зарядами они должны опускаться в прорубь или лунку на шпагате и т. п. средствах, обеспечивающих надежное крепление.

Запрещается опускать заряды через проталины и промоины со льда.

Непосредственно перед опусканием заряда в воду размеры проруби (лунки) должны быть проверены.

При взрывании льда с судна, выдача взрывчатых материалов разрешается только при наличии письменного распоряжения капитана судна по заявке руководителя взрывных работ.

При выполнении подводных взрывных работ состав бригад должен определяться в проекте взрывных работ. Укладку зарядов может проводить только взрывник.

При общей массе зарядов, превышающих 40 кг, должны использоваться самоходные плавсредства, оборудованные для производства взрывных работ.

При огневом взрывании общее число поджиганий в одном заезде не должно быть более пяти.

Для предохранения электровзрывной сети от разрывов силой течения обязательно дополнительное соединение зарядов между собой средствами, воспринимающими растягивающие усилия.

Взрывание зарядов должен проводить взрывник, осуществляющий их размещение.

Проверка исправности электровзрывной сети, подсоединение магистральных проводов к источнику тока и взрывание размещенных под водой зарядов могут проводиться только тогда, когда плавсредство будет отведено от места взрыва на определенное проектом безопасное расстояние, но не менее, чем на 100 м.

Конструкция заряда должна быть такой, чтобы он свободно опускался на дно при погружении в воду.

К каждому опускаемому заряду должен прочно прикрепляться буй, видимый с судна (лодки) и с места, где размещен взрывной прибор.

Заряды должны опускаться в воду по команде взрывника или специально назначенного лица технического надзора.

При взрывании зарядами массой до 50 кг нахождение в воде водолазов и других лиц не допускается в радиусе 1000 м, а при зарядах более 50 кг – не менее 2000 м.

При производстве взрывных работ на реках оцепление и сигналы вверх по течению реки должны дополнительно выставляться на расстоянии не менее 500 м от установленной границы опасной зоны.

Выполнение взрывных работ в тумане или в темное время, а также при волнении воды свыше трех баллов или скорости ветра более 12 м/с запрещается.

## 9.4 Особенности ведения взрывных работ по металлу

Взрывные работы по металлу должны выполняться по проектам в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» и «Типовой инструкции по безопасности при металообработке с использованием инструкции по безопасности при металообработке с использованием энергии взрыва. При необходимости, на предприятиях в установленном порядке должны разрабатываться и утверждаться по согласованию с органами Госгортехнадзора соответствующие инструкции, учитывающие специфические

особенности безопасности при соответствующих способах металлообработки.

Конструкции помещений и площадок, где проводится обработка металлов, должны быть рассчитаны на взрыв максимально допустимого заряда. Такие помещения и площадки должны приниматься в эксплуатацию комиссиями предприятий с участием представителей Госнадзорохрантруда и ежегодно комиссией предприятия (цеха и т. п.) с составлением акта о возможности дальнейшей эксплуатации.

Средства, предназначенные для подъема и перемещения технологической оснастки со смонтированным на ней зарядом, должны быть оборудованы двумя тормозами, действующими независимо друг от друга, а также концевыми выключателями автоматической остановки.

Каждая бронеяма должна иметь два обособленных выхода. Масса крышки для бронеямы и ее конструкция должны исключать возможность сдвига или разрушения крышки при взрывах. Перед вводом бронеямы в эксплуатацию, а также после ремонта или замены хотя бы части броневых плит крышки или стен, бронеяма должна быть испытана на прочность троекратным взрыванием зарядов удвоенной (против массы максимально применяемого заряда) величины.

Запрещается заряжать шпуры, имеющие температуру более $80^0$С.

Проверка, транспортирование, хранение и уничтожение взрывоопасного металлолома должны проводиться согласно требованиям соответствующего стандарта по обеспечению взрывобезопасности.

Дробление горячих массивов должно выполняться в соответствии с инструкцией, согласованной Комитетом Госнадзорохрантруда.

При температуре в шпуре (скважине, рукаве) до $80^0$С разрешается заряжание без термоизолирующей оболочки. В этом случае боевик должен дополнительно упаковываться в пергаментную, крафт-целлюлозную или оберточную бумагу.

Необходимо проводить испытания надежности упаковки боевика помещением зажигательной трубки в шпуре. Если детонатор взорвется ранее 5 мин. толщина упаковки должна быть увеличена.

При температуре более $80^0$С весь заряд должен помещаться в единую термоизолирующую оболочку. Взрывание необходимо проводить при помощи зажигательной трубки с длиной огнепроводного шнура не менее 60 см, обернутого вместе с дульцем капсюля-детонатора в общую оболочку. Запрещается скручивание и свертывание огнепроводного шнура внутри изолирующей оболочки патрона-боевика и вне ее.

При температуре в шпуре ниже $80^0$С разрешается одновременно заряжать и взрывать не более пяти зарядов, а при температуре свыше $80^0$С – не более одного.

Применение наружных зарядов в горячих массивах с температурой свыше $80^0$С не разрешается.

Заряжание и забойка должны проводиться двумя взрывниками в присутствии лица технического надзора, руководящего взрывными работами.

Если в течение 4 мин. взрывники не успели закончить заряжание всех шпуров, лицо, руководящее взрывными работами, обязано

подать команду о немедленном прекращении заряжания и удалении людей в безопасное место.

## 9.5 Особенности ведения взрывных работ по валке зданий, сооружений и фабричных труб, а также при разрушении фундаментов

В проектах на взрывные работы, наряду с решением других вопросов, должно быть указано направление валки разрушаемого объекта, а также мероприятия на случай неполного его разрушения.

Запрещается заряжание шпуров (скважин), вскрывших пустоты в массиве разрушаемого объекта.

Первый сигнал допускается подавать перед укладкой в заряды боевиков с электродетонаторами, а при взрывании ДШ – перед началом монтажа взрывной сети.

Сигнал «Отбой» может быть подан только по распоряжению ответственного за проведение взрыва лица технического надзора после того, как он вместе со старшим взрывником осмотрит место взрыва.

При наличии в опасной зоне котлов, трубопроводов и т.д., находящихся под давлением, оно должно быть понижено до пределов, установленных по согласованию с организацией, эксплуатирующей эти объекты.

## 9.6 Особенности производства массовых взрывов

Массовые взрывы должны проводиться в соответствии с требованиями инструкций, утвержденных или согласованных Госнадзоро-

храптруда.

Лица, участвующие в подготовке массовых взрывов, при нахождении в подземных выработках должны обеспечиваться изолирующими самоспасателями.

Опасные зоны, и места нахождения людей, а также размещения ВМ при подготовке и проведении массовых взрывов должны определяться проектом.

Массовые взрывы на земной поверхности, представляющие угрозу безопасности воздушного движения, могут осуществляться только после согласования их производства в установленном порядке.

При проектировании массового взрыва, в проект на взрыв должен вводиться раздел, предусматривающий необходимые меры безопасности, в т. ч. проветривание всех выработок, в которые могут поступить газообразные продукты взрыва, порядок допуска людей в места, представляющие опасность.

До взрыва вентиляционный надзор шахты (рудника) совместно с ВГСЧ обязан проверить надежность вентиляции по принятой схеме проветривания.

Командир ВГСЧ совместно с руководителем шахты должны в необходимых случаях составить план обслуживания электроустановок, водоотливных и вентиляционных установок силами ВГСЧ после взрыва.

В здании главного вентилятора на поверхности на время проветривания после массового взрыва необходимо выставить пост ВГСЧ.

В обязанность поста входят:

а) контроль за содержанием ядовитых продуктов взрыва в диффузоре вентилятора (при работе его на всасывание);

б) обслуживание вентилятора в случае прорыва газов в здание.

Спуск ВГСЧ в шахту после массового взрыва может разрешаться не ранее, чем через 1 ч, в т. ч. не ранее, чем через 2 ч – в выработки района взрыва.

При производстве массового взрыва по разрушению потолочин или целиков спуск в шахту ВГСЧ может проводиться через 2 ч после взрыва, в т. ч. не ранее, чем через 4 ч в выработки района взрыва.

ВГСЧ выполняют следующие работы:

а) осматривают указанные в распорядке массового взрыва выработки;

б) включают необходимые вентиляционные установки и обслуживают их до полного проветривания выработок;

в) осуществляют контроль за загазованностью рудничной атмосферы;

г) проверяют состояние вентиляционных сооружений, проводят (при необходимости) их ремонт, а также выполняют другие работы, предусмотренные заданием.

Допуск работников шахты в подземные выработки (кроме района взрыва) может разрешаться только после проверки состояния выработок ВГСЧ, восстановления нормальной рудничной атмосферы, но не ранее, чем через два часа после взрыва.

В район взрыва работники шахты допускаются после восстановления нормальной рудничной атмосферы, приведения выработок в безопасное состояние и проверки ВГСЧ, но не ранее, чем через 8 ч после взрыва.

При проектировании массового взрыва в карьере (разрезе) в проект на взрыв должен вводиться раздел, определяющий порядок допуска людей в район взрыва и иные выработки, пребывание в которых может представлять опасность.

При массовом взрыве должны устанавливаться посты ВГСЧ, которые осуществляют контроль за содержанием ядовитых продуктов взрыва в карьере. Количество постов определяет командир ВГСЧ и руководитель карьера.

В обязанности постов ВСГЧ входят:

а) контроль за загазованностью воздуха на уступах;

б) осмотр состояния уступов.

Допуск постов ВГСЧ в пределы опасной зоны может проводиться не ранее, чем через 15 мин после взрыва.

Допуск других людей в карьер разрешается руководителем карьера или руководителем массового взрыва после получения сообщений ВГСЧ о снижении ядовитых продуктов взрыва в воздухе до установленных норм, но не ранее, чем через 30 мин после производства взрыва, рассеивания пылевого облака и полного восстановления видимости в карьере.

При совмещении открытых и подземных работ контроль за загазованностью воздуха должен осуществляться ВГСЧ, как в карьерах, так и в подземных выработках при выполнении требований «Единых правил безопасности при взрывных работах».

# 10. Общие вопросы безопасного ведения взрывных работ

## 10.1 Персонал для руководства взрывными работами

Руководство взрывными работами на предприятии должно возлагаться на его руководителя, при подрядном способе ведения работ – на руководителя подрядного предприятия или назначенного им руководителя производственного подразделения этого предприятия и на предприятиях не горного профиля – на лицо технического надзора, назначенное руководителем предприятия.

К руководству взрывными работами (работами с ВМ) допускаются лица, имеющие законченное среднее или высшее горнотехническое образование, либо окончившие специальные учебные заведения, или курсы, дающие соответствующее право. При назначении этих лиц руководителями взрывных работ они должны сдать экзамен органам Госнадзорохрантруда.

На должность руководителя (заместителя, помощника руководителя) специализированного подразделения по взрывным работам (участка взрывных работ) на шахтах и подземных рудниках могут назначаться горные инженеры со стажем работы в подземных условиях не менее одного года и горные техники со стажем подземной работы на угольных и сланцевых шахтах не менее 3-х лет (на рудниках – не менее 2-х лет).

Инженерно-технические работники, осуществляющие руководство взрывными работами на предприятиях и в организациях, а также другие лица технического надзора, связанные с хранением, перевозкой взрывчатых материалов, изготовлением и использованием ВМ в научно-исследовательских, экспериментальных и учебных целях, обязаны при назначении (утверждении) на должность и далее не реже одного раза в 3 года проходить в установленном порядке аттестацию на знание «Единых правил безопасности при взрывных работах», инструкций и норм по безопасности взрывного дела по вопросам, входящим в их обязанности.

К ведению взрывных работ и работ, связанных с изготовлением и подготовкой ВВ, хранением и перевозкой ВМ на предприятиях, должны допускаться только лица, назначенные соответствующими приказами.

Взрывные работы должны выполняться взрывниками (мастерами-взрывниками) мужского пола, имеющими «Единую книжку взрывника (мастера-взрывника)».

В шахтах (рудниках), опасных по газу или разрабатывающих пласты (рудные тела), опасные по взрывам пыли, производство взрывных работ разрешается только мастерам-взрывникам.

К взрыванию горячих массивов могут допускаться взрывники, имеющие стаж взрывных работ не менее двух лет.

В помощь взрывнику могут назначаться помощники. Они должны быть проинструктированы и под непосредственным руководством и контролем взрывника могут выполнять работы, не связанные с обращением со средствами инициирования и патронами-боевиками.

К обучению по профессии взрывника и мастера-взрывника допускаются лица, отвечающие установленным требованиям, имеющие среднее образование и следующие возраст и стаж работы:

- в угольных шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрыву пыли – не моложе 22 лет и стаж на подземных работах не менее двух лет;
- на всех других взрывных работах – не моложе 20 лет и стаж работы не менее одного года по специальности, соответствующей характеру работы предприятия.

Обучение необходимо проводить с отрывом от производства по типовым программам на специальных курсах при институтах, техникумах горного профиля или в учебно-курсовых комбинатах предприятий, ведущих взрывные работы и имеющих соответствующие разрешения (лицензии) органов Госнадзорохрантруда.

Квалификация «взрывник» («мастер-взрывник») может присваиваться лицам, прошедшим обучение по соответствующей программе, сдавшим экзамены и получившим «Единую книжку взрывника (мастера-взрывника).

Экзамены для присвоения квалификации взрывника должна принимать комиссия под руководством представителя органа Госнадзорохрантруда, назначенная руководителем предприятия.

Взрывник допускается к самостоятельному производству взрывных работ только после работы стажером в течение месяца под руководством опытного взрывника.

Разрешается присваивать квалификацию взрывника и выдавать «Единую книжку взрывника (мастера-взрывника)» без обучения лицам, имеющим право руководства соответствующими взрывными работами, сдавшим экзамены квалификационной комиссии. К самостоятельному производству взрывных работ такие лица допускаются также после стажировки а указанном выше порядке.

Не реже одного раза в два года знания взрывников должны проверяться квалификационными комиссиями. Предварительно взрывники должны проходить подготовку по программе, утвержденной руководителем предприятия.

Внеочередная проверка знаний взрывника может проводиться по распоряжению руководителя шахты (рудника, карьера и т. п.) если установлено, что он нарушил требования по хранению, использованию, перевозке или учету ВМ.

Взрывники, не сдавшие экзаменов, лишаются права производства взрывных работ и могут быть допущены к повторной проверке квалификационной комиссией только после переподготовки, о чем должно быть издано распоряжение указанного руководителя взрывных работ.

При переводе взрывников на новый вид взрывных работ они должны пройти переподготовку по соответствующей программе, ут-

вержденной руководителем предприятия по согласованию с органом Госнадзорохрантруда и сдать экзамены квалификационной комиссии. Взрывник перед допуском к самостоятельному производству нового вида взрывных работ, обязан пройти десятидневную стажировку.

При переходе взрывников на угольные (сланцевые) шахты, опасные по газу или пыли, они должны пройти дополнительную подготовку по программе, согласованной с Комитетом Госнадзорохрантруда, сдать экзамены квалификационной комиссии и пройти пятнадцатидневную стажировку; при переходе на шахты, сверхкатегорные или опасные по внезапным выбросам угля, породы и газа – стажировка должна продолжаться двадцать дней.

Взрывники после перерыва в работе по своей квалификации свыше одного года могут допускаться к самостоятельному выполнению взрывных работ только после сдачи экзамена квалификационной комиссия и десятидневного стажирования.

Все лица, занятые на взрывных работах и работах с ВМ, должны быть ознакомлены со свойствами и особенностями вновь поступивших ВМ, аппаратуры и оборудования.

Рабочим, занятым на подготовке и выполнении взрывов (работ с ВМ) должны быть выданы под расписку инструкции по охране труда, предусматривающие меры безопасности при обращении с ВМ.

Заведующими складами ВМ и механизированных пунктов подготовки ВВ должны назначаться лица, имеющие право руководства взрывными работами или окончившие ВУЗы (техникумы) по специальностям технологии ВВ. На эту должность также можно назначать взрывников, прошедших обучение по типовой программе подготовки

заведующих складами ВМ, сдавших экзамены квалификационной комиссии и получивших соответствующее удостоверение.

Хранение, учет, а также выдачу ВМ из зарядных мастерских геофизических предприятий разрешается поручать взрывникам, имеющим стаж работы не менее года.

Заведование кратковременными расходными складами ВМ при геофизических работах допускается осуществлять лицам, имеющим «Единую книжку взрывника (мастера-взрывника)» и стаж работы взрывником в соответствующих условиях не менее одного года.

На передвижных складах ВМ обязанности заведующего складом могут быть возложены на лицо охраны, водителя автомобиля, других лиц, имеющих образование не ниже 8 классов, прошедших соответствующую подготовку и сдавших экзамены квалификационной комиссии по типовой программе для заведующих передвижными складами ВМ.

Заведующие складами ВМ и зарядными мастерскими не имеют права выполнять взрывные работы; взрывникам, проводящим взрывные работы, запрещается выполнять обязанности заведующих складами ВМ, зарядных мастерских.

Раздатчиками ВМ на складах разрешается назначать лиц, имеющих образование не ниже 8 классов, прошедших подготовку по типовой Программе для заведующих складами ВМ, сдавших экзамены квалификационной комиссии и получивших удостоверение. Они допускаются к самостоятельной работе после десятидневной стажировки. Раздатчиками можно назначать взрывников, прошедших пятидневную стажировку.

Лаборантами складов ВМ могут назначаться лица, прошедшие подготовку по соответствующей программе, сдавшие экзамены квалификационной комиссии и получившие удостоверение.

К подготовке ВВ на механизированных пунктах допускаются лица, прошедшие обучение по соответствующей программе, сдавшие экзамены квалификационной комиссии и получившие удостоверение. К самостоятельной работе такие лица могут допускаться после десятидневной стажировки.

В организациях, использующих взрывчатые материалы в научно- исследовательских, экспериментальных и учебных целях, к работам с ВМ могут быть допущены научные сотрудники, преподаватели и лаборанты, имеющие «Единую книжку взрывника (мастера- взрывника)» и прошедшие десятидневную стажировку под руководством опытного специалиста.

Типовые программы подготовки взрывников и заведующих складами ВМ разрабатываются и утверждаются министерствами (ведомствами, ассоциациями, концернами и т.п.) по согласованию с Комитетом Госнадзорохрантруда. Для рабочих других профессий, связанных с обращением с ВМ, программы подготовки утверждаются предприятиями по согласованию с органами Госнадзорохрантруда.

## 10.2 Перевозка ВМ и доставка их к местам работ

Перевозка ВМ транспортными средствами предприятий ведущих взрывные работы (работы с ВМ), а также приемка ВМ предприятиями-потребителями должна осуществляться согласно инструкци-

ям, разработанным в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» перевозок взрывчатых материалов железнодорожным, морским, речным и воздушным, автомобильным видами транспорта с учетом местных условий. Такие инструкции должны быть утверждены руководителями предприятий.

Доставка ВМ должна проводиться по установленным руководителем предприятия (руководителем взрывных работ) маршрутам под наблюдением взрывников или сопровождающих лиц. При этом доставка ВВ может осуществляться проинструктированными рабочими. Порядок получения ВВ от взрывника и отчета об их доставке определяется руководителем предприятия.

Взрывчатые вещества и средства инициирования необходимо оставлять раздельно в сумках, кассетах, заводской упаковке и т. п.

Средства инициирования и боевики могут переноситься только взрывниками.

Боевики с детонаторами должны переноситься в сумках с жесткими ячейками (кассетах, ящиках), покрытых изнутри мягким материалом.

При совместной доставке СИ и ВВ взрывник может переносить не более 12 кг. Масса боевиков, переносимых взрывником, не должна превышать 10 кг.

При переноске в сумках ВВ без СИ норма может быть увеличена до 24 кг.

При переноске ВВ в заводской упаковке их количество должно находиться в пределах действующих норм переноски тяжестей.

При доставке ВМ со складов непосредственно к местам работ по разрешению руководителя предприятия (шахты, рудника и т.п.),

ведущего взрывные работы, совместная перевозка ВВ, СИ и ПВА (прострелочных и взрывных аппаратов) допускается только при соблюдении следующих условий:

- загрузки транспортного средства не более 2/3 его грузоподъемности;
- размещения СИ в передней части транспортного средства в специальных, плотно закрывающихся ящиках с мягкими прокладками со всех сторон;
- разделения ВВ и ящиков с СИ способами, исключающими соприкосновение упаковок с ВВ со специальными ящиками для СИ;
- размещения порохов и перфораторных зарядов в заводской упаковке или в специальных ящиках и не ближе 0,5 м от других ВМ;
- закрепления ящиков и других мест с ВМ, исключающего удары и трение их друг о друга.

Совместная перевозка ВМ, за исключением групп совместимости B и F, на специализированных автомобилях разрешается при их загрузке до полной грузоподъемности.

Автомобили, используемые для перевозки ВМ, должны отвечать требованиям «Правил перевозки взрывчатых материалов автомобильным транспортом».

Доставка к местам работы взрывников и подносчиков вместе с выданными им ВМ допускается только в автомобилях, предназначенных для этой цели.

Доставка ВМ в подземных условиях разрешается всеми видами и средствами шахтного транспорта, специально оборудованными для этих целей и отвечающими требованиям безопасной перевозки ВМ.

Запрещается доставка ВМ по стволу шахты во время спуска и подъема людей. При погрузке, разгрузке, перемещении ВМ по стволу шахты в околоствольном дворе и надшахтном здании около ствола допускается присутствие только взрывника, раздатчика, нагружающих и разгружающих ВМ рабочих, рукоятчика, стволового и лица надзора, ответственного за доставку ВМ.

Спуск - подъем ВМ по стволу шахты может проводиться только после того, как диспетчер (дежурный по шахте) известит об этом лицо технического надзора, ответственного за подъем.

Ящики и мешки с ВМ должны занимать не более двух третей высоты этажа клети, но не выше высоты дверей клети.

При спуске в вагонетках ящики и мешки с ВМ не должны выступать выше бортов вагонеток, а сами вагонетки необходимо прочно закреплять в клети.

Средства инициирования следует спускать (поднимать) отдельно от ВВ.

При спуске - подъеме взрывников с ВМ и подносчиков с ВВ по наклонным выработкам в людских вагонетках на каждом сиденье должно находиться не более одного взрывника или подносчика.

Разрешается одновременно спускаться или подниматься в одной клети нескольким взрывникам с сумками с ВМ и подносчикам с сумками с ВВ, из расчета одного квадратного метра пола клети на одного человека на этаже. При этом каждому из указанных лиц раз-

решается иметь при себе не более того количества ВВ, которое указано в Правилах.

Спуск и подъем взрывников с ВМ и подносчиков с ВВ должны проводиться вне очереди.

Доставка ВМ по подземным выработкам должна осуществляться со скоростью не более 5 м/с. Машинист обязан трогать с места и останавливать подъемную машину, лебедку, электровоз и т. п. плавно, без толчков.

Доставка ВМ в подземных выработках должна проводиться при соблюдении следующих условий:

а) погрузочно-разгрузочные работы с ВМ разрешается проводить только в установленных местах;

б) при перевозке ВВ и СИ в одном составе, они должны находиться в различных вагонетках, разделенных таким количеством порожних вагонеток, при котором расстояние между вагонетками с ВВ и СИ, а также между этими вагонетками и электровозом было бы не менее 3 м. В составе, перевозящем ВМ, не должно быть вагонеток, загруженных другими грузами;

в) детонаторы должны перевозиться в транспортных средствах, футерованных изнутри деревом и закрытых сплошной крышкой из несгораемых материалов. Ящики, а также сумки и пакеты с этими СИ должны быть переложены мягким материалом и размещены по высоте в один ряд. Прочие ВМ разрешается перевозить в обычных транспортных средствах, загружая их до бортов;

г) перевозка ВВ контактными электровозами должна проводиться в вагонетках, закрытых сплошной крышкой из несгораемых материа-

лов. Гранулированные ВВ допускается укрывать несгораемой тканью;

д) транспортные средства (составы) с ВМ спереди и сзади должны иметь специальные световые опознавательные знаки, со значением которых необходимо ознакомить всех работающих в шахте (руднике и т. п.);

е) при перевозке ВМ по горным выработкам водители встречного транспорта и люди, проходящие по этим выработкам, обязаны остановиться и пропустить транспортное средство с ВМ;

ж) водители транспортных средств и все лица, связанные с доставкой ВМ, должны быть проинструктированы о правилах их перевозки;

з) при доставке ВМ рельсовым транспортом, кроме машиниста электровоза, взрывника или раздатчика, а также рабочих, связанных с перевозкой ВМ, в поезде никого не должно быть; сопровождающие лица должны размещаться в людской вагонетке в конце поезда. Допускается пешее сопровождение поезда при движении его со скоростью, не превышающей скорости передвижения сопровождающих лиц;

и) доставка ВМ в специально оборудованных вагонетках, контейнерах, других емкостях, запертых на замок и опломбированных на складе ВМ, допускается без сопровождения лиц;

к) доставка ВМ транспортными средствами с дизельным двигателем, в части требований к их техническому состоянию, должна осуществляться в соответствии с Правилами перевозки взрывчатых материалов автомобильным транспортом. Допускается доставка ВВ (кроме содержащих гексоген и нитроэфиры) в ковшах погрузодоста-

вочных машин от участковых пунктов хранения к местам взрывных работ при осуществлении дополнительных мер безопасности, согласованных с органом Госнадзорохрантруда;

л) лица, непосредственно участвующие в перевозке ВМ, должны обеспечиваться изолирующими самоспасателями.

Спуск - подъем ВМ при проведении шурфов, оборудованных ручными воротками и лебедками, необходимо выполнять с соблюдением следующих условий:

а) в забое не должны находиться лица, не связанные со взрывными работами;

б) спуск - подъем ВМ осуществлять не менее чем двум лицам;

в) вороток или лебедку оборудовать храповыми устройствами или автоматически действующими тормозами, а прицепной крюк - предохранительным замком;

г) спуск - подъем ВВ проводить отдельно от СИ.

Спуск - подъем ВМ с применением лебедок по восстающим выработкам (печам) должен осуществляться в соответствии с организацией работ и паспортом на установку лебедки, утвержденным руководителем шахты (рудника).

## 10.3 Хранение взрывчатых материалов на местах работ

ВМ, доставленные к местам работ, должны находиться в сумках, пакетах или в заводской упаковке. При этом во всех случаях ВВ и СИ при хранении необходимо размещать раздельно.

Взрывчатые материалы на местах работ, а также заряженные шпуры, скважины и т. п. запрещается оставлять без надзора или охраны. Порядок надзора (охраны) должен устанавливаться руководителем предприятия (шахты, рудника, карьера и т. п.).

Допускается хранение ВМ в подземных выработках без надзора или охраны при условии размещения их в специальных местах хранения — участковых пунктах, металлических ящиках или контейнерах (сейфах), закрытых на замки.

При производстве взрывных работ в населенных пунктах или внутри зданий (сооружений) ВМ должны находиться в изолированном помещении под охраной.

ВМ разрешается хранить до заряжания на местах работ в размере суточной потребности вне опасной зоны и сменной потребности в пределах опасной зоны, за исключением массовых взрывов, когда в опасной зоне может находиться под охраной подлежащее заряжанию количество ВВ, но без СИ и боевиков.

Хранить ВВ в зарядных машинах (кроме лабораторий перфораторных станций) более суток запрещается.

У стволов шахт, устьев штолен и тоннелей при их проходке разрешается хранить ВМ в размере сменной потребности в будках или под навесами на расстоянии не ближе 50м от ствола шахты или

устья штольни (тоннеля), а также от зданий и сооружений на поверхности.

# Приложения

Приложение А

Оборудование для бурения шпуров

Таблица П 1.1

| Показатели | Тип установки | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | УБШ-322П | УБШ-322Д | УБШ-332Д | УБШ-532Д | УБШ-520ДЭВ |
| Высота бурения, м | 4,2 | 4,4 | 4.4 | 7,0 | 7,0 |
| Ширина бурения, м | 6,9 | 6,9 | 7,6 | 11,3 | 11,3 |
| Площадь сечения обуриваемого забоя, $м^2$ | 6-22 | 8-22 | 11-27 | 15-60 | 15-60 |
| Глубина бурения, м | 3 | 3 | 3 | 4 | 5. |
| Число бурильных машин | 2 | 2 | 3 | 3 | 2: |
| Тип бурильной головки* | ПНП | ПНП | ПНП | ПНП | ГВ |
| Тип ходовой части | Колесно-рельсовый | Пневмоколесный | | | |
| Тип привода ходовой части | Пневматический | Дизельный | | | |
| Скорость передвижения, км/ч | - | 10 | 10 | 10 | 4,5 |
| Преодолеваемый уклон, градус | - | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Мощность привода хода, кВт | 15 | 55 | 55 | 55 | 55 |
| Наименьший внешний радиус поворота, м | - | 4,0 | 5,0 | 5,8 | 5,8 |
| Основные размеры в транспортном положении, м: | | | | | |
| длина | 10,0 | 11,0 | 11,0 | 12,5 | 13,0 |
| ширина | 1,4 | 1,75 | 2,2 | 2,5 | 2,4 |
| высота | 1,5 | 2.3 | 2.5 | 2.8 | 2,8 |
| Масса, т | 10 | 12 | 18 | 22 | 20 |
| Завод-изготовитель | Завод горного оборудования «Коммунист», г. Кривой Рог | | | | |
| * ПНП – пневматический перфоратор; ГВ – гидравлический вращатель. | | | | | |

**Таблица П 1.2**

| Тип перфо-ратора | Завод-изготовитель | Масса, кг | Длина, мм | Диаметр поршня, мм | Ход поршня, мм | Расход воздуха, $м^3$/мин | Частота ударов, $с^{-1}$ | Энер-гия удара, Дж |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| Переносные перфораторы | | | | | | | | |
| ПП36В | Пневматика | 24 | 705 | 72 | 46 | 2.8 | 38.33 | 36 |
| ПП50В1 | Коммунист | 30 | 717 | 80 | 45 | 3.4 | 37 | 54 |
| ПП54В1 | Пневматика | 31,5 | 820 | 85 | 45 | 4,1 | 39,16 | 55,5 |
| ПП54В Б1 | То же | 31,5 | 895 | 85 | 45 | 4.1 | 39,16 | 55.5 |
| ПП63В | -"- | 33 | 860 | 75 | 71 | 3,85, | 30 | 63,74 |
| ПП63ВБ | -"- | 33 | 920 | 75 | 71 | 3.85 | 30 | 63,74 |
| ПП63С | -"- | 33 | 750 | 75 | 71 | 3,85 | 30 | 63,74 |
| ПП63П | -"- | 33 | 880 | 75 | 71 | 3,85 | 30 | 63,74 |
| ПП63С ВП | -"- | 33 | 880 | 75 | 71 | 3,85 | 30 | 63,74 |
| ПР3ОК | Кыштым-ский | 36 | 650 | 76 | 70 | 4 | 37 | 60 |
| Колонковые перфораторы и бурильные головки | | | | | | | | |
| ПК60А | Коммунист | 60 | 600 | 110 | 40 | 9,1 | 45 | 95 |
| ПК75А | Тоже | 75 | 700 | 125 | 55 | 13 | 37 | 176 |
| БГП | -"- | 135 | 725 | 140 | 40 | 14 | 46 | 190 |
| БГА | Старо-оскольский механи ческий | 140 | 1070 | 100 | 45 | 10 | 43 | 83 |
| Гидравлическая бурильная головка | | | | | | | | |
| ГБГ 180-250 | Коммунист | 118 | 870 | 35,5–40 | 60 | - | 40-60 | 125-189 |
| Телескопный перфоратор | | | | | | | | |
| ПТ48А | Коммунист | 48 | 1470 | 100 | 35 | 5,8 | 43,3 | 86,3 |

**Продолжение таблицы П 1.2**

| Тип перфоратора | Завод-изготовитель | Мощность кВт | Крутящий момент, Н·м | Диаметр коронки, мм | Максимальная глубина бурения, м | Диаметр шланга, мм | | Осевое усилие подачи, Н | Ход Телескопа, мм |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | воздушного | Водяного | | |
| Переносные перфораторы | | | | | | | | | |
| ПП36В | Пневматика | 1,6 | 20 | 32-40 | 2 | 25 | 12 | 830 | — |
| ПП50В1 | Коммунист | 2,2 | 20 | 36-40 | 3 | 25 | 12 | 800 | — |
| ПП54В1 | Пневматика | 2,36 | 29,43 | 40-16 | 4 | 25 | 12 | 1190 | — |
| ПП54ВБ1 | То же | 2,36 | 29,43 | 40-46 | 4 | 25 | 12 | 1190 | — |
| ПП63В | -"- | 2.2 | 26,93 | 40-46 | 5 | 25 | 12 | 910 | — |
| ПП63ВБ | -"- | 2,2 | 26,93 | 40-46 | 5 | 25 | 12 | 910 | — |
| ПП63С | -"- | 2,2 | 26,93 | 40-46 | 5 | 25 | | 910 | — |
| ПП63П | -"- | 2,2 | 26,93 | 40-46 | 5 | 25 | | 910 | — |
| ПП63С ВП | -"- | 2,2 | 26,93 | 40-46 | 5 | 25 | | 910 | — |
| ПР3ОК | Кыштымский | 3,2 | 18 | 38-46 | 4 | 25 | 12 | 800 | — |
| Колонковые перфораторы и бурильные головки | | | | | | | | | |
| ПК60А | Коммунист | 5,25 | 160 | 40-65 | 25 | 32 | 18 | 8000 | — |
| ПК75А | Тоже | 8,1 | 255 | 45-85 | 50 | 38 | 18 | 10000 | — |
| БГП | -"- | 10, | 225 | 40-57 | 5 | 38 | 18 | 11000 | — |
| БГА | Старооскольский механический | 3,5 | 2t6 | 42-52 | 5 | 38 | 18 | 6000 | — |
| Гидравлическая бурильная головка | | | | | | | | | |
| ГБГ 180-250 | Коммунист | 15,35 | 250 | 40-60 | 5 | — | 12 | 8000 | — |
| Телескопный перфоратор | | | | | | | | | |
| ПТ48А | Коммунист | 3,9 | 32,3 | 52-85 | 15 | *25* | 12 | 1700 | 650 |

Таблица П 1.3

| Типоразмер бурильной установки | Зона бурения, м, не менее | | Основные размеры установки в транспортном положении, м, не более | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | высота от опорной плоско-сти | ширина | с колесно-рельсовой ходовой частью | | с нерельсовой ходовой частью | |
| | | | ширина | высота от опор-ной плоско-сти | ширина | высота от опорной плоскости |
| УБШ1 | 2 | 2,2 | 1,1 | 1,25 | 1,25 | 1,6 |
| УБШ2 | 2,5 | 3,3 | 1,3 | 1,5 | 1,5 | 1,8 |
| УБШ3 | 3,6 | 4,5 | 1,4 | 1,6 | 2/22,2* | 2,4 |
| УБШ4 | 5 | 6 | 1,4 | 2 | 2,5 | 2,5/3,3*** |
| УБШ5 | 7 | 8,4 | | | 2,6 | 2,8/3,4*** |
| УБШ6 | 10 | 9,4 | | | 3,3/3,8** | 4,5 |

* В числителе – размеры для установки с двумя бурильными машинами знаменателе - с тремя.

** В числителе – размеры для установки с четырьмя бурильными машинами, знаменателе - с шестью.

*** В числителе – размеры для пневмоколесной установки, знаменателе – для гусеничной установки.

***Таблица П 1.4***

| Тип установки / Параметры | УБШ-121 (УБШ101) | БК-2П | 2УБН-2П (УБШ208) | УБА | СБУ2 МН {УБШ 304) | 1СБУ2К УБШ-401 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| *1* | *2* | *3* | *4* | *5* | *6* | *7* |
| Высота зоны бурения шпуров, м | 3 | 3 | 3,2 | 7 | 3,9 | 5 |
| Ширина зоны бурения шпуров, м | 4 | 4 | 4,6 | 8 | 5,5 | 7,7 |
| Глубина зоны бурения шпуров, м | 2 | 2 | 2,5 | 4 | 2,75 | 4 |
| Площадь обуриваемого забоя, $м^2$ | 6-11 | 6-11 | 6-14 | 25-50 | 24 | 34 |
| Число бурильных машин | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 1 |
| Тип бурильной головки | ПК60А | ПК60А | ПК60А | ПК60А | 1100-1-1М | БГА-1М |
| Тип ходовой части | Пневмоколесный | | | Гусеничный | | |
| Скорость передвижения, км/ч | 3 | 5 | 3,5 | 6 | 1,8 | 0,85 |
| Преодолеваемый уклон, градус | 18 | 12 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Мощность привода хода, кВт | 20 | 20 | 20 | 100 | 14 | 18 |
| Основные размеры в транспортном положе-нии, м: | | | | | | |
| длина | 4,5 | 5,7 | 6,8 | 9,5 | 7,1 | 9,2 |
| ширина | 1,45 | 1,4 | 1,5 | 2,6 | 1,87 | 2,4 |
| высота | 1,5 | 1,4 | 1,5 | 3,5 | 1,75 | 2,8 |
| Масса, т | 4 | 5,5 | 6,25 | 14 | 6 | 13,9 |

**Продолжение таблицы П 1.4**

| Тип установки | СБКН2М (УБШ207) | БУ-1Б УБШ202 | БУР2Б УБШ302 | БКГ-2 (УБШ309) | БУЭ-1М УБШ204 |
|---|---|---|---|---|---|
| Высота зоны бурения шпуров, м | 3,2 | 4 | 4,5 | 4,5 | 3,2 |
| Ширина зоны бурения шпуров, м | 4,4 | 5 | 5,5 | 4,5 | 3,3 |
| Глубина зоны бурения шпуров, м | 2,5 | 2,75 | 2,75 | 2,8 | 2,8 |
| Площадь обуриваемого забоя, $м^2$ | 6-12 | 18,5 | 22,8 | 22 | 6-10 |
| Число бурильных машин | 2 | 1 | 2 | 2 | 1 |
| Тип бурильной головки | ПК60А | БГА-1М | БГА.1М | ГП-1 | Электрический |
| Тип ходовой части | Колесно-рельсовый | | | | |
| Скорость передвижения, км/ч | 2 | - | 0,55 | 0,55 | - |
| Преодолеваемый уклон, градус | 2 | 2 | 2 | 3 | - |
| Мощность привода хода, кВт | 14 | 14 | 14 | 14 | - |
| Основные размеры в транспортном положении, м: | | | | | |
| длина | 6 | 6,5 | 7 | 7,2 | 8,2 |
| ширина | 1,3 | 1,08 | 1,3 | 1,32 | 1,15 |
| высота | 1,3 | 1,5 | 1,5 | 1,4 | 1,25 |
| Масса, т | 5,7 | 2,3 | 4,95 | 5,5 | 5,4 |

**Таблица П 1.5**

| Показатели | Тип установки | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | СБУ-2М | 1СБУ-2К | УБА | 2УБН-2П | БК-2П |
| Высота бурения, м | 3,9 | 6,0 | 7,0 | 3,2 | 3 |
| Ширина бурения, м | 5,5 | 8,7 | 8,0 | 4,6 | 4 |
| Площадь сечения обуриваемого забоя, $м^2$ | 6-20 | 18-50 | 25-50 | 6-14 | 6-11 |
| Глубина бурения, м | 27,5 | 4,0 | 4,0 | 2,5 | 2,0 |
| Число бурильных машин | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 |
| Тип бурильной головки | БГА-1М | | ПК-60 | | |
| Тип ходовой части | Гусеничный | | Пневмоколесный | | |
| Скорость передвижения, км/ч | 2 | 0,8 | 60 | 3.5 | 5,0 |
| Преодолеваемый уклон, градус | 20 | 20 | 15 | 15 | 12 |
| Мощность привода хода, кВт | 14,7 | 18 | 100 | 20 | 20 |
| Основные размеры в транспортном положении, м: | | | | | |
| длина | 7,1 | 9,5 | 9,5 | 6,8 | 5,7 |
| ширина | 1,87 | 2,4 | 2,6 | 1,5 | 1,4 |
| высота | 1,75 | 3,25 | - | 1,5 | 1,4 |
| Масса, т | 6,7 | 11,0 | 14 | 6,25 | 5,5 |

**Таблица П 1.6**

| Тип бурильной головки | Фирма (страна) | Масса, кг | Длина, мм | Диа-метр поршня, мм | Ход порш-ня,мм | Частота ударов поршня, Гц |
|---|---|---|---|---|---|---|
| *1* | *2* | *3* | *4* | *5* | *6* | *7* |
| SIOO | «Тамрок» (Финляндия) | 24,7 | 625 | 100 | 26 | 43 |
| S125 | -"- | 515 | 820 | 125 | 31 | 48 |
| L400T | -"- | 79 | 710 | 125 | 40 | 56 |
| L500T | -"- | 84 | 755 | 125 | | 44 |
| LT50T | -"- | 174 | 960 | 130 | 75 | 30 |
| COP91ЕД | «Атлас Копко» (Швеция) | 91 | 670 | 90 | 45 | 56 |
| COP125Д | То же | 95 | 800 | 125 | 50 | 50 |
| COP126ЕД | «Атлас Копко» (Швеция) | 175 | 1040 | 130 | 68 | 40 |
| PR 123 | «Гарднер Денвер» (США) | 13L5 | 978 | 114,3 | 60 | 28 |
| PR 133 | То же | 148,2 | 1016 | 127 | 60 | 37 |
| PR 143 | -"- | 310 | 1400 | 140 | 60 | 37 |
| URD475 | «Ингерсолл Рэнд»(США) | 110 | 825 | 121 | 92 | 30 |
| URD550 A | То же | 209 | 950 | 140 | 92 | 30 |
| VL170 | -"- | 380 | 1400 | 170 | 92 | 40 |
| COP131E | «Атлас Копко» (Швеция) | 179 | 700 | 130 | 65 | 35 |

**Продолжение табл. П 1.6**

| Тип бурильной головки | Фирма (страна) | Рабочее давление сжатого воздуха, МПа | Расход воздуха ,м$^3$/мин | Диаметр шланга, м | | Форма буровой стали, | Диаметр буровой стали, мм |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | воздушного | водяного | | |
| SIOO | «Тамрок» (Финляндия) | 0,6 | 3,6 | 19 | 13 | Шестигранная | 25 |
| S125 | То же | 0,6 | 4,1 | 25 | 13 | То же | 25 |
| L400T | -"- | 0,7 | 9,0 | 38 | 19 | Круглая | 32 |
| L500T | -"- | 0,7 | 10,6 | 38 | 19 | То же | 32 |
| LT50T | -"- | 0,7 | 11,6 | 38 | 19 | -"- | 38 |
| COP91ЕД | «Атлас Копко» (Швеция) | 0,6 | 7,5 | 25 | 13 | Шестигранная | 25 |
| COP125Д | То же | 0,6 | 14,6 | 38 | 19 | Круглая | 32 |
| COP126ЕД | -"- | 0,6 | 15,5 | 38 | 19 | Тоже | 38 |
| PR 123 | «Гарднер Денвер» (США) | 0,6 | 11,4 | 38 | 19 | -"- | 32 |
| PR 133 | То же | 0,6 | 11,4 | 38 | 19 | -"- | 38 |
| PR 143 | -"- | 0,6 | 21 | 51 | 32 | -"- | 51 |
| URD475 | «Ингер солл Рэнд»(США) | 0,6 | 25 | 38 | 19 | -"- | 32 |
| URD550 A | То же | 0,62 | 28 | 38 | 19 | -"- | 38 |
| VLI70 | То же | 0,7 | 31 | 50 | 19 | -"- | 50 |
| COP131E | «Атлас Копко» (Швеция) | 0,62 | 18 | 38 | 19 | -"- | 38 |

**Таблица П 1.7**

| Тип установки | Микро-дрилл CMM500HE | Микро-матик H102F | Мини-матик H | Дата-матик HS305 | CTHIO |
|---|---|---|---|---|---|
| Диаметр шпуров, мм | 28-45 | 28-45 | 36-56 | 41-64 | 32-38 |
| Глубина бурения шпуров, м | 2,2 | 2,2 | 2,2 | 3,4-5,8 | 3,4 |
| Площадь обуриваемого забоя, $м^2$ | 4-12 | 4-10 | 8-38 | 14-120 | 4-14 |
| Число бурильных машин | 1 | 1 | 2 | 3 | 2 |
| Тип гидроперфоратора | 30RP | HE322 | HLR438 | HL538 | RPH200 |
| Тип манипулятора | Н.д. | FB201H | MR 600 | MR 600 | BL36F |
| Тип ходового механизма | | | Колесно-шинный | | Гусени-чный |
| Скорость передвижения, км/ч | 3 | 15 | 10 | 15 | 3 |
| Преодолеваемый уклон, градус | 18 | 20 | 20 | 14 | 25 |
| Основные размеры в транспортном положении, мм: | | | | | |
| длина | 5250 | 7550 | 10800 | 15300 | 6400 |
| ширина | 800 | 1300 | 1940 | 2500 | 1000 |
| высота | 1570 | 1600 | 2400 | 3200 | Н.Д. |
| Масса, т | 3,8 | 3 | 14 | 15 | 8 |
| Фирма | «Экип-ман Ми-нье» | | «Тамрок» | | «Секо-ма» |
| Страна | Франция | Финляндия | | | Франция |
| Тип установки | ATH12 | Алима-тик H632 | BW32R | MK35 | 96MH |
| Диаметр шпуров, м | 32-38 | 36-56 | 38-64 | 41-64 | 38-64 |
| Глубина бурения шпуров, м | 3,4 | 3,4 | Н. д. | 3,66 | 3,8 |
| Площадь обуриваемого забоя, $м^2$ | 4-15 | 6-20 | 10-30 | 6-52 | 12-46 |
| Число бурильных машин | 1 | 2 | 2 | 2 | 2 |
| Тип гидроперфоратора | RPH200 | АД102: | HB5001 | HPR-1 | НАРД-III |
| Тип манипулятора | BL36F | BRH20 | Н.д. | HFM12 | LHB183 |

**Таблица П 1.8**

| Показатели | Каводрилл | | | |
|---|---|---|---|---|
| | 550-89 | Р550-89 | 550-15 | Р550-15 |
| Основные размеры в транспортном положении, м; | | | | |
| длина | 8,3 | 8,3 | 8,3 | 8,3 |
| ширина | 1,8 | 1,8 | 1,85 | 1,8 |
| высота | 1,8 | 1,8 | 1,8 | 1,8 |
| Масса установки, кг | 5400 | 9300 | 7500 | 9500 |
| Бурильная головка: | | | | |
| число | 2 | 2 | 2 | 2 |
| тип* | ПНП | ПНП | ПНП | ПНП |
| обозначение | COP89 | COP89 | COP115 | COP 1022 |
| Тип манипулятора | BUT6 | BUT6 | BUT6 | BUT6 |
| Площадь сечения забоя, $м^2$ | 24 | 24 | 24 | 24 |
| Привод хода | Пневматический | Дизельный | Пневматический | |
| * ПНП–пневматический перфоратор, ГП – гидравлический перфоратор. | | | | |

**Продолжение таблицы П 1.8**

| Показатели | Каводрилл | | Рейлдрилл | |
|---|---|---|---|---|
| | Н500-22 | Н550-22 | 450-89 | 450-89 |
| Основные размеры в транспортном положении, м: | | | | |
| длина | 8,4 | 8,4 | 6,5 | 8,0 |
| ширина | 1,4 | 1,8 | 1,7 | 1,7 |
| высота | 1 7 | 1,8 | 1,8 | 1,8 |
| Масса установки, кг | 6900 | 8950 | 4600 | 4800 |
| Бурильная головка: | | | | |
| число | 1 | 2 | 2 | 2 |
| тип* | ГП | .ГП | ПНП | ПНП |
| обозначение | COP 1022 | COP 1022 | COP89 | COP115 |
| Тип манипулятора | BUT6 | BUT6 | BUT6 | BUT6 |
| Площадь сечения забоя, $м^2$ | 18 | 24 | 21 | 21 |
| Привод хода | Дизельный | | — | — |
| * ПНП–пневматический перфоратор, ГП–гидравлический перфоратор. | | | | |

**Продолжение табл. П 1.8**

| Показатели | Рейлдрилл | | | |
|---|---|---|---|---|
| | Н-102 | Н450-22 | Н450-32 | Н450-38 |
| Основные размеры в транспортном положении, м: | | | | |
| длина | 8,0 | 8,3 | 8,7 | 10,1 |
| ширина | 1,5 | 1,6 | 1,6 | 1,65 |
| высота | 1,75 | 1,6 | 1,6 | 2,15 |
| Масса установки, кг | 4700 | 5800 | 5800 | 12000 |
| Бурильная головка: | | | | |
| число | 2 | 2 | 2 | 2 |
| тип* | ГП | ГП | ГП | ГП |
| обозначение | COP 1022 | COP1022 | COP1032 | COP1038 |
| Тип манипулятора | BUT2 | BUT6 | BUT6 | TR315 |
| Площадь сечения забоя, $м^2$ | 14 | 22 | 22 | 30 |
| Привод хода | - | - | - | - |

* ПНП–пневматический перфоратор, ГП–гидравлический перфоратор.

**Таблица П 1.9**

| Показатели | Тип установки | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Бумер H15 | Бумер H120 | Бумер H125 | Бумер H170 | Мини-матик H201M | Марк III |
| Высота бурения, м | 4,25 | 5,5 | 6,7 | 7,0 | 4,6 | 5,74 |
| Ширина бурения, м | 6,2 | 7,2 | 12,5 | 12,7 | 6,5 | 9,6 |
| Площадь сечения обуриваемого забоя, $м^2$ | 24 | 35 | 75 | 80 | 25 | 52 |
| Число бурильных машин | 2 | 2 | 2 | 3 | 2 | 2 |
| Тип гидроперфоратора | COP 1032 | COP 1038 | COP 1038 | COP 1038 | HL438 | HPP1 |
| Тип манипулятора | BUT6 | BUT 30 | BUT 15 | BUT 15 | MR 600H | — |
| Скорость передвижения, км/ч | 10 | 10 | 10 | 16 | 5 | 7,4 |
| Преодолеваемый уклон, градус | 14 | 14 | 14 | 14 | 10 | 20 |
| Наименьший внешний радиус, м | 5,0 | 7,0 | 8,0 | 9,2 | 5,0 | 5,4 |
| Основные размеры установки в транспортном положении, м: | | | | | | |
| длина | 11,2 | 12,2 | 14,5 | 13,1 | 11,0 | 12 |
| ширина | 1,83 | 2,5 | 2,5 | 2,6 | 1,9 | - |
| высота | 2,25 | 2,9 | 2,9 | 3,0 | 2,45 | 2,7 |
| Масса, т | 14 | 20 | 23 | 28,3 | 14 | - |
| Фирма (страна) | "Атлас Копко" (Швеция) | | | | "Тамрок" (Финляндия)- | "Гард-нер" Денвер (США) |

**Таблица П 1.10**

| Показатели | Тип манипулятора | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | BUT2 | BUT 6E | Тонмк R315 | BUT1OG | BUT 30B | BVT15E |
| Полная длина манипулятора с бурильной машиной, мм | 5000 | 4190 | 6000 | 6050 | 6250 | 7450 |
| Ход штока телескопа, мм | – | 1250 | – | – | – | 1600 |
| Надвигание бурильной машины, мм | – | 1250 | 1000 | 1600 | 1600 | 1600 |
| Площадь обуриваемого забоя, $м^2$ | 15 | 25 | 31 | 30 | 30 | 50 |
| Масса манипулятора, кг | 550 | 950 | 1290 | 1800 | 1950 | 2295 |
| Масса манипулятора в комплекте с бурильной машиной, кг | 700 | 1300 | 1650 | 2150 | 2550 | 2915 |
| Радиус зоны бурения, мм | 2200 | 2800 | 3150 | 3600 | 3500 | 4600 |

**Таблица П 1.11**

| Показатели | Тип манипулятора | | | |
|---|---|---|---|---|
| | MR600; MR600H | UMR600 UMR 600H | ZR650; ZR650H | ZR990; ZR990H |
| Радиус зоны бурения, мм | 3000 | 3050 | 3250 | 4950 |
| Угол вращения, градус | 360 | 360 | 360 | 360 |
| Площадь сечения обуриваемого забоя, $м^2$ | 28 | 28 | 33 | 77 |
| Угол наклона податчика, градус | 90 | 90 | .160 | 65 |
| Угол поворота податчика, градус | – | ±37 | +23/-26 | +23/-26 |
| Угол наклона рукояти, градус | 80 | 80 | 58 | 57 |
| Угол поворота рукояти, градус | – | ±18,5 | ±26 | +26/-23 |
| Выдвижение телескопа, мм | – | – | 1200 | 1500 |
| Масса без податчика, кг | 1080 | 1440 | 2025 | 2350 |
| Наименьшее расстояние между двумя манипуляторами, мм | 800 | 1000 | 1100 | 1100 |

**Приложение Б**

## Станки для бурения скважин

**Таблица П 2.1**

| Показатели | Симба 11R | Симба 26 | Симба 312 | Симба 323 | Симба Н221 |
|---|---|---|---|---|---|
| *1* | *2* | *3* | *4* | *5* | *6* |
| Диаметр скважин, мм | 51-64 | 51-64 | 48-76 | 48-76 | 48-89 |
| Глубина бурения скважин, м | 25 | 25 | 30 | 30 | 40 |
| Число бурильных машин | 1 | 2 | 2 | 3 | 1 |
| Тип перфоратора | BBC 120F | BBC-54 RFL | COP 130EL | COP 131 EL | COP 1038HB |
| Тип податчика | BMS46 | BMS47 | BMS180 | BMS180 | BMS180H |
| Диаметр буровых штанг, мм | 32 | 32 | 38 | 38 | 38 |
| Длина буровых штанг, м | 1,8 | 1,2 | 1,8 | 1,8 | 1,8 |
| Размеры выработки, м | 2,8x3 | 3,3x3,4 | 4,6x3,4 | 6x3,5 | 3,6x3,6 |
| Скорость передвижения, км/ч | 1 | 2,6 | 2,6 | 2,6 | 4 |
| Давление в воздушной системе, МПа | 0,6 | 0,6 | 0,6 | 0,6 | |
| Давление в гидросистеме, МПа | 6 | 10 | 10 | 10 | 15-25 |
| Основные размеры, мм | | | | | |
| длина | 3300 | 4300 | 5000 | 6500 | 6150 |
| ширина | 1500 | 2200 | 2300 | 2500 | 1840 |
| высота в рабочем положении | 2600 | 2900 | 3000 | 3300 | 3400 |
| высота в транспортном положении | 1780 | 1500 | 2200 | 2000 | 2765 |
| Масса, кг | 2800 | 2770 | 9100 | 11100 | 9400 |

**Продолжение таблицы П 2.1**

| Показатели | Промек М159 | Промек М155 | Промек М164 | Промек М138 | Промек Ml 37 |
|---|---|---|---|---|---|
| Диаметр скважин, мм | 48-89 | 48-89 | 48-89 | 48-89 | 48-89 |
| Глубина бурения скважин, м | 35 | 35 | 30 | 30 | 30 |
| Число бурильных машин | 1 | 1 | 2 | 2 | 2 |
| Тип перфоратора | COP | COP | COP | COP | COP |
| | 131EL | 131EL | 131EL | 131E | 131E |
| Тип податчика | BMS180 | BMS180 | BMS180 | BMS180 | BMS180 |
| Диаметр буровых штанг, мм | 38 | 38 | 38 | 38 | 38 |
| Длина буровых штанг, м | 1,8 | 1,8 | 1,8 | 1,8 | 1,8 |
| Размеры выработки, м | 3,2x3,4 | 3,3x3,3 | 3,5x3,4 | 3,5x3,4 | 3,2x3,2 |
| Скорость передвижения, км/ч | 3,6 | 3,6 | 3,6 | 3,6 | 3,6 |
| Давление в воздушной системе, МПа | 0,6 | 0.6 | 0,6 | 0,6 | 0,6 |
| Давление в гидросистеме, МПа | | 10 | 10 | 10 | 10 |
| Основные размеры, мм: | | | | | |
| длина | 4600 | 4850 | 4750 | 5200 | 6600 |
| ширина | 1600 | 1800 | 1800 | 1800 | 1700 |
| высота в рабочем положении | 3250 | 3100 | 3100 | 3100 | 2970 |
| высота в транспортном положении | 2950 | 2750 | 2700 | 2700 | 2900 |
| Масса, кг | 2300 | 5500 | 6500 | 7000 | 8500 |

**Продолжение таблицы П 2.1**

| Показатели | Тип станка | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | ПБУ-80 | СБ-1П | СБП-50/85 | СБУ-100 | СБСЦ-155/320 | СБУ-50Э |
| Диаметр скважин, мм | 65-75 | 50-85 | 50-85 | 105,125 | 155,320 | 50-80 |
| Глубина бурения, м | 40 | 25 | 25 | 24 | 70 | 30 |
| Число бурильных машин | 1 | 1 | 2 | 1 | 1 | 1 |
| Тип перфоратора, пневмоударника | ПК-75 | ПК-75 | ПК-75 | М-48, П-125 | П-160 | ПГ-50 |
| Тип податчика | Винтовой | | Пневматический | | Гидравлический | |
| Диаметр буровых штанг, мм | 38 | 32 | 38 | 83 | 114 | |
| Длина буровых штанг, мм | 1500 | 1200 | 1000 | 1000 | 800 | |
| Размеры выработки, м | 2,8х2,8 | 2,8х2,8 | 2,5х2,5 | 4х4 | 2х2 | 2,8х2,8 |
| Скорость передвижения, км/ч | 1,0 | 5 | 2 | 0,85 | 4,8 | 1,0 |
| Давление в воздушной системе, МПа | 0,5 | 0,5 | 0,5 | 0,5 | 0,5 | – |
| Давление в гидросистеме, МПа | 6,0 | 6,5 | 6,5 | 6,0 | 6,5 | 14,0 |
| Расход сжатого воздуха, $м^3$/мин | 16 | 15 | 30 | 7 | 12 | – |
| Расход воды, л/мин | 25 | 25 | 40 | 21 | 36 | 18 |
| Основные размеры, мм: | | | | | | |
| длина | 3300 | 3100 | 3380 | 3830 | 2920 | 3830 |
| ширина | 1500 | 1430 | 1350 | 2210 | 1320 | 1820 |
| высота в рабочем положении | 2600 | 2600 | 2250 | 3730 | 1880 | 2600 |
| высота в транспортном положении | 1788 | 1900 | 1500 | 2000 | 1500 | 2020 |
| Масса, кг | 2800 | 3870 | 3200 | 4000 | 2170 | 5000 |

**Приложение В**

## Взрывчатые вещества и средства инициирования

**Таблица П 3.1**

| №п/п | Типы ВВ | Диаметр патрона, мм | Длина патрона, мм | Масса патрона, г |
|---|---|---|---|---|
| 1 | Аммонит | 32 | 250 | 200 |
| | № 6ЖВ | 36 | 300 | 300 |
| | | 45 (в полиэтиленовой оболочке) | 300 | 480 |
| | | 90 (в полиэтиленовой оболочке) | 300 | 1950 |
| 2 | Детонит М | 28 | 250;300 | 150;200 |
| | | 32 | 250 | 200-220 |
| | | 36 | 250 | 250 |
| 3 | Аммоналы: | 32 | 250 | 200 |
| | скальный №3 | | | (р = 0,9 г/см$^3$); |
| | | | | 250 |
| | | | | (р = 1,1 г/см$^3$) |
| 4 | М -10 | 32 | 250 | 200 |
| | | 45 (в полиэтиленовой оболочке) | 300 | 480 |
| | | 90 (в полиэтиленовой оболочке) | 300 | 1950 |
| 5 | Э-5 (патронированный) | 32 | 250 | 250 |
| 6 | Аммонит | 36 | 180 | 200 |
| | АП-5ЖВ | 36 | 230 | 250 |
| | | 36 | 260-270 | 300 |
| 7 | Аммониты: | 36 | 170 | 200 |
| | Т-19; | 36 | 200-220 | 250 |
| | | 36 | 240-260 | 300 |
| 8 | Угленит Э-6 | 36 | 170 | 200 |
| | | 36 | 200 | 250 |
| | | 36 | 260 | 300 |
| 9 | Угленит П12ЦБ-2М | 38 | 250 | 300 |

**Таблица П 3.2**

| Тип ВВ | Состав ВВ | Расчетные характеристики | | | | Экспериментальные характеристики | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Кислородный баланс, % | Теплота взрыва кДж | Полная идеальная работа, кДж/кг | Объем газов, $м^3$ | Плотность, $г/см^3$ | Работоспособность, $см^3$ |
| *1* | *2* | *3* | *4* | *5* | *6* | *7* | *8* |
| Аммонит № 6ЖВ | Смесь водоустойчивая. Смеси селитры - 79%, тротил- 21% | -0,53 | 4311 | 3097 | 895 | 1,0-1,2 | 360-380 |
| Детонит М | АС-79 %, ж.н.э.-10%, коллоидный хлопок - 0,3%, машинное масло - 0,2%, сода-0,2% | +0,18 | 5785 | 4312 | 832 | 1,0-1,3 | 450-500 |
| Аммоналы М-10 (патр.),М-10(п/э), *d* == 45 и 90 Э-5 (патр.) | Аммиачная селитра - 72%, ТНТ - 6%, алюминиевая пудра - 4,5% | +0,18 | 4940 | *Ж5* | 845 | 0,9-1,1 | 400-430 |
| Скальный № 3, *d* = 24 и 28 | Аммиачная селитра- 72%, ТНТ - 6%, гексоген - 15%, алюминиевая пудра - 8% | -0,78 | 5692 | 4437 | 810 | 1,0-1,1 | 450-470 |
| Граммонит 79/21 | Аммиачная селитра- 79%, ТНТ-21% | +0,02 | 4311 | 3097 | 895 | 0,9-1,0 | 360 |
| Граммонит 82/18 | Аммиачная селитра - 82%, ТНТ-18% | +0,02 | 4300 | 3090 | 895 | 0,9-1,0 | 360 |
| Акванал АРЗ-8, АРЗ-8Н | Водосодержащие ВВ пластичной консистенции. Порошкообразный аммонит или аммонал, кальциевая или нат риевая селитра, вода и пластификатор | -3,3 | | | 850 | 0,85 | 340 |
| Гранулиты А-6, АС-4, | Смесь аммиачной селитры и алюминиевой пудры 94/6 | -1,3 | 3850 | 3150 | 980 | 0,85 | 390-410 |
| АС-4В, АС-8, АС-8В, | 94/4, соляровое масло - 4% | +0,41 | 4500 | 3640 | 907 | 0,8-0,85 | 390-410 |
| АС-М. Д-5 | 90/8, соляровое масло - 4% | +0,34 | 5200 | 4000 | 347 | 0,87-0,92 | 410-430 |
| | 95/0, соляровое масло - 5% | +0,14 | 3850 | 3160 | 980 | 0,93-0,95 | 320-330 |
| Игданит | Аммиачная селит ра - 94% | +0,12 | 3800 | 3170 | 990 | 0,8 | 320 |
| Игданит-М | ДТ - 6% | +0,14 | 3850 | 3180 | 995 | 0,9 | 330 |

**Продолжение табл. П 3.2**

| Тип ВВ | Состав ВВ | Экспериментальные характеристики | | | | Скорость детона-ции, км/с |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Бризант-ность, мм | Критиче-ский диаметр откр.зар., мм | Передача детона-ции между патро-нами, см | | |
| | | | | сухими | после вы-держки в воде | |
| *1* | *2* | *3* | *4* | *5* | *6* | *7* |
| Аммонит № 6ЖВ | Смесь водоустойчивая. Смеси селитры -79%, тротил-21% | 14-16 | 10-13 | 5-9<br>7-12 | 3-6<br>4-10 | 3,6-4,8 |
| Детонит М | АС-79 %, ж.н..э. -10%, коллоидный хлопок -0,3 %, машинное масло - 0,2 %, сода - 0,2 % | 17-22 | 8-10 | 8-22<br>- | 6-15<br>- | 4,9-5,3 |
| Аммоналы М-10 (патр.), М-10 (п/э), *d* = 45 и 90 Э-5 (патр.) | Аммиачная селитра - 72 %, ТНТ - 6 %, алюминиевая пудра - 4,5 % | 16-19 | 12-14 | 4-8<br>6-12 | 3-5<br>4-6 | 4-4,5 |
| Скальный № 3<br>*d*=24и28 | Аммиачная селитра -72%, ТНТ-6%, гексоген - 15 %, алюминиевая пудра - 8% | 18-20 | 8-10 | 7-12<br>8-14 | 5-10<br>6-12 | 4-4,5 |
| Граммонит 79/21 | Аммиачная селитра - 79%, ТНТ - 21% | 22 | 40 | | | 3,5 |
| Граммонит 82/18 | Аммиачная селитра - 82%, ТНТ - 18% | 28 | 60 | | | 4,2 |
| Акванал АРЗ-8, АРЗ-8Н | Водосодержащие ВВ пластичной консистенции. Порошкообразный аммонит или аммонал, кальциевая или натриевая селитра, вода и пластификатор | 2-25 | 70-100 | | | 3,0-3,6 |
| Гранулиты А-6, АС-4,<br>АС-4В, АС-8, АС-8В<br>АС-М, Д-5 | Смесь аммиачной селитры и алюминиевой пудры 94/6<br>94/4, соляровое масло - 4%<br>90/8, соляровое масло - 4%<br>95/0, соляровое масло - 5% | 18-22<br>22-24<br>24-28<br>15-20 | <br>70-100<br>70-100<br>100-120 | | | 2,5-3,6<br>2,6-3,2<br>3,0-3,6<br>2,2-2,7 |
| Игданит<br>Игданит-М | Аммиачная селитра - 94%<br>ДТ - 6% | 15-20 | 100-120 | | | 2,2<br>2,7 |
| **Примечание.** В числителе диаметр патрона 32 мм, знаменателе – 36 мм. | | | | | | |

**Таблица П 3.3**

| Класс ВВ | Тип ВВ | Состав ВВ | Расчетные характеристики | | | Экспериментальные характеристики | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | Кислородный баланс, % | Теплота взрыва, кДж/кг | Объем газов, $м^3$ | Температура взрыва, К | Плотность, $см^3$ |
| *1* | *2* | *3* | *4* | *5* | *6* | *7* | *8* |
| III | Аммонит АП-5ЖВ | Аммиачная селитра- 70%, ТНТ - 18%, хлористый натрий - 12% | -0,02 | 3860 | 787 | 2793 | 1,0-1,15 |
| IV | Аммонит ПЖВ-20 | Аммиачная селитра с добавкой фуксина 64%, ТНТ - 16%, хлористый натрий -21% | +0,32 | 3400 | 717 | 2493 | 1,05-1,2 |
| | Аммонит Т-19 | Аммиачная селитра с добавкой фуксина -61%, ТНТ - 19%, хлористый натрий 21% | -2,47 | 3380 | 724 | 2503 | 1,05-1,2 |
| V | Углениты Э-6 | Натриевая селитра - 46%, Хлористый натрий-7%, древесная мука - 2,5%, стеарат кальция - 1%, сода - 2%, коллоидный хлопок-0,2% | +0,53 | 2680 | 560 | 2063 | 1,1-1,25 |
| | 13 П 13П/1 | Ионобированные соли, сенсибилизированы жидкими нитроэфирами | | | | | |
| VI | Углениты | Смесь карбамида, натриевой селитры, | 0 | 2300 | 520 | | 1,25- |
| | П12ЦБ-2М (патроны высоко-пр. в п/э обол.) | хлористый натрий, желатинизатор, натрий карбокислый, метилцеллюлоза | | | | | 1,35 |
| VII | Ионит Заряды ЗПН-1 ЗПН в п/э обол. | Смесь $NaN0_3$ с хлористым аммонием, сенсибилизирован жидкими нитроэфирами (коллоидный хлоп.) | +6,74 | 1930 | 580 | 513 | 1,0-1,2 |

**Продолжение таблицы П 3.3**

| Класс ВВ | Тип ВВ | Экспериментальные характеристики | | | | Скорость детонации, км/с | Область применения |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | работоспособность, $см^3$ | Бризантность, мм | Передача детонации между патронами | | | |
| | | | | сухими | после выдержки в воде | | |
| III | Аммонит АП-5ЖВ | 320-330 | 14-17 | | | 3,6-4,6 | Разрешено применение при содержании $CH_4$ до 1% |
| IV | Аммонит ПЖВ-20<br>Аммонит Т-19 | 265-280<br>270-280 | 15-17<br>15-17 | | | 3,5-4,0<br>3,6-4.3 | Предназначен для взрывных работ в смешанных забоях различной крепости породи углей |
| V | Углениты Э-6<br>1ЗП<br>1ЗП/1 | 130-170 | 7-11 | 5-12 | 3-10 | 1,9-2 | Для взрывания углей и пород слабой и средней крепости только при наличии<br>2-х обнаженных поверхностей, средней крепости при наличии одной обнаженной поверхности |
| VI | Углениты П12ЦБ-2М (патроны высокопр. в п/э оболочке) | 95-120 | | 4-5 | | 1,9-2 | Для взрывных работ в особо опасных забоях для взрывной отбойки угля и породы, кроме особо опасных комбайновых, или с одной плоскостью обнажения |
| VII | Ионит<br>Заряды ЗПН-13ПН в п/э | 95-125 | 5-t | Детонация впритык | | 1,6-1,8 | Не воспламеняет угольную пыль при взрыве зарядов в канальной мортире массой 900 г, применяется в виде накладных зарядов<br>Применяются в виде накладных зарядов |

**Таблица П.3.4**

| Электродетонаторы | Интервал замедления между сериями, мс | Замедление с максимальными отклонениями (время срабатывания), мс | Цвет окраски придонного участка гильзы |
|---|---|---|---|
| ЭД-8э | - | мгновенное | не окрашивается |
| ЭД-8ж | - | мгновенное | -//- |
| эдкз-оп | - | 4±2 | -//- |
| ЭДКЗ-1ПМ | 15 | 15±7 | черный |
| ЭДКЗ-2ПМ | 15 | 30±7 | красный |
| эдкз-зпм | 15 | 45±7 | не окрашивается |
| ЭДКЗ-4ПМ | 15 | 60±7 | зеленый |
| ЭДКЗ-5ПМ | 20 | 80±10 | желтый |
| ЭДКЗ-6ПМ | 20 | 100±10 | белый |
| ЭДКЗ-7ПМ | 20 | 120±10 | синий |
| ЭДКЗ-1П | 25 | 25±7 | черный |
| ЭДКЗ-2П | 25 | 50±7 | красный |
| эдкз-зп | 25 | 75±100 | не окрашивается |
| ЭДКЗ-4П | 25 | 100±10 | зеленый |
| ЭДКЗ-5П | 25 | 125±10 | желтый |
| ЭДЗД-7 | | 500±50<br>-150 | желтый |
| ЭДЗД-8 | 250 | 750±125<br>-150 | розовый |
| ЭДЗД-9 | 250 | 1000±300<br>-75 | оранжевый |
| ЭДЗД-10 | 500 | 1500±350<br>-150 | голубой |
| ЭДЗД-11 | 500 | 2000±600<br>-100 | светло-сиреневый |
| ЭДЗД-12 | 2000 | 4000±500 | белый |
| ЭДЗД-13 | 2000 | 6000±600 | черный |
| ЭДЗД-14 | 2000 | 8000±900 | зеленый |
| ЭДЗД-15 | 2000 | 10000±1600<br>-800 | Фиолетовый |

**Примечание.** Длина окрашенного участка гильзы в ЭДЗД-13,14,15 равна 10…15мм, а на всех других электродетонаторах – 5…7 мм.

**Приложение Г**

## Примеры решения задач

**Задача 1.** На основании данных, представленных в таблице определите неизвестные параметры пород.

**Таблица**

| № варианта | Наименование показателя, обозначение, единица измерения | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Масса образца m, кг | Объем образца V, $м^3$ | Плотность $\rho_0$, $кг/м^3$ | Объемная масса (плотность) $\rho$, $кг/м^3$ | Общая пористость P, % | Коэффициент разрыхления $К_{разр}$ | Насыпная плотность) $\rho_н$, $кг/м^3$ | Удельный вес $\gamma$, $Н/м^3$ |
| ***x*** | 0,15 | 0,00006 | ? | ? | 10,0 | 1,45 | ? | ? |

Вначале необходимо рассчитать объемную плотность, которая определяется массой единицы объема породы при пористости в ее естественном состоянии:

$$\rho = \frac{m}{V} = \frac{0{,}15}{0.00006} = 2500 \text{ кг/м}^3.$$

Плотность характеризуется массой объема твердой фазы (минерального скелета). Связь между объемной плотностью $(\rho)$ и плотностью $(\rho_0)$ выражается через пористость (P):

$$\rho = \rho_0(1 - P) \quad \text{или}$$

$$\rho_0 = \frac{\rho}{1 - P} = \frac{2500}{1 - 0{,}10} = 2778 \text{ кг/м}^3.$$

Вес единицы объема твердой фазы породы называется удельным весом $(\gamma)$ породы. Удельный вес породы и ее плотность связаны соотношением

$$\gamma = g \cdot \rho_0,$$

где $g$ = 9,81 Н/кг – ускорение силы тяжести.

$$\gamma = 9{,}81 \cdot 2778 = 27252 \quad \text{Н/м}^3,$$

Коэффициент разрыхления ($К_{разр}$) определяется соотношением

$$К_{разр} = \frac{V_н}{V},$$

где $V_н$ – объем породы в разрыхленном состоянии

$$V_н = V\ К_{разр} = 0{,}00006 \cdot 1{,}45 = 0{,}000087,\ \text{м}^3.$$

## Насыпная плотность

$$\rho_н = \frac{m}{V_н} = \frac{0{,}15}{0{,}000087} = 1724 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}.$$

### Литература


1. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. –М: Недра, 1984. – С. 40–42.
2. Алексеенко С.Ф., Мележик В.П. Физика горных пород. Горное давление. –К: Вища школа, Головное изд-во, 1987. – С. 20–22, 28–30.


**Задача 2.** На основании данных, полученных в результате испытания породы на сжатие в лабораторных условиях и представленных в

таблице, построить график деформации, определить тип породы (упругая, упругопластичная, пластичная) и ее модуль упругости.

**Таблица**

| Номер варианта | Наименование показателя, обозначение, единица измерения | | |
|---|---|---|---|
| | Сила, действующая на образец породы, $F\cdot 10^{-5}$,Н | Относительная продольная деформация $\varepsilon\cdot 10^{4}$ | Площадь образца S, м$^2$ |
| ***x*** | 3,0; 5,0; 6,5; 8,0; 10,0 | Относительная деформация, соответствующая нагружению: 1,0; 1,5; 2,0; 2,5; 3,0 | 0,0070 |

При увеличении напряжений можно постепенно наблюдать все три вида деформаций породы – упругую $\varepsilon_E$, пластическую $\varepsilon_{пл}$ и разрушающую $\varepsilon_р$. В зависимости от соотношения величин этих деформаций горные породы могут быть разделены на упругие, упругопластичные и пластические.

На основании данных таблицы определим последовательно напряжения соответствующие силам, действующим на образец:

$$\sigma_1 = \frac{F_1}{S} = \frac{3\cdot 10^5}{0{,}0070} = 4{,}3\cdot 10^7 Н/м^2;$$

$$\sigma_2 = \frac{F_2}{S} = \frac{5\cdot 10^5}{0{,}0070} = 7{,}1\cdot 10^7 Н/м^2;$$

$$\sigma_3 = \frac{F_3}{S} = \frac{6{,}5\cdot 10^5}{0{,}0070} = 9{,}3\cdot 10^7 Н/м^2;$$

$$\sigma_4 = \frac{F_4}{S} = \frac{8{,}0\cdot 10^5}{0{,}0070} = 11{,}4\cdot 10^7 Н/м^2;$$

$$\sigma_5 = \frac{F_5}{S} = \frac{10{,}0 \cdot 10^5}{0{,}0070} = 14{,}3 \cdot 10^7 \text{Н/м}^2.$$

Рассчитанным напряжением соответствуют относительные деформации

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| $\sigma \cdot 10^{-7}$ | 4,3 | 7,1 | 9,3 | 11,4 | 14,3 |
| $\varepsilon \cdot 10^4$ | 1,0 | 1,5 | 2,0 | 2,5 | 3,0 |

Согласно этим данным необходимо построить график деформации породы.

Согласно этому графику, участок АВ соответствует упругим деформациям, а участок ВС – пластичным. Следовательно, порода относится к упругопластичному типу.

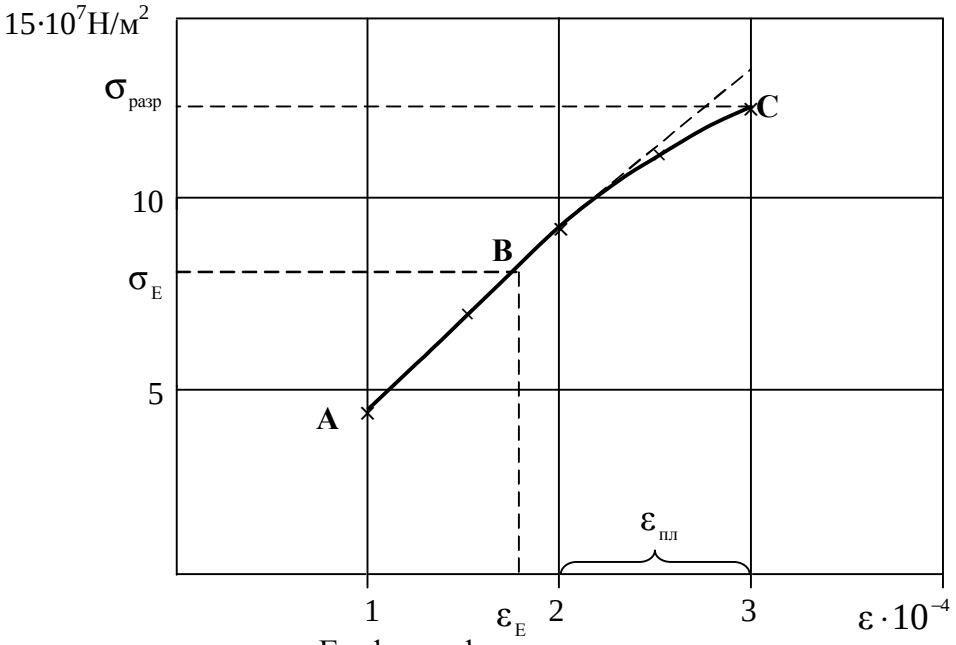


График деформации породы

## Литература


1. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. –М: Недра, 1984.– С. 42-45.
2. Алексеенко С.Ф., Мележик В.П. Физика горных пород. Горное давление. –К: Вища школа, Головное изд-во, 1987. – С. 31–34.


**Задача 3.** Порода находится в плоском напряженном состоянии. По приведенным в таблице данным найдите (графически и аналитически) действующие нормальные и касательные напряжения ($\sigma$,$\tau$) на площадке, расположенной под углом $\alpha$. Сравните полученные данные.

| Номер варианта | Наименование показателя, обозначение, единица измерения | | |
|---|---|---|---|
| | Наибольшее нормальное напряжение $\sigma_1$, МПа | Наименьшее нормальное напряжение $\sigma_3$, МПа | Угол наклона площадки, град. |
| ***x*** | 45 | 15 | 10 |

Согласно теории прочности Мора, если породный образец находится в плоском напряженном состоянии (большее $\sigma_1$ и меньшее $\sigma_3$ напряжения), то в любой плоскости под углом $\alpha$ будут действовать напряжения:

нормальные

$$\sigma_n = \sigma_1 \cdot \cos^2\alpha + \sigma_3 \cdot \sin^2\alpha = 45\cdot(0{,}985)^2 + 15\cdot(0{,}174)^2 = 44{,}11 \text{ МПа}$$

касательные

$$\tau = 0{,}5\,(\sigma_1 - \sigma_3)\cdot \sin 2\alpha = 0{,}5\,(45-15)\cdot \sin 20^0 = 5{,}13 \text{ МПа}$$

Связь между $\sigma_n$ и $\tau$ представим графически с помощью кругов Мора. С этой целью на оси абсцисс отложим большее ($\sigma_1$=45 МПа) и

меньшее ($\sigma_3$=15 МПа) значения напряжений. С учетом их разности ($\sigma_1 - \sigma_3$= 30 МПа) провели полуокружность. Под углом ($\alpha$ = $10^0$) к оси абсцисс провели прямую до пересечения с полуокружностью. Точка А их пересечения определяет искомые величины $\sigma_n$ = 44,2 МПа и $t$ = 5,2 МПа.

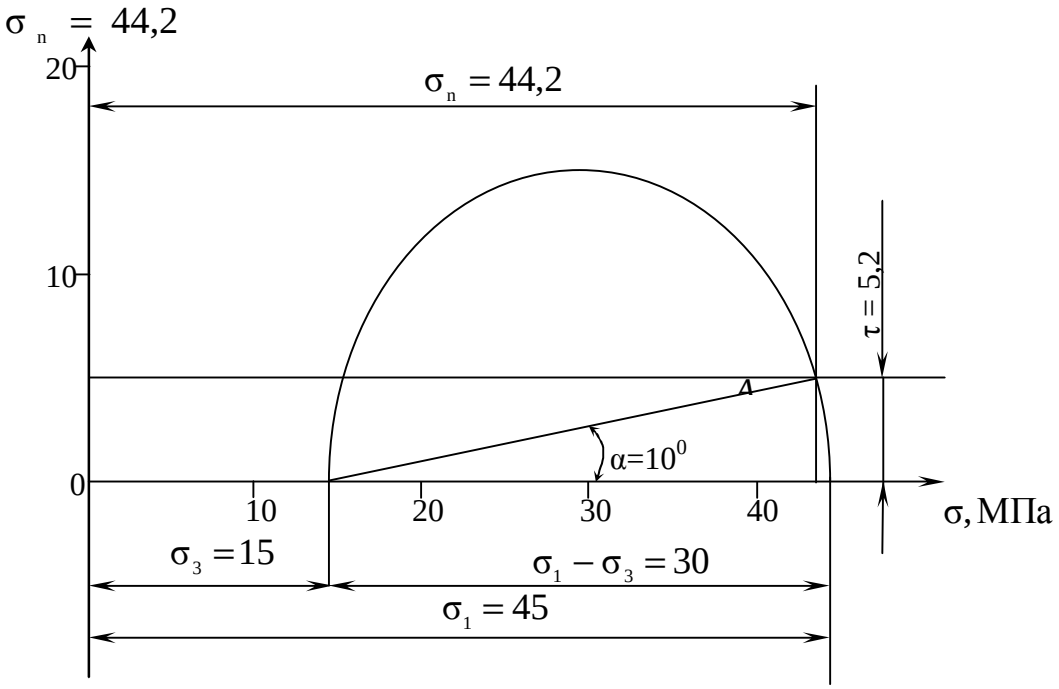



График взаимосвязи между нормальными ($\sigma$) и касательными ($\tau$) напряжениями в образце породы

Они несколько отличаются от значений, рассчитанных аналитическим способом (соответственно $\sigma_n$ = 44,11 МПа и $\tau$ = 5,13 МПа) за счет погрешности геометрического построения.

## Литература


1. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. –М: Недра, 1984. –С. 42–45.
2. Алексеенко С.Ф., Мележик В.П. Физика горных пород. Горное давление. –К: Вища школа, Головное изд-во, 1987.–С. 31–34.

**Задача 4.** На основании данных, полученных при исследовании горной породы в лабораторных условиях и представленных в таблице, определить модуль Юнга E, модуль сдвига G, модуль сжатия K.

| № варианта | Наименование показателя, обозначение, единица измерения | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | диаметр стержня d, м | высота стержня H, м | Масса стержня m, кг | Скорость продольной волны $\upsilon_р$, м/с | Коэффициент Пуассона, $\nu$ |
| *X* | 0,020 | 0,10 | 0,75 | 3280 | 0,24 |

Модуль Юнга можно выразить через скорость продольной волны

$$E = \upsilon_р^2 \cdot \rho$$

В свою очередь

$$\rho = \frac{m}{V}, \qquad V = \frac{\pi d^2 \cdot H}{4} = \frac{3{,}14 \cdot (0{,}020)^2 \cdot 0{,}1}{4} = 0{,}0000314\,м^3 = 3{,}14 \cdot 10^{-5}\,м^3.$$

Тогда $$\rho = \frac{0{,}75}{3{,}14 \cdot 10^{-5}} = 2{,}4 \cdot 10^4\,кг/м^3,$$

$$E = 3280^2 \cdot 2{,}4 \cdot 10^4 = 25{,}9 \cdot 10^{10}\,Па = 2{,}59 \cdot 10^5\,МПа.$$

Модуль сдвига

$$G = \frac{E}{2(1+\nu)} = \frac{2{,}59 \cdot 10^5}{2(1+0{,}24)} = 1{,}04 \cdot 10^5\,МПа.$$

Модуль сжатия

$$K = \frac{E}{3(1-2\nu)} = \frac{2{,}59 \cdot 10^5}{3(1-2 \cdot 0{,}24)} = 1{,}66 \cdot 10^5\,МПа.$$

## Литература


1. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. –М: Недра, 1984. – С. 45–47, 69–74.
2. Алексеенко С.Ф., Мележик В.П. Физика горных пород. Горное давление. – К: Вища школа, Головное изд-во, 1987. –С. 34–35.


**Задача 5.** Определите теплоту и температуру взрыва 1кг ВВ по данным таблицы.

| № варианта | Компонент взрывчатой смеси | Химическая формула компонента | Содержание компонента $P_1$ | Содержание компонента $P_2$ |
|---|---|---|---|---|
| *x* | Аммиачная селитра | $NH_4NO_3$ | 0,2 | 0,8 |

Реакция разложения при взрыве аммиачной селитры

$$NH_4NO_3 = 2H_2O + N_2 + 0{,}5 \cdot O_2$$

Теплота образования аммиачной селитры ($Q_n$) +88600 ккал/кмоль, воды ($q_1$) – 57800 ккал/кмоль, а теплота образования азота ($q_2$) и кислорода ($q_3$) равна нулю, так эти газы находятся в свободном состоянии.

Теплота взрыва 1кмоля ВВ:

$$Q_т = q_1 \cdot n_1 + q_2 \cdot n_2 + q_3 \cdot n_3 - Q_n = 57800 \cdot 2 + 0 \cdot 1 + 0 \cdot 0{,}5 - 88600 = 27000 \text{ ккал/моль},$$

где $n_1$, $n_2$, $n_3$ – число киломолей продуктов взрыва.

# Теплота взрыва 1 кмоля ВВ при постоянном давлении и объеме:

$$Q_V = Q_T + 572\Sigma n = 27000 + 572 \cdot 3{,}5 = 29000 \text{ ккал/кг.}$$

Теплота взрыва 1кг ВВ соответственно при постоянном давлении и объеме:

$$Q'_т = \frac{Q_т}{M_{вв}} = \frac{27000}{80} = 338 \text{ ккал/кг,}$$

$$Q'_v = \frac{Q_v}{M_{вв}} = \frac{29000}{80} = 363 \text{ ккал/кг.}$$

Температура взрыва: $t = \dfrac{-\sum nC' + \sqrt{\left(\sum nC'\right)^2 + 4\sum 4\Delta C' Q_4}}{2 \cdot \sum nC'}$.

Согласно справочным данным мольные теплоемкости водяного пара $C'_1$ =6,2, азота $C'_2$ =4,8, кислорода $C'_3$ =4,8 и соответственно приращения мольных теплоемкостей $\Delta C'_1$ =0,0025, $\Delta C'_2$ =0,001 и $\Delta C'_3$ =0,001.

$$\Sigma n \cdot C = n_1 \cdot C'_1 + n_2 \cdot C'_2 + n_3 \cdot C'_3 = 2 \cdot 6{,}2 + 4{,}8 + 0{,}5 \cdot 4{,}8 = 19{,}6;$$

$$\Sigma n \cdot \Delta C = n_1 \cdot \Delta C'_1 + n_2 \cdot \Delta C'_2 + n_3 \cdot \Delta C'_3 = 2 \cdot 0{,}0025 + 0{,}001 + 0{,}5 \cdot 0{,}001 = 0{,}0065$$

Подставив значения $\Sigma n \cdot C$ и $\Sigma n \cdot \Delta C$ в уравнение, рассчитаем температуру взрыва:

$$t = \frac{-19{,}6 + \sqrt{(19{,}6)^2 + 4 \cdot 0{,}0065 \cdot 2900}}{2 \cdot 0{,}0065} = 1020^0 \text{ C или } 1293^0 \text{ K.}$$

## Литература

1. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М: Недра, 1976. – С. 5–13.

**Задача 6.** Определите мощность взрыва N одного килограмма аммиачной селитры.

Удельная потенциальная энергия аммиачной селитры (теплота взрыва 1кг ВВ) составляет 338 ккал. (см. расчет в предыдущем примере) или 1415 КДж.

Скорость распространения взрывчатого превращения аммиачной селитры ($\upsilon_д$) находится в пределах 1500-3000 м/с. Для расчета примем среднее её значение равное 2250 м/с.

Мощность взрыва 1кг аммиачной селитры равна:

$$N = \frac{Q'_т \cdot \upsilon_д}{m} = \frac{1415 \cdot 2250}{1} = 3183750 \text{ кВт}$$

## Литература

1. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М: Недра, 1976. – С. 16.

**Задача 7.** По данным таблицы определите значение импульса дробления, действующего при взрыве на единицу поверхности преграды, с которой соприкасается заряд аммиачной селитры.

| Номер варианта | Наименование параметра, обозначение, единица измерения | |
|---|---|---|
| | Масса заряда Q, кг | Форма заряда |
| ***x*** | 0,13 | Цилиндрическая, высота патрона $l_п = d_п$ |

Величина импульса (I) на торце заряда с учетом бокового разлета продуктов детонации:

$$I = K\frac{8}{27}\rho \cdot S \cdot \mathbf{l} \cdot \upsilon_д,$$

где $K$ = 0,16 – коэффициент, учитывающий боковой разлет продуктов детонации, при $\mathbf{l}_n = d_n$;

$\rho$ – плотность заряда, кг/м$^3$;

$S$ – площадь торца заряда, м$^2$;

$\mathbf{l}$ – длина заряда;

$\upsilon_д$ – скорость детонации (для аммиачной селитры 2250 м/с).

Учитывая, что масса заряда $Q = \rho \cdot S \cdot \mathbf{l}$, то:

$$I = K\frac{8}{27}Q \cdot \upsilon_д = 0{,}16\frac{8}{27} \cdot 0{,}13 \cdot 2250 = 13{,}9\ \frac{кг \cdot м}{с}.$$

**Литература**


1. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М: Недра, 1976. – С. 33–36.
2. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. М. – Недра, 1983. –С. 99–100.


**Задача 8.** Определите мгновенное значение тока и импульс тока по следующим исходным данным

| Номер варианта | Наименование параметра, обозначение, единица измерения | | | |
|---|---|---|---|---|
| | Емкость конденсатора С, мкф | Время t, мс | Напряжение $U$, В | Сопротивление цепи $R$, Ом |
| ***x*** | 55 | 5 | 400 | 200 |

Сила тока во взрывной сети в момент включения конденсаторов во взрывную цепь (t=0)

$$I = \frac{U}{R}e^{-\frac{t}{RS}} = \frac{400}{200} \cdot e^{\frac{0}{200 \cdot 55 \cdot 10^{-6}}} = 2 \cdot 1 = 2A.$$

Мгновенное значение тока через 5с (t=5) с момента включения конденсатора

$$I = \frac{400}{200} \cdot e^{-\frac{0,005}{200 \cdot 55 \cdot 10^{-6}}} = 2 \cdot 0,635 = 1,27 A$$

Импульс тока, посланный конденсатором во взрывную сеть за 5мс

$$K = \frac{U^2 \cdot C}{2R}\left(1 - e^{-\frac{2t}{RC}}\right) = \frac{400^2 \cdot 55 \cdot 10^{-6}}{2 \cdot 200}\left(1 - e^{\frac{-2 \cdot 0,005}{2005510^{-6}}}\right) = 0,022 \cdot 0,597 = 0,013 A^2 \cdot C = 13 A^2 \cdot мс$$

**Литература**


1. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М: Недра, 1976. –С. 85–87.


**Задача 9.** Определите массу зарядов выброса и расстояние между зарядами, используя данные таблицы.

| № варианта | Тип ВВ | Линия наименьшего сопротивления зарядов W,м | Радиус воронки взрыва r, м | Коэффициент крепости пород, $f$ |
|---|---|---|---|---|
| ***x*** | Аммиачная селитра | 14 | 12 | 10 |

Формула расчета зарядов

$$Q = \varphi(n) \cdot q_n \cdot W^3,$$

где $\varphi(n)$ – функция показателя действия взрыва, которая учитывает изменение фактического расчетного удельного расхода ВВ по сравнению со стандартным (при воронке нормального выброса);

$q_n$ – расчетный удельный расход ВВ для нормальной воронки, кг/м$^3$;

W– кратчайшее расстояние от центра заряда до открытой поверхности – линия наименьшего сопротивления (л.н.с.).

Исходя из соотношения радиуса воронки взрыва (r) и линии наименьшего сопротивления (W) определим показатель раствора воронки

$$n = \frac{r}{W} = \frac{12}{14} = 0{,}86 .$$

Согласно эмпирической формулы М.М. Борескова

$$\varphi(n)=0{,}4 +0{,}6\cdot n^3=0{,}4+0{,}6\cdot(0{,}86)^3 =0{,}78.$$

В нашем примере применено ВВ, отличное по своей работоспособности от аммонита № 6ЖВ, поэтому необходимо скорректировать расчетный удельный расход. Поправочный коэффициент можно рассчитать по работоспособности эталонного ($P_{эт}$) и применяемого ВВ (Р):

$$K_e = \frac{P_{эт}}{P}$$

или по соотношению теплоты взрыва при постоянном объеме соответственно для эталонного ВВ ($Q'_v$=840 ккал/кг) и для применяемого ($Q'_v$). По условиям задачи 3.1.5 была рассчитана $Q'_v$= 363 ккал/кг, поэтому:

$$K_e = \frac{Q'_{V_{эт}}}{Q_v} = \frac{840}{363} = 2{,}31$$

Согласно крепости породы (*f* = 10) по таблицам, приведенным в учебниках, удельный расход эталонного заряда ВВ находится в пределах 1,6 –2,1кг/м$^3$.

Для нашего примера среднее значение удельного расхода ($q_n$) приняли равным 1,8 кг/м$^3$, тогда скорректированный удельный расход для аммиачной селитры составит

$$q = q_n \cdot K_e = 1{,}8 \cdot 2{,}31 = 4{,}2 \text{ кг/м}^3.$$

Подставив найденные значения параметров в расчетную формулу, определим заряд выброса

$$Q = 0{,}78 \cdot 4{,}2 \cdot 14^3 = 8989{,}3 \text{ кг}.$$

Экспериментальными данными установлено расстояние между зарядами:

$$a = 0{,}5 \cdot W\ (n+1) = 0{,}5 \cdot 14(0{,}86 + 1) = 13\text{м}.$$

**Литература**


1. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М: Недра, 1976. – С. 85–87.


**Задача 10.** Определите массу камерных зарядов, расстояние между ними, составьте схему расположения зарядов при методе минных штолен.

| № варианта | Коэффициент крепости пород | Тип ВВ | Высота уступа Н, м | Строение пород |
|---|---|---|---|---|
| ***X*** | 10 | Аммиачная селитра | 40 | *I |

*I – слоистость и трещиноватость явно не выражены.

Камерный заряд рассчитывают по объемной формуле:

$$Q = q_р \cdot W \cdot a \cdot H = q_р \cdot V,$$

где $q_р$ – удельный расход для зарядов рыхления при методе минных штолен, устанавливается по данным практики или по нормативным данным, кг/м$^3$.

В предыдущей задаче был определен удельный расход заряда выброса для аммиачной селитры ($q_в$ = 4,2 кг/м$^3$).

$$q_р = q_в \cdot N_g,$$

$N_g$ – относительная масса заряда, определяющая характер взрыва.

Для нормального рыхления $N_g$ =0,3, тогда

$$q_р = 4{,}2 \cdot 0{,}3 = 1{,}26 \text{ кг/м}^3;$$

W – линия наименьшего сопротивления, м.

Если слоистость или трещиноватость пород отсутствует, то

$$W = 0{,}65 \cdot H = 0{,}65 \cdot 40 = 26 \text{ м};$$

а – расстояние между зарядами, для условия задачи по строению пород

$$a = 0{,}8 \cdot W = 0{,}8 \cdot 26 = 20{,}8 \text{ м}.$$

Подставив значения $q_р$, W, а и H в уравнение для расчета камерного заряда, получим искомую величину

$$Q = 1{,}26 \cdot 26 \cdot 20{,}8 \cdot 40 = 27256{,}3 \text{ кг.}$$

Учитывая условие задачи и найденные значения W, a, составим схему расположения зарядов.

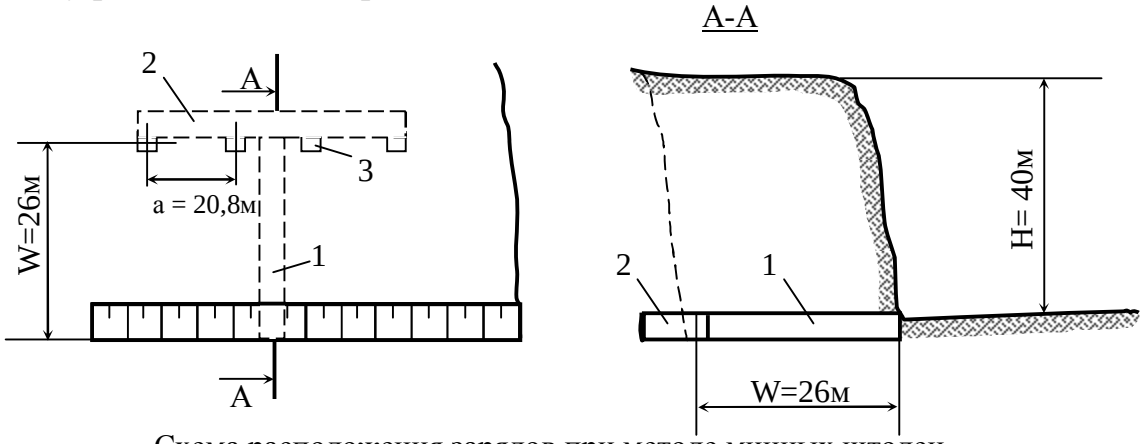



Схема расположения зарядов при методе минных штолен
1 – штольня;
2 – галерея;
3 – зарядная камера.

## Литература


1. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М: Недра, 1976. –С. 119–121.


**Задача 11.** Рассчитайте величину зарядов, объем взорванной породы, определите количество скважин на уступ, составьте схему их расположения в уступе для условий, приведенных в таблице.

| Номер варианта | Тип ВВ | Наименование параметра, обозначение, единица измерения | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| | | Высота уступа H, м | Длина фронта забоя уступа $l_у$, м | Диаметр скважины $d_{скв}$, мм | Коэффициент крепости, $f$ |
| ***x*** | Аммиачная селитра | 18 | 220 | 210 | 10 |

Масса заряда скважины (Q) можно выразить через удельный расход ВВ ($q_р$) и объем породы (V):

$$Q = q_р \cdot V = q_р \cdot W_р \cdot a \cdot H,$$

где $q_р$ – удельный расход ВВ для зарядов рыхления, кг/м$^3$. Для аммиачной селитры он рассчитан в предыдущей задаче $q_р$ =1,26 кг/м$^3$;

$W_р$ – линия наименьшего сопротивления, м. $W_р = \sqrt{\frac{K \cdot \gamma_з}{q_р \cdot m}}$,

$K$ – коэффициент, который по данным практики равен 0,7 при высоких уступах (около 20м);

$\gamma_з$ – масса заряда в 1м скважины, кг; $\gamma_з = \frac{\pi d_{скв}^2}{4} \cdot \Delta_з$, $d_{скк}$ = 0,21 м диаметр скважины по условию задачи;

$\Delta_з$ – плотность заряжания (кг/м$^3$). Для порошкообразного ВВ примем 900 кг/м$^3$; $\gamma_з = \frac{3{,}14 \cdot 0{,}21^2}{4} \cdot 900 = 31{,}2$ кг;

$a$ – расстояние между скважинами, м.

$$a = \sqrt{\frac{K \cdot \gamma_з \cdot m}{q_р}};$$

$m$ – отношение между $a$ и $W_р$. Зависит от текстуры породы. Для условий, когда слоистость или трещиноватость неясно выражены m =0,8; Зная значения $K$, $\gamma_з$, $q_р$ и m определим линию наименьшего сопротивления

$$W_р = \sqrt{\frac{0{,}7 \cdot 31{,}2}{1{,}26 \cdot 0{,}8}} = 4{,}7 \text{ м}$$

и расстояние между скважинами

$$a = \sqrt{\frac{0{,}7 \cdot 31{,}2 \cdot 0{,}8}{1{,}26}} = 3{,}7 \text{ м}.$$

Учитывая параметры H, $W_р$ и а приведем схему расположения скважины:

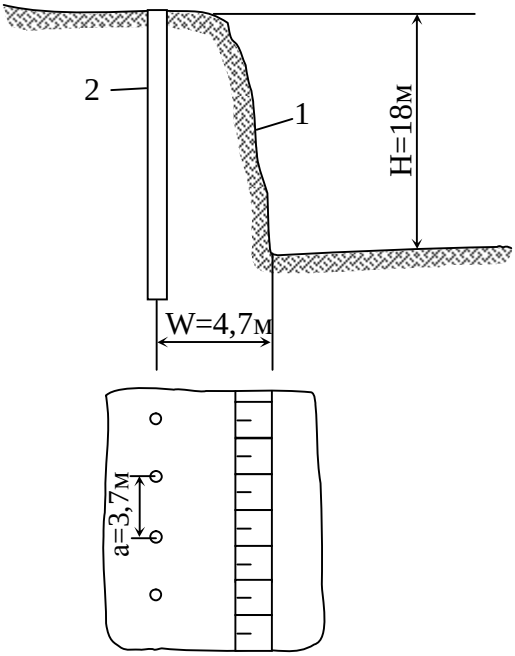



Схема расположения скважин в уступе при однорядном взрывании
1 – уступ; 2– скважины.

Зная длину фронта уступа $l_у = 220$ и расстояние между скважинами (а =3,7 м), определим количество скважин

$$n = \frac{l_у}{a} = \frac{220}{3,7} \approx 60.$$

**Литература**


1. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М: Недра, 1976. – С. 122–125.


**Задача 12.** Примите тип ВВ и рассчитайте буровзрывной комплекс для отбойки руды по исходным данным приведенным в таблице.

| Номер варианта | Наименование параметров, обозначение, единица измерения | | | |
|---|---|---|---|---|
| | Расположение скважины | Вид отбойки | Коэффициент крепости пород (руды) $f$ | Диаметр скважины $d_{скв}$, мм |
| ***x*** | I* | 2** | 10 | 80 |

I* - параллельное расположение скважин;
2**- отбойка на две открытые поверхности.

Примем в качестве ВВ аммиачную селитру. Расчетная формула для определения удельного расхода ВВ (кг/т) имеет вид:

$$q = q_э \cdot K_I \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot K_6,$$

где $q_э$ – эталонный удельный расход ВВ на дробление руды, кг/т. Для категории пород согласно условию задачи ($f$ = 10) удельный расход $q_э = 0{,}35$ кг/т;

$K_e$ – коэффициент, учитывающий относительную работоспособность аммиачной селитры. Согласно предыдущих расчетов $K_e = 2{,}31$;

$K_1$ – коэффициент допустимого выхода негабарита, %.

$$K_1\ K_1 = \sqrt{K_7} - \sqrt{K_7 - 1},$$

$$K_7 = (V_н + a)^2 / 4 \cdot b \cdot c.\ \ V_н = 10\%$$

принятый допустимый выход негабарита;

Для условий задачи, учитывая коэффициент крепости $f$, примем a =25, b=14 и c =20, тогда

$$K_7 = (10 + 25)^2 / 4 \cdot 14 \cdot 20 = \frac{1225}{1120} = 1{,}09,$$

$$K_1 = \sqrt{1{,}09} - \sqrt{1{,}09 - 1} = 1{,}04 - 0{,}3 = 0{,}74;$$

$K_2$ – коэффициент трещиноватости.

$$K_2 = 5{,}5\sqrt{\frac{\mathbf{l}_{тр}}{\mathbf{l}_к}},$$

$\mathbf{l}_{тр}$=0,05 м – среднее расстояние между видимыми трещинами, замеренное по стенкам выработок в объеме отбиваемого массива;

$\mathbf{l}_к = 0{,}5$ м – размер кондиционного куска.

$$K_2 = 5{,}5\sqrt{\frac{0{,}05}{0{,}5}} = 1{,}74;$$

$K_3 = 1$ – при параллельном расположении скважин;

$K_4 = 0{,}8$ – при отбойке на две открытые поверхности;

$K_5 = 0{,}9$ – коэффициент плотности заряжания ВВ;

$K_6 = \frac{d_{скв}}{105} = \frac{80}{105} = 0{,}76$ – коэффициент, учитывающий диаметр скважины.

Зная все коэффициенты рассчитаем удельный расход ВВ:

$$q = 0{,}35 \cdot 2{,}31 \cdot 0{,}74 \cdot 1{,}74 \cdot 1{,}0 \cdot 0{,}8 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}76 = 0{,}57 \text{кг/m}.$$

Исходя из вместимости скважин определим выход руды с 1м скважины ($м^3$/м или т/м):

$$B = 7{,}85 \cdot 10^{-4} \cdot d^2_{скв} \cdot \Delta \cdot K_з / q \quad \text{или}$$

$$B = 7{,}85 \cdot 10^{-4} \cdot d^2_{скв} \cdot \Delta \cdot K_з \cdot \gamma / q,$$

где $\Delta = 0{,}9$ п/$м^3$ – плотность ВВ в заряде;

$K_з = 0{,}85$ – коэффициент, учитывающий неполное заряжение скважин при их параллельном расположении;

$\gamma = 2{,}5$ т/$м^3$ - плотность руды.

$$B = \frac{7{,}85 \cdot 10^{-4} \cdot 80^2 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}85}{0{,}57} = 6{,}74 \text{ м}^3/\text{м} \quad \text{или}$$

$$B = \frac{7{,}85 \cdot 10^{-4} \cdot 80^2 \cdot 0{,}9 \cdot 0{,}85 \cdot 2{,}5}{0{,}57} = 16{,}9 \text{ т/м.}$$

Параметры параллельного расположения скважины. Линия наименьшего сопротивления:

$$W = \sqrt{\frac{B}{m \cdot \gamma}},$$

где $m = 4{,}0$ м – мощность рудного тела.

$$W = \sqrt{\frac{16{,}9}{4 \cdot 2{,}5}} = 1{,}3 \text{ м.}$$

Расстояние между скважинами:

$$a = \sqrt{\frac{B \cdot m}{\gamma}} = \sqrt{\frac{16{,}9 \cdot 4}{2{,}5}} = 5{,}2 \text{ м.}$$

## Литература


1. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. –М: Недра, 1983. – С. 272–274.


**Задача 13.** Составьте паспорт БВР при проведении квершлага по данным таблицы.

| Номер варианта | Наименование выработки | Наименование параметра, обозначение, единица измерения | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Опасность шахты по газу | коэффициент крепости | | | Расчетное сечение выработки вчерне $S_{вч}$, м$^2$ | Угол падения пород $\alpha$, град. | Мощность пласта $m_{пл}$, м | Форма поперечного сечения выработки |
| | | | почвы, $f_п$ | кровли, $f$ | полезного ископаемого, $f_у$ | | | | |
| ***x*** | Квершлаг | III | 5 | 5 | – | 8,2 | – | – | Арочная |

Расчет произведем по первой схеме. Согласно типовым сечения горных выработок определили необходимые для расчета геометрические размеры квершлага: высота – 2,9 м, ширина внизу – 3,2 м.

Учитывая III-ю категорию опасности шахты по выделению газа в качестве ВВ принимаем предохранительный аммонит АП-5ЖВ и электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия. Согласно имеющимся рекомендациям (см. табл.1) принимаем длину заходки $l_{зах} = 2{,}0$ м и к.и.ш. $\eta = 0{,}9$, тогда средняя глубина шпура составит

$$l_ш = \frac{l_{зах}}{\eta} = \frac{2}{0{,}9} = 2{,}22 \text{ м.}$$

Объем взрываемой породы

$$V_{зах} = S_в \cdot l_{зах} = 8{,}2 \cdot 2{,}0 = 16{,}4 \text{ м}^3$$

**Таблица 1**

| Выработки | Коэффициент крепости $f$ | Вруб | Длина заходки, м | К. и. ш. |
|---|---|---|---|---|
| *1* | *2* | *3* | *4* | *5* |
| Стволы шахты (S=20–50 м$^2$) | 12–3 | Прямой воронкообразный | 2,0–4,5 | 0,8–0,9 |
| Горизонтальные и наклонные выработки (S=4–20 м$^2$) | 12–3 | Клиновой, прямой, веерный | 1,5–3,0 | 0,8–0,9 |
| Горизонтальные и восстающие выработки (S=4–20 м$^2$) | 20–6 | То же | 1,5–3,0 | 0,8–0,9 |
| То же | 20–6 | Прямой, клиновой | 2–4 | 0,85–0,95 |

Удельный расход используемого ВВ (q) определим с учетом крепости пород и работоспособности эталонного ВВ.

$$q = q_1 \cdot S_1 \cdot e_1 \cdot \upsilon_1,$$

где $q_1 = 0{,}5$ кг/м$^3$ – нормальный удельный расход ВВ (его количество, необходимое для выброса силой взрыва 1 м$^3$ породы), зависит от крепости пород (см. табл.2);

*Таблица 2*

| Порода | Категория пород | Коэффициент крепости $f$ | $q_1$, кг/м$^3$ |
|---|---|---|---|
| *1* | *2* | *3* | *4* |
| Очень крепкие кварцитовые песчаники. Очень крепкие граниты и гнейсы. Базальт и другие кристаллические породы. Исключительные по крепости известняки, песчаники и доломиты. | Внекатегорная | 15-20 | 1,2-1,5 |
| Плотные граниты, кварцитовые песчаники, диориты. Мелкозернистые, монолитные песчаники и известняки, гнейсы. | I | 10-15 | 1,0-1,1 |

**Продолжение таблицы 2**

| *1* | *2* | *3* | *4* |
|---|---|---|---|
| Некрепкий гранит, плотные песчаники и известняки. Колчеданы, крепкие мраморы и доломиты | II | 8 | 0,7-0,8 |
| Крепкие песчано-глинистые и песчанистые сланцы. Сланцевые и глинистые песчаники. Крепкие глинистые сланцы с включением колчедана. Мягкие песчаники и известняки | III | 4-6 | 0,4-0,6 |
| Глинистые и углистые сланцы средней крепости, плотный мергель. Слабые песчанистые сланцы. | IV | 2-3 | 0,2-0,3 |
| Трещиноватые, разрыхленные известняки и доломиты. Слабые глинистые и углистые сланцы. Антрацит, крепкий каменный уголь. | V | 2 | 0,15 |

$S_1$=1,3 – коэффициент текстуры породы. Величина коэффициента принята с учетом свойств пород (табл.3);

*Таблица 3*

| Породы | $S_1$ |
|---|---|
| Вязкие, упругие, пористые | 2,0 |
| Дислоцированные с неправильным залеганием и мелкой трещиноватостью, утечка газов через трещины | 1,4 |
| Со сланцевым залеганием и меняющейся крепостью, с напластованием, перпендикулярным направлению шпура | 1,3 |
| Массивные, плотные | 1,0 |
| Мелкослоистые, плотные, без утечек газов | 0,7–0,8 |

$e_1$ – величина, обратная коэффициенту работоспособности ВВ.

$$e_1 = \frac{380}{p} = \frac{380}{320} = 1{,}19$$

p – работоспособность аммонита АП–5ЖВ.

$\upsilon_1$ – коэффициент зажима взорванной породы. Для забоев с одной открытой поверхностью

$$\upsilon_1 = \frac{3\mathbf{l}_ш}{\sqrt{S_в}} = \frac{3 \cdot 2{,}22}{\sqrt{8{,}2}} = 2{,}33.$$

Подставив в уравнение значения параметров ($q_1$, $S_1$, $e_1$, $\upsilon_1$) определим удельный расход ВВ:

$$q = 0{,}5 \cdot 1{,}3 \cdot 1{,}19 \cdot 2{,}33 = 1{,}8 \text{ кг/м}^3.$$

Расход ВВ на всю заходку

$$Q_{зах} = q \cdot V_{зах} = 1{,}8 \cdot 16{,}4 = 29{,}5 \text{ кг}.$$

Число шпуров на забой

$$N = \frac{1{,}27 \cdot q \cdot S_в \cdot \eta}{d^2 \cdot \Delta \cdot K_{зап}},$$

где d = 0,036м – диаметр патрона;

$\Delta$ = 1000 кг/м$^3$ – плотность патронирования. Значения d и $\Delta$ приняты согласно паспортных характеристик аммонита АП–5ЖВ;

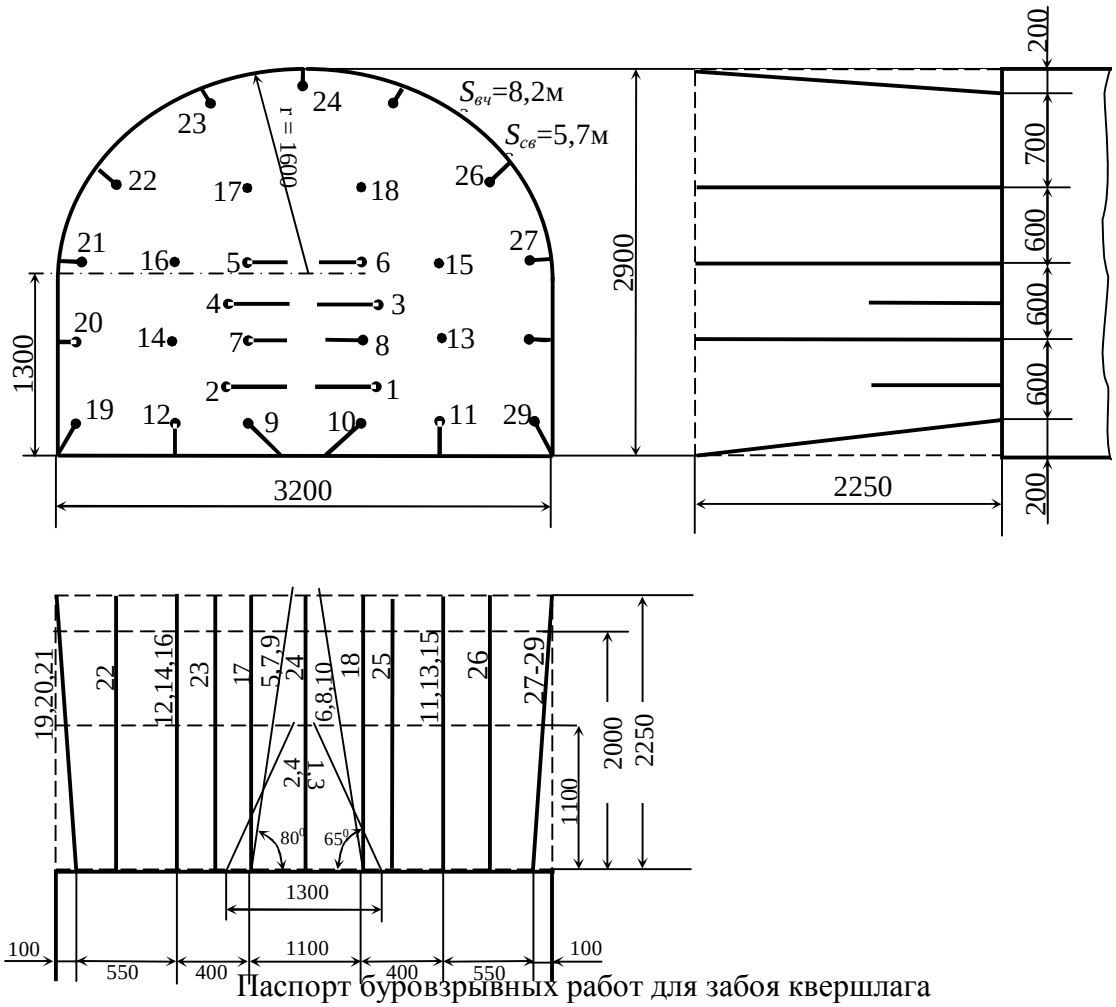
$K_{зап}$= 0,45 – коэффициент заполнения шпуров взрывчатым веществом. Его значение взято как среднее рекомендуемое по забою для шпуров глубиной до 2,5м и при диаметре патронов 45–36мм.

$$N = \frac{1{,}27 \cdot 1{,}8 \cdot 8{,}2 \cdot 0{,}9}{0{,}036^2 \cdot 1000 \cdot 0{,}45} 28{,}9 \approx 29.$$

Средняя величина шпурового заряда

$$Q_ш = \frac{Q_{зах}}{N} = \frac{29{,}5}{29} \approx 1 \text{кг}.$$

Принимаем схему расположения шпуров с центральным двойным клиновым врубом и с четырьмя сериями шпуров: вспомогательных врубовых – четыре, основных врубовых шесть, отбойных шесть и оконтуривающих – 13 (заряды в шпурах вспомогательного вруба по 0,5 кг, в остальных 1 кг.




Паспорт буровзрывных работ для забоя квершлага

## Литература


1. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М: Недра, 1976. –С. 151–158.

**Задача 14.** Определите безопасное по детонации расстояние между хранилищами ВМ по данным таблицы.

| № варианта | Первое хранилище | | | Второе хранилище | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Род ВВ | Масса ВВ $Q_1$, кг | Местоположение | Род ВВ | Масса ВВ $Q_2$, кг | Местоположение |
| ***X*** | I* | 100 | 0* | I | 120 | 0** |

I*–аммиачно–селитренные ВВ и ВВ с содержанием нитроэфиров до 40%;
0**–открытый заряд.

Расстояние ($r_д$), исключающее возможность передачи детонации от взрыва на земной поверхности одного объекта с взрывчатыми материалами-активного заряда к другому такому объекту - пассивному заряду, определяется по формуле:

$$r_д = К_д \cdot \sqrt[3]{Q} \cdot \sqrt[4]{b},$$

где $К_д$ = 0,5 – коэффициент, зависящий от вида взрывчатых материалов зарядов и условий взрыва (см. табл.9 стр.133 «Единых правил безопасности при взрывных работах».);

Q = 120 m – масса активного заряда;

b –меньший линейный размер пассивного заряда (ширина штабеля). Для условий примера принято b =1,6 м.

Учитывая одинаковый род ВВ, одинаковое расположение хранилищ, но большую массу ВВ во втором хранилище, расчет безопасного расстояния произведем только для этого хранилища, как для активного заряда.

Подставив значения Q, b, $К_д$ в уравнение, получим:

$$r_д = 0{,}5 \cdot \sqrt[3]{120} \cdot \sqrt[4]{1{,}6} = 2{,}8 \text{ м}.$$

## Литература

1. Единые правила безопасности при взрывных работах. – Киев: Норматив, 1992. – С. 132–136.

## Список использованных литературных источников


1. Горная энциклопедия/ Гл. ред. Е.А. Козловский; Ред. кол. М.И. Агошков, Н.К. Байбаков, А.С. Болдырев и др.-М.: Сов. Энциклопедия Т.1 Аа-лава-Геосистема. 1984, 560с.
2. Горная энциклопедия / Гл. ред. Е.А. Козловский; Ред. Кол.: М.И. Агошков, Н.К. Байбаков, А.С. Болдырев и др. - М.: Сов. Энциклопедия. Т.2 Геосфера Кенай. 1986, 575с.
3. Горная энциклопедия / Гл. ред. Е.А. Козловский; Ред.кол.: М.И. Агошков, Н.К. Байбаков, А.С. Болдырев и др. - М.: Сов. Энциклопедия. Т.3. Кенчан - ОРТ. 1987, 592с.
4. Горная энциклопедия / Гл. ред. Е.А. Козловский; Ред. Кол.: М.И. Агошков, Н.К. Байбаков, А.С. Болдырев и др. - М.: Сов. Энциклопедия. Т.4 Ортин-Социосфера. 1989, 623с.
5. Горная энциклопедия / Гл. ред. Е.А. Козловский; Ред. Кол.: М.И. Агошков, Н.К. Байбаков, А.С. Болдырев и др. - М.: Сов. Энциклопедия. Т.5 СССР-Яшма. 1991, 541с.
6. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород.- М., Недра, 1973, 286с.
7. Алексеенко С.Ф., Мележик В.П. Физика горных пород. Горное давление.- К.: Вища школа. Головное изд-во, 1987, 279с.
8. Геологический словарь. Т.1, А-М /Алихова Т.Н., Берлин Т.С., Боровиков Л.И. и др.: М, Недра, 1973, 486с.
9. Геологический словарь. Т.2, Н-Я /Алихова Т.Н., Берлин Т.С., Боровиков Л.И. и др.: М, Недра, 1973, 455с.
10. Распределение и корреляция показателей физических свойств горных пород: Справочное пособие/М.М. Протодьяконов, Р.И. Тедер, Е.И. Ильницкая и др. М., Недра, 1981, 192с.

11. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом.- М.-Недра.-1983-344с.
12. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом.- М.-Недра.- 1976-253с.
13. Шевцов М.Р., Таранов П.Я., Левіт В.В., Гудзь О.Г./ Під заг. ред. М.Р. Шевцова Руйнування гірських порід вибухом: Підручник для ВУЗів- 4-е видання перероб. і доп.- Донецьк: Тов. “Лебідь”, 2003 - 553с.
14. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок. М., Недра, 1976,272с.
15. Единые правила безопасности при взрывных работах.- К.- Норматив 1992.- 171с.
16. Мангуш С.К. Взрывные работы при проведении подземных горных выработок: Учебное пособие. М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2002, 120с.
17. Александров В.Е., Шевцов Н.Р., Вайнштейн Б.И. Безопасность взрывных работ в угольных шахтах. М.:Недра, 1986, 156с.
18. Колесов О.А., Стикачев В.И. Взрывные работы в шахтах, опасных по внезапным выбросам. К., Техніка 1987, 167с.
19. Петров Н.Г., Росинский Н.Л. Короткозамедленное взрывание в шахтах. М., Недра, 1985, 270с.
20. Стикачев В.И. Создание предохранительной среды при взрывных работах. М.Недра, 1972, 114с.
21. Стикачев В.И., Чуйков Н.А. О безопасной организации производства сотрясательного взрывания//Уголь Украины, №1, 1982, с. 39-40.

22. Гудзь А.Г., Шепелев А.Т. О контурном взрывании при проведении выработок// Уголь Украины, №12, 1981, с.17.
23. Брюханов А.М. Комплексный подход к предотвращению взрывов и вспышек метана при БВР// Уголь Украины №1, 2005, с.36-37.
24. Песоцкий М.К., Калякин С.А., Песоцкий М.М. Работоспособность взрывчатых веществ и безопасность их применения в шахтах// Уголь Украины №12, 2003, с.40-43.