

## РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

*Председатель*

*Л.А. ПУЧКОВ*

---

*ректор МГТУ,  
чл.-корр. РАН*

*Зам. председателя*

*Л.Х. ГИТИС*

---

*директор  
Издательства МГТУ*

*Члены редсовета*

*И.В. ДЕМЕНТЬЕВ*

---

*академик РАЕН*

*А.П. ДМИТРИЕВ*

---

*академик РАЕН*

*Б.А. КАРТОЗИЯ*

---

*академик РАЕН*

*М.В. КУРЛЕНЯ*

---

*академик РАН*

*В.И. ОСИПОВ*

---

*академик РАН*

*Э.М. СОКОЛОВ*

---

*академик МАН ВШ*

*К.И. ТРУБЕЦКОЙ*

---

*академик РАН*

*В.В. ХРОНИН*

---

*профессор*

*В.А. ЧАНТУРИЯ*

---

*академик РАН*

*Е.И. ШЕМЯКИН*

---

*академик РАН*

## РЕДАКЦИОННЫЙ СОВЕТ

*Председатель*

*Л.А. ПУЧКОВ*

---

*ректор МГТУ,  
чл.-корр. РАН*

*Зам. председателя*

*Л.Х. ГИТИС*

---

*директор  
Издательства МГТУ*

*Члены редсовета*

*И.В. ДЕМЕНТЬЕВ*

---

*академик РАЕН*

*А.П. ДМИТРИЕВ*

---

*академик РАЕН*

*Б.А. КАРТОЗИЯ*

---

*академик РАЕН*

*М.В. КУРЛЕНЯ*

---

*академик РАН*

*В.И. ОСИПОВ*

---

*академик РАН*

*Э.М. СОКОЛОВ*

---

*академик МАН ВШ*

*К.И. ТРУБЕЦКОЙ*

---

*академик РАН*

*В.В. ХРОНИН*

---

*профессор*

*В.А. ЧАНТУРИЯ*

---

*академик РАН*

*Е.И. ШЕМЯКИН*

---

*академик РАН*



33.1  
к 55

Б.Н. Кутузов

# МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

ЧАСТЬ 1  
РАЗРУШЕНИЕ  
ГОРНЫХ ПОРОД  
ВЗРЫВОМ

*Допущено Министерством  
образования и науки Российской Федерации  
в качестве учебника для студентов  
высших учебных заведений, обучающихся  
по специальности «Взрывное дело»  
направления подготовки  
«Горное дело»*



Москва  
Издательство «Горная книга»  
2007

Axborot-resurs markazi  
№ 482-75 / 36

**ВЗРЫВНОЕ ДЕЛО**

УДК 622.233:622.235  
ББК 33.133  
К 95

*Издано при финансовой поддержке Федерального агентства по печати и массовым коммуникациям в рамках Федеральной целевой программы «Культура России»*

*Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых. СанПиН 1.2.1253—03», утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г.*

*Экспертиза проведена Министерством образования и науки Российской Федерации (письмо № 03-1415 от 10 июля 2006 г.)*

**Рецензенты:**

- кафедра «Разработка месторождений полезных ископаемых» (Московский государственный открытый университет);
- проф., д-р техн. наук *С.Д. Викторов* (заместитель директора Института проблем комплексного использования недр РАН)

**Кутузов Б.Н.**

**К 95** Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. — М.: Издательство «Горная книга», 2007. — 471 с.: ил. (ВЗРЫВНОЕ ДЕЛО)

ISBN 978-5-98672-046-3 (в пер.)

Приведены основные свойства горных пород, их классификация применительно к буровым и взрывным работам. Даны краткие сведения о современных способах бурения шпуров и скважин, требования к персоналу, связанному с производством взрывных работ. Рассмотрены характеристики промышленных взрывчатых веществ (ВВ), средства их инициирования. Изложены общие принципы расчета параметров взрывных работ, правила монтажа взрывных сетей, а также общие принципы подготовки и организации взрывов при подземной и открытой разработке, специальных взрывных работ. Рассмотрены принципы регулирования степени дробления горных пород взрывом. Представлены данные о новых станках для бурения взрывных скважин. Дан перечень заводских ВВ и ВВ, изготавливаемых вблизи мест их применения, новых неэлектрических систем инициирования, а также изложены правила организации и безопасности при хранении, транспортировании и подготовке ВМ к применению.

Для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности «Взрывное дело» направления подготовки «Горное дело». Может быть полезен специалистам, занимающимся взрывными работами в промышленности.

УДК 622.233:622.235  
ББК 33.133

ISBN 978-5-98672-046-3

© Б.Н. Кутузов, 2007  
© Издательство «Горная книга», 2007  
© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2007

## ВВЕДЕНИЕ

Дальнейшее развитие горно-добывающей промышленности будет происходить на базе открытого и подземного способов добычи с последующей реализацией комплексного использования сырья и применении энергосберегающих технологий. Открытая разработка отличается от подземной более высокой производительностью труда при меньших капитальных затратах, а также применением более мощных горных машин.

Начальным процессом технологии добычи твердого минерального сырья является его отделение от массива и дробление на куски определенных размеров. В настоящее время универсальным и практически единственным высокоэффективным способом подготовки скальных пород к выемке с коэффициентом крепости  $f > 6$  по классификации М.М. Протодьяконова является разрушение пород энергией взрыва. Этот способ останется доминирующим и на перспективу 20—30 лет, если за это время не будут открыты какие-либо принципиально новые способы разрушения скальных пород с реализацией больших мощностей. Это объясняется тем, что при взрыве заряда промышленного ВВ массой 1 кг выделяется практически мгновенно мощность более 70 млн кВт, а при использовании механических, электрических, магнитных и других способов разрушения пород реализуемая мощность составляет только сотни кВт. Именно поэтому эффективность разрушения особенно крепких пород взрывом не соизмеримо выше, чем другими способами.

Для ведения взрывных работ в массиве пород бурят шпуровые скважины или проходят камеры, в которых размещают, а затем взрывают заряды ВВ. Трудоемкость буровзрывных работ составляет 10—20 % общей трудоемкости добычи. С увеличением

крепости пород относительная трудоемкость буровзрывных и в первую очередь буровых работ возрастает.

Качество взрыва характеризуется в основном равномерностью и крупностью дробления скального массива, процентом выхода крупных негабаритных кусков, состоянием подошвы уступа, стенок подземных выработок, шириной развала горной массы. Являясь начальным процессом технологии добычи, взрывание определяет эффективность всех последующих процессов: погрузки, транспортирования, механического дробления и переработки минерального сырья. В настоящее время горные предприятия оснащаются мощными высокопроизводительными буровыми станками и каретками, экскаваторами и погрузочными машинами, автосамосвалами и думпкарами. При обычной технологии добычи с использованием для транспортирования породы вагонеток, автосамосвалов или думпкаров время их загрузки благодаря хорошему дроблению породы взрывом уменьшается в 1,5—2 раза, а надежность и долговечность их работы возрастают в 2—3 раза. Внедрение на крупных карьерах прогрессивной циклично-поточной технологии, когда транспортирование горной массы из карьера производится мощным ленточным конвейером, эффективность ее функционирования в значительной степени зависит от обеспечения интенсивного и равномерного дробления горных пород взрывом.

За последние годы на горных предприятиях обновляется ассортимент промышленных ВВ: вместо порошкообразных ВВ широко применяют гранулированные ВВ заводского изготовления — гранулиты, граммониты (современное название зерногранулитов), уменьшается объем применения гранулола и алюмотола из-за их высокой стоимости и ручного заряжания; все шире внедряется механизированное заряжание скважин и шпуров. Увеличивается использование ВВ,готавливаемых горными предприятиями на пунктах, распо-

ложенных в непосредственной близости от мест их применения, или в зарядных машинах непосредственно на заряжаемых блоках. Это обычные и металлизированные игданиты на основе гранулированной, в том числе пористой аммиачной селитры, водосодержащие ВВ акватола, карбатолы, горячельющиеся, суспензионные и особенно эмульсионные ВВ. Объем использования ВВ «местного» изготовления достигает более 50 % потребляемых ВВ. Практически все крупные карьеры (ГОКи) перешли на применение эмульсионных ВВ. Все это обеспечивает повышение качества и эффективности взрывов, но одновременно повышает требования к квалификации персонала, выполняющего взрывные работы, к проектной документации по взрывам, способствует быстрейшему внедрению новых научно-технических достижений в области интенсификации дробления горных пород при массовых взрывах, а также применению ЭВМ при расчетах параметров взрывания и выборе оптимального варианта отбойки.

Взрывные работы на карьерах, подземных шахтах и рудниках, а также других объектах должны вестись в строгом соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» и «Техническими правилами ведения взрывных работ», регламентирующими основные действия и приемы обращения с ВМ, знание которых обязательно для руководителей и производителей взрывных работ. Учебник написан в соответствии с этими правилами и программой курса «Методы ведения взрывных работ».

Часть 1 учебника подготовлена с учетом изменений, происшедших в ассортименте ВВ, технике и технологии взрывных работ после выхода третьего издания в 1992 году. В данном, четвертом издании большое внимание уделено вопросам безопасности выполнения взрывов, методам управления дроблением, механизации взрывных работ, принципам ее применения на предприятиях различной производственной мощности.

Сведения, приведенные в учебнике по вопросам безопасности взрывных работ, написаны с учетом действующих «Единых правил безопасности при взрывных работах» (Ростехнадзор, 2001 г.), а также ведомственных инструкций, изданных до 2006 г.

Автор выражает благодарность рецензентам рукописи за ценные замечания, позволившие внести в рукопись ряд полезных дополнений и уточнений.

Автор будет признателен за замечания и предложения, направленные на дальнейшее улучшение содержания книги.

## **ОСНОВНЫЕ ТЕРМИНЫ И ПОНЯТИЯ**

Отбойка и дробление скальных пород при их разработке производятся с помощью зарядов ВВ, размещаемых в шпурах, скважинах или камерах.

**ШПУР** — искусственное цилиндрическое углубление в горной породе или бетоне, кирпичной кладке диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м, пробуренное, как правило, бурильным молотком или сверлом.

**СКВАЖИНА** — искусственное цилиндрическое углубление диаметром более 75 мм при глубине до 5 м и любого диаметра при глубине более 5 м, пробуренное, как правило, буровым станком.

Для размещения больших зарядов ВВ (от нескольких до сотен и тысяч тонн) проходятся с поверхности выработки, в которых создают специальные камеры, как правило, прямоугольной или сводчатой формы поперечного сечения. Они проходятся из горизонтальных выработок — штолен — сечением не менее  $1,2 \text{ м}^2$  или из вертикальных — шурфов — сечением не менее  $1,0 \text{ м}^2$ . Объем выработок составляет от 10 до  $1000 \text{ м}^3$  и более.

**БУРЕНИЕ** — процесс последовательного разрушения породы буровым инструментом на забое шпура или скважины и удаления продуктов разрушения на поверхность водой, воздухом или шнеками.

**БУРОВЫЕ РАБОТЫ** — совокупность технологических операций по установке буровой машины на ось скважины, бурение ее на полную глубину, подъем бурового става и переезд на точку расположения следующей скважины.

**БЕЗОПАСНЫЕ РАССТОЯНИЯ** при взрывных работах определяются по специальным методикам для людей и оборудования. За пределами этих расстояний при выполнении взрыва в соответствии с проектом (паспортом) исключается травмирование людей и повреждение оборудования.

**ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ** — совокупность технологических операций по подготовке и производству взрыва: составление проекта, доставка ВМ на заряжаемый блок, зарядание и забойка скважин, шпуров или камер с установкой в них детонаторов, монтаж взрывной сети (цепи) и ее инициирование при условии удаления всех людей на безопасное расстояние от взрыва.

**ВЗРЫВНИК** — рабочий определенного возраста, стажа работы на горном предприятии, образования, допущенный медиками к обращению с ВМ, получивший «Единую книжку взрывника», дающей ему право после месячной стажировки на самостоятельное получение ВМ и ведение взрывных работ.

**БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ** — совокупность технологических операций, выполняемых при буровых и взрывных работах.

**ЗАБОЙКА** — процесс заполнения свободной части зарядной полости (шпура, скважины или камеры) инертным забоечным материалом, препятствующим при взрыве преждевременному вылету из нее газов взрыва, продуктов детонации и улучшающим за счет этого эффективность работы взрыва. Так же называют инертный материал для производства забойки (песок, глина, мелкая порода и т.д.).

**ЗАРЯД ВВ** — определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву, с введенным в него инициатором. Величина (масса) заряда указывается в килограммах или тоннах.

**ЗАРЯЖАНИЕ** — процесс размещения заряда в зарядной камере.

**НАКЛАДНЫМ** (наружным) называют заряд, размещаемый на поверхности взрываемого объекта.

**ВНУТРЕННИМ** называют заряд, размещенный внутри взрываемого объекта, в шпурах, скважинах или камерах.

**СОСРЕДОТОЧЕННЫМ** называют заряд, имеющий форму куба или шара. Такой заряд может иметь форму цилиндра, длина которого не превышает его трех диаметров, или параллелепипеда с тем же соотношением размеров. Если длина заряда больше указанных величин, то его называют **УДЛИНЕННЫМ** (колонковым).



**СПЛОШНЫМ** называют заряд, не разделенный промежутками.

**РАССРЕДОТОЧЕННЫМ** называют заряд, отдельные части которого разделены промежутками (участками) воздуха, воды, породы, дерева и т.п.

**ВЗРЫВЧАТЫМИ ВЕЩЕСТВАМИ** называют химические соединения или механические смеси, которые под действием внешнего импульса (нагревание, удар, искры огня) способны взрываться. Взрыв промышленных ВВ протекает в форме детонации, которая распространяется со сверхзвуковой скоростью по всей массе ВВ.

**ВЗРЫВОМ ВВ** называют его чрезвычайно быстрое (сверхзвуковое) химическое превращение, при котором выделяются тепло и большое количество сжатых газов, способных производить механическую работу разрушения и перемещения окружающей среды.

**ВЗРЫВООПАСНЫЕ ГАЗЫ** — горючие газы, способные образовать с воздухом взрывчатую смесь. В рудничной атмосфере могут находиться следующие взрывчатые газы: бутан, водород, метан, оксиды углерода, пропан, сероводород, этан, этилен и другие углеродные газы и пары.

**ВЗРЫВАНИЕ** — процесс инициирования зарядов в заданной последовательности способами, обеспечивающими безопасность и эффективность выполнения этих работ.

**ДЕТОНАЦИЯ** — распространение взрыва по заряду ВВ с постоянной сверхзвуковой скоростью, обусловленное прохождением детонационной волны.

**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.

**УДАРНАЯ ВОЛНА** — однократный скачок уплотнения, распространяющийся по среде со сверхзвуковой скоростью, на фронте которого происходит мгновенное изменение (увеличе-

ние) давления плотности и температуры среды. При этом частицы среды движутся вслед за фронтом ударной волны.

Для возбуждения взрыва зарядов промышленных ВВ в них размещают средства инициирования (капсюли-детонаторы, электродетонаторы, детонирующий шнур) или специальные промежуточные детонаторы.

**ВЗРЫВЧАТЫМИ МАТЕРИАЛАМИ (ВМ)** называют совокупность ВВ и средств инициирования, включая промежуточные детонаторы.

**СРЕДСТВА ИНИЦИИРОВАНИЯ (СИ)** — небольшие заряды высокочувствительных ВВ, размещенные в гильзах (капсюли и электродетонаторы) или шнурах (детонирующие шнуры) с вмонтированным в них или подсоединенным к ним средством возбуждения их детонации, которая порождает взрыв (детонацию) зарядов промышленных ВВ. Для низкочувствительных ВВ применяют промежуточные детонаторы массой 400—800 г, изготовленные из прессованного тротила или смеси тротила с гексогеном, баллиститного пороха и др.

**КАПСЮЛЬ-ДЕТОНАТОР** — небольшой заряд чувствительных инициирующих ВВ, размещенный в металлической или картонной гильзе.

**ЭЛЕКТРОДЕТОНАТОР** — совокупность капсюля-детонатора с вмонтированным в нем электровоспламенителем. В электродетонаторах короткозамедленного и замедленного действия между инициирующим ВВ и электровоспламенителем размещен замедляющий состав, сгорающий за строго определенное время.

**ДЕТонирующий шнур** — шнур с сердцевиной из мощного чувствительного ВВ, предназначенный для инициирования зарядов ВВ непосредственно или с помощью промежуточных детонаторов. Взрывается от КД или ЭД.

**ОГНЕПРОВОДНЫЙ ШНУР** — шнур с прессованной пороховой сердцевиной, которая горит с определенной скоростью. Предназначен для инициирования капсюлей-детонаторов через требуемое время с момента поджигания шнура.

**ЗАЖИГАТЕЛЬНАЯ ТРУБКА** — капсуль-детонатор с введенным и закрепленным в нем отрезком огнепроводного шнура — предназначен для огневого или электроогневого инициирования зарядов ВВ.

**ОГНЕВОЕ ВЗРЫВАНИЕ** — способ инициирования зарядов с помощью зажигательных трубок, огнепроводные шнуры которых поджигаются взрывником непосредственно или с использованием зажигательных патронов.

**ЗАЖИГАТЕЛЬНЫЙ ПАТРОН** — картонный стаканчик с пороховой лепешкой на дне, позволяющей поджигать одновременно несколько отрезков шнуров зажигательных трубок.

**ЭЛЕКТРООГНЕВОЕ ВЗРЫВАНИЕ** — способ инициирования зарядов с помощью зажигательных трубок, огнепроводные шнуры которых поджигаются электровоспламенителями.

**ЭЛЕКТРОЗАЖИГАТЕЛЬНЫЙ ПАТРОН** — зажигательный патрон с вмонтированным в пороховой лепешке электровоспламенителем.

**ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ВЗРЫВАНИЕ** — способ инициирования зарядов с помощью детонаторов, соединенных в электровзрывную сеть (цепь).

**НЕЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ ВОЛНОВОДНЫЕ СИСТЕМЫ ИНИЦИИРОВАНИЯ** («СИНВ “Нонель”») — комплекс средств, состоящих из трубчатого волновода детонаторов малой мощности для монтажа сети и повышенной мощности для инициирования шашек промежуточных детонаторов или зарядов ВВ, разветвителей сети и средств инициирования волновода (КД, ЭД, устройства конденсаторного типа или с капсулем-жевелом). По существу, это аналог сети из ДШ.

**ТРУБЧАТЫЙ ВОЛНОВОД** — одно- или многослойная трубка, на внутренней поверхности которой напылен тонкий слой инициирующего состава, передающий взрывную волну со скоростью ~2000 м/с без разрушения трубки, надежно инициируя все детонаторы системы.

**ВЗРЫВНАЯ СЕТЬ** представляет собой соединение по определенной схеме инициаторов зарядов наружных, шпуровых, скважинных или камерных. При электрическом и электроогне-

вом взрывании — это сеть из проводов с детонаторами и подсоединенным к ним источником тока. При взрывании детонирующим шнуром это магистральные линии ДШ с подсоединенными к ним отрезками ДШ от боевиков зарядов ВВ. При «СИНВ “Нонель”» — это смонтированная сеть из волновода с детонаторами малой мощности, от которой идут волноводы к зарядам ВВ или ПД с детонаторами повышенной мощности.

**ДЕТОНАТОР** — средство для возбуждения детонации в заряде промышленного ВВ. Это штатные СИ (КД, ЭД и ДШ), патроны-боевики и промежуточные детонаторы.

**ПАТРОН-БОЕВИК** — патрон ВВ с введенным в него КД, ЭД или обвязанный детонирующим шнуром. От патрона-боевика детонируют остальные патроны ВВ в заряде.

**ПРОМЕЖУТОЧНЫЙ ДЕТОНАТОР** — небольшой заряд ВВ (от 0,2 до нескольких килограммов), предназначенный для инициирования зарядов низкочувствительных промышленных ВВ (гранулированных, водосодержащих), которые не детонируют от штатных средств инициирования. ПД безотказно детонируют от штатных СИ.

**ДОСТАВКА ВМ** — совокупность погрузочных, транспортных и разгрузочных операций с использованием железнодорожного, авто- и других видов транспорта, а также перенос персоналом ВВ и СИ.

**ЕДИНАЯ КНИЖКА ВЗРЫВНИКА** — удостоверение, получаемое рабочим, имеющим производственный стаж, после обучения на курсах, сдачи квалификационной комиссии экзамена и прохождения месячной стажировки под руководством опытного взрывника, дающее ему право самостоятельного получения ВМ и ведения взрывных работ.

**МАСТЕР-ВЗРЫВНИК** — рабочий-взрывник, имеющий право самостоятельного получения ВМ и ведения взрывных работ в условиях угольных шахт, опасных по взрыву газа или пыли. Имеет бóльший возраст и стаж работы, чем взрывник.

**ПЕРСОНАЛ ДЛЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ** — инженерно-технические работники, взрывники и вспомогательные рабочие, которые руководят подготовкой и организацией проведения взры-

ва, выполняют зарядание, забойку зарядов, монтаж и проверку взрывных сетей, охрану запретной и опасной зон, подачу сигналов, осматривают и обеспечивают приведение забоя в безопасное состояние, ликвидируют в случае обнаружения отказавшие заряды.

**ПАСПОРТ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ** — инструктивный документ, регламентирующий порядок производства буровых и взрывных работ шпуровым методом при проведении подземных выработок и других небольших взрывов на земной поверхности, содержащий схему расположения шпуров, их число и диаметр, глубину и угол наклона к продольной оси выработки, наименование ВВ и СИ, массу зарядов, количество и величину интервалов замедления при взрывании, материал забойки и ее длину, величину радиуса зоны, опасной по разлету кусков породы, указания о месте укрытия взрывника (мастера-взрывника) и рабочих на время взрыва, времени для проветривания забоя, расположения постов оцепления.

**ТИПОВОЙ ПРОЕКТ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ** — совокупность документов, в которых приведена классификация разрабатываемых пород по взрываемости, расчетные удельные расходы ВВ для каждой категории, диаметр, сетка расположения скважин, величина зарядов, схема взрывания блоков, организация работ и распорядок работ при подготовке и проведении взрыва, сигнализация и охрана опасной зоны. Указаны ответственные лица за каждый вид работы.

**ЯДОВИТЫЕ ГАЗЫ** образуются в основном при взрыве зарядов ВВ:  $\text{NO}_2$  и  $\text{CO}$ . На некоторых рудниках из массива пород выделяются сероводород, аммиак. Установлены предельно допустимые концентрации для каждого из ядовитых газов с учетом его токсичности.

**МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД** — определенный участок горных пород в его естественном состоянии. Трудность разрушения и интенсивность дробления массива пород взрывом зависят в основном от его крепости, трещиноватости, числа открытых поверхностей.

**КРЕПОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД** — способность пород сопротивляться разрушению под действием внешних усилий (при

бурении, взрывании, резании и т.п.), характеризуемая чаще всего коэффициентом крепости.

**КОЭФФИЦИЕНТ КРЕПОСТИ ПОРОД  $f$**  (по шкале проф. М.М. Протодяконова) показывает, во сколько раз данная порода крепче другой, принятой за единицу. Коэффициент  $f$  допускается определять как частное от деления предела прочности породы на одноосное сжатие на 100 (кгс/см<sup>2</sup>), или на 9,8 (МПа).

**ТРЕЩИНОВАТОСТЬ** — совокупность трещин, разделяющих массив горных пород на куски (отдельности) различных размеров (от десятков миллиметров до нескольких метров). Чем крупнее отдельные, содержащиеся в массиве, тем, как правило, крепость их выше, тем труднее разрушить (раздробить) массив на куски требуемых размеров.

Для оценки сопротивляемости массива разрушению при бурении и взрывании применяют понятия буримость и взрываемость горных пород.

**БУРИМОСТЬ** — сопротивляемость горной породы разрушению при бурении, характеризуемая чистой скоростью бурения при стандартных условиях опыта.

**ВЗРЫВАЕМОСТЬ** — сопротивляемость горных пород разрушению при взрывании, характеризуемая расходом ВВ на 1 м<sup>3</sup> раздробленного массива до кусков определенной крупности или на образование воронки выброса зарядом определенной формы.

На каждом карьере мощность погрузочного и транспортного оборудования рассчитана на куски породы определенной крупности. На прием кусков таких же размеров рассчитана дробилка на фабрике, перерабатывающей полезное ископаемое. При взрывании массив, как правило, разрушается на куски, часть которых превышает допустимый размер, поэтому взорванную породу при погрузке принято разделять на **КОНДИЦИОННУЮ** (габаритную), соответствующую по крупности требованиям предприятия, и **НЕКОНДИЦИОННУЮ** (негабаритную), размер кусков которой превышает установленные пределы по крупности.

На карьерах стройматериалов к некондиционной породе относят также мелкие фракции, идущие в отходы.

**ЛИНИЯ НАИМЕНЬШЕГО СОПРОТИВЛЕНИЯ** — кратчайшее расстояние от центра (оси) заряда до ближайшей открытой поверхности.

**СОПРОТИВЛЕНИЕ ПО ПОДОШВЕ УСТУПА** — расстояние от оси скважины (шпура, камеры) до открытой поверхности уступа на уровне отметки его нижней площадки (подшвы).

**БУРОВЗРЫВНЫЕ** работы на горных предприятиях разделяются на **ОСНОВНЫЕ**, или **ПЕРВИЧНЫЕ**, при которых производятся отделение и дробление части массива породы, и **ДОПОЛНИТЕЛЬНЫЕ**, или **ВТОРИЧНЫЕ**, при которых производятся дробление негабарита, выравнивание неровностей уступов подошвы или стенок выработок, ликвидация «навесов», «заколов» и т.п.

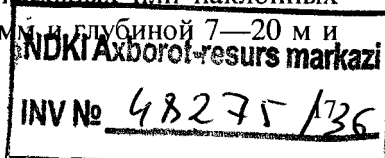
Первичные буровзрывные работы производятся следующими методами.

#### НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ И РУДНИКАХ:

- удлиненными зарядами в шпурах диаметром 36—60 мм глубиной 2—5 м при проходке выработок, отбойке угля и мало-мощных рудных тел;
- удлиненными зарядами в скважинах диаметром 60—105 (150) мм глубиной 10—40 м при проходке восстающих, торпедировании угольного пласта, отбойке рудных тел средней и большой мощности;
- сосредоточенными зарядами величиной от 1 до 10 и более тонн в камерах или скважинах большого диаметра (0,7—1,0) м для отбойки мощных легкодробимых руд, разрушения потолочин и целиков.

#### НА КАРЬЕРАХ:

- удлиненными зарядами в вертикальных или наклонных скважинах диаметром 100—300 (400) мм и глубиной 7—20 м и более на средних и крупных карьерах;



- удлиненными зарядами в шпурах диаметром до 70 мм и глубиной до 5 м на карьерах малой производственной мощностью (до 100 тыс. т/год);

- котловыми зарядами в скважинах и шпурах. Для этого скважины и шпуры в донной части перед их заряданием предварительно «простреливаются» небольшими зарядами и основные заряды помещаются в образующихся при прострелке в нижней части скважины или шпура котловых расширениях. На отдельных карьерах применяют расширение нижней части скважины, где размещается заряд, с 200—250 до 350—600 мм механическими (шарошечными) или огневыми (в кварцсодержащих породах) расширителями;

- камерными сосредоточенными зарядами массой от нескольких до тысяч тонн в горизонтальных штольнях или вертикальных шурфах. Камерные заряды чаще всего применяют для взрывания на выброс или сброс больших масс породы.



## КРАТКАЯ ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Развитие буровзрывных работ (взрывного дела) происходило в следующих основных направлениях:

- создание промышленных ВВ и средств их инициирования;
- создание средств бурения шпуров и скважин;
- разработка классификаций горных пород для оценки их сопротивляемости разрушению при бурении и взрывании;
- разработка теорий детонации промышленных ВВ и разрушения горных пород при их бурении и взрывании.

Первым известным человеку ВВ был черный порох, который использовали вначале для фейерверков, позже для заряжания огнестрельного оружия.

Применение пороха в западных странах и Египте относится к XII—XIII вв. В России порох начали применять в XVI в. для подрывания на реках скал и камней, мешавших судоходству.

Для подрыва крепостных стен подземными зарядами черный порох впервые применен при осаде Будапешта (1489 г.) и Казани (1552 г.).

В горном деле черный порох для заряжания шпуров применен впервые в 1627 г. в Германии при проведении штольни.

Бурное развитие промышленности во второй половине XIX в. привело к созданию и производству новых мощных ВВ и СИ. Вот некоторые основные даты: в 1779 г. А.А. Мусин-Пушкин опубликовал один из первых трудов по технологии изготовления ВВ; в 1812 г. в России П.Л. Шиллинг впервые применил электрический воспламенитель для взрывания пороховых зарядов; в 1831 г. в Англии Бикфорд изобрел огнепроводный шнур; в 1846 г. в Италии А. Сорберо получил тринитроглицерин. В 1853 г. в России Н.Н. Зининым и В.Ф. Петрушевским было предложено ВВ на основе тринитроглицерина, аналогичное по составу динамитам.

Шведский инженер А. Нобель в 1866 г. запатентовал и начал выпускать динамиты на основе тринитроглицерина с добавками 25 % кизельгура (инфузорной земли). В 1867 г. Нобель запатентовал детонатор (в виде трубки с зарядом гремучей ртути) под названием «запал Нобеля». В 1867 г. шведскими химиками И. Ольсеном и И. Норбином были открыты ВВ на основе аммиачной селитры, получившие в дальнейшем название аммонитов. Однако Нобель купил этот патент и более чем на 20 лет задержал внедрение аммиачно-селитренных ВВ в промышленность.

В 1885 г. в качестве ВВ стали использовать пикриновую кислоту, которую до этого использовали как желтый краситель для тканей. С 1887 г. начали применять тетрил, который с 1906 г. является основным вторичным иницирующим ВВ для изготовления капсулей-детонаторов и электродетонаторов.

Детонирующий шнур для иницирования зарядов ВВ изобретен в 1879 г.

С 1891 г. начали применять тротил, полученный в 1863 г. Это ВВ было основным для снаряжения боеприпасов в первой и второй мировых войнах. Применяется как основной активный компонент в аммонитах, как самостоятельное ВВ в гранулированном виде (гранулотол). Наиболее мощные ВВ гексоген и ТЭН были получены в конце XIX в. ТЭН применяется для изготовления капсулей-детонаторов с начала XX в., а с 1930 г. — для изготовления детонирующего шнура. Гексоген как ВВ применяется с 1920 г. Область применения этих ВВ расширяется. С 30-х годов в нашей стране происходит замена нитроглицериновых динамитов на более безопасные аммиачно-селитренные ВВ: аммониты (смесь тротила, селитры и горючего) и динамоны (смесь селитры и горючего). Эти ВВ к концу 40-х годов стали основными для карьеров.

Большая заслуга в разработке аммонитов и динамитов принадлежит канд. техн. наук В.А. Ассонову. Динамоны, известные с 30-х годов, особенно широко применялись в период Великой Отечественной войны, когда страна испытывала недостаток в других ВВ.

В 30-х годах Г.П. Демидюком, Б.Д. Росси были испытаны смеси из аммиачной селитры и жидкого керосина, получившие название керосиниты, но не нашедшие в то время промышленного применения. С 1953 г. динамоны в СССР не применяются из-за расслаиваемости заряда в скважине при зарядании. К применению ВВ, не содержащих тротил, отечественная промышленность приступила снова в конце 50-х годов на основе работ академика Н.В. Мельникова, проф. Г.П. Демидюка и других специалистов, исследовавших взрывчатые свойства смеси 94 % гранулированной аммиачной селитры и 6 % солярового масла, получивших название по разработчику — институту ИГД АН СССР — игданиты.

С середины 50-х годов начата разработка группы аммиачно-селитренных ВВ заводского изготовления: мощных скальных аммонитов с добавками гексогена, гранулитов и граммонитов на основе гранулированной аммиачной селитры, грубодисперсных водосодержащих и горячельющихся ВВ. Пониженная по сравнению с порошкообразными чувствительность гранулированных ВВ, хорошая сыпучесть и малое пыление при зарядке позволили успешно решить задачи механизации взрывных работ на карьерах и рудниках. Для инициирования зарядов ВВ пониженной чувствительности созданы промежуточные детонаторы в виде прессованных или литых цилиндрических шашек из тротила и сплава тротила с гексогеном. Для взрывания обводненных массивов созданы гранулированные тротил (гранулотол) и алюмотол. Разработаны и широко внедрены пиротехнические замедлители типа КЗДШ, а затем РПД для короткозамедленного взрывания с помощью ДШ.

С 50-х годов в зарубежных странах и в СССР начинают разрабатывать зарядчики пневматические и механические (толкающего и бросающего типов) для зарядания восстающих шпуров и скважин патронированными ВВ. Более широкое развитие механизация взрывных работ получила одновременно с широким внедрением на подземных и открытых горных работах пригодных для этих целей гранулированных ВВ (смесевые ВВ АС-ДТ (аммиачная селитра + дизельное топливо): игданиты, гранулиты

и гранулированные смеси тротила и селитры: граммониты, а затем для льющихся водосодержащих (типа акватолов 20Г, ифзанитов) и эмульсионных ВВ (типа эмулитов и порэмитов). Рядом отечественных институтов (Гипроникель, НИПИгормаш, Казахский политехнический, ВНИИцветмет и др.) созданы и выпущены промышленностью несколько типов пневматических зарядчиков и зарядных машин, которые позволили полностью механизировать для гранулированных ВВ зарядание шпуров, восстающих и нисходящих скважин на подземных рудниках и карьерах. Применены в хранилищах складов ВМ аккумуляторные, а на открытых площадках дизельные вилочные погрузчики на пневмоколесном ходу, позволившие механизировать разгрузочно-погрузочные работы с мешками и мягкими большегрузными контейнерами с ВВ на складах. КазПИ и ППП Кривбассвзрывпромом разработаны растаривающие установки для мешков с ВВ и для мягких контейнеров. Казахским политехническим институтом разработаны типовые схемы механизации взрывных работ. Большой вклад в создание новых ВВ и средств их механизированной переработки и зарядания сделан академиком Н.В. Мельниковым, профессорами Г.П. Демидюком, Э.И. Ефремовым, В.И. Емекеевым, Е.Г. Барановым, А.М. Бейсебаевым, М.Ф. Друкованным, И.Е. Ерофеевым, А.Н. Ханукаевым и многими другими.

В середине XIX века создана первая классификация горных пород рудников Колывано-Воскресенских заводов на Урале по трудоемкости их добычи (добываемости) и буримости станками ударно-канатного бурения.

Проф. М.М. Протодьяконов в 1911 г. опубликовал первую научно обоснованную классификацию горных пород по коэффициенту их крепости, до настоящего времени широко применяемую в горной промышленности страны.

В 40—50-х годах проф. А.Ф. Сухановым разработаны методические основы и созданы единые классификации горных пород по буримости и взрываемости, которые явились методической основой для составления таких классификаций для отдельных предприятий и бассейнов нормирования этих видов работ.

На основе базовых свойств горных пород акад. В.В. Ржевский разработал фундаментальные основы составления и дал классификацию горных пород по трудности их разрушения при бурении и взрывании.

Эти работы позволяют, исходя из свойств пород, рассчитывать рациональные режимы бурения, параметры взрывания, затраты на погрузку и переработку полезных ископаемых и являются дальнейшим развитием работ в области классификации пород.

Расчетные методы при взрывании широко применялись французскими военными инженерами в минноподрывном деле с XVII века. В дальнейшем формулы, выведенные для условий взрывания грунтов, стали применять в горном деле.

М.В. Ломоносов в 1749 г. впервые дал физическое объяснение явления взрыва и его действия на окружающую среду. В 1871 г. М.М. Боресков на основе работ М.М. Фролова предложил формулу для расчета заряда на выброс, которой широко пользуются до настоящего времени.

Особенно крупные успехи в развитии теории и практики взрывных работ достигнуты после революции 1917 г. Советские ученые академики Н.Н. Семенов, Я.Б. Зельдович, Ю.Б. Харитон, М.А. Садовский, М.А. Лаврентьев, Н.В. Мельников, чл.-корр. АН СССР Л.С. Компанеев и другие выполнили цикл фундаментальных работ, связанных с детонацией зарядов ВВ, действием взрыва в непосредственной близости от заряда и на разных расстояниях от него. Большой вклад в анализ физических явлений, связанных с действием взрыва на горную породу, а также в создание методов расчета заряда для различных условий сделали доктора технических наук А.Ф. Беляев, Ф.А. Баум, Б.М. Шехтер, К.К. Андреев, Г.П. Демидюк, М.М. Докучаев и др.

Интересные работы по моделированию действия взрыва методами электрогидродинамических аналогий (ЭГДА) выполнены проф. О.Е. Власовым.

Фундаментальные исследования механизма разрушения горных пород взрывом проведены проф. Г.И. Покровским и развиты в трудах профессоров А.Н. Ханукаева, В.Н. Мосинца,

Ф.И. Кучерявого, чл.-корр. АН УССР Э.И. Ефремова, проф. М.Ф. Друкованного и др.

С 1952 г. на карьерах СССР начинает внедряться короткозамедленное взрывание, которое обеспечило переход от однорядного к многорядному взрыванию, существенно увеличило масштабы взрывов и улучшило степень дробления пород.

Проводятся систематические исследования по разработке методов регулирования степени дробления горных пород на карьерах. Изучается изменение степени дробления различных по трещиноватости и крепости горных пород в зависимости от диаметра заряда, расхода и типа ВВ, сетки расположения и конструкции зарядов, интервала и схемы замедления, точки инициирования и т.д. Эти работы являются научно-инженерной основой для проведения взрывов с получением заданной крупности дробления массива.

Большую работу по применению взрывов на выброс и сброс проводили специалисты ИФЗ АН СССР и треста «Союзвзрывпром» акад. В.В. Адушкин, проф. М.М. Докучаев, В.Н. Родионов, канд. техн. наук Ф.А. Авдеев и др. В 1952—1953 гг. взрывами трех серий зарядов на выброс на Алтын-Топканском полиметаллическом месторождении при ЛНС отдельных зарядов, превышающих 50 м, и величине зарядов до 1600 т было взорвано и выброшено более 1 млн. м<sup>3</sup> скальных пород.

За счет этого срок ввода карьера в эксплуатацию сократился на 16 месяцев, а стоимость вскрытия запасов руды снижена на 40 %.

В 1966—1967 гг. на р. Малая Алмаатинка в ущелье Медео были проведены взрывы двух серий зарядов для создания противоселевой плотины с целью защиты г. Алма-Аты. Общая масса зарядов первого взрыва правого берега 5290 т при ЛНС основного заряда 85 м, а второго, левобережного, взрыва — 394, 6 т при ЛНС 46 м. Таким образом, взрывом разрушено и сброшено в тело плотин около 3 млн. м<sup>3</sup> скальных пород (1,6 млн. м<sup>3</sup> первым и 1,4 млн. м<sup>3</sup> вторым) и была образована плотина средней высотой 84 м, шириной поверху около 100 м и понизу около 500 м. Эта плотина в 1973 г. задержала селевой поток огромной

мощности (5 млн.м<sup>3</sup>) и спасла г. Алма-Ату от катастрофических разрушений.

В 1968 г. на реке Вахш взрывом на сброс серий зарядов общей величиной 2000 т образована каменно-набросная плотина. Объем плотины около 1,5 млн. м<sup>3</sup>.

Большие объемы грунтов были выброшены взрывами на выброс при строительстве Аму-Бухарского канала и других мелiorативных сооружений в Средней Азии.

В разработке научно-инженерных основ применения крупных взрывов на выброс и сброс ученые стран СНГ занимают ведущее место в мире.

При подземной разработке рудных месторождений с 1935 г. в СССР начинает применяться (комбинаты «Апатит» и «Кривбасс») скважинная отбойка руд, которая оказалась в несколько раз эффективнее по сравнению со шпуровой отбойкой. С 50-х годов на рудниках СССР применяются скважины диаметром 105 мм, которыми в настоящее время отрабатывается более 50 % руд черных и цветных металлов. С конца 60-х годов на месторождениях ценных руд внедряется техника для бурения скважин диаметром 60—80 мм, а для мощных месторождений железных руд (Таштагол, Кривой Рог) рассматривается эффективность применения скважин диаметром 200 мм и более. Ряд рудников за рубежом (в Канаде, Швеции) также переходят на применение взрывных скважин увеличенного (100—125 мм) диаметра по сравнению с 60—70 мм. Интересные работы, давшие значительный экономический эффект, проведены на подземных рудниках по применению предложенного проф. В.Р. Именитовым взрывания «в зажиме», а также ПО «Сибруда» и ВостНИГРИ по применению пучков полукольцевых параллельных скважин, на проходке восстающих и отбойке руд на высоту до 20 м и более.

На многих крупных рудниках и карьерах широко применяется механизация заряжения скважин гранулированными бес-тротиловыми и тротилсодержащими ВВ вместо патронированных аммонитов.

Определенные изменения произошли в области взрывных работ при проведении выработок. С внедрением буровых кареток стали широко применять глубокие заходки (3 м и более) с призматическими врубами. Впервые специалистами МГИ и ВНИПИгорцветмет применена угловая форма забоя при проходке выработок, обеспечившая в любых породах получение КИШ, близкого к единице. Получило развитие контурное взрывание зарядов, особенно при строительстве гидротехнических сооружений. Заслуживает внимания применение «мягких» зарядов, разработанных ФУГП «Завод “Искра”» по заданию ОАО «Апатит» для контурного взрывания и отбойки блочного камня.

Определенный прогресс достигнут в области ведения взрывных работ в шахтах, особенно опасных по взрыву газа или пыли. Внедрение на шахтах короткозамедленного взрывания при проведении выработок позволило устранить многоприемное взрывание, существенно повысило темпы работ и их безопасность. Для повышения безопасности взрывных работ разработаны разнообразные и достаточно эффективные способы инертизации призабойной зоны выработок, созданы высокопредохранительные ВВ с жидкостными оболочками (патроны СП-1), разработаны взрывные методы ослабления крепких угольных пластов, дегазации угольных пластов, предотвращения внезапных выбросов пород при проведении выработок. Разработаны принципы и средства создания автоматической защиты при взрывании в подготовительных выработках. Все это существенно повышает безопасность ведения взрывных работ во взрывоопасных условиях угольных шахт и рудников.

Интересные работы по применению взрывов выполнены в металлургии, машиностроении, при строительстве, тушении лесных и нефтегазовых пожаров и в ряде других отраслей народного хозяйства.

Неограниченные возможности для разрушения и перемещения любых масс породы имеют ядерные взрывы. Их можно использовать для вскрытия месторождений полезных ископаемых, залегающих на больших глубинах, для глубинного дробления больших объемов бедных руд и их последующего выщелачива-



ния. В гидротехническом строительстве ядерные взрывы могли бы быть применены для сооружений крупных каналов и бухт-ковшей, а также для создания подземных емкостей для хранения жидких и газообразных веществ.

Для образования шпуров и скважин до начала XIX в. применялось ручное бурение, которое с конца XVII в. начинает постепенно заменяться машинным. В 1683 г. механик Г. Гутман впервые предложил буровую машину. В 1852 г. К. Колладон предложил первую буровую машину, работавшую на сжатом воздухе. В 1861 г. при проходке тоннеля в Альпах были впервые применены поршневые ударные машины, повысившие скорость бурения более чем в 10 раз по сравнению с ручным. В конце XIX в. были изобретены молотковые ударные машины — прообразы современных бурильных молотков. В дальнейшем создается оборудование для максимального облегчения труда бурильщика: распорные колонки, пневмоподдержки, автоподатчики, буровые каретки. С 30-х годов в СССР начаты работы по созданию станков для бурения скважин для отбойки руд в подземных условиях. Первый станок для вращательного бурения скважин диаметром до 150 мм был создан в 1935 г. А.А. Миняйло. В 1938 г. А.К. Сидоренко предложил бурить скважины бурильными молотками (погружными), уходящими в скважину вслед за продвижением забоя. В 1949—1950 гг. С.П. Юшко предложил опускать в скважину только ударную часть бурильного молотка (пнеумоударник), а его вращение производить с поверхности ставом штанг. Согласно этому принципу в 1954 г. Институтом горного дела Сибирского отделения АН СССР и Кузнецким металлургическим комбинатом создан буровой станок БА-100 для бурения скважин диаметром 105 мм, который работал на воздушно-водяной смеси, служившей одновременно для пылеподавления. Эта машина явилась основой для создания в 1959 г. полуавтоматического станка НКР-100 для скважин диаметром 80—105 мм, глубиной 50 м. Этими станками до настоящего времени бурится более 50 % взрывных скважин в подземных рудниках. С 1950 г. в СССР на Алтае начинаются работы по созданию станков для подземного шарошечного бурения

скважин диаметром 145 мм, которые завершены созданием СКБ СГО серийного станка БШ-145М. В 60-х годах создаются в ряде стран образцы мощных пневматических и гидравлических вращательно-ударных машин для бурения скважин диаметром 60—70 м в подземных условиях, которые нашли широкое применение в различных отраслях.

Бурение взрывных скважин на карьерах применяется с конца XX в. Ударно-канатные станки начали внедрять с 20-х годов в США и с 30-х годов в СССР и до 60-х годов являлись основными для бурения взрывных скважин диаметром 150—300 мм. С 1939 г. начинает внедряться на угольных карьерах вращательное бурение резцами взрывных скважин диаметром 110—160 мм. С 50-х годов в США и с 60-х годов в СССР начинает внедряться бурение скважин диаметром 150—300 мм шарошечными долотами, испытывалось огневое бурение с использованием кислорода, а затем сжатого воздуха как окислителя. Шарошечным способом в настоящее время обуривают более 80 % добываемых пород на карьерах. В 70-е годы в СССР успешно испытано и внедрено комбинированное термошарошечное бурение, при котором скважина диаметром 243 мм, пробуренная шарошечным долотом, расширяется огнем в месте расположения заряда до 350—600 мм.

В 1947 г. в США на карьерах испытан один из первых станков для бурения взрывных скважин шарошечными долотами. В СССР работы по шарошечному бурению начаты в 1956 г. В 60-е годы созданы серийные шарошечные станки для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 214—320 мм. Мощные шарошечные станки оказались наиболее эффективными и экономичными для бурения крепких пород.

Отечественные станки 2СБШ-200...6СБШ-200Н шпиндельной схемы с зажимным патроном и пунктирной схемой подачи бурового става на забой с шагом ~0,8—1,0 м предназначены для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 214—250 мм глубиной до 40 м в породах средней крепости в основном на угольных разрезах и строительных материалах. Несовершенная схема подачи бурового става позволяет считать их

неконкурентоспособными. Фирма «Джой» (США), выпускавшая такие же станки, прекратила их производство 30 лет назад.

Станки СБШ-250МН с торцевой схемой подачи става на длину штанг используются для бурения скважин диаметром 243—269 мм в любых породах с воздушно-водяной схемой очистки скважин от буровой мелочи и пылеподавления. Это наиболее распространенные на отечественных карьерах станки. По показателям бурения уступают лучшим зарубежным моделям в 2—4 раза и требуют коренной модернизации.

Мощные станки СБШ-320, БАШ-250, БАШ-320, «Руслан» для бурения скважин диаметром 320 мм оказались несовершенными и выпуск их прекращен в 70-х годах прошлого века.

Выпущенный в 90-х годах Ижорским заводом станок СБШ-270ИЗ на гусеничной базе экскаватора ЭЖГ-4 для скважин диаметром 250—270 мм оказался неудачным и по ряду причин используется при массе 136 т только для скважин 243 мм. Требуется существенной доработки, что сейчас и производится на заводе.

В СССР были созданы автономные шарошечные на базе трактора Т-100М станки БТС-150, БТС-2 с прицепным компрессором для транспортного строительства и небольших карьеров. Они предназначены для бурения скважин диаметром 145—151 мм глубиной до 25 м. Станок не имеет системы пылеулавливания и утепленной кабины для машиниста, операции наращивания-разборки бурового става производят вручную.

Выпускаемые пневмоударные станки 1СБУ-125 предназначены для бурения скважин диаметром 105—125 мм погружными пневмоударниками. Эта единственная работоспособная модель уступает по показателям производительности шведским и финским моделям станков в 3—5 раз, не отвечает по экологии и санитарии современному уровню. Другие станки этого типа СБУ-160, СБУ-200 не выпускались из-за конструктивных и технологических недостатков, выявленных при испытаниях. В зарубежных странах мобильные станки для скважин диаметром 60—120 (150) мм с использованием мощных пневмоударных и гидроударных машин и погружных пневмоударников являются наиболее распространенными в горной и смежных отраслях промышленности.

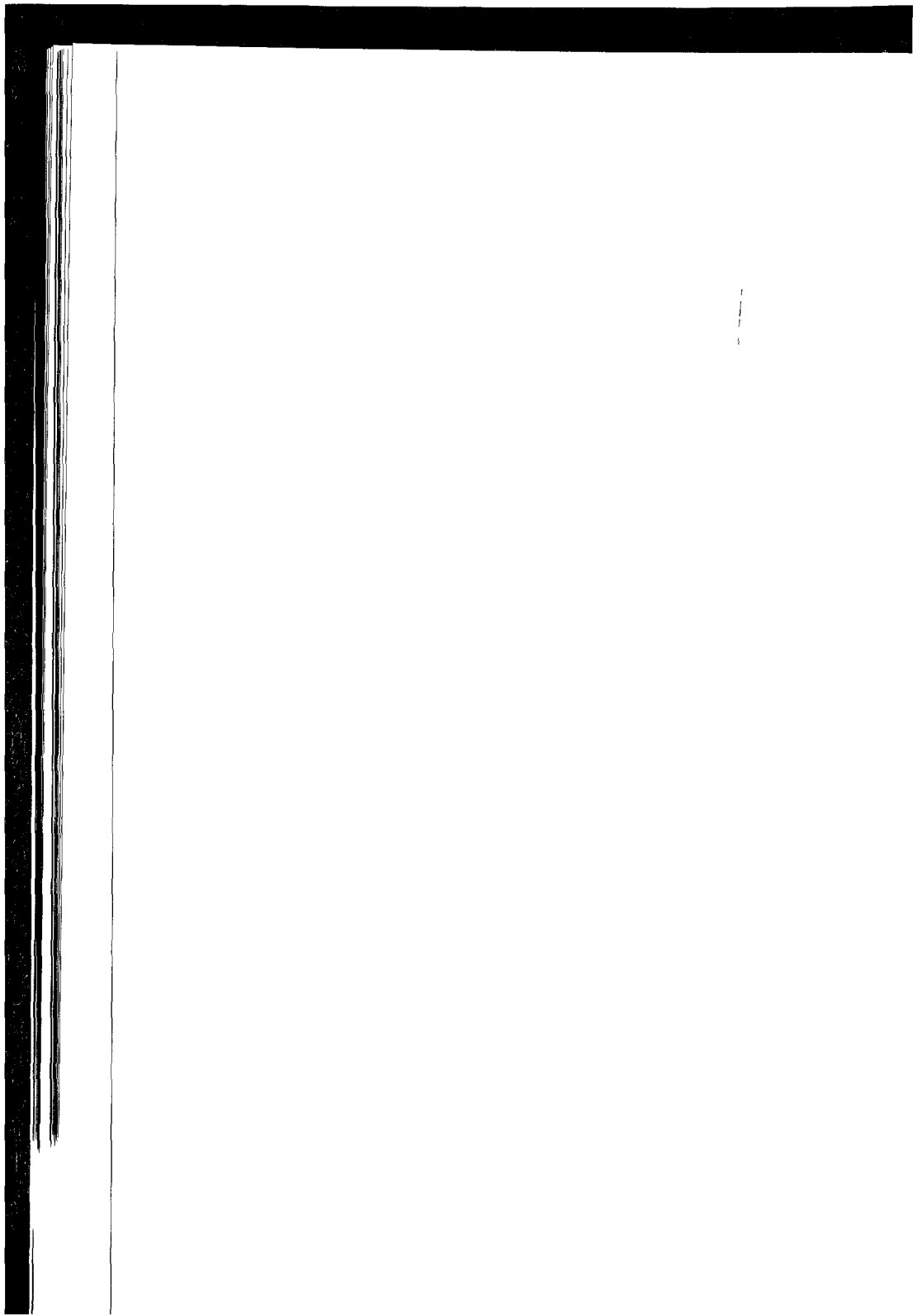
Таким, образом, можно констатировать, что весь парк отечественных шарошечных и пневмоударных станков требует замены или коренной модернизации, так как он отстает от мирового уровня.

С 60-х годов на карьерах начинает внедряться бурение скважин диаметром 105—160 мм станками с погружными пневмоударниками. Однако до настоящего времени этот способ получил незначительное распространение на небольших карьерах и для вспомогательных работ при диаметре бурения 105 мм. Это объясняется тем, что верхняя часть уступов, как правило, сильно разрушена взрывами зарядов в перебурах скважин выше располагавшегося уступа, а при ударных воздействиях разрушенные породы легко обрушаются и заклинивают в скважине буровой инструмент (став). Проходили испытания и другие немеханические способы бурения скважин (взрывное, электроимпульсное и др.) и комбинированные механические и термомеханические способы.

Теоретическое обоснование механизма разрушения пород и параметров рациональных режимов бурения, областей применения различных типов станков выполнено в работах советских ученых акад. АН СССР Н.В. Мельникова, акад. АН Кирг. ССР О.Д. Алимова, чл.-корр. АН Кирг. ССР Л.Т. Дворникова, профессоров В.Д. Буткина, К.И. Иванова, А.И. Остроушко, Б.А. Симкина и других, что позволило создать буровые станки для подземных и открытых горных работ.

СВОЙСТВА  
И КЛАССИФИКАЦИЯ  
ГОРНЫХ ПОРОД

ГЛАВА 1 —



---

## **1.1. СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД, ВЛИЯЮЩИЕ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИХ РАЗРУШЕНИЯ ПРИ БУРЕНИИ И ВЗРЫВАНИИ**

Изучение различных свойств пород, разработка методики их определения и учета имеют большое значение для выбора типа применяемых буровых машин, рационального способа отбойки породы, установления норм на выполнение буровых и удельных расходов ВВ на взрывные работы и т.д.

При бурении и взрывании эффективность разрушения горных пород определяется различными свойствами. Это связано с тем, что при бурении зона разрушения под лезвием инструмента имеет небольшие размеры (доли сантиметра) и зависит от микросвойств горных пород: твердости, прочности, абразивности, зернистости, вязкости и т.д.

При взрывании в проходческих забоях и при выемке рудных залежей мощностью до 3 м зарядами диаметром 40—60 мм зона дробления имеет размеры до 1,0 м. При этом разрушение породы происходит в стесненных условиях, когда имеющейся открытой поверхности забоя недостаточно для проявления действия заряда как на неограниченной поверхности. При этом важное значение имеют прочность пород на сжатие и сдвиг, а также степень пористой и трещинной пустотности породы и интенсивности трещиноватости, однородность свойств в контуре сечения забоя.

При взрывании на карьерах и подземной разработке месторождений мощностью 5 м и более зарядами 100—300 мм зона разрушения имеет размеры от 3 до 10 м и эффективность дробления массива при этом зависит от макросвойств породы и прежде всего от его трещиноватости, а также от прочности и разрушаемости отдельностей, слагающих массив при соударении и их плотности.

Твердость и абразивность влияют, главным образом, на износ инструмента при бурении, выбор величин осевого усилия на буровой инструмент и частоты его вращения.

*Крепость* характеризует способность пород сопротивляться разрушению под действием внешних воздействий и в основном характеризуется коэффициентом крепости. При бурении резанием массив часто характеризуют контактной прочностью — способностью проникать в поверхность породы металлического пуансона под определенным усилием и образовывать лунки разрушения.

*Твердость* горной породы характеризуется сопротивлением проникновению в нее другого тела, не получающего при этом остаточной деформации.

*Абразивность* — способность или свойство горных пород изнашивать при трении о них металлы, твердые сплавы и другие тела.

*Пластичность* — свойство пород необратимо изменять, не разрушаясь, свою форму и размеры под действием внешних сил.

*Хрупкость* — свойство пород разрушаться без пластических деформаций.

При бурении и взрывании скальные горные породы можно рассматривать как хрупкие тела. Наибольшую пластичность имеет глина. Для разрушения пластичных пород требуется увеличенный расход ВВ.

*Вязкостью* в горном деле принято характеризовать сопротивляемость породы силам, стремящимся отделить ее часть от массива. С увеличением вязкости пород эффективность процессов бурения и взрывания снижается.

*Зернистость* характеризуется крупностью зерен минералов, образующих породы. Различают крупнозернистые породы с зернами диаметром более 5 мм, среднезернистые — с зернами диаметром 1—5 мм и мелкозернистые с зернами диаметром менее 1 мм. Чем меньше зерна минералов и чем прочнее цементирующие зерна вещества, тем труднее разрушаются породы при бурении и отдельности при взрывании.

*Пористость* характеризуется наличием мельчайших замкнутых пустот в горной породе.



*Водоносность* — свойство пород задерживать воду и выделять ее при разработке месторождения (бурении скважин, проведении траншей и т.д.). Водоносность пород следует учитывать при выборе типа ВВ для заряжания скважин.

*Плотностью* породы называют массу ее единицы объема в естественном состоянии. От плотности горных пород зависит удельный расход ВВ, особенно при проведении взрывов на выброс.

*Разрыхляемость* — свойство горных пород занимать больший объем в разрушенном состоянии по сравнению с объемом в массиве или целике. Отношение объема разрыхленной породы к ее первоначальному объему называют *коэффициентом разрыхления*. Наибольшим коэффициентом разрыхления характеризуются твердые, вязкие и абразивные породы.

*Устойчивость* — свойство открытой поверхности горных пород сохранять свое положение не разрушаясь (обрушаясь). Этот показатель обычно характеризуется на открытых горных работах углом естественного откоса, т.е. углом, при котором откос породы находится в устойчивом состоянии. Величина его для разных пород меняется от 20 до 80°. Особенно важное значение приобретает устойчивость при разработке глубоких горизонтов карьера (ниже 300 м), а также при выводе бортов карьера на проектный контур: чем круче и устойчивее откосы уступов, тем меньший объем вскрышных пород надо извлечь при добыче проектного объема полезных ископаемых. Поэтому для увеличения устойчивости откосов уступов применяются специальные методы контурного взрывания.

Устойчивость пород при подземных горных работах (проходка выработок, отбойка руд) характеризуется величиной площади открытой поверхности в выработке или камере, которая сохраняется без обрушения.

*Слоистость* — свойство пород относительно легко разделяться по плоскостям наслоения. При ведении работ в слоистых породах шпуров и скважины следует располагать под углом 45—90° к плоскостям наслоения, так как это улучшает эффективность взрыва и уменьшает вероятность искривления шпуров и скважин, особенно когда прослойки имеют разную прочность.

*Трещиноватость* характеризуется частотой и пространственным расположением трещин в массиве горной породы, которыми он разделен на отдельные различия размеров. Монолитных, т.е. не имеющих трещин, пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых практически не встречается.

Естественная трещиноватость горной породы определяется геологической характеристикой месторождения, т.е. ее генезисом и последующими тектоническими процессами, дополняется искусственной, зависящей от ведения взрывных работ. Она образуется в результате многократного сейсмического воздействия взрыва на массив, расположенный за пределами разрушаемого объема.

С увеличением величины и диаметра заряда искусственная (техногенная) трещиноватость массива и степень раскрытия трещин возрастают.

Трещиноватость влияет на кусковатость взорванной горной массы при массовых взрывах и проходке выработок, их оконтуривание, на выход негабарита. Одни и те же по составу породы при интенсивной трещиноватости разрушаются, не образуя негабарита, и, наоборот, при слабой трещиноватости дают большой выход негабарита, худшее оконтуривание сечения.

Поэтому при выборе методов ведения взрывных работ и установлении допустимого размера куска, проектировании паспортов буровзрывных работ при проходке для предприятия необходимо учитывать трещиноватость пород.

Трещиноватость массива характеризуется удельной трещиноватостью: числом открытых трещин всех систем, приходящихся на единицу длины прямой, проведенной в произвольном направлении. Величина, обратная удельной трещиноватости, дает среднее расстояние между трещинами, которое численно принимают равным среднему диаметру естественной отдельности.

Содержание крупных или мелких отдельностей в массиве до взрыва обычно выражается в процентах к его объему.

Для массивов одного происхождения разная степень трещиноватости на отдельных участках объясняется многократностью действия напряжений в них. Учитывая длительность процесса трещинообразования, естественно полагать, что более трещиноватые массивы образуются из менее трещиноватых: крупные отдельности при многократных силовых воздействиях превращаются в более мелкие.

Средний объем крупных отдельностей, слагающих массив, зависит от типа трещиноватости массива: чем больше содержание в массиве крупных отдельностей, тем больше их средний объем. Все породы по степени трещиноватости или содержанию в массиве крупных отдельностей условно разделены по предложению докт. техн. наук В.К. Рубцова на пять категорий (табл. 1.1).

Таблица 1.1

**Временная классификация пород по трещиноватости  
Межведомственной комиссии по взрывному делу**

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Удельная трещиноватость, м <sup>-1</sup>	Средний диаметр отдельностей, м	Содержание (%) в массиве отдельностей размером более, см		
				30	70	100
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	>10	< 0,1	< 10	Близко к 0	—
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	2—10	0,1—0,5	10—70	< 30	< 5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	1—2	0,5—1,0	70—100	30—80	5—40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0—0,65	1,0—1,5	100	80—90	40—80
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	< 0,65	> 1,5	100	100	100

Для каждой категории пород по трещиноватости можно выбрать рациональный диаметр взрывных скважин и шпуров, параметры их расположения, схему их взрывания, удельный расход и тип ВВ. Поэтому особенно для карьеров на основе планов горных работ целесообразно составлять карту трещиноватости, на которой в плане и по глубине указывают породы разной трещиноватости. Такая карта на текущий период и на перспективу позволит более обоснованно корректировать типовые проекты массовых взрывов, выбирать буровые станки, ассортимент ВВ и удельный расход его, схемы взрывания блоков с учетом ежегодных планов горных работ по каждому горизонту карьера. Такую же работу необходимо выполнять и при подземных взрывных работах.

Степень трещиноватости пород и их категория могут быть определены различными методами: по керну горных пород, планиметрическим и фотопланиметрическим измерениями по поверхности забоев, измерением отдельностей после взрыва и др.

На действующих предприятиях (наиболее широко на карьерах) для оценки трещиноватости применяют планиметрический и акустический методы, а для проектируемых — метод изучения кернов.

*Планиметрический метод.* Для определения удельной трещиноватости вдоль забоя натягивается шнур (рулетка) и подсчитывается число естественных трещин, пересекающих его на участке длиной не менее 10 м, а затем вычисляется удельная трещиноватость  $\lambda$ :

$$\lambda = n/L,$$

где  $n$  — число трещин, пересекающих измеряемую прямую, шт.;  
 $L$  — длина измеряемой прямой, м.

Измерения с шагом 5—10 м на данном участке повторяются не менее двух раз. При измерении необходимо учитывать только естественные трещины, которые отличаются от искусственных, вызванных взрывом, относительной прямолинейностью, меньшей шириной и заполненностью породной мелочью.

В тех случаях, когда измерения по забою выполнить затруднительно и опасно, можно пользоваться количественным подсчетом числа трещин на поверхности откоса уступа. При этом забой рассматривается или фотографируется с заданного расстояния (20 м) через шаблон, на экране которого нанесена масштабная сетка. С помощью этой сетки может быть определено как среднее расстояние между трещинами, так и число крупных отдельностей. Число крупных кусков на  $1 \text{ м}^3$  массива (или взорванной горной массы) определяют по формуле, предложенной автором учебника:

$$N = \frac{n\sqrt{n}}{S\sqrt{S}},$$

где  $n$  — число крупных отдельностей (кусков) на измеряемой площади  $S$  ( $\text{м}^2$ ), шт.

Содержание крупных кусков на участке слоистого массива определяется как отношение суммарной мощности слоев, содержащих крупные куски, к суммарной мощности всех слоев.

При пользовании этим методом возможны ошибки, связанные с трудностью различить естественные и искусственные трещины на фотопланограммах. Рационально сочетать натурные измерения с фотопланометрическими, выполняемыми на всей поверхности откоса уступа.

При использовании метода кернов замеряется длина участков керна, разделенного на части по естественным трещинам. По упрощенному способу категория трещиноватости определяется по формуле

$$\lambda = l/n,$$

где  $l$  — длина керна, м;  $n$  — число участков керна, разделенных по естественным трещинам.

*Акустический метод* заключается в определении соотношения скоростей продольных волн в массиве и в отдельности. Методика таких измерений разработана в МГИ и ИПКОНе АН

СССР, а степень трещиноватости оценивают по акустическому показателю трещиноватости, который равен соотношению квадратов скоростей продольных волн в массиве  $v_m$  и в образце

$$v_0: A_T = \left( \frac{v_m}{v_0} \right)^2.$$

Установлены следующие ориентировочные соотношения между категорией пород и акустическим показателем трещиноватости:

Категория пород по трещиноватости .....	I	II	III	IV	V
Акустический показатель трещиноватости .....	0,1	0,1—0,25	0,25—0,4	0,4—0,6	0,6—1,0

Степень трещиноватости может изменяться в результате воздействия на массив предшествующих взрывов.

Граница между целиком и нарушенным массивом может быть установлена различными методами: по скорости утечки воды из скважины, по изменению скорости бурения скважин и шпуров первого и последующих рядов, по изменению скорости прохождения акустических волн и т.д.

Наиболее простым и достаточно точным здесь может быть метод оценки свойств массива по скорости и энергоемкости бурения скважин в процессе подготовки блока к взрыванию. Для этого необходимо по каждому предприятию установить взаимосвязь между энергоемкостью бурения пород (шарошечного, пневмоударного и т.д.) и степенью их трещиноватости. Следует отметить, что в ряде случаев по скорости и энергоемкости бурения можно определить содержание полезных компонентов в рудах. Это наиболее точно получается для железных руд с большим содержанием полезного компонента (%). Работы в этом направлении проводились авторами учебника Б.В. Эквистом, Ю.А. Анистратовым и И.А. Тангаевым.

Для более полной характеристики горных пород с точки зрения эффективности их бурения и взрывания введены понятия: коэффициент крепости, буримость и взрываемость, которые

определяются совместным влиянием рассмотренных выше механических характеристик пород. Эти понятия положены в основу классификации горных пород по крепости, буримости и взрываемости.

## 1.2. КЛАССИФИКАЦИИ ГОРНЫХ ПОРОД

Классификации горных пород имеют большое практическое значение при ведении горных работ с точки зрения выбора типа бурильных машин, методов взрывных работ, определения норм выработки и расхода взрывчатых материалов.

Ниже приведены некоторые применяемые классификации горных пород.

### Классификация горных пород проф. М.М. Протодяконова

В основу этой классификации положен коэффициент крепости горных пород  $f$ , который характеризует прочность горных пород на раздавливание при одноосном сжатии. Принято, что порода с прочностью на раздавливание  $100 \text{ кгс/см}^2$  ( $9,8 \cdot 10^6 \text{ Н/м}^2$ ) имеет коэффициент крепости, равный единице. Таким образом, порода, обладающая прочностью, например,  $1000 \text{ кгс/см}^2$  ( $9,8 \cdot 10^7 \text{ Н/м}^2$ ), имеет коэффициент крепости по классификации проф. М.М. Протодяконова:

$$f = \frac{1000 \text{ кгс/см}^2}{100 \text{ кгс/см}^2} = \frac{9,8 \cdot 10^7 \text{ Н/м}^2}{9,8 \cdot 10^6 \text{ Н/м}^2} = 10,$$

т.е. коэффициент крепости показывает, во сколько раз данная порода крепче другой, крепость которой принята за единицу.

Проф. М.М. Протодяконов считал, что коэффициент крепости характеризует породу во всех производственных процессах, т.е. если данная порода крепче другой в некоторое количество раз, например, при бурении, то она, как правило, во столько же раз крепче ее и при других производственных процессах, например, при взрывании.

Классификация проф. М.М. Протодяконова (табл. 1.2) имеет 10 категорий (от I до X), часть из которых разбита на подкатегории (III—VII). Породы самые крепкие относятся к I категории, самые слабые — к X категории. Каждой группе пород соответствует коэффициент крепости от 0,3 до 20. Эта классификация до настоящего времени на многих горно-добывающих предприятиях стран СНГ применяется для ориентировочной оценки пород, а также при укрупненных проектных и сметных расчетах.

Таблица 1.2

**Классификация пород М.М. Протодяконова**

Категория пород	Степень крепости	Горные породы	Коэффициент крепости $f$
I	В высшей степени крепкие породы	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	$\geq 20$
II	Очень крепкие породы	Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир, очень крепкий сланец. Менее крепкие, нежели указанные выше кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10
IIIa	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор, доломит, колчедан	8
IV	Довольно мягкие породы	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5



Окончание табл. 1.2

Категория пород	Степень крепости	Горные породы	Коэффициент крепости $f$
V	Породы средней крепости	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	То же	Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, сцементированная галька	2
VIa	То же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшийся сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие породы	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкие наносы, глинистый грунт	1,0
VIIa	То же	Легкая песчанистая глина, лесс, гравий	0,8
VIII	Землистые породы	Растительная земля. Торф, легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие пески	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лесс и другие разжиженные породы, грунты	0,3

Для оперативного нормативования классификация пород проф. М.М. Протодяконова непригодна. Для этих целей используются классификациями по буримости и взрываемости.

### Единая классификация горных пород по буримости

Специальной комиссией при бывш. ИГД АН СССР на основе исследований проф. А.Ф. Суханова разработан проект единой классификации по буримости. Буримость пород в этой классификации характеризуется чистой скоростью бурения шпура при следующих стандартных условиях опыта: тип бурильного молотка ПР-19 (ПР-22); давление сжатого воздуха —  $4,5 \text{ кгс/см}^2$  ( $0,45 \text{ МПа}$ ); характеристика бурового инструмента: диаметр головки бура — 42 мм; форма лезвия бура — крестовая; угол заострения лезвия —  $90^\circ$ ; длина штанги — 1 м; глубина бурения — до 1 м.

В случае проведения опыта при условиях, отличных от стандартных, вводятся соответствующие поправочные коэффициенты. После определения скорости бурения по классификации находится наиболее близкая величина табличной скорости и порода относится к этому классу. На этом принципе составлено большое количество классификаций для определенных условий рудников, карьеров, бассейнов (табл. 1.3).

Параллельно с созданием классификаций по скорости бурения проводилась классификация пород по энергоемкости бурения для определенных типов буровых машин. Преимущество таких классификаций в том, что энергоемкость позволяет оценить, кроме буримости, эффективность применяемого способа (машины, станка), так как чем меньше энергоемкость, тем более эффективно реализуется процесс разрушения породы и удаления продуктов разрушения с забоя. За меру эффективности принято значение энергоемкости  $a$ :

$$a = \frac{A}{V_n}, \text{ кДж/дм}^3,$$

где  $A$  — затраты энергии на бурение,  $A = Nt$ ;  $N$  — потребляемая мощность, кВт;  $t$  — время работы машины, станка при выбурировании объема породы  $V_n$ .

Одна из первых таких классификаций была составлена в 1867 году для бурения скважин на карьерах Колывано-Воскресенских заводов (Урал). После широкого распространения для бурения взрывных скважин ударно-канатных станков Я.Б. Зайдманом и П.П. Назаровым в 30-х годах была разработана классификация пород по энергоемкости для этого способа бурения. Проф. И.А. Тангаевым разработана классификация по энергоемкости применительно к шарошечному способу бурения. При этом им показано, что на энергоемкость влияют прочность и трещиноватость пород, т.е. чем более трещиновата порода, тем меньше энергоемкость ее бурения, но тем она легче разрушается при взрыве и более производительно грузится экскаваторами. Таким образом, И.А. Тангаеву удалось по энергоемкости шарошечного бурения оценить взрываемость пород в обуренном объеме блока, чего не удавалось сделать по другим классификационным критериям. Аналогичную информацию о свойствах обуриваемого массива (прочность и трещиноватость) можно получить по чистой скорости бурения при определенных режимах (прочность) и уровню низкочастотных вибраций бурового става (трещиноватость). Указанная методика разработана в МГИ.

Классификации пород по взрываемости основаны на определении величины удельного расхода определенного ВВ при стандартных условиях взрывания. При этом в результате взрыва порода должна разрушаться на куски определенной крупности.

В настоящее время на многих рудниках и карьерах разработаны местные классификации массивов пород по взрываемости, в основу которых положены свойства массивов: трещиноватость и прочность отдельностей, наиболее существенно влияющие на расчетный удельный расход ВВ. Сравнительный анализ таких классификаций показывает, что в каждой из них имеются легко-взрываемые, трудновзрываемые и весьма трудновзрываемые массивы пород. Иногда в классификации вводятся промежуточные классы выше средней взрываемости и т.д. Сравнение одинаковых по характеристике взрываемости массивов показывает, что расчетный удельный расход в них может отличаться в 2 и более раза (например, для трудновзрываемых массивов от 0,42 до 0,850 кг/м<sup>3</sup> и т.д.).

Объективное сравнение взрываемости пород по таким «местным» классификациям невозможно. Поэтому МГИ совместно с ВНИИцветметом (авторы Б.Н. Кутузов и В.Ф. Плужников) разработана общая классификация массивов пород по взрываемости для карьеров, исходя из стандартных условий проведения ее оценки. За стандартные условия проведения опытных взрывов приняты: высота уступа 12—15 м, угол откоса 65—70°, диаметр скважин 243—269 мм, ВВ — граммонит 79/21; схема взрывания многорядная, КЗВ с замедлениями по диагоналям, величина перебура 2 м, величина забойки 6 м.

Таблица 1.3

Сравнение некоторых классификаций горных пород

Группа пород по СНиПу	Единая классификация горных пород по буримости		Классификация пород проф ММ Протоdjяконова	
	Класс пород	Скорость бурения (мм/мин) армированными бурами	Категория пород	Коэффициент крепости $f$
XI	1	31	—	—
	2	40	—	—
	3	50	—	—
	4	60	—	—
X	5	75	I	20
	6	90	II	15
IX	7	110	III	10
	8	130	IIIa	8
VIII	9	16	IV	6
	10	200	IVa	5
VII	11	250	V	4
	12	300	Va	3
VI	13	350	VI	2
	14	400	VIa	1,5
IV—V	15	500	VII	1,0
III	—	—	VIIa	0,8
II	—	—	IX	0,5
I	—	—	X	0,3

При взрыве должен быть обеспечен выход крупной (свыше 1000 мм) фракции пород, близкий к нулю.

Установлено, что для стандартных условий взрывания расчетный расход ВВ на карьерах в основном меняется от 0,1 до 2 кг/м<sup>3</sup>. Чем выше расчетный удельный расход ВВ, тем больше диапазон его изменения в пределах одного класса.

На основе изложенных принципов (авторы Б.Н. Кутузов, В.Ф. Плужников) установлено, что все разнообразие массивов пород по взрываемости можно разделить на 10 категорий (классов) (табл. 1.4). Эта классификация массивов по взрываемости введена на железорудных карьерах для выбора расчетных удельных расходов ВВ при проектировании массовых взрывов.

На конкретном карьере могут быть породы трех, максимум четырех категорий (например, II, IV, VIII или III, VI и X). Однако в местных классификациях они названы, как правило, одинаково: легко-, средне- и трудновзрываемые. С введением этой классификации массивов можно дать объективную сравнительную оценку трудности взрывания различных массивов на разных карьерах.

Таблица 1.4

**Классификация массивов горных пород по взрываемости для карьеров**

Категория (класс по взрываемости)	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Расстояние между естественными трещинами всех систем в массиве, м	Содержание в массиве отдельных (%) размером	
			более 500 мм	более 1500 мм
1	2	3	4	5
I	0,12—0,18	< 0,10	0—2	0
II	0,18—0,27	0,05—0,25	2—16	0
III	0,27—0,38	0,20—0,5	10—52	0—1
IV	0,38—0,52	0,45—0,75	45—80	0—24
V	0,52—0,68	0,70—1,0	75—98	2—15
VI	0,68—0,88	0,95—1,25	96—100	10—30
VII	0,88—1,1	1,20—1,5	100	25—47
VIII	1,11—1,37	1,45—1,7	100	43—63
IX	1,37—1,68	1,65—1,9	100	58—78
X	1,68—2,03	≥ 1,85	100	75—100

Окончание табл. 1.4

Категория (класс по взрываемости)	Предел проч- ности пород на сжатие, Па·10 <sup>5</sup>	Плотность пород $\rho$ , г/см <sup>3</sup>	Примерные категории (группы) пород		
			по Прото- дьяконову	по Единой шка- ле буримости	по СНиПу
1	6	7	8	9	10
I	100—300	1,40—2,0	VII—VI	V—VIII	III—V
II	200—450	1,75—2,35	VI—V	VII—X	V—VI
III	300—650	2,25—2,55	V—IV	IX—XII	VI—VII
IV	500—800	2,50—2,80	IV—III	XI—XIII	VII—VIII
V	700—1200	2,75—2,9	III—III	XIII—XV	VIII—IX
VI	1100—1600	2,85—3,0	III—II	XIV—XVI	IX—X
VII	1450—2050	2,95—3,2	II—I	XXV—XVIII	X
VIII	1950—2500	3,15—3,40	I	XVII—XX	X—XI
IX	2350—3000	3,35—3,6	I	XIX—XX	X—XII
X	$\geq 2850$	$\geq 3,5$	I	XX	XI

Классификация пород по взрываемости (расчетному удельному расходу ВВ) треста «Союзвзрывпром» получена на основе обобщения громадного опыта взрывных работ в различных породах (табл. 1.5). При использовании других типов ВВ применяются поправочные коэффициенты, приведенные в табл. 1.6.

Таблица 1.5

**Величина расчетного удельного расхода взрывчатого вещества (аммонит БЖВ)**

Порода	Группа (категория) грунтов и по- род по СНиПу	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Прото- дьяконова $f$	Средняя плотность по- роды $\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	Расчетный удельный расход ВВ $q$ , кг/м <sup>3</sup>	
				для зарядов рыхления $q_p$	для зарядов выброса $q_b$
Песок	I	—	1500	—	1,6—1,8
Песок плот- ный или влажный	I—II	—	1650	—	1,2—1,3
Суглиной тяжелый	II	—	1750	0,35—0,4	1,2—1,5

Продолжение табл. 1.5

Порода	Группа (категория) грунтов и пород по СНиПу	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова $f$	Средняя плотность породы $\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	Расчетный удельный расход ВВ $q$ , кг/м <sup>3</sup>	
				для зарядов рыхления $q_p$	для зарядов выброса $q_b$
Глина ломовая	III	—	1950	0,35—0,45	1,0—1,4
Лесс	III—IV	—	1700	0,3—0,4	0,9—1,2
Мел, вышеченный мергель	IV—V	0,8—1,0	1850	0,25—0,3	0,9—1,2
Гипс	IV	1,0—1,5	2250	0,35—0,45	1,1—1,5
Известняк-ракушечник	V—IV	1,5—2,0	2100	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV—VI	1,0—1,5	1900	0,3—0,4	1,0—1,3
Туфы трещиноватые плотные, тяжелая пемза	V	1,5—2,0	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчии на известняковом и глинистом цементе	IV—VI	2,3—3,0	2200	0,35—0,45	1,1—1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдястый, серицитовый мергель	VI—VII	3,0—6,0	2200	0,4—0,5	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известняковом цементе	VII—VIII	5,0—6,0	2700	0,4—0,5	1,2—1,8

Окончание табл. 1.5

Порода	Группа (категория) грунтов и пород по СНиПу	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова $f$	Средняя плотность породы $\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	Расчетный удельный расход ВВ $q$ , кг/м <sup>3</sup>	
				для зарядов рыхления $q_p$	для зарядов выброса $q_v$
Гранит, гранодиорит	VII—X	6—12	2800	0,5—0,7	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX—XI	6—18	3000	0,6—0,75	1,7—2,2
Кварцит	X	12—14	3000	0,5—0,6	1,6—1,9
Порфирит	X	16—20	2800	0,7—0,75	2,0—2,2

Примечания: 1. В случае применения других ВВ приведенные в табл. 1.5 значения  $q_p$  и  $q_v$  следует умножить на переводной коэффициент  $K_{вв}$ , принимаемый по табл. 1.6. 2. Коэффициент  $q$  условно называют удельным расчетным расходом ВВ для зарядов нормального рыхления, его величина определена из выражения  $q = q_v N_q$ ; коэффициент  $q_v$  условно называют расчетным удельным расходом ВВ для зарядов выброса, который зависит от свойств пород.  $N_q$  — относительная масса заряда, определяющая характер действия взрыва, равная соотношению масс данного заряда и заряда нормального действия при одной и той же ЛНС. Для зарядов нормального рыхления  $N_q$  принят равным приблизительно 1/3. Для получения заданного характера действия взрыва заряда принимают следующие величины  $N_q$ : для наибольшего камуфлета  $N_q = 0,2$ ; для нормального рыхления  $N_q = 0,33$ ; для выброса  $N_q \geq 1$ .

Таблица 1.6

Переводные коэффициенты  $K_{вв}$  для расчета эквивалентных зарядов ВВ по идеальной работе взрыва (эталон — аммонит 6ЖВ)

ВВ	$K_{вв}$	ВВ	$K_{вв}$
КарбатоЛ ГЛ-10В	0,76	Граммонит 79/21	1,00
Аммонал скальный № 3	0,80	Гранулотол	1,20
Гранулит АС-8В	0,80	Динафталит	1,08
Аммонит скальный № 1	0,81	АкватоЛ Т-20Г	0,75
Детонит М	0,82	Граммонит 50/50	1,11
Алюмотол	0,83	Гранулит С-2	1,13



Окончание табл. 1.6

ВВ	$K_{вв}$	ВВ	$K_{вв}$
Гранулит С-6М	0,94	Гранулит М	1,13
Акватол Т-20	0,92	Игданит	1,13
Гранулит АС-8	0,89	Гранитол 7А	0,85
Аммонал водоустойчивый	0,91	Гранипоры	1,14
Гранулит АС-4	0,98	Акватол ЗЛ	1,16
Аммонит 6ЖВ	1,00	Акванал А-10	0,92
Порэмнты	1,1—1,2	Сибирити	1,0—1,2

Примечание. На основании практических данных треста «Союз-взрывпром» при взрывании гранулола на рыхление следует принимать  $K_{вв} = 1,0$ .

## 2.1. КЛАССИФИКАЦИЯ И ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СПОСОБОВ БУРЕНИЯ

Для разрушения взрывом скальных массивов в них бурят шпуры или скважины, в которых размещают заряды ВВ, взрывающиеся в определенном порядке для достижения требуемых результатов взрыва.

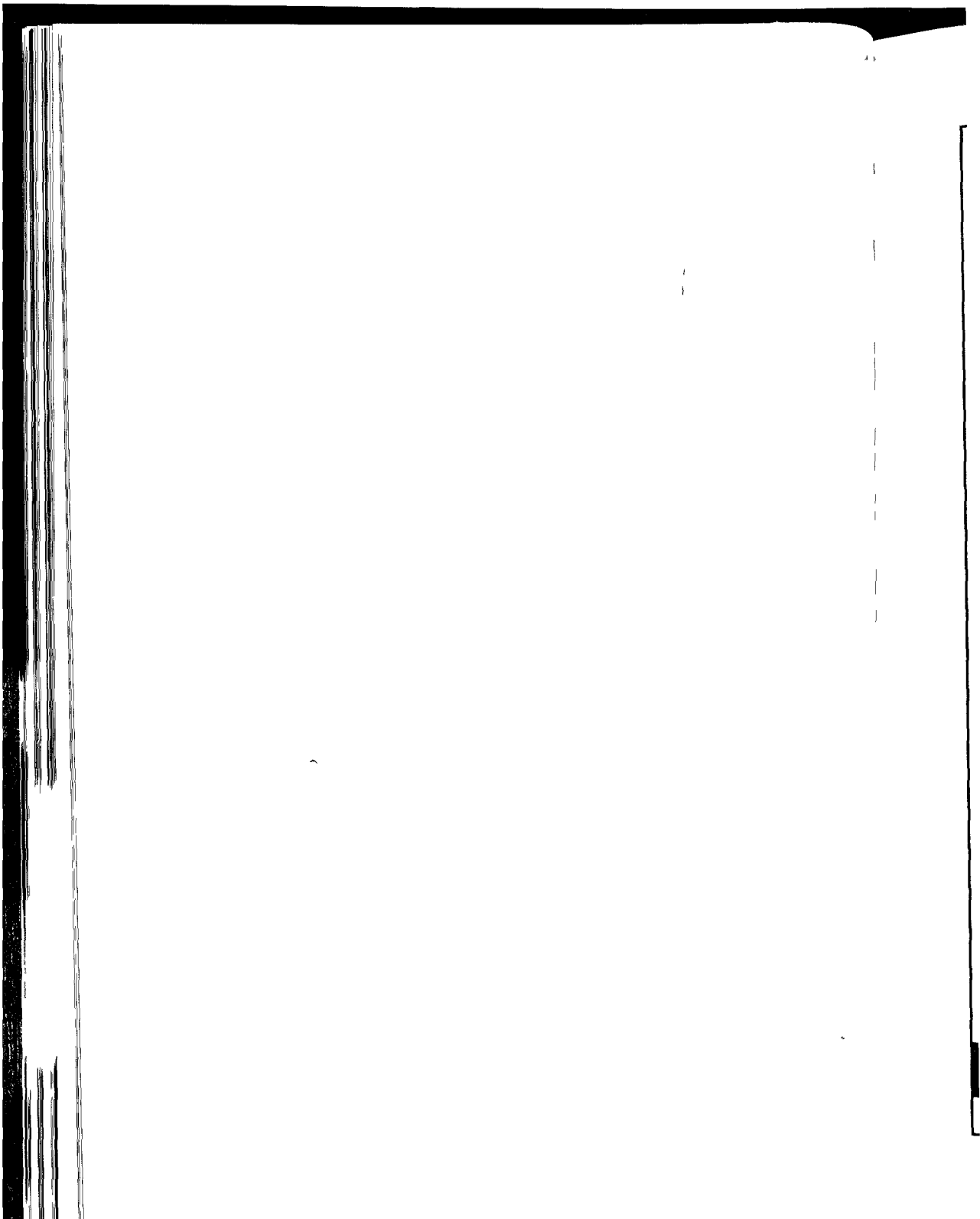
Процесс бурения состоит в разрушении породы на забое буровым инструментом и ее удалении из шпура или скважины.

Для бурения шпуров и скважин применяют разнообразные сверла и молотки, буровые каретки, буровые станки и установки. При всех способах процесс бурения состоит из выполнения следующих основных операций: подготовка и установка бурильной машины для начала работ, бурение (разрушение породы) с очисткой забоя от продуктов разрушения (буровой мелочи), наращивание бурового става для достижения требуемой глубины бурения и его разборка после окончания работ, смена изношенного бурового инструмента и передвижение машины на новую точку бурения шпура или скважины.

В настоящее время применяют вращательное, ударное, ударно-вращательное и вращательно-ударное бурение скважин, которые иногда называют механическими способами бурения, а также огневое и комбинированное бурение. Изучается возможность применения энергии взрыва для взрывного бурения скважин, а также высоковольтных электрических разрядов — электроимпульсное бурение.

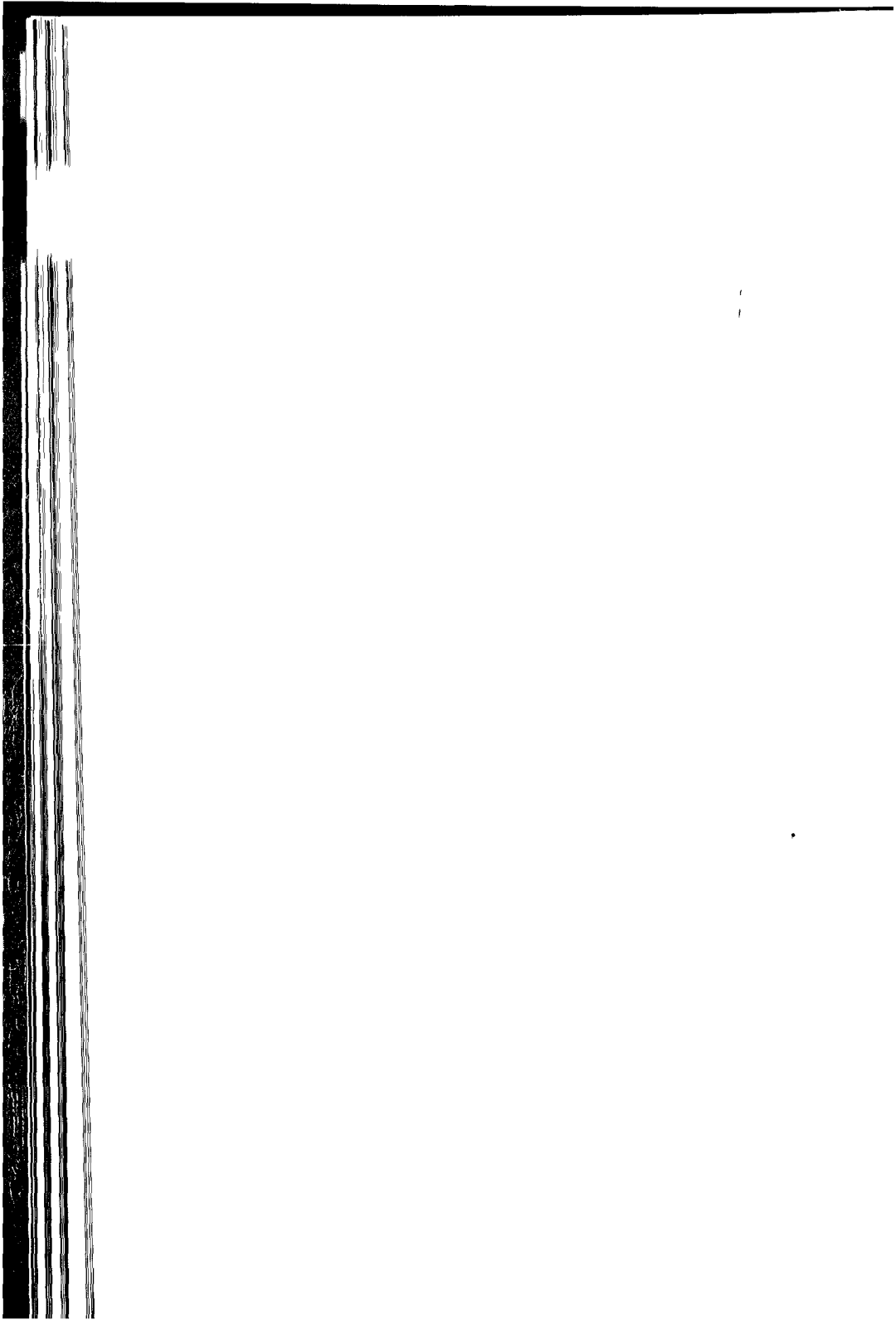
Механические способы бурения делят на вращательное и ударное.

При вращательном бурении инструмент вращается вокруг оси, совпадающей с осью шпура или скважин, и одновременно с определенным усилием подается на забой. Величину усилия задают из расчета превышения предела прочности породы на



СПОСОБЫ  
РАЗРУШЕНИЯ  
ПОРОД  
И ТЕХНИКА  
БУРЕНИЯ  
ШПУРОВ  
И СКВАЖИН

ГЛАВА 2 —



## 2.1. КЛАССИФИКАЦИЯ И ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СПОСОБОВ БУРЕНИЯ

Для разрушения взрывом скальных массивов в них бурят шпуровые или скважинные, в которых размещают заряды ВВ, взрывающиеся в определенном порядке для достижения требуемых результатов взрыва.

Процесс бурения состоит в разрушении породы на забое буровым инструментом и ее удалении из шпура или скважины.

Для бурения шпуров и скважин применяют разнообразные сверла и молотки, буровые каретки, буровые станки и установки. При всех способах процесс бурения состоит из выполнения следующих основных операций: подготовка и установка бурильной машины для начала работ, бурение (разрушение породы) с очисткой забоя от продуктов разрушения (буровой мелочи), наращивание бурового става для достижения требуемой глубины бурения и его разборка после окончания работ, смена изношенного бурового инструмента и передвижение машины на новую точку бурения шпура или скважины.

В настоящее время применяют вращательное, ударное, ударно-вращательное и вращательно-ударное бурение скважин, которые иногда называют механическими способами бурения, а также огневое и комбинированное бурение. Изучается возможность применения энергии взрыва для взрывного бурения скважин, а также высоковольтных электрических разрядов — электроимпульсное бурение.

Механические способы бурения делят на вращательное и ударное.

При вращательном бурении инструмент вращается вокруг оси, совпадающей с осью шпура или скважин, и одновременно с определенным усилием подается на забой. Величину усилия задают из расчета превышения предела прочности породы на

вдавливание на площади контакта режущих лезвий инструмента с породой. При этом происходят последовательное скалывание частиц породы с забоя и углубление инструмента по винтовой линии. Удаление продуктов разрушения производят механическим способом с помощью витых штанг (при бурении шпуров), шнеков (при бурении скважин), промывкой забоя водой или продувкой воздухом.

В горной промышленности применяют:

- вращательное бурение резцами шпуров с помощью ручных и колонковых сверл;
- вращательное (шнековое) бурение резцами скважин с помощью буровых станков.

При ударном бурении с помощью ударника инструмент наносит удар по забою и разрушает породу под лезвием. После каждого удара инструмент поворачивается на некоторый угол, обеспечивая получение круглого сечения шпура или скважины.

Различают следующие виды ударного бурения:

*ударно-поворотное бурение* обычными и погружными бурильными молотками, при котором инструмент поворачивается только в промежутках между ударами вмонтированным в молоток поворотным устройством. При ударно-канатном бурении поворот долота происходит за счет устройства канатного замка и упругих свойств каната;

*ударно-вращательное бурение* погружными пневмоударниками и бурильными молотками с независимым вращением, при котором удары наносятся по непрерывно вращающемуся инструменту. Разрушение породы при этих двух способах бурения происходит только за счет его внедрения при ударах;

*вращательно-ударное бурение*, при котором удары наносятся по непрерывно вращающемуся под большим (в 10 раз большим, чем при ударно-вращательном) осевым усилием инструменту. Разрушение происходит как за счет внедрения инструмента при ударах, так и за счет поворота при вращении инструмента;

*бурение шарошечными долотами* относится к ударному при долотах чистого качения и к вращательно-ударному при долотах, в которых зубцы наряду с перекатыванием по забою срезают ее скользящим движением вдоль поверхности забоя (долота со скольжением);

*при огневом бурении* разрушение породы происходит за счет термонапряжений, возникающих при быстром нагреве поверхности породы потоками раскаленных газов ( $t \geq 2000$  °С), вылетающих из сопел горелки со скоростью 2000 м/с и более. Горелка охлаждается водой или воздухом;

*при взрывном бурении скважин* разрушение породы происходит последовательными взрывами на забое небольших зарядов ВВ. Известны два метода взрывного бурения: патронный (ампульный) — с помощью патронов жидких или твердых ВВ, взрывающихся на забое от удара или детонатора; струйный, при котором из взрывобура, расположенного над забоем, происходит подача жидких компонентов ВВ (горючего и окислителя) на забой и формирование жидкого плоского заряда, взрыв которого вызывают впрыскиванием капли инициатора (эвтектического сплава калия и натрия). Опытные работы последних лет показали, что при взрывобурении на забое могут быть достигнуты скорости проходки (30—60 м/ч), недостижимые для механических методов, особенно в крепких породах;

*при электроимпульсном бурении* разрушение пород происходит за счет электрического пробоя участка забоя скважины высоковольтным (до 200 кВ) разрядом. Мгновенно выделяемая энергия в канале пробоя разрушает породу, которую с забоя удаляют потоком диэлектрика, циркулирующего в скважине (соляровое масло, вода и т.п.).

Разрабатывают комбинированные способы бурения, в которых происходит совместное воздействие на забой ударным инструментом и шарошками (ударно-шарошечный способ), резцами и шарошками (режуще-шарошечный способ), огневой горелкой и шарошками (термошарошечный способ).



## 2.2. ВРАЩАТЕЛЬНОЕ БУРЕНИЕ ШПУРОВ

Вращательное бурение шпуров диаметром до 50 мм и глубиной до 5 м производится в породах ниже средней крепости с  $f \leq 6$  по шкале проф. М.М. Протодяконова\* ручными и колонковыми сверлами.

Машины вращательного бурения в мягких породах показывают большую производительность, чем машины ударного действия, создают значительно меньший шум, меньше пылят и т. д. По роду потребляемой энергии их делят на пневматические, электрические и гидравлические, а по мощности и способу установки — на ручные, колонковые и устанавливаемые на манипуляторах буровых кареток.

Ручные сверла предназначены для бурения шпуров диаметром до 50 мм и глубиной до 4 м в мягких породах с  $f \leq 2$  при осевом усилии до 30 кг и имеют мощность двигателя от 1,0 до 1,4 кВт. Имеются ручные сверла с принудительной подачей, развивающие осевое усилие на забой до 3,0 кН, что позволяет сверлить более крепкие породы ( $f \leq 4$ ). Работу этими сверлами производят вручную или с легкой распорной колонки.

Колонковые сверла массой 100—120 кг, с двигателем мощностью от 2,5 до 5 кВт применяют при сверлении шпуров диаметром до 40 мм, глубиной до 5 м в породах с коэффициентом крепости  $f \leq 6—7$ .

Ручные электросверла (рис. 2.1) ЭР14Д-2М, ЭР18Д-2М, СЭР-19М принципиально выполнены одинаково и различаются только некоторыми параметрами. Электродвигатель в них через понижающий редуктор вращает патрон шпинделя, в который вставлена буровая штанга с резцом на торце.

---

\* Далее по книге будет даваться только коэффициент крепости без ссылки на М.М. Протодяконова.

В ручных сверлах принудительную подачу обеспечивает специальный механизм, который расположен на корпусе редуктора и состоит из червячной пары и барабана с тросиком, закрепленным на забое. Это позволяет при натяжении тросика червячной парой развивать осевое усилие на инструмент 3,0 кН.

Колонковые электрические или гидравлические сверла крепят на колонках (рис. 2.2) или манипуляторах буровых кареток. Характеристики и марки сверл даны в табл. 2.1.

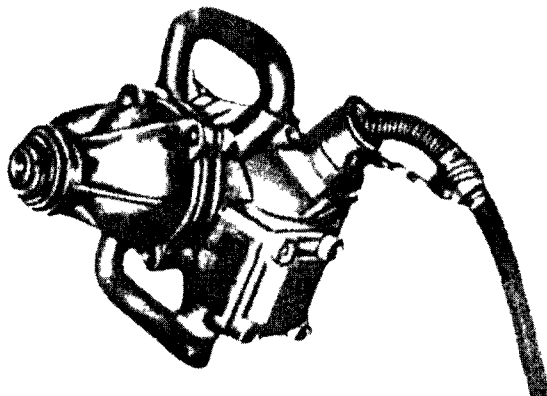


Рис. 2.1. Ручное электросверло

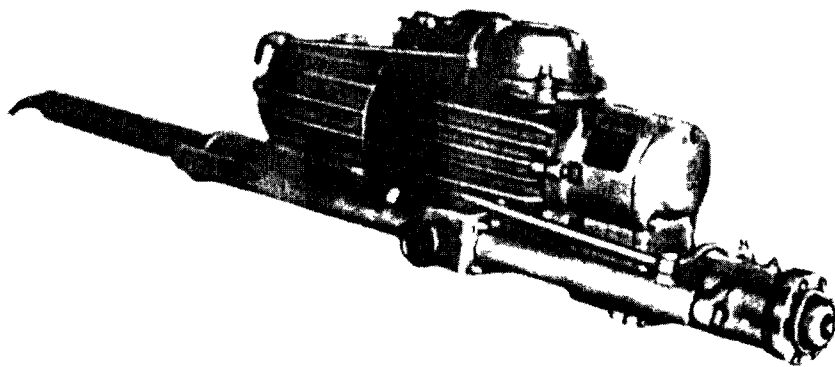


Рис. 2.2. Колонковое сверло гидравлическое

Таблица 2.1

## Техническая характеристика электросверл

Показатели	Ручные электросверла			
	ЭР14Д-2М	СЭР-19М	ЭР18Д-2М	ЭРП18Д-2М
Мощность двигателя, кВт	1	1,2	1,4	1,4
Частота вращения шпинделя, об/мин	860	600; 750; 960	640	300
Усилие подачи на забой, кН	—	—	—	3
Масса сверла без колонки и кабеля, кг	16	16,5	17	24

Окончание табл. 2.1

Показатели	Колонковые электросверла		
	ЭБК-5	СЭК-1	ЭБГП-1
Мощность двигателя, кВт	3,6—4,8	3,6—4,8	3,5
Частота вращения шпинделя, об/мин	152; 305	152; 305	170; 315
Максимальный ход шпинделя, мм	950	870	900
Усилие подачи на забой, кН	15	15	16
Масса сверла без колонки и кабеля, кг	110	112	130
Примечание. ЭР — электросверло ручное; СЭР — сверло электрическое ручное; ЭБК — электробур колонковый; СЭК — сверло электрическое колонковое; ЭБГП — электробур с гидрподачей.			

Колонковое электросверло состоит из двухскоростного электродвигателя с контроллером, редуктора вращения и подачи шпинделя со штангой на забой.

Осевое усилие на забой может регулироваться специальным механизмом в широких пределах (2—15 кН), что дает возможность легко подбирать необходимый режим работы в зависимости от крепости породы.

*Буровой инструмент.* При вращательном бурении шпуров применяют резцы (рис. 2.3) с лезвиями, армированными пластинками твердого сплава ВК6, ВК8, ВК8В. Витые штанги для вращательного бурения шпуров изготавливают из сталей ромбического (а), прямоугольного (б) или круглого (в) сечений (рис. 2.4).

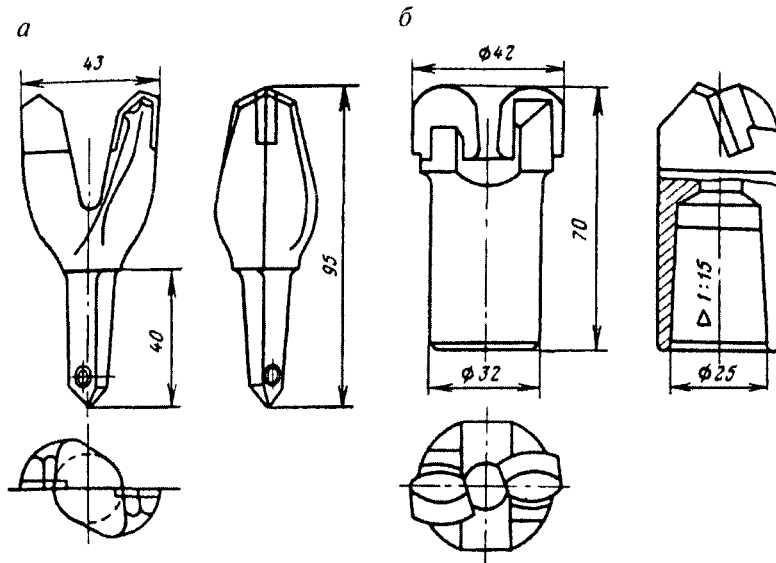


Рис. 2.3. Резцы для вращательного бурения шпуров:  
 а — угольные РУ-4М, б — породные РП-42-2

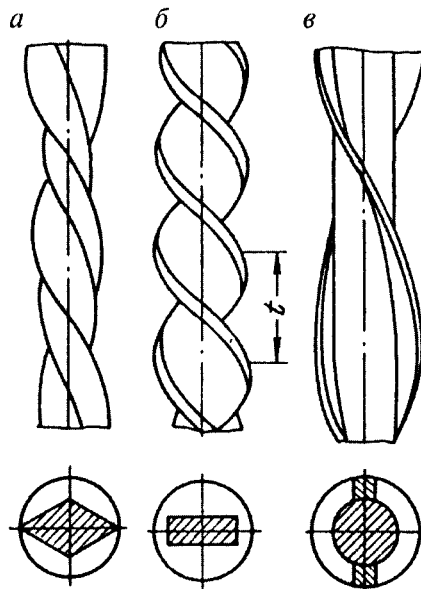
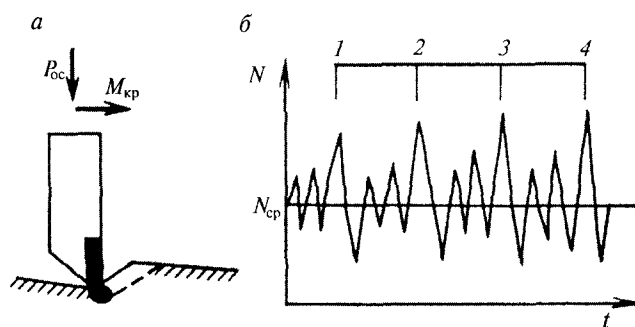


Рис. 2.4. Штанги для вращательного бурения шпуров

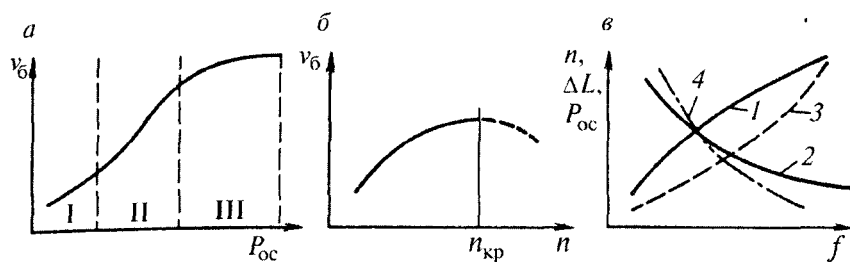
При вращательном бурении с промывкой водой применяют шестигранные или круглые штанги с центральным отверстием диаметром 6—8 мм.

*Механизм и основные закономерности разрушения породы.* Процесс разрушения породы лезвием резца при вращательном бурении состоит в последовательном сколе породы в виде элементов стружки (рис. 2.5, а) за счет воздействия определенного объема разрушенной породы (главного объема давления), находящейся перед передней гранью лезвия резца. Подтверждением такой последовательности разрушения служит график потребляемой мощности  $N$  двигателем сверла с резкими колебаниями во времени  $t$  от минимума до максимума (рис. 2.5, б). В процессе образования объема давления перед передней гранью сопротивление движению лезвия и потребляемая мощность резко возрастают, а в момент скола породы потребляемая мощность снижается до минимальных величин.

С увеличением осевого усилия на инструмент для определенной породы скорость бурения увеличивается до некоторого предела, при котором ее дальнейший рост замедляется из-за недостаточного удаления продуктов разрушения с забоя (рис. 2.6, а). Наилучшие условия для бурения имеют место на участке II, где скорость увеличивается пропорционально осевому усилию  $P_{ос}$ . При малых значениях  $P_{ос}$  (участок I) разрушение носит характер истирания и неэффективно для бурения. При чрезмерно больших  $P_{ос}$  (участок III) абразивный износ и число поломок лезвий резко возрастают.



**Рис. 2.5. Закономерности разрушения породы при вращательном бурении:**  
 а — внедрение резца в породу и ее скол, б — колебания потребляемой мощности двигателем вращателя при бурении



**Рис. 2.6. Основные закономерности изменения параметров вращательного бурения:**

*a, б* — зависимость скорости бурения от осевого усилия (*a*) и частоты вращения (*б*), *в* — изменение рациональных параметров бурения с увеличением крепости пород 1 — осевого усилия, 2 — скорости бурения, 3 — удельного износа инструмента, 4 — частоты вращения

С увеличением частоты вращения скорость бурения сначала пропорционально увеличивается, а затем темп роста снижается (рис. 2.6, б) и возникают сильные вибрации инструмента. С увеличением коэффициента крепости породы рациональные значения осевых усилий возрастают, а частоты вращения уменьшаются (рис. 2.6, в).

Во всех случаях целесообразно применять максимально возможные по техническим характеристикам сверл осевые усилия, а частоты вращения выбирать из допустимого уровня вибраций при бурении. С увеличением коэффициента крепости пород скорость бурения снижается, а удельный износ инструмента растет.

### 2.3. УДАРНЫЕ СПОСОБЫ БУРЕНИЯ ШПУРОВ

Ударное бурение шпуров производят пневматическими бурильными молотками. Они имеют наименьшую относительную массу на единицу развиваемой мощности, невелики по габаритам и просты в обслуживании, успешно бурят породы любой крепости. Бурильные молотки делят на ручные, телескопные и колонковые, которые в свою очередь делят на легкие (18—20 кг), средние (20—30 кг) и тяжелые (> 30 кг).

При бурении (рис. 2.7) поршень-ударник 5 в цилиндре 3 совершает поступательно-возвратные движения. При рабочем ходе (вправо) поршень наносит удар по хвостовику бура 8, удерживаемого в молотке буродержателем 7. При холостом ходе (влево) поршень с помощью геликоидального стержня 4 храпового устройства поворачивается на некоторый угол, поворачивая при этом через поворотную и соединительную муфты 6 буровой инструмент. Воздухораспределение производится устройством 2, в которое сжатый воздух поступает через крышку молотка 1. Воду для промывки подают по шлангу 10, а все узлы стягивают болтами 9.

Бурильные молотки применяются для бурения шпуров при проходке выработок, подземной отбойке угля и руд, на небольших карьерах, при вторичном дроблении негабарита и других работах. Бурильные молотки легкие и средние устанавливают на пневмоподдержках, а тяжелые на колонках или манипуляторах буровых кареток, применяемых на карьерах (рис. 2.8, а), при проходке выработок (рис. 2.8, б) или отбойке руд. Для бурения восходящих шпуров применяют телескопные бурильные молотки.

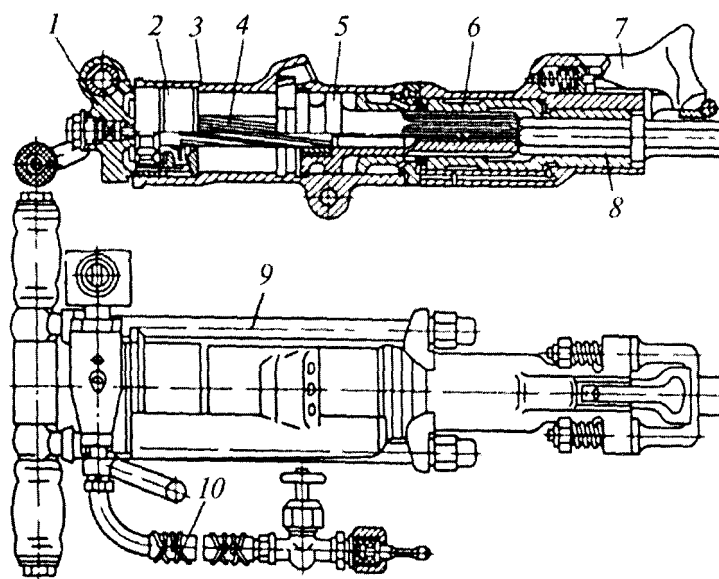
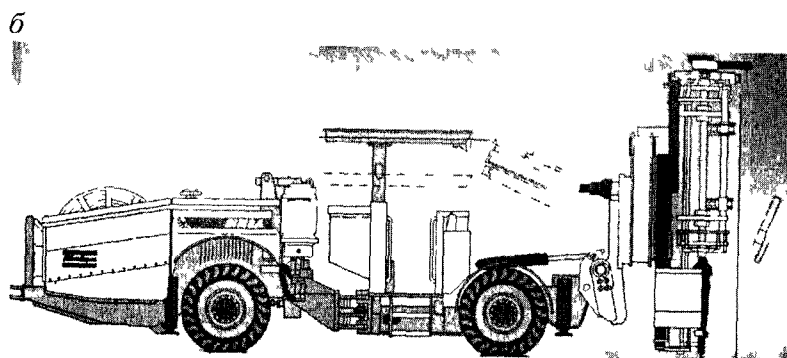
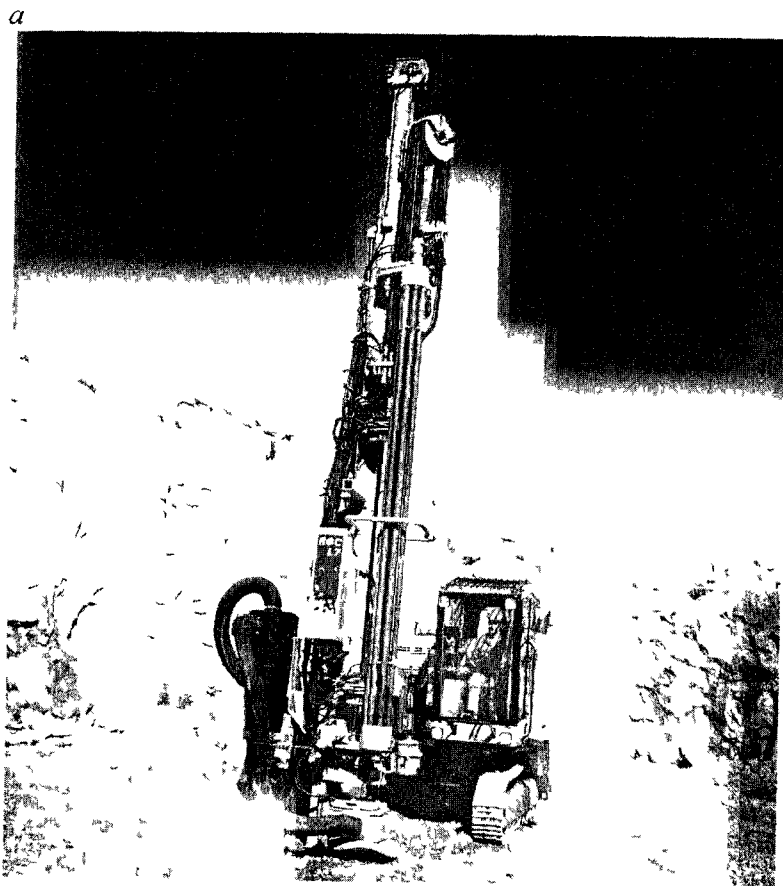


Рис. 2.7. Ручной бурильный молоток ПР-19



**Рис. 2.8. Каретки для тяжелых бурильных молотков:**  
*a* — для карьеров *б* — для подземных работ



Бурильные молотки работают с промывкой шпуров водой или с отсосом пыли. В последние годы при подземной добыче руд черных и цветных металлов широкое распространение для отбойки получили скважины и шпуры диаметром 50—70 мм и глубиной 5—20 м. Бурение таких шпуров и скважин производится самоходными буровыми каретками на пневмошинном или гусеничном ходу. Эти каретки используют в комплексе с зарядным и погрузочно-транспортным самоходным оборудованием. На этих каретках применяют мощные бурильные молотки с независимым вращением. В последние годы рядом зарубежных фирм успешно внедрены гидроударные бурильные молотки. В СНГ также разработаны и успешно внедряют гидроударные машины, существенно более производительные, чем пневматические.

В качестве примера на рис. 2.9 показан станок с мощным гидроперфоратором фирмы «Тамрок», работающим при давлении жидкости 175 бар, а воздух для очистки забоя подается под давлением 10 бар. Этот станок обеспечивает высокопроизводительное бурение скважин диаметром 51—89 мм и глубиной до 10—15 м. Для всех легких зарубежных станков характерна высокая проходимость и автономность работы с прицепным дизельным компрессором.

Технические характеристики пневматических бурильных молотков приведены в табл. 2.2.

Буровой инструмент для бурения бурильными молотками состоит из сплошных или составных буров и коронок. Сплошной бур представляет собой стержень из буровой стали, имеющей с одного конца породоразрушающую коронку, а с другого — хвостовик для установки в бурильном молотке. Составные буры (рис. 2.10) имеют штангу 1 с хвостовиком и съемную коронку 2, армированную пластинками твердого сплава 3. Съемные коронки имеют резьбовое или конусное, под углом  $3^{\circ}30'$  соединение со штангой.

Для бурения мягких пород угол пристроения лезвия должен составлять около  $90^{\circ}$ , для пород средней крепости  $100—110^{\circ}$  и для крепких пород —  $120^{\circ}$ . Наибольшее распространение имеют коронки крестовой и долотчатой формы. Коронки долотчатой

формы (рис. 2.11, *а*) обеспечивают наибольшую скорость бурения в монолитных породах. Коронки крестовой формы со сплошным и прерывистым лезвием (рис. 2.11, *б*) применяют для бурения шпуров и скважин в трещиноватых породах.

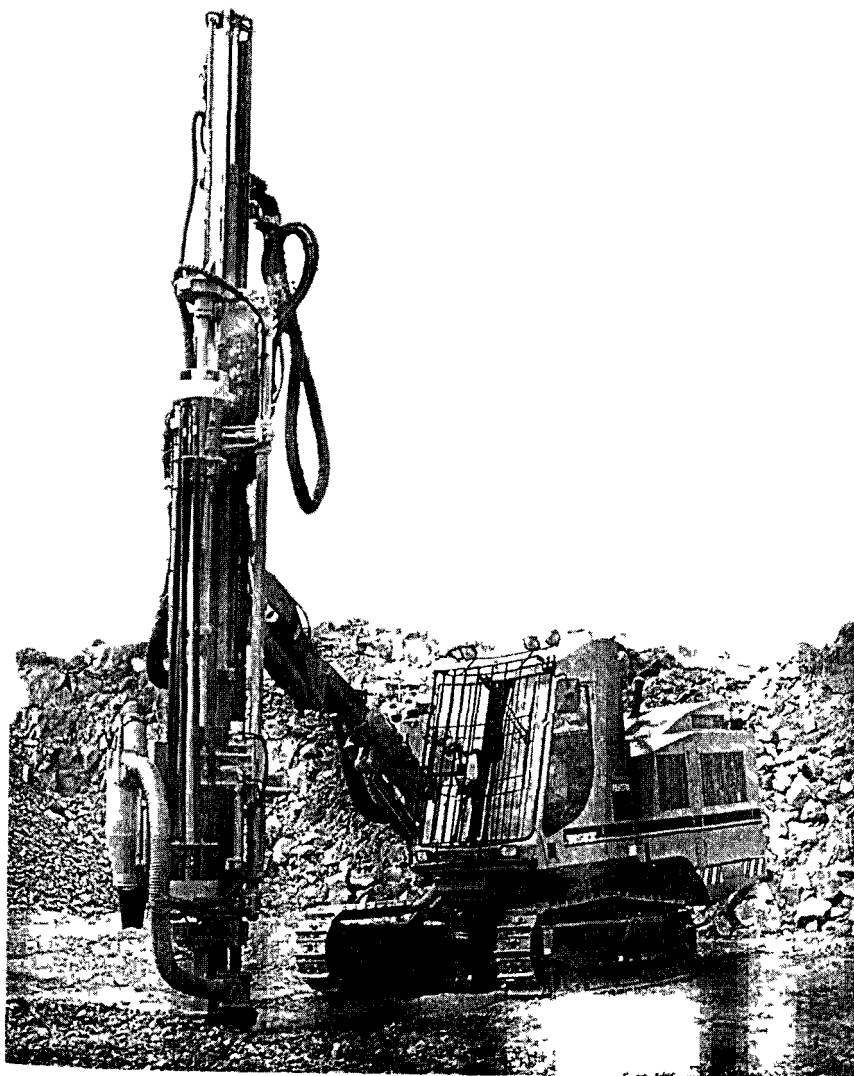
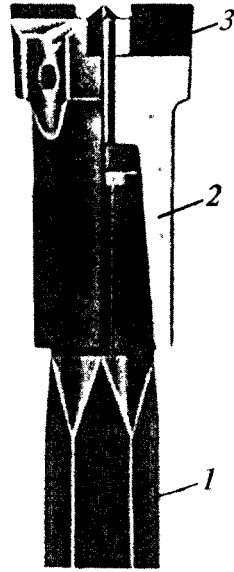
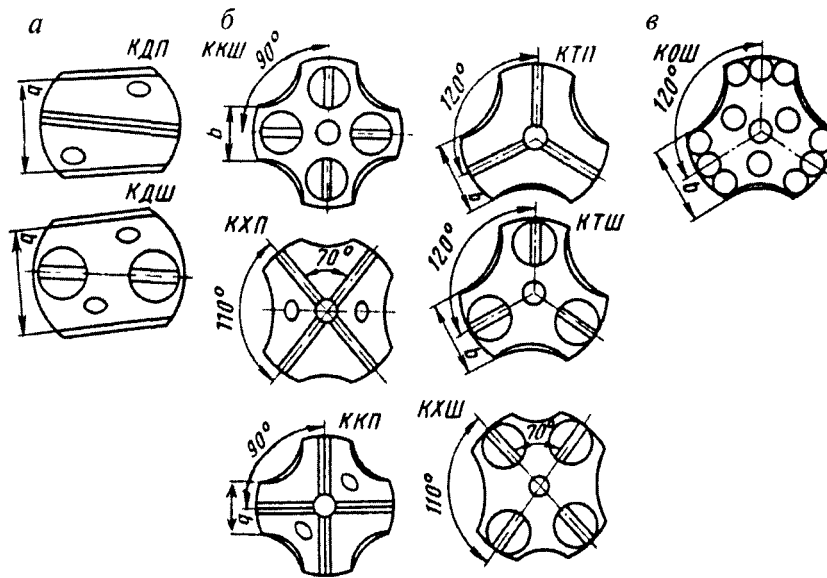


Рис. 2.9. Станок фирмы «Тамрок»



**Рис. 2.10. Буровой инструмент для бурильных молотков:**  
 1 — штанга; 2 — крестовая коронка; 3 — пластинки твердого сплава



**Рис. 2.11. Коронки для бурильных молотков**

Таблица 2.2

## Техническая характеристика пневматических бурильных молотков

Показатели	Легкие			Средние	
	ПР-18Л	ПР-19	ПР-22	ПР-24Н	ПР-25
Масса, кг	18	22	25	26	25
Длина, мм	570	612	635	610	632
Ход поршня, мм	40	50	55	40	35
Диаметр поршня, мм	68	68	72	85	85
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	2,6	2,5	2,8	3	2,8
Расход воды, л/мин	3	3	3	3	3
Диаметр буровой стали, мм	22	25	25	25	25
Допускаемый диаметр буровой коронки, мм	45	46	49	49	49
Энергия удара поршня, кДж·10	3,5	3,5	5	5	5
Число ударов в минуту	2700	1850	1850	2500	2600
Скорость бурения гранита ( $f = 10—12$ ), мм/мин	3	75	105	140	120
Глубина бурения, м	3	4	4	4	4

Окончание табл. 2.2

Показатели	Тяжелые		
	КС-50	ПК-60	П-75
Масса, кг	50	60	75
Длина, мм	720	575	600
Ход поршня, мм	75	45	45
Диаметр поршня, мм	90	110	120
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	5,0	9,0	13,0
Расход воды, л/мин	3	4	4
Диаметр буровой стали, мм	32	32	32
Допускаемый диаметр буровой коронки, мм	45—25	49—65	65—85
Энергия удара поршня, кДж·10	9	9	15
Число ударов в минуту	1670	2800	2000
Скорость бурения гранита ( $f = 10—12$ ), мм/мин	300	300	400
Глубина бурения, м	12	25	30

Коронки выпускают семи типоразмеров — 28, 32, 36, 40, 43, 46, 52 мм.

При бурении происходит затупление лезвия коронки, износ ее по диаметру. Поэтому при замене затупленной коронки следующую берут меньшего на 1—2 мм диаметра. Разницу в диаметрах двух последовательно используемых коронок называют *шагом*.

Набор коронок, необходимых для выбуривания шпура, называют *комплект*ом. Штанги для бурения бурильными молотками изготавливают из стали шестигранного или круглого сечения с центральным промывочным каналом диаметром 6—8 мм.

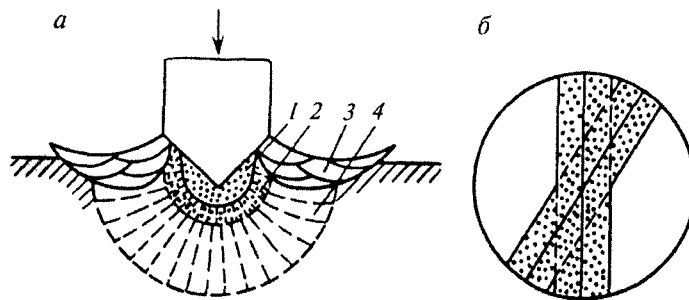
В последние годы в связи с внедрением более мощных пневматических и гидравлических ударных машин широкое применение получили коронки, армированные цилиндрическими штырями твердого сплава со сферической разрушающей поверхностью (рис. 2.11, в).

Механизм и закономерности разрушения породы при ударном бурении состоят в следующем. При ударе поршня по хвостовику бура энергия удара передается по буру в виде волны, распространяющейся по штанге со скоростью 5000 м/с и в виде кинетического движения всего бура.

Скорость бура определяется коэффициентом восстановления при соударении с поршнем и соотношением масс бура и поршня. При внедрении лезвия в породу вокруг него (рис. 2.12, а) образуется зона тонко измельченной породы. При достаточной энергии контур зоны разрушения в сечении имеет форму элемента окружности, к которой примыкает зона породы, разрушенной трещинами на столбики-сектора. У поверхности забоя трещины изгибаются и выходят на поверхность, образуя зону скола. При внедрении инструмента размеры зон, измельченной породы увеличиваются не постепенно, а дискретно, на одно, два, три зерна, из которых состоит разрушаемая порода. При хрупких породах их разрушение может происходить также под влиянием волны напряжений, которая, распространяясь по штанге, при плотном контакте лезвия с породой переходит в породу и производит разрушение. После завершения разрушения лезвие поворачивают на такой угол, чтобы при следующем уда-

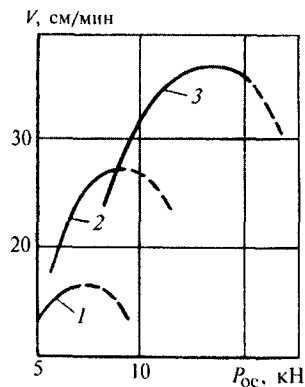
ре произошли внедрение инструмента и скол секторов породы между двумя смежными ударами (рис. 2.12, б).

Скорость ударного бурения зависит от осевого усилия, давления сжатого воздуха, диаметра и глубины буримых шпуров. С увеличением осевого усилия скорость бурения достигает максимума благодаря лучшей передаче энергии от поршня через бур породе (рис. 2.13), а затем молоток начинает работать неустойчиво, так как крутящий момент на буре становится недостаточным для преодоления силы трения инструмента о забой. При ударном бурении следует работать при предельно допустимых осевых усилиях.



**Рис. 2.12. Механизм разрушения породы при ударном бурении:**

1 — зона измельчения; 2 — разрушенный слой; 3 — зона скола; 4 — зона растрескивания



**Рис. 2.13. Зависимость скорости бурения от осевого усилия для различных бурильных молотков:**

1 — легкие; 2 — средние; 3 — тяжелые

С увеличением давления воздуха увеличивается сила, действующая на поршень, увеличиваются его скорость, частота ударов и скорость бурения. Однако вместе с этим увеличиваются шум, вибрации и число поломок, особенно инструмента. Поэтому рекомендуется при современных конструкциях буровых молотков и инструмента применять при бурении давление сжатого воздуха до 0,5—0,7 МПа.

В зарубежных странах (США, Швеция) все шире применяют бурильные машины, работающие на повышенном до 1,5—2,0 МПа давлении сжатого воздуха. В сочетании с высококачественным инструментом (штанги и штыревые коронки) это позволяет увеличить скорость бурения пропорционально давлению сжатого воздуха.

С увеличением диаметра коронки (шпура) в единицу времени требуется разрушить объем породы, увеличивающийся пропорционально площади забоя. Поэтому приближенно можно принять, что скорость бурения обратно пропорциональна квадрату диаметра, т.е.

$$\frac{v_0}{v_x} = \left( \frac{d_x}{d_0} \right)^2.$$

На практике показатель степени может меняться от 1 до 2,5. При большей глубине шпуров за счет увеличения массы бура, ухудшения условий передачи энергии к забою и его очистки, а также увеличения необходимой величины крутящего момента скорость бурения снижается.

При плотном контакте инструмента с породой, эффективном удалении продуктов разрушения из забоя с достаточным крутящим моментом удается бурить глубокие скважины (до 40 м и более) без существенного снижения скорости бурения.

## **2.4. ВРАЩАТЕЛЬНОЕ (ШНЕКОВОЕ) БУРЕНИЕ СКВАЖИН**

Вращательное бурение вертикальных и наклонных скважин диаметром 110—160 мм в породах с  $f \leq 6$  применяют на карьерах резцами с удалением продуктов разрушения штангами-шнеками.

Станки (рис. 2.14) имеют гусеничный ход. Они обеспечивают бурение вертикальных и наклонных скважин в породах с  $f \leq 6-8$ , так как имеют большую массу вращателя, создающего большие осевые усилия на забой. Ведут работы по созданию станков с механизацией наиболее трудоемкой операции при бурении — сборке и разборке шнекового бурового става. Станки СБР-125 и СБР-160 выпускают взамен БСН-1 и СВБ-160 соответственно. Техническая характеристика станков приведена в табл. 2.3.

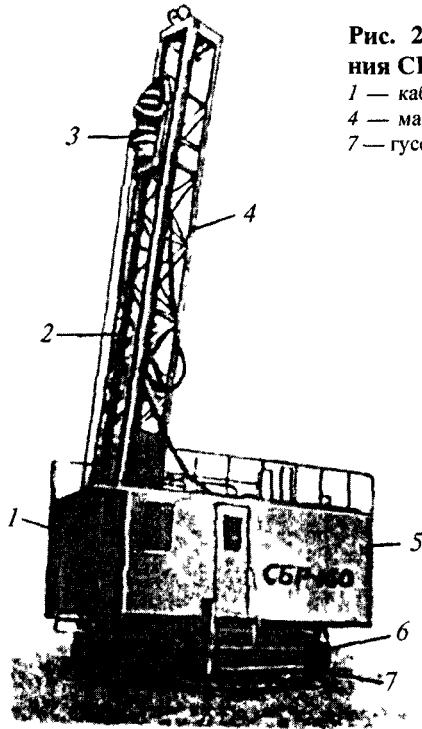


Рис. 2.14. Станок вращательного бурения СБР-160:

1 — кабина, 2 — буровой шнек, 3 — вращатель, 4 — мачта, 5 — машинное отделение, 6 — рама, 7 — гусеничный ход

Таблица 2.3

Техническая характеристика станков вращательного (шнекового) бурения для карьеров

Показатели	Типы станков			
	БСН-1	СВБ-2	СБР-125	СБР-160
Диаметр скважин, мм	120	150	125	160
Глубина бурения, м	30	25	24	24



Показатели	Типы станков			
	БСН-1	СВБ-2	СБР-125	СБР-160
Частота вращения бурового инструмента, об/мин	220	120—200	—	—
Усилие подачи бурового снаряда, кг	400	1800	< 1000	< 8000
Мощность эл. двигателя вращения, кВт	14	40	40	40
Масса станка, т	1,345	10	2,0	12,0

Буровой инструмент для вращательного бурения состоит из набора штанг и резцов. Штанга (рис. 2.15, а) представляет собой трубу с приваренной к ней спиралью из полосовой стали, армированной по наружной кромке наплавкой твердого сплава. Для разрушения пород наибольшее распространение получили резцы с закругленными лезвиями, армированные цилиндрическими вставками твердого сплава (рис. 2.15, б, в). Новочеркасским, Кузбасским, Иркутским политехническими институтами разработаны долота со съемными резцами (2.15, г, д). Эти резцы обеспечивают по породам с  $f = 4—6$  увеличение скорости бурения скважины в 2 раза.

Проходка на резец изменяется в широких пределах от 500 до 20 м с увеличением крепости и абразивности пород. Наибольшая стоимость у резцов со сменными режущими элементами.

Механизм и закономерности разрушения при вращательном бурении скважин на карьерах аналогичны изложенным при бурении шпуров, однако отличаются по численным значениям.

Выбор рационального режима бурения производят с учетом типа применяемых резцов на основе проведения экспериментов с определением производительности станка и стоимости бурения.

Одним из важных недостатков шнекового бурения является значительная потеря глубины скважины (до 15 %) из-за неполного удаления шнеками разрушенной породы. Предложена докт. техн. наук Б.В. Катановым шнекопневматическая технология очистки забоя, при которой по трубам шнека в скважину подается сжатый воздух (в количестве 2—5 м<sup>3</sup>/мин), резко повышающий эффективность очистки забоя, снижающий крутящий момент на вращателе, что позволяет бурить скважины большей глубины.

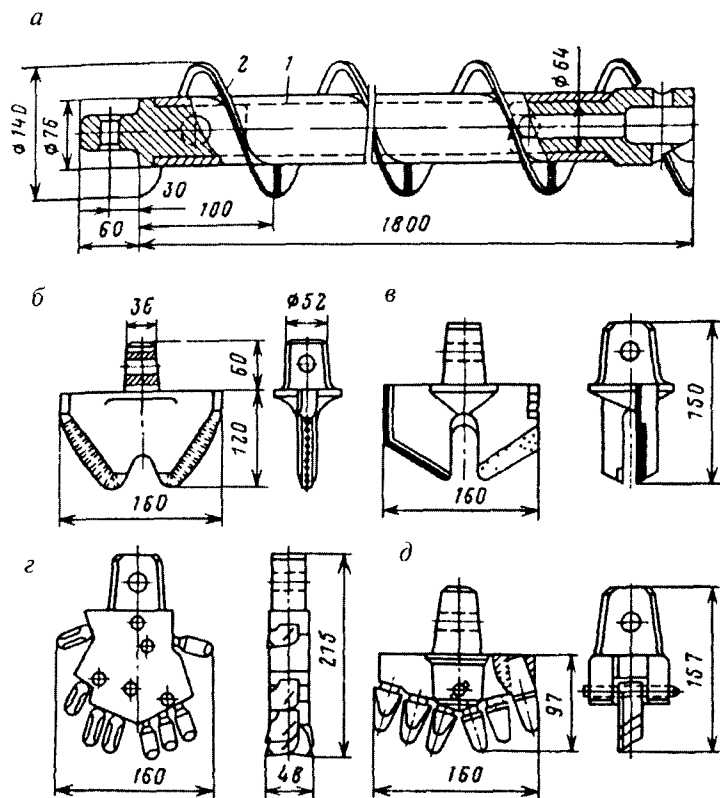


Рис. 2.15. Буровой инструмент для вращательного бурения:  
*a* — штанга, *б, в, г, д* — резцы

## 2.5. БУРЕНИЕ СКВАЖИН ПОГРУЖНЫМИ ПНЕВМОУДАРНИКАМИ

Этот способ бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 85—110 мм широко применяют при подземной добыче руд, а также на карьерах небольшой и средней производительности.

Станки для бурения скважин погружными пневмоударниками делят на легкие с диаметром скважин 85—125 мм, средние с диаметром скважин 160 мм и тяжелые с диаметром скважин

$\geq 200$  мм. Известны зарубежные станки фирмы Интерсол Рэнд (США) для бурения погружными пневмоударниками скважин диаметром до 850 мм.

Техническая характеристика отечественных моделей буровых станков с погружными пневмоударниками для карьеров приведены в табл. 2.4. Все станки самоходные на гусеничном или пневмоколесном (легкие) и гусеничном (тяжелые) ходу.

Буровые погружные молотки, уходящие в скважину вслед за продвижением забоя, впервые в СССР были разработаны в 1938 г. А.К. Сидоренко. Аналогичные работы были продолжены в 1949 г. на рудниках Лениногорского комбината С.Н. Юшко, который впервые создал погружной пневмоударник, наносящий только удары, а вращение ему сообщалось буровым станком с поверхности через буровой став.

В 1953 г. ИГД СО АН СССР совместно с Кузнецким металлургическим комбинатом разработана модель станка БА-100, а в 1959 г. полуавтоматическая усовершенствованная модель НКР-100М. Рядом организаций созданы другие модели станков, например БМК-4 Лениногорским комбинатом. Важная особенность погружных пневмоударников — их работа на воздушно-водяной смеси, что обеспечило надежное пылеподавление в скважине.

Станок НКР-100М (рис. 2.16, а) устанавливают консольно на распорной колонке, позволяющей бурить круговой веер скважин. Вращение бурового става осуществляется электродвигателем через редуктор, а подача на забой — с помощью пневмоцилиндров. Вращательное и осевое движение буровому ставу передается двумя зажимными пневматическими патронами, которые работают в полуавтоматическом режиме. Различие станков БМК-4 и ЛПС-3 в том, что они работают только на сжатом воздухе, а подача бурового става на забой осуществляется с торца на длину одной штанги, после чего на буровой став навинчивают очередную штангу.

Для карьеров предусмотрено три типоразмера станков пневмоударного бурения: СБУ-125, СБУ-160 и СБУ-200 (табл. 2.4).

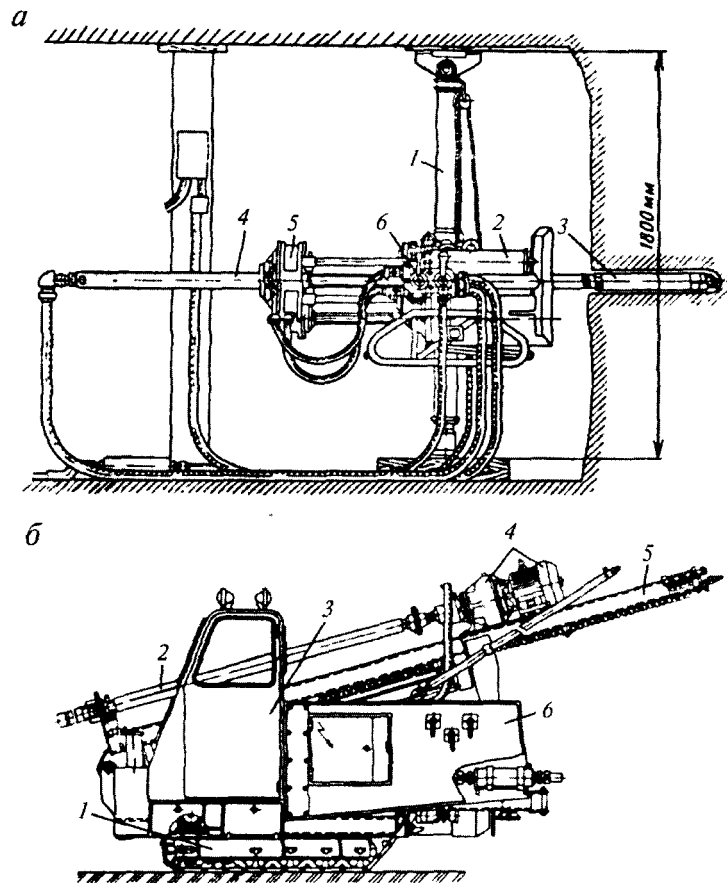
Таблица 2.4

**Техническая характеристика станков для бурения скважин  
погружными пневмоударниками**

Показатели	На карьерах			
	СБУ-125		СБУ-160	СБУ-200
	на гусенич- ном ходу	на пневмо- шинном ходу		
Диаметр скважины, мм	105; 125	105; 125	125; 160	200
Глубина бурения, м	22	22	32	32
Направление бурения от вертикали	0—60°	0—60°	0—300	0—30°
Частота вращения бурово- го снаряда, об/мин	27; 40; 80	0—60	0—60	0—50
Максимальное усилие по- дачи, кН	0—15	24	30	—
Ход подачи, мм	2500	600	4500	—
Диаметр штанги, мм	89	114	159	180
Длина штанги, мм	2500	9000	9000	—
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	4,2; 8	14,4	25	25
Установленная мощность электродвигателей, кВт	39	180	256	350
Масса станка, т	5	9	29	36

Окончание табл. 2.4

Показатели	На подземной добыче руд		
	БМК-4	НКР-100М	ЛПС-3
Диаметр скважины, мм	105	105	155
Глубина бурения, м	35	50	35
Направление бурения от вертикали	Полный веер	Полный веер	Полный веер
Частота вращения бурового снаря- да, об/мин	41	76	30—40
Тип пневмоударника	М-1900УК	П-1-75	П-150
Максимальное усилие подачи, кН	до 7,5	до 6	до 9
Ход подачи, мм	1000	365	1000
Диаметр штанги, мм	89	63,5	50
Длина штанги, мм	960	1200	900
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	6	7	10
Масса станка, т	0,340	0,63	0,35



**Рис. 2.16. Буровые станки пневмоударного бурения:**

*a* — НКР-100М (1 — распорная штанга; 2 — гидроцилиндр подачи; 3 — погружной пневмоударник; 4 — штанга; 5 — зажимной патрон; 6 — пульт управления), *б* — СБУ-125 (1 — гусеничный ход; 2 — буровой став; 3 — кабина; 4 — вращатель; 5 — мачта; 6 — машинное отделение)

Станки СБУ-160 и СБУ-200 имеют собственную компрессорную установку, а питание сжатым воздухом станка СБУ-125 предусмотрено от передвижного компрессора. Для обеспечения нормальных санитарно-гигиенических условий труда пневмоударники на станках работают на воздушно-водяной смеси или устанавливаются тканевые рукавные фильтры для очистки запыленного воздуха, вылетающего из скважины.

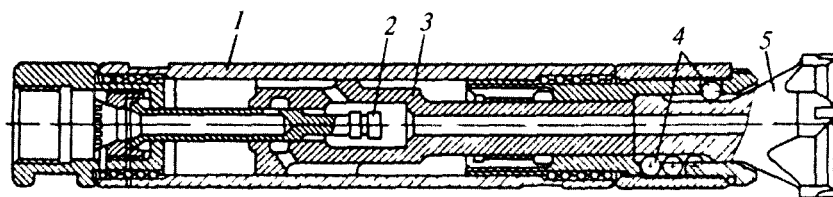
Буровой станок СБУ-125 (см. рис. 2.16, б), разработанный НИПИГормашем, представляет собой самоходную установку на гусеничном ходу с кабиной для бурильщика. Сменная производительность станка в породах с  $f = 10—12$  до 25 м.

*Погружные пневмоударники и долота.* В качестве основного ударного инструмента станков применяют погружные пневмоударники, одна из последних моделей которых показана на рис. 2.17, на базе которой выполнен типажный ряд пневмоударников для бурения скважин диаметром 105, 125, 160 и 200 мм. Техническая характеристика погружных пневмоударников приведена в табл. 2.5.

Таблица 2.5

Техническая характеристика погружных пневмоударников  
(при рабочем давлении 0,5 МПа)

Показатели	М-1900УК	П-105	МП-7	П-125	П-160	П-200
Диаметр скважин, мм	105	105	125	125	160	200
Энергия удара, Дж·9,8	7,5	9,8	12	15,5	32	42
Частота ударов в минуту	1750	1620	1500	1250	1275	1150
Ударная мощность, кВт	2,15	2,6	3,0	3,2	6,7	7,9
Скорость движения поршня в момент удара, м/с	9,3	7,9	7,5	7,4	7,9	6,6
Масса ударника, кг	1,7	3,1	4,2	5,6	10	19
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	5,7	5,7	7,5	7	12	16
Диаметр корпуса, мм	92	92	112	110	140	176
Длина пневмоударника, м	380	605	630	652	760	900
Масса пневмоударника, кг	11,7	20,0	36	31	58	110
Тип долота	БК-105	К-105	БК-125	К-125, К-125-1	К-165	К-205
Масса долота, кг	3,4	3,6	5,2	5,6	13	23



**Рис. 2.17. Бесклапанный погружной пневмоударник П-105:**

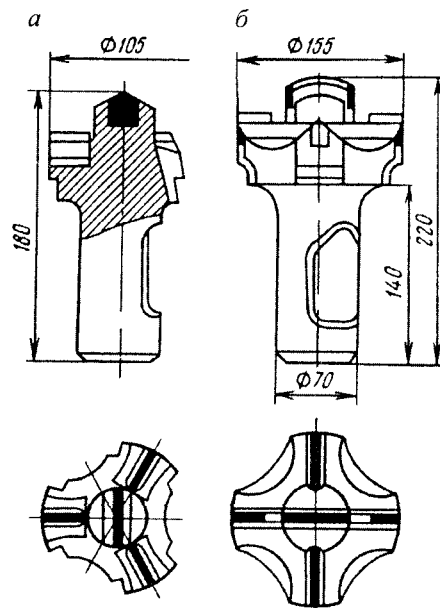
1 — цилиндр 2 — воздухораспределительное устройство 3 — поршень ударник 4 — замковое крепление долота 5 — долото

Поршень-ударник в пневмоударнике совершает поступательно-возвратные движения под действием давления сжатой воздушно-водяной смеси и с частотой 1500 уд/мин и более, наносит удары по хвостовику долота.

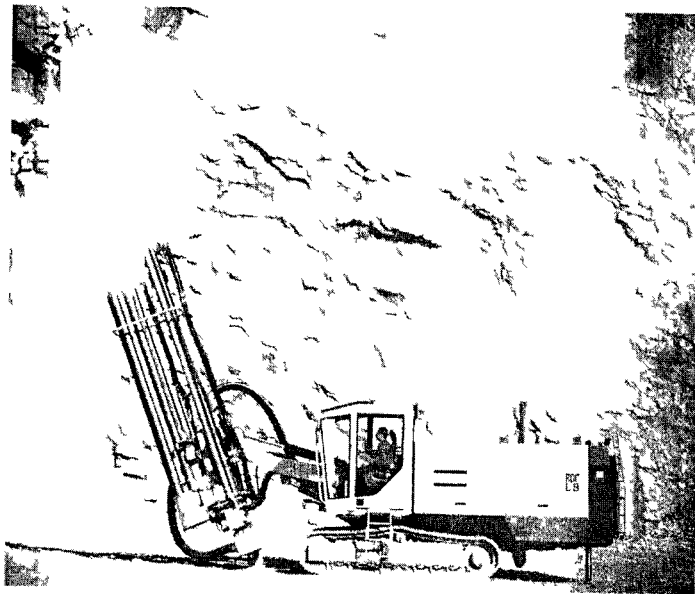
В качестве породоразрушающего инструмента при пневмоударном бурении применяются долота трехперые с опережающим лезвием и крестовые, армированные стандартными пластинками твердого сплава ВК-11В, ВК-15. Все шире в СНГ и за рубежом применяют буровые долота, армированные цилиндрическими вставками твердого сплава со сферической поверхностью. Некоторые типы долот для погружных пневмоударников показаны на рис. 2.18

В настоящее время в зарубежных странах создают погружные пневмоударники с тяжелыми и длинными поршнями-ударниками с невысокой частотой ударов (до 1000 уд/мин) и высокой энергией единичного удара (15—25 кДж/см диаметра долота) при высоком давлении сжатого воздуха 15—20 бар или жидкости 170—200 бар

В Швеции фирма «Атлас Копко» выпускает типоразмерный ряд станков ROC L6, ROC L8 с погружными пневмоударниками, работающими на давлении сжатого воздуха 25 бар для бурения вертикальных и наклонных взрывных скважин диаметром 110—165 мм и глубиной до 54 м. Характерной особенностью этих станков является возможность наклона мачты в трех направлениях, что весьма удобно для бурения наклонных контурных скважин, вблизи откосов уступов и на строительных площадках (рис. 2.19).



**Рис. 2.18.** Долота для пневмоударного бурения:  
*a* — трехперые *б* — крестовые



**Рис. 2.19.** Буровой станок с погружным пневмоударником ROC L-8



Механизм и закономерности разрушения породы при бурении погружными пневмоударниками аналогичны закономерностям разрушения бурильными молотками, но имеют некоторые отличия в связи с особенностями их конструкции. В связи с тем что энергия удара на единицу длины лезвия долота пневмоударника в среднем в два раза ниже бурильного молотка, удельный объем разрушения также существенно ниже, из-за чего долота погружных пневмоударников изнашиваются больше на единицу длины пробуренной скважины. Геометрические формы и размеры поршня ударника и долота целесообразно принимать примерно одинаковыми и по возможности цилиндрической формы с плавными переходами, что обеспечивает больший эффект разрушения породы.

Давление сжатого воздуха оказывает особенно большое влияние на скорость бурения. С увеличением давления сжатого воздуха с 0,5 до 1,0 МПа скорость бурения, по зарубежным данным, также увеличивается в два раза.

С увеличением осевого усилия на долото улучшаются условия передачи энергии и эффективность разрушения породы. Большие осевые давления в то же время приводят к увеличению абразивного износа лезвий. Кроме того, с увеличением осевого усилия возрастают силы трения долота с цилиндром пневмоударника. Поэтому изменение скорости бурения с увеличением осевого усилия для погружных пневмоударников со шпоночным соединением долота имеет максимум при  $P_{ос} = 0,45—0,5$  кН.

В пневмоударниках со шлицевыми соединениями долота, а также с круглыми шпонками такого уменьшения скорости бурения при увеличении осевого усилия на долото не наблюдается. Рекомендуется с увеличением коэффициента крепости пород с 4 до 16 для пневмоударников увеличивать осевое усилие с 1,0 до 4,0 кН, частоту вращения снижать со 120 до 45 об/мин, а давление воздуха увеличивать с 0,4 до 0,7 МПа (рис. 2.20) с учетом сегодняшнего качества твердого сплава и применяемой для ударных элементов и долот стали.

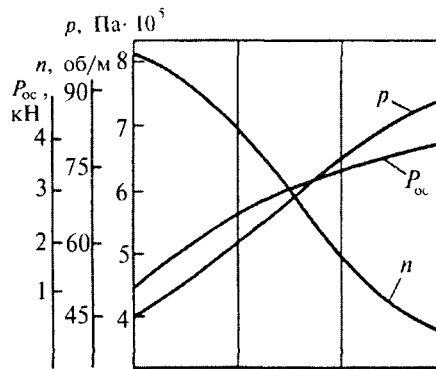
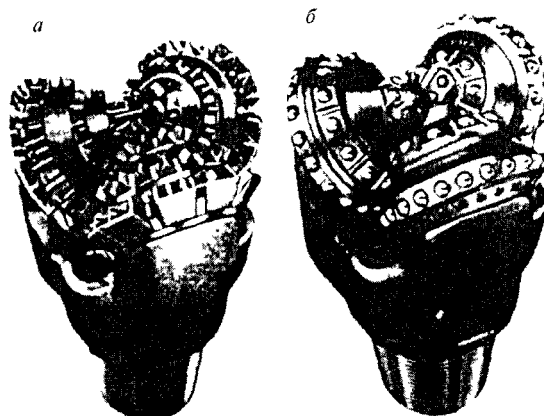


Рис. 2.20. Изменение рациональных параметров бурения с увеличением крепости пород для пневмоударника М32к

## 2.6. БУРЕНИЕ СКВАЖИН ШАРОШЕЧНЫМИ ДОЛОТАМИ

Этот способ бурения — один из самых распространенных и перспективных на карьерах для проходки взрывных скважин диаметром 160—320 мм. При подземной разработке руд шарошечное бурение применялось значительно меньше, в основном для бурения скважин диаметром 45—190 мм.

*Шарошечные долота* — породоразрушающий инструмент, представляющий собой конструкцию, сваренную из трех лап, на консольных осях которых вращаются на роликовых и шариковых опорах шарошки. Шарошки представляют собой конусы, на поверхности которых имеется несколько рядов (венцов) зубцов; при вращении долота под большим осевым усилием до 8,5—20 кН на 1 см диаметра зубцы перекатываются по забою и разрушают породу. Если зубья выполнены из одного материала с шарошкой, долото называют зубчатым (рис. 2.21, а), если зубья выполнены в виде запрессованных или запаянных цилиндрических вставок твердого сплава с клиновидной или сферической рабочей поверхностью, долото называют штыревым (рис. 2.21, б).



**Рис. 2.21. Шарошечные долота:**

*a* — зубчатое, *б* — штыревое

Область применения долота обозначена буквой в конце его марки: «С» — для средних пород, «Т» — для твердых, «К» — для крепких, «ОК» — для очень крепких пород, «ТЗ» — для твердых абразивных пород с клиновыми штырями, «ТК» — для твердых пород с пропластками, «ТКЗ» — комбинированные штыревое и зубчатое вооружение.

Долота, имеющие в лапах каналы для подачи в подшипники сжатого воздуха и смазки, имеют в марке букву «П». Кроме того, в марке долота дается его диаметр в миллиметрах. Характеристика серийных долот приведена в табл. 2.6.

*Таблица 2.6*

**Номенклатура шарошечных долот, выпускаемых отечественной промышленностью для бурения взрывных скважин**

Завод	Тип долота
ОАО «Волгабурмаш»	130,2 (ТЗ-ПН; М-ПН; ТЗ-ПГН), 133,4–158,7 (МЗ-ПН; ТЗ-ПН; ТЗ-ПГН), 171,4 (ТКЗ-ПГВ; ТЗ-ПГВ; К-ПГВ), 200 (К-ПГВ; ТЗ-ПГВ; МЗ-ПГВ), 215,9 (ТКЗ- ПВ; ОК-ПВ; К-ПВ; Т-ПВ; ТЗ-ПВ, СЗ-ПВ; М-ПВ), 228,6 (МЗ-ПГВ; ТЗ-ПГВ; ТКЗ-ПГВ),

Завод	Тип долота
	244,5(Т-ПВ); К-ПГВ; ОК-ПГВ; МЗ-ПГВ; ОК-ЦПГВ), 250,8 (ОК-ПВ; ТЗ-ПГВ; ТКЗ-ПГАУ), 269,9 (ОК-ПГВ; СЗ-ПГВ; К-ПГВ; ТЗ-ПГВ; МЗ-ПГВ), 279,4 (ТЗ-ПГВ; К-ПГВ), 311,1 (ТКЗ-ПГВ; ТЗ-ПГВ; МЗ-ПГВ; К-ПГВ)
ОАО «Уралбурмаш»	Ш 146 (Т-ПВ; ОК-ПВ), Ш 161 К-ПВ, 171,4 (СЗ-ПГВ; К-ПГВ), Ш 215,9 (Т-ПВ; ТЗ-ПВ; К-ПВ; ОК-ПВ; М-ПВ; М-ПГВ; МЗ-ПГВ), 233,9 (ТКЗ-ПВ; ОК-ПВ), 244,5 (Т-ПВ; ТКЗ-ПВ; К-ПВ; ОК-ПВ), 250,8 (СЗ-ПВ; ТКЗ-ПВ; ОК-ПВ; К-ПВ), 269,9 (ОК-ПВ; ТКЗ-ПВ), 295,3 ТКЗ-ПВ
ОАО «Дрогобычский долотный завод»	98,4 МЗ-ПН; 114 МЗ-ПН; 120,6 МЗ-ПН; 142,9 МЗ-ПН; 151 ОК-ПВ; 244,5 (Т-ПВ; К-ПВ; К-ПГВ; ОК-ПГВ), 250,8 (К-ПГВ; ОК-ПВ), 269,9 ОК-ПВ; 320 Т-ПГВ
Примечание. Цены на шарошечные долота изменяются от типа и диаметра в пределах 18—63 тыс. руб. (цены 2006 г.).	

Выпущены опытные партии комбинированных зубчато-штыревых долот, вооружение которых представлено чередующимися в венцах стальными зубцами и штырями твердого сплава. Такие долота предназначены для бурения перемежающихся по крепости пород и имеют индекс «ТК».

Штыревые шарошечные долота с клиновыми зубцами имеют индекс «ТЗ». Кроме того, в марке долота определенной буквой указывается индекс завода-изготовителя долот. Таким образом, в марке долота указаны все необходимые сведения для их выбора.

Удаление продуктов разрушения из скважины при шарошечном бурении производят сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью.

При бурении серийные зубчатые долота выходят из строя за счет износа зубцов, а штыревые — в основном (до 80 % и более)

за счет заклинивания подшипников опор долот при работоспособном породоразрушающем вооружении.

Особенно часто происходит заклинивание подшипников опор при попадании в них буровой мелочи, которая, смешиваясь с подаваемой на забой для ее удаления и пылеподавления воздушно-водяной смесью, образует жидкую, хорошо подвижную суспензию. Такая же картина наблюдается при бурении обводненных пород.

В период наращивания бурового става смесь воды и буровой мелочи поднимается в долото и попадает в продувочные каналы опор. Часто долото заменяется только при одной подклиненной шарошке. Преждевременный выход долот из строя снижает технико-экономические показатели этого способа. Поэтому ряд организаций ведут работы по созданию устройств для реализации новой технологии отработки долот, при которой увеличивается работоспособность подшипников опор.

Для обеспечения увеличения стойкости подшипников опор долот применяют:

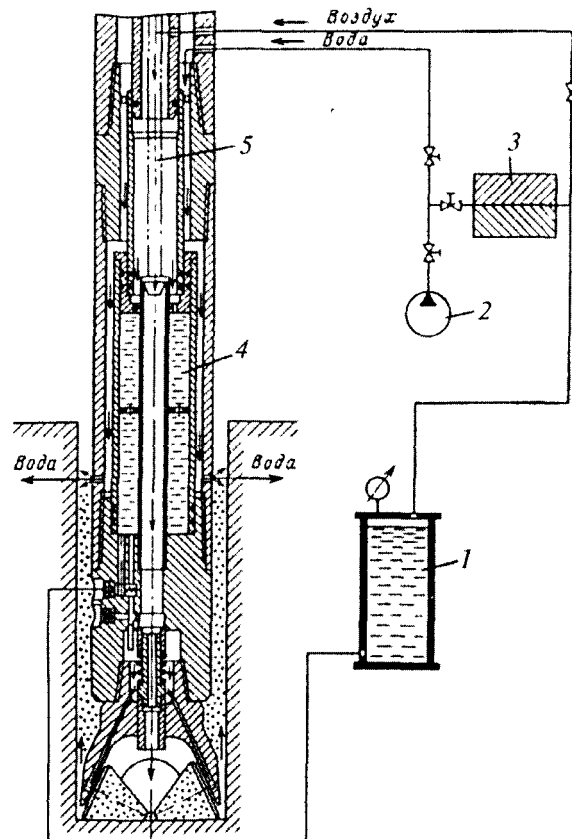
- обратные клапаны различных конструкций, устанавливаемые в долотах и препятствующие попаданию смеси буровой мелочи с водой в каналы опор;
- герметизированные опоры долот, имеющие специальную конструкцию уплотнительных соединений;
- лубрикатеры, маслоотражательные втулки и буровые ставы (рис. 2.22) различных конструкций, обеспечивающие принудительную подачу смазки в опоры долот, за счет чего подшипники защищают от попадания в них буровой мелочи и осуществляют пылеподавление водой, подаваемой в скважину на расстоянии 0,6—1,0 м от забоя.

За счет применения указанных устройств и принудительной смазки опор долот их стойкость увеличивается в 2—3 раза.

*Буровые станки.* В настоящее время серийно выпускаются карьерные станки 4СБШ-200-40 (рис. 2.23, а), СБШ-250МНА

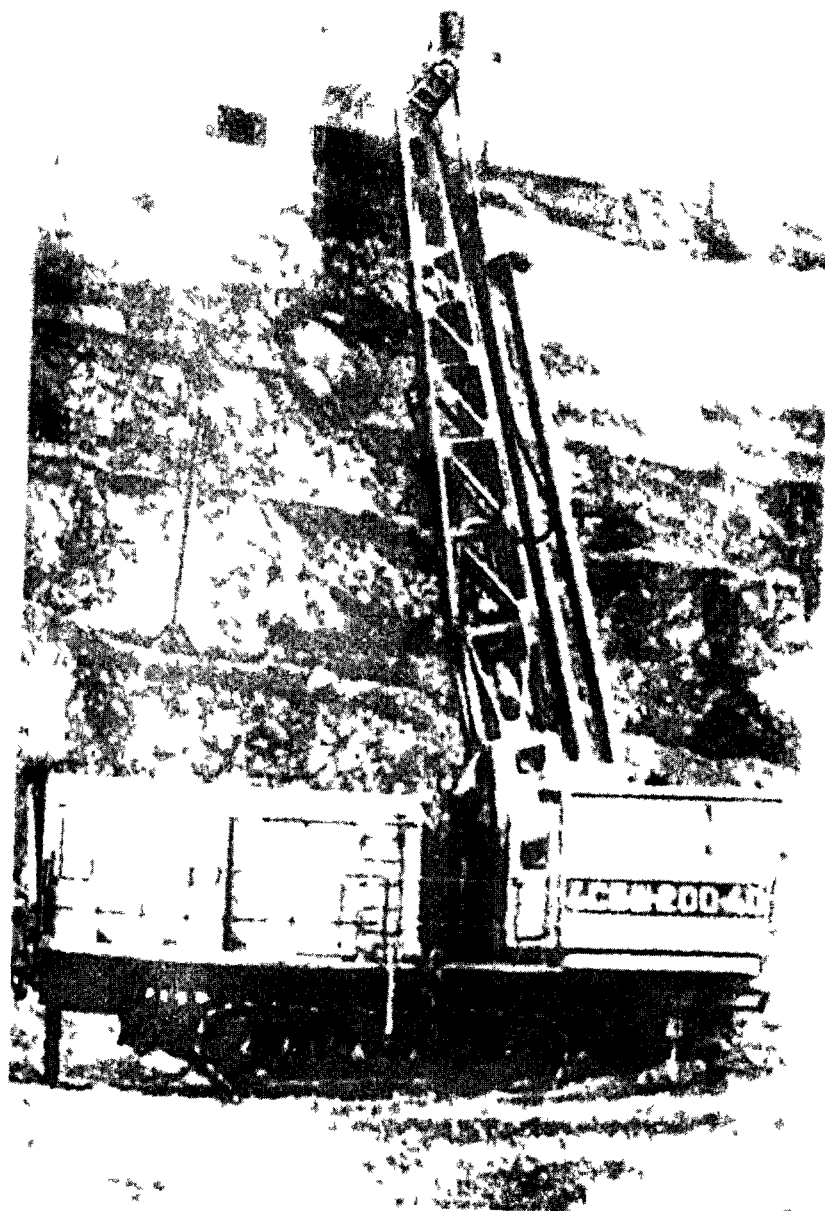
(рис. 2.23, б), СБШ-270ИЗ (рис. 2.23, в), СБШ-160/200-40 (рис. 2.23, з), СБШ-250МНА-32КП (рис. 2.23, д). Характеристики станков приведены в табл. 2.7.

УГМК «Рудгормаш» создает мощный станок СБШ-250 МНА-32КП каркасно-платформенного исполнения (рис. 2.23, д) для бурения скважин диаметром 250—320 мм глубиной до 10 м массой 600 т с компрессором 40 м<sup>3</sup>/мин.



**Рис. 2.22.** Принципиальная схема бурового става для принудительной смазки подшипников опор шарошечных долот и пылеподавления в стволе скважины:

1 — емкость с маслом; 2 — насос для установки; 3 — компрессор; 4 — резервуар со смазкой; 5 — центральный канал для подачи воздуха



**Рис. 2.23. Шарошечные карьерные станки:**  
*a* — 4СБШ 200 40

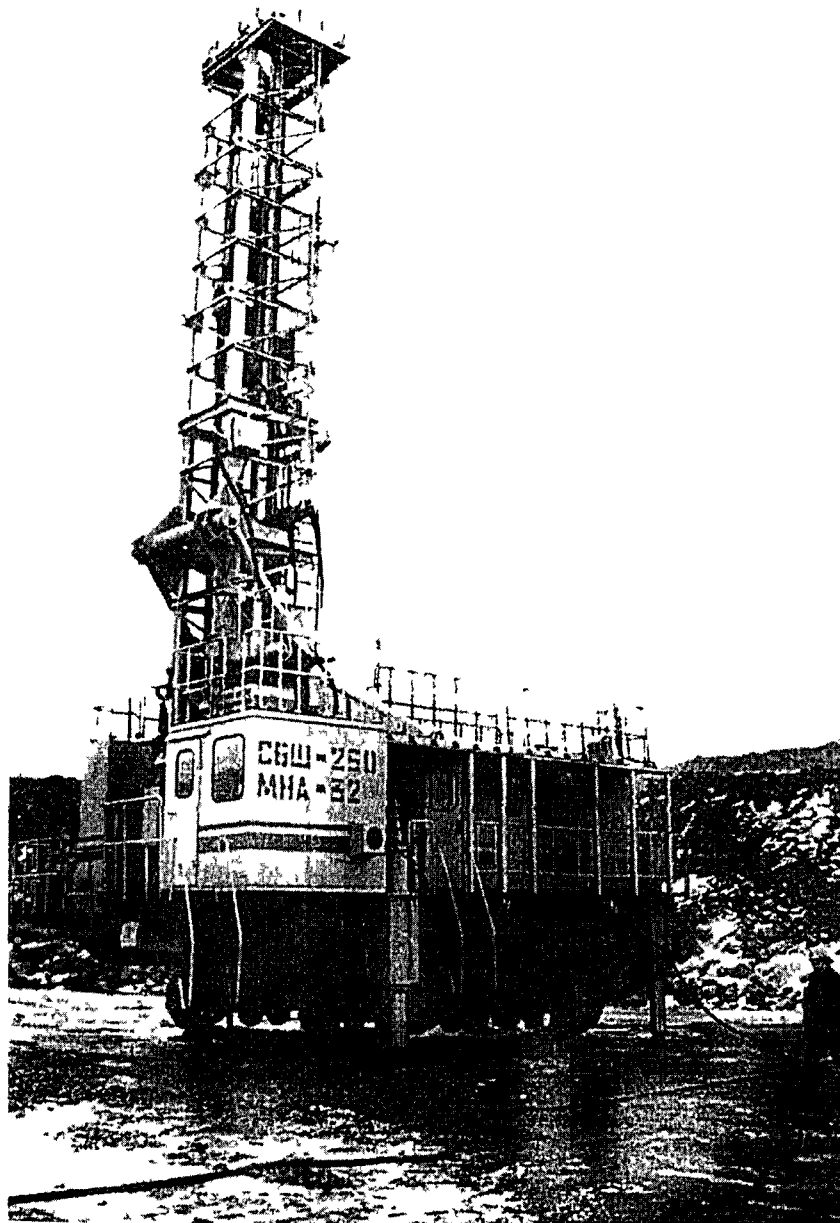
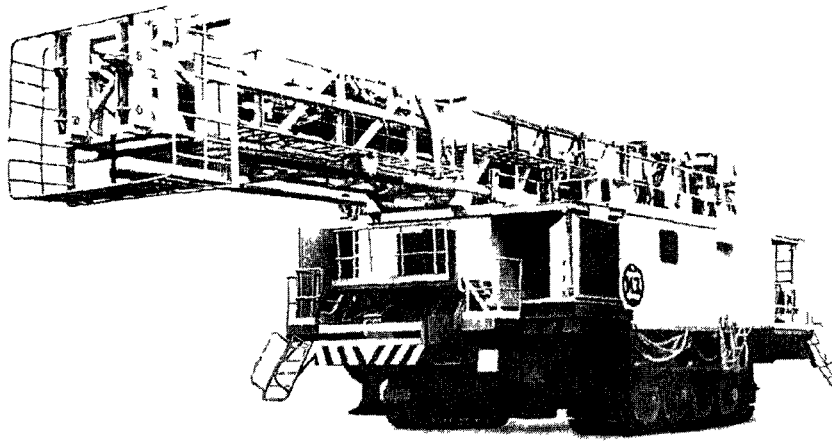
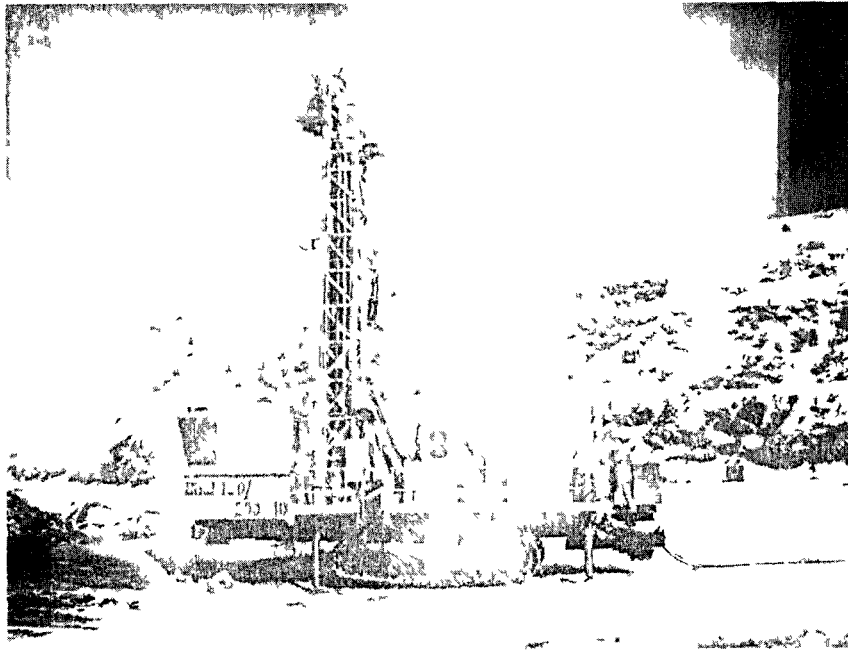


Рис. 2.23. Шарошечные карьерные станки:  
б — СБШ 250МНА 32

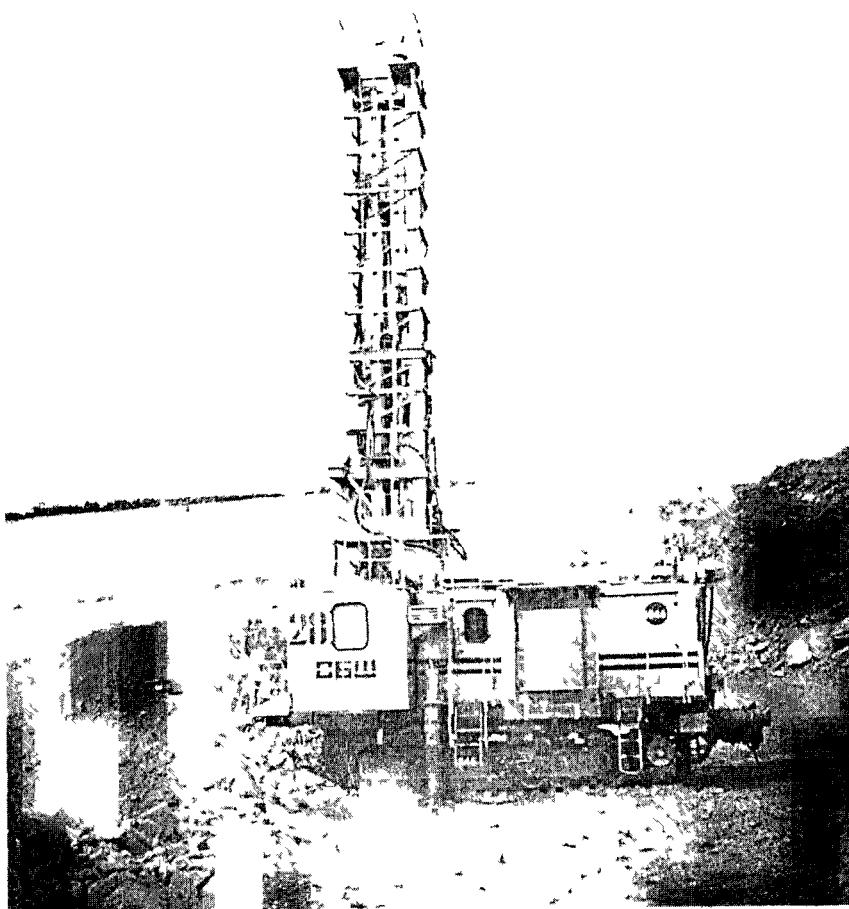




**Рис. 2.23. Шарошечные карьерные станки:**  
в — СБШ 270ИЗ



**Рис. 2.23. Шарошечные карьерные станки:**  
г — СБШ 160/200-40



**Рис. 2.23. Шарошечные карьерные станки:**  
 а — СБШ 250МНА 32КП

*Таблица 2 7*

**Техническая характеристика шарошечных станков  
 для бурения скважин**

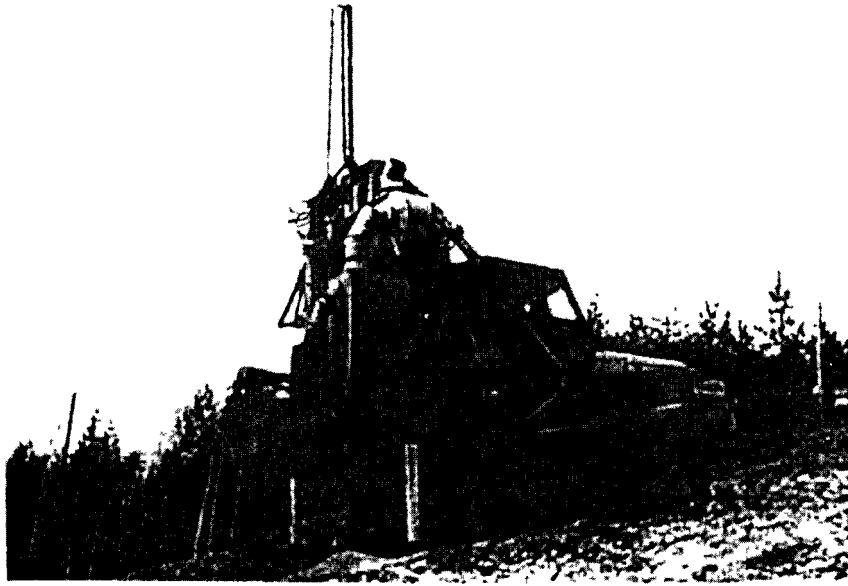
Показатели	ЗСБШ 200 60	2СБШ 200Н	СБШ- 250МНА	СБШ 270ИЗ	СБШ 160/200 40
Диаметр бурения, мм	215,9	190	243	270	160—215
	244,5	215,9	—	250	—
Глубина бурения, м	60	40	32	32	40

Окончание табл. 2.7

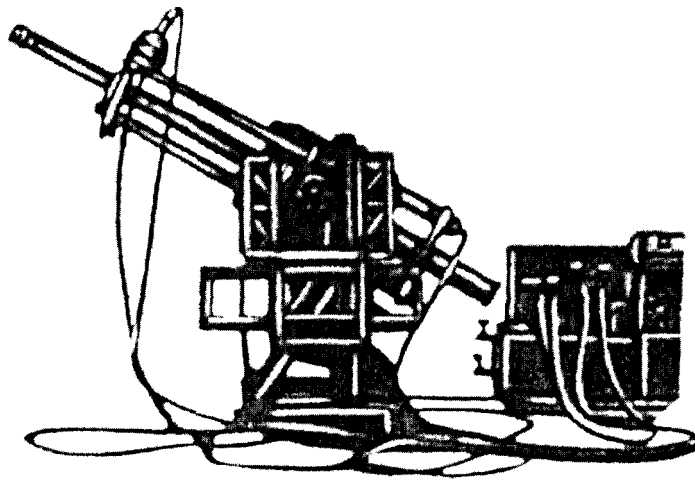
Показатели	ЗСБШ-200-60	2СБШ-200Н	СБШ-250МНА	СБШ-270ИЗ	СБШ-160/200-40
Направление бурения к горизонту, град	60-90	60,75; 90	90-60	90-60	90,75, 60
Осевое усилие, кН	300	300	380	450	235
Частота вращения долота, об/мин	15—150	15—240	30—150	0—120	0—120
Производительность компрессора, м <sup>3</sup> /мин	32	20	32	40	25
Ход подачи, м	1,0	1,1	8	11,0	8,0
Мощность привода, кВт	40	40	60	105	30
Установленная мощность, кВт	376	282	386	712	420
Основные размеры, м:					
высота с поднятой мачтой	18,5	13,8	15,3	19,45	13,3
высота с опущенной мачтой	5,3	5,65	5,6	6,13	6,2
длина с поднятой мачтой	21,1	10,25	8,6	12,78	11,5
ширина станка	5,2	4,88	5,9	6,09	6,0
Масса станка, т	64	34,9	65	136	50

Для условий транспортного гидротехнического строительства созданы автономные шарошечные станки на базе серийных гусеничных тракторов. Они предназначены для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 146—161 мм глубиной до 25 м. Это станок БТС-2 (рис. 2.24) с прицепным дизельным компрессором производительностью 10 м<sup>3</sup>/мин. Такие станки успешно эксплуатируют при отсутствии постоянных источников электроэнергии.

Для подземного бурения выпускался станок БШ-145М (рис. 2.25). Попытки создать шарошечные станки для бурения скважин меньшего диаметра (76—85 мм) пока оказались неудачными, т.к. не удастся создать достаточно стойкие шарошечные долота таких диаметров. Создан опытный образец станка ВНИПИрудмашем (Кривой Рог) для бурения скважин диаметром 190—215,4 мм для подземной отбойки руд мощных месторождений.



**Рис. 2.24. Станок шарошечного бурения БТС-2 с дизельным приводом**



**Рис. 2.25. Шарошечный станок БШ-145М для подземного бурения**

Станки для карьеров выпускаются на гусеничном ходу, обладают достаточной маневренностью при большой массе, необходимой для создания высоких осевых усилий на шарошечные долота, и имеют принципиальные отличия в схеме основного рабочего органа станка — вращательно-падающего механизма.

Станки, предназначенные для бурения взрывных скважин глубиной до 18—20 м, имеют соответствующей высоты мачту и последние модели (СБШ-320) могут бурить скважину на полную глубину до 19,5 м без наращивания штанг, что резко снижает затраты времени на вспомогательные операции, связанные с наращиванием-разборкой бурового става. Бурение без наращивания также обеспечивает более благоприятные условия работы шарошечных долот и увеличение их стойкости.

Удаление буровой мелочи с забоя производится сжатым воздухом (станки ЗСБШ-200-60, 2СБШ-200Н) или воздушно-водяной смесью (станки СБШ-250МНА, СБШ-160). На всех станках устанавливают винтовые компрессоры, рукавные фильтры для пылеулавливания или емкости с водой для создания воздушно-водяной смеси, подаваемой на забой для очистки скважины и пылеподавления.

Для снижения вибраций на станках, возникающих при работе на повышенных частотах вращения и проходке трещиноватых пород, рекомендуют применять забойные (наддолотные) амортизаторы.

При использовании амортизаторов чистая скорость бурения примерно такая же, как и при работе без амортизатора, а стойкость долот увеличивается в 1,5—2,0 раза. Важным преимуществом работы с наддолотными амортизаторами является возможность бурения на повышенных частотах вращения (до 120—150 об/мин и более), что невозможно осуществить из-за чрезмерных вибраций при работе без амортизаторов.

В нашей стране, особенно в последние 10 лет, ведутся поиски способов увеличения скорости бурения шарошечными долотами за счет увеличения динамики его воздействия на породу. Это достигается за счет применения наддолотных магнитострикторов (магнитострикционное бурение) и погружных пневмударников (ударно-шарошечное бурение).

При магнитострикционном бурении над долотом в буровом ставе устанавливают штангу-магнитостриктор длиной 8 м, внутри которой размещают и заливают специальным эпоксидным клеем полосы из никеля или сплава железа и алюминия (сплав алфер). При подаче через специальный контакт к концу полос тока с частотой 400 Гц при мощности 60 кВт полосы начинают сокращаться (вибрировать) с такой же частотой и амплитудой в несколько миллиметров. Возмущающая сила от вибраций передается долоту, за счет чего динамика его воздействия на породу резко возрастает. Проведенные опытные работы на ряде железорудных карьеров показали, что скорость бурения возрастает в 1,5—2,0 раза при снижении удельного осевого усилия на долото в 1,5—2,0 раза. При создании оптимальных осевых усилий на долото эффект действия магнитостриктора не наблюдается. По замыслу изобретателей (А.П. Островский, В.О. Мальчонок) за счет применения магнитострикторов можно успешно бурить в крепчайших породах скважины при меньших осевых усилиях, за счет чего повысить показатели бурения. Сделанный анализ показывает, что за счет применения магнитостриктора резко ухудшаются условия работы бурового станка и долота из-за воздействия на них высокочастотных вибраций. Кроме того, отмечается экологически вредное воздействие на рабочий персонал высокочастотным шумом, излучаемым магнитостриктором. Необходимо устанавливать дорогую и сложную преобразовательную электроподстанцию на станок, а над магнитостриктором — сложный узел передачи ему электроэнергии значительной мощности.

Работы по использованию магнитостриктора для бурения взрывных скважин сейчас остановлены.

При ударно-шарошечном бурении ударник погружного пневмоударника наносит удары по шарошечному долоту, установленному в нем вместо бурового ударного инструмента, а осевое усилие передается через буровой став, составляя 0,6—0,8 оптимального. При этом скорость бурения и стойкость долот возрастают в 1,6—2,0 раза. При данном способе интенсификации разрушения породы шарошечным долотом определены оптимальные формы ударников, энергетические параметры его

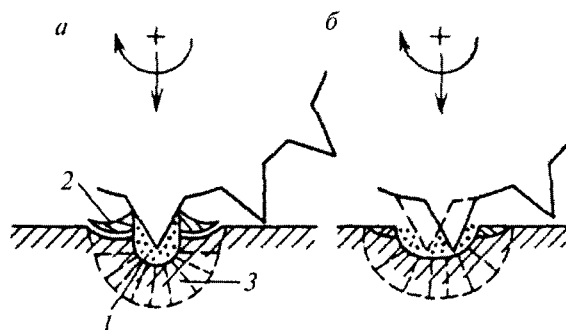
воздействия на долото с учетом диаметра скважин и свойств буримых пород.

Однако этот метод несравненно проще и дешевле, чем магнитострикционный, и работы по нему необходимо продолжать.

В настоящее время разработаны научно-технические основы для создания нового поколения буровых станков, которые будут превосходить достигнутый уровень производительности бурения серийными станками 50 м/смену в 2—3 раза.

Механизм и закономерности разрушения пород при шарошечном бурении, установленные на основе большого числа экспериментов, показывают, что при вращательном движении долота породоразрушающие элементы (зубцы или штыри) внедряются в породу, как при ударном бурении (рис. 2.26, *а*). Долота со скольжением могут срезать выступы породы (рис. 2,26, *б*), т.е. процесс разрушения получается аналогичным вращательно-ударному бурению.

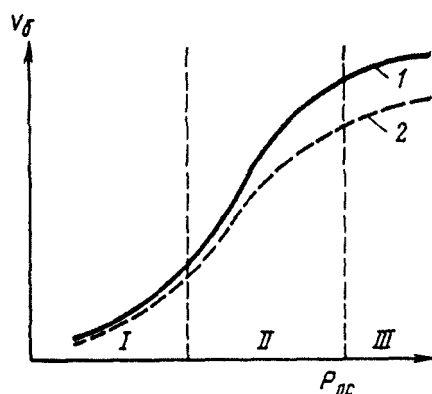
Выбор рациональных режимов шарошечного бурения представляет собой технико-экономическую задачу нахождения зоны работы станка, где при высокой производительности обеспечивается минимальная стоимость бурения. Эта зона определяется экспериментально с учетом изменения скорости бурения в зависимости от режимов, коэффициента использования станка при бурении и стойкости шарошечных долот.



**Рис. 2.26.** Механизм разрушения породы зубцами шарошечного долота: *а* — долото чистого качения, *б* — долото со скольжением, 1 — зона мелкого дробления, 2 — зона скола, 3 — зона трещинообразования

Под режимами шарошечного бурения понимают величину осевого усилия на долото, частоту вращения инструмента и количество воздуха, подаваемого для очистки забоя скважины. На работающих станках производительность компрессоров постоянна, а потому выбирают только величины осевого усилия и частоты вращения.

Осевое усилие на долото определяет объем разрушения при единичном цикле взаимодействия. При малых осевых усилиях (рис. 2.27) эффективность разрушения весьма незначительна, происходит так называемое поверхностное разрушение породы (зона I). При больших осевых усилиях (зона II) происходит объемное разрушение с линейным увеличением объема разрушения и увеличением осевого усилия. В зоне III наступают условия на забое, когда разрушенная порода недостаточно полно удаляется с забоя, однако роста объема разрушения не наблюдается, а в некоторых случаях на кривой наблюдается максимум. При ухудшении условий очистки забоя эффективность разрушения породы ниже и максимум скорости уменьшается и достигает при меньших значениях осевого усилия (пунктирная кривая на рис. 2.27).



**Рис. 2.27.** Изменение скорости бурения с увеличением осевого усилия на долото:

1 — нормальная очистка забоя, 2 — недостаточная очистка забоя



На практике бурение ведут, как правило, в средней зоне, т.е. скорость бурения пропорциональна осевому усилию, только в породах некрепких при больших осевых усилиях можно наблюдать выполаживание кривой. Таким образом, из условий разрушения целесообразно применять максимально возможные осевые усилия на долото. На практике принято выбирать максимальное значение осевого усилия на 1 см диаметра долота, исходя из прочности его элементов. Эта величина для разных типов долот составляет: для долот типа С, СТ 4-6 кН/см; для долот типа К 8—12 кН/см; для долот типа ОК 12-20 кН/см.

С увеличением своего диаметра долото выдерживает большие удельные нагрузки. Поэтому в крепких породах эффективно применение долот большего диаметра (269, 320 мм). На эти величины осевых усилий и создают шарошечные станки. С увеличением крепости пород рациональные значения осевого усилия увеличиваются, а частота вращения снижается (рис. 2.28).

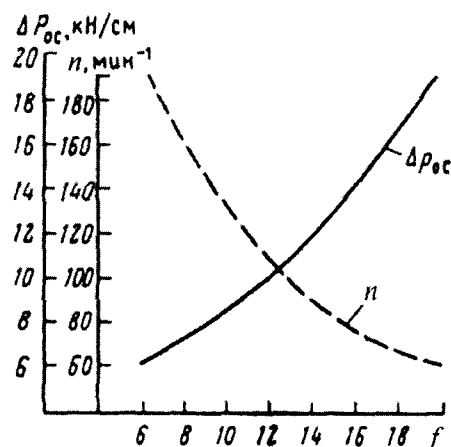


Рис. 2.28. Изменение рациональных значений осевого усилия  $P_{ос}$  и частоты вращения ( $n$ ) долот в зависимости от крепости пород

Частота вращения долота определяет частоту воздействия зубцов долота на забой, и с ее увеличением скорость растет (рис. 2.29). Однако увеличение частоты вращения имеет следующие недостатки: требует соответствующего увеличения количества воздуха для очистки забоя, так как иначе порода не успевает удаляться с забоя и эффективность процесса разрушения снижается; резко снижается стойкость опор шарошечных долот (в 3—5 раз) из-за перегрева и заклинивания подшипников (при  $n > 150$  об/мин); резко увеличиваются вибрации на станке, что делает невозможным бурение на таких режимах. Поэтому при существующей технологии шарошечного бурения рекомендуются ориентировочные значения частот вращения, приведенные на рис. 2.28.

При определении рациональных частот вращения на карьере проводится отработка трех-пяти долот на различных частотах вращения (например, 60, 100, 150, 200 об/мин) и определяют скорость бурения, сменную производительность станка, стойкость долот, расходы на 1 м бурения по статьям «машинно-смена» и «шарошечное долото» и строят график (рис. 2.30), из которого получают рациональные значения скорости вращения шарошечных долот при минимальной стоимости бурения. Обычно они находятся в пределах 80—150 об/мин. С увеличением крепости пород частоты вращения снижают.

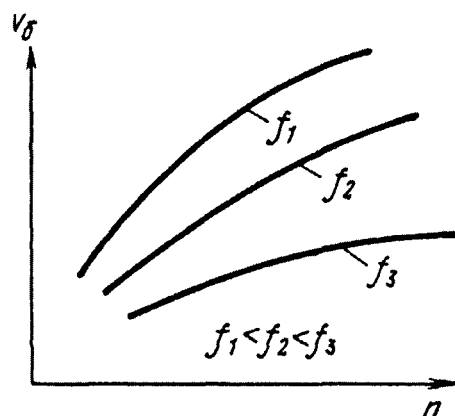
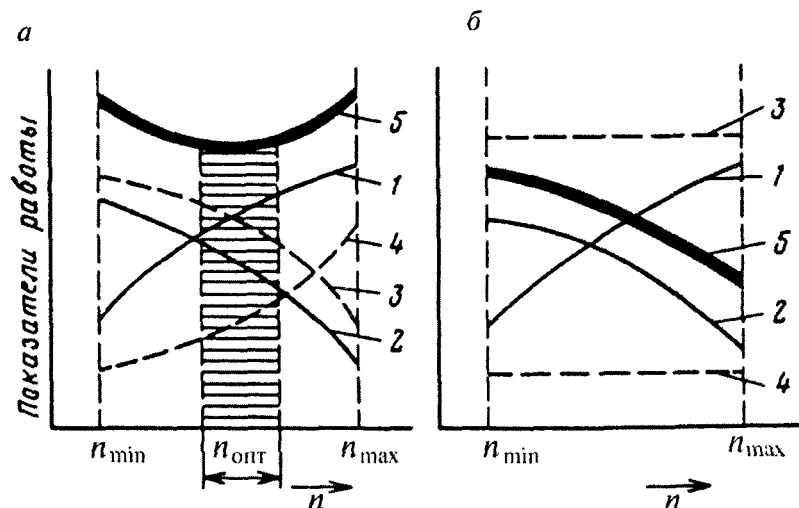


Рис. 2.29. Зависимость скорости бурения от частоты вращения долота и крепости пород



**Рис. 2.30. Графическое определение рациональной частоты вращения шарошечных долот:**

*а* — при обычной технологии; *б* — при принудительной смазке долот: 1 — производительность станка, м/смену, 2 — стоимость 1 м бурения по статье «машино-смена»; 3 — стойкость долота; 4 — стоимость 1 м бурения по статье «инструмент»; 5 — общая стоимость бурения 1 м скважин

Указанные выше способы принудительной смазки опор долот, пылеподавления водой на некотором расстоянии от забоя, за счет чего не происходит попадания в подшипники опор долот буровой мелочи, применение забойных амортизаторов, центраторов и других устройств обеспечивает нормальные условия работы долот на повышенных частотах вращения (150—250 об/мин) без снижения их стойкости. При этом обеспечиваются допустимые санитарные нормы вибраций на станке. Производительность станков будет расти, а стоимость бурения снижаться с увеличением  $n$  экспоненциально (рис. 2.30, б). Таким образом, станки будут эксплуатироваться надежно на предельно высоких частотах вращения долот, находящихся под предельно допустимыми осевыми нагрузками, обеспечивая получение предельно высокой производительности. На такой режим эксплуатации станка должна рассчитываться система автоматического управления работой станка.

Шарошечный способ бурения скважин и в дальнейшем будет основным на средних и крупных карьерах, разрабатывающих породы с коэффициентом крепости более 8.

## **2.7. ОГНЕВОЕ И ВЗРЫВНОЕ БУРЕНИЕ СКВАЖИН**

С увеличением крепости пород эффективность механических способов их бурения резко снижается, а стоимость 1 м скважины растет. Поэтому испытывают и внедряют способы бурения, не зависящие от крепости буримых пород. К их числу относится огневое бурение, при котором разрушение породы происходит за счет быстрого разогрева поверхностного слоя породы раскаленными струями газа, вылетающими из сопел горелки со скоростью 2000 м/с и температуре 2000 °С. В применяемых горелках тепловой поток образуется за счет сгорания горючего (бензин или керосин) в сжатом воздухе.

Недостаток огневого бурения в его избирательности. Этим способом успешно разрушаются кварцсодержащие породы. При уменьшении содержания кварца буримость пород термическим способом ухудшается и способ становится неприемлемым по технико-экономическим показателям. Сменная производительность станков, по данным ЮГОКа Кривого Рога, достигает 30—35 м при диаметре скважин 200—250 мм. Сравнительный анализ показал, что огневое бурение взрывных скважин уступает шарошечному при использовании мощных станков СБШ-250МНА и СБШ-320 даже в кварцсодержащих породах.

Поэтому в настоящее время огневое разрушение пород применяют в основном для расширения заряжаемой нижней части скважины с 214—243 мм до 350—400 мм с помощью станков комбинированного бурения типа СБТР.

Опытами установлено, что эффективность терморазрушения при расширении скважин увеличивается в 5—10 раз и расширяется число терморасширяемых пород. Огневое бурение в промышленных масштабах используется только на карьерах ЮГОКа, ИНГОКа и Михайловского ГОКа.

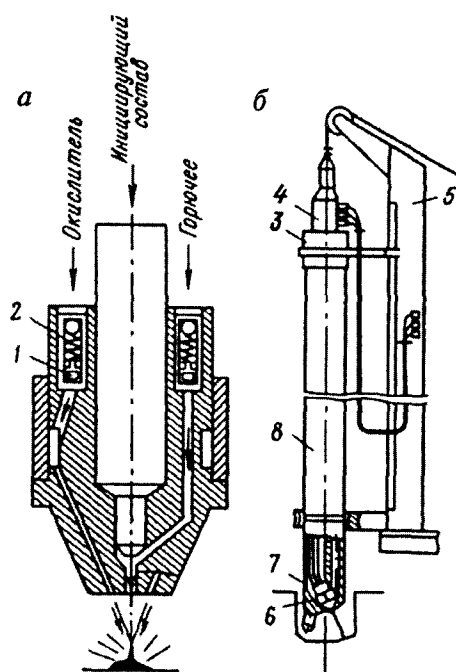
Взрывное бурение скважин происходит за счет подачи на забой зарядов ВВ, их взрывания и удаления продуктов разрушения с забоя. В настоящее время испытаны два основных способа бурения: *патронный*, когда на забой с помощью воды или сжатого воздуха подается заряд жидкого или твердого ВВ в оболочке. Заряд взрывается за счет удара его о забой или от детонатора; *струйное*, когда из емкостей на станке по трубкам подают во взрывогенератор компоненты ВВ — горючее и окислитель, образующие в процессе их подачи на забой при смешивании в определенной пропорции мощное ВВ. На забое формируется жидкий плоский заряд ВВ, в который впрыскивают капельку инициатора (сплав калия и натрия), что вызывает воспламенение заряда, а потом и его детонацию. Взрывом разрушается и подбрасывается с забоя определенный объем породы, который затем подхватывает восходящий поток сжатого воздуха в зазоре между штангами и стенками скважины.

При испытании патронного взрывобурения с зарядами из гексогена и тротила величиной 300—500 г порода на забое разрушалась на куски до 10—15 мм. За 8—10 с происходила полная очистка забоя скважины диаметром 200 мм при подаче в нее воздуха в количестве 10 м<sup>3</sup>/мин. Удельный расход ВВ 0,16—0,3 кг/дм<sup>3</sup> выбуренной породы. Скорость бурения 1 м/ч, расчетная скорость бурения 10—15 м/ч. Особенно медленно бурится верхняя, разрушенная часть уступа. Поэтому для патронного взрывобурения предполагают создать комбинированный станок, на котором верхнюю часть скважины до монолитных пород будут бурить погружным пневмоударником или другим способом.

При испытании струйного взрывобурения на опытном станке института ЦНИИподземмаш были применены в качестве горючего керосин, а окислителя — четырехоксид азота. Принципиальная схема струйного взрывного бурения приведена на рис. 2.31. При работе взрывобура горючее и окислитель непрерывно вытекают из сопел на забой, а частота подачи инициатора регулируется от 1 до 1400 порций в минуту. За счет этого на забое образуют заряд различной величины. При взрыве часть струи от забоя до среза сопла взрывогенератора уничтожается взрывом и переходит в газообразное состояние. Поэтому коэффициент использования ВВ на разрушение породы низок, а при работе образуется весьма много ядовитых оксидов азота, в которые превращается при испарении четырехоксид азота. При испытаниях станка на карьерах Кривого Рога были установлены следующие режимы: частота взрывов 700—800 в минуту, расстояние от сопла взрывогенератора до забоя 200 мм, частота вращения 8 об/мин, расход ВВ 11—14 л/мин. При этом образовывались скважины диаметром 250—390 мм при скорости бурения до глубины 5 м 30—40 м/ч, при большей глубине (до 11 м) скорость снижалась до 1 м/ч. Это происходило из-за плохой очистки забоя скважины от продуктов разрушения. Крупным недостатком способа является выделение большого объема весьма ядовитых оксидов азота, большие трудности при бурении обводненных скважин и сильнотрещинчатых пород. Работы по созданию станков для взрывного бурения взрывных скважин продолжаются.

Совершенствование способов бурения в России должно развиваться в следующих направлениях: создание высококачественного твердого сплава для армирования бурового инструмента, изготавливаемого из высокопрочных хромоникелевых сталей, что позволяет увеличить проходку на долото в 5—10 раз по сравнению с выпускавшимися в 60—70-х годах XX в., создание высокоточных пневматических и гидравлических буровых машин из высокопрочных сталей, допускающих работу их на давлении сжатого воздуха в 1,5—2,5 МПа по сравнению с 0,5 МПа, применявшихся в 70-х годах XX в., давлении гидравлической жидкости в 10—20 МПа. При этом чистые скорости буре-

ния достигают 1—2 м/мин (в 5—10 раз более высокие, чем в машинах 70—80-х годов XX в.). Соответственно более прочными и надежными изготавливают и остальные узлы буровых машин для проходки взрывных и геологоразведочных шпуров и скважин. Создаются системы автоматического управления буровыми машинами, а для подземных работ системы дистанционного управления для работы в наиболее опасных местах забоев шахт и рудников. Разработаны буровые установки для проходки в подземных условиях вертикальных и наклонных скважин диаметром 500—2000 мм, глубиной 100—300 м и более. С конца XX в. буровая техника для открытых и подземных работ начала создаваться и выпускаться нового технического уровня, особенно в зарубежных странах.



**Рис. 2.31. Принципиальная схема струйного взрывного бурения:**

*a* — схема взрывогенератора, *б* — схема струйного взрывного бурения скважин: 1 — противоударные клапаны; 2 — пружина, 3 — привод вращения, 4 — токосъемник; 5 — мачта, 6 — взрывогенератор, 7 — форсунка, 8 — буровой став

Необходимо в России создавать заново заводы по выпуску мобильной буровой техники для работы на земной поверхности. Особое внимание надо обратить на буровой инструмент, компрессоры, которые должны подавать воздух давлением 1,5—2,5 МПа, а инструмент устойчиво работать при таких высоких ударных нагрузках. В настоящее время отечественный буровой инструмент для ударных способов бурения в 5—10 раз уступает лучшему зарубежному.

## **2.8. КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ О ТЕХНИКЕ И ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН В ЗАРУБЕЖНЫХ СТРАНАХ**

1. Бурение шпуров и скважин диаметром 30—150 мм глубиной до 50 м и более при подземной разработке месторождений характеризуется следующими особенностями:

- ◆ большое разнообразие и изобилие выпускаемых каждой страной (США, Германия, Япония, Финляндия, Швеция и др.) моделей буровых машин и инструментов, что позволяет горнодобывающей компании выбрать для своих условий наиболее эффективную модель;

- ◆ переход на бурение в основном с использованием буровых кареток и станков, на которых все основные и вспомогательные операции механизированы и частично автоматизированы. Некоторые фирмы США, Финляндии выпускают буровые каретки с лазерной разметкой шпуров на забое и корректировкой схемы их расположения с использованием информации, получаемой от бортовой ЭВМ. Для бурения взрывных скважин в опасных условиях разработаны каретки с дистанционным управлением их работы. Во всех случаях фирмы стремятся обеспечить максимально возможные комфортные условия работы обслуживающему буровую технику персоналу (защита от падающих кусков породы, шума, вибраций, масляных аэрозолей);



◆ все более широкое применение получают пневматические ударные буровые машины, работающие на повышенном давлении воздуха (до 2,0—3,0 МПа), а также гидравлические, работающие на давлении 20—30 МПа. Это позволяет получать высокие энергии ударов и чистые скорости бурения (в 5—10 раз выше, чем при использовании низких давлений воздуха (0,5 МПа) и жидкостей (до 5 МПа));

◆ для реализации таких высоких технических параметров бурения созданы высококачественные буровые долота (коронки) с армированием их цилиндрическими штырями твердого сплава со сферической породоразрушающей поверхностью, буровые штанги шестигранного, круглого и «веревочного» профиля. По стойкости лучший зарубежный инструмент для ударных способов бурения превосходит отечественный в 5—10 раз. Для переточки штыревых долот выпущены портативные алмазные заточные станки, используемые непосредственно в шахтах и рудниках.

2. Бурение скважин диаметром 100—500 мм на открытых горных работах имеет ряд особенностей.

Отмечается большое разнообразие легких портативных буровых кареток, в основном на гусеничном ходу, для бурения скважин диаметром от 40 до 100 (150) мм различной глубины и направления (от 0 до 90°) к вертикали. Для работы используют буровые машины ударного действия и с погружными пневмоударниками, пневматические и гидравлические, работающие на повышенном давлении воздуха и жидкости. Эту буровую технику используют на объектах транспортного, энергетического строительства, на карьерах небольшой производственной мощности (до 500 тыс. м/год), а также при вспомогательных работах на крупных карьерах, для выполнения контурного (гладкого) взрывания. На крупных карьерах используют в основном шарошечные буровые станки для бурения скважин диаметром 170—311 (550) мм глубиной до 60 м и более. Причем бурение скважин на уступах высотой 10—15 м производят одной штангой без наращивания става, за счет чего резко снижаются затраты

времени на вспомогательные операции и улучшаются условия отработки шарошечных долот. Фирмы США, Германии, Финляндии выпускают буровые станки с погружными пневмоударниками и мощными бурильными молотками для скважин диаметром 170—250 мм. Фирма Ингерсол Рэнд (США) выпускала станок с погружным пневмоударником для скважин диаметром до 850 мм. Крупные станки фирмы выпускали только по заказам горных предприятий или компаний в существенно меньших, чем в СССР, количествах.

Благодаря высокому качеству изготовления обеспечивается высокая эксплуатационная надежность буровой техники и ее среднемесячная (годовая) производительность в 2—5 раз выше аналогичных отечественных серийных моделей. Незначительное распространение на таконитовых (железистые кварциты) карьерах получили станки огневого бурения, однако по технико-экономическим показателям они уступают мощным шарошечным, поэтому объем их применения минимален.

На станках основные и вспомогательные операции механизированы, а на крупных шарошечных автоматизированы (выбор режимов бурения). Используют высокие энергии единичных ударов, высокие осевые усилия на шарошечные долота (до 1,5—2,0 т/см диаметра долота) при невысоких частотах вращения (до 1—1,5 сек<sup>-1</sup>). Для ударных способов бурения используют штыревые долота и высококачественные круглые или трубчатые штанги, а для шарошечных станков долота (в основном штыревые) с шламозащитными и смазочными устройствами для увеличения работоспособности подшипников скольжения и качения в опорах шарошек. Для улучшения условий работы шарошечных долот применяют наддолотные центраторы и стабилизаторы. Стойкость лучших зарубежных типов бурового инструмента выше серийного отечественного в 5—10 раз и более.

ОБЩИЕ ВОПРОСЫ  
ВЕДЕНИЯ  
ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

ГЛАВА 3 ———

---

### **3.1. ТРЕБОВАНИЯ К ПЕРСОНАЛУ ДЛЯ РУКОВОДСТВА И ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ**

Руководство взрывными работами возлагается на специально выделенное приказом лицо или на технического руководителя предприятия, а при подрядном способе ведения взрывных работ — на руководителя взрывных работ подрядной организации или назначенное им лицо.

К руководству взрывными работами допускаются лица, имеющие законченное техническое образование, окончившие специальные учебные заведения или курсы, дающие право технического руководства (ответственного ведения) горными и взрывными работами.

К производству взрывных работ допускаются лица, сдавшие экзамены квалификационной комиссии и получившие «Единую книжку взрывника».

К сдаче экзаменов квалификационной комиссии по специальной программе для подготовки взрывников на получение права производства взрывных работ допускаются лица не моложе 20 лет для открытых и для подземных работ, имеющие образование не ниже восьми классов и стаж не менее одного года соответственно на открытых горных работах, на проходке выработок или в очистных забоях.

Лица, сдавшие экзамены квалификационной комиссии и получившие «Единую книжку взрывника», допускаются к самостоятельной работе после стажировки в течение месяца под руководством опытного взрывника.

Лица, имеющие право руководства взрывными работами, могут быть допущены к производству взрывных работ только после сдачи соответствующих экзаменов, получения «Единой книжки взрывника» и двухнедельной стажировки.

Для получения квалификации «мастера-взрывника» для ведения взрывных работ в условиях шахт, опасных по взрыву га-

зов или пыли, допускаются лица не моложе 22 лет, имеющие среднее образование не ниже восьми классов, стаж подземных горных работ не менее двух лет. Они проходят обучение по специальной программе, согласованной с Ростехнадзором, на базе горных вузов, техникумов или на курсах. После успешной сдачи экзаменов квалификационной комиссии они получают «Единую книжку мастера-взрывника».

Разрешается присваивать горным техникам квалификацию «мастер-взрывник» без дополнительного обучения в случае, если они проработали не менее одного года на подземных горных работах и сдали комиссии квалификационный экзамен.

Повторная проверка знаний мастера-взрывника должна производиться комиссиями, создаваемыми на предприятиях под председательством представителя Ростехнадзора не реже одного раза в 2 года. Такая проверка может производиться также при выявлении нарушения взрывником требований Единых правил безопасности.

При нарушении правил безопасности взрывник отстраняется от производства взрывных работ до проверки знаний комиссией.

Лица, не сдавшие экзаменов, лишаются квалификации взрывника и могут быть снова допущены к сдаче экзаменов квалификационной комиссии не ранее чем через 3 месяца.

При переводе взрывников с одного вида взрывных работ на другой они должны пройти специальную переподготовку по новому виду работ и сдать дополнительные экзамены квалификационной комиссии, которая должна сделать отметку о сданном экзамене в «Единой книжке взрывника».

Взрывники, принимаемые для производства взрывных работ после перерыва в работе по своей квалификации свыше одного года, могут быть допущены к самостоятельному производству взрывных работ только после сдачи экзамена квалификационной комиссии и практической стажировки в течение 10 дней.

Все лица, занятые на взрывных работах, должны быть под расписку проинструктированы руководителем взрывных работ о

свойствах и особенностях применяемых ВМ и аппаратуры, мерах предосторожности при обращении с ними. Такой же инструктаж должен производиться при применении на предприятиях новых видов ВМ.

Всем рабочим, привлекаемым к подготовке и проведению взрывных работ, должны быть выданы под расписку инструкции по безопасным методам выполнения этих работ.

При производстве взрывных работ двумя и более взрывниками в пределах одной опасной зоны должен быть назначен старший взрывник (бригадир), которым может быть лицо, имеющее стаж работы взрывника не менее одного года.

Назначение старшего взрывника оформляется записью в наряде-путевке. В тех случаях, когда руководство взрыванием непосредственно осуществляется лицом технического надзора, назначение старшего взрывника не обязательно.

Заведующими складами ВМ разрешается назначать лиц, имеющих право руководства взрывными работами, а также лиц, окончивших вузы или техникумы по специальности технологии ВВ.

Заведующими складами ВМ также могут назначаться лица, имеющие право производства взрывных работ, прошедшие дополнительную подготовку по специальной программе и имеющие удостоверение.

### **3.2. ПОЛУЧЕНИЕ РАЗРЕШЕНИЙ НА ПРАВО ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ, ПРИОБРЕТЕНИЯ, ХРАНЕНИЯ И ПЕРЕВОЗКИ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ**

Предприятия, которым необходимо вести взрывные работы, до их начала должны получить от Ростехнадзора России или горно-технической инспекции министерства (ведомства) следующие документы:

- ◆ разрешение на право производства взрывных работ с указанием срока его действия;

- ◆ разрешение на право хранения ВМ;

- ◆ разрешение на право приобретения ВМ;

- ◆ разрешение на право перевозки ВМ.

Разрешение на право хранения ВМ выдается управлением милиции республик, МВД автономных республик, УВД краев, областей, городов по заявлению руководителя предприятия и акту о наличии и приемке комиссией склада ВМ.

Разрешение на приобретение ВМ выдается по заявлению руководителя предприятия и по свидетельству на право приобретения, выданного органами Ростехнадзора или инспекции министерства (ведомства), где указаны количество и ассортимент расходуемых ВМ, как они будут доставляться и где храниться.

Разрешение на перевозку ВМ выдается органами милиции на основании представления полученных разрешений на право производства взрывных работ и свидетельства на право приобретения ВМ, а также сведений о транспортных средствах.

При получении разрешения на право производства взрывных работ вместе с заявлением руководителя организации в контролирующие организации Ростехнадзора или горно-технической инспекции министерства (ведомства) должны быть представлены следующие документы:

- ◆ копия диплома или удостоверение руководителя взрывных работ, дающие право руководить этими работами;

- ◆ выкопировка из плана местности с нанесением мест производства взрывных работ и границ опасной зоны. На выкопировке должны быть показаны окружающие жилые и технические сооружения, железные и шоссейные дороги, линии электропередачи, расположенные в пределах опасной зоны или на ее границах;

- ◆ проект производства взрыва, если работы ведутся в населенном пункте.

Для подземных работ указывается только опасность шахты по взрыву газа и пыли.

### 3.3. ХРАНЕНИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

Взрывоопасность ВМ требует принятия особых мер предосторожности при их транспортировке, учете и хранении. Эти меры должны предотвратить хищение и порчу ВМ, а также исключить случайные взрывы. Кроме того, принимаются специальные меры защиты окружающих сооружений и механизмов от возможных повреждений при взрыве хранящихся или транспортируемых ВМ.

По степени опасности при хранении и перевозке ВМ делятся на следующие девять групп (табл. 3.1).

Таблица 3.1

#### Классификация взрывчатых материалов по группам совместимости

Группа совместимости (опасности)	Вещества, изделия
A	Иницирующие взрывчатые вещества
B	Изделия, содержащие иницирующие взрывчатые вещества
C	Метательные взрывчатые вещества и другие дефлагирующие взрывчатые вещества или изделия, содержащие их (бездымный порох)
D	Вторичные детонирующие взрывчатые вещества; дымный порох; изделия, содержащие детонирующие взрывчатые вещества без средств инициирования и метательных зарядов (детонирующий шнур)
E	Изделия, содержащие вторичные детонирующие вещества без средств инициирования, но с метательным зарядом (кроме содержащих легковоспламеняющуюся жидкость)
F	Изделия, содержащие вторичные детонирующие вещества, средства инициирования и метательные заряды, или без метательных зарядов
G	Пиротехнические вещества и изделия, содержащие их
N	Изделия, содержащие чрезвычайно нечувствительные детонирующие вещества



Группа совместимости (опасности)	Вещества, изделия
S	Вещества или изделия, упакованные или сконструированные так, что при случайном срабатывании любое опасное проявление ограничено самой упаковкой, а если тара разрушена огнем, то эффект взрыва или разбрасывания ограничен, что не препятствует проведению аварийных мер или тушению пожара в непосредственной близости от упаковки

Классификация взрывчатых материалов по подклассам и по степени опасности приведена в табл. 3.2.

ВМ различных групп должны храниться и транспортироваться в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах».

Складом ВМ называется одно или несколько хранилищ с подсобными сооружениями. В зависимости от срока службы склады ВМ разделяют на постоянные — со сроком службы более 3 лет, временные — со сроком службы до 3 лет и кратковременные — со сроком службы до 1 года.

Отдельные хранилища ВМ на территории склада располагаются так, чтобы аварийный взрыв в одном хранилище не вызвал взрыва в других. Безопасные расстояния от склада ВМ до других сооружений, расположенных поблизости, а также между отдельными хранилищами рассчитываются по методике, изложенной в «Единых правилах безопасности при ведении взрывных работ».

Склады ВМ по назначению делятся на базисные и расходные.

От заводов-изготовителей ВМ поступают на базисные склады, где хранятся в больших количествах. Базисные склады снабжают расходные склады предприятий ВМ, как правило, в заводской упаковке; распаковывать их на базисных складах разрешается только для отбора проб на испытание ВМ. Выдавать ВМ взрывникам с базисного склада запрещено.

При производстве крупных массовых взрывов с базисного склада можно завозить ВМ непосредственно к месту работ, минуя расходный склад. Получает и сопровождает ВМ в этом случае персонал расходного склада.

Таблица 3.2

Подкласс	Классификация ВМ
1.1	Взрывчатые материалы с опасностью взрыва массой
1.2	Взрывчатые материалы, не взрывающиеся массой
1.3	Взрывчатые материалы пожароопасные, не взрывающиеся массой
1.4	Взрывчатые материалы, не представляющие значительной опасности
1.5	Очень нечувствительные взрывчатые материалы
1.6	Изделия чрезвычайно низкой чувствительности

Расходные склады предназначены для выдачи ВМ взрывникам для производства взрывных работ.

Склады ВМ разделяют также на поверхностные, полууглубленные, углубленные и подземные. К поверхностным относят склады, основания хранилищ которых расположены на уровне поверхности земли; к полууглубленным — склады, здания хранилищ которых углублены в землю не более чем до карниза здания; к углубленным — когда толщина грунта над хранилищем составляет менее 15 м; к подземным — когда толщина грунта над хранилищем превышает 15 м.

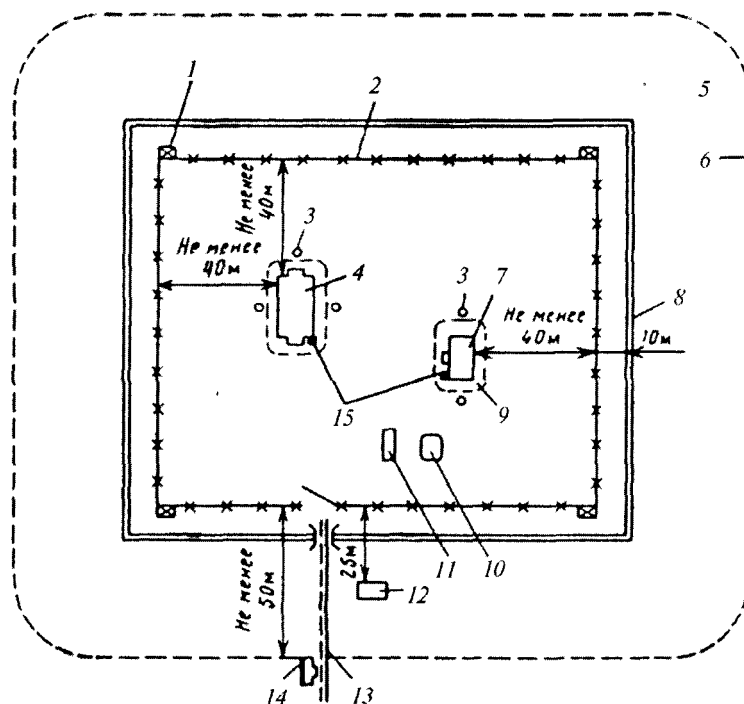
Предельная вместимость отдельных хранилищ базисного склада составляет 420 т ВМ и 600 т аммиачной селитры.

Для огнепроводного шнура и средств его зажигания ограничений не существует.

Вместимость всех хранилищ постоянного поверхностного расходного склада согласно «Единым правилам безопасности» не должна превышать 240 т ВВ, 300 тыс. шт. детонаторов и 400 тыс. м детонирующего шнура.

Поверхностный склад ВМ состоит из одного или нескольких хранилищ ВМ с подсобными сооружениями, расположенными на общей огражденной территории (рис. 3.1). Подземный склад ВМ состоит из камер или ячеек для хранения ВВ и СИ и вспомогательных камер для раздачи ВМ, хранения тары и подводящих к складу выработок (рис. 3.2).

Все склады ВМ должны круглосуточно охраняться военизированной или вооруженно-вахтерской охраной.

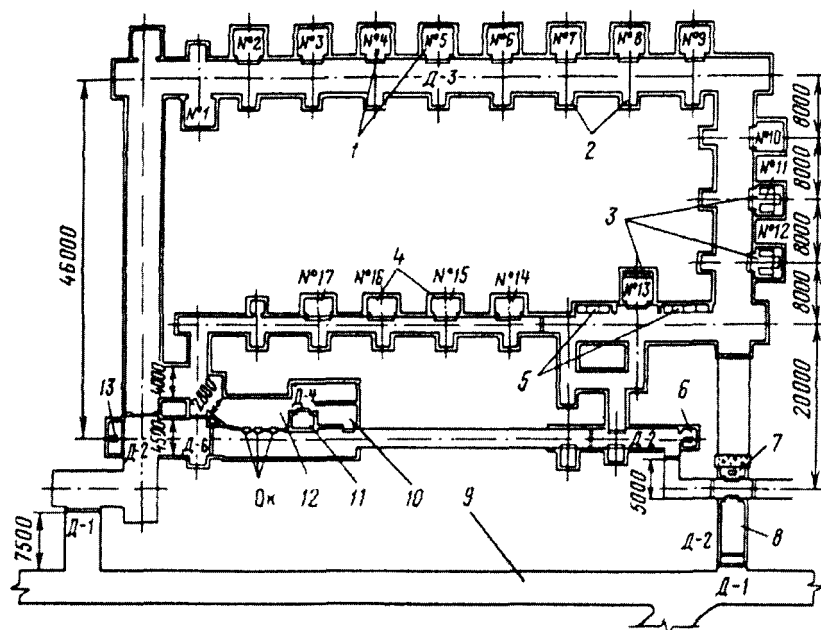


**Рис. 3.1. Поверхностный расходный склад емкостью 75 т аммиачно-селитренных ВВ:**

1 — караульные вышки; 2 — ограда; 3 — молниезащита; 4 — хранилище ВВ; 5 — запретная зона; 6 — граница территории склада; 7 — хранилище СИ; 8 — противопожарная канава; 9 — очищаемая площадка вокруг хранилищ; 10 — пожарный водоем; 11 — навес для противопожарного инвентаря; 12 — сарай для тары из-под ВМ; 13 — дорога; 14 — караульное помещение; 15 — ящики с песком

Потребная емкость склада по хранению СИ определяется на основе данных расхода СИ по предприятию на 1 т расхода ВВ. В зависимости от характера выполняемых взрывных работ нормы расхода СИ существенно различаются как по величине, так и по составу используемых средств инициирования.

Применительно к взрыванию скважинными зарядами на открытых горных работах на 1 т расходуемых ВВ в среднем затрачивается 400 м ДШ и 50 шт. ЭД. При выполнении проходческих работ на 1 т ВВ в среднем расходуется 500 шт. ЭД.



**Рис. 3.2. Подземный склад ВВ камерного типа с защитными дверями:**

1 — камеры для хранения ВВ (№ 1—9); 2 — отбойные камеры; 3 — камеры для хранения кассет с маркированными ЭД (№ 10—13); 4 — камеры для немаркированных ЭД (№ 14—17); 5 — рабочие места подготовки СИ; 6—8 — вспомогательные помещения; 9 — подводящая выработка к складу; 10 — камера для взрывных и контрольно-измерительных приборов; 11 — камера выдачи ВМ; 12 — калориферная, Д-1, Д-2, Д-3; Д-4; Д-5; Д-6 — двери склада, ОК — окна выдачи ВМ

На территории поверхностного склада (см. рис. 3.1) могут располагаться следующие здания и сооружения:

- а) хранилища ВВ и СИ;
- б) здания и площадки для подготовки ВМ;
- в) караульные вышки;
- г) лаборатории и полигоны;
- д) помещение для противопожарных средств;
- е) водоемы.

Места хранения тары и караульные помещения должны быть за пределами ограды склада, караульное помещение на расстоянии не менее 50 м от ограды склада, помещение хранения тары — на расстоянии не менее 25 м. Расстояние от ограды до ближайшей стены хранилища ВМ должно быть не менее 40 м.

Высота ограды должна быть не менее 2 м.

При выборе местоположения площадки под склад должна учитываться безопасность для близрасположенных сооружений по действию воздушной ударной волны.

Хранилища ВМ постоянных складов выполняются из негорюемых материалов. В отдельных случаях с разрешения органов пожарного надзора допускается устройство бревенчатых или каркасно-засыпных стен.

Для сокращения расстояний между отдельными хранилищами возможно устройство защитных валов из пластичных или сыпучих грунтов: глины, суглинка, песка. Валы должны быть на 1,5 м выше карниза хранилища. Ширина валов поверху должна быть не менее 1 м. Ширина валов понизу определяется углом естественного откоса грунта, из которого насыпан вал. Основание вала должно отстоять от стен хранилища не менее чем на 1 м, но не более чем на 3 м (со стороны тамбуров допускается до 4 м), причем между подошвой вала и зданием хранилища должны быть сделаны водоотводные канавки с выводами их за пределами валов. В случае полного обвалования хранилища для устройства выходов валы должны иметь разрыв, перед которым должен быть устроен защитный вал на расстоянии не менее 1 м и не более 3 м от основания главного вала. Длина защитного вала должна быть принята с таким расчетом, чтобы прямая линия, проведенная в плане от ближайшего угла здания через ближайшую конечную точку гребня главного вала и продолженная дальше, проходила через гребень защитного вала.

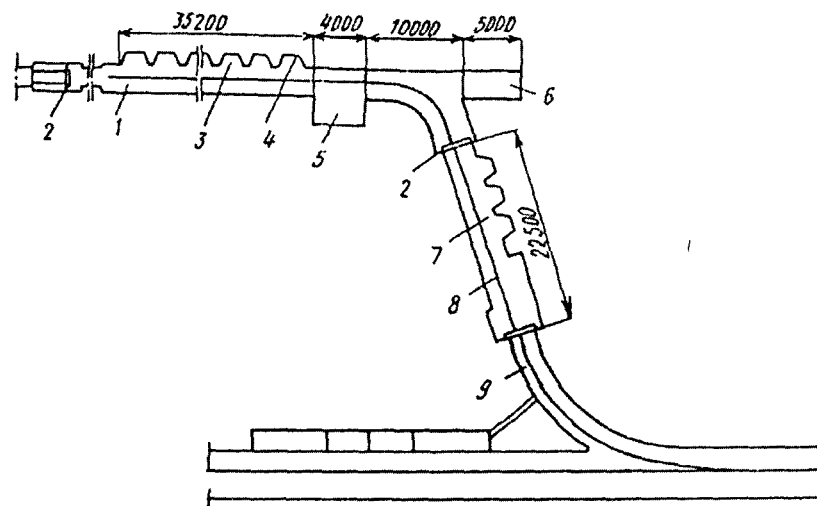
Подземный склад ВМ (см. рис. 3.2) состоит из выработок, представляющих собственно склад, а также подводящих выработок и вспомогательных камер. Предельная емкость подземных расходных складов не должна превышать недельного запаса ВВ и двухнедельного запаса СИ. Емкость каждой камеры в складах камерного типа не должна превышать 2 т ВВ. В складах ячейкового типа разрешается в каждой ячейке хранить не более 400 кг ВВ и 15 тыс. ЭД (детонаторов).

Применявшийся при строительстве в последние годы типовый проект ячейковых подземных складов ВМ для угольных шахт 705-33-17/77 имеет существенные дефекты, в том числе:

- ◆ малую емкость по хранимым запасам ВВ и СИ;
- ◆ низкую безопасность из-за защиты склада от прилегающих выработок только одной стальной дверью;
- ◆ нерациональное размещение ячеек с ВВ на стороне хранилища склада, ближайшей к прилегающим стволам, околоствольным и откаточным выработкам;
- ◆ необоснованные расчетами межъячейковые породные или бетонные целики шириной 2 м;
- ◆ трудоемкость эксплуатации в связи с отсутствием заезда в склад;
- ◆ большая трудоемкость строительства, так как все выработки проходят вручную;
- ◆ неудобство эксплуатации склада из-за отсутствия камер для нахождения взрывников, хранения тары, противопожарных средств, электрооборудования.

Московским горным институтом совместно с институтом «Днепрогипрошахт» разработана и испытана в производственных условиях новая конструкция ячейкового подземного склада ВМ (рис. 3.3), который имеет следующие преимущества:

- ◆ увеличенный запас в складе хранимых ВВ до 7 суток и СИ до 15 суток;
- ◆ повышенная надежность за счет установки в заезде на склад двух заблокированных стальных защитных дверей;
- ◆ механизация работ по доставке ВМ непосредственно в хранилище склада рельсовым транспортом;
- ◆ ячейки для ВВ расположены более рационально — на стороне дальней от находящейся вблизи стволов, околоствольных и откаточных выработок;
- ◆ межъячейковые целики выполнены из железобетона оптимальной трапециевидной формы и исключают передачу детонации при аварийном взрыве между зарядами соседних ячеек;
- ◆ стальные защитные двери обеспечивают локализацию аварийного взрыва в складе;
- ◆ предусмотрены места для хранения тары от ВМ, размещения оборудования, места для взрывников;
- ◆ конструкция склада позволяет механизировать проходку подводящих выработок и хранилища.



**Рис. 3.3. Подземный склад ВМ ячейкового типа:**

1 — хранилище для ВМ, 2 — защитные двери, 3 — ячейка для хранения ВВ, 4 — ячейка для хранения СИ, 5 — место для хранения тары, 6 — тупик отбойный, 7 — камера выдачи ВМ, 8 — рельсовый путь, 9 — заезд в склад

Расположение подземных складов должно отвечать следующим условиям:

а) расстояние от любой ближайшей точки склада до ствола шахты, околоствольных выработок и других камер околоствольного двора, а также от вентиляционных дверей, разрушение которых может лишить притока свежего воздуха всю шахту или ее значительных участков, должно быть не менее 100 м для камерного склада и 60 м для складов ячейкового типа;

б) расстояние от ближайшей ячейки или камеры до выработок, служащих для постоянного прохода людей, при складах камерного типа должно быть не менее 25 м, при складах ячейкового типа — не менее 20 м;

в) расстояние от склада до поверхности при складах камерного типа должно быть не менее 30 м, при складах ячейкового типа — не менее 15 м;

г) выработки, в которых расположены камеры или ячейки для хранения ВМ, не должны находиться в непосредственном сообщении с главными выработками, а должны соединяться с

ними не менее чем тремя подводящими прямолинейными или криволинейными выработками, образующими друг с другом прямые углы, или закрываться неразрушаемыми стальными дверями. Подводящие к складу выработки надо заканчивать тупиками длиной не менее 2 м и сечением не менее 4 м<sup>2</sup>;

д) каждый склад должен иметь два выхода;

е) камеры, ячейки и все выработки склада ВМ должны быть закреплены несгораемой крепью.

Склад ВМ углубленного типа может устраиваться в массиве горы, холма или скалы и сообщаться с поверхностью штольнеобразными выработками. Устье штольни должно оборудоваться двойными дверями, открывающимися наружу. Наружная дверь должна быть деревянной сплошной, обитой кровельной сталью, а внутренняя — решетчатой. Если расстояние от входа в склад до ближайшей камеры хранения ВМ более 15 м, склад должен иметь два выхода.

### **3.4. УЧЕТ РАСХОДОВАНИЯ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ**

На складах ведется постоянный строгий количественный учет взрывчатых материалов по следующим установленным формам:

книга суточного прихода и расхода ВМ. Ведут ее заведующие базисными и расходными складами;

книга учета выдачи и возврата ВМ. Ведется заведующим расходного склада;

наряд-накладная служит для отпуска ВМ с одного склада на другой. Наряд-накладная выписывается бухгалтерией предприятия, в ведении которого находится склад, отпускающий взрывчатые материалы. Вместе с нарядом-накладной получатель предъявляет на складе также доверенность;

◆ наряд-путевка служит для отпуска ВМ взрывникам на производство взрывных работ. Выписывается производителем работ или мастером участка.



Наряд-путевка служит основанием для записи в книгу о выдаче ВМ на расходном складе.

Наряды-путевки, возвращенные в качестве отчета об израсходовании ВМ, должны храниться на складе в течение трех лет, после чего подлежат уничтожению по акту.

Выдачу ВМ со склада производят в строгом соответствии с предъявленными нарядами-накладными или нарядами-путевками.

Перед выдачей детонаторов (капсюлей-детонаторов, электродетонаторов) для производства работ последние должны быть пронумерованы.

Нумерация детонаторов должна выполняться по ведомственной инструкции, согласованной с органами Гостехнадзора РФ.

При нумерации на каждый детонатор наносится специальным составом условный шифр организации, ведущей взрывные работы, номер участка и условный номер взрывника. Условный номер взрывника ставится в наряде-путевке после его фамилии.

Проверка правильности учета, хранения и наличия ВМ на складах выполняется в конце каждого отчетного месяца производителем работ или лицом, специально назначенным руководителем предприятия. Результаты проверки заносятся исполнителем в книги учета.

В случаях выявления недостачи или излишков ВМ необходимо немедленно сообщить об этом руководителю предприятия и органам МВД.

На складах ВМ должны находиться образцы заверенных руководителем предприятия подписей лиц, имеющих право подписывать наряды-накладные и наряды-путевки. Отпуск ВМ по указанным документам, подписанным другими лицами, запрещается.

Проход или проезд рабочих и других лиц на склад и обратно, вывоз или вынос ВМ осуществляются только по пропускам через служебное помещение, обеспечивающее пропускной режим.

Документами на право вывоза или выноса ВМ со склада являются материальный пропуск, когда ВМ отпускаются по наряду-накладной, и наряд-путевка, когда по ней ВМ выдаются взрывникам участка взрывных работ, в ведении которого находится склад.

### **3.5. ПЕРЕВОЗКА И ПЕРЕНОСКА ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ**

Перевозка ВМ на автомашинах от склада ВМ к местам выполнения взрывных работ производится по наряду-путевке, подписанной руководителем взрывных работ.

К управлению автомобилем, предназначенным для перевозки ВМ, может быть допущен только шофер (водитель), прошедший специальный инструктаж о правилах перевозки ВМ.

К управлению автомобилями при перевозке ВМ для взрывных работ в городских условиях и населенных пунктах допускаются шоферы не ниже второго класса.

При управлении автомобилем шофер (водитель) обязан иметь при себе:

- а) удостоверение на право управления, выданное Государственной автомобильной инспекцией;
- б) талон технического паспорта (для транспортных средств, состоящих на учете в Государственной автомобильной инспекции);
- в) путевой или маршрутный лист, оформленный соответствующими подписями руководителей участка и согласованный с ГАИ.

Перевозка ВМ автотранспортом производится с соблюдением мер личной и общественной безопасности, в сопровождении вооруженной охраны и специально выделенного ответственного лица, имеющего право на руководство (производство) взрывными работами, или заведующего (раздатчика) складом ВМ.

Ответственное за перевозку ВМ лицо во время следования транспорта должно находиться в кабине автомобиля, а лицо вооруженной охраны — в кузове.

При перевозке ВМ на нескольких автомобилях лицо, ответственное за перевозку, должно находиться в кабине переднего автомобиля, а на последнем автомобиле — одно из лиц вооруженной охраны.

Шоферам и лицам вооруженной охраны запрещается оставлять автомобили, груженные ВМ, без разрешения лица, ответственного за их перевозку.

Перед выездом автомобиля заведующий гаражом обязан сделать в путевом листе запись «Автомобиль проверен, вполне исправен и пригоден для перевозки взрывчатых грузов».

На всех автомобилях, перевозящих ВМ, должны быть выставлены спереди и сзади отличительные знаки в виде знаков ООН, красных флагов, а в ночное время — соответствующие отражательные знаки. При наличии в транспортной колонне нескольких автомобилей знаки должны быть помещены как на переднем, так и на заднем автомобиле.

Перевозку ВМ для взрывных работ в городских условиях и населенных пунктах разрешается производить только в закрытых автомобилях (передвижные склады ВМ на автомобилях) с отличительным знаком — красная полоса шириной 15 см по диагонали на обоих бортах.

Запрещается перевозка ВМ в одном автомобиле вместе с другими грузами, за исключением взрывных машинок, приборов, материалов и легкого инструмента, необходимого при взрывании, уложенных в ящик, крепление которого исключает удары по ВМ. При взрывных работах с применением радиосвязи разрешается перевозить радиостанции.

Разрешается перевозка ВМ и другими видами транспорта, что регламентировано «Едиными правилами безопасности».

Доставка ВМ к месту работы разрешается без охраны, но под обязательным наблюдением взрывника с привлечением стажеров-взрывников или проинструктированных рабочих.

ВМ должны переноситься в заводской упаковке или в исправных сумках, исключающих возможность просыпания или выпадения ВМ. При этом ВВ и СИ должны переноситься в отдельных сумках. Порошкообразные аммиачно-селитренные ВВ разрешается переносить в жесткой таре или мешках.

Детонаторы и боевики должны переноситься только взрывниками.

Допускается переноска ЭД, смонтированных в последовательную цепь, в специальных устройствах.

При совместной переноске СИ и ВВ взрывник может переносить не более 12 кг ВВ.

При переноске в сумках ВВ и СИ норма может быть увеличена до 20 кг. При переноске ВВ в заводской упаковке на расстояние не более 300 м и при удобном пути с подъемом не более 0,02 ‰ норма может быть повышена до 40 кг (мешок с ВВ).

### **3.6. ОХРАНА ОПАСНОЙ ЗОНЫ И СИГНАЛИЗАЦИЯ ПРИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ**

Действующие правила подготовки и проведения массовых взрывов обеспечивают полную безопасность выполнения работ персоналом, действующим на месте взрыва в полном соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». Полная безопасность обеспечивается также всем работающим в зоне взрыва путем установления и оцепления перед началом зарядки опасной зоны, из которой удаляются и не допускаются до подачи сигнала «отбой» все люди. В проекте взрыва определяют допустимые величины зарядов и радиусы опасных зон, которые обеспечивают полную безопасность в отношении разлетающихся кусков породы при взрыве, его сейсмического воздействия на окружающие объекты, вредного действия газового облака, образующегося при взрыве, действия воздушных ударных волн.

Граница опасной зоны на местности обозначается предупредительными надписями в виде переносных щитов, число и места установки которых (обычно через каждые 100—150 м) определяет руководитель взрывных работ или ответственный за оцепление опасной зоны.

Допуск рабочего к охране опасной зоны разрешается только после того, как он пройдет предварительное обучение по технике безопасности. Повторный инструктаж по технике безопасности производится на месте по мере надобности, не реже одного раза в квартал, а также при смене объекта взрывных работ соответствующей записью в журнале инструктажа.

Охрана опасной зоны организуется так, чтобы все пути, ведущие к месту работ (дороги, тропы, подходы, выработки), находились под постоянным наблюдением; каждый пост должен быть в поле зрения смежных с ним постов.

При производстве взрывных работ обязательно применение звуковых или световых сигналов.

Звуковые сигналы должны подаваться в следующем порядке.

**ПЕРВЫЙ СИГНАЛ — ПРЕДУПРЕДИТЕЛЬНЫЙ** (один продолжительный). На сигнальной мачте должен быть поднят сигнальный флаг.

Все люди, не занятые заряданием и взрыванием, по этому сигналу должны быть удалены за пределы опасной зоны, у мест возможных входов в опасную зону должны быть выставлены посты охраны.

**ВТОРОЙ СИГНАЛ — БОЕВОЙ** (два продолжительных). Взрывники зажигают огнепроводные шнуры и удаляются в укрытие или за пределы опасной зоны, а при электрическом взрывании включают из безопасного места ток.

**ТРЕТИЙ СИГНАЛ — ОТБОЙ** (три коротких) — подается после осмотра места взрыва. Рабочие оцепления после третьего сигнала покидают свой пост.

При производстве взрывов на «выброс» и «сброс», а также других взрывов, сложных по выполнению, назначение сигналов и способы их подачи указываются в проекте взрывных работ и в распорядке выполнения каждого массового взрыва.

Для обеспечения нормального выполнения своих обязанностей лица охраны опасной зоны оцепления должны быть оснащены средствами сигнализации: флажками, фонарями, свистками и мегафонами.

При взрывах, сложных по выполнению и охране опасной зоны, лица охраны должны оснащаться телефонами, электрмегафонами и переносными радиостанциями.

При взрывных работах в стесненных условиях для лиц оцепления опасной зоны должны устраиваться специальные или использоваться естественные укрытия, рабочие должны обеспечиваться касками.

### **3.7. УНИЧТОЖЕНИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ**

Уничтожению подлежат ВМ, если они признаны непригодными к использованию или когда ликвидируется предприятие и остатки ВМ по каким-либо причинам не могут быть переданы другим предприятиям.

Уничтожение производится по письменному распоряжению главного инженера предприятия или руководителя взрывных работ. При этом обязательно составление акта (в двух экземплярах) с указанием количества и наименований уничтоженных ВМ, а также причины и способов их уничтожения. Руководитель работами по уничтожению должен быть заведующим складом или руководителем взрывных работ.

ВМ разрешается уничтожать взрыванием, сжиганием.

Уничтожение взрыванием является наиболее удобным и применяется для уничтожения детонаторов, ДШ и ВВ, если может быть обеспечена полнота их взрыва в безопасном месте для окружающих объектов.

Количество взрываемых материалов за один прием и место уничтожения устанавливаются конкретно для каждого отдельного случая с учетом местных природных условий и при обязательном соблюдении безопасных расстояний.

Место для уничтожения ВМ выбирают вдали (не ближе 500 м) от населенных пунктов, строений и дорог. На безопасном расстоянии от места уничтожения устраивается надежное укрытие для взрывников.

Уничтожение взрыванием разрешается производить электрическим и в крайнем случае огневым способом, при этом зажигательные трубки должны прокладываться прямолинейно и с подветренной стороны.

Взрывание необходимо производить при помощи патронов-боевиков, изготовленных из доброкачественных ВВ, которые укладывают сверху на уничтожаемые ВМ.

ВВ с пониженной детонационной способностью разрешается взрывать в специальных ямах, закрытых щитами.

Детонаторы взрывают в заводских коробках, зарытых в землю, для их полной детонации и во избежание разброса.

Уничтожаются сжиганием только такие ВВ, которые утратили способность детонировать, и пороха. Детонаторы сжигать запрещено.

Сжигание разрешается производить только в сухую погоду на специальной площадке, вдали от строений и населенных пунктов. Пороха при сжигании рассыпаются дорожками шириной не более 0,3 м и высотой не более 0,1 м. Расстояние между дорожками должно быть не менее 5 м. Зажигают одновременно не более трех дорожек. ВВ сжигают в кострах в количестве не более 2 кг. Перед сжиганием ВВ необходимо убедиться, нет ли в них детонаторов, которые могут при сжигании вызвать взрыв. Сжигать ВМ в заводской таре запрещается.

Пригодная для дальнейшего использования тара тщательно очищается, а поврежденная или со следами эксудации нитроэфиров сжигается отдельно.

Костры и дорожки ВВ поджигают огнепроводным шнуром или легковоспламеняющимся материалом (стружка, хворост, бумага и т.п.), размещенным с подветренной стороны дорожкой длиной не менее 5 м. Поджигание производится после оконча-

ния подготовительных работ и вывода людей из опасной зоны. Взрывники при сжигании должны находиться в укрытии. Приближаться к месту сжигания можно только в том случае, если горение полностью закончилось. Обнаруженные в золе остатки несгоревших ВМ собирают и повторно сжигают.

Уничтожение потоплением и растворением в воде использовать недопустимо из-за экологического ущерба, наносимого в этом случае водоемам и окружающей среде.



ОСНОВЫ  
ТЕОРИИ ВЗРЫВА  
И СОЗДАНИЯ  
ПРОМЫШЛЕННЫХ  
ВЗРЫВЧАТЫХ  
ВЕЩЕСТВ

ГЛАВА 4 ———

## 4.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ВЗРЫВОВ

По своей природе взрывы делятся на несколько видов.

**ФИЗИЧЕСКИЕ**, при которых происходят только физические преобразования без изменения химического состава веществ (беспламенное взрывание с помощью жидкой углекислоты и сжатого воздуха, взрывы паровых котлов, баллонов со сжиженным газом, электрические разряды и т.д.).

**ХИМИЧЕСКИЕ**, при которых происходят чрезвычайно быстрые окислительные химические реакции с образованием новых соединений, выделением тепла 3400—6000 кДж/кг и газов 700—1000 л/кг ВВ (взрывы ВВ, метана, паров горючих, угольной или другой органической пыли).

**ЯДЕРНЫЕ**, при которых происходят цепные реакции деления ядер с образованием новых элементов. В настоящее время реализуются два способа выделения атомной энергии при взрыве: превращение тяжелых ядер в более легкие (радиоактивный распад и деление атомных ядер урана и плутония) и образование из легких ядер более тяжелых (синтез атомных ядер). Например, при термоядерном взрыве из тяжелого водорода образуется гелий. При ядерном и термоядерном взрыве выделяется в миллионы раз больше тепла на единицу взрываемого материала, чем при химическом ( $6,8 \cdot 10^{10}$  кДж/кг при ядерном и  $4,19 \cdot 10^{11}$  кДж/кг при термоядерном взрыве). Эти взрывы являются наиболее мощными из применяемых и известных человечеству в настоящее время.

При взрывных работах в промышленности применяются химические взрывы ВВ. Рассматриваются возможности применения ядерных взрывов для вскрытия крупных месторождений, расположенных в отдаленных районах на значительной глубине (120 м и более), для глубинного дробления огромных объемов пород с целью последующего выщелачивания из них ценных компонентов, для образования крупных каналов, бухт-ковшей, для тушения горящих нефтяных и газовых скважин и т.д.

## 4.2. ХАРАКТЕРИСТИКА ВЗРЫВА ЗАРЯДОВ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ

**ВЗРЫВЧАТЫМИ ВЕЩЕСТВАМИ** называют химические соединения или механические смеси, которые под воздействием внешнего импульса (нагревание, трение, удар и т.д.) взрываются (детонируют). При этом в них происходит чрезвычайно быстрая реакция с выделением тепла и газов, способных производить разрушение и перемещение окружающей среды.

Взрывная реакция (детонация) распространяется с постоянной, характерной для данного ВВ и диаметра заряда скоростью, т.е. имеет место самораспространяющийся процесс, не требующий дополнительного подвода энергии.

Энергия при взрыве ВВ выделяется за счет химической реакции окисления водорода в воду и углерода в оксид (СО) и диоксид (СО<sub>2</sub>) углерода кислородом, входящим в состав молекул компонентов ВВ.

Это обеспечивает высокую концентрацию энергии в единице объема ВВ, в то время как при горении веществ окисление горючих элементов происходит за счет кислорода воздуха. Так, при сжигании 1 л стехиометрической (количество горючего соответствует количеству окислителя) смеси спирт—кислород выделяется всего 14,6 кДж, водород—кислород 7,5 кДж, а при взрыве 1 л мощного жидкого ВВ нитроглицерина выделяется 9800 кДж тепла. Низкая объемная концентрация энергии 1 л смеси обычных горючих объясняется тем, что на сжигание 1 л спирта требуется около 2000 л кислорода и при теплотворной способности 26190 кДж/кг теплоты на 1 л смеси приходится 14,6 кДж.

В то же время тепловая энергия, приходящаяся на 1 кг ВВ (теплота взрыва 1 кг ВВ), составляет в среднем 4190 кДж/кг, т.е. значительно меньше теплотворной способности обычных горючих: керосина 47000 кДж/кг, каменного угля 29300 кДж/кг и т.д. У промышленных ВВ скорость распространения реакции достигает 4—8 км/с. Это обеспечивает получение чрезвычайно большой мощности при взрыве, характеризующейся количеством энергии, выделяемой в единицу времени.

Так, при взрыве патрона аммонита 6ЖВ массой 200 г при энергии взрыва 4190 кДж/кг выделяется 838 кДж энергии. При скорости детонации 3,5 км/с время взрыва составляет  $0,2 : 3500 = 5,7 \cdot 10^{-5}$  с, а выделяемая в момент взрыва мощность:

$$N = 838 \cdot 10^3 \text{ Дж} : 5,7 \cdot 10^{-5} = 15 \cdot 10^8 \text{ Дж/с, или } 14,6 \text{ млн кВт.}$$

В момент взрыва образуется значительное количество газов (700—1000 л), которые выделяемым теплом нагреваются до температуры 1900—4500 °С.

Такие высокие температуры газов взрыва имеют место благодаря высокой скорости детонации, малому времени выделения энергии и весьма малому теплообмену продуктов взрыва с окружающей средой.

В связи с чрезвычайно большой скоростью детонации в зоне заряда развивается в начальный момент весьма высокое давление (1000 МПа и более), которое обеспечивает большое разрушительное (бризантное) действие взрыва вблизи заряда.

Взрыв сопровождается определенным звуковым эффектом, так как ударная волна, распространяющаяся от взрыва со сверхзвуковой скоростью на некотором расстоянии от центра взрыва в воздухе, переходит в звуковую.

Таким образом, отличительными признаками взрыва ВВ являются: большая сверхзвуковая скорость распространения химической реакции по заряду ВВ, экзотермичность реакции, большая мощность, высокое давление в зоне взрыва, образование газообразных продуктов, генерирующих в окружающей среде мощные ударные и упругие волны.

### **4.3. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ**

В химии известно большое количество химических соединений и смесей, которые способны под действием внешнего импульса взрываться. Но к промышленным ВВ (ВВ, пригодным

для промышленных взрывов) относятся соединения и смеси, достаточно безопасные в изготовлении и обращении, эффективные в применении, технически и экономически доступные в изготовлении, не меняющие своих физических и химических свойств при их длительном хранении и применении.

По своему физическому состоянию ВВ могут быть:

- ◆ твердыми соединениями или смесями (гексоген, тротил, аммиачная селитра + тротил и т.д.);
- ◆ смесями жидких и твердых веществ (аммиачная селитра + жидкое горючее, жидкие нитроэфиры + аммиачная селитра, жидкий кислород + твердое горючее и т.д.);
- ◆ смесями растворов или эмульсией аммиачной и натриевой селитры с горючей добавкой (жидкой и твердой), а также добавками бризантных ВВ (тротила);
- ◆ газовыми смесями (метан + воздух, ацетилен + кислород и т.д.);
- ◆ смесями твердых или жидких веществ с газами (угольная, древесная или другая органическая пыль, брызги (пары) керосина, бензина с воздухом и т.д.);
- ◆ жидкими веществами (нитроглицерин, нитроглицоль);
- ◆ смесями жидких веществ (тетранитрометан + бензол, четырехоксид азота + керосин и т.д.).

Практическое применение в качестве промышленных ВВ имеют первые три группы, наибольшее распространение получили взрывчатые смеси из твердых веществ, смеси растворов с твердым и эмульсий и их смесями с аммиачной селитрой, пропитанной маслом (АСДТ).

Известны три основные формы химического превращения ВВ: медленное химическое превращение протекает при относительно низких температурах по всему объему вещества. Этот процесс может протекать при неблагоприятных условиях хранения ВВ и недостаточной его химической стойкости. При горении и детонации химическая реакция протекает в довольно узкой зоне — фронте химической реакции, в котором температура достигает некоторого критического значения и который перемещается по ВВ. Скорость его перемещения определяется вели-

чиной выделяющейся энергии и способом передачи ее к соседним слоям вещества. При горении энергия передается путем теплопередачи. Это сравнительно медленный процесс, поэтому и скорость горения может быть от долей сантиметра до десятков метров в секунду. При детонации жидких и порошкообразных ВВ энергия соседним слоям заряда передается детонационной волной, которая распространяется по ВВ со сверхзвуковой скоростью от 3 до 6 км/с. При взрыве грубодисперсных, гранулированных и водосодержащих ВВ взрыв по заряду распространяется в виде взрывного горения частиц за счет струй раскаленных газов, проникающих в прилегающие к зоне реакции слои ВВ.

ВВ делятся на две группы: бризантные (дробящие) и метательные (пороха).

Среди бризантных в особую группу выделяют инициирующие ВВ, обладающие высокой чувствительностью, которые применяют для изготовления средств инициирования (капсюлей-детонаторов, электродетонаторов, детонирующих шнуров).

Для их изготовления в горной промышленности используют следующие инициирующие ВВ: гремучую ртуть  $\text{Hg}(\text{CNO})_2$ , азид свинца  $\text{PbN}_6$ , тринитрорезорцинат свинца (ТНРС)  $\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{O}_2\text{PbH}_2\text{O}$ , тетрил  $\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_4\text{NCH}_3$ , ТЭН  $\text{C}_5\text{H}_3(\text{ONO}_2)_4$ , гексоген  $\text{C}_3\text{H}_6\text{N}_6\text{O}_6$ .

Промышленные (бризантные) ВВ предназначаются для дробления, разрушения и перемещения окружающей среды. Это наиболее многочисленный класс ВВ. Промышленные ВВ выпускаются в виде химических соединений (однокомпонентные ВВ) или чаще механических смесей (многокомпонентные ВВ).

К ВВ типа химических соединений относятся следующие основные вещества: тротил  $\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$ , тринитрофенол (пикриновая кислота)  $\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{OH}$ , глициринтринитрат (нитроглицерин)  $\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_3$ , нитродигликоль (нитрогликоль)  $\text{C}_2\text{H}_4(\text{ONO}_2)_2$ , гексоген. Эти ВВ используются также в качестве компонентов смесевых промышленных ВВ. В качестве ВВ используют также омасленные бездымные пороха (гранипоры).

Метательные ВВ (дымные пороха) применяются для отбойки штучного камня, когда надо отколоть блок от массива с минимальным дробящим эффектом.

По физическому состоянию различают следующие разновидности промышленных ВВ: порошкообразные, прессованные, литые, гранулированные (чешуйчатые), водосодержащие суспензионные, льющисся, горячельющисся (твердеющие), эмульсионные.

Компоненты гранулированных ВВ имеют размер гранул 1—3 мм или чешуек того же размера. Водосодержащие ВВ имеют за счет добавки воды с загустителем слаботекущую медообразную суспензионную консистенцию, льющисся ВВ имеют легкоподвижную консистенцию, допускающую их транспортировку по шлангам. Горячельющисся ВВ в горячем состоянии имеют легкоподвижную консистенцию и твердеют при нормальной температуре. Эмульсионные ВВ имеют сметанообразную морозоустойчивую консистенцию.

#### **4.4. ПРИНЦИПЫ СОЗДАНИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ**

В горном деле применяются индивидуальные (однокомпонентные) и смесевые ВВ.

Индивидуальные ВВ — химические соединения (нитроглицерин, тротил, ТЭН, гексоген и т.п.) содержат в своем составе все элементы, необходимые для нормального протекания химической реакции взрыва.

Смесевые ВВ состоят из двух или нескольких компонентов, каждый из которых выполняет определенные задачи. В состав смесевых ВВ вводятся следующие компоненты:

окислители — вещества, содержащие избыточный кислород, идущий при взрыве на окисление горючих элементов. В качестве окислителя применяют аммиачную, калиевую и натриевую селитры, перхлораты калия и аммония и т.д.;

горючие добавки — твердые или жидкие вещества, богатые углеродом и водородом, — это древесная мука, соляровое или минеральные масла или пудры (порошки) легкоокисляющихся и выделяющих при этом большое количество тепла металлов (алюминий, магний, ферросилиций и др.). Горючие добавки вводятся в состав ВВ для увеличения количества тепла, выделяемого при взрыве. Роль горючих добавок выполняют также взрывчатые компоненты (тротил, гексоген и т.д.), содержащие в своем составе недостаточное количество кислорода для полного окисления содержащихся в них горючих элементов. При этом часть углерода, выделяемого при взрыве таких ВВ в виде оксида, в свободном состоянии или в виде горючих соединений, реагирует с избыточным кислородом окислителя, повышая теплоту и общую энергию взрыва;

сенсibilизаторы — вещества, вводимые в состав ВВ для повышения его чувствительности к начальному импульсу и передаче детонации. Это, как правило, мощные ВВ (тротил, гексоген, нитроглицерин), которые в смеси с малочувствительными ВВ (аммиачная селитра и т.п.) и с невзрывчатыми веществами (соляровое или минеральные масла, древесная или хлопковая мука) обеспечивают нормальную чувствительность такого смесового ВВ к инициированию ее капсюлем-детонатором, электродетонатором или детонирующим шнуром и одновременно повышают энергетические характеристики этого смесового ВВ.

Роль сенсibilизатора в бестротилых ВВ (динамоны, игданиты, гранулиты) могут выполнять (при определенном процентном содержании) и невзрывчатые горючие добавки: соляровое масло, древесная мука, алюминиевая пудра;

стабилизаторы — вводятся в состав ВВ для повышения их химической и физической стойкости. В качестве стабилизатора используют мел и соду для поглощения остатков кислот в динамитах, древесную жмыховую и хлопковую муку для предотвра-



щения слеживаемости в динамонах. Последние стабилизаторы также выполняют роль горючих добавок, повышают стабильность свойств ВВ.

В водосодержащих и эмульсионных ВВ роль стабилизаторов выполняют хромовые квасцы для загущения акватолов, различные эмульгаторы для создания устойчивых обратных эмульсий в ЭВВ (порэмиты, сибириты, эмульсолиты).

Роль стабилизатора в водоустойчивых граммонитах выполняет тротил, напыленный на гранулы аммиачной селитры, а в водоустойчивых алюмосодержащих гранулитах — термоплавкий восковой состав, наносимый на поверхность гранул селитры и закрепляющий на гранулах частицы алюминия;

флегматизаторы — легкоплавкие вещества, масла, имеющие высокую теплоемкость и высокую температуру вспышки, обволакивающие частицы чувствительного ВВ и не вступающие с ним в реакцию. Введение флегматизаторов снижает чувствительность ВВ и обеспечивает более безопасные условия его применения.

В качестве флегматизатора используют вазелин, парафин, различные масла, тальк и т.д. Так, перед изготовлением промышленных ВВ с добавками гексогена его флегматизируют добавлением 5 % расплавленного парафина.

Пламегасители вводятся в состав только предохранительных ВВ для снижения температуры взрыва, чем уменьшается вероятность воспламенения метана и угольной пыли в шахтах. В качестве пламегасителей применяют хлористый натрий, хлористый калий, хлористый аммоний и т.д.

Пламегасители, не участвуя в реакции при взрыве, поглощают часть тепла на свое нагревание и испарение, за счет чего снижается температура газов взрыва. Кроме того, они играют роль отрицательных катализаторов (ингибиторов), которые задерживают реакцию воспламенения метана горячими газами взрыва.

#### **4.5. КИСЛОРОДНЫЙ БАЛАНС, ЯДОВИТЫЕ ГАЗЫ ВЗРЫВА И РЕАКЦИИ ПРЕВРАЩЕНИЯ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ**

Состав газов, выделяющихся при взрыве, зависит от химического состава ВВ, его кислородного баланса и условий взрывания.

Кислородный баланс характеризуют выраженным в процентах отношением избытка или недостатка кислорода в составе ВВ по сравнению с количеством, необходимым для полного окисления всех горючих элементов этого ВВ, к массе ВВ.

Различают нулевой, положительный и отрицательный кислородный баланс.

Кислородный баланс считается нулевым, если в составе ВВ содержится количество кислорода, необходимое для полного окисления горючих элементов. Такое соотношение компонентов называют стехиометрическим. Если в составе ВВ не хватает кислорода для полного окисления горючих элементов, то такое ВВ имеет отрицательный, а при избытке кислорода — положительный кислородный баланс.

При взрыве ВВ с нулевым кислородным балансом образуются в основном пары воды, углекислоты, свободный азот, оксид алюминия и минимальное количество ядовитых газов. В этом случае выделяется максимальное количество энергии. При взрыве ВВ с недостатком кислорода образуется ядовитый оксид углерода СО. Образование этого соединения идет с меньшим выделением тепла (112 кДж/г-моль), чем при образовании диоксида углерода (396 кДж/г-моль). При взрыве ВВ с избытком кислорода последний образует с азотом весьма ядовитые оксиды  $\text{NO}$ ,  $\text{NO}_2$ ,  $\text{N}_2\text{O}_3$ . Реакции образования оксидов азота идут с поглощением тепла (эндотермичны). Таким образом, ВВ с отрицательным и положительным кислородным балансом обладают меньшей теплотой взрыва, чем ВВ с нулевым балансом.

Состав газообразных продуктов взрыва зависит не только от химического состава ВВ, но и от оболочки патронов ВВ, условий взрывания заряда (степени ограничения пространства, в котором расположен заряд, влажности ВВ) и свойств породы, влияющих на протекание вторичных химических реакций взрыва. Плохая забойка зарядов, наличие воздушных промежутков между патронами увеличивают выделение ядовитых газов. При взрывании угля  $\text{CO}_2$  может переходить в  $\text{CO}$ , взрывы серосодержащих руд приводят к образованию сернистых газов и сероводородов. Калийные руды и апатитонепелиновые связывают оксиды азота, молибденовые и медные связывают оксид углерода. Чем выше коэффициент крепости взрываемых пород, тем больше образуется оксида углерода и меньше оксидов азота.

Бумажная парафиновая оболочка патронов участвует в реакции взрыва, понижая кислородный баланс. Поэтому установлено, что масса бумажной оболочки должна быть не более 2 г, а парафина не более 3 г на 100 г ВВ.

Для подземных работ применяют ВВ только с кислородным балансом, близким к нулевому ( $\pm 3\%$ ). Для взрывания на земной поверхности могут применяться ВВ как с положительным, так и с отрицательным кислородным балансом.

Отравляющее действие оксида углерода  $\text{CO}$  (угарный газ) основано на его способности образовывать прочные соединения при вдыхании с красными кровяными тельцами, являющимися переносчиками кислорода из легких к тканям, из-за чего человеческий организм начинает испытывать кислородное голодание. При больших концентрациях  $\text{CO}$  ( $>1\%$ ) быстро наступает смерть. Предельно допустимая концентрация  $\text{CO}$  в атмосфере шахт 0,0016 % по объему.

Оксиды азота  $\text{NO}$ ,  $\text{NO}_2$ ,  $\text{N}_2\text{O}_3$  при вдыхании в легких образуют, вступая в реакцию с водой, азотную и азотистую кислоты, действие которых приводит к отеку легких и смерти. Особенную опасность оксиды азота представляют из-за того, что они способны накапливаться в организме в течение 4—6 ч. Поэтому по токсическому действию они считаются в 6,5 раза более ядовитыми, чем оксид углерода, и предельно допустимая концентрация в атмосфере шахт составляет 0,0002 % по объему.

Кроме этих газов при взрыве могут образовываться сероводород  $H_2S$ , сернистый ангидрид  $SO_2$ , хлор, при вдыхании которых происходит острое раздражение дыхательных путей и отек легких. По токсичности эти газы считаются в 2,5 раза более ядовитыми, чем оксид углерода. Кроме того, при взрыве детонаторов в атмосфере появляются особо ядовитые пары и аэрозоли ртути или свинца, входящие в состав инициирующих ВВ, а свинец, кроме того, входит в состав электровоспламенителей и замедляющих составов ЭД.

Кислородный баланс наиболее просто определяется выраженным в процентах отношением грамм-атомной массы избытка или недостатка кислорода к грамм-молекулярной массе ВВ.

Расчет кислородного баланса смесевых ВВ производится суммированием произведений доли каждого компонента на его кислородный баланс.

Кислородный баланс некоторых компонентов и ВВ приведен в табл. 4.1.

Таблица 4.1

**Физико-химические характеристики некоторых компонентов промышленных ВВ и продуктов реакций взрыва**

Вещество	Химическая формула	Атомная или молекулярная масса	Кислородный баланс, %	Теплота образования при постоянном объеме, $\frac{\text{кДж}}{\text{г моль}}$
Алюминий	Al	27	-89,0	—
Аммиачная селитра	$NH_4NO_3$	80	+20,0	355
Бумага (оболочка патронов)	—	—	-130,0	—
Гексоген	$C_3H_6N_6O_6$	222	-21,6	-88
Гремучая ртуть	$Hg(CNO)_2$	284	-11,3	-275
Динитроглицоль	$C_2H_6(ONO_2)_2$	152	0	233
Динитронафталин	$C_{10}H_6(NO_2)_2$	218	-139,4	-395
Калиевая селитра	$KNO_3$	101	+39,6	490
Калия хлорат	$KClO_3$	122,5	+39,6	390

Окончание табл. 4.1

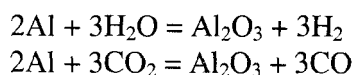
Вещество	Химическая формула	Атомная или молекулярная масса	Кислородный баланс, %	Теплота образования при постоянном объеме, кДж / г · моль
Калия перхлорат	KClO <sub>4</sub>	138,5	+46,2	440
Керосин	—	—	-343,0	—
Клетчатка	C <sub>6</sub> H <sub>10</sub> O <sub>5</sub>	162	-118,5	965
Магний	Mg	24,3	-65,8	—
Мука злаков	C <sub>15</sub> H <sub>22</sub> O <sub>11</sub>	381	-132,0	—
Мука древесная	C <sub>15</sub> H <sub>22</sub> O <sub>10</sub>	362	-137,0	19600
Натриевая селитра	NaNO <sub>3</sub>	85	+47,0	493
Натрия хлорат	NaCl	106,5	+45,0	350
Натрия перхлорат	NaClO <sub>4</sub>	122,5	+52,2	390
Нитроглицерин	C <sub>3</sub> H <sub>5</sub> (NO <sub>2</sub> ) <sub>3</sub>	122	+3,5	350
Нитроклетчатка (коллоидная)	C <sub>2</sub> C <sub>4</sub> H <sub>31</sub> N <sub>9</sub> O <sub>38</sub>	1105,3	-38,7	2760
Нитроклетчатка (пироксилин)	C <sub>24</sub> H <sub>2</sub> C <sub>9</sub> N <sub>11</sub> O <sub>42</sub>	1143	-28,6	2400
Октоген	C <sub>4</sub> H <sub>8</sub> N <sub>8</sub> O <sub>8</sub>	296	-21,6	—
Парафин (твердый)	C <sub>24</sub> H <sub>50</sub>	338,5	-346,0	46500
Пикриновая кислота	C <sub>6</sub> H <sub>2</sub> (NO <sub>2</sub> ) <sub>3</sub> OH	229	-45,4	288
Тетранитрометан	C(NO <sub>2</sub> ) <sub>4</sub>	196	+49,0	-35
Тетрил	C <sub>6</sub> H <sub>2</sub> (NO <sub>2</sub> ) <sub>4</sub> NCH <sub>3</sub>	287	-47,4	-41,5
Тротил	C <sub>6</sub> H <sub>2</sub> (NO <sub>2</sub> ) <sub>3</sub> CH <sub>3</sub>	227	-74,0	73,5
ТЭН	C <sub>5</sub> H <sub>8</sub> (NO <sub>2</sub> ) <sub>4</sub>	316	-10,1	540
Углерод (аморфный)	C	12	-266	34000
Вода (газ)	—	18	—	240
(жидкость)	H <sub>2</sub> O	18	—	283
Оксид алюминия	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	102	—	1660
Оксид кальция	CaO	56	—	630
Оксид азота	NO	30	—	91
Оксид углерода (газ)	CO	28	—	116
Углекислота (газ)	CO <sub>2</sub>	44	—	395
Целлюлоза	C <sub>10</sub> H <sub>6</sub> O <sub>6</sub>	162	—	950

Истинные реакции взрывчатого превращения ВВ составить практически невозможно из-за многообразия факторов, влияющих на их протекание. Поэтому принят упрощенный прием составления реакций взрыва, согласно которому все ВВ делятся на три группы:

◆ ВВ с количеством кислорода, достаточным (избыточным) для полного окисления всех горючих элементов. В этом случае весь водород превращается в воду, углерод в диоксид углерода (например, реакция разложения динитрогликоля — табл. 4.2);

◆ ВВ с количеством кислорода, достаточным для полного газообразования. При этом принимается, что кислород сначала окисляет весь водород и воду, углерод в оксид углерода, а затем оставшийся кислород образует с частью оксида углерода диоксид углерода (например, реакция разложения ТЭНа — табл. 4.2).

При взрыве алюмосодержащих ВВ с нулевым кислородным балансом образуется твердый оксид алюминия  $Al_2O_3$ , а при отрицательном — он образуется в результате вторичных реакций алюминия с водой и диоксидом углерода:



◆ ВВ с количеством кислорода, недостаточным для полного газообразования. В этом случае водород полностью окисляется в воду, оставшимся кислородом окисляется часть углерода в оксид углерода и выделяется свободный углерод (например, реакция разложения тротила — табл. 4.2).

Таким образом, зная элементарный состав ВВ с нулевым или положительным кислородным балансом, можно легко составить реакцию его взрывчатого разложения в виде

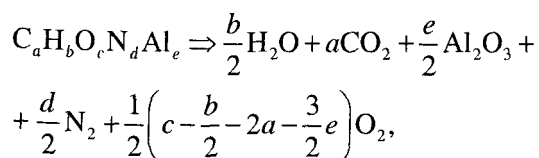


Таблица 4.2

## Характеристика взрывчатых превращений некоторых ВВ

ВВ	Молекулярная масса	Реакция взрывчатых веществ	Кислородный баланс, %	Объем газов взрыва, л/кг	Температура взрыва, °С	Теплота взрыва, кДж/кг
Нитроглицерин	227	$4C_3H_5(ONO_2)_3 = 10H_2O + 12CO_2 + 6N_2 + O_2$	+3,5	715	4100	6500
Нитроглицерин	152	$C_2H_4(ONO_2)_2 = 2H_2O + 2CO_2 + N_2$	0	738	4200	7100
Тротил	227	$2C_6H_2(NO_2)_3CH_3 = 5H_2O + 7CO + 7C + 3N_2$	-74,0	750	2950	3450
Аммиачная селитра	80	$2NH_4NO_3 = 4H_2O + 2H_2 + O_2$	+20,0	980	1950	1420
Динитронафталин	218	$C_{10}H_6(NO_2)_2 = 3H_2O + CO + 2N_2 + 9C$	-129,4	750	2500	2500
Коллоидонный хлопок	1053	$C_{22,5}H_{28,8}O_{36,1}N_{8,7} = 14,4H_2O + 21,7CO + 0,8C + 4,35N_2$	-33,6	936	250	3400
Гексоген	222	$C_3H_6N_6O_6 = 4H_2O + 3CO + 3N_2$	-21,6	890	3800	5700
ТЭН	316	$C_5H_8(ONO_2)_4 = 4H_2O + 3CO_2 + 2CO + 2N_2$	-10,2	790	4000	5910
Тетрил	287	$2C_6H_6(NO_2)_4CH_3N = 9H_2O + 6CO + 8C + 5N_2$	-47,4	740	3900	4900

а кислородный баланс такого ВВ молекулярной массой  $M$  вычисляется по формуле

$$K_6 = \frac{c - \left(2a + \frac{b}{2} + \frac{3}{2}e\right)}{M} 16 \cdot 100 \%$$

Аналогично составляют приближенные уравнения реакций взрыва для двух других случаев.

## 4.6. ФИЗИЧЕСКАЯ СУЩНОСТЬ ДЕТОНАЦИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ

Для оценки особенностей процесса детонации ВВ сравним это явление с процессами горения различных химических соединений. Так, смесь водорода или метана с кислородом способна сгорать со скоростью 10—20 м/с. При воспламенении слабой искрой в стеклянной трубке смеси этих газов горение распространяется с такой небольшой скоростью. Сильная искра или взрыв небольшого заряда вызовет совсем другое явление: пламя в трубке распространяется по газу со сверхзвуковой скоростью (около 2,0 км/с). В этом случае происходит детонация (взрыв) газовой смеси.

Известно, что обычное пламя передается от одного участка газа к соседнему за счет процесса теплопроводности и диффузии. Скорость горения (распространения пламени) всегда значительно меньше скорости звука.

Скорость детонации, наоборот, всегда больше скорости звука и в сто и более раз превышает скорость горения. Детонация — это сложное газодинамическое явление, детали которого в настоящее время недостаточно хорошо изучены, но в целом оно объясняется распространением ударных волн по массе ВВ. Ударная волна в массе ВВ возбуждается однократным начальным импульсом от внешнего источника, которым чаще всего является взрыв КД и ЭД.

В настоящее время общепризнанной для порошкообразных ВВ является теория детонации, разработанная в основном французскими и советскими учеными.

Согласно этой теории распространение взрыва по ВВ обусловлено распространением по нему ударной волны, создающей в очень узком слое скачкообразное изменение всех термодинамических параметров ВВ: давления, плотности, температуры. При этом за фронтом волны происходит мгновенное разогревание частиц ВВ и пузырьков газа между ними, за счет чего возникает интенсивная экзотермическая химическая реакция, энергия которой поддерживает распространение ударной волны по ВВ и его детонацию.

Процессы формирования и распространения ударных волн по ВВ принято в теории описывать законами распространения



волн в газах. Это обусловлено тем, что на фронте ударной волны в заряде ВВ возникают давления, на порядки и более превышающие прочность вещества ВВ, что позволяет пренебречь силами сцепления между частицами и описать его состояние уравнениями газодинамики.

Совокупность ударной волны и прилегающей к ней зоны взрывчатого химического превращения ВВ называется детонационной волной.

Продукты взрыва детонаторов производят резкий удар по прилегающему к нему слою ВВ и формируют ударную волну, распространяющуюся в виде однократного скачка уплотнения по массе заряда ВВ, имеющую следующие особенности:

- ◆ скорость ее распространения всегда выше скорости звука в данной среде (заряде ВВ);
- ◆ на фронте волны происходит скачкообразное изменение давления, плотности и температуры (рис. 4.1);
- ◆ частицы среды (продукт взрыва) движутся вслед за фронтом ударной волны;
- ◆ скорость ударной волны зависит от величины давления (амплитуды) на фронте волны.

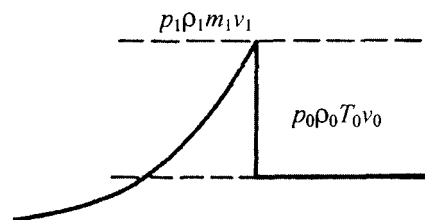


Рис. 4.1. Изменение параметров среды при прохождении ударной волны

## 4.7. ЭЛЕМЕНТЫ ТЕОРИИ УДАРНЫХ ВОЛН

Для лучшего понимания процесса детонации рассмотрим основные положения теории ударных волн, разработанной А.И. Седовым, Я.Б. Зельдовичем, А.С. Компанейцем, а также зарубежными учеными Гюгонио, Чепменом и Жуге.

Формирование и характер распространения ударных волн определяются фундаментальными законами физики о сохранении массы вещества, об изменении количества движения и энергии частицы.

Применим эти законы для рассмотрения наиболее простого случая — распространения плоской ударной волны в трубе, заполненной газом.

Допустим, что по трубе сечением  $S$ , заполненной газом, движется поршень с постоянной скоростью  $v_w$  (рис. 4.2). Движущийся поршень создает в газе возмущение. Поскольку возмущение передается в среде с конечной скоростью, то перед поршнем образуется область сжатого газа, заключенная между поверхностью поршня и некоторой плоскостью  $AA_1$ . Сжатый поршнем газ движется со скоростью  $v_y$ , а фронт области сжатия, поскольку он захватывает все новые порции газа, движется с некоторой скоростью относительно невозмущенного газа. Будем считать, что движение поршня происходит так быстро, что сжатый газ не успевает отдавать тепло невозмущенному газу и стенкам трубы, а саму трубу — абсолютно жесткой. Обозначим через  $p_0$ ,  $\rho_0$  и  $T_0$  соответственно давление, плотность и температуру газа в исходном невозмущенном состоянии, а через  $p_1$ ,  $\rho_1$  и  $T_1$  — давление, плотность и температуру сжатого газа. Предположим, что поршень движется время  $t$ , в течение которого он пройдет путь  $v_w t$ .

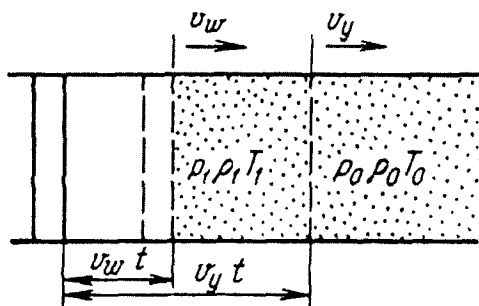


Рис. 4.2. Расчетная схема вывода основных уравнений плоских ударных волн

Фронт  $AA_1$  пройдет путь  $v_y t$ , длина сжатого участка газа будет равна  $(v_y - v_w)t$ , его объем —  $(v_y - v_w)tS$ , а масса —  $\rho_1(v_y - v_w)tS$ . Этот же газ в исходном состоянии занимал объем  $v_y tS$ , а масса его перед сжатием составляла  $v_y tS\rho_0$ . Поскольку в процессе сжатия масса вещества не изменилась, то закон сохранения массы для данного случая может быть записан в виде

$$\rho_0 v_y tS = \rho_1 (v_y - v_w) tS,$$

или

$$\rho_0 v_y = \rho_1 (v_y - v_w).$$

Сжатая масса газа движется со скоростью  $v_w$  и количество движения для этой массы будет равно  $\rho_0 v_y S t v_w$ . По второму закону Ньютона произведение массы на изменение скорости равно импульсу силы, т.е. произведению силы на время ее действия.

На сжимаемый газ действует сила  $(p_1 - p_0)S$ , а импульс силы будет равен  $(p_1 - p_0)St$ .

Закон сохранения количества движения в рассматриваемом случае можно записать в виде:

$$\text{или } (p_1 - p_0)St = \rho_0 v_y S t v_w.$$

$$p_1 - p_0 = \rho_1 v_y v_w,$$

$$\text{или } v_w = \frac{p_1 - p_0}{\rho_0 v_y}.$$

Отсюда следует, что при  $p_1 > p_0$ , т.е. при сжатии газа поршнем  $v_y$  и  $v_w$  одного знака. Поэтому принятая схема движения газа под действием поршня справедлива, а  $v_y > v_w$ .

Подставив последнее значение  $v_w$  в уравнение  $\rho_0 v_y = \rho_1 (v_y - v_w)$ , получим

$$\rho_0 v_y = \rho_1 \left( v_y - \frac{p_1 - p_0}{\rho_0 v_y} \right),$$

или

$$\rho_0 (\rho_1 - \rho_0) v_y^2 = \rho_1 (p_1 - p_0).$$

Отсюда

$$v_y^2 = \frac{\rho_1}{\rho_0} \frac{p_1 - p_0}{\rho_1 - \rho_0},$$

$$v_w^2 = (p_1 - p_0) \left( \frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho_1} \right).$$

Вводя вместо плотности удельный объем  $v_0 = \frac{1}{\rho_0}$  и  $v_1 = \frac{1}{\rho_1}$ ,

т.е. объем единицы массы, получим

$$v_y^2 = v_0^2 \frac{p_1 - p_0}{v_0 - v_1},$$

$$v_w^2 = (p_1 - p_0)(v_0 - v_1).$$

Используем теперь теорему об изменении энергии частиц сплошной среды для определения изменения внутренней энергии частиц вещества при прохождении по ним ударной волны. Пусть  $E_0$  и  $E_1$  — удельная внутренняя энергия, т.е. внутренняя энергия единицы массы газа соответственно в невозмущенном и в сжатом состоянии. При этом под удельной внутренней энергией единицы массы понимается ее тепловая энергия и энергия сжатия.

Кинетическая энергия единицы массы сжатого газа равна  $\frac{v_w^2}{2}$ , масса сжатого газа  $\rho v_y St$ , и тогда величина полного изменения энергии возмущенной части газа при сжатии составит

$$\rho_0 v_y S t \left( E_1 - E_0 + \frac{v_w^2}{2} \right).$$

Величина этого изменения энергии должна быть равна работе силы  $F_1 = p_1 S$ , приложенной со стороны поршня к возмущенному газу, на пути  $v_w t$ .

Отсюда уравнение энергии будет иметь вид

$$\rho_0 v_y S \left( E_1 - E_0 + \frac{v_w^2}{2} \right) = p_1 S v_w t,$$

или

$$\rho_0 v_y \left( E_1 - E_0 + \frac{v_w^2}{2} \right) = p_1 v_w.$$

Введя удельные объемы, получим известное уравнение Гюгонио

$$E_1 - E_0 = \frac{P_1 - P_0}{2} (v_0 - v_1).$$

В общем случае внутренняя энергия для однородной сплошной среды является функцией давления  $p$ , удельного объема  $v$  и некоторых других параметров. Для совершенного газа удельную внутреннюю энергию определим по формуле

$$E_1 = c_v T + E_0 = \frac{c_p}{c_p - c_v} \frac{P_1}{\rho_1} + E_*,$$

где  $c_p$  и  $c_v$  — удельные теплоемкости;  $E_*$  — некоторая постоянная для данного газа величина.

Подставив последнее уравнение в предыдущее, получим

$$K (p_1 v_1 - p_0 v_0) = \frac{P_1 - P_0}{2} (v_0 - v_1),$$

где  $K = -\frac{c_p}{c_p - c_v}$ . Здесь  $p_0, v_0$  — постоянные параметры;

$p_1, v_1$  — переменные величины.

Последнее соотношение определяет связь между  $p_1$  и  $p_1$  или между  $p_1$  и  $v_1$  за скачком за фронтом ударной волны и называется адиабатой Гюгонио. Это уравнение есть непрерывная, плавная кривая, но реальным процессам — ударным волнам — на ней соответствуют только две точки:  $p_0, v_0$  — начальные значения этих параметров газа (до ударной волны) и  $p_1, v_1$  — конечные значения этих параметров (за ударной волной). В этом первое главное отличие адиабаты Гюгонио от обычных адиабат Пуассона, которые для совершенного газа имеют вид

$p_1 = p_0 \left( \frac{p_1}{p_0} \right)^\gamma$ , где  $\gamma = \frac{c_p}{c_v}$ . Всякому реальному процессу на адиа-

бате Пуассона соответствуют две точки, расположенные между  $p_0 v_0$  и  $p_1 v_1$ , т.е. при переходе из состояния  $p_0 v_0$  в  $p_1 v_1$  газ последовательно проходит все промежуточные состояния, а при прохождении по газу ударной волны он до ударной волны находится в состоянии  $p_0 v_0$ , а за ней в состоянии  $p_1 v_1$ . Во всех промежуточных состояниях газ не находится.

Таким образом получаем, что приведенные соотношения позволяют полностью рассчитать термодинамические параметры газа за ударной волной, если известно его начальное состояние и скачок какого-нибудь параметра после прохождения фронта ударной волны.

## 4.8. ОСНОВЫ ТЕОРИИ ДЕТОНАЦИИ ВВ

Фронт детонационной волны  $I$  (рис. 4.3) представляет собой сильную ударную волну, которая разрушает молекулы ВВ. Освободившись от первоначальных связей, нагретые до

высокой температуры атомы горючих элементов и кислорода вступают в зоне за фронтом волны в быструю (мгновенную) химическую реакцию с выделением тепла и превращением ВВ в газообразное состояние. Фронт детонационной волны движется со скоростью нескольких километров в секунду. За фронтом ударной волны 2 движется фронт расширения продуктов взрыва 3, а к центру (оси) заряда — фронт волны разряжения 4. Условия стабильности процесса детонации обеспечиваются наличием зоны нерасширившихся газов 5. Толщина фронта ударной детонационной волны не превышает длины одного свободного пробега молекулы ( $10^{-5} — 10^{-6}$  см), однако зона реакции значительно шире фронта волны. Так, для аммонита 6ЖВ она равна 0,4 см, а для граммонита 79/21 — 3—4 см.

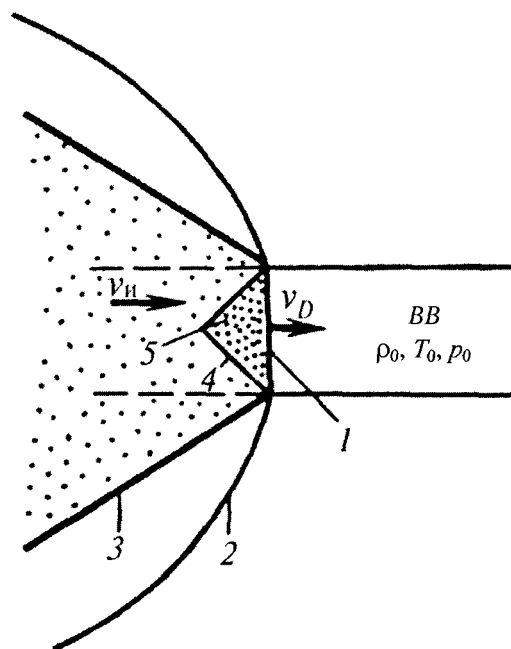


Рис. 4.3. Схема протекания детонации заряда ВВ

Детонационная волна скачкообразно переводит начальное состояние вещества с давлением  $p_0$  и удельным объемом  $v_0$  (см. рис. 4.1) в состояние  $p_1 v_1$  (точка  $A$  адиабаты Гюгонио). В сжатом веществе начинается химическая реакция. На адиабате Гюгонио состояние в точке  $A(p_1, v_1)$  соответствует фронту стационарной детонационной волны, которая перемещается со скоростью  $v_d$ . Поскольку детонация стабильна, то и все зоны за фронтом также перемещаются со скоростью фронта. Следовательно, вещество в зонах проходит состояния, которые лежат на прямой Михельсона:

$$p_1 = p_0 + \frac{v_d^2}{v_0^2} (v_0 - v_1).$$

Если в зоне за фронтом выделилось некоторое количество тепла и изменилось состояние вещества, то она уже будет описываться адиабатой, лежащей выше исходной, например адиабатой 2 (рис. 4.4).

Адиабата Гюгонио для конечных продуктов реакции должна лежать выше всех промежуточных адиабат, поскольку к этому моменту выделилась вся энергия реакции взрыва.

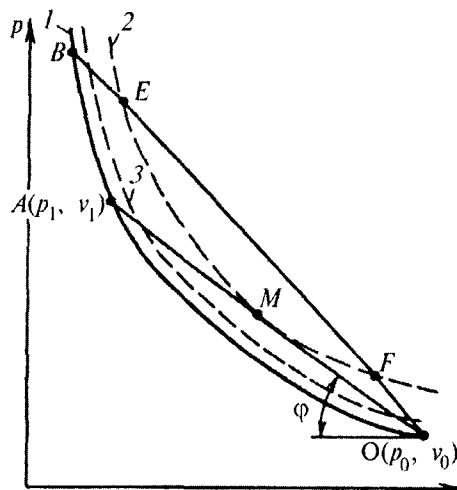


Рис. 4.4. Изменение состояния выделения энергии при взрыве и продуктов детонации



Такой адиабатой может являться только кривая 3. Она не может проходить выше прямой  $OA$  для детонации со скоростью  $v_d$ , так как точка, отвечающая конечному состоянию продуктов детонации, должна лежать на этой прямой. Поэтому возможны только два варианта: либо прямая Михельсона касается адиабаты конечных продуктов (прямая  $OA$ ), либо она должна быть одной из секущих, пересекающих адиабату 3 в точках  $E$  и  $F$ . Для устойчивой детонации возможен лишь первый случай. Точка касания (точка  $M$ ) прямой Михельсона  $OA$  с адиабатой конечных продуктов называется точкой Жугэ. В точке Жугэ все вещество прореагировало, вся энергия выделилась, продукты максимально расширились ( $v_2 > v_1$ ) и давление достигло минимального значения ( $p_2 < p_1$ ). Вещество, проходя состояние, приближающееся к точке  $M$ , описывается другими адиабатами с меньшим тепловым эффектом.

Условие касания адиабаты 3 прямой Михельсона:

$$\frac{p_2 - p_0}{v_0 - v_2} = - \left( \frac{dp}{dv} \right)^2.$$

Совпадение касательных к адиабатам Гюгонио и Пуассона означает, что

$$\left( \frac{dp}{dv} \right)^2 = \left( \frac{dp}{dv} \right)^s,$$

поэтому

$$\left( \frac{p_2 - p_0}{v_0 - v_2} \right)^2 = - \left( \frac{dp}{dv} \right)^s.$$

С учетом изложенного

$$v_x = v_0 \sqrt{\frac{p_1 - p_0}{v_0 - v_1}} = v_0 \sqrt{\frac{p_2 - p_0}{v_0 - v_2}} = v_0 \sqrt{- \left( \frac{\partial p}{\partial v} \right)^s}.$$

Учитывая равенство  $\frac{1}{\rho} = v$ , можно записать:

$$v_0 = \frac{v_d}{v_d - v_{w_2}},$$

где  $v_{w_2}$  — скорость движения вещества в точке  $M$ .

Исключая  $v_0$ , получим скорость движения фронта детонационной волны относительно продуктов, у которых скорость движения  $v_{w_2}$ :

$$v_d - v_{w_2} = v_2 \sqrt{\frac{p_2 - p_0}{v_0 - v_2}} = v_2 \sqrt{-\left(\frac{\partial p}{\partial \rho}\right)^s} = c_2, \text{ м/с,}$$

где  $c_2$  — «местная» скорость звука в продуктах реакции.

Таким образом,  $v_d = v_{w_2} + c_2$ .

Предположим, что переход к адиабате конечных продуктов осуществляется по прямой  $BF$ . В точке  $E$  «местная» скорость звука  $c_E > (v_d - v_{w_2})$ . Так как вслед за детонационной волной идет волна разряжения с местной скоростью звука, то она догонит детонационную волну, снизит амплитуду давления и скорость ее распространения. Детонационная волна в этом случае не будет иметь постоянных параметров и, следовательно, такое предположение не может иметь места.

Секущая  $OB$  пересекается с адиабатой еще в точке  $F$ , опускаясь по прямой из точки  $B$  через состояние точки  $E$ . Но в точке  $E$  выделилась вся энергия реакции, а для смещения вправо от адиабаты  $3$  нужен дополнительный подвод энергии. Таким образом, остается единственное допущение, что прямая Михельсона касается адиабаты конечных продуктов. В этом случае волна разряжения распространяется с той же скоростью, что и фронт детонационной волны относительно продуктов, а скорость детонации минимальна.

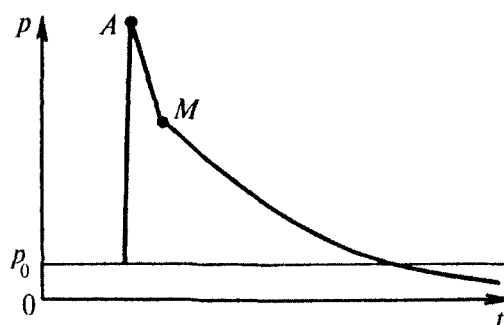


Рис. 4.5. Структурная схема детонационной волны

Процесс детонации характеризуется следующим образом. Сильная ударная волна сжимает узкий слой ВВ от начального состояния  $p_0 v_0$  в соответствии с ударной адиабатой Гюгонио до состояния  $p_1 v_1$  (где  $p_1 \geq p_0$ ). В веществе начинается бурная мгновенная реакция: выделяется тепло, снижается давление, увеличивается удельный объем. Через время  $t$  реакция заканчивается, и вещество переходит в состояние, соответствующее точке Жугэ на адиабате конечных продуктов. В этой точке  $p_2 = 1/2 p_1$ ;

$$v_{w_2} = 1/2 v_{w_1}; \quad c_2 = v_d - v_{w_2}.$$

Головная часть детонационной волны называется химическим пиком (участок  $AM$  на рис. 4.5). При этом энергия, выделяющаяся при реакции, догоняет фронт ударной волны и подпитывает его, не давая затухнуть. Время химической реакции за фронтом детонационной волны весьма мало: для порошкообразных тротила — 1 мкс, гексогена — 0,1 мкс, аммиачной селитры — 30 мкс.

## 4.9. ОСОБЕННОСТИ ДЕТОНАЦИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ

Плотность продуктов детонации промышленных ВВ достигает  $2 \text{ г/см}^3$ , уравнение их состояния неизвестно, а скорость детонации достигает  $6 \text{ км/с}$ , что в несколько раз превышает ско-

рость детонации газов. Давление газов взрыва  $p$  определяют с помощью уравнения Ван-дер-Ваальса для «реальных» газов, которое учитывает собственный объем молекул (ковольюм):

$$p = \frac{RL}{v - \alpha}.$$

Это уравнение применяется во внутренней баллистике и дает удовлетворительные результаты, когда плотность ВВ не превышает  $0,5 \text{ г/см}^3$ . Л.Д. Ландау и К.П. Станюкович рассматривали продукты детонации в виде кристаллической решетки твердого тела, атомы и молекулы в которой обладают двумя видами энергии: упругой, вследствие сил взаимодействия между ними и колебательной, вследствие тепловой энергии колебания около положения равновесия (которой в расчетах можно пренебречь).

Тогда, приняв, что скорость детонации зависит лишь от плотности ВВ и не зависит от температуры, можно из приведенного уравнения, пренебрегая величиной  $p_0$ , получить

$$p_2 = v_d^2 \frac{v_0 - v_2}{v_0^2},$$

или

$$p_2 = v_d^2 \frac{\rho_0 (\rho_2 - \rho_0)}{\rho_2}.$$

Установлено, что зависимость скорости детонации от плотности ВВ имеет вид

$$v_d = A\rho_0.$$

Приняв, что плотность продуктов детонации пропорциональна начальной плотности ВВ ( $\rho_2 = h\rho_0$ ), последнее уравнение запишем в виде

$$p_2 = A^2 \rho_0^2 \frac{(h\rho_0 - \rho_0)}{h\rho_0} = A^2 \frac{h-1}{h} \rho_0^3 = B\rho_0^3,$$

$$\text{где } B = A^2 \frac{h-1}{h}.$$

Давление  $p_2$  можно выразить через  $\rho_2$  в виде

$$p_2 = C\rho_2^3,$$

$$\text{где } C = \frac{B}{h^3} = A^2 \frac{h-1}{h^4}.$$

Константа  $h$  определяется из условия минимальной скорости детонации ВВ (прямая Михельсона касается адиабаты конечных продуктов в точке Жугэ).

Из приведенных уравнений получим

$$v_d^2 = \frac{p_2 \rho_2}{\rho_2 (\rho_2 - \rho_1)} = \frac{C\rho_2^4}{\rho_0 (\rho_2 - \rho_0)}.$$

Продифференцируем это выражение, приравняв его к нулю:

$$\frac{\partial v_d^2}{\partial \rho_2} = C \frac{\rho_0 (\rho_2 - \rho_0) 4\rho_2^3 - \rho_0 \rho_2^4}{\rho_0^2 (\rho_2 - \rho_0)^2} = 0.$$

Получим

$$\rho_0 (\rho_2 - \rho_0) 4\rho_2^3 - \rho_0 \rho_2^4 = 0,$$

или

$$p_2 = \frac{4}{3} \rho_0,$$

откуда

$$h = \frac{\rho_2}{\rho_0} = \frac{4}{3}.$$

Тогда

$$p_2 = \frac{1}{4} \rho_0 v_d^2,$$

и

$$v_{w_2} = \sqrt{p_2 \left( \frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho_2} \right)} = \sqrt{\frac{1}{4} \left( 1 - \frac{3}{4} \right) v_d^2} = \frac{1}{4} v_d.$$

Приведенные формулы позволяют рассчитать основные параметры идеальных детонационных волн и состояние продуктов взрыва некоторых ВВ.

Скорость детонации может быть определена в зависимости от энергетической характеристики ВВ:

$$v_d = \sqrt{2(k^2 - 1)Q_v},$$

где  $Q_v$  — теплота взрыва ВВ при постоянном объеме, кДж/кг.

Значение  $k$  для  $Q_v = 4190$  кДж/кг в зависимости от начальной плотности:

$\rho_0$ , г/см <sup>3</sup> .....	0,2	0,25	0,50	0,75	1,0	1,25	1,70
$k$ .....	1,30	1,60	2,22	2,80	3,05	3,21	3,40

Из приведенных формул видно, что детонация является всегда сверхзвуковым процессом и ее величина непосредственно зависит от энергетических характеристик ВВ.

В теоретических исследованиях принято, что плоский фронт детонационной волны, распространяясь по заряду, сжимает впереди лежащие слои ВВ, вызывая их химические превращения. Такой механизм детонации называется гомогенным, может иметь место для однородных мощных ВВ (гексоген, ТЭН) при скоростях детонации 6,0—7,0 км/с.

Промышленные ВВ являются физически и химически неоднородными системами, чем объясняются особенности их детонации по сравнению с классической теорией.

В промышленных ВВ могут содержаться высокоактивные индивидуальные ВВ, реагирующие в детонационной волне с большой скоростью (нитроглицерин, гексоген и менее активные, но с хорошо выраженными взрывчатыми свойствами (тротил); вещества со слабо выраженными взрывчатыми свойствами (аммиачная селитра, динитронафталин), разлагающимися при детонации со скоростью в 2—3 раза меньшей, чем мощные ВВ, горючие материалы, не обладающие взрывчатыми свойствами (алюминий, древесная мука, парафин и др.), и, наконец, совершенно инертные, не принимающие участие в реакциях и претерпевающие лишь переходы из твердого или жидкого состояния в газообразное (пламегасители, вода в водосодержащих ВВ). Поэтому химические реакции промышленных смесевых ВВ происходят в несколько стадий.

Типичной для промышленных ВВ схемой взрывчатого превращения является первоначальное разложение или газификация в детонационной волне исходных компонентов (первичные реакции) и последующее взаимодействие продуктов разложения между собой или с веществами, не претерпевшими на первой стадии химических или фазовых превращений (вторичные реакции).

На детонационную способность промышленных ВВ существенно влияет равномерность размещения компонентов в заряде, так как общее время и полнота завершения реакций зависят не только от скорости сгорания отдельных частиц (первичные реакции), но и от скорости вторичных реакций, проходящих в газовой фазе и определяемых условиями смешивания продуктов первичного распада.

Чем меньше частицы разнородных компонентов и равномернее их распределение в объеме, тем быстрее завершается их сгорание, а также смешивание и взаимодействие продуктов сгорания.

Выполненные исследования позволяют предполагать, что химическая реакция в детонационной волне начинается и развивается в отдельных гранулах (частицах) ВВ и завершается подобием вспышки. Если ВВ представляет собой смесь нескольких

компонентов, то на второй стадии продукты разложения гранул разнородных веществ взаимодействуют между собой. В производственных условиях при взрывании скальных пород скважинными зарядами  $d = 150—200$  мм применяемые гранулированные и водосодержащие ВВ детонируют со скоростью, приближающейся к максимальной. При шпуровом взрывании этими ВВ скорость не достигает максимума, т.е. детонация протекает не в оптимальном режиме.

Из приведенного механизма детонации грубодисперсных ВВ ясно, что степень ограничения заряда (плотность заряжения, наличие качественной забойки) будет играть основную роль в развитии нормального режима детонации.

Приведенный механизм детонации грубодисперсных ВВ аналогичен ранее описанному А.Я. Апиным механизму взрывного горения для порошкообразных ВВ, согласно которому при детонации имеет место горение отдельных зерен, а их воспламенение происходит за счет адиабатического сжатия газовых включений в ВВ или за счет струй газов взрыва, проникающих между частицами ВВ (пробойно-струйчатый механизм детонации). Разработка теории детонации грубодисперсных смесевых ВВ продолжается.

#### **4.10. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА СКОРОСТЬ И УСТОЙЧИВОСТЬ ДЕТОНАЦИИ ЗАРЯДОВ ВВ**

Установлено, что скорость детонации заряда ВВ зависит от характеристик самого ВВ (тип ВВ, его дисперсность, плотность ВВ в заряде), диаметра заряда и условий взрывания (наружный или внутренний заряд в шпуре или скважине, наличие забойки). Во всех случаях задача сводится к оценке устойчивости и скорости детонации, по сравнению с максимально достижимой или оценке величины критического диаметра заряда.



Диаметр и оболочка заряда. Для каждого ВВ можно найти два характерных диаметра заряда:

*критический* диаметр, при дальнейшем уменьшении которого детонация заряда ВВ становится неустойчивой, т.е. может происходить ее затухание. С увеличением диаметра заряда больше критического скорость детонации увеличивается до определенного значения диаметра, называемого *предельным*, при дальнейшем увеличении которого скорость детонации заряда ВВ не увеличивается (рис. 4.6). Влияние диаметра на скорость детонации заряда было впервые теоретически объяснено Ю.Б. Харитоновым и развито в трудах Ф.А. Баума.

Высокое давление на фронте волны детонации вызывает интенсивное расширение продуктов детонации в стороны (см. рис. 4.3). Возникающие при этом волны разряжения будут распространяться в зону химической реакции и снижать давление и температуру продуктов взрыва, а следовательно, снижать скорость детонации за счет снижения величины энергии подпитки фронта волны детонации.

Характер протекания этого процесса зависит от соотношения ширины химической реакции  $l_p$  и диаметра заряда  $d$ .

Время химической реакции  $\tau_1: \tau_1 = \frac{l_p}{v_d}$ , а время прохождения

волны разряжения расстояния до центра заряда  $\tau_2 = \frac{l_p}{2v_p}$ .

Здесь  $v_p$  — скорость волны разряжения, м/с. При  $\tau_1 < \tau_2$  детонация затухает, так как начинается расширение продуктов взрыва до завершения химической реакции. При критическом диаметре должно соблюдаться условие  $\tau_1 = \tau_2$ , откуда

$$\frac{l_p}{v_d} = \frac{d}{2v_p},$$

а поскольку  $v_d \approx 2v_p$ , то  $l_p = d$ , т.е. критический диаметр приблизительно равен ширине зоны химической реакции в заряде.

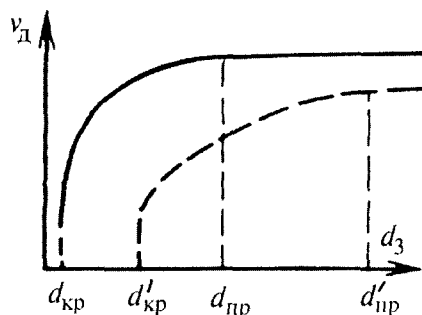


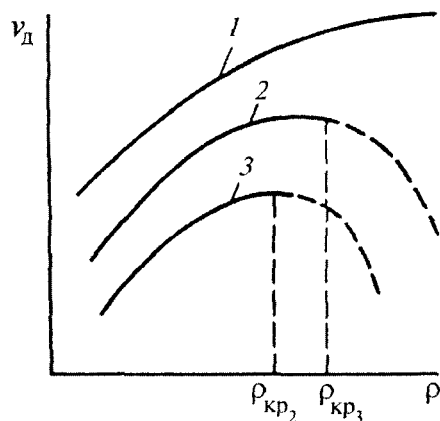
Рис. 4.6. Зависимость скорости детонации зарядов ВВ от их диаметра

Отсюда следует, что любое химическое соединение или смесь способны детонировать, если реакция их разложения экзотермична, а выделение энергии реакции во фронт детонационной волны достаточно для обеспечения распространения по веществу детонационной волны с постоянными параметрами.

Таким образом, у грубодисперсных ВВ с широкой зоной химической реакции критический диаметр будет больше, чем у порошкообразных.

Если заряд окружен оболочкой, затрудняющей разлет продуктов взрыва, критический диаметр заряда уменьшается. Например, аммиачная селитра порошкообразная ( $\rho = 1,0 \text{ г/см}^3$ ) при взрыве в стеклянной трубке имеет  $d_{кр} = 100 \text{ мм}$ , а в стальной трубке с толщиной стенок в 20 мм  $d_{кр} = 7 \text{ мм}$ .

Оболочка не оказывает заметного влияния на скорость детонации зарядов из однокомпонентных (индивидуальных) ВВ большой плотности и, наоборот, сильно сказывается на скорости детонации зарядов средней плотности, а также смесевых ВВ. На скорость детонации влияют главным образом инертные свойства оболочки и ее сжимаемость. При малых плотностях заряжения оказывает влияние на устойчивость детонации и прочность оболочки. Оболочка позволяет снизить величину критического диаметра, т.е. достигнуть устойчивой детонации при меньших диаметрах. При больших диаметрах (близких к предельным) скорости детонации открытых зарядов и зарядов в оболочках становятся примерно одинаковыми (см. рис. 4.6).



**Рис. 4.7. Изменение скорости детонации открытого заряда при увеличении диаметра:**

*1, 2 3 —  $d_1 > d_2 > d_3$*

Поэтому при применении ВВ в зарядах небольшого диаметра необходимо обеспечивать тщательное заполнение шнура ВВ, чтобы последний выполнял роль оболочки, а также делать качественную забойку заряда. При взрывах зарядов большого диаметра эти факторы меньше влияют на устойчивость детонации (рис. 4.7). Ниже (табл. 4.3) приведены величины критических диаметров открытых зарядов некоторых индивидуальных и смесевых ВВ.

*Таблица 4.3*

**Критические диаметры некоторых ВВ**

Тип ВВ	Критический диаметр, мм
Азид свинца	0,01—0,02
Гексоген	1,0—1,5
Тротил порошкообразный	8—10
Тротил гранулированный	5—10 (в прочной оболочке)
Аммонит 6ЖВ	10—12
Гранулит АС-8	70—100
Граммонит 79/21	40—60
Игданит	100—120
Ифзаниты	100—120

Тип ВВ	Критический диаметр, мм
Аммонит ГЖВ-20	12—14
Аммонит Т-19	10—12
Аммонит скальный № 1	5—6
Аммонит скальный № 3	8—10
Аммонал	12—14

Плотность ВВ по-разному влияет на скорость детонации для индивидуальных и смесевых ВВ. Для индивидуальных ВВ скорость детонации увеличивается с увеличением плотности до максимальных значений (рис. 4.8 — 1). Смесевые ВВ имеют критическую плотность 1,4—1,5 г/см<sup>3</sup>, при которой скорость детонации максимальна (рис. 4.8—2, 3). При дальнейшем увеличении плотности детонация в заряде прекращается.

Это происходит за счет того, что при изменении плотности ВВ химическое превращение компонентов ВВ и химическое взаимодействие продуктов взрыва изменяются, за счет чего ухудшаются условия протекания химических реакций. Так, при сильном уплотнении аммиачная селитра в аммонитах ведет себя как инертное вещество и, поглощая энергию, делает невозможным распространение детонации по заряду (рис. 4.9). При наличии большого процента мощного компонента в составе ВВ (тротил, гексоген) можно достичь такого уплотнения, что детонация будет распространяться в заряде только по этому компоненту, за счет чего произойдет увеличение скорости детонации. При большом диаметре заряда или размещении его в оболочке критическая плотность ВВ увеличивается.

*Тип, дисперсность и состав ВВ.* С увеличением теплоты взрыва, как следует из теории, скорость детонации ВВ увеличивается, а критический диаметр уменьшается. Так, теплота взрыва тротила 3450 Дж/кг, скорость детонации 7,0 км/с, критический диаметр 10 мм, а для гексогена эти же величины соответственно равны 5700 Дж/кг; 8,4 км/с и 1,5 мм.

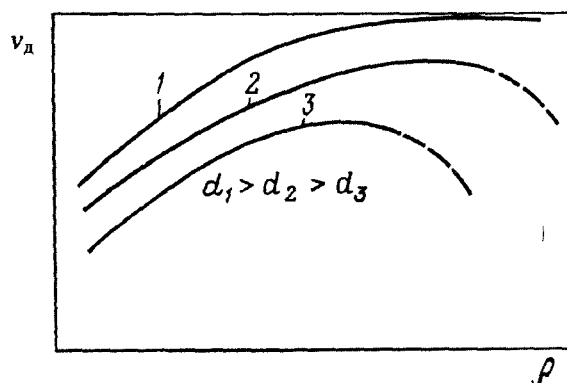


Рис. 4.8. Зависимость скорости детонации от плотности ВВ:  
 I — для однокомпонентных, 2, 3 — для смесевых

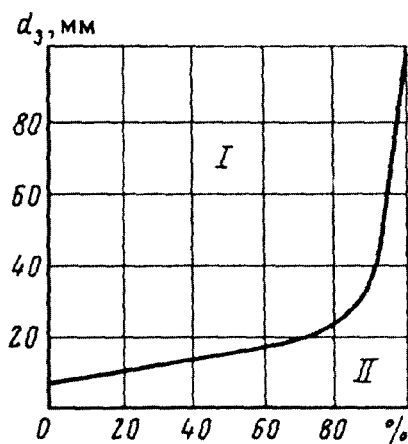


Рис. 4.9. Изменение критического диаметра смесей тротил—селитра:  
 I — устойчивая детонация, II — неустойчивая детонация

Существенное влияние оказывает дисперсность ВВ. Тротил с размером частиц 0,01 мм имеет критический диаметр 9 мм, а при частицах 0,5 мм — 28 мм. При простом смешивании селитры и тротила критический диаметр аммонита 20 мм, а при обработке этой же смеси в шаровой мельнице в течение двух часов критический диаметр уменьшается до 8 мм. Все грубодисперсные ВВ имеют большие критические диаметры, чем порошкообразные ВВ того же состава.

Критический диаметр для смесевых ВВ зависит и от процентного соотношения компонентов. Так, с уменьшением содержания тротила в порошкообразных аммонитах 6ЖВ с 21 до 5 % их критический диаметр увеличивается с 12 до 25 мм. Изменение критического диаметра для смеси тротил—селитра приведено на рис. 4.10.

Влияние мощности (скорости детонации) инициатора сказывается лишь на начальном участке развития детонации, где в зависимости от величины импульса может быть получена скорость детонации выше или ниже характерной для данного диаметра заряда, но в любом случае на участке 1—2 диаметров скорость стабилизируется (рис. 4.10).

С этой точки зрения для инициирования любого заряда необходимо иметь достаточно мощный точечный источник, который вызовет начальную детонацию в критической массе иницируемого заряда, способный своей энергией обеспечить самораспространение детонации по всему заряду с характерной для него скоростью.

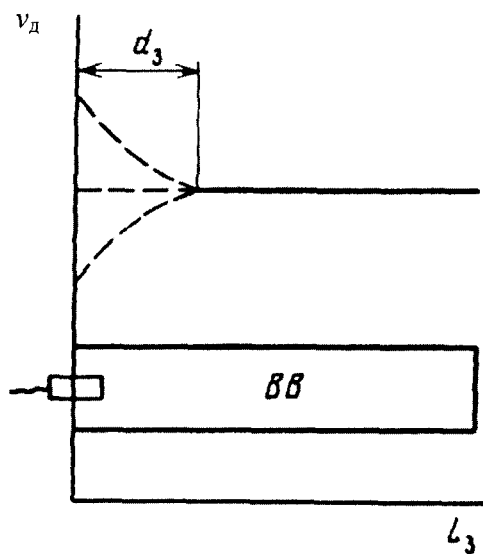


Рис. 4.10. Изменение детонации заряда ВВ в зависимости от мощности (скорости) начального импульса

Способ инициирования зарядов может определенным образом влиять на характер и величину передачи энергии от продуктов взрыва заряда к породе. Кроме того, изменяя взаимное положение детонирующего шнура и шашки промежуточного детонатора, применяемых для взрыва низкочувствительных грубодисперсных ВВ, можно, как будет показано, уменьшить величину промежуточного детонатора, увеличить разрушающее действие заряда на массив горных пород.

МЕТОДЫ ОЦЕНКИ  
ЭФФЕКТИВНОСТИ  
И КАЧЕСТВА  
ПРОМЫШЛЕННЫХ  
ВЗРЫВЧАТЫХ  
ВЕЩЕСТВ

**ГЛАВА 5** —



## 5.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ О РАБОТЕ И БАЛАНСЕ ЭНЕРГИИ ПРИ ВЗРЫВЕ

Работа заряда ВВ может быть полезной, с целью которой производят взрыв, и бесполезной, представляющей собой потерю энергии, а также оказывать вредное воздействие на законтурную среду в виде сейсмических и воздушных ударных волн. В зависимости от условий взрыва и его целей формы работы, КПД взрыва будут существенно меняться. Применительно к взрывным работам в скальных породах наибольшее значение имеет работа дробления и перемещения пород, в рыхлых — простреливание (образование полостей) и выброс на определенную высоту и расстояние.

Энергия, затраченная при взрыве на разрушение, перемещение горной массы, образование сейсмических и воздушных волн, нагревание породы и воздуха, характеризует полную работу взрыва.

Работа взрыва совершается за счет теплоты, выделившейся при взрыве,

$$E = E_y Q,$$

где  $E$  — общая энергия взрыва, кДж;  $E_y$  — удельная теплота взрыва, кДж/кг;  $Q$  — масса заряда, кг.

Работу, произведенную взрывом по разрушению и перемещению массива породы, называют полезной работой взрыва. Полезная работа взрыва  $A_n$  составляет часть полной энергии (теплоты) взрыва:

$$A_n = E \eta_v,$$

где  $\eta_v$  — КПД взрыва.

Величина КПД взрыва по выделению энергии достигает 0,7—0,8, однако отдельные виды работы могут меняться. Так, если взрыв произведен на поверхности массива, то полная рабо-

та остается прежней, работа на разрушение среды и сейсмические волны в массиве уменьшится, а на образование воздушной волны увеличится.

Максимальная работа  $A_n$ , которую могут совершить газы взрыва (при расширении до атмосферного давления) при условии перехода всей внутренней энергии газов в механическую работу, называют **идеальной работой взрыва**.

Приняв приближенно, что при определенном взрыве КПД действия различных ВВ примерно одинаковы, можно сравнить их эффективность по теплотам взрыва этих ВВ.

Поэтому можно полагать  $A_n \approx Q$ .

Рассматривая расширение газов взрыва по адиабатическому закону до атмосферного давления  $P_2 = 10^5$  Па, можно  $A_n$  определить по формуле

$$A_n = E_0 \left[ 1 - \left( \frac{P_2}{P_1} \right)^{\frac{k-1}{k}} \right] = E_0 - E_n,$$

где  $p_1$  — начальное давление газов взрыва, Па;  $k$  — показатель адиабаты,  $k = \frac{c_p}{c_v}$  ( $c_p$  и  $c_v$  — теплоемкости газов при постоянном давлении и объеме,  $\frac{\text{кДж/кг}}{\text{кг} \cdot ^\circ\text{C}}$ ).

Величина  $E_n$ , (кДж) представляет собой потерянное тепло, которое даже при идеальном ходе процесса остается в продуктах взрыва при расширении их до атмосферного давления. Если взрыв происходит в сплошной среде с сопротивлением сжатию  $p_p$ , то

$$A_p = E_0 \left[ 1 - \left( \frac{P_p}{P_1} \right)^{\frac{k-1}{k}} \right],$$

т.е. полная работа уменьшится, а потерянное тепло увеличится.

На рис. 5.1 приведена схема баланса энергии при взрыве. В качестве исходной взята потенциальная химическая энергия ВВ. Из-за возможности разброса непрореагировавшего ВВ, недостаточной полноты взрывчатого превращения фактическая теплота взрыва меньше на величину химических потерь. Фактическая теплота взрыва не может быть превращена в работу даже при идеальном ходе процесса разрушения, т.к. происходит нагревание разрушаемой среды продуктами взрыва. Разность между фактической теплотой и полной называется тепловыми потерями. Общая величина полной работы взрыва находится в этих пределах, но она может расходоваться на те или иные формы общего и бризантного или местного действия взрыва.

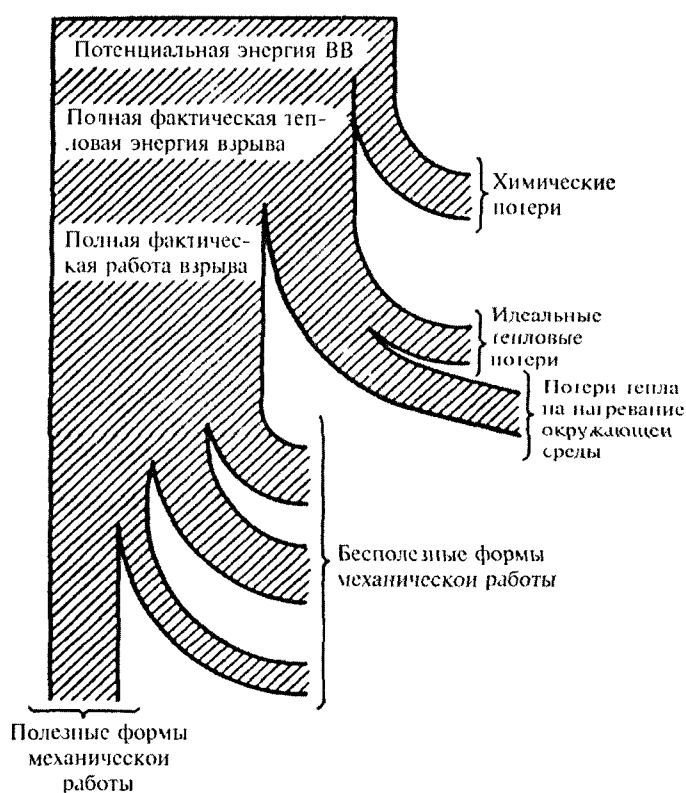


Рис. 5.1. Схема баланса энергии при взрыве (по А.Ф. Беляеву)

Большая часть полной работы проявляется в виде общего (фугасного) действия.

Существующие методы испытаний ВВ позволяют оценить только часть энергии, идущую на ту или иную работу деформирования или разрушения, причем данные, как правило, получают в относительных величинах, позволяющих только качественно сравнивать различные ВВ.

## **5.2. МЕТОДЫ ИСПЫТАНИЙ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ**

Промышленные ВВ подвергают следующим испытаниям:

- ◆ для оценки взрывчатых свойств, характеризующих производственную эффективность, производят экспериментальное определение скорости детонации, бризантности, работоспособности. Кроме этого, экспериментальным или расчетным путем для новых сортов ВВ определяют теплоту и работу продуктов взрыва, объем, температуру и давление газов взрыва;

- ◆ для проверки качества ВВ, их соответствия пригодности к применению производят определение полноты детонации, способности к передаче детонации от патрона к патрону, влажности ВВ, химической и физической стойкости;

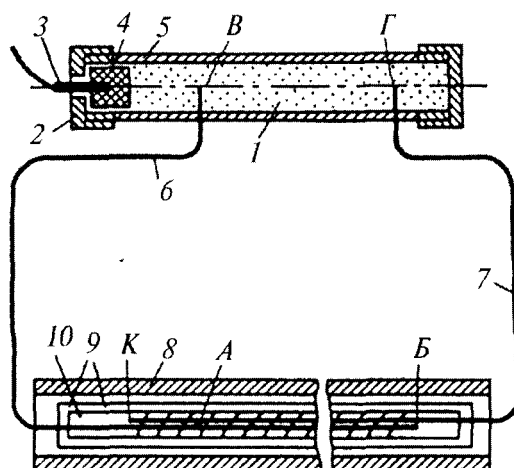
- ◆ для ВВ, содержащих нитроэфир в количестве  $>30\%$ , производят определение их экссудации;

- ◆ для оценки чувствительности и опасности ВВ в обращении определяют чувствительность к тепловому импульсу, к удару и трению, к инициированию, склонность к пылению, электризации. Для эмульсионных ВВ разработаны международные специальные методы испытаний;

- ◆ для характеристики технологичности применения ВВ проводят оценку сыпучести, дисперсности, увлажняемости, водостойчивости, расслаиваемости, слеживаемости, химической стойкости.

### 5.3. МЕТОДЫ ОЦЕНКИ ВЗРЫВЧАТЫХ СВОЙСТВ ВВ

Определение скорости детонации ВВ наиболее просто производят с помощью двух отрезков ДШ, скорость детонации которых известна (метод Дотриша). На боковой поверхности по оси заряда, заключенного в металлическую трубку с внутренним диаметром 30 или 40 мм, толщиной стенок 3-4 мм и длиной 450 мм с закручивающимися с обеих сторон крышками делают два отверстия на расстоянии  $a$ , равном 350 (200) мм. В эти отверстия вставляют концы отрезков ДШ длиной 1,5 и 1 м. Расстояние от отверстия до капсюля-детонатора 60 мм. Свободные концы ДШ крепят на пластинке-фиксаторе со стальной прокладкой так, чтобы риски на пластинке точно совпадали с концами ДШ (рис. 5.2). Испытываемый заряд инициируют промежуточным детонатором в виде прессованной шашки огневым или электроогневым способом.



**Рис. 5.2. Определение скорости детонации по Дотришу:**

1 — заряд ВВ; 2 — торцевые крышки (колпачки); 3 — детонатор; 4 — промежуточный заряд-детонатор; 5 — оболочка заряда; 6, 7 — отрезки ДШ; 8 — защитная труба металлическая; 9 — опорная пластинка; 10 — пластинка-фиксатор; А — точка встречи детонационных волн; Б, К — концы отрезков ДШ

При взрыве детонация распространяется по заряду и по обеим ветвям ДШ длиной  $L_1$  и  $L_2$ . В месте встречи детонационных волн на пластинке образуется углубление (точка  $A$  на рис. 5.2). Расчет скорости детонации производят, исходя из равенства времени распространения детонационных волн по обеим ветвям шнура до места встречи, т.е.

$$\frac{L_1 - KB}{v_{\text{дш}}} = \frac{a}{v_{\text{ВВ}}} + \frac{L_2 - KA}{v_{\text{дш}}}.$$

Приняв

$$L_1 - KB = L_1^1 \text{ и } L_2 - KA = L_2^1,$$

получим

$$\frac{L_1^1}{v_{\text{дш}}} = \frac{a}{v_{\text{ВВ}}} + \frac{L_2^1}{v_{\text{дш}}},$$

откуда

$$v_{\text{ВВ}} = v_{\text{дш}} \frac{a}{L_1^1 - L_2^1},$$

где  $v_{\text{ВВ}}$  и  $v_{\text{дш}}$  — скорости детонации испытываемого ВВ и ДШ, м/с.

В зависимости от цели испытаний заряд ВВ может быть в порошкообразном, гранулированном или прессованном виде. Точность определения скорости детонации по этому методу находится в пределах  $\pm 3\%$ .

Точные методы определения скорости детонации основаны на определении с помощью электронного осциллографа или частотомера времени прохождения детонационной волной фиксированного расстояния по заряду или на дешифровке кадров скоростной киносъемки свечения детонирующего заряда. Эти методы применяются только при выполнении исследовательских работ.

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ БРИЗАНТНОСТИ ВВ.** По характеру действия взрыва ВВ на массив принято различать бризантное (дробящее) и фугасное (общее) действие.

К бризантным формам работы взрыва относится измельчение породы на контакте и в непосредственной близости от заряда. Эта работа пропорциональна плотности ВВ и квадрату скорости детонации.

Для оценки бризантного действия ВВ применяют пробу на бризантность на свинцовых цилиндрах (метод Гесса) или пробу на дробящее действие взрыва на породных образцах. По методу Гесса из рафинированного свинца отливают и торцуют столбики диаметром 40 и высотой 60 мм, на которые устанавливают стальную прокладку толщиной 10 мм и заряд испытуемого ВВ массой 50 г. Бризантность характеризуют величиной осадки столбика после взрыва в миллиметрах, которое измеряется в четырех взаимно перпендикулярных направлениях. Для мощных ВВ (гексоген, ТЭН) применяют заряд в 25 г. Заряды гранулированных ВВ помещают в стальные кольца. Полученные результаты несопоставимы между собой и служат только как контрольные для каждого типа ВВ.

Эти пробы необходимы для лабораторной сравнительной оценки ВВ.

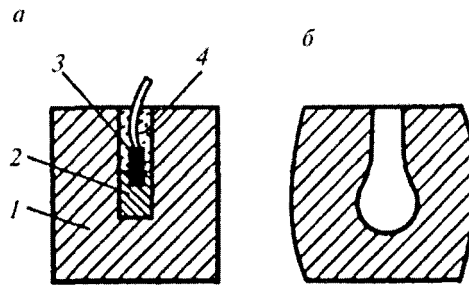
К фугасным формам работы взрыва относят разрушение породы на большом расстоянии от заряда (за пределами бризантного действия) и движение породы при взрыве.

Это действие взрыва проявляется в объеме, в десятки и сотни раз превышающем объем заряда. Величина фугасной формы работы взрыва пропорциональна общей энергии ВВ или его работоспособности.

Для оценки фугасной работы взрыва определяют работоспособность в свинцовой бомбе (метод Трауцля), приведенной на рис. 5.3, на баллистической мортире или маятнике (рис. 5.4), на породных образцах, по воронке выброса. Результаты сравнительных испытаний ВВ на баллистической мортире используют в США и в других странах для определения переводных коэффициентов при расчете удельных расходов различных ВВ. Для этого на мортире подбирают величину заряда  $Q_x$  применяемого

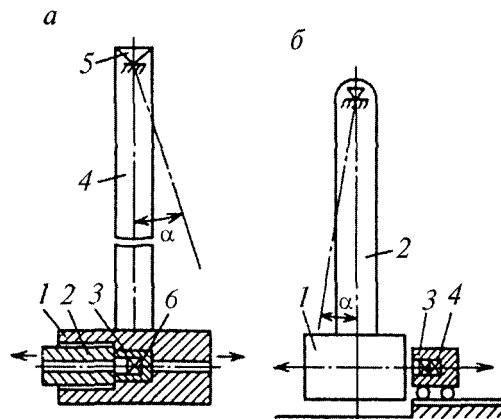
ВВ, который дает такое же отклонение мортиры, как заряд  $Q_0$  стандартного ВВ. Поправочный коэффициент на расход ВВ:  $Q_x / Q_0$ .

Свинцовая бомба представляет собой цилиндр высотой 200 мм и диаметром 200 мм, изготавливаемый из рафинированного свинца, имеет отверстие диаметром 25 мм и глубиной 125 мм для помещения заряда ВВ массой 10 г с электродетонатором (рис. 5.3, а).



**Рис. 5.3. Определение работоспособности ВВ в свинцовой бомбе:**

а — до взрыва; б — после взрыва; 1 — свинцовый цилиндр; 2 — заряд ВВ; 3 — детонатор; 4 — забойка;



**Рис. 5.4. Определение работоспособности:**

а — в баллистической мортире; 1 — мортира, 2 — снаряд, 3 — вкладыш; 4 — подвеска; 5 — опора; б — заряд ВВ; б — с помощью баллистического маятника; 1 — маятник; 2 — подвеска, 3 — мортира; 4 — заряд



*Забойка песчаная.* После взрыва (рис. 5.3, б) в бомбе образуется раздутье, его величина за вычетом объема отверстия ( $61—62 \text{ см}^3$ ) и расширения, производимого электродетонатором ( $\sim 30 \text{ см}^3$ ), и является мерой относительной работоспособности ВВ.

Л.И. Бароном взамен испытаний в свинцовой бомбе предложено испытание ВВ производить в кубических блоках из горной породы или песчано-цементного раствора с размером ребра 200 мм с размещением в центре блока в шпуре заряда 10 г. Дробящее действие ВВ характеризуют выходом мелких кусков (фракции до 7 мм) на 1 кг его массы.

Баллистическая мортира представляет собой (см. рис. 5.4, а) массивный цилиндр, подвешенный на тягах в виде маятника. В корпусе имеются взрывная камера, в которой подбивается заряд (обычно величиной 10 г), и расширительная камера, в которой помещается массивный поршень-снаряд. При взрыве поршень-снаряд выбрасывается из мортиры, а сама мортира отклоняется на некоторый угол, фиксируемый специальным устройством.

По углу отклонения мортиры оценивают эффективность ВВ. За стандарт принимают отклонение мортиры зарядом тротила массой 10 г. Для сравнительной оценки другого ВВ определяют заряд, вызывающий такое же отклонение мортиры.

При определении работоспособности на баллистическом маятнике, имеющем большую массу (несколько тонн), вплотную по рельсам подкатывается мортира (рис. 5.4, б) с зарядом 200 г. После взрыва фиксируют угол отклонения маятника и сравнивают с результатами, полученными при испытаниях другого ВВ.

Главный недостаток всех испытаний на работоспособность — в малых величинах и диаметрах зарядов, не достигших критических. Поэтому эти испытания носят только качественный относительный характер и должны быть обязательно дополнены полигонными и промышленными испытаниями зарядов при диаметрах более критических, таких, как применяют на производстве.

В настоящее время все шире на подземных и открытых работах применяют существенно менее чувствительные гранулированные и водосодержащие ВВ, однако стандартных (гостирированных) методов оценки их характеристик (оценок) до сих пор не разработано. Созданием указанных методик, некоторые из которых уже опубликованы, занимается Институт химфизики РАН (г. Черноголовка), однако следует указать, что разработка новых рецептур ВВ (гранулированные, водосодержащие, льющиеся, эмульсионные, смеси эмульсий и гранул) опережает разработки гостирированных методов их испытаний. Поэтому в учебнике они не приведены, а сведения о них можно получить в специальной литературе.

#### **5.4. РАСЧЕТНО-ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВВ**

Рассмотренные выше характеристики дают относительную качественную оценку ВВ, не выраженную в размерностях энергии, объема, температуры, давления. Это затрудняет использование приведенных характеристик при количественной оценке эффективности ВВ. Поэтому в дополнение к вышеприведенным применяют характеристики теплоты и работы газов взрыва, температуры, объема и давления газов взрыва, определяемые расчетным или экспериментальным методом. Эти величины характеризуют параметры идеализированного процесса взрыва и не учитывают коэффициента полезного использования энергии. Тем не менее они дают объективную энергетическую характеристику взрыва и могут быть использованы на практике.

Определение теплоты взрыва является одной из основных оценок эффективности ВВ при разрушении пород. Зная затраты энергии на разрушение единицы объема породы и энергию, выделяемую при взрыве единицы массы ВВ, можно оценить эффективность действия данного ВВ.

Объемная концентрация энергии ВВ, характеризующая количество энергии в единице объема ВВ и определяемая произ-

ведением удельной энергии ВВ на его плотность, дает более объективную энергетическую оценку ВВ, плотность которых существенно отличается от единицы.

Теплота взрыва определяется теоретически или экспериментально.

В качестве стандартных условий принимают температуру (по Цельсию)  $0^\circ$ ,  $15^\circ$  (иногда  $25^\circ$ ) и давление в  $9,8 \cdot 10^4$  Па.

Теплота взрыва вычисляется на основе закона Гесса, согласно которому тепловой эффект химического превращения системы зависит только от начального и конечного ее состояния и не зависит от промежуточных состояний, т.е. индексы 1, 2, 3 означают соответственно начальное, промежуточное и конечное состояния системы:

$$Q_{1-2} + Q_{2-3} = Q_{1-3}.$$

Расчет теплоты взрыва (кДж/кг) может быть выполнен, если известны теплоты образования ВВ  $Q_1$ , продуктов взрыва  $Q_3$  из элементов и уравнение взрыва:

$$Q_2 = Q_3 - Q_1.$$

Для расчетов термохимических параметров взрыва составлены таблицы теплоты образования веществ при постоянном объеме (см. табл. 4.1).

Для определения теплоты взрыва 1 кг ВВ (кДж) без учета расширения газов пользуются формулой

$$Q_2^1 = \frac{Q_2 \cdot 1000}{M},$$

или с учетом расхода тепла  $Q_p$  на расширение продуктов взрыва:

$$Q_2^{11} = \frac{Q_2 - Q_p}{M} \cdot 1000,$$

где  $M$  — молекулярная масса ВВ.

Экспериментальное определение теплоты взрыва производят в специальной калориметрической бомбе.

Объем газов при взрыве определяют по реакции взрывчатого разложения ВВ на основе закона Авогадро, согласно которому объем, занимаемый грамм-молекулой различных газов при температуре 0 °С и давлении 10<sup>5</sup> Па, равен 22,42 л.

Для определения объема газов  $v_r$ , образуемых при взрыве 1 кг ВВ (л/кг), пользуются формулой

$$v_r = \frac{22,42(n_1 + n_2 + n_3 + \dots + n_n)1000}{m_1M_1 + m_2M_2 + \dots + m_nM_n},$$

где  $n_1, \dots, n_n$  — количество грамм-молекул газообразных продуктов взрыва;  $m_1, \dots, m_n$  — количество грамм-молекул составных частей ВВ;  $M_1, \dots, M_n$  — молекулярная масса составных частей ВВ.

Объем газов, образуемых какой-либо смесью компонентов, определяют как сумму объемов газов, образуемых отдельными компонентами смеси.

Для опытного определения объема продуктов взрыва взрывают некоторое количество ВВ (обычно до 100 г) в калориметрической бомбе. Объем охлажденных до комнатной температуры газообразных продуктов измеряется при помощи газомера.

Давление газов в зарядной камере (Па) при взрыве может быть определено, исходя из объединенных законов Бойля-Мариотта и Гей-Люссака с поправкой Ван-дер-Ваальса:

$$p = \frac{p_0 v_0 T}{273(v - \alpha)},$$

где  $p_0$  — атмосферное давление газов при температуре 0 °С;  $v_0$  — объем газов взрыва ВВ при 0 °С;  $T$  — температура взрыва, считая от абсолютного нуля, К;  $v$  — объем зарядной камеры, м<sup>3</sup>;  $\alpha$  — собственный объем молекул (ковольюм) продуктов взрыва (для практических расчетов  $\alpha = 0,001 v_0$ ).

Подставив в формулу определения давления величину  $v = 1/\rho_{\text{ВВ}}$ , где  $\rho_{\text{ВВ}}$  — плотность заряда ВВ, получим

$$p = \frac{p_0 v_0 T}{273(v - \alpha)} = \frac{p_0 v_0 T \rho_{\text{ВВ}}}{273(1 - \alpha \rho_{\text{ВВ}})}$$

Несмотря на введение поправочного коэффициента  $\alpha$ , эта формула не дает точных результатов при плотности заряда  $\rho_0 > 0,6 \text{ г/см}^3$ .

## 5.5. ОЦЕНКА ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТИ ВВ

**ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТЬ ВВ** — степень восприимчивости к определенному внешнему импульсу, вызывающему детонацию заряда. Она зависит от свойств ВВ, его состояния (порошкообразное, гранулированное, литое и т.д.), температуры, влажности, степени ограничения заряда и т.д.

Для оценки чувствительности ВВ проводят испытания: на удар, трение, нагревание (в том числе действие открытого пламени), воздействие ударной воздушной волны, передачу детонации на расстояние, на воздействие детонатора.

Чувствительность к инициированию принято оценивать минимальным зарядом, который необходим для возбуждения детонации (табл. 5.1).

Чувствительность ВВ к удару определяют на специальных копрах. При испытаниях на навеску ВВ, заключенную между двумя металлическими поверхностями, сбрасывают груз определенной массы.

Таблица 5.1

Восприимчивость ВВ к инициированию

ВВ	Минимальный инициирующий заряд, г	
	Гремучая ртуть	Азид свинца
Тротил (порошкообразный)	0,36	0,09
Аммонит 6ЖВ	0,3	—
Тетрил	0,29	0,025

При испытании инициирующих ВВ используют рычажный копер с грузом массой 0,5—1,8 кг. Для бризантных ВВ применяют вертикальные копры с грузами 5—20 кг и высотой их падения до 3 м. Навеска ВВ принимается 3 г.

В качестве критерия чувствительности принимают процент взрывов из 25, 50 или 100 испытаний при сбрасывании груза 10 кг с высоты 0,25 м.

Этими испытаниями установлено, что наиболее чувствительными к удару являются ВВ, содержащие гексоген, жидкие нитроэфирные (30—80 % взрывов); обычные, предохранительные аммониты, аммоналы дают 10—30 % взрывов, гранулиты (измельченные) 0—12 %. Наименьшую чувствительность имеют игданит (0—4 %) и водосодержащие ВВ, которые при этих испытаниях не дают ни одного взрыва.

Иногда определяют максимальную высоту сбрасывания ударника массой 2 кг, при которой не происходит ни одного взрыва, и минимальную высоту, при которой взрыв навески происходит при каждом сбрасывании (табл. 5.2).

Испытания на чувствительность к трению производят на маятнике трения или растиранием навески в фарфоровой ступке. Испытание на трение (скользящий удар) производят путем сдвига навески ВВ боковым ударом ролика, прижатого с определенной силой к поверхности ВВ.

Чувствительность к удару и трению имеет большое значение при создании машин для механизированного заряжания ВВ.

Таблица 5.2

**Характеристика чувствительности некоторых ВВ**

ВВ	Температура вспышки, °С	Чувствительность к удару (минимальная высота падения груза 2 кг, при которой происходит взрыв), м
Аммонит 6ЖВ	320	0,6
Гексоген	230	0,29
Нитроглицерин	200	0,4
Тротил	310	0,7
ТЭН	220	0,28

## 5.6. МЕТОДЫ ПРОВЕРКИ КАЧЕСТВА ВВ

Свойства ВВ могут изменяться в процессе транспортировки и хранения. Поэтому при поступлении на склад и в процессе хранения все ВВ периодически должны испытывать для оценки их пригодности к дальнейшему хранению и безопасному использованию для взрывных работ.

При поступлении ВВ на базисные склады выполняют весь комплекс испытаний. На расходных складах ВВ подвергают только наружному осмотру, если они поступают туда с базисного склада.

Испытания ВВ выполняют взрывники или лаборанты под руководством заведующего складом:

- ◆ ВВ, не содержащие жидких нитроэфиров, — в конце гарантийного срока и каждые три месяца после его истечения;
- ◆ ВВ, содержащие жидкие нитроэфиры, испытывают в конце гарантийного срока и через каждый месяц после его истечения;
- ◆ если возникает сомнение в их доброкачественности, проводят испытания независимо от сроков хранения.

Испытания проводят на территории склада на специально отведенных площадках.

В случае обнаружения дефектов при осмотре или испытаниях всю партию ВВ бракуют и составляют акт, который направляют заводу-изготовителю и в Ростехнадзор РФ. Возможность дальнейшего использования забракованных ВВ на взрывных работах определяется специальной комиссией с участием представителей завода-изготовителя.

Аммиачно-селитренные ВВ и тротил подвергают следующим испытаниям.

Наружный осмотр тары, при котором устанавливают наличие внешних повреждений на ящиках или мешках, проверяют обвязку и пломбировку тары, отсутствие следов подмокания. Такому осмотру подвергают все ВВ, поступающие на склад в упаковке. Ящики с дефектами отбирают в отдельную партию, составляют акт, а затем проверяют внутреннюю упаковку. При

целой внутренней упаковке испытания проводят по обычной методике. При нарушенной упаковке испытанию подвергают каждый ящик.

При наружном осмотре патронов из поступившей партии отбирают и распаковывают пять пачек и все патроны осматривают. На патронах должен стоять штамп с указанием типа ВВ, номера и массы патрона, даты изготовления, марки завода и номера ящика. На патронах не должно быть следов подмокания и увлажнения. Торцы патронов должны быть аккуратно заделаны.

Испытания на полноту детонации проводят для определения детонационной способности одного или нескольких патронов ВВ. Патроны укладывают на полигоне в один ряд торцами встык. Полноту детонации определяют по углублениям в грунте на месте расположения патронов и по отсутствию бумаги и ВВ. Гранулированные ВВ помещают при насыпной плотности в бумажную гильзу заданного диаметра длиной более пяти диаметров заряда. Заряд инициируют КД или ЭД через промежуточный детонатор (патрон аммонита БЖВ массой 200 г или шашка). При взрыве допускается разброс отдельных гранул и остатков бумажной оболочки. Партия ВВ считается выдержавшей испытания, если при трех опытах наблюдается полная детонация. В случае получения отказа число опытов удваивается, и при повторном отказе партия ВВ бракуется. Установлено, что гранулированные и водосодержащие ВВ устойчиво детонируют при размещении заряда в массиве горных пород при диаметрах в 3—4 раза меньших, чем диаметр открытого заряда.

Проводят испытание на передачу детонации, при котором проверяют соответствие паспортным данным чувствительности ВВ к взрыву другого заряда. Для этого на плотном грунте укладывают по одной оси два патрона ВВ (рис. 5.5) на расстоянии, указанном в паспорте ВВ, и взрывают. О полноте взрыва судят по углублению в грунте, отсутствию остатков бумаги и ВВ. Если при двух взрывах отказов не произошло, то ВВ считают выдержавшим испытания.



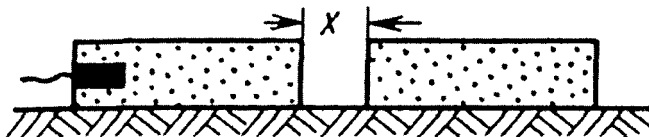
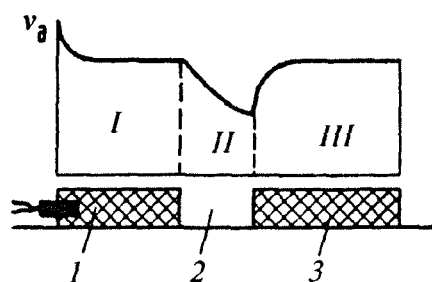


Рис. 5.5. Схема испытаний на передачу детонации

Важность этих испытаний состоит в том, что при зарядании шпуров патронированными ВВ между патронами могут оставаться воздушные промежутки, которые могут быть частично или полностью заполнены буровой мелочью. При взрыве такого заряда детонационная волна на границе ВВ — воздух переходит в ударную и происходит ее интенсивное затухание в воздухе. Если качество ВВ нормальное, то энергии в ударной волне, прошедшей через воздушный промежуток, достаточно для того, чтобы возбудить детонацию в торце следующего патрона.

Взаимные переходы детонационной волны в ударную и обратно при передаче детонации на расстояние схематично показаны на рис. 5.6.

В случае отказа число опытов удваивают. Если при этом повторяются отказы, партию ВВ бракуют. Слежавшиеся патроны аммонита перед испытанием разминают. При испытании ВВ, поступивших на склад в мешках, изготавливают патроны диаметром  $31 \pm 1$  мм массой  $200 \pm 10$  г при плотности ВВ в патроне  $0,95 - 1,05$  г/см<sup>3</sup>. Затем проводят испытания. Испытание водоустойчивых ВВ проводят после выдержки патронов в воде на глубине 1 м в вертикальном положении в течение 1 ч. Патроны помещают в специальные футляры с отверстиями. При испытании к нижнему концу активного заряда должен быть обращен верхний конец пассивного заряда. Сами испытания проводят по обычной методике. В характеристиках патронированных ВВ обязательно указывают расстояние, на которое передается детонация между патронами. Эта величина является косвенной мерой чувствительности ВВ к внешнему импульсу. Чем больше расстояние, тем надежнее детонирует заряд.



**Рис. 5.6.** Взаимные переходы детонационной и ударной волны при передаче детонации на расстояние:

1 — активный заряд; 2 — воздушный промежуток; 3 — пассивный заряд; I—III — зоны распространения детонации

*Определение влажности ВВ.* Из пяти патронов, взятых для осмотра из пяти пачек, после смешивания берут две навески ВВ массой по 10 г, помещают их в термостаты и сушат при температуре +65 °С до получения постоянной массы пробы.

Влажность определяют по формуле

$$B = \frac{m_2 - m_1}{m_2},$$

где  $m_2$  — масса навески до просушки, г;  $m_1$  — масса навески после просушки, г.

Влажность аммонитов не должна превышать 1,5 %. Однако при механизированном пневматическом зарядании гранулированных аммиачно-селитренных ВВ для уменьшения пыления и электризации рекомендуется впрыскивать в подаваемый поток 2—4 % воды.

Испытания бездымных порохов, которые иногда применяют при взрывах на выброс и сброс в грунтах или на карьерах, проводят по специальным методикам. Определяют состояние тары, физико-химическое состояние порохов, способность к детонации и работоспособность. При физико-химической оценке пороха обращают внимание на отсутствие следов его разложения: при разложении изменяется цвет пороха, появляются желтоватые вздутия и трещины. У нитроглицериновых и нитрогликоле-

вых порохов может наблюдаться выделение жидких взрывоопасных компонентов (нитроглицерина, нитрогликоля) в виде капель (экссудация). Капельку можно промакнуть промокательной бумагой, а затем ударить по ней молотком на наковальне. Взрыв или треск свидетельствует об экссудации пороха. Такие пороха подлежат только уничтожению.

Детонационную способность пороха определяют в зарядах массой 8 кг, располагаемых на глубине 1 м в шурфах 0,5×0,5 м или канавах. Если порох не детонирует от детонатора из заряда аммонита БЖВ массой 2 кг, партию бракуют.

Работоспособность пороха каждой партии определяют проведением сравнительных взрывов с аммонитом БЖВ в грунте и находят переводные коэффициенты по объему выброшенного грунта при постоянной массе и глубине заложения зарядов. Если  $v_{\text{БЖВ}}$  — объем разрушения от взрыва аммонита БЖВ, а  $v_{\text{п}}$  — от пороха, то переводной коэффициент для определения расчетного удельного расхода ВВ:

$$k_{\text{п}} = v_{\text{БЖВ}} / v_{\text{п}}.$$

При испытании дымного пороха из 10 % прибывших мешков отбирают навески по 0,5 кг и осматривают. Зерна пороха должны быть сизо-черного цвета с блестящей поверхностью. Не должно быть белых или желтых кристаллов на зернах, а также слипшихся комков пороха.

При высыпании пороха на белом листе не должно оставаться пыли или черных пятен. Если пробы не соответствуют указанным требованиям, партию бракуют.

## **5.7. ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СТОЙКОСТИ ВВ**

При подготовке к заряданию и в процессе зарядания ВВ подвергается различным механическим воздействиям, которые могут менять его свойства, санитарно-гигиенические условия в

зоне работы, а также уровень опасности выполнения этих работ. С применением механизированного заряжения такие механические воздействия на ВВ значительно возросли. Ниже рассмотрены основные характеристики, определяющие технологическую стойкость ВВ, т.е. способность сохранять свои первоначальные свойства и качество в процессе выполнения с ВВ технологических операций по его подготовке, транспортированию и заряжанию.

**СЫПУЧЕСТЬ** — способность ВВ свободно высыпаться из калиброванных отверстий, полностью заполнять определенные замкнутые объемы (скважины, камеры, бункера, емкости зарядных машин).

Хорошую сыпучесть имеют гранулированные ВВ, плохую — порошкообразные. Последние теряют сыпучесть при содержании влаги — 1,2—2 %, а также при слеживании. Гранулированные ВВ теряют сыпучесть только при увлажнении их до 6 % и выше.

Сыпучесть имеет большое значение при механизированном заряжении, особенно восстающих скважин в подземных условиях.

**РАССЛАИВАНИЕ** — свойство смесевых, россыпных ВВ самопроизвольно или в процессе заряжения разделяться на составные компоненты, особенно когда компоненты имеют разную плотность. Например, порошкообразные динамоны — смеси аммиачной селитры с древесной мукой — были запрещены для применения из-за расслаивания заряда в процессе зарядки скважин на карьерах. При расслаивании образовывались участки чистой селитры и прослойки древесной муки, из-за чего детонация в таком заряде прекращалась.

Такое же расслаивание будет наблюдаться при использовании ВВ с добавками вспененного полистирола, т.к. его плотность на два порядка меньше плотности гранул селитры.

У игданита на обычной гранулированной селитре при его длительном нахождении в скважине происходит отекание солярового масла в нижнюю часть заряда, вследствие чего создаются неблагоприятные условия детонации заряда по высоте: в

верхней части вследствие стекания солярового масла энергия взрыва снизится, а количество ядовитых оксидов азота выделится намного больше, а в нижней части будет избыток солярового масла и детонация в этой части заряда может затухнуть. При этом качество взрыва ухудшается (по крупности дробления и образуются пороги в подошве уступа).

У водосодержащих акваторов, если объем раствора больше, чем объем межгранульного пространства твердой фазы, наблюдается постепенное оседание твердых фракций заряда в нижнюю часть скважины, что также неблагоприятно сказывается на детонации верхней части заряда и разрушении взрываемого массива.

**ТЕКУЧЕСТЬ** — способность водосодержащих ВВ вытекать из емкостей и сквозь рукава и шланги под действием силы тяжести или избыточного давления. Это свойство определяет эффективность механизированного заряжания ВВ этих типов и существенно зависит от температуры ВВ, продолжительности его хранения и начальной консистенции. Это свойство надо учитывать при зарядании скважин в трещиноватых массивах.

**ГИГРОСКОПИЧНОСТЬ** — способность ВВ поглощать влагу из воздуха или при искусственном впрыскивании в него воды. Это в основном определяется гигроскопичными свойствами аммиачной селитры. Пониженная гигроскопичность гранулированной аммиачной селитры марки ЖВ имеет особенно важное значение при бестарном ее хранении на складах и в пунктах приготовления игданитов, а также при бункерном и бестарном хранении гранулированных ВВ, так как увлажняемость, как правило, связана со слеживаемостью ВВ.

В большинстве районов России при хранении без влагозащитной упаковки ВВ увлажняются, что нарушает их физическую стабильность (увеличивает слеживаемость, ухудшает сыпучесть, водостойчивость, способствует разрушению гранул) и ухудшает детонационную способность.

**ВОДОУСТОЙЧИВОСТЬ** — способность ВВ противостоять проникновению воды в массу заряда, растворению компонентов и устойчиво детонировать в окружении воды. Следует

отдельно рассматривать это свойство для порошкообразных, гранулированных и водосодержащих ВВ.

Для порошкообразных ВВ водоустойчивость оценивают по величине давления столба воды, необходимого для ее проникновения внутрь заряда в течение определенного времени.

Испытаниями на водоустойчивость предусмотрена выдержка патронов ВВ на глубине 1,0 м в течение определенного времени. Все порошкообразные ВВ имеют слабую водоустойчивость, особенно при повышенном гидростатическом давлении (в обводненной скважине при высоте столба воды 6—10 м, в шахтах, где из шпуров вытекает вода под давлением).

Для гранулированных ВВ это способность гранул не растворяться в воде и детонировать в водосодержащем состоянии. Повышение водоустойчивости гранулированной аммиачной селитры достигается покрытием гранул водоустойчивыми составами (например, вязкими горючими добавками типа мазута, тротилом, пленкой полиэтилена). Однако при малейшем нарушении покрытия при транспортировке и зарядке происходит вымывание селитры и снижение детонационной способности заряда.

Для водосодержащих ВВ, включая эмульсионные, водоустойчивость определяют способностью к растворению или размыванию сплошной структуры заряда, образованию в нем водных промежутков. Большинство водосодержащих ВВ достаточно водоустойчиво при нахождении заряда в непроточной воде. Однако при зарядании обводненных скважин сквозь слой воды водоустойчивость этих ВВ резко снижается, снижается она также при их нахождении в скважинах с проточной водой.

**ПЫЛЕНИЕ** — способность сыпучих ВВ при операциях с ними измельчаться и выделять в атмосферу мелкодисперсные частицы. Наиболее пылящими являются порошкообразные ВВ, значительно меньше пылят гранулированные, особенно омасленные составы (игданит, гранулиты), а также гранулотол и алюмотол. Пыление гранулированных ВВ в основном зависит от прочности гранул селитры. У гранулированных ВВ источником пыления является алюминиевая пудра, а у граммонита 79/21 — мелкие фракции чешуйчатого тротила.

Для борьбы с пылением, особенно при механизированном зарядании, ВВ увлажняют до 2—4 %, ограничивают скорость пневмотранспортирования по шлангам и трубам, соблюдают рациональные расстояния между срезом зарядного шланга и торцом заряда ВВ в скважине. Последний параметр имеет важное значение при механизированном зарядании восстающих скважин в подземных условиях.

**СЛЕЖИВАНИЕ** — способность ВВ терять сыпучесть при хранении и превращаться в прочную камнеобразную массу.

Слежавшиеся ВВ непригодны для зарядания и имеют резко сниженную детонационную способность. Единые правила безопасности требуют обязательного измельчения ВВ перед употреблением. Наиболее склонны к слеживаемости порошкообразный аммонит бЖВ, особенно при изменении влажности и температуры окружающего воздуха. Слеживанию способствует внешнее давление на ВВ (при патронировании или хранении в штабелях), а также расфасовке в мешки на заводах-изготовителях недостаточно остывших смесей. Для уменьшения слеживания аммиачно-селитренных ВВ частицы селитры опудривают гидрофобными добавками, добавляют в их состав поверхностно-активные вещества, применяют гранулирование, чтобы уменьшить поверхность контактов между кристаллами, а также омасливание жидкими нефтепродуктами с последующим их покрытием алюминиевой пудрой или органической мукой. ВВ считают неслежавшимся, если куски его рассыпаются при раздавливании рукой.

Гранулированные ВВ обычно слеживаются значительно меньше, и ВВ в мешке приобретает первоначальную структуру при сбрасывании его с высоты в 1 м. Кроме слеживаемости при высокой влажности (>2 %) и низких температурах гранулированные ВВ могут смерзаться, что также нарушает нормальный процесс зарядания скважин.

**ЭЛЕКТРИЗАЦИЯ ВВ** — способность движущейся смеси из частиц ВВ, взвешенных в воздушном потоке, электризоваться (накапливать заряды статического электричества), что может привести к взрывоподобным вспышкам.

Чем выше электрическое сопротивление материала, тем он легче электризуется. Наиболее высокие диэлектрические свойства имеют гексоген, тротил, которые и наиболее склонны к электризации. Наименее электризуемые — бестропиловые ВВ (гранулиты, игданиты). Смесевые ВВ особенно подвержены электризации, если в их составе содержатся тонкодисперсные компоненты, обладающие диэлектрическими свойствами (алюминиевая пудра, тротиловая мука). Опасность электризации таких составов увеличивается в связи с тем, что при их транспортировании по проводящим шлангам или металлическим трубам мелкие фракции диэлектриков покрывают тонким слоем внутреннюю поверхность шлангов и превращают их из проводников в диэлектрики, которые не обеспечивают стекания зарядов из смеси ВВ с воздухом.

На электризацию ВВ влияют относительная влажность воздуха, влагосодержание в ВВ, его дисперсность, радиус закругления магистралей зарядных шлангов, скорость транспортирования.

При увлажнении транспортируемого ВВ до 4 % на внутренней поверхности шланга образуется токопроводящая пленка, которая обеспечивает стекание электрических зарядов. Электризация потока происходит весьма незначительно при скорости до 18 м/с, а при скорости более 20 м/с электризация становится интенсивной и может привести к вспышкам.

Для уменьшения электризации радиусы закруглений магистралей не должны быть меньше 0,5 м. Это одновременно уменьшает дробление гранул на поворотах магистралей.

С увеличением содержания в составе ВВ мелких гранул (мельче 1 мм) и особенно порошкообразных фракций степень электризации при прочих одинаковых параметрах пневмотранспортирования увеличивается.

**ПЫЛЕОБРАЗОВАНИЕ ПРИ ЗАРЯЖАНИИ.** Основные зарядные машины МЗ-3А, МЗ-3Б, МЗ-8, МЗ-4, применяемые на крупных карьерах, подают гранулированные ВВ в скважину шнеками, самотеком или пневмотранспортом из бункеро-дозаторов. Скорости транспортирования ВВ в этих машинах



существенно меньше 18 м/с, а потому при их работе электризации взвеси ВВ не происходит. Однако на рабочих местах взрывников-операторов у заряжаемых скважин загрязненность воздуха пылью ВВ может превышать предельно допустимые концентрации: 1 мг/м<sup>3</sup> для пыли тротила, 2 мг/м<sup>3</sup> для алюминиевой пудры, 1 % / 300\* мг/м<sup>3</sup> для солярового масла. Пыление ВВ значительно возрастает при низкой влажности воздуха и в холодное время года. В этих случаях взрывники должны обязательно использовать индивидуальные средства защиты дыхательных путей от пыли (респираторы, фильтры-лепестки и т.п.).

На подземных горных работах, карьерах небольшой производительности в транспортном и гидротехническом строительстве, где используются зарядные машины с пневмотранспортированием гранулированных ВВ, предназначенные для пневмозарядки или оригинальной конструкции, изготовленные непосредственно предприятиями, необходимо соблюдать отмеченные выше мероприятия по снижению пылеобразования и электризации наряду с применением индивидуальных средств защиты и установки тканевых фильтров над устьем заряжаемой скважины.

Водосодержащие ВВ никакой опасности в части пылеобразования и электризации не представляют.

**ХИМИЧЕСКАЯ СТОЙКОСТЬ** — способность ВВ сохранять неизменными свои химические свойства при длительном хранении, транспортировании и нахождении в скважине.

Все аммиачно-селитренные ВВ имеют достаточно высокую химическую стойкость, в связи с чем их никаким специальным испытаниям не подвергают. ВВ с добавками жидких нитроэфиров (детонит, предохранительные ВВ) имеют меньшую химическую стойкость, особенно если имеются хотя бы незначительные остатки кислот в нитроэфирах.

---

\* Числитель — для паров, знаменатель — для капельно-жидкого аэрозоля.

Следует подчеркнуть, что аммиачно-селитренные ВВ резко снижают свою стойкость при попадании в заряд сульфидов (пирита, колчедана). При этом аммиачная селитра вступает в реакцию с сульфидами с выделением тепла и ядовитых оксидов азота. При этом температура в очаге реакции достигает 1100 °С, что может привести к возгоранию ВВ, а затем к детонации. Поэтому следует исключить контакты зарядов ВВ с сульфидами.

На карьерах, добывающих сульфидные руды, имеются специальные инструкции по безопасности заряжания скважин в таких условиях.

В случае воспламенения заряда в скважине недопустимо пытаться погасить возгорание путем засыпки в нее забойки, т.к. это может привести к взрыву.

ПРОМЫШЛЕННЫЕ  
ВЗРЫВЧАТЫЕ  
ВЕЩЕСТВА

ГЛАВА 6 ———

## **6.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ**

Промышленные ВВ классифицируются по нескольким признакам.

По степени опасности при хранении и перевозке применяемые взрывчатые материалы (ВВ и СИ) делятся на девять групп (см. табл. 3.1) и шесть подклассов (см. табл. 3.2).

По условиям применения все ВВ делятся на две группы (непредохранительные и предохранительные на семь классов). В отдельную группу выделены ВВ специального назначения.

### **I ГРУППА. НЕПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫЕ ВВ**

1-й класс. Для взрывания на земной поверхности (патроны и мешки с ВВ из неокрашенной бумаги).

2-й класс. Для открытых и подземных работ, кроме шахт и рудников, опасных по взрыву газа или пыли (патроны с ВВ из красной бумаги, мешки для ВВ из неокрашенной бумаги с красной полосой).

### **II ГРУППА. ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫЕ ВВ**

3-й класс. Мощные ВВ ограниченного применения для породных забоев угольных шахт, опасных по взрыву газа и угольной пыли; в смешанных проходческих забоях выработок, проводимых по пластам, опасным только по взрыву газа, для вскрытия угольных пластов, опасных по внезапным выбросам угля или газа при наличии пробки из породы с коэффициентом крепости  $f = 7$ , для сотрясательного взрывания в полевых выработках, опасных по внезапным выбросам породы, для гидроторпедирования угольных пластов, для проходки стволов шахт с выделением метана (патроны с ВВ из синей бумаги).

4-й класс. Предохранительные ВВ средней мощности для взрывания при проходке и выемке угля в шахтах, опасных по взрыву газа и угольной пыли, а также для сотрясательного взрывания (патроны с ВВ из желтой бумаги).

5-й класс. Предохранительные ВВ для взрывания угля и породы в особо опасных условиях, в том числе в выработках с машинным врубом, в восстающих, в тупиковых угольных забоях, в бутовых штреках, в забоях с суфлярным выделением метана и интенсивным его выделением из пробуренных шпуров, для распыления воды взрывом при создании водяных завес (патроны с ВВ из желтой бумаги).

6-й класс. Предохранительные ВВ для отбойки мягкого угля в лавах, при посадке кровли, для разбучивания (разрушения угольных пробок) в дучках и печах (патроны с ВВ из желтой бумаги).

7-й класс. Предохранительные ВВ и изделия из ВВ 5—6-х классов для ведения специальных взрывных работ (распыление ингибиторов, перебивание деревянных стоек, ликвидация зависаний) в забоях, где возможно образование взрывоопасных концентраций горючего газа и угольной пыли.

**Специальный класс (С).** Непредохранительные и предохранительные взрывчатые вещества и изделия из них, предназначенные для специальных взрывных работ, кроме забоев подземных выработок, в которых возможно образование взрывоопасной концентрации горючего газа и угольной (сланцевой) пыли.

С-1 — Взрывные работы на земной поверхности: импульсная обработка металлов; инициирование скважинных и сосредоточенных зарядов; контурное взрывание для заоткоски уступов; разрушение мерзлых грунтов; дробление негабаритных кусков горной массы; сейсморазведочные работы в скважинах; создание заградительных полос при локализации лесных пожаров; другие специальные работы (патроны с ВВ из неокрашенной бумаги).

С-2 — Взрывные работы в забоях подземных выработок, не опасных по газу и (или) угольной (сланцевой) пыли; взрывание сульфидных руд; дробление негабаритных кусков горной массы; контурное взрывание; другие специальные работы (патроны из красной бумаги).

С-3 — Прострелочно-взрывные работы в разведочных, нефтяных, газовых скважинах (патроны черного цвета).

С-4 — Взрывные работы в серных, нефтяных и других шахтах, опасных по взрыву серной пыли, водорода и паров тяжелых углеводородов (патроны зеленого цвета).

В отдельную группу выделяются инициирующие ВВ, применяемые для изготовления средств инициирования (см. гл. 7). Промышленные ВВ по названию основного компонента делятся на аммиачно-селитренные (аммониты, динамоны, гранулиты, граммониты, игданит), водосодержащие ВВ (акватола, порэммиты, сибириты), ВВ на основе жидких нитроэфиров (детониты, углениты), нитросоединения (тротил, гексоген), оксиды, хлоратные и перхлоратные ВВ, дымные и бездымные пороха (гранипоры).

По характеру воздействия на окружающую среду ВВ делят: на высокобризантные, имеющие скорость детонации  $v_d > 4,5$  км/с;

бризантные,  $v_d = 3,5 - 4,5$  км/с;

низкобризантные,  $v_d = 2,0 - 3,5$  км/с;

метательные со скоростью взрывного горения до 2 км/с.

По физическому состоянию применяемые промышленные ВВ классифицируют на порошкообразные, гранулированные, прессованные, литые, пластичные, водосодержащие, текучие, льющисся, эмульсионные.

В настоящее время в качестве промышленных используют следующие ВВ.

### 1. Сухие порошкообразные и гранулированные ВВ

*Аммониты* — порошкообразные смеси аммиачной селитры с тротилом (реже с гексогеном и динитронафталином) и невзрывчатыми горючими добавками.

Предохранительные аммониты содержат, кроме того, пламегасители, а некоторые — жидкие нитроэфиры (нитроглицерин, нитроглицоль).

*Аммоналы* — аммониты с добавками алюминиевой пудры.

*Скальный аммонит* — аммонал с добавкой гексогена.

*Граммониты* — гранулированные аммониты, состоящие из гранулированной селитры и гранулированного или чешуйчатого тротила.

*Граммоналы* — гранулированные аммоналы.

*Динамоны* — порошкообразные смеси аммиачной селитры с невзрывчатыми горючими добавками.

*Гранулиты* — механическая смесь гранулированной аммиачной селитры, жидких (соляровое масло) и порошкообразных горючих добавок (древесная мука, алюминий).

*Игданит* — стехиометрическая смесь гранулированной аммиачной селитры и дизельного топлива.

*Угленит* — игданит с добавками крупного угольного порошка.

*Гранулотол* — гранулированный тротил.

*Алюмотол* — гранулированный сплав тротила с алюминиевой пудрой.

*Гранитол* — гранулированный сплав тротила с аммиачной селитрой.

*Эмулин* — игданит с добавками эмульсии.

## **2. Водосодержащие ВВ**

*Акватолы* — водосодержащие ВВ текучей (медообразной) консистенции, состоящие из гранул граммонита или граммонала и насыщенного загущенного раствора аммиачной селитры.

*Акваниты и акваналы* — водосодержащие ВВ пластичной консистенции, состоящие из порошкообразных аммонитов или аммоналов с добавками кальциевой или натриевой селитры, воды и пластифицирующих добавок.

*Горячельющиеся ВВ (ГЛТ)* — суспензионные ВВ, изготавливаемые в зарядных машинах на месте заряжания, состоящие из смеси горячего раствора аммиачной селитры, загустителей с добавками 10—20 % тротила, что производится непосредственно на месте заряжания скважин. После охлаждения заряд затвердевает, приобретает гипсоподобную структуру.

*Ифзаниты* — водосодержащие ВВ, состоящие из смеси гранул аммиачной селитры и тротила, в которую на месте заряжания добавляется насыщенный раствор аммиачной селитры с

загустителем в объеме, равном межгранульному пространству в твердой фазе.

*Карботолы* — горячельющиеся ВВ, изготавливаемые на месте заряжания, состоящие из гранул тротила и эвтектического расплава карбамида и аммиачной селитры с малым содержанием воды, а также добавками алюминия.

*Порэмиты и сибириты* — эмульсионные ВВ из смеси горячего раствора аммиачной и натриевой селитры с добавками горячего (минеральное масло) и эмульгатора. После обработки смеси в диспергаторе (миксере) смесь превращается в обратную эмульсию (капли раствора селитры окружены пленкой масла) с размерами капель в несколько микрон. Активизацию эмульсии производят введением в нее стеклянных или полых микросфер или газогенерирующей добавки (нитрид натрия), которые создают в массе эмульсии газовые микрополости, повышающие чувствительность эмульсии к детонации.

*Эмульсолиты* — патронированные эмульсионные ВВ.

*Гранэмиты* — смесь эмульсии с 30—70 % игданита, заряжание ведется механизированным способом.

В отдельную группу выделяются нитроэфировые ВВ, содержащие 4—10 % жидких нитроэфиров.

*Детониты* — порошкообразные смеси аммиачной селитры, тротила, алюминиевой пудры и нитроэфиров.

*Предохранительные ВВ* — победит, углениты, серный и нефтяной аммониты, аналогичны по составу аммонитам с добавками пламегасителей и жидких нитроэфиров.

*Динамиты* — многокомпонентные смеси на основе желатинированных нитроглицерина и нитрогликоля, содержат 30 % и более нитроэфиров.

*Оксиликвиты* — органические вещества (поглотители) с большой удельной поверхностью (торф, опилки древесины и т.п.), пропитанные жидким кислородом. Последние два типа ВВ в настоящее время на горных предприятиях нашей страны не применяются.



## 6.2. ТРЕБОВАНИЯ К ПРОМЫШЛЕННЫМ ВВ

### а. Для взрывания на земной поверхности

Объекты на земной поверхности, где применяются взрывные работы, могут быть разделены на две группы: горные и промышленные.

Горные объекты по характеру и объему выполнения взрывных работ делятся на крупные с объемом потребления ВВ более 1000 т в год и небольшие с меньшим потреблением ВВ. Кроме того, имеются постоянные (карьеры) и временные объекты (дороги, гидротехнические, мелиоративные сооружения, нефтяные скважины и т.д.).

На всех промышленных объектах производят валку зданий, труб и других сооружений, дробление фундамента, ремонты в доменных и мартеновских печах и т.д. По характеру выполненных работ их относят к временным, потребляющим небольшое количество ВВ.

На каждом типе объектов применяют свои методы ведения взрывных работ и может быть рекомендован наиболее отвечающий специфическим требованиям объекта ассортимент промышленных ВВ.

В настоящее время на карьерах основной объем породы отбивается зарядами, размещенными в вертикальных и наклонных скважинах диаметром 100—320 (400) мм. Для вторичного взрывания и вспомогательных работ применяются шпуровые и накладные заряды.

ВВ, применяемые на карьерах, должны отвечать следующим требованиям:

ВВ могут иметь большой критический диаметр (100 мм), т.е. пониженную детонационную способность в зарядах малого диаметра. Это могут быть грубодисперсные гранулированные и водосодержащие ВВ с широкой зоной химической реакции. Такие ВВ обеспечивают получение более равномерного дробления породы при взрыве за счет уменьшения зоны переизмельчения вблизи заряда;

при отбойке на карьерах обоснованно не предъявляются к ВВ жесткие требования в части количества ядовитых газов, выделяемых при взрыве ВВ, поэтому пока возможно использование рецептур, имеющих кислородный баланс, отличный от нулевого. Однако при применении ВВ с отрицательным кислородным балансом, особенно при имеющейся тенденции увеличения масштабов взрыва и интенсивном углублении карьеров, удаление вредных газов из зоны карьера осложняется. ВВ с отрицательным кислородным балансом выбрасывают в атмосферу при взрыве много ядовитых газов, что может отрицательно сказываться на экологическом равновесии района расположения карьера. Кроме того, ядовитые газы в течение почти 100 ч могут находиться в развале взорванной породы, проникать по трещинам в подземные выработки и вызывать отравление работающих там людей. Поэтому применение ВВ с отрицательным кислородным балансом должно уменьшаться.

Для снижения вредного воздействия газов взрыва на окружающую инфраструктуру района объем взрывов надо уменьшить с тем, чтобы снизить объем единовременно выделяемых ядовитых газов, уменьшить их концентрацию при распространении до районов воздействия.

Перспективно применение водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ, часть из которых имеет хорошую водоустойчивость и кислородный баланс, близкий к нулевому, и выделяет при взрыве меньше ядовитых газов, чем тротилсодержащие ВВ.

Большие объемы взрывов, применяемые на карьерах, требуют одновременного заряжания большого количества скважин. Поэтому ВВ должны обладать хорошей сыпучестью, минимальной слеживаемостью при хранении, минимальным пылением при пересыпке и быть малочувствительными к механическим воздействиям с тем, чтобы работы по заряжанию скважин могли выполняться зарядными машинами, резко увеличивающими производительность труда на этих работах.

При применении водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ должны использоваться зарядные устройства

(машины, зарядчики), обеспечивающие их подачу под столб воды в скважине высотой 15—18 м с производительностью не ниже 150—200 кг/мин.

При этом может осуществляться как синхронная подача ВВ и подъем зарядного шланга, чтобы обеспечить постоянство его заглубления в заряд, так и последовательная процедура заряжения, когда подается  $3/4$  или  $4/5$  общей величины заряда при неподвижном шланге, а затем извлекают шланг с постоянной скоростью с одновременной подачей оставшейся части заряда. Недостаток последнего метода в необходимости применения больших давлений подачи ВВ, преимущества — в простоте механизмов управления подъемом зарядного шланга.

Важным при заряжении больших объемов ВВ на блоке является сохранение постоянства их свойств при нахождении ВВ в скважинах в течение длительного времени (7—10 и более суток), а также минимальное агрессивное воздействие их на средства инициирования (ДШ, шашки-детонаторы), а также взаимодействия ВВ с окружающими породами (стенками скважин и трещинами, с которыми имеет контакт заряд ВВ).

При больших значениях ЛНС и диаметров заряда основное влияние на интенсивность дробления пород при взрыве оказывает трещиноватость пород. Величина удельной энергии ВВ при больших диаметрах ( $\geq 250$  мм) зарядов играет меньшую роль, чем при отбойке шпурами и скважинами малого диаметра (70—100 мм). Поэтому основная масса ВВ может иметь относительно невысокую теплоту взрыва (до 4000 кДж/кг). Такие ВВ обеспечивают в большинстве случаев хорошее дробление породы при относительно невысокой стоимости самих ВВ.

Такие ВВ особенно эффективны, если за счет увеличения плотности заряжения в скважинах удастся повысить объемную концентрацию энергии, т.е. количество энергии в единице объема, занимаемого зарядом. Примерно 15 % от общего количества ВВ должно обладать высокими взрывчатыми характеристиками с теплотой взрыва не ниже 5000 кДж/кг. Эти ВВ должны быть предназначены для взрыва крупноблочных трудновзрываемых и обводненных пород.

Значительная часть россыпных ВВ (~50 %) должна быть водоустойчивой и иметь плотность более  $1 \text{ г/см}^3$ , чтобы при зарядании обводненных скважин ВВ хорошо тонуло в воде. Смесь ВВ и воды должна устойчиво детонировать.

Перспективно создание жидких ВВ плотностью более  $1 \text{ г/см}^3$  из смеси селитры, пудры или порошка алюминия и воды с загустителем. Целесообразно для зарядания скважин при небольших объемах взрыва использовать ВВ с меньшей водоустойчивостью в эластичных рукавах-пакетах, диаметр которых больше диаметра скважин, а общая плотность более  $1 \text{ г/см}^3$ . Опущенные в скважину рукава с ВВ под действием столба ВВ и забоечного материала полностью заполняют все сечение скважины, обеспечивая тем самым высокую плотность заряда. Зарядание обводненных скважин зарядами ВВ в жестких оболочках может быть эффективно только в случае создания его плотности в скважине не меньшей, чем при россыпных ВВ, а также обеспечения механизации процесса зарядания.

Это направление работ заслуживает внимания, т.к. в оболочках можно применять в обводненных условиях гораздо более дешевые ВВ, чем гранулотол или алюмотол.

С применением на карьерах двухбункерных зарядных машин и использовании машин для откачки воды из обводненных скважин требования крупных карьеров к ассортименту ВВ, получаемых базисным складом, могут существенно измениться. На склад можно поставить отдельно гранулотол и аммиачную селитру, которую размещают в другом хранилище, примыкающем к стационарному узлу подготовки селитры для зарядных машин. Заполнение бункеров селитрой, гранулотолом и размещение на машине емкости с соляровым маслом позволяет создавать на предприятии любое ВВ: игданит, граммонит и т.д., применять гранулотол в скважинах с проточной водой или вести их зарядание неводоустойчивыми ВВ в полиэтиленовых рукавах.

Это позволит крупным горным предприятиям, использующим механизированные пункты подготовки ВВ и зарядные машины, получить большую экономию средств и уменьшить по-

требление тротила и других дорогих тротилсодержащих ВВ, так как после откачки воды до 70 % скважин могут быть заряжены более дешевыми, менее водоустойчивыми ВВ. Кроме того, доставка на предприятие отдельно гранулолома и селитры стоит дешевле, чем доставка смесового ВВ, т.к. аммиачная селитра перевозится по регламенту обычных грузов, а не взрывоопасных.

В связи с высокой стоимостью тротила и алюминия объем применения тротилсодержащих ВВ будет снижаться и в ближайшее время они будут заменены бестротиловыми ВВ.

В целом на крупных карьерах с механизацией взрывных работ объем применения игданита, изготавливаемого на стационарных пунктах подготовки ВВ, должен существенно возрасти, особенно после создания маслоустойчивых детонирующих шнуров для его взрывания и широкого выпуска пористой селитры, обеспечивающей стабильность свойств заряда в течение 7—10 сут.

Широкое применение на крупных карьерах получили водосодержащие ВВ акватолы и эмульсионные с плотностью 1,3—1,5 г/см<sup>3</sup>. Эти ВВ, особенно эмульсионные, обеспечивают их длительное нахождение в скважинах с проточной водой без размывания селитры (эмульсии) и потери зарядами детонационной способности.

Проблема создания дешевых по стоимости на уровне водоустойчивых ВВ, пригодных для механизированного заряжания и взрывания обводненных скважин с проточной водой, является важнейшей народнохозяйственной задачей.

На карьерах небольшой производственной мощности, так же как и на других горных и промышленных объектах с небольшим объемом потребления ВВ (100—1000 т/год), проще применять ВВ только заводского изготовления. На карьерах будут значительно шире, чем в настоящее время, применять не содержащие тротил гранулиты. Все шире внедряется доставка на такие объекты эмульсии в зарядных машинах и заряжание скважин гранулитами.

При зарядании обводненных скважин должны также применяться полиэтиленовые рукава для размещения в них зарядов маловодоустойчивых ВВ при условии обеспечения целостности рукавов в процессе зарядания.

На временных промышленных объектах для выполнения взрывных работ в основном будут применять патронированные, в том числе в полиэтиленовых оболочках, непродохранительные ВВ, т.к. простота и универсальность их применения являются основными критериями выбора.

Более высокая стоимость ВВ не играет решающей роли, особенно учитывая небольшой объем их использования.

В настоящее время крупные и особенно небольшие предприятия все еще заказывают неоправданно большое количество тротила и ВВ с высоким содержанием тротила. При правильном выборе ассортимента ВВ с учетом взрываемости подлежащих разработке массивов пород и их обводненности можно значительно снизить объем потребления тротила и тротилсодержащих ВВ.

Для суровых климатических условий Севера, где взрывают в основном сухие скважины, целесообразно шире использовать бестротилового гранулиты и игданиты. На крупных карьерах по добыче скальных пород фактически уже работают несколько лет пункты для приготовления водосодержащих горячелюющих и особенно эмульсионных ВВ.

На многих угольных разрезах, рудных и нерудных карьерах построены и эксплуатируются пункты приготовления гранулированных бестротилового игданитов, угленитов и т.п. В ряде случаев такие ВВ изготавливают с помощью зарядных машин.

Наиболее широкое применение для взрывных работ на земной поверхности получают в дальнейшем разные сорта гранулированных бестротилового ВВ, а также водосодержащие и люющиеся ВВ с необходимым диапазоном энергетических характеристик.

Для взрывания негабарита будут использоваться накладные заряды из порошкообразных или пластичных ВВ с небольшим критическим диаметром, а также конверсионные ВВ.

**б. Для взрывания на подземных рудниках и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли**

Условия взрывания в подземных рудниках можно разделить на два класса:

◆ взрывные работы при отбойке руд скважинами диаметром 80—100 (150) мм глубиной до 50 м;

◆ взрывные работы при проходе выработок и отбойке руд шпурами и скважинами диаметром до 40—60 мм и глубиной от 4,0 до 20 м.

При отбойке руд все шире применяют механизированное (в основном пневматическое) зарядание с использованием гранулированных ВВ. Требования к ВВ с учетом этой тенденции будут в значительной степени повторять требования к ВВ для механизированного зарядания на карьерах:

◆ ВВ должны содержать минимальное количество мелких пылевидных фракций, так как пыль из скважин попадает в рабочую зону взрывников, создает опасность вспышки и недопустима по санитарным требованиям;

◆ ВВ должны при перевозках и пневмотранспортировании образовывать минимальное количество мелких пылевидных фракций, т.к. это способствует пылеобразованию при зарядании и повышает уровень электризации ВВ;

◆ ВВ должны обладать возможно меньшей склонностью к электризации при пневмотранспортировании;

◆ ВВ должны быть пригодны для пневмотранспортирования, пневмозарядания и способны удерживаться в восходящих скважинах;

◆ ВВ должны устойчиво детонировать в зарядах диаметром 60 мм любой длины при добавлении в заряд до 3 % воды. Вода в количестве 2—4 % добавляется в гранулированные ВВ с целью снижения пыления и электризации при пневмозарядании, а также получения слипаемости гранул в восстающих скважинах для надежного удержания в них зарядов;

◆ основная часть ВВ должна иметь средние энергетические характеристики на уровне 4000 кДж/кг. Примерно 15 % ассор-

тимента должны составлять ВВ с энергией 5000 кДж/кг для взрывания наиболее труднодробимых руд и проходки выработок. Все ВВ должны быть относительно водоустойчивыми, устойчиво детонировать при попадании в них до 6 % воды.

Чувствительность ВВ должна обеспечивать их надежное инициирование с помощью патрона — шашки массой до 200 г или ДШ с навеской ВВ в 1 м шнура 20 г и выше.

В наибольшей степени этим требованиям удовлетворяют граммонит 79/21, а также простейшие гранулиты с добавками алюминия в виде пудры разной тонкости размола. Проблематично использование для зарядки скважин (преимущественно восходящих) водосодержащих ВВ. Заслуживает разработки технология использования бестротилового ВВ для отбойки руд особенно на основе пористой селитры.

Порошкообразные патронированные ВВ при подземной отбойке скважинами будут применяться в весьма ограниченных объемах.

ВВ для проходки выработок должны удовлетворять следующим требованиям:

- ◆ патронированные ВВ для врубовых и отбойных шпуров должны быть полупластичными и пластичными, иметь плотность 1,2—1,5 г/см<sup>3</sup> для обеспечения высокой плотности заряжения шпуров и размещения возможно большей величины заряда в 1 м шпура;

- ◆ ВВ должны обладать энергией на уровне 4000—5000 кДж/кг и устойчиво детонировать от применяемых детонаторов;

- ◆ целесообразно выпускать патронированные ВВ в эластичных водоустойчивых оболочках, чтобы исключить операцию продольного надрезания патронов перед введением их в шпур;

- ◆ до 10—15 % ВВ должно выпускаться в специальных патронах для контурного взрывания;

- ◆ целесообразно выпускать патронированные ВВ в патронах диаметром 25, 32, 36, 45 мм с учетом разнообразия условий ведения взрывных работ;

- ◆ наиболее чувствительные гранулированные ВВ могут использоваться для механизированной зарядки шпуров при про-



ходке выработок; инициирование их должно обеспечиваться патроном штатного ВВ.

В наибольшей степени перечисленным требованиям удовлетворяют детониты, граммонит 79/21, гранулиты с содержанием алюминия 3—6 %. Определенный объем проходки по породам невысокой крепости будет выполняться порошкообразным патронированным аммонитом бЖВ.

С увеличением глубины шпуров (3 м и более) и сечения выработок, необходимого числа шпуров на забой (40 шт. и более) целесообразность применения гранулированных ВВ и механизированного их заряжания возрастает.

#### **в. Для взрывания в шахтах, опасных по взрыву газа или пыли**

Применение этих ВВ необходимо рассматривать в совокупности с возможностью инертизации призабойной зоны ведения взрывных работ в выработках, исключающей воспламенение метана и угольной пыли или локализирующей возникшую вспышку. Если не учитывать последнего фактора, то с учетом все усложняющейся пылегазовой обстановки угольных шахт требуется все большее количество безопасных и, следовательно, более слабых ВВ, что в конечном счете потребует перехода на менее эффективные методы беспламенного взрывания или невзрывные способы разрушения угля и породы.

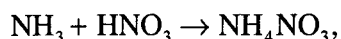
Если же будут созданы надежные методы инертизации призабойной зоны, то целесообразно использовать для взрывания угля и мягких пород мощные породные предохранительные ВВ, а в средних и крепких породах — не предохранительные ВВ. Это резко улучшит технико-экономические показатели проходки выработок в угольных шахтах.

### **6.3. ОСНОВНЫЕ КОМПОНЕНТЫ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ**

1. АММИАЧНАЯ СЕЛИТРА (азотнокислый аммоний)  $\text{NH}_4\text{NO}_3$  является компонентом большинства промышленных ВВ. Один грамм селитры при разложении выделяет 0,2 г кисло-

рода, который при взрыве используется для окисления водорода, углерода, алюминия, содержащихся в других компонентах смесевых ВВ. Дешевизна и простота ее получения, неограниченность сырьевой базы (воздух + вода), полный переход в газообразные продукты при взрыве обусловили широкое ее применение для промышленных ВВ.

Аммиачная селитра — белый кристаллический порошок с плотностью в зависимости от формы кристаллов 1,56—1,74 г/см<sup>3</sup>. Насыпная плотность аммиачной селитры 0,86—1,74 г/см<sup>3</sup>. Получается селитра реакцией соединения аммиака с азотной кислотой по уравнению



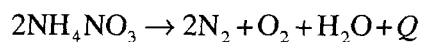
выпускается в виде порошка, гранул, чешуек и кристаллов. В настоящее время налажен выпуск пористой селитры.

Обычная кристаллическая аммиачная селитра обладает высокой гигроскопичностью. При изменении влажности воздуха она слеживается, превращаясь в камнеобразную массу. Поэтому сейчас изготавливают менее слеживающуюся кристаллическую и гранулированную селитру марки ЖВ с добавками железных солей жирных кислот, покрывающих кристаллы селитры мономолекулярной пленкой и снижающих тем самым ее гигроскопичность, слеживаемость и повышающих водостойчивость.

Аммиачная селитра может существовать в нескольких кристаллических модификациях. При охлаждении или нагревании при температуре  $-16^\circ$ ,  $+32^\circ$ ,  $+85^\circ$ ,  $+125^\circ \text{C}$  она переходит из одной модификации в другую. При таких переходах слеживаемость селитры резко увеличивается. Температура плавления аммиачной селитры  $169^\circ \text{C}$ . При наличии влаги температура плавления селитры значительно снижается.

Аммиачная селитра хорошо растворяется в воде. Растворение происходит со значительным поглощением тепла: при растворении 6 частей селитры в 10 частях воды температура понижается на  $27^\circ$ .

Реакция взрывного разложения селитры



сопровождается выделением тепла  $Q$  и избыточного кислорода.

Теплота взрыва селитры всего 1400 кДж/кг по сравнению с 3400—5000 кДж/кг для аммонитов.

Примеси органических веществ, даже в небольших дозах, значительно повышают энергию взрыва аммиачной селитры и делают ее более чувствительной. Парафин и подобные ему вещества, являющиеся флегматизаторами для ВВ, имеющих обычно отрицательный или нулевой баланс, по отношению к аммиачной селитре в небольших количествах (до 5 %) выполняют роль сенсibilизаторов, так как, участвуя в реакции и повышая энергию взрыва, они повышают и восприимчивость селитры к детонации при положительном и нулевом кислородном балансе смеси. Если кислородный баланс смеси становится отрицательным, то добавки флегматизируют смесь и она теряет детонационную способность.

Считалось, что чистая селитра не способна взрываться. Однако в 1921 г. в Германии произошло несколько крупных взрывов при рыхлении слежавшейся в штабеле селитры взрывным способом (гг. Кривальде, Оппау). За последние 50 лет произошло более 25 аварийных взрывов и пожаров на транспортных судах, перевозивших селитру в трюмах. Большинство взрывов произошло в результате загорания или термического разложения селитры в замкнутом пространстве, когда достаточно быстро повышаются давление и температура. Пожаро- и взрывоопасность селитры резко увеличивается при наличии в селитре горючих примесей, а также при ее упаковке в горючие материалы. Поэтому при хранении и транспортировке селитры необходимо создавать условия, исключающие появление очагов разогрева.

Аммиачная селитра активно вступает в реакцию с серой, сульфидами, азотной, серной, фосфорной кислотами, а также с металлами (цинк, медь, никель, магний). Особенно опасны примеси азотной кислоты, т.к. это может привести к самовоспламенению селитры. Алюминий и железо не вступают в реакцию с

селитрой. Добавки, способствующие нейтрализации азотной кислоты (мочевина, дифениламин), увеличивая термическую стойкость смеси аммиачной селитры с горючими веществами (древесная мука, крахмал, бумага и др.), уменьшают вероятность самовозгорания таких смесей. Изучением взрывчатых свойств селитры установлено, что критический диаметр сухой тонкоизмельченной селитры плотностью  $0,8 \text{ г/см}^3$  в открытых зарядах, по данным А.Ф. Беляева, — 100 мм. Критический диаметр обычной (товарной) селитры 200—250 мм. Толщина слоя селитры, по которому может устойчиво распространяться детонация, составляет 30—50 мм, а слоя из пыли селитры — всего 15—20 мм. При наличии прочной (неразрушаемой) оболочки возможна детонация сухой чистой тонкоизмельченной селитры от обычного детонатора в заряде диаметром 7 мм. Скорость детонации обычной селитры в металлической трубе диаметром 40 мм 1,95 км/с, водостойчивой селитры — 2,6 км/с, а ее пыли — 3,4 км/с.

Работоспособность в свинцовой бомбе чистой селитры  $180 \text{ см}^3$ , а с добавкой 5,5 % парафина —  $325 \text{ см}^3$ . В чистом виде селитра не детонирует от взрыва детонатора или ДШ. Для ее детонации нужен промежуточный детонатор из прессованного тротила массой не менее 50 г, при влажности селитры 1 % масса детонатора должна быть 100—150 г.

Гранулированная или чешуйчатая селитра в мешках не взрывается от шашки тротила величиной 0,5 кг.

Раньше селитру иногда применяли как самостоятельное ВВ при крупных массовых взрывах. В настоящее время она используется только в смеси с горючими добавками (жидкими и твердыми) или в составе смесевых ВВ.

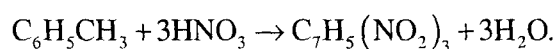
Учитывая низкую детонационную способность селитры, она по условиям хранения и транспортировки не относится к ВВ.

Пористая селитра обладает повышенной поглощающей способностью к жидким горючим добавкам. На ее основе созданы более работоспособные бестротиловые и тротилсодержащие ВВ с существенно меньшими критическими диаметрами.

Натриевая, калиевая и кальциевая селитры ( $\text{NaNO}_3$ ;  $\text{KNO}_3$ ;  $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ ) содержат более чем в 2 раза больше кислоро-

да, чем аммиачная, и имеют положительный кислородный баланс (более 40 %), плотность кристаллов более 2 г/см<sup>3</sup>. Но при взрывчатом разложении они образуют мало газов и много твердых оксидов, стоимость их выше. Смеси этих селитр с горючими более чувствительны к механическим воздействиям и к воспламенению. Эти селитры имеют ограниченное применение для приготовления водосодержащих ВВ. Добавки этих селитр повышают плотность ВВ, снижают температуру его замерзания, хорошо удерживают воду в составе ВВ, препятствуя его высыханию.

ТРИНИТРОТОЛУОЛ (тротил или тол С<sub>7</sub>Н<sub>5</sub>(NO<sub>2</sub>)<sub>3</sub>) является одним из самых распространенных однокомпонентных ВВ. Тротил получают путем нитрации толуола смесями азотной и серной кислот по реакции



Серная кислота в реакции не участвует и добавляется для поглощения воды и более активного протекания процесса.

Чистый тротил состоит из кристаллов светло- или темно-желтого цвета с температурой плавления 80 °С. В порошкообразном виде тротил имеет насыпную плотность 0,9 г/см<sup>3</sup> и хорошо прессуется под давлением около 4000 кгс/см<sup>2</sup> до 1,6 г/см<sup>3</sup>. Литой тротил имеет плотность 1,54—1,59 г/см<sup>3</sup>. Плотность гранул или чешуек 1,5 г/см<sup>3</sup> (из-за наличия усадочных раковин) меньше плотности литого тротила.

Тротил практически не растворим в воде, имеет высокую химическую стойкость. Температура вспышки тротила 310 °С. Вспышка обычно не сопровождается взрывом. Переход горения в детонацию наблюдается только при горении тротила в замкнутом пространстве или в очень больших количествах.

Применяется тротил в порошкообразном, прессованном, чешуйчатом, гранулированном виде, а иногда в виде кусков и литых шашек. Тротил входит в состав аммиачно-селитренных ВВ как сенсibiliзатор и как активная горючая добавка, т.к. имеет много лишних молекул горючих (углерода). Содержание тротила в смесевых ВВ изменяется от 6 до 70 %. Для патрони-

рованных ВВ применяется порошкообразный тротил, для грубодисперсных — гранулированный и чешуйчатый. При попадании в тротил песка или других твердых примесей резко возрастает его чувствительность к механическим воздействиям, что необходимо учитывать при зарядании скважин. Наиболее восприимчив к инициированию порошкообразный тротил, наименее — литой. Критический диаметр сухого порошкообразного тротила — 8—10 мм.

Тротил имеет большой отрицательный кислородный баланс (74 %), из-за чего при его взрыве выделяется мало газообразных и значительное количество твердых продуктов (сажа).

Порошкообразный и прессованный тротил взрывается от штатного детонатора или нескольких витков ДШ. Литой тротил требует более мощного промежуточного детонатора из прессованных тротильных шашек или патронов аммонита.

Тротил токсичен, особенно в тонкоизмельченном состоянии, вызывает раздражение кожи и болезнь глаз, а также тротильную интоксикацию организма. Предельно допустимая концентрация тротильной пыли в воздухе 1 мг/м<sup>3</sup>.

ГРАНУЛОТОЛ (гранулированный тротил) с размером гранул 3—5 мм применяется как самостоятельное ВВ для взрывания обводненных скважин и в качестве компонента в составе граммонитов и водосодержащих ВВ. В сухом состоянии гранулотол имеет теплоту взрыва 3450 кДж/кг, а водонаполненный — 4200 кДж/кг в пересчете на 1 кг сухого ВВ. Работоспособность водонаполненного гранулотола на баллистическом маятнике и в свинцовой бомбе (с промежуточным детонатором) на 10—13 % выше работоспособности сухого тротила в тех же условиях.

Критический диаметр гранулотола в открытых зарядах 60 мм, водонаполненного 25—30 мм, а скорость детонации изменяется от 4,5 до 6,5 км/с.

Гранулотол абсолютно водостойчив, хорошо тонет в воде, имеет хорошую сыпучесть в сухом и мокром состоянии. При хранении не слеживается и не спекается, обладает высокой стабильностью взрывчатых свойств. Его заряды могут длительное время находиться в воде, в том числе и проточной, без

потери взрывчатых свойств. Для инициирования гранулолола необходим промежуточный мощный детонатор, так как он недостаточно чувствителен к обычным СИ.

Гранулолол рекомендуется применять в водонаполненном состоянии, так как вода, заполняя промежутки между гранулами, увеличивает плотность заряжения до 1,3—1,35 г/см<sup>3</sup>, за счет чего повышается скорость детонации, и улучшает эффект взрыва. Водная оболочка вокруг гранул способствует дополнительному выделению тепла ( $q$ ) за счет смещения реакции в сторону образования углекислого газа.



Кроме того, вода, испаряясь, также увеличивает объем газов взрыва, но на ее испарение требуется тепло, из-за чего снижается общая энергия взрыва водонаполненного тротила. Применение этого ВВ в сухих скважинах нерационально, так как из-за малого объема газов взрыва эффект разрушения получается хуже, чем при аммонитах, выделяющих большой объем газов при взрыве. Гранулолол удобен для механизированного заряжения скважин. Взрывчатые характеристики гранулолола приведены в табл. 6.1. Для повышения энергетических показателей гранулолола в тротил добавляется алюминиевая пудра.

АЛЮМОТОЛ представляет собой гранулированный сплав с гранулами до 5 мм серого цвета, состоящий из 85 % тротила и 15 % алюминиевой пудры, с теплотой взрыва 5600 кДж/кг. Плотность гранул 1,5—1,7 г/см<sup>3</sup>. Алюмотол, как и гранулолол, абсолютно водостойчив, хорошо сыпуч в сухом и мокром состоянии, не слеживается, пригоден для механизированного заряжения скважин, обладает высокой стабильностью и высокими взрывчатыми свойствами (см. табл. 6.1). Предназначен для применения в обводненных скважинах, в том числе с проточной водой. Для его инициирования необходимы мощные промежуточные детонаторы.

Таблица 6.1

**Взрывчатые характеристики водоустойчивых ВВ**

Показатели	Гранулотол	Алюмотол	Граммонит 50/50	Граммонит 30/70
Теплота взрыва, кДж/кг	$\frac{3450^*}{4100}$	$\frac{5200^*}{5600}$	3700	3450
Работоспособность, см <sup>3</sup>	290	430	450	380
Объем газов, л/кг	$\frac{750^*}{1945}$	$\frac{675^*}{815}$	870	800
Бризантность ВВ в водо- содержащем состоянии, мм	32—34	Разрушение	23—25	24—27
Критический диаметр, мм	5—10	5—10	40—50	40—60
Скорость детонации в стальной трубе, км/с	5,5—6,5	5,5—6,0	3,6—4,2	5,2—5,6
Плотность насыпная, г/см <sup>3</sup>	0,95—1,0	0,95—1,0	0,9—0,95	0,9—0,95
Кислородный баланс, %	-74	-76,2	-27,2	-45,2
* Числитель — в сухом; знаменатель — в водонаполненном состоянии				

При взрывании гранулотола или алюмотола в больших зарядах наблюдается явление вторичных взрывов (хлопков), когда через некоторый промежуток времени (от нескольких секунд до часов) после взрыва в массе взорванной породы происходят довольно сильные хлопки, которые иногда сопровождаются выбросом пламени. Сила вторичного взрыва незначительна, и разброса породы обычно не происходит. В этом случае происходит вспышка горячих газов, содержащих оксид углерода, метан и другие горючие, образовавшиеся при взрыве и достигшие в смеси с воздухом взрывоопасной концентрации. После взрыва ВВ горение газов, выходящих из взорванной горной массы, может продолжаться несколько часов.

ГЕКСОГЕН  $C_3H_6N_6O_6$  (циклотриметилентринитрамин) — продукт нитрации уротропина азотной кислотой представляет собой белый кристаллический порошок плотностью  $1,8 \text{ г/см}^3$  и насыпной плотностью  $1,1 \text{ г/см}^3$ . Температура плавления  $203 \text{ }^\circ\text{C}$ , не



растворим в воде, ядовит, имеет высокую химическую стойкость. Разложение гексогена начинается при температуре 200 °С. В небольшом количестве сгорает без взрыва.

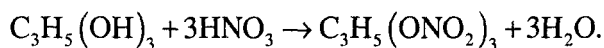
Ввиду высокой чувствительности гексогена к механическим воздействиям его применяют только во флегматизированном виде, что достигается покрытием его кристаллов 5 % воска или парафина.

Гексоген — одно из наиболее мощных ВВ. Работоспособность в свинцовой бомбе 475 см<sup>3</sup>, бризантность при заряде 25 г составляет 16 мм. При заряде 50 г свинцовый столбик разрушается. Скорость детонации 8,4 км/с при плотности 1,7 г/см<sup>3</sup>, теплота взрыва 5450 кДж/кг.

В последнее время гексоген используют в качестве сенсibiliзирующего компонента мощных промышленных ВВ (скальных аммонитов), вторичного инициирующего ВВ (вместо тетрила) для ЭД, а также для изготовления некоторых ДШ и промежуточных детонаторов для инициирования малочувствительных ВВ.

**НИТРОГЛИЦЕРИН** C<sub>3</sub>H<sub>5</sub>(ONO<sub>2</sub>)<sub>3</sub> (тринитроглицерин, глицеринтринитрат) — тяжелая, маслянистая, бесцветная жидкость плотностью 1,6 г/см<sup>3</sup>. Технический нитроглицерин имеет желтовато-коричневый цвет.

Нитроглицерин получают тройной нитрацией чистого глицерина смесью серной и азотной кислот:



Жидкий нитроглицерин затвердевает при температуре +13,2 °С, в составе ВВ он затвердевает при температуре около +10 °С. Поэтому при изготовлении ВВ его смешивают с трудно-замерзающими нитроэфирами (нитроглицерин и др.).

При растворении в 100 г нитроглицерина 2,5 г коллоидного хлопка образуется студенистообразная масса (желатин), чувствительность которой к механическим воздействиям ниже чувствительности нитроглицерина. Чувствительность нитроглицерина к механическим воздействиям и восприимчивость к де-

тонации очень высоки. Замерзший нитроглицерин менее чувствителен к удару, чем жидкий, но в полужамерзшем состоянии он обладает наибольшей чувствительностью к механическим воздействиям и очень опасен.

Нитроглицерин – мощное ВВ с теплотой взрыва 6040 кДж/кг, имеет две скорости детонации (2 и 7,6 км/с), бризантность его при испытании в жестком цилиндре равна 18,5 мм. Работоспособность в свинцовой бомбе 550 см<sup>3</sup>. Нитроглицерин ядовит, при контакте с кожей человека он вызывает сильную головную боль. Через несколько дней постоянной работы с нитроглицерином у человека вырабатывается иммунитет и головные боли проходят.

НИТРОГЛИКОЛЬ  $C_2H_4(ONO_2)_2$  по свойствам похож на нитроглицерин. Это прозрачная жидкость плотностью 1,5 г/см<sup>3</sup>, хорошо растворяется в большинстве органических растворителей, летучесть его примерно в 3 раза выше летучести нитроглицерина, желатинизируется более активно. Нитрогликоль затвердевает при температуре –20 °С. С нитроглицерином образует растворы, имеющие температуру затвердевания от –17 до –23 °С.

Нитрогликоль имеет невысокую химическую стойкость, чувствительность его к механическим и тепловым воздействиям ниже, чем у нитроглицерина. Теплота взрыва нитрогликоля 7120 кДж/кг, скорость детонации 7,4 км/с, работоспособность в свинцовой бомбе 600 см<sup>3</sup>.

Токсическое действие нитрогликоля аналогично действию нитроглицерина, однако иммунитет у человека не вырабатывается, поэтому при работе с ним нужна особая осторожность, недопустим контакт открытых частей кожи рабочих с нитрогликолем.

Нитроэфиры применяются в качестве сенсibilизаторов при изготовлении детонита М, некоторых предохранительных ВВ: угленитов, серного и нефтяного аммонитов.

### **Горючие и другие добавки аммиачно-селитренных ВВ**

Кроме перечисленных основных взрывчатых компонентов, в состав аммиачно-селитренных ВВ входят невзрывчатые органические горючие добавки, богатые горючими элементами

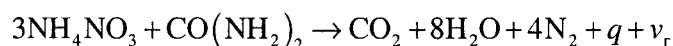
(водородом и углеродом), которые окисляются избыточным кислородом аммиачной селитры с выделением тепловой энергии.

Твердые горючие добавки входят в состав ВВ в тонкоизмельченном виде, чтобы увеличить поверхность соприкосновения с селитрой (древесная мука, мука хлопкового жмыха и т.д.). Эти добавки выполняют в составе ВВ также функцию разрыхлителя, снижая слеживаемость ВВ при хранении.

В качестве горючей добавки в составе карботолов — горячельющихся ВВ с минимальным содержанием воды — применяют карбамид (мочевина).

Карбамид с аммиачной селитрой (48:52) образует смесь с температурой плавления 48 °С, а при 15 % карбамида смесь плавится при температуре 75 °С. Плотность смеси селитры — карбамид 1,4—1,6 г/см<sup>3</sup> значительно превышает плотность водных растворов селитры, поскольку плотность кристаллов карбамида 1,3 г/см<sup>3</sup>.

Карбамид участвует в реакции взрыва с селитрой



с выделением тепла  $q = 3200$  кДж/кг и газов  $v_r$  в количестве 970 л/кг. Замена воды в составе водосодержащих ВВ на карбамид увеличивает теплоту взрыва на 345—380 кДж/кг. Простейшие смеси — селитра-карбамид — взрываются в зарядах диаметром 40 мм от детонатора со скоростью 2,2—2,5 км/с. Это позволяет уменьшить содержание тротила в составе карботолов до 15 %.

Из жидких горючих добавок применяется соляровое масло всех выпускаемых марок (до 5 %). Комбинация жидкой и твердой горючих добавок в гранулитах заводского изготовления обеспечивает лучшее удержание солярового масла в составе ВВ на поверхности гранул аммиачной селитры. В акватолах предложено ИГД УРО РАН заменить до 10 % тротила соляровым маслом без снижения их взрывчатых свойств.

В качестве металлической горючей добавки все шире применяется алюминий в виде пудр и порошков, которые повыша-

ют теплоту взрыва за счет большого количества тепла, выделяемого при окислении алюминия, и повышает объемную концентрацию энергии ВВ благодаря увеличению плотности ВВ.

Дефицитный алюминий в составе ВВ можно заменить недорогими ферросплавами, содержащими кремний, ферросилиций (ФС) и силикокальций (СК). Ферросилиций содержит кремний (20—80 %), алюминий (1—3 %), хром (0,2—0,4 %) и марганец (0,2—0,6 %), а силикокальций содержит кальций (10—30 %), алюминий (1—2 %), железо (6—25 %). Как показывают расчеты и эксперимент, у ВВ, состоящего из 58 % селитры, 25 % тротила, 15 % алюминия и 2 % загустителя, замена алюминия другими порошками (табл. 6.2) позволяет получить ВВ с близкими энергетическими характеристиками.

В состав водостойчивых ВВ входят гидрофобные добавки (парафин, асфальтит, стеарат кальция и т.п.), которые также выполняют роль горючих.

Для загущения растворов аммиачной селитры в водосодержащих ВВ и карбатолах применяют натриевую соль карбоксиметил-целлюлозы (КМЦ), полиакриламид (П) и изредка гуаргам, так как последний получают только по импорту.

КМЦ выпускается в виде мелкозернистого материала или порошка. Хорошо растворяется в воде и в растворах аммиачной селитры. При растворении образуются вязкие гели, которые структурируются небольшими добавками некоторых солей трехвалентных металлов (например, сульфат хрома). При этом насыщенный раствор селитры приобретает вязкость, за счет чего снижается его вытекание по трещинам из скважины и оседание тротила, гранулы которого имеют большую, чем раствор, плотность.

Таблица 6.2

Горючая добавка	Теплота взрыва веществ, кДж/кг	
	сухих	водосодержащих
Алюминий	6150	5400
Кремний	6160	5400
Силикокальций СК-25	5800	4750
Ферросилиций ФС-75	5750	4450

ПОЛИАКРИЛАМИД выпускается в виде высоковязкого водного раствора или в виде порошка. По загущающей способности превосходит КМЦ, но используется реже, т.к. имеются сложности в равномерном размешивании высоковязких растворов в растворе селитры. Порошок растворяется хуже, чем КМЦ, и более пригоден для загущения ВВ в заводских условиях.

ГУАРГАМ — белый порошок с сероватым оттенком, получается размолом бобов тропической акации. Является эффективным загустителем с добавками буры, оксидов сурьмы и висмута.

СТРУКТУРООБРАЗУЮЩИЕ ДОБАВКИ (сшивки) применяются для создания поперечной связи макромолекул загущающих полимеров. Для этой цели применяют сульфат хрома, бихромат натрия, серноокислый алюминий, буру, калиевые квасцы хрома и т.п.

#### **6.4. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА, НЕ СОДЕРЖАЩИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ КОМПОНЕНТОВ, ДЛЯ ОТКРЫТЫХ И ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ**

ДИНАМОНЫ — двухкомпонентные порошкообразные ВВ, не содержащие тротила. Эти ВВ начали применять в СССР с 1934 г., широкое распространение они получили в период Великой Отечественной войны. В качестве горючих добавок в динамоны вводились торф, древесная мука, мох, измельченная сосновая кора, отходы хлопка и т.п. Взрывчатые свойства динамонов целиком определялись составом и технологией их изготовления. Серьезными недостатками динамонов являлись их раскисляемость при зарядке и гигроскопичность. В 1953 г. производство динамонов было прекращено и возобновлено в середине 60-х годов в виде трехкомпонентных металлизированных составов (аммиачная селитра, соляровое масло, алюминиевая пудра) марок АМ-8 и АМ-10, производство которых в настоящее время прекращено из-за недостаточной эффективности.

ИГДАНИТ (по названию б. Института горного дела АН СССР, где были начаты разработки этого ВВ) представляет собой смесь 94 % гранулированной аммиачной селитры и 6 % солярового масла, изготавливаемую непосредственно на карьере в зарядных машинах или на стационарных пунктах. Он предназначен для использования в сухих забоях или заряжания сухой части скважины при комбинированных зарядах.

При содержании дизельного топлива более 6 % у игданита резко снижается чувствительность к детонации и даже от мощного инициатора он не взрывается. При меньшем содержании солярового масла (2—3 %) смесь наиболее чувствительна и может детонировать от ЭД или КД.

Игданит может изготавливаться несколькими способами: соляровое масло заливают непосредственно в мешки с селитрой или в специальные патроны на месте взрыва, после чего производят заряжание; используют смесительно-зарядные автомашины для приготовления и зарядки игданита, используют стационарные пункты приготовления, а машины применяют только для доставки игданита к месту взрыва и зарядки скважин. Практическое распространение получили последние два способа механизированного приготовления и заряжания игданита.

Игданиты безопасны в обращении, имеют низкую стоимость, удобны для механизированного заряжания.

Недостатками игданитов являются: возможность применения только в сухих скважинах, частичная потеря взрывчатых свойств при длительном заряжании (более 5—6 часов) из-за стекания солярового масла в нижнюю часть заряда с гладких гранул аммиачной селитры, флегматизация сердцевины шнура марки ДША соляровым маслом, разрушение оболочки ДШ, изготовленного из маслонеустойчивого полиэтилена, из-за чего происходят отказы, низкое качество дробления крепких крупноблочных пород, недостаточный запас энергии для дробления таких массивов.

Введение в состав игданита аэросила (тонкодисперсный аморфный диоксид кремния) путем его предварительного смешивания с соляровым маслом в количестве 0,05—2 % резко повышает удерживающую способность гранул и исключает стекание горючей добавки в течение 3—5 суток.

Игданит относится к ВВ с невысокими энергетическими параметрами (табл. 6.3) и предназначен преимущественно для взрывания некрепких пород и средней крепости. Область его применения расширяется. С выпуском гранулированной пористой селитры, способной длительно удерживать соляровое масло, качество игданитов повысилось, а область применения существенно расширилась как на открытых, так и на подземных работах.

В настоящее время созданы детонирующие шнуры, устойчивые в течение 5—7 суток (время подготовки и производства крупного массового взрыва) к воздействию солярового масла, содержащегося в игданите.

За счет механизированного заряжания игданитов на крупных карьерах можно значительно уменьшить объем использования гранулированных тротилсодержащих и эмульсионных ВВ и снизить стоимость взрывных работ.

В последние годы Институтом проблем комплексного освоения недр (ИПКОН) РАН разработан игданит с добавкой 6 % алюминия, получивший название ИПКОНИТ. Это ВВ мощнее, чем игданит, обладает стабильными свойствами при нахождении в скважине в течение суток и предназначен для заряжания сухих (сухой части частично обводненных) скважин в массивах любой крепости и трещиноватости. Это ВВ успешно применяют при подземных работах.

**ГРАНУЛИТЫ** — бестротилловые ВВ заводского изготовления, состоящие из гранулированной аммиачной селитры, омасленной минеральным маслом и опудренной твердой мелкодисперсной горючей добавкой (табл. 6.3). Гранулиты мощнее игданита, жидкое горючее лучше удерживается на гранулах, за счет чего повышается стабильность свойств заряда. Гранулиты используют как при механизированном, так и при ручном заряжании, что позволяет расширить область применения бестротилловых ВВ как на крупных, так и на небольших карьерах с ручным заряжением.

Таблица 6.3

**Характеристика гранулированных ВВ, не содержащих взрывчатых компонентов**

Показатели	Гранулиты					Игданит 94/6
	АС-4 АС-4В*	АС-8 АС-8В	С-6М	М	С-2	
Состав, %:						
аммиачная селитра гранулированная	92	90	94	95	95	94
соляровое масло	4	2	6	5	5	6
алюминиевая пудра	4	8	—	—	—	—
Взрывчатые характеристики:						
теплота взрыва, кДж/кг	4500	5200	3850	3850	3900	3800
объем газов, л/кг	907	847	980	980	850	990
бризантность в стальном кольце, мм	22—24	24—28	18—22	18—22	14—16	15—20
скорость детонации, км/с	2,6—3,2	3,0—3,6	2,5—3,6	2,5—3,6	2,0—2,6	2,2—2,7
насыпная плотность, г/см <sup>3</sup>	0,80—0,85	0,95	0,95	0,95	0,85	0,85
кислородный баланс, %	+0,41	+0,34	-1,3	+0,14	+0,06	+0,12

\* Индекс «В» в марке ВВ означает «водоустойчивое».

Гранулиты имеют низкую чувствительность к механическим воздействиям, могут детонировать при влажности до 3 %, имеют хорошую сыпучесть и низкую слеживаемость. Невысокая водоустойчивость гранулитов не позволяет их использовать в обводненных скважинах. Гранулиты АС-8 и АС-8В, как более мощные, пригодны для взрывания крепких пород в сухих и влажных забоях (без наличия воды). У водоустойчивых грану-



литов АС-4В, АС-8В гранулы селитры покрыты пленкой гидрофобного воскового состава. Частицы алюминия хорошо закрепляются на этой пленке, благодаря чему повышается стабильность свойств этих ВВ. Гранулиты М, С-6М, С-2 используют при взрывании пород ниже средней и средней крепости в сухих забоях.

Для детонации зарядов простейших ВВ необходимо применять промежуточные детонаторы из патронов аммонита БЖВ или специальных прессованных тротиловых шашек промежуточных детонаторов массой 400 г.

В процессе механизированного пневмозаряжения все простейшие ВВ уплотняются до  $1,1—1,15 \text{ г/см}^3$ . Это обеспечивает увеличение объемной концентрации энергии (произведение теплоты взрыва на плотность ВВ) в заряде до уровня тротилсодержащих ВВ типа граммонита 79/21. Простейшие ВВ имеют кислородный баланс, близкий к нулевому, и допущены для взрывания на открытых и подземных работах. При использовании гранулитов на подземных работах с пневмозаряжением их увлажняют для борьбы с зарядами статического электричества (2—3 % воды) и применяют средства для улавливания пыли.

## **6.5. ТРОТИЛСОДЕРЖАЩИЕ ГРАНУЛИРОВАННЫЕ ВВ ДЛЯ ОТКРЫТЫХ И ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ**

**ГРАММОНИТЫ.** Наша промышленность выпускает следующие граммониты, называвшиеся ранее зерногранулитами: 50/50 (только для открытых работ); 79/21 и 82/18 (для подземных и открытых работ). Числитель дроби в марке ВВ означает процентное содержание селитры, а знаменатель — содержание тротила. Характеристики граммонитов приведены в табл. 6.4.

Таблица 6.4

## Характеристика граммонитов

Показатели	Граммониты		Акванал
	50/50	79/21	AP3-8H
Состав, %:			
аммиачная селитра водостойчивая, гранулированная	50	79	—
тротил гранулированный или чешуйчатый	50	21	—
Взрывчатые характеристики:			
теплота взрыва, кДж/кг	4250	4300	5230
объем газов, л/кг	1070	895	850
работоспособность, см <sup>3</sup>	325	360	340
бризантность в стальной оболочке, мм	24—27	22—28	20—25
критический диаметр, мм	40—60	40—60	70—100
скорость детонации, км/с	5,0—5,5	3,5—4,2	3,0—3,6
плотность, г/см <sup>3</sup>	0,95	0,9—1,0	0,85
кислородный баланс, %	35,0	+0,02	-3,3

Граммониты с гранулолом имеют хорошую сыпучесть, не пылят, не слеживаются, пригодны для механизированного заряжания. От аммонитов они отличаются меньшей чувствительностью к механическим воздействиям, к пламени и к начальному импульсу.

Внешне граммониты представляют собой хорошо сыпучую смесь из гранул размером 2—3 мм. Заряд граммонита взрывается от промежуточного детонатора в виде патрона аммонита БЖВ или шашки промежуточного детонатора массой 200, 400 г.

Граммониты 50/50 представляют собой хорошо сыпучие ВВ, не слеживаются и не пылят при зарядке, пригодны для механизированной зарядки.

ГРАММОНИТ 50/50 используется для заряжания скважин только с непроточной водой, срок пребывания в воде до шести суток. Зарядка обводненных скважин граммонитами ведется через столб воды, что приводит к частичному растворению селитры и отрицательно сказывается на результатах взрывов.

ГРАММОНИТ 50/50 пригоден для заряжания скважин только с непроточной водой с высотой столба воды, равной  $1/3$  длины заряда. Это рассчитано исходя из возможности полного растворения селитры, находящейся в составе граммонита в воде, и заполнения этим раствором пространства между гранулами тротила. Заряд гранулотола длиной 1 м поглощает столб воды 0,35 м. Через некоторое время после засыпки его в обводненную скважину образуется суспензия гранулотола в растворе селитры, что увеличивает плотность заряжения до  $1,30—1,35 \text{ г/см}^3$ . Это способствует его детонации с высокой скоростью —  $5,0—5,5 \text{ км/с}$ . При правильной технологии применения он превосходит гранулотол по эффективности, но может применяться только в монолитных породах, чтобы исключить утечки раствора селитры.

ГРАММОНИТ 79/21 имеет нулевой кислородный баланс, одинаковый по составу с порошкообразным аммонитом 6ЖВ и может применяться также и в подземных условиях.

В последние годы с целью экономии тротила выпускается граммонит 82/18, содержащий его на 3 % меньше, чем 79/21. Практически взрывчатые характеристики и кислородный баланс не изменились в ощутимых пределах. Это решение аналогично принятому для предохранительных ВВ: в аммонит ПЖВ-20 с целью увеличения его детонационной способности добавлено 3 % тротила и он выпущен под маркой Т-19. Для инициирования всех граммонитов требуется промежуточный детонатор.

Граммонит 79/21 является хорошо сыпучей механической смесью гранулированной селитры с чешуйчатым тротилом. При механизированном заряжении образуется много взрывчатой пыли, поэтому его перед заряжением увлажняют, добавляя 3—6 % воды. Заряжение вручную не сопровождается существенным пылением. Заряжение этим граммонитом возможно сухих и влажных шпуров и скважин.

Выпускаются граммониты 79/21 и 82/18 с чешуйчатым тротилом. Они обладают повышенной склонностью к пылению, из-за чего при заряжении нисходящих скважин их надо увлажнять

до 10—12 %, а восходящих до 3—5 %. В увлажненном состоянии увеличивается плотность заряжания, но снижается чувствительность к детонации.

В настоящее время запрещено применять в подземных условиях граммониты на чешуйчатом тротиле. Выпущены граммониты на гранулоле, которые заменяют ранее применявшиеся. Граммонит на чешуйчатом тротиле предназначен преимущественно для взрывания на земной поверхности для сухих скважин.

Объем применения неводоустойчивых граммонитов должен быть уменьшен, т.к. они должны быть в основном заменены на большинстве объектов бестротилевыми гранулированными сухими с добавками эмульсии (эмулиты) и эмульсионными ВВ.

Грамотолы на пористой селитре с содержанием гранулола 5—20 % и солярового масла разработаны НТФ «Взрыв-технология»; применяют вместо граммонитов на плотной селитре как более эффективные.

ГРАММОНАЛЫ — гранулированная затвердевшая смесь аммиачной селитры и алюминия в расплавленном тротиле. Выпускали два сорта этих ВВ для открытых работ: граммоналы А-45 и А-50 и один сорт А-8 для подземных работ.

Граммонал А-45 содержит 45 % тротила, 15 % алюминиевой пудры и 40 % селитры. Он представляет собой крупные гранулы размером 5—7 мм светло-серого цвета, пригоден для механизированного заряжания.

ГРАММОНАЛ А-50 представляет собой гранулированный состав с меньшим содержанием алюминиевой пудры (3 %) и увеличенным до 50 % содержанием тротила. Размер гранул серебристого цвета 2—5 мм.

ГРАММОНАЛ А-8 — неслеживающееся, наиболее мощное из гранулированных ВВ, допущенное для взрывания в подземных условиях. По эффекту действия мало уступает скальному аммониту № 1 и детониту М. В сухом состоянии устойчиво детонирует от детонатора, в увлажненном — от промежуточного детонатора. Разрешалось механизированное заряжание. Для исключения пыления и электризации при пневмозарядании в граммонал добавляли 3—5 % воды. В настоящее время выпуск граммоналов прекращен.

Разрабатываются малоплотные газонаполненные ВВ на основе гранулированного полистирола, пропитанного горячим ( $t = 90\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) раствором аммиачной селитры и опыленного тротилом.

Плотность зарядов из таких ВВ изменяется от 0,2 до 0,9 г/см<sup>3</sup>, скорость детонации от 1,7 до 2,5 км/с, объем газов достигает 800—1000 л/кг.

Эти ВВ с высокой эффективностью будут использоваться для взрывов на выброс и сброс грунтов, а также для отбойки штучного камня.

## **6.6. ПОРОШКООБРАЗНЫЕ И ПРЕССОВАННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА ДЛЯ ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ**

АММОНИТЫ получают путем механического смешивания кристаллической аммиачной селитры (79—85 %) с порошкообразным тротилом (5—21 %) и другими компонентами в шаровых мельницах. Их выпускают в патронах различного диаметра или в мешках массой 40 кг, а отдельные сорта — в виде прессованных патронов диаметром 45 мм.

Тротил в состав аммонитов вводят для повышения мощности и чувствительности ВВ, горючие взрывчатые добавки вводят для улучшения структуры аммонитов, снижения слеживаемости и как горючий материал для получения нулевого кислородного баланса.

Цвет аммонитов зависит от цвета добавки и обычно бывает белым, желтым и темно-серым. Все аммониты надежно взрываются от детонаторов и детонирующего шнура.

Аммониты — химически стойкие ВВ. Все аммониты гигроскопичны, как и аммиачная селитра, входящая в их состав.

Для защиты аммонитов от увлажнения оболочки патронов и упаковку покрывают сплавом парафина с петролатумом. Повышенной водостойчивостью обладают аммониты на основе водостойчивой аммиачной селитры марки ЖВ, а также в полиэтиленовых патронах.

Вследствие незначительной смачиваемости и насыпной плотности меньше  $1 \text{ г/см}^3$  порошкообразные аммониты не тонут в воде при свободной засыпке их в обводненные скважины, а потому не рекомендуются для этих условий. Аммониты на порошкообразной селитре слеживаются. Слежавшийся аммонит, как правило, не детонирует от штатного детонатора. Детонационная способность слежавшегося аммонита в значительной мере восстанавливается его измельчением. Для уменьшения слеживаемости в состав ВВ вводят селитру с примесью красителей (фуксина).

Насыпная плотность аммонитов  $0,8—0,9 \text{ г/см}^3$ . Патронированные аммониты имеют плотность до  $1,0—1,15 \text{ г/см}^3$ .

Увеличение плотности аммонитов до  $1,3—1,5 \text{ г/см}^3$  достигается прессованием составов.

Жесткие прессованные патроны не изменяют своей формы в процессе заряжания. Это ухудшает условия использования ВВ, так как между зарядом и стенками шпура или скважины образуется зазор, снижающий плотность заряда.

Критическая плотность большинства аммонитов  $1,4—1,5 \text{ г/см}^3$ . Аммониты относительно безопасны в обращении. От луча огня огнепроводного шнура аммониты не загораются. На открытом воздухе аммониты сгорают без взрыва. В замкнутом пространстве или при большом количестве возможен переход горения во взрыв.

В табл. 6.5 приведены состав и взрывчатые свойства аммонитов.

Объем применения порошкообразных аммонитов на карьерах и рудниках непрерывно снижается. Прекращен выпуск аммонитов № 9, № 10, В-3. Аммониты 6ЖВ и скальный аммонит № 1 выпускаются для взрывания в подземных условиях и могут использоваться на карьерах и других объектах на земной поверхности. Из-за высокой стоимости скальных аммонитов их применение для взрывания на земной поверхности может быть целесообразным только в исключительных случаях.

Взрывчатые свойства и характеристики порошкообразных и прессованных ВВ для подземных работ, кроме шахт, опасных по газу и пыли

Наименование ВВ	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Объем газов, л/кг	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Критический диаметр, мм	Работоспособность ВВ в свинцовой бомбе, см <sup>3</sup>	Бризантность, мм
1	2	3	4	5	6	7	8
Аммонит 6ЖВ	-0,53	4300	895	1,0—1,2	10—13	360—380	14—16
Аммонал М-10	-0,5	5600	860	0,95—1,2	—	—	—
Аммонал водоустойчивый	+0,18	4950	845	0,95—1,1	12—14	400—430	16—19
Аммонал скальный прессованный № 1	-0,79	5400	830	1,4—1,6	6—7	450—480	23—27
Детонит М	+0,18	5800	832	1,0—1,3	8—10	450—500	17—22
Аммонал М-10	0,78	4950	810	1,0—1,15	8—10	450—470	18—20

Окончание табл. 6.5

Наименование ВВ	Скорость детонации, км/с	Передача детонации между патронами (см) при диаметре, мм			
		32	36		
		сухими			
1	9	10	11	12	13
Аммонит 6ЖВ	3,6—4,8	5—9	7—12	3—6	4—10
Аммонал водоустойчивый	4,0—4,5	3—7	4—9	3—6	4—5
Аммонал скальный прессованный № 1	6,0—6,5	—	10—12*	—	5—8*
Детонит М	4,9—5,3	8—22	—	6—15	—
Аммонал М-10	4,0—4,5	8—12	10—14	8—10	10—12

\*В диаметре патронов 45 мм.

АММОНИТ 6ЖВ представляет собой плохо сыпучий, пылящий порошок желтого цвета, имеющий нулевой кислородный баланс, состоящий из 79 % селитры и 21 % тротила. При тщательном изготовлении и хорошей упаковке мало слеживается. Выпускается в патронированном виде и бумажных или крафт-целлюлозных мешках. Не пригоден для механизированного заряжения. Многие предприятия (карьеры, объекты гидротехнического строительства и мелиорации, рудники и т.д.) по традиции заказывают аммонит 6ЖВ в качестве основного ВВ, хотя он должен быть полностью заменен более удобными и выгодными гранулитами или граммонитами.

Предназначен аммонит 6ЖВ для взрывания пород средней и выше средней крепости сухих и влажных шпуров и скважин, а также для вторичного взрывания, в качестве патронов-боевиков для взрывания гранулированных и водосодержащих ВВ.

СКАЛЬНЫЙ АММОНИТ № 1 представляет собой аммонит с добавкой 24 % гексогена и 5 % алюминия (табл. 6.5), выпускается в прессованном виде с плотностью 1,4—1,58 г/см<sup>3</sup>, водостойчив, пригоден для взрывания обводненных крепких пород с гидростатическим напором. Обладает повышенной чувствительностью к механическим воздействиям, выделяет меньше ядовитых газов, чем другие аммониты.

Прессованные патроны изготовляют с гнездом под детонатор диаметром 8 мм, глубиной 73 мм. На оболочке патрона имеется стрелка, показывающая на торец с гнездом.

Применяется при проходке стволов шахт, восстающих и горизонтальных выработок в особо крепких породах.

Кроме аммонитов, при взрывании в подземных условиях и иногда на земной поверхности используют аммонал водостойчивый, аммонал скальный М-10 (табл. 6.5), детонит М и другие ВВ с нулевым кислородным балансом.

ДЕТОНИТ М — малопылящее порошкообразное ВВ серо-стального цвета. В составе содержится 78 % селитры, 10 % труднозамерзающих нитроэфиров, 10 % алюминиевой пудры, 0,3 % коллоидного хлопка, по 0,2 % соды и машинного масла, не слеживается, высоководостойчив, характеризуется высокой



детонационной способностью в зарядах малого диаметра 24—28 мм в сухом и увлажненном состоянии и стабильностью свойств при длительном хранении. Детонит М предназначен для взрывания в подземных условиях крепких пород любой обводненности. Вследствие токсичности нитроэфиров нельзя допускать контакта незащищенных частей человека с ВВ, так как при этом возникают сильные головные боли. Работа должна вестись в кожаных перчатках.

## **6.7. КЛАССИФИКАЦИЯ И ПРИНЦИПЫ СОСТАВЛЕНИЯ РЕЦЕПТУР ВОДОСОДЕРЖАЩИХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ**

Водосодержащие ВВ являются новыми из применяемых для взрывных работ в промышленности, поэтому дается классификация выпускавшихся и выпускаемых ВВ без учета новых разрабатываемых сортов. Все водосодержащие ВВ делятся на составы: заводского изготовления (акватолы и акваниты) и составы, которые готовятся непосредственно на предприятиях (ифзаниты, горячельющиеся ВВ, карботолы, порэмиты, сибириты, эмульсолиты).

**АКВАТОЛЫ** с заводов-изготовителей поступают на предприятия в виде сухих или готовых к употреблению водосодержащих составов.

В сухие акватольные смеси заводского изготовления на предприятиях в специальных транспортно-зарядных машинах перед заряданием добавляется требуемое количество воды и готовое ВВ подается в скважину.

Гелеобразные акватолы готовили на заводах в патронах большого (>100 мм) диаметра и они поступали на предприятия в готовом к употреблению виде.

**ИФЗАНИТЫ** изготавливают в процессе зарядания ВВ в скважину путем подачи в смеситель зарядной машины горячего

или холодного раствора аммиачной селитры в объеме, обеспечивающем заполнение межгранульного пространства сухой смеси гранулированных тротила и селитры.

**ГОРЯЧЕЛЮЩИЕСЯ СОСТАВЫ ТИПА ГЛТ** готовят на заряжаемом блоке в машинах Акватол 4, Акватол 3 путем добавки в горячий раствор селитр 10—20 % тротила. Это ВВ твердеет в скважине в процессе его охлаждения. Разработаны проф. А.Н. Ханукаевым (ЛГИ).

**КАРБАТОЛЫ** — горячелющиеся составы, затвердевающие после охлаждения в скважине. Смесь компонентов для приготовления раствора делается почти без воды, так что ее плотность мало отличается от плотности гранул тротила, что исключает расслаивание заряда при нахождении в скважине.

Водосодержащие ВВ, как и другие, содержат в своем составе два основных компонента — окислитель и горючее. Количество окислителя 40—70 %, горючего — 10—30 %. Кроме этих компонентов, в составе водосодержащих ВВ должно быть определенное количество воды для растворения окислителя и обеспечения текучести (подвижности) заряда. В состав всех водосодержащих ВВ вводят небольшое количество загустителей со структурирующими добавками для превращения жидкого раствора селитры в вязкую, но подвижную массу или студень, не вытекающую по трещинам из скважины и не допускающую оседания гранул тротила на дно скважины.

Водосодержащие ВВ содержат нитросоединения, выполняющие роль сенсibiliзатора и горючего, а некоторые и алюминиевую пудру для повышения запаса энергии ВВ. В некоторых марках акватолов тротил заменен на жидкое горючее (минеральное масло).

Все водосодержащие ВВ являются многокомпонентными. Поэтому их изготовление и применение значительно сложнее, чем гранулированных, и при использовании на карьерах требует высокой квалификации обслуживающего персонала и зарядные машины персонала.

В качестве окислителя используют аммиачную селитру, иногда с добавками натриевой или кальциевой. Натриевая се-

литра в охлажденном водосодержащем ВВ находится в кристаллическом состоянии, что благодаря высокой плотности ее кристаллов ( $2,25 \text{ г/см}^3$ ) позволяет повысить его плотность с  $1,4—1,5$  до  $1,65—1,75 \text{ г/см}^3$ .

В качестве невзрывчатого горючего в водосодержащих ВВ используют алюминий (в виде пудры, порошка или чешуек). Мелкодисперсное состояние алюминия обеспечивает более плотное протекание реакции окисления, а также физическую стабильность (предотвращение расслаивания) суспензии.

Исследованиями установлено, что при нагревании тонкодисперсного порошка алюминия на  $50 \text{ }^\circ\text{C}$ , что имеет место при приготовлении горячелюющих составов, за счет разницы объемного расширения металла и окисной пленки на его поверхности образуются трещины, и чистый алюминий активно реагирует с раствором селитры с выделением водорода. Чем мельче порошок алюминия, тем активнее идет газовыделение, что отрицательно сказывается на стабильности зарядов, особенно при изготовлении ВВ у заряжаемых скважин.

Для снижения реакционной способности алюминия в состав ВВ надо добавлять водорастворимые поверхностно-активные вещества типа ОП-10, этиленгликоля или полиэтиленгликоля.

Для образования жидкой фазы ВВ применяют воду в количестве  $10—15 \%$ . Для того чтобы улучшить растворение, селитру для создания раствора, воду и раствор нагревают до  $80—90 \text{ }^\circ\text{C}$ .

Недостатком водосодержащих ВВ является сам факт присутствия в составе ВВ до  $15 \%$  воды, являющейся поглотителем тепла для ее нагрева и испарения. Так, введение  $15 \%$  воды в состав акватола 65/35 снижает теплоту взрыва с  $4300$  до  $2930 \text{ кДж/кг}$ . Вода, кроме того, оказывает сильное флегматизирующее действие на заряд, что требует введения в его состав не менее  $20—30 \%$  гранулозола или его сплавов. Уменьшить содержание воды в составе ВВ до  $10 \%$  не представляется возможным, т.к. ВВ теряет способность течь по трубам и подаваться насосами. Поэтому оказалось целесообразным заменить воду другими веществами, которые с селитрой образуют легкоплавкие сплавы. Наи-

более эффективным для этого оказался карбамид  $\text{CO}(\text{NH}_2)_2$ , выполняющий роль горючей добавки. ВВ, изготовленные по этому принципу, названы карботолами.

В качестве загустителей в составе водосодержащих ВВ за рубежом используют главным образом полисахариды растительного происхождения и значительно реже — синтетические полимеры. Содержание загустителя обычно составляет 0,5—3,0 %. В отечественных ВВ используют карбоксиметилцеллюлозу (КМЦ), полиакриламид в количестве 2—4 %, гуаргам — до 2,0 %.

Водосодержащие ВВ, применяемые на карьерах, обычно имеют кислородный баланс от положительного (+ 10 %) до отрицательного (–30 %). Примерное содержание компонентов в составе таких ВВ (в %) следующее: аммиачная селитра 50—75, натриевая селитра 0—20, тротил и его сплавы с другими ВВ — 10—30, алюминиевая пудра 0—20, вода 5—15, загустители 0,5—3,0, прочие добавки 0,05—2 %, минеральное масло 0—10 %.

Применяют три разновидности водосодержащих ВВ по содержанию основных компонентов:

- ◆ окислитель — сенсibilизатор — вода;
- ◆ окислитель — сенсibilизатор — металл — вода;
- ◆ окислитель — металл — вода.

## **6.8. ХАРАКТЕРИСТИКА СВОЙСТВ ВОДОСОДЕРЖАЩИХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ**

Для всех водосодержащих ВВ характерны следующие свойства:

- ◆ большая плотность и подвижность, обеспечивающие высокую плотность заряжания;
- ◆ достаточная водоустойчивость и большая скорость детонации;
- ◆ низкая чувствительность к внешним воздействиям, что дает основание считать их наиболее безопасными.

Плотность, подвижность и водоустойчивость водосодержащих ВВ зависят от состава и технологии изготовления и могут изменяться в широких пределах. Плотность простейших загущенных суспензий, состоящих из аммиачной селитры, тротила и воды, составляет 1,4—1,5 г/см<sup>3</sup>. Более сложные гелеобразные суспензии, в составе которых присутствует натриевая селитра, алюминиевая пудра и другие высокоплотные компоненты, имеют плотность 1,60—1,75 г/см<sup>3</sup>. Льющиеся суспензии также имеют высокую плотность (1,30—1,35 г/см<sup>3</sup>).

Водосодержащие ВВ в зависимости от количества и качества загущающей добавки, могут иметь различную консистенцию — от подвижных масс типа жидкого песчано-цементного раствора до пластичных студней, сохраняющих свою форму и обладающих упругостью.

Высокая эффективность этих ВВ обусловлена высокой объемной концентрацией энергии и большой скоростью ее выделения. Хотя энергия взрыва многих неметаллизированных водосодержащих ВВ составляет всего 3260—3760, а металлизированных 5400—6100 кДж/кг, высокая их плотность позволяет повысить концентрацию энергии в скважине в 1,5—2,0 раза по сравнению с обычными гранулированными ВВ. Высокая скорость выделения энергии развивает давление взрыва в зоне разрушения горной массы до (60—70) 10<sup>8</sup> Па при взрывании неметаллизированных ВВ и до (140—170) 10<sup>8</sup> Па при взрывании металлизированных. Гранулит М и игданит развивают давление взрыва всего (30—35) 10<sup>8</sup> Па.

Наименьшую чувствительность имеют водосодержащие ВВ, не содержащие тротила. Такие ВВ являются самыми безопасными из всех применявшихся до сих пор. Более чувствительные суспензии после испарения воды из их состава и обращение с ними так же опасно, как с обычными ВВ.

Водосодержащие ВВ изменяют свою плотность и текучесть при изменении температуры. При понижении температуры они твердеют, при повышении ее размягчаются (разжижаются). Полиэтиленовую оболочку перед опусканием в скважину разрезают. Допустимое время нахождения гелеобразных акватолов в

скважинах со стоячей водой 30 суток, в проточной — 6 суток. Для взрывания при низких температурах в гелеобразные акваторы добавляют антифриз, за счет чего их температура замерзания понижается до  $-25^{\circ}\text{C}$ . Металлизированные гелеобразные акваторы (АВМ и МГ) с добавкой 10 % алюминиевого порошка относятся к одним из наиболее мощных ВВ для взрывания на карьерах.

Область использования гелеобразных патронированных акваторов ограничена карьерами небольшой производительности и из-за ручной зарядки применение их малоперспективно.

Основные недостатки акваторов:

- ◆ растекание ВВ по трещинам из скважин;
- ◆ расслаиваемость заряда из-за осаждения гранулозола.

Это приводит к снижению качества взрыва и излишнему расходу ВВ. Объем применения акваторов снижается.

**ИФЗАНИТЫ.** Эти ВВ изготавливают механизированным смешиванием компонентов у заряжаемой скважины. Научной основой создания этих ВВ в нашей стране явились исследования академика Н.В. Мельникова, проф. Г.П. Демидюка, проф. Л.В. Дубнова и др.

ВВ изготавливаются путем заполнения межгранульного пространства смеси гранулозола и гранулированной селитры, загущенной КМЦ со структурирующими сшивками. Смесь гранулозола и селитры подается в соотношении 1:2, а раствор и твердая смесь подаются в скважину в соотношении 1:1,5 (40 кг раствора на 60 кг твердой смеси).

Раствор изготавливается в специальной стационарной нагревательно-смесительной установке НСУ и транспортируется к взрываемому блоку в цистерне зарядной машины при температуре от 20 до  $80^{\circ}\text{C}$ . На машине имеется смеситель-дозатор, в который подаются твердая смесь (АС + ТНТ) и раствор, готовое ВВ по шлангу сжатым воздухом подается в скважину. Разработана технология зарядки ифзанитами обводненных скважин под столб воды. Допускается порционное приготовление ифзанитов в скважине: подается порция сухого ифзанита на высоту скважины 1—2 м, а затем сверху заливают концентрированный рас-

твор селитры. При совмещении жидкой и твердых компонентов ифзанитов смесь без перемешивания густеет через 20—30 мин. При перемешивании в процессе заряжания и добавления структурообразователей смесь густеет через 3—5 мин. Ифзаниты предназначены для взрывания крепких и очень крепких пород.

Характеристика ифзанитов приведена в табл. 6.6. Рекомендовано применять три типа ифзанитов: Т-20, Т-60, Т-80, цифра в марке означает температуру готового ифзанита. По составу они практически одинаковы: 40 % гранулированной селитры, 40 % концентрированного раствора селитры и 20 % гранулированного или чешуйчатого тротила.

**ГОРЯЧЕЛЮЩИЕСЯ ВОДОСОДЕРЖАЩИЕ ВВ** разработаны Ленинградским горным институтом им. Г.В. Плеханова под руководством проф. А.Н. Ханукаева. При изготовлении этих ВВ вся селитра переводится в горячий ( $t = 90\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) высококонцентрированный раствор плотностью  $1,4\text{ г/см}^3$ , который в емкости на специальной зарядной машине подвозится на заряжаемый блок. В другой зарядной машине подвозится гранулол, который пневмодозатором подают в смесительную установку первой машины и готовую горячую смесь заливают в скважину в виде хорошо льющейся жидкой суспензии. В результате получают ВВ при содержании тротила 20 и 35 % со следующими характеристиками:

ВВ	ГЛТ-20	ГЛТ-35
Плотность, $\text{г/см}^3$ .....	1,45—1,55	1,5—1,6
Теплота взрыва, кДж/кг .....	3700	3650
Объемная энергия, кДж/кг .....	5600	5700
Скорость детонации, км/с .....	5,5—6,0	5,7—6,3
Критический диаметр, мм .....	80—100	80—100

Чтобы не допустить опускания на дно скважины более тяжелого гранулола в заряде, раствор загущают КМЦ, полиакриламидом с добавками бихромата калия. При смешивании горячего раствора с холодным гранулолом температура смеси снижается до  $75\text{—}80\text{ }^{\circ}\text{C}$ , а при снижении температуры смеси в скважине до  $25\text{—}30\text{ }^{\circ}\text{C}$  происходит полная кристаллизация и заряд твердеет.

Таблица 6.6

**Характеристика водосодержащих ВВ, приготовленных на месте производства взрывных работ**

Состав и показатели	Горячельющиеся ВВ		Ифзаниты	
	ГЛТ-20	ГЛА-20	Т-20	Т-60
1	2	3	4	5
Теплота взрыва, кДж/кг	3680	4010	3300	3800
Объемная энергия, кДж/л	5600	6015	4500	5700
Объем газов, л/кг	900	900	937	920
Кислородный баланс, %	-3,8	-4,1	-1,6	-0,4
Критический диаметр, мм	80—100	80—100	100—120	100—110
Плотность состава, г/см <sup>3</sup>	1,45—1,50	1,5—1,58	1,34—1,38	1,48—1,52
Скорость детонации, км/с	4,9—5,0	4,8—5,0	4,2—4,5	4,5—6,0

Окончание табл. 6.6

Состав и показатели	Ифзаниты	Карботолы	
	Т-80	Т-15	ГЛ-10В
1	6	7	8
Теплота взрыва, кДж/кг	3900	3450	5700
Объемная энергия, кДж/л	6000	5300	9150
Объем газов, л/кг	913	920	844
Кислородный баланс	0	-9,6	-21,4
Критический диаметр, мм	90—100	120—150	150—180
Плотность состава, г/см <sup>3</sup>	1,52—1,56	1,5—1,6	1,55—1,60
Скорость детонации, км/с	4,5—5,0	4,5—4,8	4,5—5,5

Для повышения энергетических характеристик этих ВВ в них вместо гранулола добавляется алюмотол. Это ГЛА-20 и ГЛА-35.

Для заряжания обводненных скважин рекомендуется подавать жидкую смесь под столб воды с разделительным слоем из тяжелой жидкости. Детонация зарядов производится промежуточными шашками-детонаторами. Эти ВВ предназначены для взрывания крепких пород сухих и слабой обводненности скважин.

**КАРБОТОЛЫ** — горячельющиеся водосодержащие ВВ, твердеющие при остывании зарядов в скважине. Эти ВВ готовят из расплавленной, практически безводной эвтектической смеси



компонентов (аммиачной селитры и карбамида), с добавлением небольшого количества (10—15 %) гранулола и алюминия. Плотность расплава практически одинакова с плотностью гранул тротила, благодаря чему гранулол не тонет в заряде. Загуститель вводится в состав ВВ для повышения его водоустойчивости. Были рекомендованы два сорта карботолов — Т-15 и металлизированный ГЛ-10В. Затвердевшие карботолы могут находиться в скважинах с проточной водой до 20 суток без потери детонационной способности зарядов. Плотность заряда карботолов в скважинах достигает 1,5—1,64 г/см<sup>3</sup>. Детонация карботолов производится шашками-детонаторами. Испытаниями установлено, что карботолы на 20—25 % эффективнее гранулола и алюмотола при взрывании крепких обводненных пород.

Характеристика карботолов приведена в табл. 6.6.

Водосодержащие ВВ являются пока не во всех отношениях исследованными составами. Поэтому вопрос об их области применения и технологии работ по их приготовлению и заряданию требует дальнейшего изучения.

### **ЭМУЛЬСИОННЫЕ ВВ, ПРИГОТОВЛЯЕМЫЕ НА ВЗРЫВАЕМОМ БЛОКЕ**

К этой группе относятся следующие ВВ.

**ПРЯМАЯ ЭМУЛЬСИЯ ГЛТ-20В** из горячего раствора селитры и расплава тротила со стабилизирующими добавками. В отличие от суспензионных типа ГЛТ-20 для приготовления ГЛТ-20В температура раствора селитры в цистерне зарядной машины повышается до 100—110 °С. После добавления в него 20 % тротила и перемешивания он полностью расплавляется, а температура прямой эмульсии (раствор селитры и расплав тротила) равна 90—95 °С. ВВ имеет гомогенную структуру, обладающую высокой подвижностью, близкой к жидким минеральным маслам. За счет гомогенной структуры и специальных добавок это ВВ обладает повышенной водоустойчивостью по сравнению с ГЛТ-20 и может применяться при зарядании под

столб воды в скважинах любой обводненности. После охлаждения твердеет, имеет одинаковые с ГЛТ-20 взрывчатые характеристики.

**ОБРАТНАЯ ЭМУЛЬСИЯ ПОРЭМИТ** — технология производства разработана ФГУП ГосНИИ «Кристалл» на основе изучения опыта производства эмультивов на шведской фирме «Дино Нобель», состоит, как сказано выше, из горячего раствора с температурой 80 °С аммиачной и натриевой селитр, минерального масла и эмульгатора. В процессе их смешения в диспергаторе образуется обратная эмульсия в виде мельчайших капелек раствора селитр (несколько микрон), окруженных пленкой масла. Готовая эмульсия по внешнему виду напоминает сметаноподобную или солидолоподобную массу от светло- до темно-коричневого цвета. Эмульсия считается невзрывчатой. Такой эмульсией заполняют емкости предназначенных для этого типа ВВ зарядных машин Порэмит IV или МЗП-8, МЗП-20, которые доставляют эмульсию на заряжаемый блок. Активация эмульсии происходит в статическом смесителе в процессе ее подачи в зарядный шланг, опущенный в скважину. Статический смеситель представляет собой трубку с внутренними неподвижными лопастями, которые перемешивают эмульсию, а в начале смесителя в него подается газогенерирующая добавка (нитрид-натрия в масле), который при контакте с раствором селитр образует газовые пузырьки, играющие роль «горячих» точек при детонации заряда. Газогенерация заканчивается через 40—50 мин после подачи в эмульсию ГГД.

ЗАО «Нитро Сибирь» разработана совместно со шведской фирмой «Дино Нобель» технология производства на стационарном пункте эмульсии для изготовления в зарядных машинах **ЭВВ сибиритов**. Кроме того, эта фирма также разработала смеси ЭВВ, аналогичные гранулитам, а также приготавливаемые в специальных зарядных машинах гранулированные ВВ из смеси АС-ДТ с эмульсией в количестве до 20 %.

ООО «Знамя» разработаны патронированные полиэтиленовые патроны ЭВВ эмульсолитов диаметром 120 и 90 мм массой 6,5 и 4,0 кг, соответственно пригодные для работы при температуре от -50 до +50 °С.

ОАО «Промсинтез» выпускает аналогичные патронированные составы, изготовленные на оборудовании ГОСНИИ «Кристалл».

Патронированные ЭВВ предназначены для небольших карьеров, где нецелесообразно строить дорогие пункты производства эмульсии и использовать высокопроизводительные зарядные машины.

Плотность заряда составляет 1,25—1,30 г/см<sup>3</sup>, скорость детонации 3,5—4,5 км/с. По существу порэммит представляет собой жидкий (эмульсионный) игданит. По данным комбината «Ураласбест», удельный расход обычного порэммита должен быть увеличен в среднем на 25 % по сравнению с граммонитом 79/21. Он эффективен в породах I—II категорий трещиноватости и коэффициенте крепости породы  $f \leq 12$ . Для более крепких пород в порэммит добавляют 4 или 8 % алюминия, за счет чего энергия взрыва его повышается и он может быть эффективно применен в любых по крепости и трещиноватости породах. При повышенных расходах порэммитами можно взрывать любые по крепости и трещиноватости породы. Порэммит обладает высокой водоустойчивостью и пригоден для заряжания скважин любой обводненности.

Аварийный взрыв, происшедший на пункте приготовления эмульсии в г. Асбесте в ноябре 1990 г., показал, что эмульсию, содержащую гомогенную смесь весьма тонкоизмельченного окислителя и покрытого тончайшей пленкой горючего, особенно при повышенной до 80 °С температуре, нельзя считать полностью невзрывчатой. Все зависит, очевидно, от величины критического диаметра эмульсии, который, по данным зарубежных исследователей, составляет 400 мм. В накопительных емкостях и зарядных машинах этот диаметр существенно больше.

В настоящее время ГОСНИИ «Кристалл» разработаны эмульсионные составы с добавками 30, 50, 70 % игданита (АСДТ), названные гранэммитами, которые более эффективны по энергетике и ниже по стоимости, чем «чистые» эмульсии.

Гранэммитами хорошо взрываются любые по крепости породы. Они водоустойчивы при содержании АСДТ до 30 % и предназначены для обводненных скважин.

## 6.9. ПОРОХА И ОКСИЛИКВИТЫ ДЛЯ ВЗРЫВАНИЯ НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

БЕЗДЫМНЫЕ ПОРОХА применяются для взрывных работ на карьерах в том случае, когда их свойства изменились и не отвечают требованиям соответствующих стандартов. Бездымные пороха, как правило, не способны детонировать от промышленных детонаторов и для их взрывания требуется промежуточный детонатор; по химическому составу они делятся:

- ◆ на пироксилиновые пороха, изготовленные на летучих растворителях (спиртоэфирная смесь, ацетон и т.п.);

- ◆ на нитроглицериновые баллиститные (пороха, изготовленные на труднолетучих растворителях (нитроэфиры). Последние пороха обладают худшей детонационной способностью. Мелкозернистые и пористые пороха лучше детонируют, в том числе и в обводненных скважинах.

При детонации пироксилина со скоростью 6,3 км/с выделяется 4190 кДж/кг тепла и образуется около 900 л/кг газов; работоспособность пироксилина 370—380 см<sup>3</sup>, бризантность 14 мм. Плотность бездымных порохов 1,5—1,6 г/см<sup>3</sup>.

Бездымные пороха менее чувствительны к удару и трению, чем компоненты, входящие в их состав, и поэтому в обращении они достаточно безопасны. При засорении песком и другими твердыми примесями они становятся более чувствительными к механическим воздействиям. При работе с порохом во избежание их электризации и вспышек все приспособления и сами пороха следует смачивать водой.

Вопрос о детонационной способности бездымных порохов и необходимой мощности промежуточного детонатора для взрыва заряда пороха обычно решается опытным путем. Опытными взрывами определяют работоспособность пороха в данных условиях и устанавливают переводные коэффициенты по отношению к аммониту 6ЖВ.

На основе бездымных порохов разработаны составы с добавками двух процентов минерального масла (за счет чего сни-

жаются электризация и чувствительность); названы гранипорами. Эти ВВ водостойчивы и предназначены для обводненных скважин.

**ДЫМНЫЙ ПОРОХ** содержит 75 % калиевой селитры, 15 % древесного угля и 10 % серы. Дымные пороха представляют собой зерна однообразного черно- или аспидно-серого цвета со слегка блестящей поверхностью. Величина зерен крупного пороха 3—8,5 мм, мелкого 1,5—3 мм, плотность пороховых зерен 1,60—1,75 г/см<sup>3</sup>, насыпная 0,9—1,0 г/см<sup>3</sup>. Дымный порошок чрезвычайно чувствителен к воздействию пламени, искр и трению. Поэтому очень опасен в обращении. В шпурах или скважинах дымный порошок сгорает со скоростью около 400 м/с. Запрессованный до плотности 1,8 г/см<sup>3</sup> он приобретает способность гореть параллельными слоями с меньшей скоростью.

Поскольку нарастание давления при сгорании порохов идет сравнительно медленно, то работа пороха проявляется в виде раскалывающего или метательного действия. Он имеет ограниченное применение для добычи штучного камня и для изготовления огнепроводного шнура.

**ОКСИЛИКВИТЫ** изготавливались путем пропитки жидким кислородом или смесью его с 15—30 % жидкого азота патронов из измельченных углеродистых материалов с большой удельной поверхностью типа древесного угля, сажи или целлюлозных поглотителей типа мха, сфагнома, торфа и т.п. Оксидиквиты быстро меняют взрывчатые свойства из-за интенсивного испарения жидкого кислорода из патронов.

Время с момента извлечения насыщенного кислородом патрона из термоса до момента, когда он начинает терять способность к детонации, от 5 мин до 3 ч при диаметре заряда 40 мм и 180 мм соответственно.

Для оксидиквитов характерны два состояния зарядов в процессе испарения из них кислорода:

- ♦ точка  $\text{CO}_2$ , при котором в заряде содержится достаточно кислорода для окисления всех горючих до  $\text{H}_2\text{O}$  и  $\text{CO}_2$ ;

♦ точка СО, при котором в заряде содержится кислорода достаточно только для полного газообразования, т.е. окисления горючих до Н<sub>2</sub>О и СО.

Для взрывания пригоден патрон, у которого содержится достаточно кислорода для перевода всех горючих в газообразное состояние.

Расчетная теплота взрыва для точки СО<sub>2</sub> 6700—9700 кДж/кг, скорость детонации 3—6 км/с, работоспособность 200—600 см<sup>3</sup>, бризантность 16—20 мм.

Оксиликвиты чувствительны к электростатическим разрядам и огню. Воспламенение всегда приводит к взрыву. Оксиликвиты в настоящее время не применяются в горном деле.

Предпочтительные области использования непридохранительных ВВ в породах разной крепости при их отбойке зарядами в шпурах, скважинах и камерах на земной поверхности приведены в табл. 6.7, а для шахт и рудников, не опасных по взрыву газа или пыли, в табл. 6.8.

Таблица 6.7

**Предпочтительная область применения непридохранительных взрывчатых веществ на земной поверхности**

Условия применения	Породы слабые	Породы средней крепости	Породы крепкие и весьма крепкие
Сухие скважины и котлы или сухая часть обводненных скважин	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21 Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т	Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, М Игданит	Акватолы Карботол ГЛ-10В Граммонит 79/21 Гранулит АС-4
Обводненная часть скважин с непроточной водой	Граммониты 50/50 Ифзаниты Карбатол 15Т Гранулотол, ЭВВ	Акватолы Ифзаниты Карбатол 15Т Граммониты 50/50 Гранулотол, ЭВВ	Акватолы Ифзаниты Карбатол ГЛ-10В Граммониты 50/50 Гранулотол, ЭВВ

Окончание табл. 6.7

Условия применения	Породы слабые	Породы средней крепости	Породы крепкие и весьма крепкие
Обводненная часть скважин с проточной водой	Акватолы Граммонит 50/50 Гранулотол, ЭВВ	Акватолы Алюмотол Гранулотол Ифзанит Граммонит 50/50, ЭВВ	Акватолы Алюмотол Гранулотол Граммонит 50/50, ЭВВ
Камеры сухие и осушенные	Гранулит М Игданит Граммонит 79/21	Гранулит М Игданит Гранулит АС-4 Граммонит 79/21	Гранулит АС-4 Граммонит 79/21 Гранулит М Игданит
Шпурь в сухих забоях	Игданит Гранулит М Гранулит АС-4	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, М Игданит	Граммонит 79/21 Гранулиты АС-4, М Игданит
Шпурь в обводненных забоях	Аммонит 6ЖВ (патронированный)	Аммонит 6ЖВ (патронированный)	Аммонит 6ЖВ (патронированный)

Таблица 6.8

**Рекомендуемая область применения ВВ в шахтах и рудниках, не опасных по взрыву газа или пыли**

Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодяконова	ВВ	Диаметр патронов, мм
Сухие скважины на очистных работах	12	Гранулит М Игданит Гранулит АС-4 Гранулит АС-4В	32—90
Сухие скважины на очистных работах	12	Граммонит 79/21 Аммонит 6ЖВ Гранулит АС-8В	32—90

Окончание табл. 6.8

Условия размещения зарядов	Коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодяконова	ВВ	Диаметр патронов, мм
Сухие шпурсы на проходческих и очистных работах	12	Гранулит М Аммонит 6ЖВ	40—100 32
	12	Гранулит АС-4 Гранулит АС-4В Гранулит АС-8В Детонит М Аммонал скальный М-10	40—100 28—36 36—45
Обводненные скважины на очистных работах	12	Аммонит 6ЖВ в полиэтиленовой оболочке Аммонал скальный М-10 в полиэтиленовой оболочке	60—90 60—90
Обводненные шпурсы на проходческих и очистных работах	12	Аммонит 6ЖВ в полиэтиленовой оболочке	32
		Аммонал-200 Детонит М	28—32
		Аммонал скальный № 1	36—45
		Аммонал скальный М-10 в полиэтиленовой оболочке	45

## 6.10. ПРИНЦИПЫ СОСТАВЛЕНИЯ РЕЦЕПТУР ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВВ

В настоящее время в нашей стране принята, как указано выше, следующая классификация предохранительных ВВ:

- ♦ ВВ для взрывания только в породных забоях (III класс);



- ◆ ВВ для взрывания угля и смешанных забоев (IV класс);
- ◆ ВВ повышенной предохранительности (V класс);
- ◆ ВВ высокопредохранительные (VI класс).

В соответствии с этими классами ниже рассмотрены рецептуры предохранительных ВВ.

Одно из главных требований к предохранительным ВВ — ограничение энергии (теплоты) взрыва до 3750 кДж/кг. При более высокой теплоте взрыва газы имеют повышенную температуру, большую скорость разлета, что увеличивает вероятность воспламенения метано-воздушной смеси.

Для уменьшения теплоты взрыва в состав предохранительных ВВ вводят инертные добавки, названные пламегасителями (KCl, NaCl, Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> и др.), которые снижают температуру взрыва вследствие поглощения тепла на свое нагревание, плавление и испарение; эти вещества, перемешанные с метано-воздушной смесью, тормозят вспышку метана, выполняя роль ингибиторов; способствуют полноте протекания некоторых реакций взрыва, что уменьшает длительность пламени и вероятность воспламенения метано-воздушной смеси.

Наибольшая опасность имеет место в случаях, когда после взрыва предыдущей серии частично или полностью обнажается заряд последующей серии.

Для этих условий разработаны селективно детонирующие ВВ, которые состоят из небольшого процента высокоактивных компонентов, реагирующих при любых условиях (нитроэфиры), и из малоактивных компонентов, вступающих в реакцию только при создании в течение достаточно длительного времени высокого давления в зоне заряда, т.е. при взрыве заряда в массиве с забойкой. Если заряд обнажен, то газы взрыва от реакции активных компонентов быстро расширяются и вследствие быстрого спада давления и основная масса ВВ не детонирует.

Тонкое измельчение инертных добавок улучшает предохранительные свойства ВВ, но снижает их детонационную способность. Крупное измельчение дает противоположные результаты, поэтому целесообразно тонкоизмельченную инертную добавку вводить в состав ВВ в виде гранул.

## 6.11. ОСНОВЫ ТЕОРИИ ВОСПЛАМЕНЕНИЯ МЕТАНО-ВОЗДУШНОЙ СРЕДЫ И МЕТОДЫ ИСПЫТАНИЯ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВВ

Атмосфера многих подземных выработок угольных шахт и некоторых рудников содержит горючие газы и пыль (метан, водород, сероводород, угольную, серную и колчеданную пыль и т.п.), которые при определенном содержании в воздухе образуют взрывоопасные смеси.

Взрывоопасные концентрации получаются при содержании в воздухе 4,5—15 % метана или 10—600 г/м<sup>3</sup> угольной пыли.

Угольная пыль считается взрывоопасной, если уголь содержит не менее 10 % летучих компонентов. Смесь метана и угольной пыли в воздухе увеличивает взрывоопасность атмосферы.


Поэтому предельно допустимые концентрации угольной пыли установлены для шахт, опасных по газу, — 7 г/м<sup>3</sup>, а по метану — не более 1 %.

Взрывоопасность атмосферы характеризуется **ТЕМПЕРАТУРОЙ ВСПЫШКИ**, т.е. температурой, при которой происходит вспышка в течение определенного промежутка времени с момента внесения очага нагрева, и **ЗАДЕРЖКОЙ** вспышки, т.е. временем с момента внесения очага нагрева до момента вспышки. Чем выше температура нагрева, тем быстрее происходит вспышка. Так, смесь метана с воздухом при температуре 650 °С имеет задержку вспышки 10 с, а при 2000 °С вспыхивает практически мгновенно.

Воспламенение метано-воздушных смесей в шахтах при ведении взрывных работ объясняется несколькими причинами.

Французские исследователи Малляр и Ле-Шателье (конец XIX в.), проведя фундаментальные исследования процессов воспламенения смесей горючих газов с воздухом под влиянием теплового импульса от взрыва ВВ, установили, что метано-воздушная среда воспламеняется от соприкосновения этой смеси с раскаленными газами взрыва.

Температура взрыва ВВ значительно выше минимальной температуры воспламенения метано-воздушной смеси (даже у



специальных предохранительных ВВ она составляет 1700—2000 °С). Но если время воздействия высокой температуры будет меньше времени задержки вспышки, последняя может не произойти. В этом заключается основной принцип теории, которую можно назвать ТЕМПЕРАТУРНОЙ, так как главное в ней сопоставление температуры газов взрыва с температурой воспламенения метано-воздушной смеси. Согласно этой теории ВВ тем безопаснее, чем ниже температура газов взрыва и меньше продолжительность действия пламени взрыва.

Основную опасность воспламенения метано-воздушной среды представляет наличие в заряде избытка энергии по сравнению с энергией, необходимой для разрушения заданного объема массива. При этом увеличивается температура газов, попадающих в атмосферу забоя после взрыва, что повышает вероятность воспламенения метано-воздушной среды. В настоящее время «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» рекомендованы предельно минимальные величины забойки шпуров, изолирующей заряд от атмосферы выработок, а также класса ВВ в зависимости от условий взрывания.

Французский ученый Одибер, развивая положения Малляра и Ле-Шателье, объяснял воспламенение смеси метана с воздухом от взрыва ВВ тем, что газообразные продукты взрыва выбрасываются в атмосферу и смешиваются с ней. При этом температура продуктов взрыва снижается, а состав их меняется.

Начиная с некоторого момента, в образовавшейся смеси содержание кислорода и метана становится таким, что наступает возможность воспламенения, если температура смеси при этом из-за смешения с воздухом не стала ниже температуры воспламенения. При таком представлении о воспламенении метано-воздушной среды безопасность ВВ определяется количеством тепла, приходящегося на единицу объема газообразных продуктов взрыва, и теплоемкостью газообразной смеси.

Проф. Л.В. Дубнов провел анализ основных возможных причин воспламенения метано-воздушной среды: действием воздушной ударной волны, горящими частицами и газами, разлетающимися при взрыве. Он установил, что воспламенение

смеси может произойти в случае, если температура и время воздействия ударной волны будут больше, чем время задержки вспышки данной смеси. Расчетом было установлено, что время воздействия ударной волны на порядок меньше времени задержки вспышки для данной температуры, а следовательно, воспламенение смеси от ударной волны невозможно.

Однако экспериментами, проведенными проф. Ф.М. Гельфандом, доказана возможность воспламенения метано-воздушной смеси ударными волнами, образующимися при взрыве зарядов в подготовительных выработках. Поэтому во всех случаях взрывания необходимо стремиться к полной нагрузке зарядов, чтобы в призабойной зоне генерировались ударные волны минимальной интенсивности.

Л.В. Дубновым также доказано, что воспламенение метано-воздушной смеси твердыми частицами происходит довольно редко. Наиболее вероятной причиной воспламенения является действие горячих газообразных продуктов взрыва в процессе их смешивания со взрывоопасной атмосферой. При этом меняются во времени все параметры системы: концентрация, температура, давление, период задержки вспышки. Решающими факторами, определяющими возможность взрыва, при этом являются: задержка вспышки и закономерность ее изменения во времени, условия смешивания газов при одинаковом составе продуктов взрыва, давление и теплоемкость. Критерием предохранительных свойств ВВ могут служить температура и теплота взрыва.

На основе последних работ Э.О. Миндели, Ф.М. Галаджия, Б.Н. Вайнштейна можно следующим образом охарактеризовать процесс воспламенения метано-воздушной среды открытым детонирующим зарядом ВВ.

На границе раздела ВВ — метано-воздушная смесь формируется сильная ударная волна. При этом в зоне, прилегающей к заряду, возникает пересжатая детонация, т.е. происходит вынужденное горение горючей смеси при ее адиабатическом сжатии в ударной волне. Здесь горение не распространяется, т.к. скорость ударной волны выше скорости детонации метано-воздушной смеси.

С удалением от заряда скорость вынужденного горения снижается несколько медленнее, чем затухание ударной волны в воздухе, за счет частичной подпитки энергии вынужденного горения. Этот процесс может заканчиваться переходом пересжатой детонации на стационарный режим (при давлении на фронте волны  $16 \cdot 10^5$  Па) при условии, если в критической точке будет выполнено условие, предложенное Л.В. Дубновым:

$$\frac{\Delta\tau}{\Delta t} \leq 1,$$

где  $\Delta\tau$  — приращение времени индукции смеси при адиабатическом сжатии, с;  $\Delta t$  — приращение времени падения давления, с.

Если это условие выполняется, то ударная волна, распространяясь по горючей смеси, вызывает лишь ее адиабатический разогрев без химической реакции, оставляя в ней тепловой след. Переход пересжатой детонации в стационарную для метано-воздушной смеси для предохранительных ВВ, как правило, не имеет места.

Продукты взрыва (при снижении давления в ударной волне до критических значений) контактируют только с продуктами горения в зоне пересжатой детонации.

Самораспространяющееся воспламенение метано-воздушной смеси возникает после ее поджигания продуктами взрыва, смешанными продуктами пересжатой детонации за счет контактного и диффузионного теплообмена дефлагрирующими частицами ВВ.

Поэтому при взрыве открытых зарядов процесс воспламенения определяется количеством энергии, выделившейся в детонационной волне.

При взрыве зарядов с открытым торцом процесс воспламенения определяется в основном величиной потенциальной энергии взрыва заряда ВВ. Заметное влияние оказывают также ингибиторы, входящие в состав предохранительных ВВ.

Таким образом, для повышения степени предохранительности ВВ необходимо снижать как их скорость детонации, так и энергию (теплоту) взрыва.

Воспламенение пылевоздушных смесей при взрыве изучено гораздо меньше, чем метано-воздушных смесей. Основной причиной воспламенения угольной пыли считается воздействие на нее газов взрыва, особенно при наличии в них вторичных реакций окисления, резко увеличивающих продолжительность действия пламени при взрыве. Пламя взрыва разогревает пылевоздушную смесь, вызывая выделение летучих компонентов из пыли. Смесь этих горючих газов с воздухом может достичь взрывоопасных концентраций и вызвать вспышку. Особенно опасны в отношении воспламенения пылевоздушной смеси условия контакта между зарядом ВВ и пылью в шпуре, что облегчает выделение летучих компонентов из пыли при взрыве.

Современные предохранительные ВВ, безопасные с точки зрения воспламенения метано-воздушной смеси, можно считать безопасными и в отношении воспламенения пылевоздушной смеси.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, применяют предохранительные (антигризутные — от французского слова «гризус» — метан) ВВ с пониженной температурой взрыва.

При ведении взрывных работ в условиях угольных шахт, опасных по взрыву газа и пыли, возможно образование опасных ситуаций, которые могут привести к вспышке метана или угольной пыли.

Методы испытаний предохранительных ВВ рассчитаны так, чтобы в лабораторных условиях воспроизвести эти опасные ситуации и подобрать такие ВВ, которые исключают воспламенение метано-воздушной смеси в более жестких, чем в шахте, условиях.

Все опасные ситуации принято делить на две группы:

- ◆ способствуют выгоранию и отказам зарядов;
- ◆ способствуют выбросу раскаленных газов в атмосферу и тем самым увеличивают вероятность воспламенения метана или угольной пыли.

#### **1. Факторы, способствующие выгоранию или отказам зарядов:**

- ◆ образование разрывов между патронами ВВ в шпурах при зарядании или их раздвижении газами взрыва соседнего

шпура при неправильно выбранном интервале замедления. Проверка ВВ для этих условий производится на передачу детонации;

- ◆ чрезмерное уплотнение зарядов за счет прорыва газов взрыва из соседнего шпура или канального эффекта. Проверка ВВ для этих условий производится при разной степени уплотнения;

- ◆ наличие зазоров между патронами и стенками шпура, способствующее проявлению канального эффекта. Проверка ВВ для этих условий производится на канальный эффект;

- ◆ воздействие воды на патроны ВВ, особенно при ее повышенном давлении. Проверка патронов ВВ для этих условий производится на водостойчивость при повышенном давлении.

## **2. Факторы, способствующие прорыву раскаленных газов взрыва во взрывоопасную атмосферу:**

- ◆ обнажение заряда с торца из-за отсутствия забойки или ее выбрасывания либо срезания при групповом взрывании. Проверка ВВ для этих условий производится взрывом заряда в мортире;

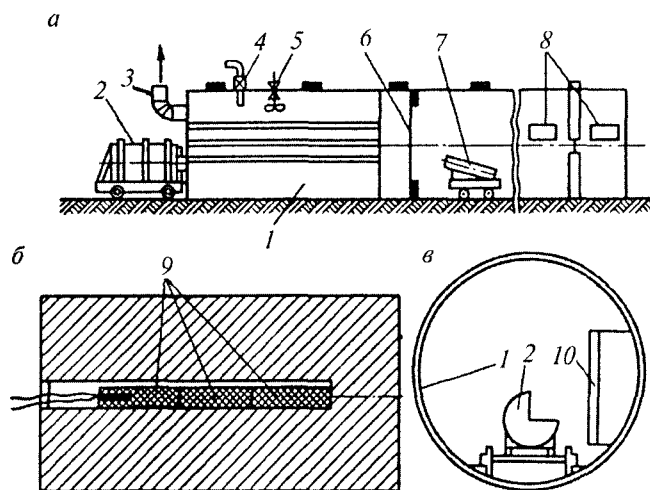
- ◆ обнажение заряда с боковой поверхности за счет неправильного расположения шпуров. Проверка ВВ для этих условий производится взрывом заряда в угловой мортире с отражательным экраном. Из-за невозможности определить теоретически степень безопасности ВВ для шахт, опасных по газу и пыли, разработаны специальные методики испытаний предохранительных промышленных ВВ.

Испытания проводят по методике МакНИИ в стальной трубе (опытной штольне) диаметром 1200—1500 мм (рис. 6.1, а), открытой с одного торца. В днище закрытого торца трубы имеется отверстие, к которому соосно подкатывается стальная мортира с отверстием, имитирующим шпур диаметром 55 мм и длиной 900 мм. Со стороны мортиры в трубе бумажной диафрагмой отделяют камеру объемом 10—11 м<sup>3</sup>, в которой создают испытываемую смесь газов или пыли.

Равномерность концентрации газов создают воздушной мешалкой пропеллерного типа. Пылевое облако образуют в результате выброса в камеру 6 кг угольной пыли из специальной mortarы зарядом 50 г. Пылевое облако создается за 5—10 с до взрыва основного заряда.

При испытаниях на воспламенение метано-воздушных смесей в канал mortarы помещают заряд 600 г так, чтобы расстояние ВВ от устья шпура было не менее 5 см. Устье шпура забивают глиняной забойкой толщиной 1 см. Испытание применяемых ВВ повторяется три раза; для новых ВВ опыт повторяют 10 раз.

При испытаниях на воспламенение пыли в mortarу (см. рис. 6.1, б) помещают заряд 700 г и проводят два опыта. Один взрыв делается без забойки, другой — с забойкой из угольной пыли массой 100 г. Для новых ВВ проводят 10 опытов с пятикратным повторением каждого варианта.



**Рис. 6.1. Схема испытания предохранительных ВВ:**

*а* — опытный штрек МакНИИ; *б* — mortarа с зарядом ВВ; *в* — угольная mortarа; 1 — штрек-труба; 2 — mortarа с испытуемым ВВ; 3 — вентиляционная труба; 4 — труба подачи метана; 5 — лопастная мешалка; 6 — диафрагма-перегородка; 7 — mortarа для угольной пыли; 8 — смотровые окна; 9 — патроны ВВ; 10 — экран-преграда



Для дополнительной оценки предохранительных ВВ заряд взрывают в желобе угольной мортиры, а вблизи места взрыва располагают экран, имитирующий стенки выработки, который увеличивает вероятность воспламенения смеси за счет действия ударных прямых и отраженных воздушных волн. При испытаниях меняют расстояние мортиры (желоба) от преграды и угол между вертикальной плоскостью экрана и стенкой желоба (см. рис. 6.1, в). Иногда производят одновременный взрыв зарядов в двух мортирах с каналами или желобами, расположенными под различными углами друг к другу.

Все эти методы воспроизводят возможные опасные ситуации и дают только качественную оценку ВВ, так как по их результатам можно сказать, что данное ВВ удовлетворяет некоторым установленным требованиям, но нельзя количественно оценить степень безопасности и сравнить между собой разные ВВ.

Тем не менее для ВВ разных классов предохранительности МакНИИ разработан регламент их испытаний в опытном штреке.

## 6.12. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВВ

Предохранительные ВВ III класса делятся на 3 группы:

- ◆ мощные предохранительные ВВ (аммонит АП-5ЖВ содержит небольшой процент пламегасителя, повышенный процент сенсibilизатора) имеют относительно невысокие предохранительные свойства;

- ◆ ВВ для серых и колчеданных шахт (аммонит 1ЖВ), опасных по загоранию и взрывам серной пыли;

- ◆ ВВ для нефтяных и озокеритовых шахт (аммонит 3ЖВ), опасных по парам бензина и тяжелым углеводородам.

АММОНИТ АП-5ЖВ — порошкообразное ВВ светло-желтого цвета с видимыми крупными частицами соли, обладает достаточно высокими взрывчатыми характеристиками (табл. 6.9), содержит 70 % селитры, 18 % тротила и 12 % пламегасителя.

**СЕРНЫЙ И НЕФТЯНОЙ АММОНИТ** — жирные на ощупь порошки желтоватого цвета, сенсibilизированные нитроэффирами. Серный аммонит имеет низкую водоустойчивость, малую мощность, но обладает хорошей детонационной способностью. Нефтяной аммонит водоустойчив (см. табл. 6.9).

В связи с наличием в них нитроэфиров эти ВВ токсичны, требуют повышенной осторожности в обращении и чувствительны к низким отрицательным температурам. В настоящее время эти ВВ не рекомендованы Ростехнадзором к применению.

Таблица 6.9

**Характеристика предохранительных ВВ III класса**

Компоненты и показатели	Аммониты		
	АП-5ЖВ	Серный 1ЖВ	Нефтяной 3ЖВ
<b>Состав, %:</b>			
нитроэфиры	—	5	9
аммиачная селитра	70	52	52
тротил	18	11	7
хлористый натрий (калий)	12	—	30
хлористый аммоний	—	30	—
древесная мука	—	1,5	—
стеарат кальция	—	—	1,5
коллоидный хлопок	—	—	0,15
сода (сверх 100 %)	—	0,2	0,2
<b>Взрывчатые характеристики:</b>			
теплота взрыва, кДж/кг	3860	2020	3110
скорость детонации, км/с	3,6—4,6	2,5—3,0	2,8—3,2
передача детонации между сухими патронами, см	8—10	8—10	6—12
работоспособность, см <sup>3</sup>	320—330	200—220	230—240

**Предохранительные ВВ IV класса** выпускают двух типов — аммонит ПЖВ-20 и Т-19 с увеличенным на 3 % содержанием тротила и лучшей технологической обработкой, за счет чего несколько увеличились его взрывчатые характеристики (табл. 6.10). Это мелкодисперсные порошки светло-желтоватого цвета с видимыми частицами пламегасителей. Способны детонировать при уплотнении до 1,7 г/см<sup>3</sup>.

**Предохранительные ВВ V класса** применяют для взрыва угля и для взрывного образования водораспылительных завес в шахтах III категории и сверхкатегорных. К этому классу относятся углениты 13П и 13П1, Э-6.

Это селективно-детонирующие ВВ. В открытых зарядах детонируют в основном нитроэфиры, разбрасывая другие компоненты. Выделяемая энергия при этом недостаточна для воспламенения метано-воздушной смеси и угольной пыли. При замкнутом пространстве в реакции участвуют все компоненты и выделяемая энергия максимальна.

УГЛЕНИТ Э-6 относится к ионообменным ВВ, содержащим в своем составе хлористый аммоний и натриевую селитру. При взрыве происходит обменная реакция:

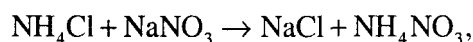


Таблица 6.10

**Характеристики предохранительных ВВ IV класса**

Компоненты и показатели	ПЖВ-20	Т-19
Состав, %:		
аммиачная селитра (с добавками фуксина)	64	61
тротил	16	19
хлористый натрий	20	20
Взрывчатые характеристики:		
теплота взрыва, кДж/кг	3400	3380
скорость детонации, км/с	3,5—4,0	3,6—4,3
передача детонации между сухими патронами, см	7—10	8—12
Работоспособность, см <sup>3</sup>	265—280	270—280

при которой выделяется пламегаситель в ультратонком состоянии. В качестве дополнительного пламегасителя введен КС1. Сенсibilизатор — 14 % нитроэфиров с добавками коллоидного хлопка, повышающего вместе со стеаратом кальция водостойчивость этого ВВ. Древесная мука предотвращает экссуляцию нитроэфиров при хранении угленита. Угленит Э-6 рекомендуется для взрывания углей любой крепости, мягких и средних пород при наличии двух открытых поверхностей в забое. Угленит Э-6 не допущен для взрывания при вскрытии пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа. Как ВВ, содержащее нитроэфиры, токсичен, требует повышенной осторожности в обращении, чувствителен к низким отрицательным температурам.

УГЛЕНИТЫ 13П и 13П1 — предохранительные ВВ с большим (75 %) содержанием пламегасителя, маломощные, обладают достаточной детонационной способностью благодаря содержанию в составе 10 % нитроэфиров.

Предназначены для шахт всех категорий для перебивания деревянных стоек, взрывной посадки кровли, разбучивания углеспусков.

Токсичен, обладает повышенной чувствительностью к механическим воздействиям, чувствителен к отрицательным низким температурам. Характеристики ВВ V класса приведены в табл. 6.11.

Таблица 6.11

**Характеристики предохранительных ВВ V класса**

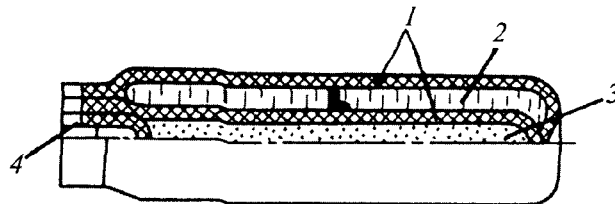
Компоненты и показатели	Углениты	
	Э-6	13П, 13П1
Состав, %:		
нитроэфиры	14	10
аммиачная селитра	—	14
натриевая селитра	46	—
хлористый аммоний	30	—
хлористый натрий (калий)	7	75

Окончание табл. 6.11

Компоненты и показатели	Углениты	
	Э-6	13П, 13П1
древесная мука	2,5	1,0
стеарат кальция	1,0	—
коллоидный хлопок	0,2	0,15
сода (сверх 100 %)	0,2	0,2
Взрывчатые характеристики:		
теплота взрыва, кДж/кг	2680	1300
скорость детонации, км/с	2,0	1,8
объем газов взрыва, л/кг	560	216
передача детонации между сухими патронами, см	5	3
работоспособность, см <sup>3</sup>	130	50

Ранее выпускались патроны ПВП-IV, ПВП-1А, разработаны МакНИИ (Ф.М. Галаджий), имевшие одинаковую конструкцию. Заряд ВВ (ядро) помещалось в полиэтиленовую двухстенную оболочку, имеющую два центрирующих кольца и крышку (рис. 6.2). Толщина стенок 1 мм, диаметр 39 мм, длина 245 мм (ПВП-IV) и 345 мм (ПВП-1А). Пространство в оболочке шириной 4—5 мм заполняется 50—65 %-ным водным раствором аммиачной селитры с добавками пенообразователя.

Раствор увеличивает разрушительное действие взрыва и играет роль активного пламегасителя. В этих патронах невозможен переход детонации в горение, так как раствор сразу же заливаает отказавшее ВВ.



**Рис. 6.2. Конструкция патронов ПВП-IV:**  
1 — оболочки, 2 — раствор селитры, 3 — заряд ВВ, 4 — крышка

Для лучшей передачи детонации каждый патрон имеет кумулятивную выемку, а в центре по оси оболочки имеется гнездо со стенками меньшей толщины для удобства ее прокалывания при установке ЭД.

В оболочку помещают патрон аммонита ПЖВ-20 массой 120 г (ПВП-IV) или 175 г (ПВП-1А). В связи с плохой передачей детонации эти патроны сняты с производства.

**Высокопредохранительные ВВ VI класса** предназначены для взрывания в особо опасных условиях. Требования по предохранительности VI класса удовлетворяют углениты П12ЦБ-2М.

Эти ВВ относятся к ионообменным селективно-детонирующим, содержат в качестве сенсibilизатора нитроэфир (нитроглицерин).

Ионит (VII класс) — еще более безопасное предохранительное ВВ, содержащее в своем составе компоненты такие же, как углениты.

Рекомендуемая область применения различных классов предохранительных ВВ приведена в табл. 6.12.

Таблица 6.12

**Рекомендуемая область применения предохранительных ВВ в шахтах, опасных по взрыву газа или пыли**

Класс ВВ	Наименование ВВ	Область и условия применения
III	Аммонит АП-5ЖВ	Шпуровые заряды в сухих и мокрых породных забоях, опасных по метану, но не опасных по пыли
IV	Аммониты Т-19 ПЖВ-20	Шпуровые заряды в сухих и мокрых угольных и смешанных забоях, опасных по взрыву метана и пыли (кроме забоев, отнесенных к особо опасным), а также скважинные заряды при вскрытии угольных пластов сотрясательным взрыванием
V	Угленит Э-6	Шпуровые заряды в сухих и мокрых забоях шахт, повышено опасных по пыли, а также при разработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля и метана

Класс ВВ	Наименование ВВ	Область и условия применения
VI	Углениды П-12 13П, 13П1	Шпуровые заряды в сухих и мокрых выработках угольных шахт и нишах лав, не отнесенных к особо опасным по метану, а также в выработках, проводимых по завалу и трещиноватому массиву, кроме восстающих выработок и верхних ниш лав
	Углениды П-2М 12ЦБ	Шпуровые заряды в верхних нишах лав и в восстающих выработках, особо опасных по метану
VII	Ионит	Для водораспыления, для взрывного перебивания деревянных стоек при посадке кровли, при ликвидации зависаний горной массы в углеспускных выработках, для дробления негабаритов

### 6.13. ПРИЧИНЫ ОТКАЗОВ И ВЫГОРАНИЯ ЗАРЯДОВ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВВ

Наиболее опасная ситуация создается в забое, когда детонация заряда затухает и переходит в горение. Причины отказов и выгорания зарядов изучались в МакНИИ, в Карагандинском отделении ВостНИИ и других организациях.

При неудовлетворительном качестве предохранительных ВВ (повышенной влажности, при слежавшихся патронах и т.д.) или вследствие технологических нарушений детонация заряда ВВ в шпуре может прекратиться и перейти в горение. В первом и особенно во втором случае качество взрыва может быть низким, возможны аварии, связанные с ликвидацией отказов, и вспышки находящихся в атмосфере выработки метана и угольной пыли.

Выгорание заряда происходит в течение нескольких секунд, за это время в выработке может возникнуть взрывоопасная атмосфера из-за выделившегося метана и образовавшейся угольной пыли (обычно время образования взрывоопасных концен-

траций метана и пыли 250—500 мс, а на некоторых пластах и меньше). Степень предохранительности горящего заряда уже не влияет на воспламенение метана. Поэтому необходимо исключить условия взрывания, при которых могут произойти затухание детонации зарядов и их выгорание.

Экспериментально установлено, что отказ заряда может произойти в результате «канального эффекта», прорыва газов взрыва в соседний шпур, повышенного гидростатического давления в обводненных шпурах и нарушения замкнутости зарядных камер.

**КАНАЛЬНЫЙ ЭФФЕКТ** проявляется при наличии зазора между патронами ВВ и стенкой шпура. Сущность «канального эффекта» заключается в том, что по кольцевому зазору между ВВ и стенкой шпура распространяется ударная волна со скоростью большей, чем скорость детонации ВВ. Это ударная волна уплотняет ВВ до плотности выше критической, в результате чего детонация ВВ затухает или переходит в горение.

Для исключения влияния канального эффекта на устойчивость детонации необходимо уменьшить радиальный зазор между патронами и шпуrom, а также применять ВВ с повышенной критической плотностью.

При взрыве в угольном массиве вокруг заряда возникает система радиальных трещин, которые могут соединять зону взрыва с полостью рядом расположенного шпура. Скорость распространения трещин в угле составляет 360—900 м/с. По этим трещинам распространяются продукты детонации и протекают со скоростью 300—400 м/с при давлении  $(25—40) \cdot 10^5$  Па в полость соседнего заряженного шпура. Проникающий газовый поток при таких параметрах может вызвать нарушение сплошности заряда с образованием промежутков между его отдельными частями, заполненных воздухом или угольной пылью; спрессовку заряда в радиальном или осевом направлении; выбрасывание патрона-боевика из шпура. Все перечисленные явления могут вызвать отказ детонации или ее переход в горение. Экспериментами установлено, что при расстоянии между шпурами 0,4—0,6 м, их глубине 1,6—1,8 м и заряде угленита Э-6 600 г газы проникают в соседний шпур за 0,7—1,5 мс, вызывая указанные нарушения заряда. Плот-



ность отдельных частей ВВ при этом достигает  $1,5—1,6 \text{ г/см}^3$ , т.е. выше критической. Поэтому параметры расположения и конструкция применяемых зарядов должны исключить прорыв газов в соседний шпур или нейтрализовать их воздействие на заряд, что регламентировано «Едиными правилами безопасности». Расстояние между шпурами в угле не должно быть меньше 0,6 м, а в породе с  $f \geq 7$  равно 0,3 м.

Повышение гидростатического давления в шпурах происходит вследствие того, что шпур после заряжания герметизируется песчано-глиняной забойкой. За время заряжания забоя (30—40 мин) давление в шпуре может, по экспериментальным данным, повышаться до  $3 \cdot 10^5 \text{ Па}$ . При таком давлении водоустойчивость оболочек патронов ВВ существенно снижается, что приводит к намоканию ВВ и отказам зарядов. В связи с этим требуется повышение водоустойчивости патронов ВВ и применение пористой забойки, исключающей повышение давления в шпурах.

Нарушение замкнутости зарядной камеры происходит в результате разрушений массива при взрывании соседних зарядов. При этом в связи с тем что интервал времени от момента взрыва до начала подвижки массива составляет при одной открытой поверхности 15—30 мс, а при двух 5—15 мс, заряд в соседнем шпуре будет обнажен раньше его инициирования, в результате чего может произойти затухание детонации (особенно для селективно детонирующих ВВ).

#### **6.14. СПОСОБЫ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ ОТКАЗОВ, ВЫГОРАНИЯ ЗАРЯДОВ ВВ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ВСПЫШКИ МЕТАНО-ПЫЛЕВОЗДУШНОЙ АТМОСФЕРЫ УГОЛЬНЫХ ШАХТ**

Ни одно из рассмотренных ВВ не обеспечивает полной гарантии невоспламенения взрывоопасной рудничной атмосферы. Поэтому для ведения взрывных работ разработан комплекс ме-

роприятий, предотвращающих или локализующих воспламенение метано-воздушной смеси.

**СПОСОБЫ СНИЖЕНИЯ ВЕРОЯТНОСТИ ОТКАЗОВ, ВЫГОРАНИЯ ЗАРЯДОВ И ВСПЫШЕК МЕТАНА И УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ.** Применение ВВ, устойчивых к переуплотнению при канальном эффекте, применение специальных конструкций зарядов, устойчивых к воздействию канального эффекта и газов взрыва из соседнего шпура. Это достигается применением монопатронов, отдельные части которых выполнены в виде пластмассовых трубок со стенками толщиной 2—3 мм и с замковыми соединениями на концах, заполненных ВВ. Такая конструкция позволяет быстро собирать заряды любой длины, а затем вводить их в шпур. Применение оболочек из капрона не влияет на кислородный баланс при взрыве.

В МакНИИ разработана конструкция заряда из гранулированных ВВ, разделенных резиновыми зажимами в полиэтиленовом шланге на порции по 200 г. В зависимости от требуемой величины заряда необходимое число порций соединяют в один шланговый монозаряд. Детонационная способность таких зарядов выше, чем при зарядании патронами.

Расположение зарядов должно осуществляться по параметрам, сводящим к минимуму возможность прорыва газов в соседний шпур и обнажение заряда последующей серии предыдущим взрывом.

Для увеличения гарантии качественного взрыва и полной детонации зарядов необходимо выполнять следующие правила: ЛНС для заряда в шпурах должна быть не менее 0,5 м; содержание метана у забоя и на расстоянии до 20 м должно быть не более 1 %; заряд, состоящий из нескольких патронов ВВ, следует вводить в шпур одновременно.

Суммарный интервал замедления при КЗВ в шахтах, опасных по газу и пыли, выбирают исходя из условия, чтобы в месте расположения зарядов за этот интервал не образовалось взрывоопасных концентраций метана и угольной пыли. Для угольных и смешанных забоев МакНИИ и ВостНИИ был установлен суммарный интервал замедления электродетонаторов при использовании ВВ IV класса 220 мс, а V—VII классов 320 мс.

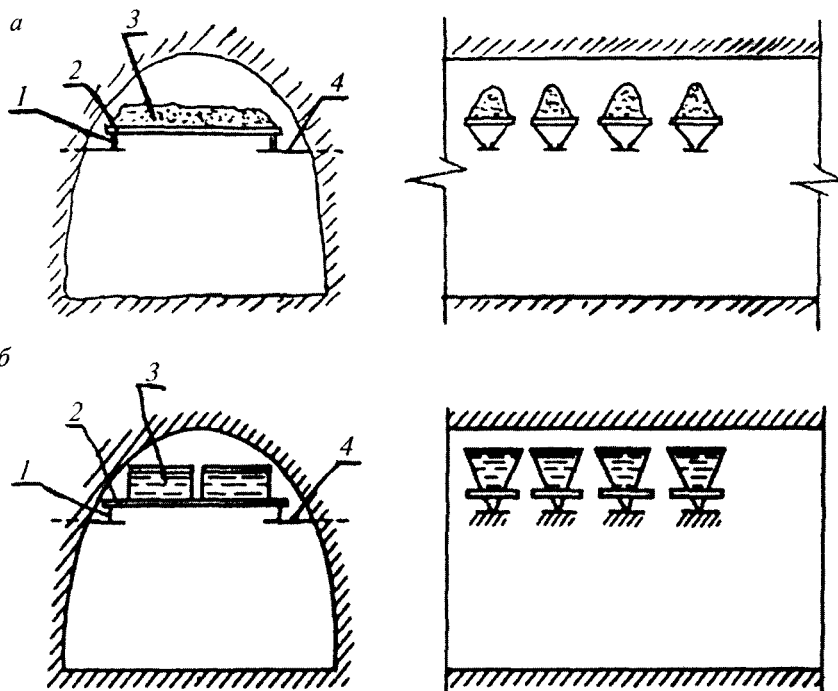
Способы инертизации взрывоопасной атмосферы: применение водяных завес, воздушно-механической пены и распыленных ингибиторов.

**ПРИМЕНЕНИЕ ВОДЯНЫХ ЗАСЛОНОВ И ЗАВЕС.** Заслоны создаются путем размещения на некотором расстоянии от забоя стеллажей с ваннами, заполненными водой (рис. 6.3, *а*), или досками с инертной пылью (рис. 6.3, *б*), которые легко опрокидываются воздушной ударной волной, распространяющейся впереди пламени. При этом происходит прерывание распространения пламени.

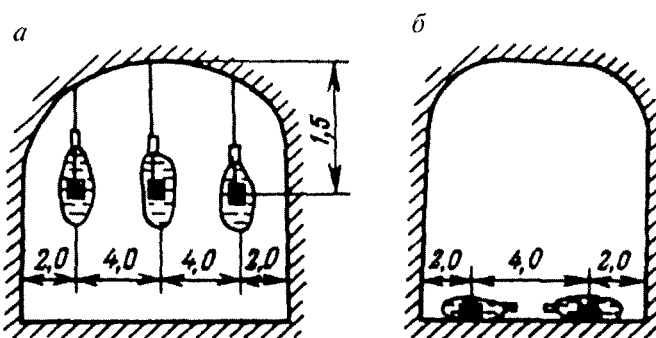
Сущность применения водяных завес состоит в предварительном (за 25 мс до взрыва врубных шпуров) взрывании зарядами ВВ повышенной предохранительности полиэтиленовых мешков с водой вместимостью 20—50 л, подвешенных у забоя (рис. 6.4, *а*) или укладываемых на почву выработки (рис. 6.4, *б*). При этом атмосфера в забое на участке 3—6 м при однорядном и двухрядном расположении сосудов насыщается тонкодиспергированной водой, в результате чего взрывоопасность существенно снижается.

Иногда для создания водяных завес применяют специальные форсунки, из которых диспергированная вода выбрасывается на некотором расстоянии от взрываемого забоя (рис. 6.5). Количество воды принимают из расчета 5 л на 1 м<sup>2</sup> сечения забоя. Обычно заряды в сосудах взрывают мгновенно, а врубные шпуровы инициируют детонаторами ЭДКЗ с замедлением 25 мс (15 мс). Все заряды монтируют в одну сеть.

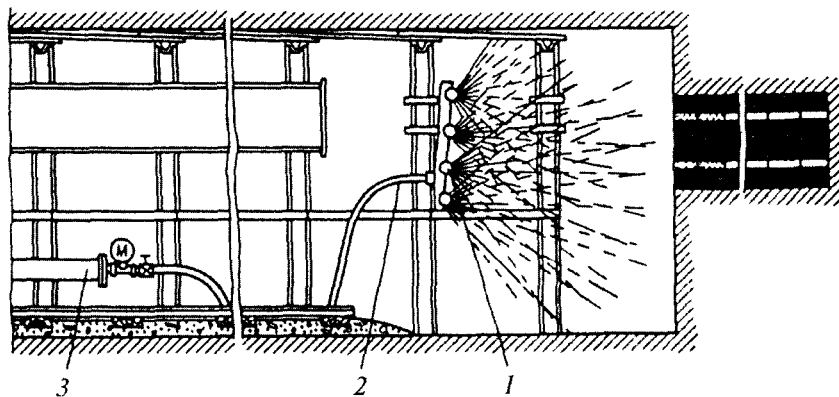
**ПРИМЕНЕНИЕ ВОЗДУШНО-МЕХАНИЧЕСКОЙ ПЕНЫ.** От пеногенератора пена воздушным вентиляционным потоком по трубам транспортируется в забой и заполняет все сечение выработки на протяжении 10—15 м. Все газы оттесняются от забоя, чем обеспечивается безопасность взрыва. Технологически этот метод неудобен, т.к. взрывникам приходится работать в дискомфортной среде.



**Рис. 6.3. Схема пылевого (а) и водяного (б) заслонов в выработке:**  
 1 — опрокидывающиеся подставки; 2 — доски для расположения инертизирующего материала; 3 — инертная пыль или сосуды с водой; 4 — консольное крепление



**Рис. 6.4. Схема взрывного образования водораспылительных завес:**  
 а — с помощью висящих мешков с водой; б — с помощью наполненных водой мешков, лежащих на почве выработки



**Рис. 6.5.** Схема создания водораспылительной завесы длительного действия:  
 1 — коллектор с распылителями РЗ-7; 2 — водопровод; 3 — став подвода воды к забою

**ПРИМЕНЕНИЕ РАСПЫЛЕННЫХ ИНГИБИТОРОВ** основано на том, что при определенном содержании этих веществ в воздухе вспышки взрывоопасной смеси не происходит. В качестве ингибиторов применяют  $KI$ ,  $NaI$ ,  $NaBr$ , которые нейтральны по действию на человеческий организм, химически стойки и относительно дешевы. Распыление ингибиторов достигается взрывом зарядов определенной конструкции.

**ПРИМЕНЕНИЕ ИНЕРТНЫХ ГАЗОВ В ПРИЗАБОЙНОЙ ЗОНЕ** основано на том, что пробка (перегородка) из инертных газов толщиной 1,2—1,5 м в выработке гарантирует локализацию вспышки метана или угольной пыли, а также не дает возможности развиваться вспышке, если очаг расположен вплотную к забою. В призабойной части забоя тем или иным способом после окончания заряжания и монтажа сети создают инертную газовую пробку и под ее защитой производят взрыв.

## 6.15. СПОСОБЫ И СРЕДСТВА БЕСПЛАМЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ

Беспламенное взрывание применяется в наиболее опасных условиях угольных шахт, где не разрешается ведение взрывов даже предохранительными ВВ.

Все способы беспламенного взрывания основаны на быстром образовании (накоплении) в стальных патронах, размещенных в шпурах, газов под высоким ( $10^8$  Па и более) давлением и мгновенном их выбросе в шпур.

Существуют следующие способы беспламенного взрывания:

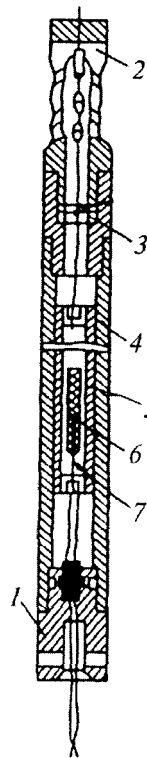
- ◆ кардокс, при котором образование газов происходит в результате быстрого испарения жидкой углекислоты при ее интенсивном нагревании;

- ◆ гидрокс, при котором образование газов происходит в результате химических реакций порошкообразных составов под действием нагревания;

- ◆ аэродокс, при котором в патрон, размещенный в шпуре, подается сжатый воздух под давлением (3—7)  $10^7$  Па.

Гидрокс основан на превращении порошкообразного заряда БВ-48 (рис. 6.6), помещенного в стальной патрон, в инертные газы (пары воды, углекислый газ) под давлением (1,1—1,9)  $10^7$  Па. Газы срезают металлический диск в разрядной головке патрона и, «врываясь» в шпур, разрушают уголь. Состав основного заряда: аммиачная селитра, азотнокислый магний, древесная мука; инициирующего заряда: аммиачная селитра, персульфат аммония, хлористая медь и древесная мука.

Интервал между подачей электрического тока на электротермический элемент и прорывом срезного диска составляет 2—10 с.



**Рис. 6.6. Схема патрона беспламенного взрывания гидрокс зарядом БВ-48:**

1 — зарядная головка; 2 — разрядная головка; 3 — сменная срезная диафрагма; 4 — труба; 5 — оболочка заряда; 6 — электротермический элемент; 7 — основной газообразующий состав

Патрон гидрокс состоит из стальной трубы, зарядной и разрядной головок, переходной муфты и срезного диска. Детали патрона изготавливаются из легированной стали, срезной диск толщиной 2 мм из Ст.3. Длина патрона 1320 мм, диаметр 54 мм, масса 11,5 кг.

Аэрдокс основан на срезании диска, полоски или мгновенного перемещения золотника сжатым воздухом при определенном давлении. В соответствии с этим различают дисковые, золотниковые и поршневые патроны АП-2 и АП-3. Диаметр патронов 42, 54 и 63 мм, длина 1100—2300 мм. Для использования этого способа применяются компрессоры высокого давления КВД-3/800, воздухораспределительная магистраль и бронированные шланги, рассчитанные на давление  $1400 \cdot 10^5$  Па.

## **6.16. ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ В ГОРНОМ ДЕЛЕ КОНВЕРСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ**

Конверсионными принято называть ВВ и СИ, которые использовали в военном деле, а затем из-за истечения сроков хранения или решений об уменьшении требуемых запасов применяют в горном деле для взрывания. Впервые широкомасштабное и эффективное применение списанных бездымных артиллерийских порохов для взрывания скважинных зарядов было реализовано после Великой Отечественной войны Н.М. Сытым. В дальнейшем рядом организаций, ведущих сооружение взрывами на выброс каналов для мелиоративных работ, относительно регулярно используются списанные боеприпасы (мины, торпеды и т.д.).

В настоящее время в связи с реализацией государственной программы «Конверсия» необходимо оценить эффект применения боевых ВМ для промышленных взрывов. Боевые ВМ имеют следующие отличительные признаки от промышленных:

◆ Все ВВ (заряды в снарядах, авиабомбах, торпедах, ракетах, кроме атомных), а также артиллерийские и ракетные пороха имеют большой отрицательный кислородный баланс, повышенную чувствительность (ВВ с добавками гексогена, ТЭНа, сплавов алюминия и магния), сильную электризуемость (пороха), т.е. они гораздо опаснее при их применении в промышленных взрывах.

Пороха и некоторые ВВ выделяют, кроме традиционных газов СО и NO<sub>2</sub>, ядовитые хлористые газы, что позволяет использовать эти ВВ только на земной поверхности. При этом они экологически будут вреднее промышленных ВВ гражданского назначения.

◆ Все боевые ВВ и пороха приобретались военными организациями по стоимости в 5—10 раз более высокой, чем стоимость обычных промышленных ВВ. Боевые ВВ были оплачены из бюджетных ассигнований, а потому должны передаваться в народное хозяйство бесплатно. Однако, как показывает анализ, все боевые ВВ и пороха, которые можно использовать в промышленности, требуют дополнительной технологической доработки: выплавление из снарядов и бомб, снижение чувствительности и отрицательного кислородного баланса, т.е. приведение их к состоянию, когда по своим свойствам они будут соответствовать промышленным ВВ, а их конечная стоимость также не будет выше последних. При этом переработка ВВ должна осуществляться вблизи мест их хранения, так как перевозка переработанных ВВ опасна и может иметь непредсказуемые последствия.

◆ Запасы ВВ, подлежащие конверсии в арсеналах, достаточно ограничены в сравнении с объемами ВВ, потребляемыми горными предприятиями. Поэтому конверсионные ВВ будут израсходованы достаточно быстро, а следовательно, это мероприятие должно рассматриваться только как временное, которое не позволяет снять постоянно действующий карьер со снабжения промышленными ВВ. Очевидно, конверсионные ВВ более подходят по организационным факторам к использованию на временных объектах (сооружение дорог, каналов, плотин, взрывов на выброс или сброс и т.д.).



Поэтому подготовка и использование конверсионных ВВ для промышленных взрывов представляют достаточно сложную техническую и организационную задачу и в каждом конкретном случае подлежат всесторонней оценке. Бесперспективно рассчитывать на непосредственное переключение военных заводов на производство промышленных ВВ из-за их, как сказано, более высокой стоимости, что в рыночной экономике неприемлемо для горняков, а также повышенной токсичности и чувствительности ВВ военного назначения.

В качестве средств инициирования можно использовать тротилловые и тротил-гексогеновые шашки для промежуточных детонаторов, а также более высококачественные, чем промышленные, боевые ЭД с платиноиридиевыми мостиками накаливания, а также капсули-детонаторы и огнепроводные шнуры.

Эпизодически можно применять боевые удлиненные заряды, служащие для создания проходов в минных полях, при контурном взрывании. В настоящее время накоплен опыт переработки и использования в качестве водоустойчивых ВВ под названием гранипоров артиллерийских порохов, выплавки из зарядов тротила, последующего его гранулирования и использования взамен гранулола под названием конвертол. Успешные результаты получены при использовании баллиститных порохов для изготовления удлиненных кумулятивных зарядов для дробления негабаритов, резки металлоконструкций при их утилизации или разрушения объемных бетонных и железобетонных сооружений. Указанные заряды значительно (в 2—3 раза) дешевле известных удлиненных кумулятивных зарядов ШКЗ, а экструзионная технология их изготовления позволяет легко выпустать типажный ряд этих зарядов для решения всего комплекса задач разрушения и резки, в том числе корпусов кораблей, подводных лодок и других объектов.

Разработана технология переработки пороховых зарядов твердотопливных ракет в гранулы (частицы) разных размеров, пригодных для заряжания обводненных скважин.

## 6.17. АССОРТИМЕНТ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВВ В ЗАРУБЕЖНЫХ СТРАНАХ

В зарубежных странах (США, Япония, Франция, Англия, Швеция, Китай и др.) с целью совершенствования ВВ создаются более безопасные к внешним воздействиям ВВ с возможностью их механизированного заряжания, создания широкого диапазона применяемых ВВ с диаметром-патроном  $d = 25—200$  мм и механизированного заряжания скважин непатронированными ВВ. Используются зарядные машины для изготовления ВВ из невзрывчатых компонентов с изменением их процентного соотношения в составе ВВ.

Наблюдается снижение объемов применения ВВ с содержанием жидких нитроэфиров, хотя фирмы Швеции, Японии до настоящего времени выпускают такие ВВ в патронированном виде с содержанием нитроэфиров до 30 %, диаметром 25 мм и больше.

При этом приготовление ВВ, их патронирование полностью автоматизированы, а инструкции по применению исключают контакт рабочего с ВВ (одноразовое использование хлопчатобумажных и хирургических резиновых перчаток, применение дыхательных фильтров и т.д.).

Для взрывания накладных зарядов в США разработаны водосодержащие ВВ, размещаемые в двухстенных оболочках, пространство между которыми заполнено поваренной солью с добавками воды.

### **Промышленные ВВ из невзрывчатых компонентов**

Анализ технической литературы и знакомство автора со взрывными работами на карьерах, рудниках и угольных шахтах зарубежных стран показали, что взрываемые массивы в большинстве стран менее обводнены, а массивы в основном меньшей крепости и взрываемости, чем в нашей стране. Поэтому с 50-х годов наблюдается закономерное увеличение объемов применения двухкомпонентных бестротилового ВВ из пористой ам-

миачной селитры и дизельного топлива или индустриального масла (составы AN-FO). Такие заряды благодаря тому, что пористая селитра впитывает не менее 6 % жидкого горючего, сохраняют стабильность взрывчатых свойств в сухой скважине в течение месяца и более, а на складе ВМ, по данным Аньшанского металлургического комбината (КНР), в течение трех месяцев. Основанием для создания таких ВВ послужили расследования причин двух взрывов в США около 6 тыс. т аммиачной селитры в трюмах пароходов в 1947 г. Селитра перевозилась в бумажных мешках, а для уменьшения слеживаемости ее гранулы покрывались 1 % смеси парафина и петролатума с добавками древесной смолы, т.е., по данным современных исследований, создавалось наиболее чувствительное ВВ, т.к. указанные добавки являлись горючими в смеси с селитрой-окислителем.

В 1955 г. в США был получен патент на ВВ в виде смеси гранулированной селитры с 7 % измельченного каменного угля (сажи), а в 1956 г. началось промышленное применение этих ВВ на карьерах, однако частое затухание детонации и дискомфортные условия труда взрывперсонала из-за пачканья ВВ привели к замене твердой добавки на жидкую (масло, дизельное топливо). Для улучшения удерживающей способности гранул селитры в состав ВВ стали добавлять тонкодисперсное твердое горючее, что позволило осуществлять заводское изготовление таких ВВ за счет достигнутой длительной стабильности свойств заряда.

Для увеличения энергии взрыва в состав AN-FO начали вводить тонкодисперсный алюминий, тротил, динитротолуол. Эта группа ВВ получила название нитрокарбонитратов, с отнесением их в США к малоопасным взрывным смесям. Однако наиболее распространенным является состав AN-FO с 94 % селитры и 6 % дизельного топлива, с энергией взрыва 3800 кДж/кг, скоростью детонации 4,3 км/с. При наличии забойки критический диаметр  $d_{кр} \geq 25$  мм, при взрывании без забойки  $d_{кр}$  насыпная плотность 0,85—0,9 г/см<sup>3</sup>.

Применение AN-FO в подземных условиях более сложно, т.к. необходим строгий контроль за тщательностью смешивания компонентов, летучести и пожароопасности дизельного топли-

ва. Поэтому такие ВВ готовят на поверхности и спускают в рудник непосредственно для выполнения взрывов.

Объем применения AN-FO на открытых горных работах в США составляет более 80 % потребляемых ВВ, в других странах он достигает 40—60 %. Этими ВВ заряжают только сухие скважины. В обводненные скважины AN-FO заряжают в патронированном виде или в полиэтиленовые рукава. Технологические сложности применения таких методов заряжания привели в США к созданию водоустойчивого покрытия гранул селитры, применяемых в составе ВВ для заряжания обводненных скважин.

В США проведены исследования взаимодействия этих ВВ с сульфидными рудами. При этом было установлено, что с повышением температуры и добавлением воды или серной кислоты реакционная способность взаимодействия увеличивается, чем при более низких температурах (60 °С и ниже вместо 90 °С). Активизации реакции способствует наличие в составе ВВ дизельного топлива.

Эти опыты показывают недопустимость применения горячих растворов селитр, используемых для приготовления ВВ типа ГЛТ, ифзанитов-80 для заряжания скважин в сульфидных рудах.

### **Водосодержащие ВВ**

Начали разрабатывать в зарубежных странах с середины 50-х годов. В настоящее время их можно разделить на несколько видов.

Суспензионные сларри — смесь гранул селитры с ее раствором и твердыми сенсibiliзирующими добавками (тротил, бездымный порох и т.д.). В сларри твердые частицы контактируют друг с другом, а жидкая фаза ВВ заполняет только межгранульное пространство.

Некоторые сларри не содержат в своем составе ВВ, а взамен их вводят добавки горючих (алюминий, жидкие горючие и т.д.).

Водный гель — состав, состоящий из жидкого раствора окислителя, в котором взвешены частицы твердых компонентов. Для предотвращения осаждения твердых и потерь водного геля за счет утечек по трещинам его загущают введением гуаргана и других загустителей. Для повышения водоустойчивости добавляют структурообразователи (соли хрома, алюминия, бихромат натрия, калия и др.). В состав ВВ также вводят в качестве горючих битум, алюминий, жидкие нефтепродукты.

ВВ применяют в зарядах диаметром 25—85 мм в патронированном виде и большого диаметра — в непатронированном. Патронированные ВВ детонируют от КД и ЭД или ДШ с навеской ВВ 12 г/м, непатронированные — от ПД массой 50—400 г или ДШ с навеской ВВ 40 г/м. Температура раствора окислителя 90—95 °С. Не разрешается по технологии приготовления ВВ снижать температуру ниже 70—75 °С.

Высокие требования предъявляют к химсоставу, исключается присутствие посторонних примесей в компонентах ВВ.

Заряжание выполняется под столб воды в любые по обводненности скважины.

Патронированные ВВ выпускают в основном в полиэтиленовых ампулах с проволочными скобками на торцах или в водоустойчивых бумажных оболочках (динамексы Швеции).

В 1958 г. компанией Дюпон (США) предложена группа водных гелей «Товекс» для скважин большого диаметра, а с конца 60-х годов для диаметров зарядов 32 мм за счет введения нового сенсibilизатора (нитрат монометиламина) для патронов диаметром 25 мм и больше.

Теплота взрыва составов находится в пределах 2900—6100 кДж/кг, плотность 1,1—1,35 г/см<sup>3</sup>; могут уплотняться забойником в шпурах до плотности 1,6—1,8 г/см<sup>3</sup>, обладают высокой водоустойчивостью, скорость детонации 4,3—6,7 км/с. Большинство сортов «Товекс» чувствительны к штатным детонаторам, выделяют меньше ядовитых газов (оксидов углерода и азота), чем низкопроцентные динамиты и AN-FO.

ЭМУЛЬСИОННЫЕ ВВ выпускают в США с 1964 г. Это ВВ типа обратных эмульсий (мельчайшие капли ~ 0,001 мм раствора

селитр, окруженные тонкой пленкой масла, которая получается из горячего раствора (8—16 % воды) селитр (аммиачной и натриевой) с добавкой жидкого горючего в виде промышленных или соляровых масел и эмульгатора, позволяющего получить в смесителе-диспергаторе эмульсию в виде сметанообразной невзрывчатой массы. Применяемые эмульгаторы: эфиры сорбита и жирных кислот (стеариновой, олеиновой), эфиры глицерина, неорганические соли высших алкиламинов.

Активация эмульсии (превращение ее во взрывчатую смесь) достигается введением в нее (до 4,0 %) полых стеклянных микросфер, пористых частиц (типа перлита) или химическим путем введения в состав нитрида натрия, который образует в результате химической реакции газовые пузырьки, равномерно распределенные по заряду ВВ. Температура приготовления эмульсии 80 °С, при зарядании из зарядных машин температура должна быть не менее 70 °С, чтобы горючая составляющая не затвердела. Разными фирмами США, Швеции, Испании, КНР, Югославии производятся разнообразные эмульсионные ВВ, получившие обобщенное название эмулиты с диаметром от 25 мкм и более, плотностью 1,15—1,3 г/см<sup>3</sup>, скоростью детонации 4,0—5,5 км/с, теплотой взрыва 3000—4000 кДж/кг, обладающие высокой водостойкостью. Патронированные ВВ детонируют от КД или ЭД. Только в США за 1983—1989 гг. получено более 40 патентов на эмульсионные ВВ.

Несмотря на сложность приготовления, эти ВВ, по оценкам зарубежных специалистов, считаются наиболее перспективными, особенно для зарядания обводненных скважин и шпуров.

Последнее достижение (1978 г. — первый патент США) в создании эмульсионных ВВ — добавка в эмульсию 25—75 % AN-FO.

За счет заполнения эмульсией воздушного межгранульного пространства в AN-FO увеличивается плотность ВВ до 1,33 г/см<sup>3</sup>, объемная концентрация энергий до 4600 кДж/кг. Зарядные машины позволяют смешивать эмульсию и AN-FO в любых процентах, сохраняя при этом показатели по водостойкости и теплоте взрыва не ниже эмулитов. Эти ВВ получили

название эмульсанов (Швеция) или концентрированные сларри (США).

В США принято характеризовать водостойчивость ВВ понятиями «отличная», «очень хорошая», «хорошая». При отличной водостойчивости заряд в течение месяца может находиться в проточной воде без потери детонационной способности, при очень хорошей — в течение семи дней, при хорошей — при нахождении в течение семи дней в непроточной воде.

Работы над эмульсионными ВВ далеко не завершены и активно развиваются во всех зарубежных странах.

### **Патронированные ВВ**

Из приведенного анализа видно, что зарубежные страны все шире на подземных и открытых горных работах применяют ВВ одинакового химического состава, а изменение критического диаметра заряда достигается добавками в него различного количества сенсibilизатора или микросфер.

Некоторые страны, как указано выше, выпускают патронированные нитроэфировые ВВ с содержанием их 23—25 %. Так, японская фирма Асахи выпускает и широко рекламирует низкопроцентные динамиты, технология приготовления и применения которых, по данным фирмы, по степени безопасности не отличается от производства и применения не содержащих нитроэфиров патронированных ВВ.

В Швеции фирма Нитро Нобель выпускает патронированные динамексы с диаметром патронов 18—25 мм. При этом производство ВВ полностью автоматизировано, начиная от приготовления состава и завершая его патронированием и укладкой в ящики, а в качестве основного компонента используется токсичный динитроглицерин без добавок тринитроглицерина. Безопасность и защита персонала достигается тем, что рабочие в цеха входят только при ремонтах и наладках узлов оборудования, при этом работы выполняются с использованием респираторов, хлопчатобумажных и резиновых перчаток одноразового применения. За счет строгого выполнения инструкций токсичное воздействие динамекса на рабочий персонал исключено. Довольно

часто нижнюю часть шнура или скважины заряжают более мощным ВВ типа «Товекс-С», а верхнюю заряжают механизированным способом ВВ типа АС-ДТ.

Для подземных работ в США в последние годы увеличивается объем применения водосодержащих обычных и эмульсионных ВВ взамен нитроэфировых. Характерно большое количество марок ВВ (более 30) с мало различающимися взрывчатыми характеристиками: масса патронов до 200 г, допустимый (устойчивый) диаметр патронов 25—32 мм, скорость детонации 3—5 км/с.

### **Предохранительные ВВ**

В зарубежных странах большинство предохранительных ВВ содержат в своем составе в качестве сенсibilизатора смесь нитроглицерина в количестве 7—13 %, аммиачную селитру, пламегаситель. Выпускают значительное количество составов с ионообменными солями. Выпускаются также порошкообразные тротилсодержащие ВВ, аналогичные нашим ПЖВ-20 и Т-19. Предохранительные ВВ делят на несколько групп или классов. Так, в Англии выпускают пять групп, в Бельгии — 4 класса, в Германии — 3 класса. Работоспособность этих ВВ небольшая (90—300 см<sup>3</sup>), скорость детонации 1,5—4,0 км/с, теплота взрыва 1300—3200 кДж/кг.

Предохранительные ВВ США имеют следующие особенности:

- ◆ отрицательный кислородный баланс (от -4 до -5 %);
- ◆ высокая работоспособность составов (80—114 % работоспособности тротила);
- ◆ низкая степень предохранительности (возникает до 50 % вспышек метано-воздушной смеси при испытаниях в опытном штреке);
- ◆ небольшой допустимый диаметр патронов, составляющий 25—30 мм, а скорость детонации изменяется в пределах 1,8—3,0 км/с, в отдельных сортах достигает 4,0—5,0 км/с.



Все предохранительные ВВ в США проходят в государственной лаборатории специальную проверку на безопасность, после чего на их упаковке ставят штамп «Предохранительное ВВ», что является официальным допуском данного ВВ для использования в угольных шахтах. Такие строгие меры безопасности с учетом малой газообильности угольных пластов позволяют достичь низкой аварийности при взрывных работах, несмотря на то, что на угольных шахтах ежегодно расходуется 25—28 тыс. т предохранительных ВВ.

СРЕДСТВА  
И СПОСОБЫ  
ИНИЦИИРОВАНИЯ  
ЗАРЯДОВ  
ПРОМЫШЛЕННЫХ  
ВЗРЫВЧАТЫХ  
ВЕЩЕСТВ

**ГЛАВА 7** —

## 7.1. СПОСОБЫ ВОЗБУЖДЕНИЯ ВЗРЫВА ПРИ ИНИЦИИРОВАНИИ ЗАРЯДОВ ВВ

Импульс, необходимый для возбуждения детонации в заряде промышленного ВВ, получается в результате взрыва небольшого по величине заряда инициирующего ВВ, размещенного в капсуле-детонаторе, электродетонаторе через ДШ или более мощный промежуточный детонатор массой 400—800 г и более для инициирования низкочувствительных гранулированных и водосодержащих ВВ.

Детонацию инициирующих ВВ, имеющих значительно большую чувствительность к внешним тепловым и механическим воздействиям, возбуждают тепловым импульсом в капсуле-детонаторе горячей пороховой сердцевинной огнепроводного шнура, в электродетонаторе и электрозажигательных устройствах горячей каплей воспламенительного состава, расположенной на мостике накаливания электровоспламенителя, или пламенем замедляющего состава в электродетонаторах короткозамедленного (ЭДКЗ) и замедленного (ЭДЗД) действия. В системах неэлектрического инициирования взрыв детонатора происходит ударной волной и пламенем от взрывного горения ВВ, напыленного внутри трубчатого волновода.

На открытых горных работах роль инициирующего заряда, размещаемого в заряде промышленного ВВ, выполняет детонирующий шнур, сердцевина которого выполнена из мощного ВВ — ТЭНа или гексогена, на конец которого привязывают промежуточный детонатор. Для возбуждения взрыва ДШ обязательно применение КД или ЭД. Таким образом, во всех случаях возбуждение детонации зарядов промышленных ВВ осуществляется КД и ЭД.

Совокупность принадлежностей для инициирования зарядов промышленных ВВ называют средствами инициирования. Для огневого инициирования применяют капсулы-детонаторы, огнепроводный шнур, средства его крепления в КД и средства зажигания ОШ.

Для электрического инициирования применяют электродетонаторы, соединительные провода, средства контроля целостности и величины сопротивления взрывной сети, источники тока для подрыва ЭД.

Иногда в технической литературе неправильно выделяют в самостоятельный способ инициирования с помощью ДШ и называют его бескапсюльным. Это неверно, так как ДШ инициируют с помощью ЭД или КД.

При использовании неэлектрических систем инициирования волновод возбуждают КД, ЭД или специальными устройствами.

## **7.2. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ СРЕДСТВ ИНИЦИИРОВАНИЯ**

Иницирующие ВВ делят на первичные и вторичные. Первичные ВВ — ртуть, тринитрорезорцинат свинца (ТНРС), азид свинца — характеризуются весьма высокой чувствительностью к механическим и тепловым воздействиям; способностью взрываться в малых количествах (0,05—0,5 г), горение этих ВВ практически мгновенно переходит в детонацию.

Первичные иницирующие ВВ инициируют более мощные вторичные иницирующие ВВ (тетрил, гексоген, ТЭН), которые и вызывают взрыв заряда промышленного ВВ или шашки промежуточных детонаторов, от которых происходит взрыв заряда промышленного ВВ. Промежуточные детонаторы изготавливаются из зарядов тротила или тротила и гексогена массой 400—800 г с отверстиями в центре для детонирующего шнура для КД и ЭД. В некоторых случаях промежуточный детонатор делается путем обвязки детонирующим шнуром нескольких патронов ВВ.

Ртуть  $\text{Hg}(\text{ONC})_2$  — кристаллический ядовитый порошок белого или серого цвета с температурой воспламенения 160 °С; в сухом порошкообразном состоянии чрезвычайно чувствительное ВВ взрывается при самых слабых механических воздействиях (табл. 7.1).

Таблица 7.1

## Характеристика инициирующих ВВ

Показатели	Гремучая ртуть	Азид свинца	ТНРС	Тетрил	ТЭН	Гексоген*
Теплота взрыва, кДж/кг	1697	1596	1751	4517	5908	5489
Объем газов, л/кг	316	308	448	413	780	890
Температура взрыва, °С	4450	4300	3030	3810	4000	3850
Плотность, г/см <sup>3</sup>	3,5	4,6	2,9	1,0	1,0	1,05
Кислородный баланс, %	-11,8	-	-56,0	-47,4	-10,1	-20,1
Скорость детонации, км/с	5,4	5,3	5,2	7,3	8,2	8,3
Работоспособность в свинцовой бомбе, см <sup>3</sup>	110	115	110	350	500	520
Температура вспышки, °С	165	327	270	195	220	203
Чувствительность к удару (высота падения груза массой 2 кг), мм	20	40	110	300	300	300
* Во флегматизированном виде гексоген используют в качестве компонента промышленных ВВ.						

Это наиболее чувствительное из всех применяемых инициирующих ВВ. При содержании 10 % влаги гремучая ртуть только горит, не детонируя; при содержании 30 % влаги она даже не загорается. Поэтому гремучая ртуть хранится в банках с водой. Прессованная гремучая ртуть приобретает большое инициирующее воздействие и менее чувствительна к внешним воздействиям. Поэтому при изготовлении детонаторов первичные заряды гремучей ртути применяют в прессованном виде. При наличии влаги гремучая ртуть вступает в реакцию с медью, образуя весьма чувствительные фульминаты меди. В связи с этим медные детонаторы, снаряженные гремучей ртутью, необходимо предохранять от влаги. С алюминием гремучая ртуть вступает в реакцию, образуя невзрывчатые соединения, из-за чего при использовании гремучей ртути не применяют алюминиевые гильзы для детонаторов.

При взрыве гремучей ртути выделяются экологически весьма вредные соединения. Поэтому ее применение нецелесообразно.

Азид свинца  $Pb(N_3)_2$  — белый мелкокристаллический порошок. Азид свинца негигроскопичен, не растворяется в воде и не теряет детонационной способности при увлажнении. Под воздействием углекислого газа в присутствии влаги азид свинца переходит в углекислые соли, в связи с чем его чувствительность снижается. С медью азид свинца образует весьма чувствительные и опасные соединения, поэтому его запрессовывают в алюминиевые гильзы. Азид свинца — более мощное, чем гремучая ртуть, первичное инициирующее ВВ (см. табл. 7.1). Газы взрыва азид свинца менее ядовиты, чем у гремучей ртути. В связи с этим в промышленности осуществляется переход на применение в качестве первичного инициирующего азидов взамен гремучей ртути. Степень уплотнения и температура азид свинца не оказывают влияния на его чувствительность. Азид свинца недостаточно чувствителен к лучу огня, поэтому его применяют совместно с более чувствительным к тепловому импульсу тринитрорезорцинатом свинца (ТНРС).

ТНРС  $C_6H_2(NO_2)_3PbH_2O$  — золотисто-желтый кристаллический порошок. С металлами не взаимодействует. По чувствительности занимает промежуточное положение между азидом свинца и гремучей ртутью. По инициирующей способности ТНРС значительно слабее указанных выше ВВ. Поэтому ТНРС применяется только как промежуточный заряд массой 0,1 г, который инициирует азид свинца, и последний взрывает заряд вторичного инициирующего ВВ.

Вторичные инициирующие ВВ предназначены для увеличения энергии начального импульса, сообщаемого зарядом первичного инициирующего ВВ, и детонирования заряда промышленного ВВ. Вторичные инициирующие ВВ менее чувствительны к внешним воздействиям, но имеют большую скорость детонации, теплоту взрыва и более высокую инициирующую способность по сравнению с первичными инициирующими ВВ.

Тетрил (тринитрофенилметилнитрамин)  $C_6H_2(NO_2)_4NCH_3$  — кристаллический порошок бледно-желтого цвета. При воспламенении быстро горит, причем горение может перейти во взрыв. С металлами тетрил не взаимодействует. Обладает высокими

взрывчатыми характеристиками (см. табл. 7.1). Применяется в качестве вторичного инициирующего ВВ в подавляющем количестве выпускаемых детонаторов.

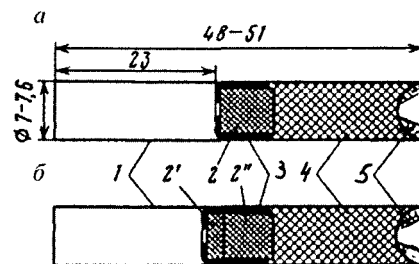
ТЭН (пентаэритриттетранитрат)  $C_5H_8(ONO_2)_4$  — кристаллический порошок белого цвета. Негигроскопичен и нерастворим в воде. Воспламеняется с трудом, в небольших количествах горит спокойно. Относится к наиболее мощным и чувствительным вторичным инициирующим ВВ. Применяется в основном для изготовления детонирующего шнура и в качестве вторичного инициирующего в некоторых электродетонаторах. За рубежом ТЭН применяется в качестве одного из компонентов для изготовления мощных промышленных ВВ, а также для изготовления специальных шашек (в сплаве с тротилом) для инициирования зарядов низкочувствительных промышленных ВВ.

Для повышения экологической чистоты взрывов в России и зарубежных странах создаются детонаторы с использованием только вторичных инициирующих ВВ.

### 7.3. СРЕДСТВА ОГНЕВОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ

Капсюль-детонатор (рис. 7.1) представляет собой цилиндрическую гильзу 1 (медную, алюминиевую или биметаллическую) диаметром 6—7 мм и длиной 47—51 мм, снаряженную зарядами первичного (гремучая ртуть 2, ТНРС 2' и азид свинца 2'') и вторичного 3 (тетрил) инициирующего ВВ.

Заряд первичного инициирующего ВВ выбирается таким, чтобы возбудить взрыв вторичного инициирующего ВВ. Заряд вторичного инициирующего ВВ подобран, исходя из условий безотказного инициирования зарядов порошкообразных промышленных ВВ. Для усиления инициирующего действия донышко капсюля-детонатора может иметь кумулятивное углубление 5.



**Рис. 7.1. Капсюли-детонаторы:**

*а* — гремучертутно-тетриловый № 8С, *б* — азидо-тетриловый № 8А; 1 — гильза, 2 — гремучая ртуть; 2' — ТНРС; 2'' — азид свинца; 3 — чашечка; 4 — тетрил; 5 — кумулятивное углубление

В гильзу детонатора запрессовывается сначала вторичное инициирующее ВВ, а затем вводится первичное инициирующее ВВ в металлической чашечке 3 с отверстием в центре диаметром 2—2,5 мм. Для предотвращения высыпания инициирующего ВВ отверстие чашечки закрыто шелковой сеточкой, которая мгновенно сгорает от луча огня и не снижает восприимчивости первичного инициирующего ВВ к пламени. Отверстие выполнено заглубленным, чтобы вводимый в гильзу огнепроводный шнур или капля электровоспламенителя не касались первичного инициирующего ВВ.

Промышленностью выпускаются капсюли-детонаторы, которые в зависимости от состава заряда ВВ делятся на гремучертутно-тетриловые и азидо-тетриловые.

Гремучертутно-тетриловые капсюли-детонаторы изготавливают в медных (КД-8МА) или биметаллических гильзах — сталь с медным покрытием (КД-8С); содержат они 0,5 г гремучей ртути и 1 г тетрила.

Азидо-тетриловые капсюли-детонаторы изготавливают в алюминиевых гильзах и содержат 0,1 г ТНРС, 0,2 г азид свинца и 1 г тетрила или гексогена.

Диаметр гильзы 8,3 мм обеспечивает свободный ввод огнепроводного шнура. Гильза длиной 48—51 мм на 2/3 заполнена зарядом инициирующего ВВ, а свободный от ВВ участок обеспечивает надежное и безопасное закрепление огнепроводного шнура.



Капсюли-детонаторы обладают высокой чувствительностью к трению, удару, сжатию и огню, поэтому при обращении с ними нужно соблюдать максимальную осторожность.

Огнепроводный шнур предназначен для возбуждения горячей пороховой сердцевинной взрыва капсюля-детонатора, а также воспламенения пороховых зарядов при отбойке штучного камня.

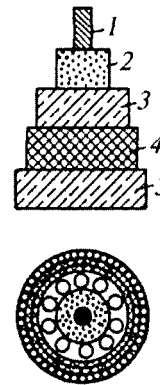
Огнепроводный шнур (рис. 7.2) представляет собой слабо спрессованную из дымного пороха с пластифицирующими добавками сердцевину 2 с центральной направляющей нитью 1, завернутую в нитяные оплетки 3 с гидроизоляционной прослойкой 4.

Наружный диаметр огнепроводного шнура 5,5 мм. Единичными правилами безопасности регламентировано, что отрезок огнепроводного шнура 0,6 м должен сгорать за время 60—68 с.

Огнепроводный шнур выпускается следующих видов: асфальтированный ОША (для сухих и влажных забоев), эструзионный ОШЭ с полиэтиленовой оболочкой и пластикатный ОШП (для обводненных забоев).

*Средства зажигания огнепроводного шнура.* При огневом инициировании нескольких зарядов разрешается поджигать концы шнуров, идущих к зарядам, тлеющим фитилем, отрезком огнепроводного шнура с надрезами или специальными патрончиками. Спичкой разрешается зажигать шнур только при взрывании одиночного заряда.

Зажигательный тлеющий фитиль состоит из пропитанной раствором калиевой селитры сердцевины пучка хлопчатобумажных и льняных нитей диаметром 6—8 мм, заключенной в хлопчатобумажную оплетку. Он чувствителен к пламени спички и хорошо поджигает огнепроводный шнур. Тлеет со скоростью 10 мм/мин.



**Рис. 7.2. Огнепроводный шнур:**

1 — направляющая нить; 2 — пороховая сердцевина; 3 — оплетка; 4 — гидроизоляция

При зажигании отрезком ОШ в нем предварительно делают косые надрезы до сердцевины (рис. 7.3). В надрезы при горении вылетают искры, которыми хорошо поджигают шнуры. Число надрезов должно быть равно числу поджигаемых отрезков шнуров, а длина шнура должна быть на 0,6 м короче отрезков, идущих к зарядам.

Зажигательные патроны (рис. 7.4) применяются для группового одновременного зажигания с помощью одного патрона 10-38 отрезков ОШ-2 и представляют собой бумажные стаканчики 1, на дне которых помещают в виде лепешки пороховой воспламеняющий состав 5. Собранные в пучок ОШ помещают в стаканчик вплотную к пороховой лепешке и закрепляют шпагатом 4. Одновременно в патрон вводится короткий (0,15—0,3 м) воспламеняющий отрезок шнура 3. Зажженный отрезок



Рис. 7.3. Зажигательный отрезок шнура с надрезами для зажигания огнепроводных шнуров

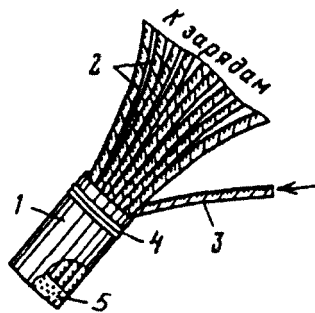


Рис. 7.4. Зажигательный патрон для группового зажигания огнепроводных шнуров: 1 — гильза; 2 — поджигаемые отрезки ОШ; 3 — поджигающий огнепроводный шнур; 4 — фиксирующий шпагат; 5 — зажигательный состав

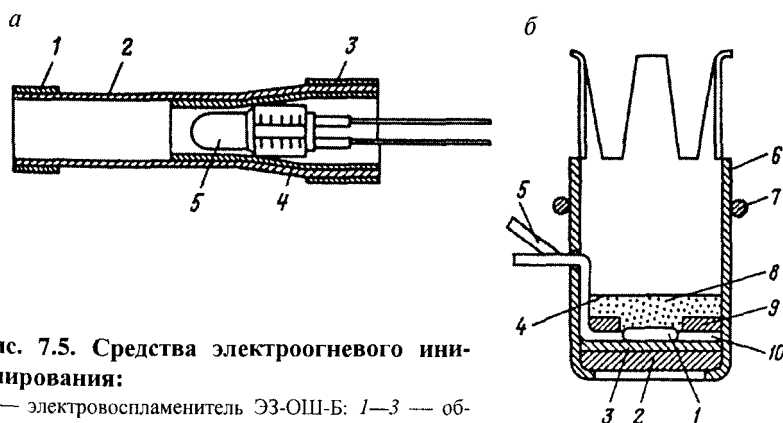
ОШ воспламеняет пороховую лепешку, от которой загораются все помещенные в патрончик шнуры.

Огневое инициирование запрещается в тех случаях, когда своевременный отход взрывников в укрытие затруднен из-за необходимости пользоваться лестницами, веревками, полками или преодоления других препятствий, встречающихся при проходке вертикальных и наклонных выработок с углом наклона свыше  $30^\circ$  к горизонту.

В таких условиях применяют электроогневое инициирование, при котором воспламенение отрезков ОШ производят взрывники из безопасного места подачей тока в электровоспламенитель, укрепленный на конце ОШ.

Электрозажигательный патрон ЭЗ-ОШ-Б (рис. 7.5, а) состоит из бумажной гильзы с зажигательным составом и электровоспламенителя. Предназначен для электрического зажигания пучка отрезков ОШ.

Электрозажигательный патрон ЭЗП-Б (рис. 7.5, б) предназначен для зажигания нескольких отрезков ОШ в сухих и увлажненных условиях. Отрезки ОШ вводят в патрон и закрепляют путем обжатия резиновым кольцом на гильзе патрона.



**Рис. 7.5. Средства электроогневого инициирования:**

*а* — электровоспламенитель ЭЗ-ОШ-Б: 1—3 — обжимные металлические втулки; 2 — бумажная (металлическая) гильза; 4 — бумажная втулка; 5 — электровоспламенитель; *б* — электрозажигательный патрон ЭЗП-Б: 1 — электровоспламенитель; 2 — вставное дно гильзы; 3 — сплошной вкладыш; 4 — защитный слой лака; 5 — выводные провода; 6 — бумажная гильза с вырезами; 7 — резиновое кольцо, фиксирующее отрезки ОШ в стаканчике; 8 — зажигательный состав; 9, 10 — фиксирующие ЭВ вкладыши

## 7.4. ТЕХНОЛОГИЯ ОГНЕВОГО И ЭЛЕКТРООГНЕВОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ

Огневое инициирование зарядов применяется на карьерах, в рудниках и шахтах, не опасных по взрыву газа и пыли. Для выполнения огневого инициирования зарядов необходимо:

- ◆ нарезать ОШ на отрезки заданной длины;
- ◆ изготовить зажигательные и контрольные трубки в здании подготовки ВМ или в специальных подземных камерах;
- ◆ изготовить патроны-боевики;
- ◆ доставить ВМ к месту взрыва;
- ◆ перед началом заряжания выставить посты охраны в соответствии с паспортом буровзрывных работ, подать предупредительный сигнал;
- ◆ произвести заряжание и забойку шпуров или скважин в соответствии с паспортом;
- ◆ подать боевой сигнал, зажечь контрольную трубку и отрезки ОШ зажигательных трубок, идущих к зарядам, и уйти в безопасное место, указанное в паспорте буровзрывных работ;
- ◆ вести счет взрываемых зарядов;
- ◆ осмотреть забой не ранее чем через 15 мин после последнего взрыва заряда и при обнаружении отказов ликвидировать их. При отсутствии отказов дать сигнал отбоя и допустить рабочих к работам в зоне взрыва.

В подземных условиях осмотр забоя разрешается только после его проветривания, но не ранее чем через 15 мин после последнего взрыва.

Если взрывник вел счет взрывающихся зарядов и установил, что отказов нет, то разрешается подходить к месту взрыва на открытых работах после окончания подвижки породы, но не ранее чем через 5 мин после последнего взрыва. Оставшиеся после взрыва остатки ВВ и СИ должны быть уничтожены в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» или сданы на склад ВМ.

Зажигательная трубка представляет собой КД с закрепленным в дульце отрезком ОШ. Для изготовления зажигательных трубок применяют отрезки шнуров не короче 1 м и не длиннее 10 м. При длине шнуров зажигательных трубок 4 м и более обязательно применение для повышенной надежности дублирующих трубок. Длина зажигательных трубок для выполнения одного взрыва должна быть одинаковой и выбирается такой, чтобы концы ОШ выступали из шнура не менее чем на 25 см. От каждой бухты ОШ для повышения надежности предварительно отрезают с обоих концов куски по 50 мм и уничтожают.

При обнаружении дефектов в шнуре (пережимы, утолщения, разрывы) этот участок вырезается и уничтожается.

Один срез ОШ делают прямым (для введения в капсулю-детонатор), а другой — прямым или косым (для удобства зажигания).

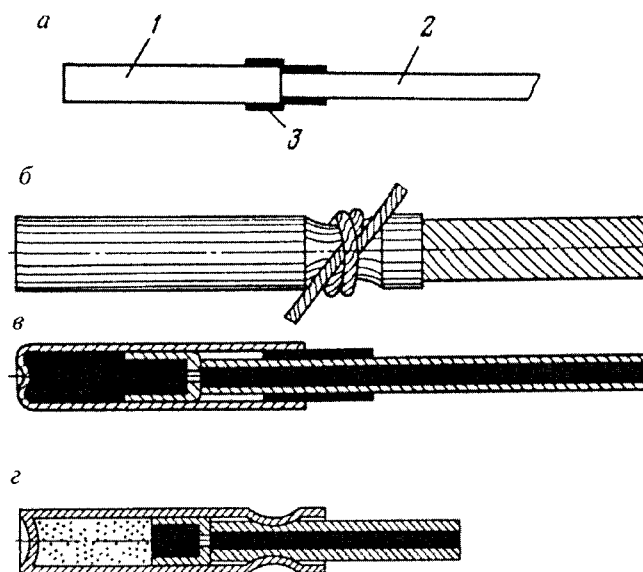
Закрепление ОШ в капсуле-детонаторе «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» разрешается (при бумажных гильзах) затягиванием ниткой или шпагатом дульца вокруг ОШ (рис. 7.6). Разрешается также обматывать конец ОШ, вставленный в КД прорезиненной или бумажной лентой, а также ниткой до размеров внутреннего диаметра КД. Шнур вводят без вращения до упора в дульце КД (рис 7.6, б, в). При металлических гильзах дульце обжимается специальным обжимом вокруг ОШ (рис. 7.6, г).

Перед соединением с ОШ внутреннюю часть каждого капсуля-детонатора осматривают на предмет отсутствия в ней каких-либо частиц. Если внутри детонатора обнаружены какие-то частицы, их удаляют путем постукивания краем дульца о ноготь.

При работах в мокрых забоях соединение капсуля-детонатора с ОШ изолируется специальной мастикой.

Для обеспечения надежности взрыва всего заряда при любом способе инициирования применяются патроны-боевики.

Патрон-боевик при огневом инициировании представляет собой обычный патрон ВВ, в который на всю длину вставлен капсуль-детонатор зажигательной трубки. Патрон-боевик взрывается от КД зажигательной трубки и вызывает детонацию всего заряда ВВ в шпуре или скважине.



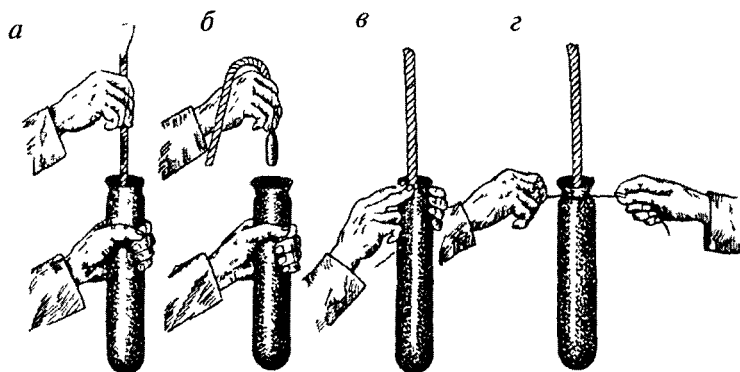
**Рис. 7.6. Соединение капсюля-детонатора с огнепроводным шнуром:**

*а* — изоляционной лентой, *б* — шнурком, *в* — накруткой бумажной ленты на ОШ, *г* — обжимом металлической гильзы, 1 — капсюль-детонатор, 2 — огнепроводный шнур, 3 — изоляционная лента

Изготавливают патроны-боевики взрывники на месте производства взрывных работ, на расстоянии 50 м от места заряжания. Разрешается в зимнее время на земной поверхности изготавливать боевики в здании подготовки ВМ, если оно расположено вне склада, а расстояние, на которое следует нести боевики, не превышает 50 м. Последовательность выполнения операций по изготовлению боевиков показана на рис. 7.7.

При порошкообразных рассыпных ВВ патроны-боевики изготавливают, завертывая в прочную бумагу определенное количество ВВ. При взрывании шпуров и заряжании их порошкообразным ВВ на карьерах патроны-боевики можно не изготавливать, а зажигательную трубку вводят непосредственно в заряд, полностью погружая в него КД зажигательной трубки.

В прессованных аммонитах патроны-боевики имеют гнезда заводского изготовления для размещения КД или ЭД.



**Рис. 7.7. Последовательность изготовления патрона-боевика:**

*а* — образование углубления под детонатор в торце патрона, *б* — установка детонатора в патрон, *в* — закрытие торца патрона, *г* — завязывание торца патрона

Для скважинных или небольших камерных зарядов патроны-боевики готовят так же, как и для шпуров, или для этих целей используют специальные шашки промежуточных детонаторов. При крупных камерных зарядах боевик изготавливают в ящике с ВВ. Патроны-боевики вводят в зарядные камеры последними и с максимальной осторожностью с помощью забойника в горизонтальные полости для зарядов или на специальном шнуре в вертикальные зарядные полости. Запрещается опускание боевиков на огнепроводном шнуре зажигательных трубок.

При взрывных работах в обводненных условиях места ввода зажигательных трубок в патроны-боевики покрывают гидроизоляцией (холодной или нагретой до температуры не выше 60 °С).

После заряжания ВВ и помещения в заряд патронов-боевиков свободную часть зарядной камеры заполняют забойным материалом. В качестве забойки для шпуров лучше всего применять мелкую песчано-глинистую смесь или песок. При взрывании скважинных зарядов в качестве забойки используют буровую мелочь и мелко раздробленную породу; при камерных зарядах — породу, извлекаемую из камер при их проходке. Первые порции забойки вводят с повышенной осторожностью, чтобы не производить ударов по боевику заряда. Следующие пор-

ции забойки вводят с последующим уплотнением (при необходимости), но так, чтобы не повредить огнепроводные шнуры, идущие от зарядов.

Перед зажиганием свободные концы зажигательных трубок, идущие от боевиков, должны быть выпрямлены.

При зажигании более пяти зажигательных трубок для контроля времени, затрачиваемого на зажигание, должна применяться контрольная трубка, изготовленная из капсуля-детонатора с бумажной гильзой. Огнепроводный шнур контрольной трубки должен быть на 0,6 м короче шнуров в зажигательных трубках патронов-боевиков и зажигается первым. Контрольная трубка должна иметь отличительный признак (перевязка тесьмой и т.п.). Взрывник кладет ее в стороне от пути своего следования и начинает поджигание остальных шнуров.

Если одновременно работают несколько взрывников, то назначается старший взрывник, руководящий действиями остальных.

Последовательность поджигания шнуров выбирает взрывник в соответствии с последовательностью взрывания зарядов, указанной в проекте взрывных работ.

После взрыва контрольной трубки или сгорания отрезка шнура «затравки» взрывники должны прекратить дальнейшие работы в забое и немедленно уйти в безопасное место. При обнаружении отказа (или при подозрении на него) взрывник должен немедленно выставить отличительный знак у невзорвавшегося заряда, уведомить об этом руководителя взрывных работ или заменяющее его лицо сменного технического надзора и ликвидировать отказавший заряд согласно «Единым правилам безопасности при взрывных работах» с учетом местных условий. В забое в период ликвидации отказавшего заряда запрещается вести какие-либо другие работы и присутствовать рабочим, не связанным с ликвидацией отказа.

Достоинства огневого инициирования: простота выполнения взрывных работ и низкая их себестоимость.

Недостатки огневого инициирования: повышенная опасность, так как взрывник находится в момент поджигания у заря-



дов; невозможность получения точных интервалов между взрывами; невозможность контроля исправности СИ; образование большого количества ядовитых газов при сгорании ОШ.

Учитывая повышенную опасность и экологическую дискомфортность для взрывников огневого инициирования, его заменяют на электроогневое или электрическое.

В вертикальных и наклонных выработках с углом наклона более 30°, а также в местах работ, где затруднен отход взрывников в безопасное место, применяют электроогневое инициирование.

При использовании электрозажигательных патронов концы огнепроводных шнуров следует подрезать для создания необходимых интервалов между взрывающимися зарядами. Минимальная длина огнепроводных шнуров при использовании электрозажигательных патронов должна быть не менее 25 см.

В некоторых зарубежных странах при электроогневом инициировании зарядов для создания интервалов замедлений 2 с принимают длину отрезков ОШ от зажигательных трубок, равную 6; 8; 10 см и т.д., т.е. такой способ инициирования по своей эффективности и безопасности соответствует электрическому замедленному инициированию.

## **7.5. ЭЛЕКТРОДЕТОНАТОРЫ ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ**

Электродетонатор представляет собой капсуль-детонатор с закрепленным в нем электровоспламенителем.

Электродетонаторы различают: по роду находящегося в них заряда инициирующего ВВ (гремучертутно-тетриловые и азидотетриловые); по времени срабатывания (мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия); по конструктивному оформлению и по назначению (общего назначения, для сейсморазведки, обработки металлов, для торпедирования нефтяных скважин и др.); по условиям применения (непредохранительные

и предохранительные — для шахт, опасных по взрыву газа или пыли); по чувствительности к блуждающим токам (нормальной, пониженной и весьма низкой чувствительностью или грозоупорные).

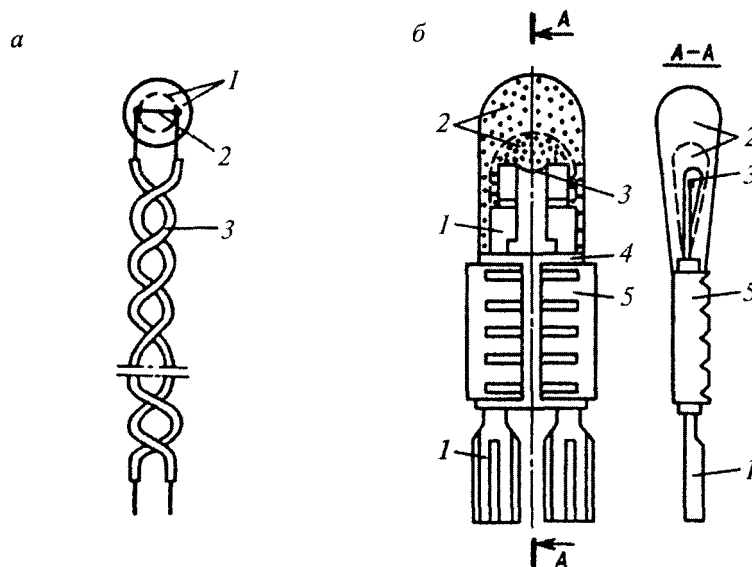
Для взрывных работ в горной промышленности применяются электровоспламенители с металлическими мостиками с сопротивлением 0,5—5 Ом. Мостики электровоспламенителей изготавливают из нихромовой (сплав 80 % никеля и 20 % хрома) проволоочки диаметром 24—54 мкм, длиной до 5 мм. Некоторые ЭД выпускают с мостиками накаливания из константана.

Крепление мостика может быть эластичным или жестким. При первом способе крепления мостик припаян или проштампован к концам выводных проводов (рис. 7.8, а). При жестком креплении мостика (рис. 7.8, б) основой для его крепления служит каркас, состоящий из двух тонких латунных (стальных) контактных полосок, обернутых полоской из тонкого электроизоляционного картона, которая, в свою очередь охвачена скобкой, обжатой по картону в нескольких местах. Мостик припаян к контактным полоскам, к которым с другого конца припаяны выводные провода.

Жесткое крепление мостика обеспечивает большую стабильность свойств, достаточную прочность крепления, большую безопасность в обращении (при случайном выдергивании проводов), а также возможность применения на заводах автоматических линий по их сборке.

На мостик накаливания нанесена однослойная или двухслойная воспламенительная головка. Состав прилегающей к мостику накаливания головки легко воспламеняется при пропускании электрического тока через мостик, а наружный слой создает достаточно мощный луч огня для инициирования заряда первичного инициирующего ВВ. Для предохранения от отсыревания воспламенительные головки покрывают водонепроницаемым лаком.

В гильзе ЭД электровоспламенитель укреплен путем обжимки гильзы по пластиковой пробочке, сквозь которую пропущены провода. Такое крепление надежно предохраняет внутреннюю полость ЭД от попадания воды, а провода от выдергивания.



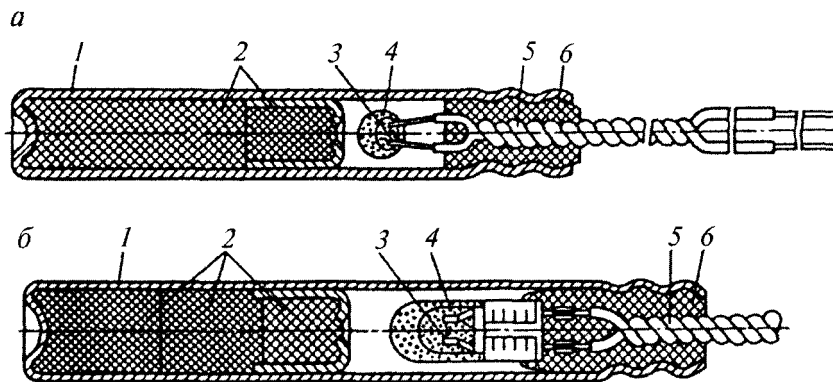
**Рис. 7.8. Конструкция электровоспламенителей:**

*а* — с эластичным креплением: 1 — воспламенительная головка; 2 — мостик накаливания; 3 — провода; *б* — с жестким креплением: 1 — контактные полоски с каналами для припайки проводов; 2 — двухслойная воспламенительная головка; 3 — мостик накаливания; 4 — изоляционный картон, 5 — обжимная скоба

Выводные провода делают одножильными или двухжильными. При этом медные провода обычно имеют диаметр 0,5 мм и сопротивление 0,09 Ом/м.

Выводные провода могут иметь полихлорвиниловую, резиновую, хлопчатобумажную и другие изоляции и длину от 1 до 4 м (один конец). Свободные концы проводов на заводе очищаются от изоляции на длину 20—40 мм, их закорачивают и свертывают в бунтики длиной 100—150 мм.

Электродетонаторы мгновенного действия в нашей стране выпускаются следующих основных марок: водостойкие ЭД-8-Э (рис. 7.9, *а*), ЭД-8-Ж (рис. 7.9, *б*), сейсмические ЭДС; предохранительные мощные ЭД-8-ПМ; защищенные от воздействия блуждающих токов (до 1 А) и зарядов статического электричества (10 кВ) ЭД-18Т; термостойкие ТЭД-200; высоковольтные ЭДВ; короткозамедленного действия — ЭД-3-Н, ЭДКЗ-П; нечувствительные к блуждающим токам и статическому электричеству ЭД-24 и др.

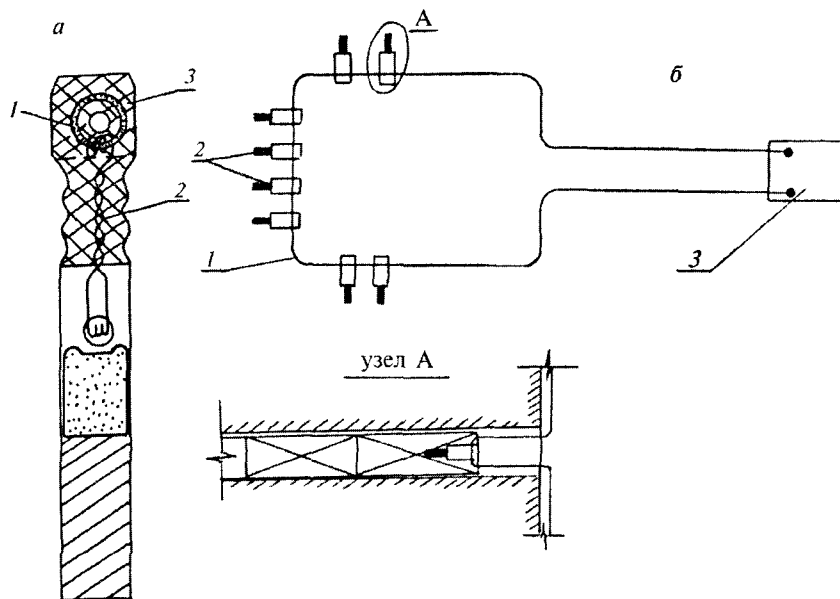


**Рис. 7.9.** Схема электродетонаторов с эластичным (а) и жестким (б) креплением мостиков накаливания:

1 — гильза, 2 — заряд детонатора, 3 — мостик, 4 — двухслойная воспламенительная головка; 5 — выводные провода, 6 — пластиковая пробочка

Для взрывной обработки металлов разработаны ЭД, защищенные от зарядов статического электричества до 10 кВ, с безопасным током 1 А и гарантийным 5 А; для сварки металлов; для прессовки, штамповки, резки, сварки. Создаются в РФ и за рубежом специальные ЭД, нечувствительные к бытовым источникам тока. В одном из типов таких ЭД использовано ферромагнитное колечко, на которое сделана обмотка из концов проводов, идущих от электровоспламенителя. Эта конструкция запаяна в головную часть пластмассовой устьевого пробочки (рис. 7.10, а). В центре имеется отверстие, сквозь которое пропускают бесконтактно магистральный провод (рис. 7.10, б), в котором специальным источником генерируется ток определенной силы, частоты и напряжения, а в обмотке от электровоспламенителя возбуждается ток, достаточный для взрыва ЭД.

Электродетонатор ЭД-8-Ж отличается от ЭД-8-Э жестким креплением мостика. Для уменьшения вредного действия на людей паров соединений ртути, образующихся при взрыве, увеличивают выпуск ЭД на основе азидов свинца или смеси 40 % нитрата свинца и 60 % азидов свинца, а также выпускают ЭД только со вторичными инициирующими ВВ (ЭДБИ).



**Рис. 7.10. Схема ЭД и электровзрывной цепи, не чувствительных к бытовым источникам тока:**

*а* — схема ЭД: 1 — ферромагнитное кольцо; 2 — обмотка кольца проводами электровоспламенителя, 3 — пластиковый корпус с отверстием, *б* — электровзрывная цепь 1 — магистральный бесконтактный провод, 2 — ЭД; 3 — источник тока

ЭД повышенной мощности непредохранительные имеют в качестве вторичного инициирующего ВВ заряд гексогена массой 1,6 г. У предохранительных ЭД повышенной мощности с зарядом вторичного инициирующего ВВ 1,6 г на гильзу нанесен слой пламегасителя толщиной 0,1 мм. Диаметр гильзы электродетонаторов 7,2 мм, длина 50—70 мм, толщина гильзы — 0,2—0,3 мм, а предохранительных 0,45—0,5 мм.

Перечисленные ЭД применяют при температуре не более 40°C. При более высоких температурах (230—250 °С) применяют термостойкие электродетонаторы ТЭД.

ЭД нормальной чувствительности имеют безопасный ток 0,15—0,18 А, применяют в условиях, где не появляются блуждающие токи: ЭД пониженной чувствительности имеют безопасный ток 1 А и предназначены для взрывания в условиях воз-

можного действия блуждающих токов. Высоковольтные ЭД имеют минимальное напряжение срабатывания 10 кВ.

Электродетонаторы замедленного и короткозамедленного действия взрываются через строго определенный промежуток времени после пропуска электрического тока через мостик накаливания.

В зависимости от времени замедления различают: ЭД замедленного действия (ЭДЗД) с замедлениями от 0,5 до 10 с и короткозамедленного действия (ЭДКЗ) с замедлениями от 15 до 250 мс.

Замедление достигается с помощью столбика замедляющего состава, размещаемого между электровоспламенителем и инициирующим ВВ.

Разброс по времени срабатывания ЭД должен быть таким, чтобы ЭД с большим замедлением не взрывался раньше ЭД с меньшим замедлением.

Необходимая величина замедления достигается подбором состава замедлителя и высотой его столбика. Номинальное время срабатывания ЭД указано на металлической бирке, прикрепленной к выводным проводам. В качестве замедлителей применяют составы, сгорающие с образованием только твердых веществ. Интервал замедления для ЭДКЗ принимается равным 15 или 25 мс, а для ЭДЗД — 2 с.

Диаметр гильз ЭД замедленного действия составляет 7,2—7,7 мм, длина 72—80 мм.

Параметры ЭД: сопротивление, безопасный ток, длительный воспламеняющий ток, стомиллисекундный воспламеняющий ток, импульс воспламенения, импульс плавления мостика, время передачи, время срабатывания.

Рассмотрим перечисленные параметры ЭД, их значение для практики и факторы, от которых они зависят.

Сопротивление электродетонатора складывается из электрического сопротивления мостика и выводных проводов в холодном состоянии.

Этот параметр дает возможность судить об отсутствии неисправностей в электровоспламенителе: обрыва мостика,

замыкания вилочки, неустойчивого контакта между мостиком и вилочкой, замыкания в выводных проводах. Знать сопротивление ЭД необходимо для расчета электровзрывной сети.

Безопасный ток  $J_6$  — максимальное значение (верхний предел) постоянного тока, который не вызывает взрыва при неограниченно длительном времени его прохождения через ЭД.

Нужен для создания измерительных приборов определения сопротивления ЭД и взрывных цепей.

Длительный воспламеняющий ток  $J_{дл}$  — минимальное значение (нижний предел) постоянного тока, который, протекая через ЭД за время более 1 мин, вызывает его взрыв.

Импульс воспламенения — наименьшее значение импульса тока (постоянного), при котором происходит воспламенение электровоспламенителя. Размерность импульса воспламенения  $(J^2 t) A^2 c$ . На практике обычно используют величину, в тысячу раз меньшую, которая обозначается  $mA^2 c$ . При малой силе тока вследствие значительных потерь тепла в электровоспламенителе импульс воспламенения больше и по мере увеличения тока он уменьшается из-за уменьшения тепловых потерь в процессе нагревания мостика (рис. 7.11).

Значение импульса воспламенения практически становится постоянным при токе, примерно равном двукратному значению стомиллисекундного воспламеняющего тока. Такое значение импульса воспламенения называют номинальным ( $K_H$ ).

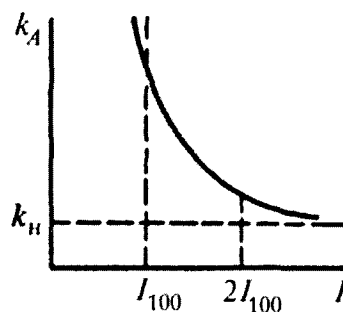


Рис. 7.11. График изменения импульса воспламенения от величины тока

При взрывании ЭД в последовательных группах в сеть подается ток, величина которого не меньше двукратного значения стомиллисекундного тока.

Время передачи  $\Theta$  — время от момента воспламенения электровоспламенителя ВВ до момента выхода луча огня из его головки, а для ЭД мгновенного действия — до его взрыва.

Время срабатывания — время от момента включения тока до момента взрыва ЭД.

Для ЭД мгновенного действия время срабатывания:

$$\tau = t_b + \Theta.$$

Для ЭД короткозамедленного и замедленного действия время срабатывания  $\tau'$  складывается из времени воспламенения  $t_b$ , времени передачи  $t_n$  и времени горения зажигательного и замедляющего составов  $t_{гз}$ :

$$\tau' = t_b + t_n + t_{гз}.$$

Время горения зажигательного и замедляющего составов от величины воспламеняющего тока не зависит.

Гарантийным  $J_r$  называют минимальный ток, который, проходя через последовательно включенные ЭД, вызывает воспламенение всех электровоспламенителей в них.

При использовании постоянного тока его гарантийная величина должна быть не менее двукратного значения стомиллисекундного тока и обычно принимается равной 1 А.

При одновременном взрыве до 200 ЭД величина постоянного гарантийного тока увеличивается до 1,3 А.

Гарантийная величина переменного тока принимается равной 2,5 А.

В передовых зарубежных странах выпускаются много типов средств огневого и электрического инициирования зарядов. Отличительные особенности СИ: высокое качество изготовления, стабильность и надежность работы, а для ЭД — защищенность от блуждающих токов и электростатических разрядов. Высокое качество достигается за счет изготовления СИ на автоматических линиях с высоким уровнем выходного контроля каждого ЭД.



Для повышения точности срабатывания ЭД замедленного действия в зарубежных странах и в России разработаны электронные высокоточные ЭД с интервалами от 1 мс до 10 с.

## **7.6. ИСТОЧНИКИ ТОКА ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ**

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

Наиболее широко применяют конденсаторные взрывные приборы. Источником тока в них служит конденсатор, который в течение 10—20 с заряжают от маломощного первичного источника тока, вмонтированного в машинку, а затем быстро, в течение 3—4 мс, разряжают в сеть.

Нашей промышленностью выпускают конденсаторные взрывные машинки следующих типов (табл. 7.2):

- ◆ с миниатюрными генераторами (индукторные) КПМ-3, ВМК-500;

- ◆ с миниатюрными гальваническими батареями (батарейные) КВП-1/100м, ПИВ-100м, КВП-2/200, ЖЗ-2460 и др.

Для контроля исправности приборов используют пульт-пробник, представляющий собой сопротивление (100 Ом и более), смонтированный в пластмассовом корпусе. Пульт-пробник имеет два вывода, которыми его присоединяют к зажимам взрывной машинки, и два зажима для подключения к нему двух параллельно соединенных электродетонаторов, взрыванием которых проверяют машинку. При проверке сопротивление пульта пробника включено последовательно с взрываемыми ЭД.

Таблица 7 2

## Техническая характеристика конденсаторных взрывных приборов

Марка прибора	Исполнение	Напряжение на конденсаторе-накопителе, В	Емкость конденсатора-накопителя, мкФ	Максимальное сопротивление последовательной взрывной сети при использовании ЭД типа ЭД-8-Ж, Ом
1	2	3	4	5
<i>Индукторные взрывные машинки</i>				
КПМ-3	Нормальное	1600	2	600
ВМК-500	То же	3000	3,3	2100
<i>Батарейные взрывные машинки</i>				
КПВ-1/100М	РВ*	600	10	320
ПИБ-100М	РВ	600	10	320

\* РВ — рудничное взрывобезопасное.

Окончание табл 7 2

Марка прибора	Число последовательно соединенных ЭД-8-Э, ЭД-8-Ж и др	Длительность подключения конденсатора к сети, мс	Первичный источник тока	Основные размеры прибора, мм	Масса прибора, кг
1	6	7	8	9	10
<i>Индукторные взрывные машинки</i>					
КПМ-3	200	Не ограничивается	Индуктор	172; 76; 120	2,3
ВМК-500	800	То же	»	280; 165; 165	11,0
<i>Батарейные взрывные машинки</i>					
КПВ-1/100М	100	2—4	Три сухих элемента	152; 122; 100	2,0
ПИБ-100М	100	2—4	То же	195; 126; 95	2,7

Для подключения взрывных сетей к осветительно-силовым линиям напряжением 110—380 В на карьерах и в шахтах, не опасных по газу и пыли, применяют взрывные (минные) стан-

ции. Такие станции снабжены последовательно установленными выключателями, чтобы исключить случайную подачу тока во взрывную цепь. Кроме того, имеются контрольные лампы, горение которых свидетельствует о наличии напряжения на клеммах станции.

В настоящее время имеется ряд приборов, позволяющих взрывать от линии переменного тока напряжением 220—380 В большое число последовательно соединенных ЭД. Одни из них основаны на использовании для взрывания выпрямленного тока или тока конденсатора, заряженного от линии переменного тока через выпрямитель. Другие основаны на включении взрывной сети в тот момент, когда мгновенное значение тока в линии близко к его максимальной величине.

## **7.7. КОНТРОЛЬНО-ИЗМЕРИТЕЛЬНАЯ АППАРАТУРА ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ**

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

По конструкции контрольно-измерительные приборы делятся на три группы: стрелочного, звукового и светового типа. Приборы первого и второго типа позволяют установить факт исправности электровзрывной сети и получить численное значение ее сопротивления. Световые приборы позволяют определить только проводимость сети, но не могут обнаружить короткого замыкания в ней.

Оригинальный измерительный индикатор Ю-140 для открытых горных работ создан в тресте «Трансвзрывпром» (к.т.н. Я.Х. Эстеров), в котором в качестве источника тока использован селеновый фотоэлемент, заряжаемый от солнечного света. Мак-

симально возможный ток в проверяемой цепи не более 0,3 мА. Это позволяет использовать прибор для определения проводимости электровзрывных цепей и отдельных ЭД, находясь в непосредственной близости от зарядов ВВ.

Характеристики приборов для определения сопротивления или проводимости электровзрывной цепи приведены в табл. 7.3.

Таблица 7.3

**Приборы контроля и измерения сопротивления или проводимости взрывной цепи**

Наименование прибора	Источник питания	Основные размеры	Масса, кг
1	2	3	4
Мост переносной постоянного тока Р-3043	Два элемента 373	180×160×62	1,6
Испытатель взрывной светодиодный ВИС-1	4 аккумулятора Д-0,1	135×65×40	0,3
Метанометр с измерителем взрывной цепи ИМС-1	3 аккумулятора Д-055	275×95×70	1,5
Измерительный индикатор Ю-140	Фотоэлемент Ф45-С	60×90×70	0,2

Окончание табл. 7.3

Наименование прибора	Значение тока в цепи, мА		Пределы измерений, Ом	Погрешность, %
	нормальный	аварийный		
1	5		6	7
Мост переносной постоянного тока Р-3043	7	50	30—3000 0,3—30,0	±5
Испытатель взрывной светодиодный ВИС-1	5	50	до 320	±5
Метанометр с измерителем взрывной цепи ИМС-1	10	50	0—20 0—400	±5
Измерительный индикатор Ю-140	0,3	0,3	0—1000	±10

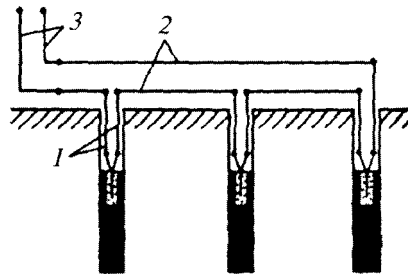
Взрывные приборы и аппаратура для измерения величины сопротивления взрывных цепей и отдельных ЭД выпускаются практически во всех развитых странах. Они различаются мощностью и пределами измерений, имеют высококачественную элементную базу, значительно меньшую массу и габариты, более стабильны и надежны в работе.

## 7.8. ОСНОВНЫЕ СХЕМЫ И ЭЛЕМЕНТЫ РАСЧЕТА ЭЛЕКТРОВЗРЫВНЫХ ЦЕПЕЙ (СЕТЕЙ)

Электровзрывная цепь состоит из ЭД с концевыми проводами, идущими от проводов электродетонаторов до поверхности, участков проводов, соединяющих концевые и магистральные, идущие к источнику тока (рис. 7.12). Цепь монтируют из изолированных одно- и многопроволочных медных, алюминиевых или стальных проводов. Для взрывных работ применяются провода марок ВМВ, ЭР, ЭВ, саперные провода СП-1, СП-2, установочные провода ПР, АПР, АПВ, ПВ (табл. 7.4).

Таблица 7.4

Марка провода	Изоляция	Число жил	Число проволок в жиле	Сечение жилы, мм	Сопротивление 1 км провода при +20 °С, Ом	Масса 1 км провода, кг
ЭР	Резиновая	1	1	0,2	100	6,6
ЭВ	Полихлорвиниловая	1	1	0,2	100	6,5
ВМВ	»	1	1	0,75	25	10,63
СП-1	Резиновая в хлопчатобумажной оплетке	1	7	0,75	25	30
СП-2	Резиновая	2	7	0,75	25	60



**Рис. 7.12.** Элементы электровзрывной сети при последовательном соединении ЭД:

1 — концевые провода, 2 — участковые провода, 3 — магистральные провода

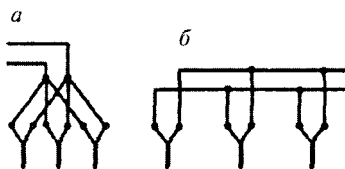
Провода ПР и ПВ — медные однопроволочные и многопроволочные в резиновой и полихлорвиниловой изоляции с сечением жилы 0,75—7,0 мм<sup>2</sup>. Провода АПР и АПВ — одножильные алюминиевые в резиновой (Р), полихлорвиниловой (В) изоляции сечением 3,75—10,5 мм<sup>2</sup>, что соответствует сечению медных проводов 2,5—7,0 мм<sup>2</sup>.

Для устройства элементов цепи с напряжением до 1000 В применяют провода ЭР и ЭВ, при более высоком напряжении — провода СП-1, СП-2, АПР и АПВ.

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

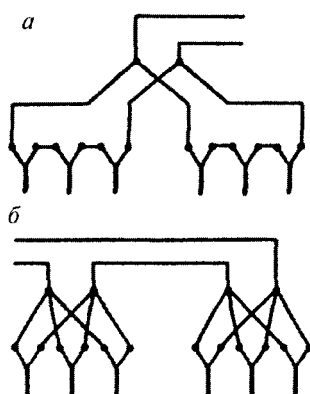
При взрывных работах можно применять следующие схемы соединения электродетонаторов в цепи: последовательную (см. рис. 7.12), параллельную, где в свою очередь различают пучковую схему (рис. 7.13, а), когда все провода от ЭД подсоединяют в двух точках, и ступенчатую (рис. 7.13, б), когда провода подсоединяют к разным точкам участковых проводов; смешанные — последовательно-параллельная (рис. 7.14, а) и параллельно-последовательная (рис. 7.14, б). В первых электродетонаторы в группах соединены последовательно, а группы — параллельно, во вторых — соединение в группах параллельное, а группы соединены последовательно.

В крупные заряды (в боевики) вводят по два электродетонатора, соединяемые последовательно (рис. 7.15, *а*) или параллельно (рис. 7.15, *б*) — парно-последовательное и парно-параллельное соединение. Для повышения надежности взрыва иногда применяют дублирование электровзрывных сетей.



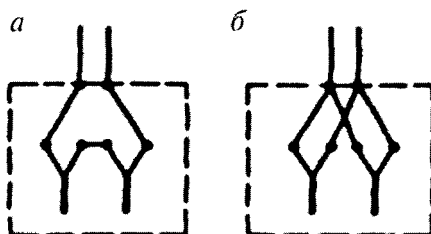
**Рис. 7.13. Параллельное соединение ЭД:**

*а* — пучковое; *б* — ступенчатое



**Рис. 7.14. Смешанное соединение ЭД:**

*а* — последовательно-параллельное, *б* — параллельно-последовательное



**Рис. 7.15. Установка двух ЭД в боевике:**

*а* — последовательное, *б* — параллельное

Применение двух ЭД в боевиках и особенно дублирование электровзрывных цепей (применение двух последовательных цепей с двумя ЭД в каждом боевике) практически исключает отказы зарядов и дает 100 %-ную гарантию инициирования всех зарядов ВВ.

Последовательное соединение имеет следующие достоинства:

- ◆ через все ЭД проходит одинаковый ток;
- ◆ для взрыва требуется источник тока минимальной мощности;
- ◆ меньше длина проводов, простота и наглядность схемы соединения;
- ◆ простота расчета и проверки исправности цепи.

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

Большие преимущества имеет парно-последовательное соединение ЭД, чем парно-параллельное, так как последняя схема требует более мощного источника тока, а также менее надежна с точки зрения получения отказов при плохом подсоединении одного из ЭД или при его недоброкачественности.

Параллельное соединение имеет следующие достоинства:

- ◆ при обрыве места присоединения ЭД отказ получается только в одном заряде, а если в боевике имеются два ЭД, отказа не происходит;
- ◆ попадание недоброкачественного ЭД не ведет к отказу всей электровзрывной сети.

Вместе с тем эта схема имеет существенные недостатки:

- ◆ для взрыва одинакового числа ЭД требуется более мощный источник тока;
- ◆ практически невозможно определить с помощью приборов исправность сети;
- ◆ для монтажа требуется больше проводов, усложняются монтаж и особенно расчет ступенчатых схем соединения. Поэтому параллельное соединение не рекомендуется для применения.



Последовательно-параллельное соединение применяют, когда надо взорвать большое число ЭД от источника тока с недостаточным для последовательного соединения напряжением. Параллельно-последовательное соединение менее надежно и редко применяется на практике.

Таким образом, последовательная схема соединения ЭД наиболее эффективна и надежна, и ее целесообразно применять во всех случаях, когда можно обеспечить получение гарантийной величины тока.

Методика расчета электровзрывных цепей состоит в определении величины ее сопротивления, силы тока, проходящего через отдельный ЭД, и сравнении полученных результатов с предельным значением сопротивления цепи для конденсаторных машинок, приводимых в паспорте, или с гарантийной величиной тока для ЭД при взрывании от силовой или осветительной сети.

В связи с тем что точные расчеты для определения этих величин при применении конденсаторных взрывных машинок сложны, рекомендуется на практике пользоваться упрощенными расчетными формулами:

- ♦ для простых последовательных сетей:

$$R_{\text{посл}} \leq R_{\text{пасп}},$$

где  $R_{\text{пасп}}$  — предельно допустимое сопротивление, указанное в паспорте машинки для последовательных сетей, Ом;

- ♦ для последовательных сетей с парно-параллельным включением ЭД:

$$R_{\text{парн}} = \frac{1}{4} R_{\text{пасп}};$$

- ♦ для смешанных пучковых сетей простых и с парно-исследовательным включением ЭД:

$$R_{\text{пучк}} = \frac{1}{n^2} R_{\text{пасп}},$$

где  $n$  — число параллельных ветвей;

◆ для параллельно-пучковых сетей:

$$R_{\text{пучкп}} = \frac{1}{n^2} R_{\text{пасп}};$$

◆ для смешанных пучковых сетей с парно-параллельным включением ЭД:

$$R_{\text{спучкп}} = \frac{1}{4n^2} R_{\text{пасп}}.$$

При использовании силовых и осветительных сетей в качестве источника тока применяют следующие основные расчетные формулы.

При последовательном соединении

$$J = U / R,$$

где  $U$  — напряжение источника тока, В;  $R$  — сопротивление взрывной цепи, Ом,

$$R = mr_d + L_k r_k + L_y r_y + L_m r_m,$$

где  $m$  — число ЭД, шт.;  $r_d$  — сопротивление одного ЭД, Ом;  $L_k$ ,  $L_y$ ,  $L_m$  — длина концевых, участковых и магистральных проводов, м;  $r_k$ ,  $r_y$ ,  $r_m$  — сопротивление 1 м концевых, участковых и магистральных проводов, Ом.

Полученное значение силы тока сравнивают с гарантийным током, причем обязательным является условие  $I \geq I_{\text{гар}}$ .

При параллельно-пучковом соединении сопротивление отдельной произвольной ( $i$ -й) ветви сети находится по формуле

$$R_{\text{в}i} = mr_d + L_{\text{к}i} r_{\text{к}i} + L_{\text{у}i} r_{\text{у}i},$$

где  $L_{\text{к}i}$  и  $L_{\text{у}i}$  — длина соответственно концевых и участковых проводов данной ветви, м;  $r_{\text{к}i}$  и  $r_{\text{у}i}$  — сопротивление 1 м соответственно концевых и участковых проводов данной ветви, Ом.

Сопротивление всей сети:

$$R = L_m r_m + L_c r_c + \frac{1}{1/R_{в1} + 1/R_{в2} + \dots + 1/R_{вn}},$$

где  $L_c$  и  $L_m$  — длина соответственно соединительных и магистральных проводов, м;  $r_c$  и  $r_m$  — сопротивление 1 м соответственно соединительных и магистральных проводов, Ом;  $R_{в1}$  и  $R_{в2}$  — сопротивление отдельных ветвей, Ом.

При одинаковом сопротивлении ветвей

$$R = L_m r_m + L_c r_c + R_b / n,$$

где  $n$  — число параллельных ветвей.

Сила тока в магистрали:

$$J = \frac{U}{R}.$$

Сила тока, протекающего через отдельную ветвь (электродетонатор)

$$J = J_m / n = U / nR,$$

также должна быть больше или равна гарантийной, т.е. ток в магистрали при  $n$  параллельно соединенных ЭД должен быть в  $n$  раз больше, чем требуемая его гарантийная величина для отдельного ЭД.

При применении более сложных соединений электровзрывных цепей рекомендуется использовать специальную литературу по этому вопросу (например, А.И. Лурье. Электрическое взрывание зарядов. — М.: Недра, 1973).

## 7.9. ТЕХНОЛОГИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ ВВ

При электрическом иницировании зарядов необходимо:

- ◆ проверить и подобрать ЭД по сопротивлению;
- ◆ изготовить патроны-боевики;

- ◆ подать предупредительный сигнал, ввести заряды ВВ в шпуры, скважины или камеры и произвести их забойку;
- ◆ выполнить монтаж электровзрывной цепи;
- ◆ проверить исправность взрывной цепи и определить ее сопротивление;
- ◆ подать боевой сигнал, подсоединить магистральные провода к источнику тока и произвести взрыв;
- ◆ после проветривания осмотреть взорванный забой;
- ◆ при наличии отказов ликвидировать их;
- ◆ подать сигнал отбоя.

Все ЭД перед выдачей их для взрывания должны быть проверены на соответствие их сопротивления указанным в паспортах. Провода ЭД после проверки их сопротивления должны быть замкнуты накоротко, в таком положении они должны находиться до момента присоединения их к участковым или магистральным проводам.

Изготовление патронов-боевиков при электрическом инициировании может быть выполнено различными способами, один из которых показан на рис. 7.16.

Соединения проводов тщательно изолируются изоляционной лентой или специальными зажимами-контактами, наполненными солидолом (рис. 7.17). Монтаж цепи ведут только от зарядов к источнику тока. При дублировании взрывных цепей основные и дублирующие провода должны быть замаркированы. Монтаж взрывной цепи начинают только после полного окончания заряжания и забойки зарядов.

Общее сопротивление электровзрывной цепи должно быть заранее подсчитано и затем измерено с места подачи тока в цепь при помощи электроизмерительных приборов. При расхождении фактически измеренного и расчетного сопротивлений более чем на 10 % необходимо снова закортить концы проводов цепи, найти и устранить неисправности, вызывающие отклонения от расчетного сопротивления электровзрывной цепи (плохо защищенные концы проводов, слабые сростки, нарушение изоляции и т.п.).

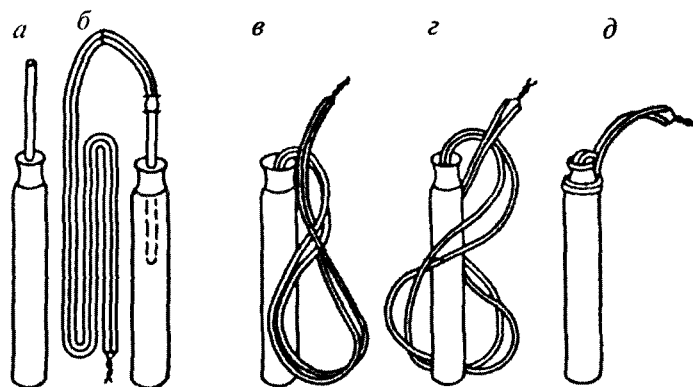


Рис. 7.16. Изготовление патрона-боевика при электрическом взрывании (а—д — последовательность операций)

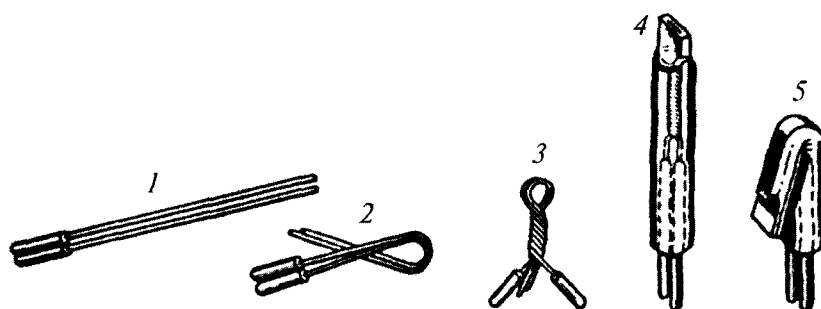


Рис. 7.17. Изоляция соединений электровзрывной сети с помощью зажимов-контактов:

1, 2, 3 — соединение проводов; 4 — углубление соединения с зажимом; 5 — загибание зажима для фиксации в нем соединения проводов

Ключи от взрывных машинок и ящиков взрывных станций на все время подготовительных работ до момента взрыва должны находиться у руководителя взрывных работ или взрывника.

На время начала монтажа цепи все электрические установки, находящиеся в пределах установленной проектом опасной зоны, должны быть обесточены.

Если при включении тока во взрывную цепь взрыва не произошло, то выполняют отключение магистральных проводов, их закорачивание и через 10 мин взрывник осматривает забой, обнаруживает и устраняет неисправности цепи.

После взрыва и проветривания забоя, но не ранее чем через 5 мин после взрыва, производят осмотр забоя и при обнаружении отказов производят их ликвидацию.

Достоинства электрического инициирования: относительная безопасность, возможность проверки цепи перед взрывом, возможность осуществления любой последовательности взрывания серии зарядов, неограниченная область применения.

К недостаткам электрического инициирования относят сложность монтажа сети, особенно при соединении большого числа ЭД по смешанным схемам, повышенная по сравнению с огневым и электроогневым инициированием себестоимость и опасность преждевременного взрыва от блуждающих токов.

## **7.10. ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ОТКАЗОВ И ПРЕЖДЕВРЕМЕННЫХ ВЗРЫВОВ ПРИ ЭЛЕКТРИЧЕСКОМ ИНИЦИИРОВАНИИ**

В практике, несмотря на выполнение инструкций, иногда происходят одиночные или групповые отказы ЭД, которые приводят к тяжелым последствиям. Эти отказы связаны со скрытыми дефектами ЭД (дефекты в воспламенительном составе головки, уменьшение сечения мостика и т.д.), которые не могут быть обнаружены предварительными осмотром и измерениями.

Для повышения надежности взрыва зарядов применяют размещение в зарядах двух ЭД, последовательно соединенных; размещение в зарядах двойных электровзрывных сетей.

Преждевременные взрывы при электрическом взрывании могут быть вызваны неправильными действиями взрывников, неисправностью контрольно-измерительной аппаратуры, а также появлением во взрывной сети посторонних токов, поступающих в сеть из взрываемого массива.

К посторонним токам относят: блуждающие токи, возникающие при применении контактных электровозов; токи утечки, возникающие при нарушении и изоляции электрооборудования; токи электростатические, возникающие при нарушении режимов пневмозарядки и помещения ЭД в заряд до окончания зарядки. Кроме того, могут появляться в зоне взрывных работ естественные токи, возникающие в результате протекания в породах физических и химических процессов; токи грозовых разрядов, переходящих из атмосферы в массив породы; токи электромагнитных излучений, возникающие при радио- и телевизионных передачах, работе радаров спецназначения.

Наибольшую опасность в отношении преждевременных взрывов представляют токи утечки и электростатические.

Применяют следующие меры для предотвращения преждевременных взрывов:

- ◆ обеспечение хорошей изоляции соединений взрывной цепи;

- ◆ уменьшение утечек токов в районе взрывания путем улучшения изоляции электротехнического оборудования, а также прекращения подачи электроэнергии на участок на период подготовки и проведения взрыва;

- ◆ установка во взрывной сети газовых разрядников, потенциал пробоя которых выше разности потенциалов блуждающих токов и ниже потенциала источника тока, применяемого для взрывания;

- ◆ концы проводов ЭД и цепи должны быть замкнуты до момента их подсоединения к магистрали или к клеммам источника тока;

- ◆ при приближении грозы, если до ее прихода произвести взрыв на карьере или другом участке невозможно, взрывная цепь должна быть разомкнута, а концы проводов изолированы.

Наиболее надежным способом предотвращения преждевременных взрывов является применение ЭД пониженной чувствительности, устойчивых в отношении воздействия блуждающих токов и зарядов статического электричества.

При использовании ЭД и электровоспламенителей, защищенных от зарядов статического электричества, электрическое и электроогневое инициирование будут наиболее безопасными и надежными и должны полностью заменить огневое инициирование при групповом взрывании зарядов.

## **7.11. СРЕДСТВА ДЛЯ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ С ПОМОЩЬЮ ДШ**

Детонирующий шнур предназначен для передачи детонации от ЭД или КД к заряду ВВ или от заряда к заряду на требуемые расстояния. Если сеть из ДШ имеет разветвления, то детонация передается по всем ветвям одновременно с одинаковой скоростью 6,5 км/с.

Сердцевину детонирующего шнура ДША (рис. 7.18) изготавливают из ТЭНа с направляющими нитями или без них и покрывают оплетками из льняных и хлопчатобумажных ниток. Для повышения водостойчивости наружные оплетки шнура покрывают воском или озокеритом. Для внешнего выделения ДШ в белые нити наружной оплетки добавляют две красные.

Шнур для подводного взрывания ДШВ дополнительно покрывают полихлорвиниловой оболочкой.

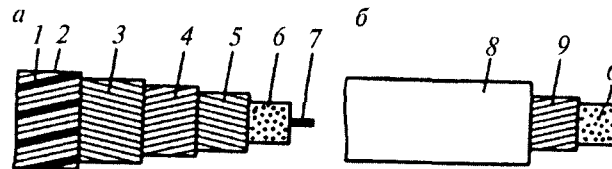
Все шнуры устойчиво детонируют от КД или ЭД до температуры 55 °С, а также при охлаждении до температуры -35 °С в течение 2 ч. Навеска ВВ в 1 м детонирующего шнура ДША и ДШВ составляет 12—13 г. Он выпускается в бухтах длиной 50 м. Диаметр шнура 5—6 мм.

В настоящее время вместо шнуров ДША выпущен экструзионный детонирующий шнур ДШЭ-12, оболочка в котором сделана из полиэтилена, армированного капроновыми нитями (рис. 7.18, б). Серийно выпускают шнуры ДШЭ-12 и ДЭШ-6 с навеской 12 и 6 г ВВ в 1 м. Надежность детонирующего шнура ДШЭ по водостойчивости и безопасности взрывания в несколько раз выше, чем ДША. По заказам предприятий выпускают мощный ДШ этого типа с навеской ВВ 20 и 40 г на 1 м



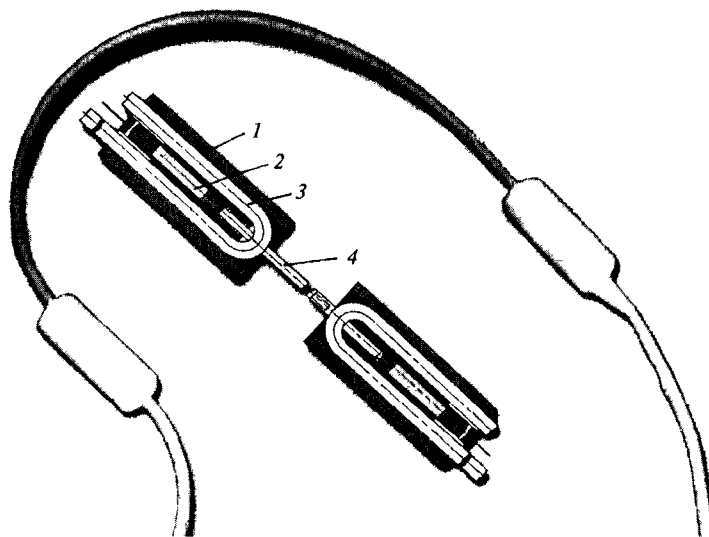
шнура, предназначенный для инициирования низкочувствительных ВВ без применения промежуточных шашек-детонаторов по всей длине заряда. Эти шнуры выпускают на НМЗ «Искра» на катушках длиной нити 200—250 м.

Пиротехнические замедлители детонирующего шнура РП-8М, РП-Д применяются для создания требуемых замедлений между взрываемыми зарядами. Конструкция пиротехнического замедлителя РП-Д (рис. 7.19) предусматривает замедления 10, 20, 30, 40, 60, 80 и 100 мс.



**Рис. 7.18. Детонирующие шнуры:**

*a* — ДША; *б* — ДШЭ-12; 1 — наружная оплетка с двумя красными нитями; 2, 3, 4, 5 — льняные оплетки, 6 — ТЭН; 7 — направляющие нити, 8 — полиэтиленовая оболочка; 9 — армирующие капроновые нити



**Рис. 7.19. Схема пиротехнических замедлителей РП-Д;**

1 — трубчатые элементы; 2 — КД; 3 — ДШ; 4 — волноводная трубка

Реле пиротехническое РП-Н двухстороннего действия НПЗ «Искра» используют для их установки в разрывы магистрали ДШ для создания замедлений взрыва скважинных зарядов 20, 35 и 50 мс. Реле состоит из двух капсулей-детонаторов с замедлителями, помещенными в одну пластмассовую трубку и обжатых в ней для фиксации, а в свободные части трубки вставлены отрезки ДШ длиной 30—50 см для соединения с магистралью.

Реле пиротехнические РП-Д повышенной стойкости к механическим воздействиям имеют замедления 20, 31, 45, 60, 80 и 100 мс, разработаны ОАО «Нитро-Взрыв» и НПЗ «Искра». Реле состоит из двух элементов с КД замедленного действия, соединенных волноводной трубкой. Трубочатые элементы с КД имеют каналы для ввода отрезков ДШ, которыми подсоединяют реле к магистрали ДШ.

## 7.12. ТЕХНОЛОГИЯ ВЗРЫВАНИЯ С ПОМОЩЬЮ ДШ

Для взрывания с помощью ДШ необходимо:

- ◆ разрезать шнур на отрезки для изготовления патронов-боевиков, изготовить патроны-боевики;
- ◆ подать предупредительный сигнал, выполнить зарядание и забойку зарядов, установить посты охраны зоны;
- ◆ выполнить монтаж сети ДШ;
- ◆ подать боевой сигнал, подсоединить к разрывам и в магистрали замедлители РП-Д или др.;
- ◆ после взрыва осмотреть забой;
- ◆ при наличии отказов ликвидировать их и подать сигнал отбоя.

Длину отрезков шнура выбирают такой, чтобы после опускания боевиков в заряд на поверхности у скважины оставался отрезок ДШ длиной 1—1,5 м.

При взрывах зарядов в скважинах или камерах патрон-боевик изготавливают заранее или на взрываемом блоке из не-

скольких патронов порошкообразного ВВ путем обвязывания их ДШ. В настоящее время для изготовления боевиков применяют в основном специальные прессованные шашки — промежуточные детонаторы из тротила или смеси тротила с гексогеном и ТЭНом (табл. 7.5).

В связи с тем что при использовании ДШ в заряде ВВ не требуется размещать детонаторы, этот способ инициирования иногда называют бескапсюльным.

Таблица 7.5

**Характеристика прессованных шашек для инициирования зарядов гранулированных и водосодержащих ВВ на карьерах**

Условное обозначение шашек	ВВ	Масса шашек, г	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Скорость детонации, км/с
1	2	3	4	5
ТП-200	Тротил	200	1,5-1,55	6,5—6,8
ТП-400	»	400	1,5—1,55	6,5—6,8
ПТ-400Г	»	400	1,52—1,59	6,8—7,0
ТГ-500 (литые)	Тротил/гексоген	500	1,58—1,64	7,2—7,8
ТГФ-850Э	»	850	1,6	7,7—7,8
ТС-500Л	Тротил	525	1,53	6,85
ТС-1000Л	ТЭН	1000	1,53	6,85

Продолжение табл. 7.5

Условное обозначение шашек	Давление детонационной волны, кбар	Форма и конструкция	Диаметр отверстия ДШ, мм	Число нитей ДШ для инициирования шашки
1	6	7	8	9
ТП-200	25—80	Параллелепипед с гнездом под КД или ЭД	7,5—8,2	2
ТП-400	135—150	»	7,5—8,2	2
ПТ-400Г	160—200	Прессованный цилиндр с осевым каналом	14,5	4
ТГ-500 (литые)	200—220	Литой цилиндр с осевым каналом	14,5	4

Окончание табл. 7.5

Условное обозначение шашек	Давление детонационной волны, кбар	Форма и конструкция	Диаметр отверстия ДШ, мм	Число нитей ДШ для инициирования шашки
1	6	7	8	9
ТГФ-850Э	220	Литой цилиндр с осевым каналом и гнездом	14,5	4
ТС-500Л	190	То же	14,5	4
ТС-1000Л	190	»	14,5	4

Примечания: 1. Шашки ТП-200, ТП-400 предназначены для разведки, но могут быть использованы для инициирования скважинных зарядов. 2. Для гранулированных и водосодержащих ВВ, применяемых на подземных работах россыпью, в качестве промежуточного детонатора следует использовать патрон аммонита или детонита. По заказу потребителей шашки ТП-400Г изготавливают гидроизолированными повышенной водостойчивости.

Отрезки шнуров между собой соединяют (рис. 7.20) внакладку или внакрутку на длине не менее 100 мм. Шнуры скрепляют изоляционной лентой или шпагатом. Целесообразно шнуры при монтаже сети связывать морским узлом или петлей. Последние два соединения считаются наиболее надежными.

В настоящее время разработаны отечественные полиэтиленовые простые соединители участков ДШ с магистралью путем создания затягивающейся петли.

Угол между ответвлением ДШ и магистралью по направлению детонации не должен быть более  $90^\circ$ , так как при большем угле детонация может прекратиться. При монтаже сети нельзя допускать витков и скруток на шнуре. При пересечении шнуров они должны быть разделены грунтом или деревянной прокладкой толщиной не менее 100 мм.

Для большей надежности применяют дублирование нитей и кольцевание сетей ДШ. При этом дублирующие и основные сети инициируют от одного детонатора. Высокую надежность взрывания дают кольцевые магистрали из ДШ.

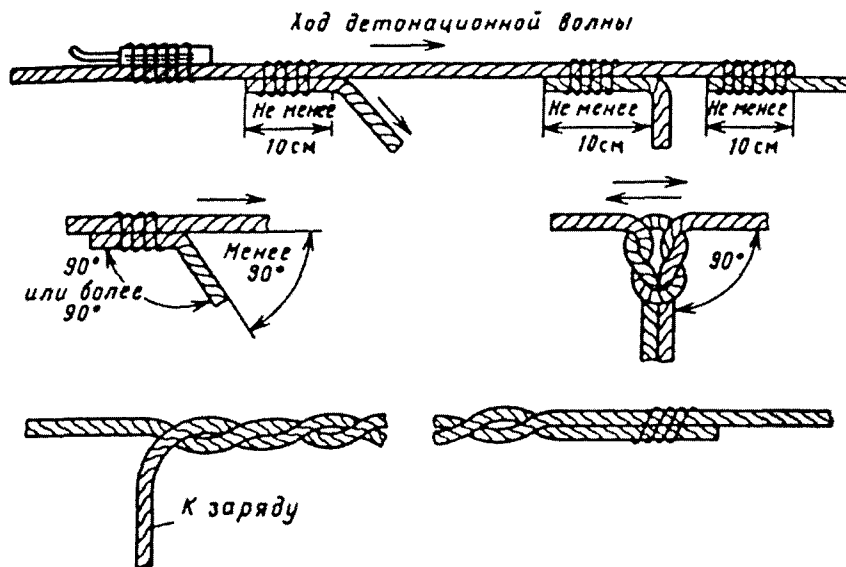


Рис. 7.20. Основные способы соединения ДШ при монтаже взрывной сети

Взрывание сети ДШ производят не менее чем двумя ЭД (рис. 7.21) или зажимными трубками, которые прикрепляют на расстоянии 100—150 мм от конца магистральной линии ДШ. Трестом «Трансвзрывпром» разработаны пластмассовые соединители, в которых к ЭД или к КД плотно в специальных выемках прижимают концы магистралей ДШ.

Достоинства взрывания с помощью ДШ: минимальная опасность выполнения заряжания и особенно ликвидации отказов и простота их выполнения.

Недостатки взрывания с помощью ДШ: отсутствие приборного контроля исправности сети перед взрывом и высокая стоимость ДШ.

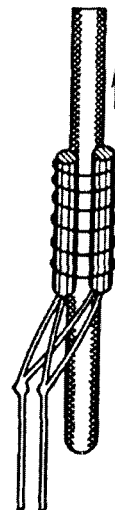


Рис. 7.21. Иницирование магистрали ДШ спаренными ЭД

### 7.13. ПРОМЕЖУТОЧНЫЕ ДЕТОНАТОРЫ ДЛЯ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ ВВ

В связи с тем что на карьерах порошкообразные ВВ практически полностью заменены значительно менее чувствительными гранулированными и водосодержащими ВВ, для их надежного инициирования стало необходимо применять промежуточные детонаторы. Штатные СИ по мощности соответствуют требованиям инициирования более чувствительных порошкообразных ВВ.

При взрывании скважинных зарядов иногда применяют промежуточные детонаторы в виде патронов-боевиков из связки патронированных ВВ (аммонита 6ЖВ, скального аммонита и т.п.), обвязанных детонирующим шнуром (рис. 7.22), но, как правило, ПД изготавливают из специальных шашек (рис. 7.23).

Созданы промежуточные детонаторы из мощных прессованных ВВ в виде шашек различных форм и масс. Характеристика шашек-детонаторов приведена в табл. 7.5. Все шашки взрываются от 2—4 ниток ДШ, пропущенного через осевое отверстие, как показано на рис. 7.23.

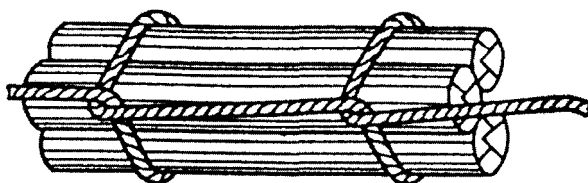


Рис. 7.22. Промежуточный детонатор (патрон-боевик) из патронов ВВ

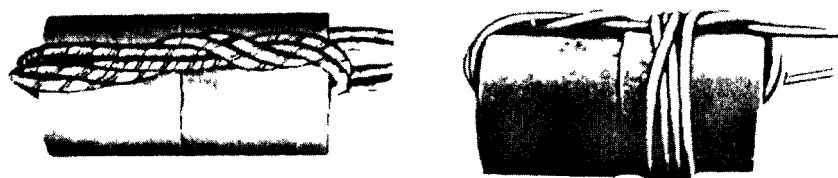


Рис. 7.23. Прессованные шашки промежуточных детонаторов

Для скважинных зарядов гранулитов, граммонитов, гранулотола и алюмотола боевик делается из двух шашек ТП-400, размещаемых на уровне подошвы уступа. При глубине скважин более 15 м надо по ЕПБ устанавливать второй боевик. Для водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ рекомендуется устанавливать два боевика: в нижнюю часть скважины — из трех шашек и в верхнюю часть заряда — боевик из двух шашек. Вопрос надежного инициирования гранулированных и водосодержащих ВВ требует дополнительного изучения, но обязательным является повышение массы шашек и энергетических характеристик ВВ. Для этой цели ФГУП «ГосНИИ «Кристалл»», ОАО «Нитровзрыв», КНИИМ и др. разработаны мощные ПД из смеси тротила, гексогена и ТЭНа.

Шашки ТГФ-850Э массой 850 г изготовлены из литейной смеси тротила и флегматизированного гексогена, снабжены каналом для ДШ и гнездом для КД или ЭД, что позволяет их применять с неэлектрическими волноводными СИ.

Шашки ТС-500 и ТС-1000Л массой 525 и 1000 г соответственно изготовлены из литейной смеси тротила и ТЭНа, снабжены каналом для ДШ и гнездом для КД или ЭД.

Для повышения прочности шашек при их изготовлении используют термоусадочную ПВХ-пленку, защищающую торцы и края и сохраняющую их целостность при случайных ударах.

ФГУП КНИИМ разработана шашка из смеси тротила с бездымным порохом (поротол), которая успешно проходит испытания. Она надежно, как и вышеприведенные, инициирует все типы применяемых на земной поверхности низкочувствительных ВВ.

В ряде зарубежных стран (США, Швеция, Канада, Китай), где распространено инициирование на карьерах системами типа шведской Нонель шашки-боевики обклеивают для повышения их прочности плотной бумагой с гидроизоляцией поверхности или помещают его в сборный пластиковый корпус. В каждую шашку в специальные отверстия помещают два детонатора, самостоятельно инициируемых от общей магистрали, а в скважину помещают два боевика, за счет чего получают четырехкратное резервирование по надежности.

На некоторых карьерах Китая применяют шашки в виде конических зарядов массой 200 г в пластиковом корпусе с осевым отверстием для ДШ. На отрезке ДШ узлами крепится 2—5 и более таких боевиков, чем обеспечивается многоточечное инициирование зарядов.

#### **7.14. ПРОИЗВОДСТВО ВЗРЫВОВ НА КАРЬЕРАХ ПО РАДИОСИГНАЛУ**

При массовых взрывах на крупных карьерах одновременно инициируют несколько заряженных блоков на разных уступах, а все блоки соединяют между собой, как правило, двумя магистральными линиями ДШ. При этом расходуется большое количество ДШ, а надежность массового взрыва, особенно при неблагоприятных погодных условиях, снижается.

Поэтому технически и экономически целесообразно производить взрывы без применения соединительных магистралей, что достигнуто применением взрывания отдельных блоков по радиосигналу, подаваемому с центрального пункта с помощью систем «Гром» и «Друза».

Устройство «Гром», разработанное НИИчерметом, состоит из командного и исполнительного блоков (см. рис. 7.24). Командный блок (рис. 7.24, а) совместно с приемопередатчиком радиостанции устанавливается за пределами опасной зоны на борту карьера и обеспечивает передачу кодированных команд для проверки радиосигнала и взрывания. Блок устанавливают в помещении или специальном автомобиле. Число исполнительных блоков, работающих с одним командным, неограниченно и зависит от числа взрываемых блоков. Исполнительный блок (рис. 7.14, б) с радиоприемником устанавливают в карьере на расстоянии 100—150 м от взрываемого блока под прочным корпусом для защиты его от разлетающихся кусков породы. Этот блок принимает кодированный радиосигнал от командного и передает его на антенну ЭД, инициирующего сеть ДШ взрываемого блока.



На некоторых карьерах Китая применяют шашки в виде конических зарядов массой 200 г в пластиковом корпусе с осевым отверстием для ДШ. На отрезке ДШ узлами крепится 2—5 и более таких боевиков, чем обеспечивается многоточечное инициирование зарядов.

#### **7.14. ПРОИЗВОДСТВО ВЗРЫВОВ НА КАРЬЕРАХ ПО РАДИОСИГНАЛУ**

При массовых взрывах на крупных карьерах одновременно инициируют несколько заряженных блоков на разных уступах, а все блоки соединяют между собой, как правило, двумя магистральными линиями ДШ. При этом расходуется большое количество ДШ, а надежность массового взрыва, особенно при неблагоприятных погодных условиях, снижается.

Поэтому технически и экономически целесообразно производить взрывы без применения соединительных магистралей, что достигнуто применением взрывания отдельных блоков по радиосигналу, подаваемому с центрального пункта с помощью систем «Гром» и «Друза».

Устройство «Гром», разработанное НИИчерметом, состоит из командного и исполнительного блоков (см. рис. 7.24). Командный блок (рис. 7.24, а) совместно с приемопередатчиком радиостанции устанавливается за пределами опасной зоны на борту карьера и обеспечивает передачу кодированных команд для проверки радиосигнала и взрывания. Блок устанавливают в помещении или специальном автомобиле. Число исполнительных блоков, работающих с одним командным, неограниченно и зависит от числа взрываемых блоков. Исполнительный блок (рис. 7.14, б) с радиоприемником устанавливают в карьере на расстоянии 100—150 м от взрываемого блока под прочным корпусом для защиты его от разлетающихся кусков породы. Этот блок принимает кодированный радиосигнал от командного и передает его на антенну ЭД, инициирующего сеть ДШ взрываемого блока.

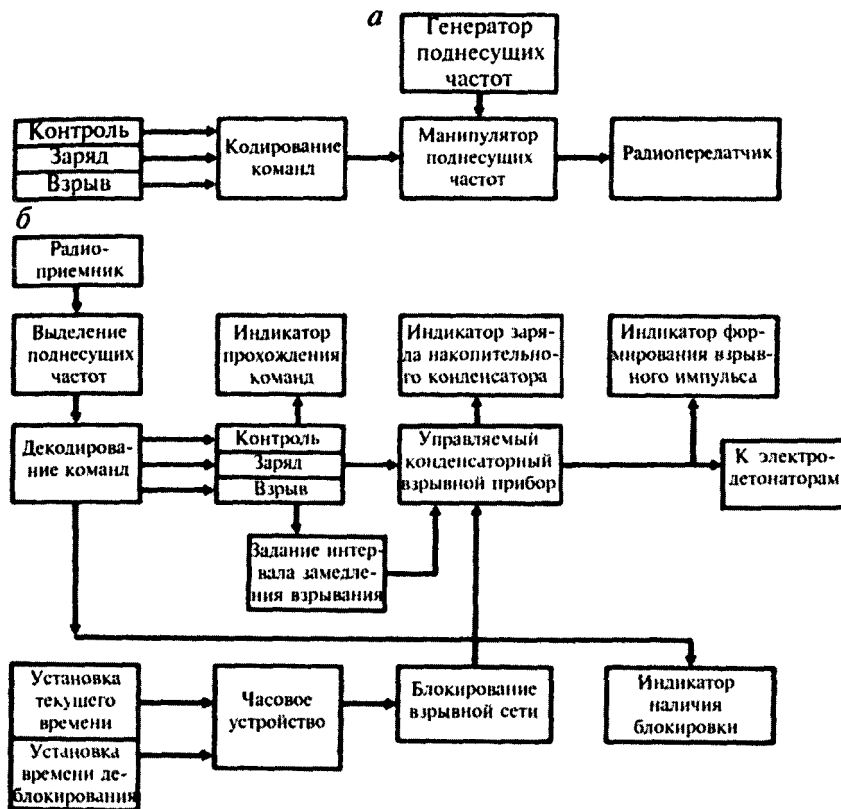


Рис. 7.24. Функциональная схема взрывного устройства «Гром»: а и б — соответственно командный и исполнительный блоки

Радиосигнал генерирует в радиоприемной системе ЭД импульс тока не менее  $3 \text{ A}^2\text{мс}$  при максимальном сопротивлении цепи 100 Ом. Замедление между блоками регулируют от 0 до 30 с с интервалом 0,2 с, не учитывая замедлений, установленных в каждом блоке. Дальность передачи сигнала на приемное устройство при высоте антенны командного блока 3 м составляет 8 км при прямой видимости и 4—5 км при отсутствии прямой видимости. В системе подачи команд на взрыв имеется двойное блокирование от случайного преждевременного взрыва за счет работы передатчика и приемника в заданный интервал времени (1 — 15 мин), кодирования сигналов на передатчике и их декодирования на приемнике.

## 7.15. НЕЭЛЕКТРИЧЕСКАЯ СИСТЕМА ИНИЦИИРОВАНИЯ

Зарубежные фирмы (США, Швеции, Китая) разработали и широко применяют неэлектрические системы инициирования, основанные на передаче ударной волны по трубчатому пластикатному высокопрочному волноводу со скоростью до 2 км/с. Это достигается за счет покрытия (напыления) на внутреннюю его поверхность тончайшего слоя ВВ (типа ТЭНа или октогена) с добавками тонкодисперсного алюминия. Навеска ВВ составляет на 1 м волновода около 20 мг. Один конец волновода запаян, а на другой смонтирован герметичский детонатор различной мощности. Инициирование ударной волны в волновод производится с помощью специальных пистолетов-стартеров, снаряжаемых капсулями типа охотничьих «Жевело» (Швеция), электрическим импульсом от взрывной машинки (Китай). При этом перед взрывом запаянный конец волновода обрезаются. Инициирование может производиться обычным КД и ЭД или петлей ДШ. Здесь обрезки торца волновода не требуется, а инициирование производится одновременно 20 и более волноводов, т.к. инициирование аналогично применяемым для ДШ. При необходимости создания разветвленных цепей в системе «Нонель» применяют соединительный блок (рис. 7.25), в котором имеется подвод одного волновода 1 с минидетонатором 2 мощностью 1/7 нормального на конце, помещенного в пластиковый корпус 3, на котором вплотную к детонатору конструктивно крепятся несколько (5—7) входящих волноводов 4, идущих к зарядам или новым соединительным блокам. Детонаторы, помещаемые в заряде, более мощные мгновенного и замедленного действия от 75 до 500 мс с интервалами 100 и 150 мс.

В России ОАО «Нитровзрыв», НПП «Краснознаменец» и ФГУП «Искра», ФГУП «Муромский приборостроительный завод» разработали две волноводные системы неэлектрического

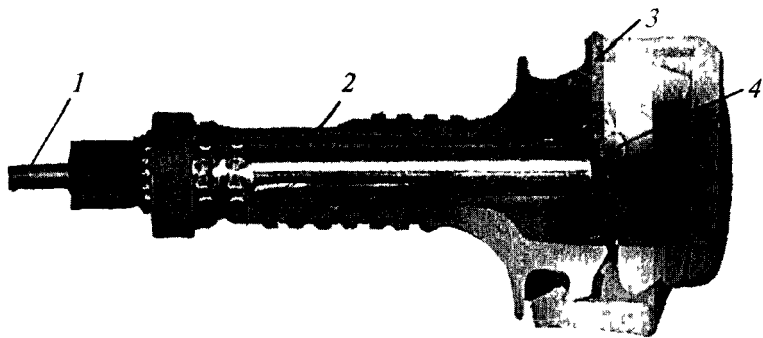


Рис. 7.25. Схема соединительных блоков неэлектрической волноводной системы

инициирования СИНВ и Эдилин. Система СИНВ успешно применяется на открытых и подземных горных работах, кроме шахт, опасных по взрыву газа и пыли. Конструктивно эти системы имеют отличия от системы «Нонель».

Налажена сборка зарубежной системы «Примадет» из элементов, поставляемых из Испании. Все волноводные системы неэлектрического инициирования имеют существенный недостаток — отсутствие приборного контроля правильности монтажа взрывной сети.

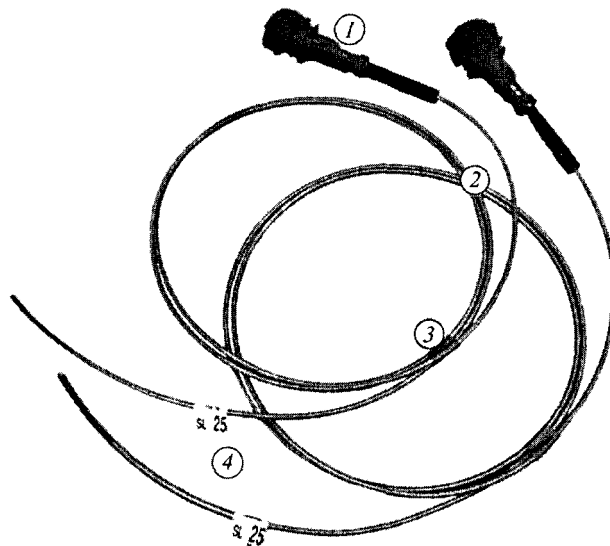
При большом разбросе времени срабатывания скважинных детонаторов для достижения минимального сейсмического воздействия массового взрыва надо выбирать интервалы замедления в поверхностной сети больше времени разброса срабатывания скважинных детонаторов.

Принципиальное отличие этих систем состоит в том, что поверхностная сеть полностью срабатывает за время 60—80 мс, а в скважинные детонаторы за это время только поступил взрывной импульс и в них происходит в этот момент сгорание замедляющего состава, который вызовет инициирование КД и заряда ВВ через 400—500 мс. Это позволяет повысить и практически исключить отказы зарядов из-за обрывов подводящих участков взрывной магистрали в скважинах (подбой скважин).



**Рис. 7.26. Схема детонатора взрывной системы:**

1 — алюминиевый корпус гильзы, 2 — вторичное инициирующее ВВ, 3 — первичное инициирующее ВВ, 4 — замедлитель, 5 — крепление волновода в детонаторе по резиновой трубке, 6 — труба-волновод



**Рис. 7.27. Общий вид системы неэлектрического инициирования с волноводом:**

1 — соединительный блок, 2 — волновод 3 — крепежная лента 4 — маркировочный знак

Детонатор нормальной мощности системы «Нонель» безотказно инициирует все ВВ нормальной чувствительности и состоит (рис. 7.26) 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 волноводе. Входящий волновод герметично закрепляется в устье детонатора с помощью резиновой трубки. Общий вид системы показан на рис. 7.27.

ПРОЦЕССЫ  
РАЗРУШАЮЩЕГО,  
СЕЙСМИЧЕСКОГО  
И ВОЗДУШНОГО  
ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА  
ЗАРЯДОВ  
ВЗРЫВЧАТОГО  
ВЕЩЕСТВА

ГЛАВА 8 —



1

## 8.1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ

Для разрушения (дробления и перемещения) массива горных пород с целью добычи минерального сырья подземным и открытым способом, проведения подземных выработок, сооружения выемок, полков для сооружения дорог в условиях горного рельефа, строительства гидротехнических и мелиоративных объектов применяют взрывы зарядов ВВ, которые принято классифицировать по нескольким признакам:

- ◆ по положению — наружный (накладной) заряд, помещаемый на взрываемом объекте; внутренний заряд — помещенный внутри взрываемого объекта (в шпуре, скважине или камере). Наружные заряды применяют в основном для дробления негабаритных кусков и козырьков на уступах карьеров, при подводных взрывах, штамповке, резке, упрочнении металлов; внутренние — для отбойки минерального сырья на карьерах и рудниках с целью дробления и последующей переработки, для проведения подземных горных выработок, сооружения выемок, полков и мелиоративных каналов;

- ◆ по форме — сосредоточенный и удлинённый. К удлинённым относятся заряды, у которых высота (длина) больше их диаметра в три и более раза. При взрывных работах на карьерах и в подземных условиях применяют преимущественно удлинённые заряды;

- ◆ по конструкции — сплошной — не разделённый промежутками; рассредоточенный, отдельные части которого разделены промежутками (участками) воздуха, мелкой породы, воды и т.п.;

- ◆ по характеру действия — заряд камуфлета, при взрыве которого разрушение (измельчение и трещинообразование) происходит только вокруг места расположения заряда без проявления видимых разрушений на открытой поверхности массива (рис. 8.1, *a*); заряд откольный, при взрыве которого происходит откол породы у открытой поверхности и разру-



шение вокруг заряда (рис. 8.1, б); заряд рыхления, вызывающий дробление породы в пределах от места расположения заряда до открытой поверхности массива без ее выброса из зоны (воронки) разрушения. При взрыве сосредоточенного заряда в массиве с одной открытой поверхностью образуется конусообразная зона разрушения, которую принято называть воронкой разрушения, или воронкой взрыва (рис. 8.1, в); заряд выброса, вызывающий дробление и выброс породы за пределы воронки взрыва (рис. 8.1, г).

Изменение характера действия заряда может быть достигнуто как путем уменьшения глубины заложения заряда постоянной величины (8.2, а), так и путем увеличения массы заряда при постоянной глубине заложения (8.2, б).

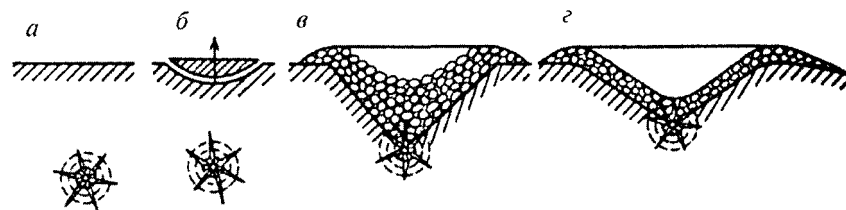


Рис. 8.1. Проявление действия взрыва различных зарядов:

а — камуфлетного, б — откольного; в — рыхления; г — выброса

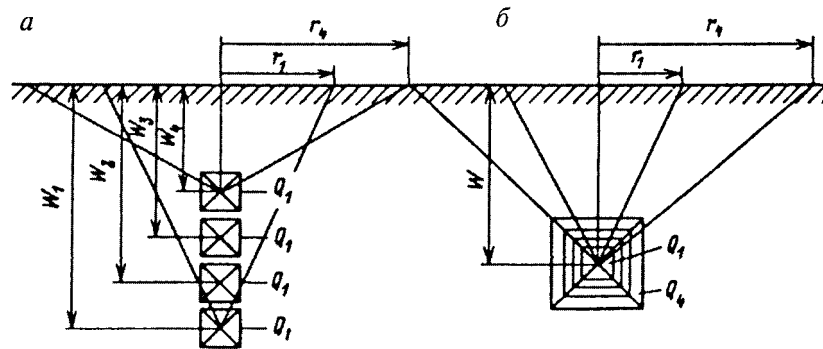


Рис. 8.2. Способы изменения характера действия взрыва:

а — за счет уменьшения глубины заложения заряда; б — за счет увеличения массы заряда

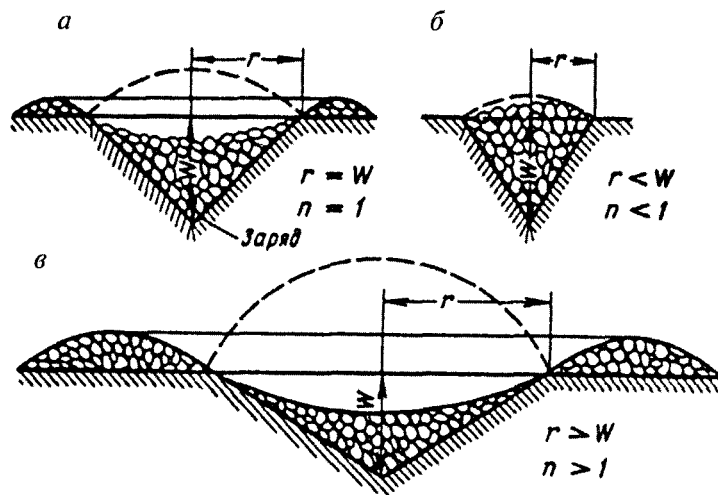
Форма образуемой воронки зависит от свойств взрывае­мой среды. При расчетах одиночных сосредоточенных зарядов форму воронки взрыва принимают в виде опрокинутого конуса вращения с вершиной в центре заряда.

Различают следующие элементы воронки взрыва (рис. 8.3):

- ♦ глубина заложения заряда или линия наименьшего сопротивления (ЛНС) — кратчайшее расстояние от центра заряда до ближайшей открытой поверхности  $W$ . Для удлиненных зарядов при их многорядном расположении ЛНС — среднее расстояние между рядами или отдельными зарядами;

- ♦ угол полураствора воронки взрыва ( $\alpha$ ); радиус действия взрыва заряда ( $R$ ); радиус основания воронки взрыва ( $r$ ), показатель действия взрыва, равный отношению радиуса воронки к ее глубине, т.е.  $n = r/W = \text{tg}\alpha$ .

В зависимости от величины показателя действия взрыва различают три разновидности зарядов выброса: нормальный при  $n = 1$  (рис. 8.3, а), уменьшенный при  $n < 1$  (рис. 8.3, б) и усиленный при  $n > 1$  (рис. 8.3, в). Заряды уменьшенного и нормального



**Рис. 8.3. Элементы воронки взрыва:**  
 а — нормального; б — уменьшенного; в — усиленного выброса

выброса применяют для дробления скальных массивов на карьерах, а также обрушения крутых откосов в гористой местности при дорожном строительстве (взрывы на сброс). Заряды усиленного выброса при  $n = 2 - 3$  применяют для проходки выработок, подземной отбойки, при сооружении каналов взрывами на выброс, каменно-набросных плотин в ирригационном и гидротехническом строительстве.

Непосредственно в районе заложения заряда при взрыве под действием ударных волн и газов взрыва образуется зона сжатия или измельчения. В пределах этой зоны происходит раздавливание и сильное измельчение породы с образованием в месте расположения заряда полости определенных размеров. Порода в зоне измельчения превращается в мелкораздробленную (размерами 0—5 мм) массу с измененной структурой.

За пределами зоны измельчения происходит дробление породы, разделение ее трещинами без изменения структуры. Эту зону называют зоной разрыхления или трещинообразования.

В более удаленных от зарядов участках массива происходит только сотрясение породы без разрушения. Эту часть среды называют зоной сотрясения, зоной сейсмического действия взрыва.

При взрывах выделяющиеся газы генерируют воздушную ударную волну, которая воздействует на окружающие объекты, особенно остекление и легкие конструкции. Эту зону называют зоной воздушного действия взрыва.

При взрывных работах в горном деле практическое значение имеет совокупность зон сжатия и разрыхления, называемая общим термином «зона разрушения». Радиус этой зоны называется радиусом разрушения, или радиусом действия взрыва заряда.

## **8.2. ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД ВЗРЫВОМ ОДИНОЧНОГО ЗАРЯДА**

Все породы по механизму процесса разрушения делят на три группы: грунтовые массивы, скальные монолитные и скальные трещиноватые массивы. Процесс разрушения каждой группы пород может быть охарактеризован следующим образом.

**Грунтовые массивы.** Пески, супеси, некоторые глины и суглинки, разрушение которых происходит, по данным проф. А.Н. Ханукаева, за счет запаса кинетической энергии, приобретенной средой при расширении продуктов взрыва. Разрушение под действием волн напряжений в массиве незначительны. При взрыве вокруг заряда образуется расширяющаяся шаровая полость, заполненная газами взрыва, которая при приближении к открытой поверхности приобретает асимметричную грушевидную форму с большой осью, направленной по ЛНС заряда (рис. 8.4). Изменение формы полости объясняется различной сопротивляемостью перемещению участков массива. В нижней части полости расширение быстро прекращается, в то время как размеры верхней части полости увеличиваются, уменьшая толщину слоя грунта, поднимаемого над полостью. При дальнейшем расширении полости оболочка прорывается в верхней части. Дальнейшее движение породы происходит за счет баллистического полета отдельных частиц с достижением эффекта «открывания ворот». Масса породы падает вниз, образуется открытая воронка. У краев воронки образуется гребень из разрушенной породы, часть ее сползает вниз, придавая воронке угол естественного откоса, характерный для данных разрушенных пород, уменьшая ее глубину и объем.

**Скальные монолитные массивы.** Предполагается, что скорость детонации ВВ значительно выше скорости деформации породы. Поэтому поверхность породы воспринимает действие взрыва одновременно по всей площадке соприкосновения заряда с массивом.

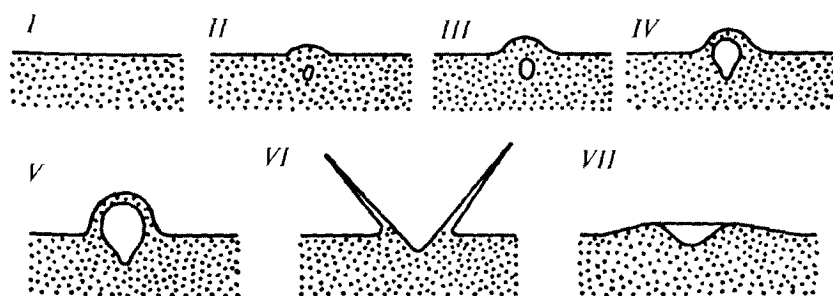


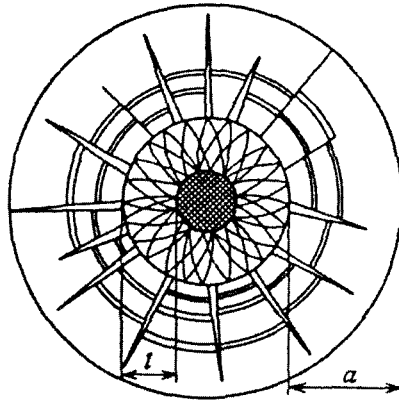
Рис. 8.4. Последовательность разрушения взрывом грунтового массива:  
I—VII — фазы движения грунта

На поверхности раздела «заряд—порода» детонационная волна переходит в ударную с весьма высокой амплитудой, вызывающей сильное измельчение породы, находящейся в условиях всестороннего неравномерного сжатия. По мере удаления от заряда амплитуда ударной волны резко снижается (обратно пропорционально пятой или шестой степени радиуса, по данным Г.И. Покровского) и на расстоянии 5—6 радиусов заряда превращается в упругую волну напряжения, скорость распространения ее меньше, чем ударной, и равна скорости звука в породе. Однако амплитуда взрывной волны остается значительно выше прочности породы на раздавливание, вследствие чего после ее прохождения наблюдается интенсивное разрушение массива, часто с потерей им первоначальной структуры. Эту зону принято характеризовать как зону измельчения  $l$  или пластического действия взрыва. Она обычно ограничена 10—12 радиусами заряда (см. рис. 8.5). После прохождения взрывной волны определенное разрушительное действие в этой зоне производят и газы взрыва, находящиеся под чрезвычайно высоким давлением  $(40—70)10^8$  Па.

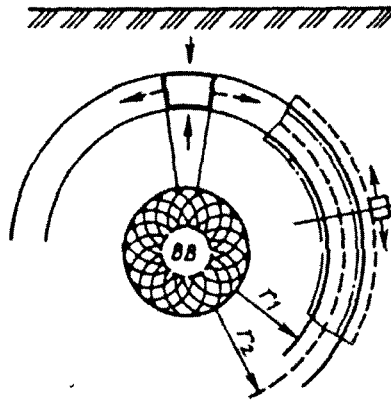
Порода вблизи заряда под указанным воздействием взрывной волны и газов взрыва быстро сжимается и смещается вслед за фронтом волны напряжений. В результате этого образуется зона сильнодеформируемой породы с системой многочисленных пересекающихся трещин.

По мере удаления от заряда напряжения в породе от взрыва снижаются и на определенном расстоянии становятся меньше сопротивления породы раздавливанию, вследствие чего характер деформации и разрушений среды меняется.

Под действием прямой волны напряжений и сжатых газов взрыва, распространяющихся от заряда, в среде в радиальном направлении возникают сжимающие напряжения, а в тангенциальном — растягивающие, которые и вызывают появление радиальных трещин (рис. 8.6). Порода под действием высокого давления деформируется и радиусы условно выделенных вокруг заряда сфер  $r_1$  и  $r_2$  увеличатся. За счет этого породе в радиальных направлениях будет испытывать растягивающие напряжения, которые обеспечивают развитие в массиве радиальных трещин  $a$  (см. рис. 8.5).



**Рис. 8.5.** Процесс разрушения монолитной скальной породы вокруг заряда:  
*a* — зона трещинообразования, *l* — зона измельчения



**Рис. 8.6.** Механизм образования радиальных трещин вокруг заряда

Определенное влияние на раскрытие трещин оказывают и расширяющиеся газы взрыва.

Опыты, проведенные проф. В.М. Комиром на образцах, позволили определить количество газов, проникающих в трещины. Для этого в заряд ВВ добавляли тонкоизмельченный кристаллический йод и по проценту кристаллов, осевших на стенках трещин, откуда они смывались с помощью ацетона или эфира, после взрыва определяли процент газообразных продуктов взрыва,

проникших в трещины. В результате опытов установлено, что при взрыве без забойки в трещины проникает 30—40 %, а при взрыве с забойкой более 70 % газообразных продуктов. Однако установить количественное влияние газов взрыва на разрушительный эффект пока не удалось.

При дальнейшем удалении волны деформации от заряда растягивающие тангенциальные напряжения уменьшаются и становятся меньше величины сопротивления породы растяжению. Поэтому за пределами этого расстояния разрушений происходить не будет, а будут иметь место только упругие колебательные смещения частиц породы.

После снижения давления газов в центре взрыва сильно сжатая порода будет разгружаться и смещаться в сторону центра заряда, за счет чего условный радиус сферы уменьшится, а участки породы, прилегающие к полости, будут испытывать напряжения растяжения в радиальных направлениях. В результате этого в породе появляется ряд кольцевых тангенциальных трещин (см. рис. 8.5).

При количественной конкретизации схемы действия камуфлетного взрыва на скальный массив Г.И. Покровским выделено четыре стадии воздействия продуктов детонации на горную породу.

В первую стадию детонационная волна ( $v_{дв} = 4—6$  км/с) выходит на поверхность контакта «ВВ—порода», в последней генерируется ударная волна ( $v_{уд} = 3—5$  км/с) высокой амплитуды, превышающей на порядок предел прочности породы на сжатие.

При этом ударная волна производит интенсивное мелкодисперсное (доли миллиметра) дробление породы. Теоретические оценки показывают, что на этой стадии радиус действия взрыва промышленных ВВ очень незначителен ( $0,3—0,5$   $r_z$ ) и не достигает более одного радиуса заряда. В области действия ударной волны имеет место интенсивная диссипация энергии. Происходит быстрое уменьшение амплитуды ударной волны и уменьшение скорости ее распространения. В момент, когда скорость распространения ударной волны уменьшается до скорости распространения продольных волн

$$v_{\text{пв}} = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\rho_n(1+\nu)(1-2\nu)}}$$

ударная волна превращается в упругую и начинается вторая стадия волнового упругого динамического воздействия взрыва заряда ВВ на породу. Амплитуда упругой волны еще существенно больше предела прочности породы на сжатие, поэтому передний фронт распространения упругой волны является одновременно и фронтом поверхности разрушения породы.

На второй стадии действия взрыва существуют расширяющаяся полость, заполненная газообразными продуктами детонации, и зона мелкодисперсного дробления породы. Давление газов в полости передается через раздробленную массу на передний фронт упругой волны, разрушающей породу. В процессе распространения упругой волны амплитуда уменьшается как за счет диссипации энергии при разрушении породы, так и вследствие расхождения — увеличения длины фронта с увеличением радиуса его поверхности.

Третья стадия действия начинается в момент, когда амплитуда переднего фронта упругой волны уменьшается до значений динамической прочности породы.

Для третьей стадии действия взрыва характерно формирование нескольких зон деформирования и разрушения породы:

- ◆ зона мелкодисперсного дробления породы за счет действия продуктов детонации;
- ◆ зона радиального трещинообразования породы;
- ◆ зона упругого деформирования.

В конце третьей стадии действия взрыва в ближней зоне возникает уравновешенное напряженно-деформированное состояние и из упругой волны выделяется сейсмическая волна, максимальная амплитуда которой изменяется по закону

$$\sigma_r = -\sigma_{\text{сж д}} / \bar{r}; \quad \bar{r} = \dot{r} / r_*$$

где  $\sigma_{\text{сж д}}$  — динамический предел прочности на сжатие породы;  
 $\dot{r}$  — текущий радиус переднего фронта сейсмической волны;



$r_* = (0,6 \div 0,8)R$  — радиус зоны мелкодисперсного дробления породы в конце второго этапа;  $R$  — конечный радиус зоны мелкодисперсного дробления породы.

В каждой точке породы в зоне упругого деформирования растягивающие напряжения имеют одинаковый порядок со сжимающими. Но поскольку для горных пород допустимые сжимающие напряжения существенно (на порядок и более) выше растягивающих, то в них в первую очередь образуются радиальные трещины.

В конце третьей стадии действия распределение напряжений в зоне радиального трещинообразования описывается соотношениями:

$$\sigma_r = -\sigma_{сжд} / r^2; \quad \sigma_\alpha = \sigma_\theta = 0;$$

$$\varepsilon_r = \sigma_r / E; \quad \varepsilon_\alpha = \varepsilon_\theta = -\nu\varepsilon_r,$$

где  $r = r/r_2$ ;  $r$  — радиус произвольной точки породы в области  $r_2 \geq r \geq r_0$ ;  $r_2$  — конечный внешний радиус зоны мелкодисперсного дробления породы.

При  $r = r_0$  соотношение между  $r_0$  и  $r_2$  будет иметь вид

$$r_0 = r_2 \sqrt{\frac{\sigma_{сжд}}{2\sigma_p}}.$$

В сущности,  $r_0$  есть радиус трещинообразования регулируемого дробления породы, а  $r_2$  — радиус полости, образованной в массиве при взрыве сосредоточенного заряда. Отношение  $2r_2/d_3$ , где  $d_3$  — диаметр заряда, является коэффициентом простреливания  $\Pi'_{пр}$ . Обычно для скальных пород  $\Pi'_{пр} = 4 \div 10$ . Тогда получим

$$r_0 = \frac{d_3 \Pi'_{пр}}{2} \sqrt{\frac{\sigma_{сжд}}{2\sigma_p}}.$$

Размер полости, образованной радиальными трещинами, имеет одинаковый порядок с объемом полости, занятой продуктами детонации в конце третьей стадии действия взрыва.

В четвертой стадии имеет место образование кольцевых трещин как в зоне радиального трещинообразования так и в зоне упругого деформирования. Кольцевые трещины образуются вследствие того, что в определенный момент взрыва по многочисленным трещинам продукты взрыва из полости прорываются в атмосферу и в ней происходит резкое падение давления, которое приводит к разгрузке сжатой породы в зонах радиального трещинообразования и упругого деформирования. При этом возникает движение частиц породы к центру заряда и появляются растягивающие радиальные напряжения, вследствие которых и возникают кольцевые трещины вокруг полости.

При взрыве заряда вблизи открытой поверхности частицы среды, не имеющие преграды, под действием достигшей этой поверхности волны напряжений начинают свободно двигаться в сторону этой поверхности, вовлекая в этот процесс все более отдаленные от поверхности участки среды. По массиву начинает распространяться отраженная волна, на фронте которой возникают растягивающие напряжения.

Волна растяжения представляет собой отраженную от открытой поверхности волну сжатия и распространяется так, как если бы она шла от мнимого изображения заряда (рис. 8.7), величина которого одинакова с действительно взорвавшимся зарядом, а расположен он снаружи на расстоянии от открытой поверхности, равном ЛНС взорванного заряда.

Поскольку порода обладает в 10—20 раз меньшим сопротивлением растягивающим нагрузкам по сравнению со сжимающими, то у открытой поверхности происходит разрушение массива отраженной волной с образованием тангенциальных трещин и формированием откольной воронки.

Разрушения от поверхности распространяются в глубь заряда, за счет чего происходит разрушение (дробление) всего внутривороночного объема породы.

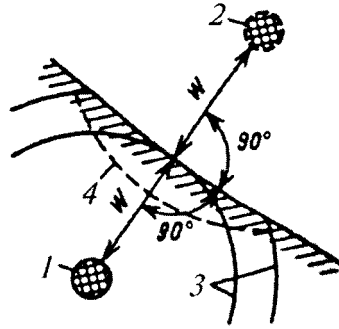


Рис. 8.7. Схема образования у открытой поверхности отраженной волны: 1 — действительный заряд, 2 — мнимый заряд, 3 — прямая волна сжатия, 4 — отраженная волна

Определение параметров волн напряжений, распространяющихся в массиве при взрыве, проф. А.Н. Ханукаевым предложено проводить в котловане (4×4×3 м), заполненном водой (рис. 8.8). В вертикальных стенах котлована бурят шпуров для размещения зарядов, а на расстоянии 5—8 см от стенок в воде устанавливают пьезодатчики для фиксации параметров преломленной волны в воде. Параметры волн напряжений находят по формулам

$$k_{\text{пр}} = \frac{2\rho_{\text{в}}c_{\text{в}}}{\rho_{\text{в}}c_{\text{в}} + \rho_{\text{п}}c_{\text{п}}};$$

$$\sigma_r = p_t / k_{\text{пр}},$$

где  $\rho_{\text{в}}$ ,  $c_{\text{в}}$  и  $\rho_{\text{п}}$ ,  $c_{\text{п}}$  — соответственно плотности и скорости продольных волн в воде и породе соответственно;  $k_{\text{пр}}$  — коэффициент преломления;  $\sigma_r$  — радиальное напряжение в породе, Па;  $p_t$  — давление в воде, Па.

Аналогичные измерения можно проводить на образцах породы, опущенных в котлован с водой.

**Трещиноватые скальные массивы** разрушаются как под действием давления газов взрыва, так и под действием волны напряжений, а разрушения распространяются как от зарядной камеры, так и от открытых поверхностей навстречу друг другу.

Под действием высокого давления газов взрыва в месте зарядной камеры образуется полость, вокруг которой расположена зона разрушенной породы.

Сквозные трещины массива генетического и тектонического происхождения являются поверхностями раздела, которые препятствуют распространению волны напряжений и разрушений за пределами зоны, ограниченной этими трещинами. У поверхности каждой трещины происходит скачкообразное падение напряжений в волне за счет ее частичного отражения от трещины (рис. 8.9). За счет этого напряжения в трещиноватом массиве при удалении от заряда одинаковой массы снижаются более интенсивно по сравнению с монолитным, а трещины от заряда распространяются на меньшее расстояние. Порода за пределами отдельных, контактирующих с зарядом, разрушается в основном под действием механического соударения отдельных. Поэтому в массе породы создается несколько очагов разрушения под действием прямых, отраженных волн, газов взрыва и соударения пород различных зон.

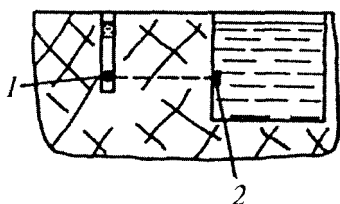


Рис. 8.8. Схема определения параметров волн напряжений в массиве при взрыве заряда:

1 — заряд ВВ в массиве, 2 — датчик давления в воде

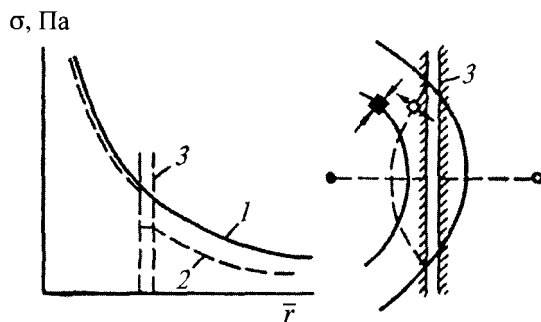


Рис. 8.9. Изменение величины напряжений от взрыва для трещиноватого и монолитного массива:

1 — монолитный массив, 2 — трещиноватый массив, 3 — плоскости трещин в массиве

В трещиноватом массиве, по данным автора учебника, имеют место два механизма разрушения отдельностей при взрыве:

- ♦ волновой характер для отдельностей, которые пронизаны зарядом или которые расположены в непосредственной близости от него (имеют контакт с зарядом);

- ♦ кинетический (механический) характер для отдельностей, которые расположены за пределами зоны волнового действия взрыва. С учетом установленных механизмов разрушения трещиноватых массивов выделяются две основные зоны:

зона регулируемого дробления, где имеет место прямое взрывное воздействие на породу и можно, зная ее свойства (динамические), изменением параметров взрывного воздействия менять интенсивность разрушения породы в этой зоне;

зона мало (практически) нерегулируемого дробления, в которой разрушения происходят вследствие механических соударений. Дробление при этом зависит от ширины и направления трещин, размеров отдельностей и наличия в них микродефектов, масштаба взрыва (величин  $d_3$  и  $W$ ) и т.д., что не поддается регулированию. С увеличением масштаба взрыва относительный объем этой зоны увеличивается.

### **8.3. ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД ПРИ ОДНОВРЕМЕННОМ ВЗРЫВАНИИ НЕСКОЛЬКИХ ЗАРЯДОВ**

Взрывы одиночных зарядов в горном деле применяются довольно редко. Поэтому необходимо знать особенности взаимодействия нескольких зарядов, взрывааемых одновременно.

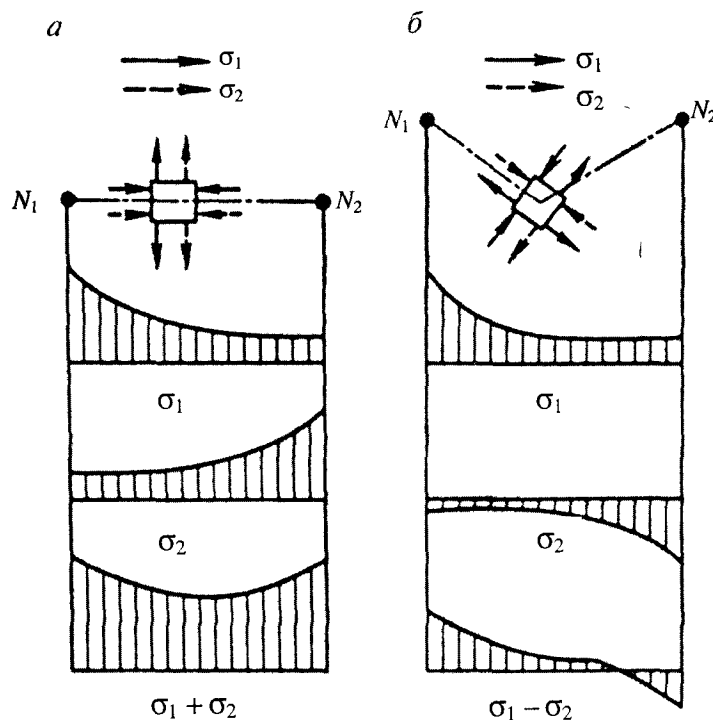
Изучение взаимодействия между зарядами проф. М.Ф. Друкованным на оптически активных и прозрачных моделях при скоростной киносъемке процесса развития взрыва показывает, что до момента встречи полей напряжений соседних зарядов среда вокруг каждого заряда ведет себя так, как будто произошел взрыв одиночного заряда, а затем возникает сложная картина интерференции волн напряжений с заметной разницей в

интенсивности дробления среды по линии, соединяющей заряды и в направлении ЛНС.

При встрече волн напряжений от соседних зарядов напряженное состояние среды резко меняется. Рассматривая элемент среды, выделенный из массива на линии, соединяющей соседние заряды, видим (рис. 8.10, а), что в направлении, перпендикулярном линии между зарядами, действуют увеличенные, по сравнению с одиночным взрыванием, растягивающие напряжения. Это вызывает усиленное действие взрыва и образование магистральной трещины по линии расположения зарядов без интенсивного дробления породы вокруг нее, особенно при небольшом коэффициенте сближения (отношение расстояния между зарядами к ЛНС или СПП).

Нашими опытами на моделях, составленных из блоков, установлено, что радиус разрушения отдельностей по линии, соединяющей одновременно взрывающиеся заряды, увеличивается в 1,6—2,0 раза. При этом отдельности разрушаются в основном одной магистральной трещиной. При этом конец трещины в одной отдельности, как правило, совпадает с началом трещины в следующей отдельности. Этот эффект усиленного разрушительного действия взрыва на линии, соединяющей одновременно взрывающиеся заряды, использован при контурном взрывании (проходка выработок), заоткоске уступов, проектировании схем многорядного короткозамедленного взрывания (отбойка на карьерах).

В определенных объемах породы, расположенных между скважинами и открытой поверхностью в глубине взрываемого массива, имеются зоны, где происходит взаимная компенсация напряжений, проявляющихся в массиве от взрыва соседних зарядов, и общее ослабление напряженного состояния по сравнению с одиночным взрыванием. В этих зонах (рис. 8.10, б) порода подвергается наименьшему дроблению. Минимальный объем этих зон получается при коэффициенте сближения зарядов  $m > 1$ . При ведении взрывных работ следует стремиться максимально уменьшить размеры зон пониженного дробления. Это достигается за счет увеличения коэффициента сближения скважин ( $m > 2$ ) и применения разновременного взрывания соседних зарядов.



**Рис. 8.10.** Схема напряженного состояния различных участков массива при одновременном взрыве двух соседних зарядов:  
*a* — на линии, соединяющей заряды, *б* — в глубине массива между зарядами

При взрыве одиночного удлиненного заряда в области упругого деформирования в породе генерируются радиальные напряжения сжатия  $\sigma_r$  и азимутальные растягивающие напряжения  $\sigma_\alpha = -\sigma_r = \sigma_p / r^2$ . При одновременном взрыве удлиненных зарядов 1 и 2 будет иметь место сложение сжимающих радиальных напряжений и растягивающих азимутальных. При этом в плоскости расположения зарядов напряжения  $(\sigma_r)_1$  и  $(\sigma_r)_2$ , а также пара  $(\sigma_\alpha)_1$  и  $(\sigma_\alpha)_2$  будут совпадать по направлению и по знаку. Поэтому учитывая образование трещин между зарядами 1 и 2 по плоскости произойдет, по крайней мере, при  $a = 2\sqrt{2}b_0$ .

С удалением от плоскости расположения зарядов радиальные ( $\sigma_r$ ) и тангенциальные ( $\sigma_a$ ) напряжения, генерируемые породе зарядом (1), не будут совпадать с соответствующими напряжениями, генерируемыми в породе в результате воздействия на нее заряда 2. Вследствие этого суммарное напряжение, возникающее в породе от действия двух этих зарядов, будет уменьшаться. При одновременном взрыве двух удлиненных зарядов в результате их взаимного воздействия наибольшие напряжения возникают в плоскости этих зарядов, а во всех остальных точках массива напряжения будут меньше, а в точке, находящейся на пересечении радиусов, направленных под углом  $45^\circ$  к плоскости зарядов, напряжение будет равно нулю.

Взаимное влияние при взрыве двух удлиненных зарядов будет существенным, когда радиус области радиального трещинообразования по плоскости расположения зарядов будет больше среднего размера куска на 20 и более процентов.

Расчетами установлено, что взаимодействие двух удлиненных зарядов будет иметь место при расстояниях  $a$  до трех радиусов регулируемого дробления  $r_0$ , т.е.  $a \leq 3r_0$ . При  $a \leq 2,8r_0$  трещины от обоих зарядов сомкнутся, образуя одну полость. Это приводит к изменению характера воздействия на породу продуктов детонации зарядов, поскольку они устремляются в эту трещину. При этом происходит отрыв блока породы от массива с незначительным ее дроблением около зарядов. При  $a > 3r_0$  имеет место разрушение породы, как при взрыве одиночных зарядов.

Первая область значения ( $a \leq 2,8r_0$ ) обычно используется при контурном взрывании и при добыче штучного камня, а вторая ( $a \geq 3r_0$ ) при дроблении горных пород.

Поэтому для улучшения дробления породы сближать удлиненные заряды, повышать удельный расход ВВ можно только до определенного для каждой породы предела. С дальнейшим же увеличением (сближением зарядов) можно получить ухудшение дробления породы и повышение выхода крупных фракций.



## 8.4. ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД ПРИ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОМ ВЗРЫВАНИИ ЗАРЯДОВ

Короткозамедленным называется последовательное взрывание серий или отдельных зарядов с интервалами в тысячные доли секунды (миллисекунды). Поэтому иногда этот метод называют миллисекундным.

Короткозамедленное взрывание (КЗВ) впервые было применено в 1934—1935 гг. инж. К.А. Берлиным при проходке вертикального ствола с целью получения в центре забоя конусообразного навала породы. С 50-х годов КЗВ начинают широко применять для снижения сейсмического действия взрыва и затем для улучшения дробления (с 1945 г. в США, с 1949 г. в Англии). На карьерах СССР этот метод начинает внедряться с 1951 г. (С.А. Давыдов) на комбинате «Союзасбест».

Основными факторами, определяющими эффективность КЗВ, являются интервал замедления и последовательность разрушения участков массива и их движения (соударения) в процессе разлета горной массы. Эти параметры изменяются в зависимости от свойств пород, схемы расположения зарядов, задачи взрыва (дробление, перемещение породы и т.д.).

Получаемый при КЗВ эффект определяется следующими факторами:

- ◆ интерференцией волн напряжений от соседних зарядов;
- ◆ образованием дополнительных открытых поверхностей;
- ◆ соударением разлетающихся кусков при взрыве соседних зарядов.

При малых интервалах (до 5 мс) имеет место интерференция волн напряжений, при средних (15—200 мс) — образование дополнительных открытых поверхностей, при больших (> 200 мс) соударение. Все их следует рассматривать как составные элементы единого процесса взаимодействия зарядов при КЗВ.

Ниже рассмотрены основные виды взаимодействия взрывов зарядов при КЗВ и их роль в увеличении эффекта разрушения.

Интерференция волн напряжений происходит в том случае, когда направления смещения частиц от предыдущего и последующего взрывов совпадают. При этом увеличиваются суммарные смещения, напряжения и интенсивность разрушения массива.

Волна напряжений 1 (рис. 8.11) от заряда  $Q_1$  распространяется до открытой поверхности и, отражаясь от нее, образует отраженную волну растяжения 2, которая распространяется в глубь массива. Взрыв второго заряда  $Q_2$  должен быть произведен в момент, когда волна растяжения от первого заряда будет проходить через место расположения заряда  $Q_2$ , что облегчит его действие и увеличит эффект разрушения, производимого в массиве. Требуемый интервал замедления для обеспечения интерференции волн напряжения рекомендуется определять по формуле проф. Г.И. Покровского:

$$t = \frac{\sqrt{a^2 + 4W^2}}{v_y},$$

где  $a$  — расстояние между зарядами, м;  $W$  — ЛНС или СПП, м;  $v_y$  — скорость распространения волн напряжений в массиве, м/с.

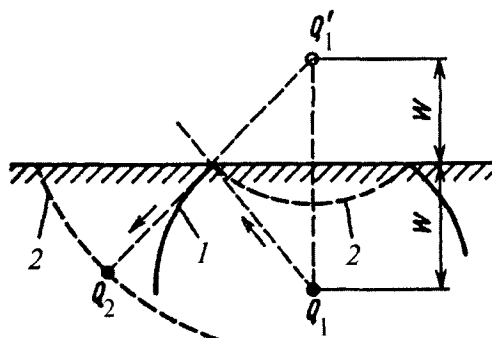


Рис. 8.11. Схема интерференции волн напряжений при КЗВ соседних зарядов

При скорости распространения волн напряжений в массиве 4—5 км/с, ЛНС или СПП, равными 1—8 м, время прохождения волн составляет 0,25—2 мс. Для достижения таких интервалов замедления можно использовать петли ДШ, учитывая, что отрезок ДШ длиной 6,5 м детонирует за время 1 мс.

Учитывая, что видимые разрушения (подвижки) массива начинаются после 25—250 мс после взрыва, проф. Ю.С. Мец предложил использовать микрозамедления между соседними зарядами для многократного взрывного нагружения массива до его разрушения с целью повышения интенсивности дробления и создания микротрещин в кусках разрушенной горной массы.

Эффект интерференции волн напряжений может быть достигнут, если в каждом заряде устанавливать средства инициирования, срабатывающие в момент прохода через заряд волны напряжений от соседнего взрыва.

Длительность упругих колебаний в массиве породы после взрыва в зоне разрушения не превышает 4—6 мс, в то время как применяемые на практике интервалы замедлений, обеспечивающие улучшение дробления породы, составляют 20—70 мс. В трещиноватых породах с удалением от заряда амплитуда волн напряжений резко снижается и их роль в дроблении оказывается несущественной.

Поэтому использование эффекта интерференции волн напряжений для увеличения интенсивности дробления пород требует очень точного (до 0,1 мс) подбора интервала замедления, а поскольку скорость волн напряжений, интенсивность трещиноватости и расстояние между зарядами меняются от скважины к скважине, то использовать этот эффект в реальных условиях проведения взрывных работ весьма затруднительно.

Образование дополнительных открытых поверхностей взрывом предыдущих серий зарядов обеспечивает образование в массиве дополнительных отраженных волн растяжения от взрыва последующих серий, что увеличивает эффект разрушения, ослабляет массив и облегчает его окончательное разрушение давлением газов взрыва. В сторону открытых поверхностей происходит сдвижение породы при ее разрушении.

С увеличением числа открытых поверхностей массива у взрываемого заряда объем разрушения увеличивается примерно пропорционально их числу (рис. 8.12), так как взрыв с точки зрения разрушения происходит в более благоприятных условиях.

Дробление породы всегда происходит с увеличением ее первоначального объема при обязательном смещении его в сторону открытых поверхностей. При недостаточной ширине щели разрушение будет затруднено, так как не успевшая сдвинуться на достаточную величину после первого взрыва порода будет оказывать дополнительное сопротивление следующему взрыву. Поэтому ширина пространства между нарушенной и ненарушенной частями массива должна быть пропорциональна ЛНС и минимальному коэффициенту разрыхления данной породы для достижения ее дробления.

Необходимая ширина пространства для получения открытой поверхности, по данным опытов, должна быть в пределах  $(1/20 \div 1/30)W$ .

Схема разрушения массива при образовании дополнительных открытых поверхностей показана на рис. 8.13.

Интервал замедления между взрывами зарядов следует выбирать исходя из того, что за это время должно произойти отделение от массива разрушенной первой очередью зарядов части породы на расстояние, достаточное, чтобы образовавшаяся щель можно было считать открытой поверхностью, т.е.

$$t = t_1 + t_2 + t_3,$$

где  $t_1$  — время распространения волн напряжений от заряда до открытой поверхности, мс;  $t_2$  — время образования трещин по контуру призмы разрушения, мс;  $t_3$  — время сдвижения массива для образования трещины достаточной ширины, мс.

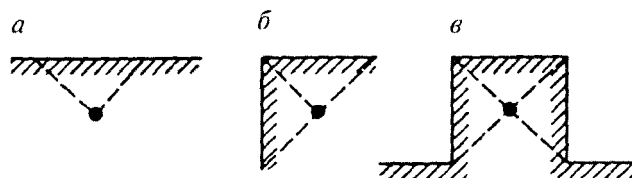


Рис. 8.12. Увеличение разрушительного действия взрыва с увеличением числа открытых поверхностей

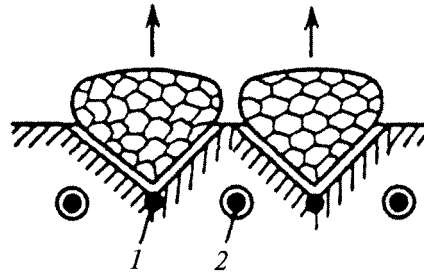


Рис. 8.13. Образование дополнительных открытых поверхностей при короткозамедленном взрывании (1, 2 — заряды)

Обычно  $t_1 = 1-2$  мс мало по сравнению с  $t_2$  и  $t_3$ . Поэтому можно принять:  $t = t_2 + t_3$ . Из геометрических соображений

$$t_2 = \frac{W}{v_{\text{тр}} \eta \cos \alpha},$$

где  $v_{\text{тр}}$  — скорость образования трещин при взрыве, м/с;  $\eta$  — коэффициент трещиноватости ( $\eta = 0,5-1,0$ );  $\alpha$  — угол полураствора воронки (призмы) разрушения, принимаемый в расчетах  $\sim 45^\circ$ .

Для пород с  $v_{\text{тр}} = 1700-2000$  м/с и скважин диаметром 220—250 мм  $t_2 = 15-20$  мс.

Для определения  $t_3$  принимается, что разрушаемый взрывом заряда объем породы сдвигается как монолитная призма. При этом

$$t_3 = 10^{-6} \frac{W^2 \rho_n \operatorname{tg} \alpha}{d},$$

где  $\rho_n$  — плотность породы, кг/см<sup>3</sup>;  $d$  — диаметр скважин, см;  $W$  — сопротивление по подошве, см.

Для скважин диаметром 220—250 мм и плотности пород  $(2,2-2,8) 10^{-3}$  кг/дм<sup>3</sup>  $t_3 = 10-15$  мс.

Таким образом, общее время замедления составляет 25—35 мс. Опытные взрывы, проведенные на горных предприятиях,

показали, что этот интервал близок к оптимальному и уменьшается с увеличением крепости взрывае­мых пород.

Оптимальный интервал замедления при взрывании в подготовительных выработках угольных шахт может быть определен по следующей эмпирической формуле:

$$t = \frac{31,5}{\sqrt[4]{c\rho_n}} W - 6\sqrt{c\rho_n} + 9,6, \text{ мс,}$$

где  $c$  — скорость продольных волн в породе, мс;  $\rho_n$  — плотность породы, кг/м<sup>3</sup>.

Развитием КЗВ является предложение к.т.н. Л.М. Геймана о применении внутрискважинных замедлений для инициирования рассредоточенных в скважине зарядов. При этом каждая часть заряда не может вызвать взрыв других частей, а интервал замедления предлагается принимать в пределах 10—25 мс. Такая схема взрывания позволяет дополнительно улучшить дробление породы и снизить сейсмическое воздействие взрыва.

До настоящего времени нет общепризнанной теории КЗВ и методики выбора интервала замедления, а поэтому рекомендуемые параметры КЗВ определяются на основе проведения опытных взрывов.

Соударение перемещающихся от взрыва зарядов кусков породы происходит вследствие того, что разные участки массива при взрыве имеют разные скорости и направления движения. При столкновении кусков происходит их дополнительное дробление. Опыты показывают, что наилучший эффект дробления породы получается при встречном соударении и если направления разлета кусков породы пересекаются под углом не менее 90°. В случае порядного взрывания соударение кусков также имеет место вследствие того, что передний фронт взорванной породы последующего взрыва, двигающийся со скоростью 20—60 м/с, соударяется с задним фронтом породы от предыдущего взрыва, двигающимся со скоростью 3—6 м/с.

Расчетами установлено, что при разности скоростей движения более 15 м/с происходит дробление соударяющихся кусков.

При взрыве с высокими удельными расходами ВВ разность скоростей может быть значительно выше, особенно при врубовых и встречных схемах КЗВ. Отдельным вопросом является применение КЗВ в шахтах, опасных по взрыву метана и угольной пыли. За счет его применения можно в выработке или лаве завершить взрывы за такой суммарный интервал времени, в течение которого из разрушенного угля и дополнительных открытых поверхностей забоя не успеет выделиться количество метана, необходимое для того, чтобы атмосфера в забое стала взрывоопасной. По ЕПБ примерный интервал замедления составляет, как сказано выше, 200—320 м/с.

## **8.5. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ РАСЧЕТА РАЗРУШАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ ЗАРЯДОВ**

Сущность применяемых в настоящее время методов расчета разрушающего действия зарядов состоит в определении удельного расхода ВВ на  $1 \text{ м}^3$  (т) взрываемого массива и определения расчетного объема массива, разрушаемого при взрыве.

Удельный расход ВВ зависит от свойств породы (крепости и трещиноватости), метода ведения взрывных работ (шпуровые, скважинные или камерные заряды) и цели взрыва (взрывы на простреливание, на дробление, на выброс породы). В настоящее время значения удельных расходов ВВ принимают на основе обобщения данных практики с последующим уточнением для каждого конкретного горного предприятия и выработки с учетом анализа выполненных ранее взрывов. На основе анализа промышленных взрывов на предприятии составляется классификация горных пород и по их взрываемости (обычно выделяются 3—8 категорий пород) с приведением для каждой категории рекомендуемого расчетного удельного расхода ВВ.

При определении объема взрыва обычно пользуются элементарным расчетом, уподобляя взрываемый объем какой-то геометрической фигуре. Как правило, фактический объем разрушения не соответствует расчетному и, следовательно, удель-

ный расход ВВ, вводимый в расчетные формулы из таблиц, не будет соответствовать фактическому удельному расходу ВВ. Но в дальнейшем в книге мы будем пользоваться для простоты понятием «расчетный удельный расход ВВ» с учетом сделанных оговорок, т.к. эта неточность не влияет на конечный результат взрыва.

Рассмотрим в общем виде принцип расчета сосредоточенных и удлиненных зарядов рыхления (дробления) и выброса, на базе которых в дальнейшем изложены способы расчета зарядов для конкретных условий.

#### **А. Сосредоточенные заряды рыхления (дробления)**

Исходные расчеты ведутся из предположения, что при взрыве образуется конусообразная воронка взрыва, угол при вершине которой составляет  $90^\circ$ . Объем такой воронки, называемой нормальной, равный объему конуса, определяется по формуле

$$V = \frac{1}{3} \pi r^2 W, \text{ м}^3.$$

Учитывая, что при нормальной воронке показатель действия взрыва  $n = 1$ , а следовательно  $r = W$ , найдем, приняв  $\pi = 3$ , что  $V \approx W^3$ . Расчетная формула примет вид

$$Q_n = q_n W^3,$$

где  $q_n$  — расчетный удельный расход ВВ для нормальной воронки взрыва,  $\text{кг/м}^3$ .

Эта величина удельного расхода ВВ часто принимается за стандарт, характеризующий взрываемость пород. На предприятиях составляются классификации пород по взрываемости, в которых определяются величины удельных расходов ВВ при стандартных условиях

Установлено, что при уменьшении или увеличении заряда нормального выброса соответственно уменьшается или увеличивается показатель действия взрыва и при сравнении расчета с



экспериментом оказывается, что разрушения породы при показателе действия взрыва меньше единицы происходит с меньшими удельными расходами ВВ, а при показателе действия взрыва больше единицы — большими по сравнению со стандартными удельными расходами, т.е. величина расчетного удельного расхода ВВ зависит от показателя действия взрыва. Поэтому в расчетные формулы вводится функция показателя действия взрыва  $f(n)$ , которая учитывает изменение фактического расчетного удельного расхода ВВ по сравнению со стандартным (при воронке нормального выброса), а формула расчета зарядов принимает вид

$$Q = f(n)q_n W^3$$

$$\text{при } n > 1 \quad f(n) > 1,$$

$$\text{при } n = 1 \quad f(n) = 1,$$

$$\text{при } n < 1 \quad f(n) < 1.$$

Опытами Союзвзрывпрома установлено, что для зарядов дробления (рыхления) численное значение функции показателя действия взрыва может быть принято  $f(n) = 0,33$ , т.е. величина сосредоточенного заряда рыхления  $Q_{\text{ср}}$  определяется по формуле

$$Q_{\text{ср}} = 0,33q_n W^3.$$

Для определения значения функции  $f(n)$  имеется большое количество формул, однако большинство из них не получило распространения в практике взрывных работ. Обычно расчетный удельный расход ВВ принимается по специально составленным таблицам и уточняется в процессе ведения взрывных работ с учетом свойств взрываеваемых пород и задач взрыва (см. табл. 1.4).

### **Б. Сосредоточенные заряды выброса**

На строительстве плотин в СССР и иногда на карьерах применялись взрывы зарядов для выброса большей части горной породы из контуров воронки взрыва или перемещения породы на определенные расстояния.

Применение этого способа в 30-х годах XX в. на ряде карьеров для сооружения траншей взрывами на выброс позволило сократить сроки их строительства и значительно снизить стоимость работ.

Расчет зарядов выброса производится по формуле М.М. Борескова:

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) q_n W^3,$$

где  $f(n) = 0,4 + 0,6n^3$  — функция показателя действия взрыва.

Наиболее часто при взрывании на выброс значения показателя действия взрыва  $n$  принимаются в пределах 1,5—2,0; величины расчетных удельных расходов ВВ для взрывания на выброс приведены в табл. 1.5.

При значении ЛНС больше 25 м формула М.М. Борескова дает заниженные результаты величин зарядов. Поэтому для таких  $W > 25$  м проф. Г.И. Покровский совместно с работниками

треста «Союзвзрывпром» ввел поправочный коэффициент  $\sqrt{\frac{W}{25}}$  и расчетная формула для больших  $W$  получила вид

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

Введение такого коэффициента объясняется необходимостью придать центру тяжести массы выбрасываемого грунта скорость, достаточную для выброса его из пределов контура воронки взрыва. Как показали эксперименты, для качественного выброса энергией взрыва необходимо поднять центр тяжести грунта в воронке на высоту:

$$H = \frac{1}{3}W + \frac{1}{4}W = \frac{7}{12}W,$$

где  $\frac{1}{3}W$  — расстояние центра тяжести грунта от открытой по-

верхности, м;  $\frac{1}{4}W$  — необходимая минимальная высота подь-

ема центра тяжести грунта над поверхностью для обеспечения нормального выброса, м.

С увеличением  $W$  скорость выброса грунта необходимо увеличивать, чтобы обеспечить подъем на большую высоту  $\left(\frac{1}{4}W\right)$  центра тяжести выбрасываемого грунта, чем при меньших значениях  $W$  (рис. 8.14).

### В. Удлиненные заряды рыхления (дробления)

Для одиночных удлиненных зарядов объем разрушения прямо пропорционален  $W^2$ , для серии зарядов при уступной отбойке (рис. 8.15) разрушенный объем породы:

$$V = aHW.$$

Учитывая, что  $m = \frac{a}{W}$ , получим

$$V = mW^2H,$$

где  $H$  — высота взрываемого массива, м;  $W$  — ЛНС или СПП, м;  $m$  — коэффициент сближения зарядов.

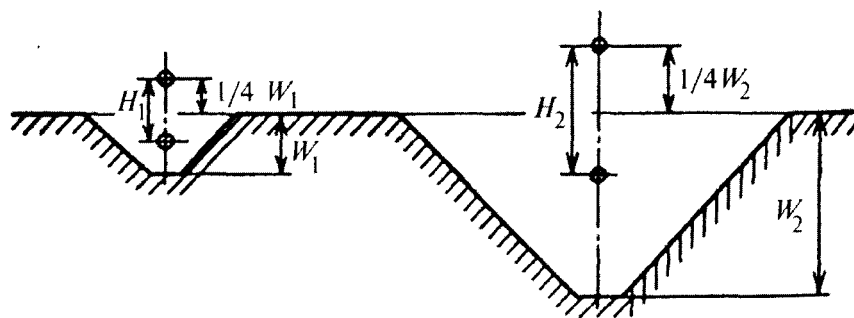


Рис. 8.14. Схема, поясняющая введение поправки Г.И. Покровского в формулу М.М. Борескова на глубину заложения заряда

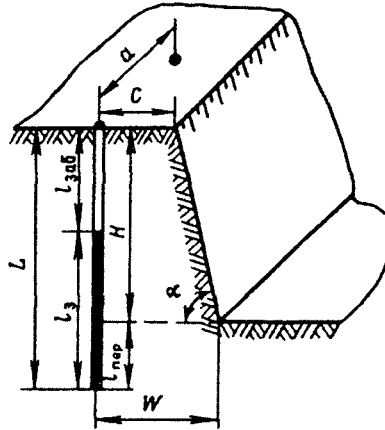


Рис. 8.15. Основные элементы расположения удлиненных зарядов на уступе

Для удлиненных зарядов определенного диаметра существует некоторая величина ЛНС, превышение которой сопровождается некачественным взрывом. Величина ее, выраженная в диаметрах заряда, при эталонном ВВ может служить характеристикой взрываемости пород. Ориентировочно величина ЛНС для одиночных зарядов может быть определена по формуле С.А. Давыдова

$$W = 53k_r d \sqrt{\frac{\rho_{\text{ВВ}} k_{\text{ВВ}}}{\rho_{\text{п}}}},$$

где  $k_r$  — коэффициент трещиноватости пород ( $k_r = 1,0—1,2$ );  $d$  — диаметр заряда, м;  $\rho_{\text{ВВ}}$  — плотность ВВ в скважине, кг/см<sup>3</sup>;  $k_{\text{ВВ}}$  — относительная работоспособность ВВ (к аммониту бЖВ);  $\rho_{\text{п}}$  — плотность пород, г/см<sup>3</sup>.

Величина ЛНС одиночного заряда аммонита бЖВ находится в пределах 35—40 диаметров заряда.

Величина ЛНС численно равна радиусу разрушения породы зарядом данного диаметра, если его длина ( $l_3$ ) не менее чем в 20—30 раз превышает диаметр ( $d_3$ ). При меньшем соотношении  $\frac{l_3}{d_3}$  радиус разрушения уменьшается (рис. 8.16, а).

Обычно взрывают не одиночные заряды, а серию зарядов, расположенных в один или несколько рядов. Вследствие взаимодействия соседних зарядов величина преодолеваемой ЛНС возрастает. Степень взаимодействия зарядов зависит от расстояния между ними и интервала замедления. При мгновенном взрывании зарядов в ряду и  $m \leq 0,6$  предельная ЛНС увеличивается примерно на 20 %, при КЗВ с большим интервалом замедления увеличения ЛНС по сравнению с одиночным взрывом не происходит (рис. 8.16, б).

Удлиненные заряды рассчитывают, исходя из объема породы, разрушаемого одним зарядом:  $Q_1 = qV$ . При расчетной величине заряд должен предельно возможно заполнить скважину, вместимость которой характеризуется величиной заряда на 1 м. При длине забойки  $0,75W$  заряд  $Q_2 = p(L - 0,75W)$ , где  $L$  — длина скважины.

Приравняв  $Q_1 = Q_2$  и сгруппировав члены, получим квадратное уравнение:

$$qmHW^2 + 0,75pW - pL = 0.$$

Решив его при  $m = 1$ , получим известную формулу, предложенную сотрудниками Союзвзрывпрома:

$$W = \frac{\sqrt{0,56p^2 + 4qpHL} - 0,75p}{2qH}.$$

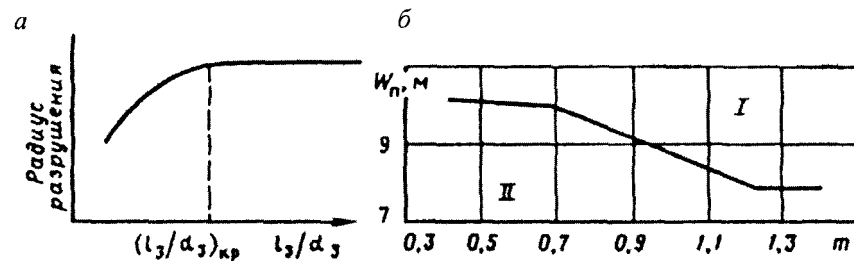


Рис. 8.16. Зависимость ЛНС (радиус разрушения), преодолеваемой удлиненным зарядом:

а — от величины  $l_3/d_3$ , б — от величины  $m$

Приближенно можно написать:  $W = 0,9 \sqrt{\frac{p}{q}}$ .

Выразив массу заряда в скважине в виде

$$Q_2 = 10 \frac{\pi d^2}{4} \rho_{\text{вв}} \eta H = 7,85 d^2 \rho_{\text{вв}} \eta H$$

и приняв его равным  $Q_1$ , получим

$$qmHW^2 = 7,85 d^2 \rho_{\text{вв}} \eta H.$$

Формула для определения ЛНС (СПП):

$$W = d \sqrt{\frac{7,85 \rho_{\text{вв}} \eta}{qm}},$$

где  $\eta$  — коэффициент заполнения скважины ВВ.

Большинство известных формул являются видоизменением и отличаются значениями коэффициентов или формой записи. В ряде книг и инструкций предлагается определять расчетный удельный расход ВВ ( $q_p$ ), исходя из эталонного ( $q_0$ ), который найден при стандартных условиях приведения опыта. После чего в формулу вводится несколько поправочных коэффициентов, учитывающих энергетические характеристики ВВ ( $k_{\text{вв}}$ ), требования к крупности дробления ( $k_d$ ) и выходу негабарита ( $k_n$ ), число открытых поверхностей массива ( $k_o$ ), его трещиноватость ( $k_r$ ) и т.д. Формула принимает вид

$$q_p = q_0 k_{\text{вв}} k_d k_n k_o k_r.$$

Главный недостаток такого подхода — в сложности определения численных значений этих коэффициентов.

## 8.6. СЕЙСМИЧЕСКОЕ ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА ЗАРЯДОВ

**Сейсмической волной** называется упругое возмущение среды, параметры состояния на фронте которого практически не меняются. Область распространения сейсмических колебаний начинается на расстоянии 120—150 радиусов заряда и определяется общей энергией заряда и свойствами среды.

В области распространения сейсмических колебаний наблюдаются объемные (продольные и поперечные) и поверхностные упругие волны. Продольные волны вызывают колебательное движение среды, при котором направление колебаний частиц совпадает с направлением распространения волн. Эти волны распространяются с большей скоростью, чем другие типы упругих волн, и первыми достигают заданной точки.

Скорость продольных волн определяется по формуле

$$c_n = \sqrt{\frac{Eg(1-\nu)}{10\rho_n(1+\nu)(1-2\nu)}}$$

где  $c_n$  — скорость продольных волн, м/с;  $E$  — модуль упругости, МПа;  $g$  — ускорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>;  $\rho_n$  — плотность среды (породы), кг/м<sup>3</sup>;  $\nu$  — коэффициент Пуассона.

Скорость распространения продольных волн в гранитах составляет 5—6 км/с, в известняках 2,5—4,5 км/с, в песчаниках 0,6—2,6 км/с, в воде 1,43 км/с и в воздухе 0,34 км/с.

Поперечные волны вызывают колебания среды, перпендикулярные к направлению распространения волны. Скорость поперечной упругой волны  $c_s$  определяется по формуле

$$c_s = \sqrt{\frac{Eg}{20\rho_n(1+\nu)}}$$

Скорость распространения поперечных волн меньше, чем продольных. Во многих случаях соотношение этих скоростей близко к  $\sqrt{3}$ .

Поверхностные волны распространяются вдоль открытой поверхности и бывают нескольких видов, каждый из которых определяется траекторией движения частицы породы, находящейся на пути волны. В поверхностной волне Релея частицы среды движутся по эллиптической орбите. Скорость этой волны:

$$c_R = 0,92c_S.$$

Поверхностные волны Ляве наблюдаются в слоистых средах. В этих волнах частицы материала колеблются поперек направления распространения волны, причем вертикальное смещение не имеет места. При взрывах возникают поверхностные волны одного или различных типов.

Сейсмические колебания возбуждаются всей энергией взрыва, которая перешла в упругие волны. Эта энергия распределяется между различными типами образующихся волн, которые распространяются с различными скоростями и очень быстро разделяются на отдельные группы. Колебания поверхности земли по мере удаления от эпицентра взрыва определяются действием максимальных колебаний волн одного типа, а не всей энергией упругих волн.

Для выражения параметров сейсмических волн используют параметры энергетического и геометрического подобия:

$$\text{приведенная масса заряда } \bar{Q} = \frac{\sqrt[3]{Q}}{R};$$

$$\text{приведенное расстояние } \bar{R} = \frac{R}{\sqrt[3]{Q}}.$$

Амплитуда колебаний определяется по формуле

$$A = k_1 \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^y,$$

где  $Q$  — масса одновременно взрываемого заряда, кг;  $R$  — расстояние от заряда до точки замера, м;  $k_1$  — опытный коэффициент, зависит от типа волн и свойств пород.



Период колебания  $T$  при расстояниях до 7 км определяется по формуле

$$T = k_2 \lg R.$$

Периоды колебаний зависят от коэффициента  $k_2$ . Для водонасыщенных грунтов  $k_2 = 0,11-0,13$  и для рыхлых пород  $k_2 = 0,06-0,09$ . Для крепких пород  $k_2$  меньше:  $k_2 = 0,01-0,03$ , существенно меньше и периоды колебаний более высокой частоты.

Период колебаний зависит также от величины заряда  $Q$ . В результате экспериментальных исследований сейсмических колебаний в лессовых грунтах при взрывах зарядов массой  $1-10^6$  кг на расстояниях 0,3—120 км получена следующая зависимость для периода преобладающих колебаний:

$$T = 0,023Q^{0,18}.$$

Наиболее общим критерием оценки сейсмического действия взрыва является скорость колебаний среды в сейсмической волне. Скорость колебаний и собственная частота колебаний гражданских и промышленных зданий и сооружений являются основными параметрами, которые определяют сейсмическое действие различных волн на сооружения.

Академик М.А. Садовский предложил формулу для определения скорости смещения грунта:

$$v = k_3 \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^v.$$

Показатель степени  $v$  в зависимости от расстояния до взрыва колеблется от 1 до 3.

Коэффициент  $k_3$  зависит главным образом от свойств среды: плотности, скорости распространения волны  $c_p$ , модуля упругости  $E$ , параметров ВВ, а также от технологии взрывных работ и меняется от 50 до 600. Коэффициенты  $v$  и  $k_3$  определяют для конкретных условий инструментальными замерами.

М.А. Садовский на основе обработки опытных данных предложил формулу для расчета скорости колебаний грунта в средней и дальней зонах взрыва сосредоточенного заряда, учитывающую влияние показателя действия взрыва  $f(n)$ :

$$v = \frac{200}{\sqrt[3]{f(n)}} \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.5}.$$

Скорость колебаний грунта в средней и дальней зонах взрывов рассредоточенных зарядов (типа серий скважин на карьере) может быть определена по формуле

$$v = (250 \pm 150) \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.5}.$$

В случае короткозамедленного взрывания сейсмический эффект зависит от времени замедления  $t$  и числа групп зарядов  $N$ , на которые разбит суммарный заряд. Начиная с некоторого замедления  $t = T/2$ , дальнейшее его увеличение не сказывается существенно на сейсмическом эффекте. При этом если  $t > t_{\text{опт}}$ , то скорость зависит только от числа групп зарядов. Если массы зарядов в группах примерно равны, то для определения скорости колебаний можно использовать формулу

$$v = \frac{k_3}{\sqrt{N}} \left( \frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.5}.$$

При взрывах напряжения и относительные деформации зданий и сооружений прямо пропорциональны скорости колебаний. Поэтому скорость смещения частиц грунта наиболее удобна для характеристики сейсмической опасности взрыва.

Деформации и разрушения сооружений, расположенных на одинаковых по своим свойствам грунтах, происходят в случае, когда скорость  $v$  колебаний превосходит некоторую критическую величину  $v_{\text{кр}}$ . Разработана шкала для определения интенсивности сейсмических колебаний при взрывах (табл. 8.1).

Таблица 8.1

**Шкала интенсивности сейсмических колебаний при взрывах**

Характеристика сотрясений	Балл	Скорость колебаний, см/с
Колебания отмечаются только приборами	1	0,1—0,2
Колебания ощущаются в отдельных случаях при тишине	2	0,2—0,4
Колебания ощущаются некоторыми людьми или знающими о взрыве	3	0,4—0,8
Колебания отмечаются многими людьми; дребезжание стекол	4	0,8—1,5
Осыпание побелки; повреждение ветхих зданий	5	1,5—3,0
Тонкие трещины в штукатурке; повреждение зданий, имевших деформации	6	3—6
Повреждение зданий, находящихся в удовлетворительном состоянии: трещины в штукатурке, падение кусков штукатурки, тонкие трещины в печах и трубах	7	6—12
Значительные повреждения здания: трещины в несущих конструкциях и стенах; большие трещины в перегородках; падение печных труб; обвалы штукатурки	8	12—24
Разрушение зданий: большие трещины в стенах; расслоение кладки, падение некоторых участков стен	9	24—48
Большие разрушения и обвалы зданий	10—12	48

Баллы этой шкалы соответствуют баллам шкалы интенсивности землетрясений.

Одной из важнейших характеристик сооружения является период собственных колебаний  $T_0$ , величина которого зависит от жесткости конструкции и распределения в ней масс.

Отношение периода собственных колебаний  $T_0$  к периоду колебания грунта  $T$  определяет интенсивность раскачки сооружения. При  $T$ , очень малом по сравнению с  $T_0$ , сооружение остается неподвижным. При  $T$ , близком к  $T_0$ , наблюдается явление резонанса и амплитуда колебаний сооружения может превышать амплитуду смещения грунтов в несколько раз.

Благодаря высокочастотному характеру сейсмозрывные колебания не представляют опасности для высоких гибких со-

оружий, таких, как дымовые трубы. Особенно устойчивы к сейсмическим колебаниям монолитные железобетонные и металлические конструкции.

Выбор допустимой скорости колебаний производят из условия, чтобы повторяющиеся взрывы не вызывали в объектах повреждений или накопления скрытых деформаций.

В табл. 8.2 приведены предельно допустимые скорости колебаний грунта в основании некоторых сооружений при многократных и однократном воздействиях.

Таблица 8.2

**Предельно допустимые скорости колебаний грунта**

Тип сооружений	Допустимая скорость колебаний, см/с	
	при многократных взрывах	при однократном взрыве
Крупнопанельные жилые здания; ветхие каменные здания; исторические и архитектурные памятники	1—1,5	3
Жилые и общественные здания всех типов, кроме крупнопанельных; административно-бытовые и промышленные здания, имеющие деформации; котельные	3	6
Административно-бытовые и промышленные здания и промышленные здания промплощадки; высокие трубы; железнодорожные тоннели; транспортные эстакады	5	10
Одноэтажные каркасные промышленные здания; металлические и монолитные железобетонные сооружения; гидротехнические тоннели; шахтные копры башенного типа с металлическим каркасом и навесными панелями	12	24
Легкие деревянные здания	5	10
Лечебные и детские учреждения (сады, ясли и др.)	1	—
Здания, стоящие на оползнях или просадочных грунтах	1	—

В Единых правилах безопасности дана формула для определения расстояний  $R_c$ , при которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, безопасны для зданий и сооружений:

$$R_c = k_r k_c \alpha \sqrt[3]{Q},$$

где  $k_r$  — коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого сооружения;  $k_c$  — коэффициент, зависящий от типа зданий (сооружения) и характера застройки. Для скальных пород  $k_c = 3—5$ , несвязных грунтов  $k_c = 7—20$ ;  $\alpha$  — коэффициент, зависит от показателя действия взрыва и изменяется от 1,0 до 0,5 с увеличением  $n$  от 0,5 до 3.

При одновременном взрывании нескольких  $N$  зарядов общей массой  $Q$  определение безопасных расстояний производят по формуле

$$R_c = N^{1/6} k_r k_c \alpha \sqrt[3]{Q}.$$

При проведении многократных взрывов вблизи одних и тех же охраняемых объектов безопасное расстояние должно быть увеличено в два раза.

Основным методом снижения сейсмического действия взрыва является применение замедленного и КЗВ. При замедленном взрывании (если время замедления свыше 1 с) сейсмическое действие взрывов рассчитывается независимо для каждой группы зарядов. При КЗВ с замедлениями 20 мс и больше суммарная масса заряда не ограничивается, если масса заряда в группе не превышает 2/3 массы заряда, сейсмобезопасного при мгновенном взрывании.

Для расчета радиуса сейсмоопасной зоны при КЗВ отдельных зарядов с интервалом замедления между группами не менее 20 мс рекомендуется использовать формулу

$$R_c = \frac{k_r k_c \alpha}{N^{1/4}} \sqrt[3]{Q}.$$

Для уменьшения сейсмического действия взрыва используют также создание экранов из разрушенных пород. Для предохранения сооружений при взрывании зарядов на небольших расстояниях (до 100 радиусов заряда) создают защитные щели, оконтуривающие взрывааемый массив, на глубину, превышающую глубину фундамента здания в 1,2—1,5 раза. Такой метод защиты позволяет снизить сейсмический эффект взрывов в 3—4 раза.

На общее сейсмическое действие зарядов ВВ существенно влияет ориентировка взрывааемых блоков относительно охраняемых объектов. Так, при расположении объекта на фланге взрываемого блока заряд может быть увеличен в 2 раза (при направлении детонации в сторону объекта) и в 5—6 раз (при направлении детонации от объекта). Если объект расположен со стороны фронта взрываемого блока, а детонация направлена вдоль блока, то заряд может быть увеличен в 2 раза.

Сейсмическое действие взрыва тем меньше, чем больше его энергии использовано в зоне дробления. Важнейшим условием обеспечения сейсмической безопасности является наиболее полное использование энергии взрыва на дробление горных пород.

## **8.7. ДЕЙСТВИЕ УДАРНЫХ ВОЗДУШНЫХ ВОЛН ВЗРЫВОВ НА ОКРУЖАЮЩИЕ СООРУЖЕНИЯ**

Ударная воздушная волна (УВВ) представляет собой скачок уплотнения, распространяющегося по воздуху со сверхзвуковой скоростью. Расширяющиеся продукты взрыва сжимают окружающий воздух, причем в каждый момент времени сжатым оказывается лишь воздух, находящийся в определенном объеме. Поверхность, которая отделяет сжатый воздух от невозмущенного, представляет собой фронт ударной волны.

Ударная воздушная волна движется за счет первоначально полученной кинетической энергии. Чем больше давление на фронте волны, тем больше ее скорость. При своем движении

ударная волна теряет полученную первоначально энергию за счет необратимых тепловых потерь на нагрев воздуха, через который движется, а также за счет увеличения объема воздуха, вовлекаемого волной в движение по мере ее распространения. Поэтому с удалением УВВ от места ее возникновения давление на фронте волны падает. На расстоянии около  $100R_0$  от центра взрыва скорость фронта волны приближается к скорости звука.

Основными параметрами, характеризующими действие УВВ, являются:

избыточное давление на фронте УВВ (Па)

$$\Delta p = \frac{2\rho_0 v_y^2}{g(1+v)} \left( 1 - \frac{c_0^2}{v_y^2} \right),$$

или

$$\Delta p = \frac{7}{6} p_0 \left( \frac{v_y^2}{c_0^2} - 1 \right);$$

скорость движения фронта УВВ (м/с)

$$v_y = \left[ \Delta p \left( \frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho} \right) g \right]^{1/2};$$

скорость движения сжатого слоя воздуха

$$u = \frac{2}{1+v} v_y \left( 1 - \frac{c_0^2}{v_y^2} \right).$$

температура на фронте УВВ

$$T_\phi = 288 \frac{(100 + \Delta p)(720 + \Delta p)}{6\Delta p + 720},$$

где  $\rho_0, p_0, c_0$  — значение соответственно плотности ( $\text{г/см}^3$ ), давления (Па) и скорости звука ( $\text{м/с}$ ) в невозмущенном воздухе;  $\rho$  — плотность воздуха на фронте УВВ,  $\text{кг/м}^3$ ;  $\nu$  — показатель адиабаты.

Общая энергия, выделенная при взрыве, равна  $q'Q$ . Энергия, содержащаяся в воздухе, захваченном УВВ, распространившаяся на расстоянии  $r$  от места взрыва сосредоточенного заряда, свободно расположенного в воздухе, пропорциональна:

$$4/3\pi r^3 p_0.$$

Поэтому можно записать:

$$\frac{\Delta p}{p_0} = f \left( \frac{E_0 Q}{\frac{4}{3}\pi r^3 p_0} \right),$$

где  $\Delta p$  — давление в ударной волне, Па;  $p_0$  — давление невозмущенного воздуха, Па;  $Q$  — масса заряда ВВ, кг;  $q'$  — удельная энергия ВВ, кДж/кг.

Академик М.А. Садовский для расчета максимальной величины избыточного давления при взрыве над землей сферического заряда тротила предложил формулу:

$$\Delta p = 7Q/r^3 + 2,7Q^{2/3}/r^2 + 0,84Q^{1/3}/r,$$

где  $Q$  — тротильный эквивалент, кг;  $r$  — расстояние, м.

Г.И. Покровский, преобразовав формулу М.А. Садовского для взрыва шарового заряда ВВ в воздухе, получил формулы для расчета давления при взрывах в выработке:

выработка с двусторонним распространением УВВ:

$$\Delta p = \left[ 44 \frac{Q}{Sr} + 9,2 \left( \frac{Q}{Sr} \right)^{2/3} + 1,46 \left( \frac{Q}{Sr} \right)^{1/3} \right] 10^5;$$



тупиковая выработка:

$$\Delta p = \left[ 88 \frac{Q}{Sr} + 14,6 \left( \frac{Q}{Sr} \right)^{2/3} + 1,81 \left( \frac{Q}{Sr} \right)^{1/3} \right] 10^5,$$

где  $S$  — сечение выработки, примыкающей к заряду,  $\text{м}^2$ .

В реальных условиях интенсивность УВВ зависит от большого числа факторов, типа ВВ, конструкции и вида применяемого заряда, параметров и способа инициирования заряда, свойств взрывааемых пород, взаимного расположения места взрыва и охраняемого объекта и др. При проведении взрывов в подземных выработках интенсивность УВВ зависит, кроме того, от наличия на пути волны сопряжений, поворотов, расширений, сужений и других местных сопротивлений. Параметры УВВ при взрывах на земной поверхности во многом определяются метеоусловиями, складывающимися на момент взрыва, а также наличием преград на пути распространения волны и др.

При прогнозировании величины избыточного давления на фронте слабых УВВ на земной поверхности можно пользоваться формулами, предложенными сотрудниками треста «Союз-взрывпром»:

для наружных зарядов

$$\Delta p = (5,3 \pm 2,4) k_m \left( \sqrt[3]{\frac{Q}{r}} \right)^{1,5} 10^5;$$

для скважинных зарядов рыхления

$$\Delta p = (5,3 \pm 2,4) k_3 k_m \sqrt{n} (23d/r)^{1,5} 10^5,$$

где  $k_m$  — коэффициент, учитывающий влияние метеоусловий на интенсивность УВВ;  $k_3$  — коэффициент, учитывающий влияние забойки скважин на интенсивность УВВ, при полном заполнении скважины ВВ до устья  $k_3 = 1$ , при длине забойки до  $20 d$   $k_3 = 0,4$ ;  $d$  — диаметр скважины, м;  $n$  — число одновременно взрывааемых скважинных зарядов.

При взрывах в подземных условиях можно пользоваться эмпирической формулой:

$$\Delta p = \left( 32,7 \frac{Qm_y}{r\Sigma S} + 7,8 \sqrt{\frac{Qm_y}{r\Sigma S}} \right) e \frac{\beta r}{d_b} 10^5,$$

где  $\Sigma S$  — суммарное сечение выработок, примыкающих к заряду,  $m^2$ ;  $m_y$  — коэффициент, учитывающий количественный переход энергии ВВ в УВВ; для накладных зарядов  $m_y = 0,3—0,4$ ; для скважинных зарядов  $m_y = 0,01—0,025$ ; для камерных зарядов  $m_y = 0,02—0,1$ ;  $\beta$  — коэффициент, учитывающий шероховатость поверхности выработок,  $\beta = 0,01—0,065$ ;  $d_b$  — условный диаметр выработки, м.

Повороты выработок снижают давление и скорость УВВ. С уменьшением сечения выработки волна усиливается. При прохождении сопряжений УВВ разделяется на две или три волны, идущие по выработке и в ответвления. В каждой выработке образуется новая УВВ с меньшими параметрами, чем такая же волна в выработке без сопряжений. Поэтому при оценке давления в подземных выработках в расчетную формулу нужно вводить дополнительные коэффициенты.

Величины периодов собственных колебаний и разрушающего избыточного давления для некоторых конструкций приведены в табл. 8.3.

Таблица 8.3

Значения собственных колебаний и разрушающих давлений для сооружений

Вид конструкций	Период собственных колебаний $T_0$ , с	Разрушающее избыточное давление, МПа $10^{-1}$
Железобетонная стенка толщиной 0,25 м	0,015	280—350
Кирпичная стенка толщиной 0,24—0,37	0,01—0,015	25—56
Перекрытия по деревянным балкам	0,3	10—16
Обшивка деревянных панелей сборных домов	—	7—14

Вид конструкций	Период собственных колебаний $T_0$ , с	Разрушающее избыточное давление, МПа·10 <sup>-1</sup>
Легкие перегородки	0,07	5
Застекление	0,02—0,04	2—5
Оборудование массой до 1 т (вентиляторы, лебедки)	—	40—60
Вагонетки, расположенные к центру взрыва:		
торцевой стороной	—	140—170
боковой стороной	—	45—75
Проходческие машины	—	140—250
Воздухопроводы	—	15—35
Электросеть	—	35—42

Размер зоны разрушения в зависимости от массы заряда определяется формулой вида

$$r_p = kQ^n,$$

где  $k$  — опытный коэффициент, учитывающий свойства разрушаемых объектов, энергетические характеристики ВВ;  $n$  — показатель степени, зависящий от характера передачи энергии взрыва через среду.

Расстояние, на котором воздушная волна взрыва на земной поверхности теряет способность наносить повреждения заданной интенсивности, рассчитывается по формулам

$$r_a = k_b \sqrt{Q};$$

$$r_a = k'_b \sqrt[3]{Q},$$

где  $k_b$  и  $k'_b$  — коэффициенты пропорциональности, величина которых зависит от условий расположения и величины заряда, а также от характера повреждения.

Размеры зоны, безопасной по действию воздушной волны на человека, устанавливаются по формуле

$$r_q = 15\sqrt[3]{Q}.$$

Для расчета радиуса опасной зоны при взрывах скважинных зарядов рыхления (первая степень безопасности) можно воспользоваться формулой (данные треста «Союзвзрывпром»)

$$r_b = k_{заб} k_m d \sqrt[3]{n},$$

где  $k_m$  — коэффициент метеоусловий, для зимы  $k_m = 3$ , для остальных сезонов  $k_m = 2$ ;  $d$  — диаметр скважины, м;  $n$  — число мгновенно взрывааемых скважин;  $k_{заб}$  — коэффициент забойки, его значение приведено ниже.

Относительная длина забойки (в диаметрах заряда) .....	0	5	10	15
$k_{заб}$ .....	3000	2000	600	400

При взрывах на земной поверхности наружных зарядов вблизи от охраняемых сооружений безопасное расстояние определяют по формуле

$$r_b = 90 \sqrt[3]{Q^2}.$$

Ослабление УВВ в подземных выработках достигается путем сооружения вблизи места взрыва массивных перемычек из различных материалов (порода, дерево, бетон и др.).

Эффективным средством ослабления УВВ является КЗВ. При этом необходимо учитывать направление инициирования и правильно выбирать массу заряда в серии, т.к. в противном случае может наблюдаться наложение отдельных волн, в результате чего образуется новая, более сильная волна.

Хороший эффект по снижению интенсивности УВВ дает применение засыпки наружных зарядов. При высоте слоя засыпки, равной высоте заряда, давление в УВВ уменьшается на 30 %, что позволяет уменьшить в 1,2 раза радиус опасной зоны или в 2 раза увеличить суммарную массу заряда.

При проведении взрывов на земной поверхности в стесненных условиях для уменьшения разлета породы применяют укрытия. Некоторые укрытия не только уменьшают или исключают

ют разлет кусков породы, но и приводят к снижению интенсивности УВВ. Так, применение металлических панцирных укрытий в 2—3 раза ослабляет действие УВВ.

## 8.8. РАЗЛЕТ ОТДЕЛЬНЫХ КУСКОВ ПРИ ВЗРЫВЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

При массовых взрывах на земной поверхности уделяют большое внимание безопасности от разлетающихся кусков породы для персонала и оборудования. Безопасные расстояния для людей определяют согласно ЕПБ по формуле

$$r_{\text{разл}} = 125\eta_3 \sqrt{\frac{fd}{1 + \eta_{\text{заб}}a}},$$

где  $\eta_3$  — коэффициент заполнения скважины ВВ;  $\eta_{\text{заб}}$  — коэффициент заполнения скважины забойкой;  $f$  — коэффициент крепости пород;  $d$  — диаметр скважины, м;  $a$  — расстояние между скважинами, м.

При полной забойке  $\eta_{\text{заб}} = 1$ , при взрывании без забойки  $\eta_{\text{заб}} = 0$ .

При взрывании на косогорах безопасные расстояния вниз по косогору должны быть увеличены:

$$k_p = 1 + \text{tg}\beta,$$

где  $\beta$  — угол наклона косогора к горизонту, град.

Однако окончательно принимаемое значение безопасных расстояний не должно быть меньше минимальных значений, приведенных в ЕПБ в специальной таблице. Для шпуровых и скважинных зарядов это расстояние должно быть не менее 200 м, для накладных зарядов — 300 м.

Для горно-транспортного оборудования безопасные расстояния принимают в 2 раза меньшими, чем для людей.

Во многих случаях к определению безопасных расстояний привлекают специализированные организации, а также руководствуются приведенными данными в «Единых правилах безопасности при взрывных работах».

### 8.9. ЭЛЕМЕНТЫ ТЕОРИИ ПОДОБИЯ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Согласно закону геометрического подобия при взрывах двух зарядов ВВ массой  $Q_1$  и  $Q_2$  (рис. 8.17), проведенных в одинаковых условиях (геометрически подобны формы зарядов, зарядные камеры, положение зарядов относительно открытых поверхностей, один и тот же тип ВВ и т.д.), величины максимальных массовых скоростей и напряжений на расстояниях  $R_1$  и  $R_2$  равны между собой, если выполняется соотношение

$$\frac{R_1}{\sqrt[3]{Q_1}} = \frac{R_2}{\sqrt[3]{Q_2}}.$$

На этих же расстояниях  $R_1$  и  $R_2$  время действия напряжений и длительность действия связаны соотношением

$$\frac{T_1}{\sqrt[3]{Q_1}} = \frac{T_2}{\sqrt[3]{Q_2}},$$

где  $T_1$  и  $T_2$  — время действия напряжений при взрыве, с.

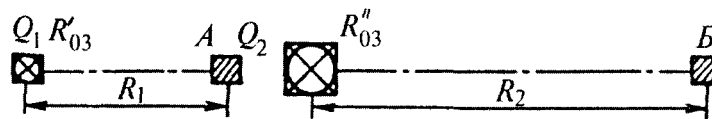


Рис. 8.17. Схема пояснения геометрического подобия взрывов разных зарядов

При моделировании вместо массы заряда  $Q$  удобно пользоваться величиной его радиуса:

$$R_{03} = \sqrt[3]{\frac{3Q}{4\pi\rho_{\text{ВВ}}}},$$

где  $\rho_{\text{ВВ}}$  — плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Эта формула является частным случаем энергетической формулы:

$$R_{03} = \sqrt[3]{\frac{3QE'}{4\pi\rho_{\text{ВВ}}1000}},$$

где  $E'$  — удельная энергия ВВ, кДж/кг.

Если принять для тротила энергию 1000 ккал/кг и плотность 1,6, то получим

$$R_{03} = 0,053\sqrt[3]{Q},$$

а напряжение от зарядов при условии  $f_1 = f_2$ :

$$\sigma_r = f_1 \left( \frac{R'_{03}}{R_1} \right) = f_2 \left( \frac{R''_{03}}{R_2} \right).$$

Академик М.А. Садовский предложил выразить эту функцию многочленом вида

$$\sigma_r = \sum_{i=1}^n Ai \left( \frac{R_{03}}{R} \right)^i.$$

Величины, входящие в формулу, определяют экспериментально.

Если взять заряды равной массы, но разной энергии, то заряд с большей энергией окажет на одинаковом расстоянии более сильное действие. Поэтому в общем случае основным параметром закона подобия при взрывах сферических зарядов является выражение  $\frac{\sqrt[3]{E'}}{R}$ . Его можно применять для сравнения не только

взрывов зарядов различных химических ВВ, но и взрывов существенно разной природы, например взрывов ВВ, электрических, ядерных. Для сравнения этих взрывов в первом приближении достаточно знать выделившуюся в каждом случае энергию. Для сферических зарядов из закона подобия справедливо выражение

$$r_0 = k_1 r = k_2 \sqrt[3]{Q},$$

где  $r_0$  — радиус равного действия (например, дробление на куски определенного размера), м;  $k_1$  и  $k_2$  — коэффициенты, зависящие от свойств ВВ, породы и условий взрыва.

Закон подобия неоднократно проверяли при различных проявлениях действия взрыва. Так, М.А. Садовский установил зависимость скоростей сейсмических колебаний почвы в дальней зоне при взрывах:

$$v = k \left( \frac{Q^{1/3}}{R} \right)^v,$$

где  $k$  — коэффициент, учитывающий местные условия, средняя величина близка к 400;  $R$  — удаленность от центра взрыва, м;  $v$  — показатель затухания колебания, в ближней зоне  $v = 1,5$ .

Измерения скоростей смещения породы в ближней зоне, выполненные проф. А.Н. Ханукаевым, показали также совпадение с законом подобия, выраженным в виде

$$u_{r \max} = \left( \frac{33210}{\bar{r}^3} - \frac{396}{\bar{r}^2} + \frac{36,2}{\bar{r}} \right) 10^2, \text{ см/с},$$

где  $u_{r \max}$  — максимальная радиальная скорость смещения, см/с;  $\bar{r}$  — относительное расстояние от заряда.

В.Н. Родионовым дана зависимость радиусов разрушения (котловой полости и радиуса дробления) от радиуса заряда ТЭНа при взрывах в блоках тиосульфата. Соотношение размера блока и массы заряда было таким, чтобы действие взрыва не



проявлялось на поверхности блока (трещины не достигали поверхности). Радиус разрушения измеряли после распиливания блока, чем обеспечивалось геометрическое подобие в действии зарядов различной массы (размера). Установлено, что радиус разрушения пропорционален с точностью до 15 % радиусу заряда.

При взрывах цементно-песчаных моделей цилиндрической формы зарядами ТЭНа при геометрическом подобии действия зарядов различной массы установлено, что выход мелких кусков прямо пропорционален массе заряда. Это является подтверждением закона подобия.

Обработка результатов отдельных промышленных взрывов подтверждает закон геометрического подобия. Замеры радиусов разрушения массива при взрывах зарядов различного диаметра на карьерах Кузбасса, проведенные проф. Н.Я. Репиным, свидетельствуют, что радиусы разрушения прямо пропорциональны диаметрам зарядов. Зависимость ширины заколов, параллельных бровке уступа, от расстояния до нее следующая:

$$Ш_3 = a/L^2,$$

где  $a$  — размерный коэффициент,  $м^3$ ;  $L$  — расстояние до закола от бровки уступа, м.

Обработкой данных ряда карьеров установлено, что с изменением диаметра заряда от 106 до 400 мм это отношение остается практически неизменным, что позволяет выразить найденную закономерность формулой

$$Ш_3 = 14 \left( \frac{d}{L} \right)^2,$$

из которой следует, что на одинаковых относительных расстояниях от заряда остаточная деформация (ширина заколов) одинакова.

Приведенные выше соображения справедливы для однородных массивов. В трещиноватых массивах закон подобия справедлив для случаев, когда трещины не имеют решающего

значения для результатов взрыва (например, взрывы камуфлета, проведенные В.Н. Родионовым, и радиусы дробления, по Н.Я. Репину). В случае дробления трещиноватых массивов плоскости трещин, как показано выше, оказывают экранирующее влияние, локализируют распространение энергии от заряда по массиву. Это можно оценить интенсивностью затухания энергии, которая, очевидно, для разных по трещиноватости массивов и для различных масштабов взрывов будет неодинаковой. Этот вопрос, имеющий очень важное значение для взрывных работ, пока изучен недостаточно. Поэтому закон подобия при взрывах дробления может быть принят приближенно. Трудность применения и формулировки закона подобия для трещиноватых массивов заключается в том, что в настоящее время не известны градиенты затухания энергии взрыва при разных параметрах трещин; разномасштабные взрывы в массиве с одинаковой трещиноватостью строго не являются подобными, а результаты взрыва, которые оценивают по степени дробления (процент выхода фракции определенной крупности), тоже нельзя сравнивать, так как это не отвечает условию подобия. Поэтому вопрос следует решать применительно к конкретным задачам взрыва в данных горно-технических условиях.

Достигнуть математически точного условия подобия при промышленных взрывах невозможно, так как можно изменить только геометрические параметры расположения зарядов. Для полного подобия взрыва, очевидно, необходимо изменить блочность и ширину трещин массива, чтобы сохранить условие  $\delta/d_{\text{ср}} = \text{const}$  ( $\delta$  — средняя ширина трещин между блоками в массиве, м;  $d_{\text{ср}}$  — средний размер отдельности массива, м).

Это в реальных условиях осуществить нельзя и поэтому нельзя достигнуть действительного подобия при дроблении трещиноватых массивов.

РЕГУЛИРОВАНИЕ  
СТЕПЕНИ  
ДРОБЛЕНИЯ  
ГОРНЫХ ПОРОД  
ВЗРЫВОМ

ГЛАВА 9 ———

## 9.1. ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ ВЗРЫВОВ

Результаты взрывов при открытых и подземных горных работах должны удовлетворять следующим основным требованиям:

- ◆ порода при взрыве должна быть раздроблена на куски, не превышающие определенных размеров по крупности, а выход крупных негабаритных кусков и мелочи должен быть минимальным ( $\leq 5\%$ );

- ◆ после взрыва на земной поверхности не должно быть невышених подошвы уступа (порогов), а также заколов за последний ряд скважины. Выброс породы за линию скважин на верхнюю бровку уступа должен быть минимальным;

При подземной отбойке руд необходимо получить требуемый коэффициент разрыхления горной массы, обеспечивающий ее производительный выпуск из камер.

При проходке выработок крупность кусков взорванной породы должна соответствовать условиям максимально производительной работы на ее погрузке, а полученное сечение выработки максимально соответствовать проектному, исключая недоборы и переборы (заколы) породы за контур выработки;

- ◆ развал взорванной породы должен быть заданной ширины и высоты, обеспечивающих высокопроизводительную и безопасную работу экскаваторов, проходческих погрузочных машин;

- ◆ запас взорванной горной массы в забое должен обеспечивать бесперебойную и высокопроизводительную работу погрузочного и транспортного оборудования;

- ◆ схема взрывной цепи и конструкция заряда должны обеспечивать полноту детонации всей заряженной массы ВВ в наиболее благоприятном для разрушения массива режиме;

- ◆ при взрыве не должно происходить не предусмотренных проектом разрушений или повреждений окружающих объектов сейсмическим действием, воздушными ударными волнами, разлетающимися кусками породы.

Наличие во взорванной горной массе большого количества (>10 %) крупных негабаритных кусков снижает в 1,5—2 раза производительность погрузочно-транспортного оборудования и срок его службы. Вторичное дробление негабаритов, кроме того, нарушает режим работы карьера и рудника.

Получение крупных кусков особенно нежелательно на подземных рудниках, где при выпуске происходит их застревание в выпускных дучках и требует выполнения опасных работ по ликвидации этих завесаний.

Необходимое дробление породы обеспечивают выбором правильного метода ведения взрывных работ для конкретных условий, а также правильным сочетанием и использованием факторов, влияющих на степень дробления породы при взрыве (удельный расход ВВ, диаметр заряда, схема взрывания и т.д.).

В настоящее время разработаны технико-экономические методы оценки качества взрыва на основе достижения суммарной минимальной стоимости добычи и переработки минерального сырья.

## **9.2. СТЕПЕНЬ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ И МЕТОДЫ ЕЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ**

Наиболее полно степень дробления (кусковатость) характеризуется гранулометрическим составом взорванной горной массы, определение которого на практике весьма трудоемко и применяется чаще при лабораторных опытах. На горных предприятиях для оценки качества взрыва определяют выход негабаритных кусков (по объему) и их гранулометрический состав, а также число негабаритов на 1 м<sup>3</sup> взорванной горной массы, так как от выхода крупных фракций зависят:

- ◆ производительность и надежность работы погрузочного и транспортного оборудования;
- ◆ расходы и затраты времени на вторичное дробление, нарушающее ритмичность работы предприятия.

Выход мелких, тоже некондиционных фракций (отходов), не пригодных для основного производства, в условиях хозяйственной самостоятельности предприятий — это важный показатель: отходы или идут в отвалы, или их продают в несколько раз дешевле.

На горных предприятиях применяют прямые и косвенные методы определения выхода негабаритной фракции породы. К прямым методам относятся:

1. **Поштучный учет** (обмер) всего негабарита, подлежащего вторичному взрыванию.

2. **Планиметрический метод** измерения, при котором выход негабарита определяют как отношение суммарной площади негабаритных кусков в плане к их общей площади, на которой проводятся измерения. Удобнее вместо трудоемких замеров на развале породы фотографировать его и делать последующий анализ фотографий, сделанных в определенном масштабе. Тогда этот метод называют **фотопланиметрическим**. Он пригоден как для оценки полного грансостава горной массы, так и для определения грансостава массива по откосу уступа.

Обработка полученных фотопланов сводится к расчету площадей отдельных частей, размеры которых разделяют на соответствующие классы. При этом линейные размеры отдельных частей устанавливают по расстоянию между индикатриссами, которые пересекают данную отдельность.

3. **Количественный метод**, при котором подсчитывается число негабаритных кусков, находящихся на анализируемой площади. Число штук негабарита на  $1 \text{ м}^3$  горной массы вычисляется по формуле

$$N = \frac{n\sqrt{n}}{S\sqrt{S}},$$

где  $n$  — число негабаритных кусков на площади замера  $S$ ,  $\text{м}^2$ .

Выход негабарита  $V_n$ , %:

$$V_n = NV_{\text{ср}} 100,$$

где  $V_{\text{ср}}$  — средний объем негабарита,  $\text{м}^3$ .

4. **Линейный метод.** По развалу взорванной породы на различных интервалах через определенные расстояния натягивают ленты и измеряют длину всех крупных кусков, попавших на ленты. Выход негабарита определяют как отношение суммарной длины крупных негабаритных кусков  $\Sigma l_n$  к общей длине линии  $\Sigma L$ :

$$V_n = \frac{\Sigma l_n}{\Sigma L} 100 \text{ \%}.$$

5. **Ситовый анализ.** Средний диаметр (размер) куса горной массы определяется по формуле

$$d_{\text{ср}} = \frac{\gamma_i d_i}{100},$$

где  $d_i$  — диаметр среднего куска данной фракции (середина класса), см;  $\gamma_i$  — выход кусков данной фракции, %.

Графики гранулометрического состава взорванной породы строят в простых процентах, когда на графике откладывают процентное содержание в горной массе фракции данной крупности (рис. 9.1, а) или в суммарных нарастающих процентах, когда на графике наносят суммарный выход надрешетного и всего подрешетного продукта каждого размера, сумма которых всегда дает 100 % (рис. 9.1, б).

Иногда при взрывании эффективность разрушения оценивается вновь образованной поверхностью  $S_n$ , величина которой определяется по формуле

$$S_n = \frac{6}{\rho} \sum_{i=1}^n \frac{M_i}{d_i} - S,$$

где  $\rho$  — плотность породы, т/м<sup>3</sup>;  $M_i$  — масса каждой фракции, т;  $S$  — открытая площадь массива до взрыва, м<sup>2</sup>;  $n$  — число фракций;  $d_i$  — средний размер каждой фракции.

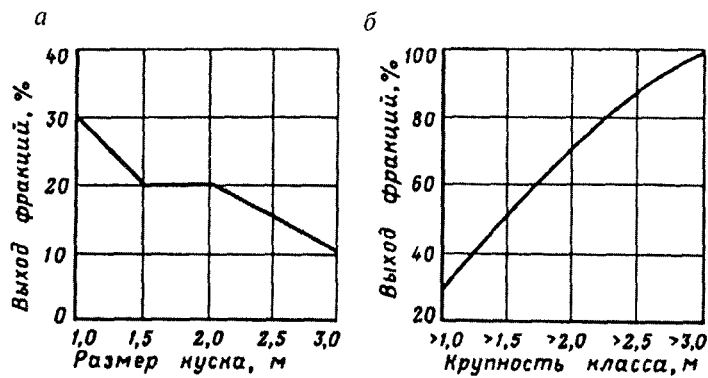


Рис. 9.1. Изображение гранулометрического состава горной массы на графиках:

*а* — простые проценты, *б* — набегающие проценты

Сложность этой оценки в трудности определения величины вновь образованной поверхности, особенно для мелких фракций, а также энергоемкости образования новой поверхности для крупного и мелкого дробления. При крупном дроблении существенно влияют на энергоемкость имеющиеся в массиве трещины и неоднородности, по которым разрушается массив и за счет этого снижаются затраты энергии на образование новых поверхностей.

В производственных условиях при анализе ранее проведенных взрывов пользуются косвенными методами оценки выхода негабарита по расходу детонаторов и ВВ на вторичное дробление.

### 9.3. ЗОНЫ ДРОБЛЕНИЯ ВЗРЫВОМ ТРЕЩИНОВАТОГО МАССИВА

Разрушаемый взрывом массив горных пород, как правило, разбит различными системами трещин.

Трещины в массиве образуются при генезисе горных пород (генетические трещины), в процессе последующих горообразовательных процессов перемещения больших объемов массивов



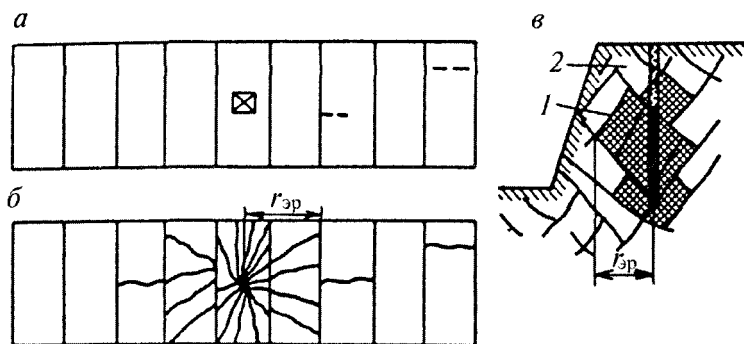
(тектонические трещины) при взрыве за счет действия взрыва в глубь массива. Последние трещины по внешнему виду отличаются от первых двух групп следующими признаками: они не заполнены минеральными заполнителями, распространение их ограничивается, как правило, одной отдельностью массива. На карьерах приходится взрывать в большинстве случаев только трещиноватые породы с разной степенью трещиноватости. На подземных рудниках и шахтах чаще приходится взрывать массивы с плотносомкнутыми трещинами. Эти массивы по условиям распространения энергии взрыва приближаются к монолитным, а по дроблению — к трещиноватым.

Трещины оказывают экранирующее действие на распространение энергии взрыва, локализуют разрушение отдельностями, расположенными непосредственно вокруг заряда, а на больших расстояниях отдельности могут разрушаться только за счет их соударения между собой.

Чем больше размер взрываемого массива и больше диаметр скважин, тем более неравномерным оказывается распределение энергии по массиву от взрыва, тем большее количество (процент) отдельностей разрушается от их механического взаимодействия.

Во взрываемом трещиноватом массиве можно, по данным автора, выделить две характерные зоны дробления (рис. 9.2). В непосредственной близости от заряда все отдельности разрушаются на значительное число кусков от действия волн напряжений и давления газов взрыва. Изменяя параметры, можно направленно изменять крупность дробления в этой зоне, она увеличивается с увеличением заряда дискретно, т.е. на одну, две, три разрушаемые отдельности. Эту зону принято называть зоной регулируемого дробления.

За пределами этой зоны разрушение отдельностей, слагающих остальной объем взрываемого массива, происходит за счет динамического воздействия на него (соударения) расширяющегося объема породы зоны регулируемого дробления. Разрушение отдельностей в этой зоне носит вероятностный характер: отдельность может быть разрушена на небольшое число частей



**Рис. 9.2. Зоны дробления взрывом трещиноватого массива:**

*а* — составной образец до взрыва; *б* — после взрыва; *в* — дробление трещиноватого уступа; 1 — зона регулируемого дробления; 2 — зона практически нерегулируемого дробления

(2—3) при наличии в ней дефектов или неоднородностей, ослабляющих ее в отдельных сечениях. По этим ослабленным плоскостям происходит ее дробление. Удаленные от заряда отдельности разрушаются за счет развития магистральных трещин, которые, как правило, переходят из одной отдельности в другую при их механическом соударении. Эта зона называется **зоной практически нерегулируемого дробления**.

Задача методов регулирования дробления состоит в том, чтобы тем или иным способом увеличить объем зоны регулируемого дробления, уменьшить или совсем ликвидировать зону практически нерегулируемого дробления, раздробить крупные отдельности в этой зоне.

#### **9.4. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ РЕГУЛИРОВАНИЯ ДРОБЛЕНИЯ ПОРОД ВЗРЫВОМ**

Известные в настоящее время способы управления дроблением горных пород взрывом можно классифицировать по нескольким признакам.

Регулирование воздействия взрыва отдельного заряда на массив горных пород, что обеспечивается за счет изменения:

- ◆ расчетного удельного расхода ВВ;
- ◆ диаметра заряда;
- ◆ типа применяемого ВВ;
- ◆ конструкции заряда;
- ◆ направления инициирования сплошного заряда;
- ◆ порядка инициирования частей рассредоточенного заряда;
- ◆ качества и длины забойки.

При изменении характера действия заряда в зоне регулируемого дробления изменяется часть энергии, передаваемой в зону практически нерегулируемого дробления, за счет чего меняются соотношение между размерами этих зон и интенсивность дробления массива.

Регулирование воздействия взрыва на массив группы зарядов в зоне практически нерегулируемого дробления, что достигается за счет изменения:

- ◆ сетки расположения и числа рядов скважин;
- ◆ интервалов замедления и последовательности взрывания зарядов во взрываемом блоке;
- ◆ высоты уступа;
- ◆ схем расположения скважин на уступе.

Параметры регулирования дробления можно также разделить на два класса: первый, к которому относят параметры, позволяющие обеспечить получение дробления любой требуемой интенсивности; второй, к которому относят параметры, позволяющие изменить интенсивность дробления в ограниченных пределах и не позволяют исключить выход крупной негабаритной фракции породы. К первому классу параметров относятся расчетный удельный расход ВВ, диаметр и сетка расположения скважин. Ко второму классу относятся все остальные параметры. Их изменением можно уменьшить выход крупной негабаритной фракции в пределах 10—20 % от первоначального. К параметрам регулирования второго класса относят применение различных типов ВВ с различной скоростью детонации, плотностью и объемной концентрацией энергии; применение рассредоточенных зарядов породными, воздушными, водяными проме-

жутками. Применение зарядов с воздушными или водяными промежутками в перебуре или между зарядом и забойкой; применение рассредоточенных зарядов с короткозамедленным инициированием отдельных частей; применение обратного инициирования сплошных скважинных зарядов; применение парно-сближенных скважин; применение блоков (уступов) большой высоты; применение предварительного схлопывания трещин опережающим взрывом скважин по контуру взрываемого блока; применение взрывания в «зажатой» среде.

Рассмотрим физическую сущность и область применения перечисленных методов регулирования дробления пород.

## 9.5. РАСЧЕТНЫЙ УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Для разрушения определенного объема породы до определенной крупности требуется затратить требуемое количество энергии. С увеличением степени дробления удельный расход энергии (энергоемкость) увеличивается. Такая же зависимость, известная из фундаментальных законов дробления, справедлива и для взрывного дробления. Однако здесь имеется ряд особенностей, которые отличают взрывное дробление от механического. Механическое дробление имеет двухстороннюю схему приложения сил (рис. 9.3, *а*), а взрывное (за исключением дробления негабарита накладным зарядом и взрывания в зажатой среде) — одностороннюю (рис. 9.3, *б*).

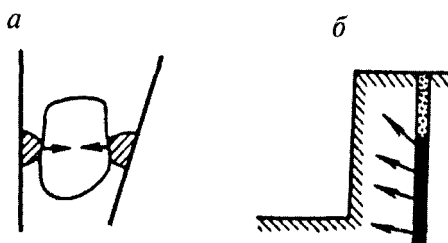
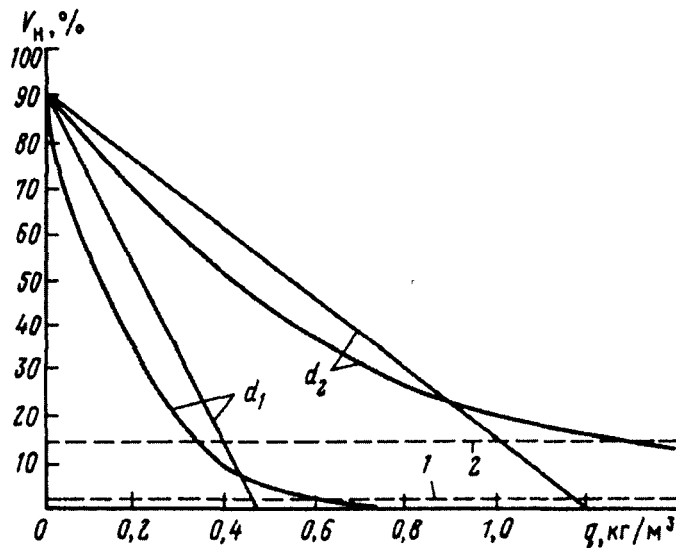


Рис. 9.3. Схема приложения сил при механическом (*а*) и взрывном (*б*) дроблении пород

При механическом дроблении имеют дело, как правило, с отдельными кусками породы, а при взрывном — с трещиноватым массивом пород значительных размеров. Трещины и неоднородности при механическом дроблении облегчают дробление крупных кусков и уменьшают удельную энергоёмкость. При взрыве трещины экранируют распространение энергии, уменьшают возможность дробления и часто требуют, наоборот, увеличения удельного расхода ВВ для достижения требуемого дробления.

Чем меньше диаметр заряда, тем меньше вероятность экранирования распространения энергии взрыва трещинами между зарядом и открытой поверхностью массива.

При увеличении удельного расхода ВВ сначала происходит более интенсивное увеличение степени дробления массива (рис. 9.4), а затем наступает так называемое состояние насыщения массива энергией взрыва, когда последний не может поглотить большего количества энергии и она расходуется бесполезно на повышенный разброс породы.



**Рис. 9.4.** Изменение выхода крупных (негабаритных) фракций в зависимости от удельного расхода ВВ для разных диаметров зарядов и одинаковой взрываемости пород:

1, 2 — выход негабарита из зон практически нерегулируемого дробления при диаметрах зарядов  $d_1$  и  $d_2$

Изменение интенсивности дробления при этом снижается, и кривая будет идти примерно параллельно оси абсцисс. Выполаживание кривой будет увеличиваться также в результате влияния зоны практически нерегулируемого дробления, размеры которой с некоторого значения  $q$  не изменяются. При меньшем диаметре заряда ( $d_3 < 150$  мм) кривая пройдет ниже и в некоторых случаях может достигнуть оси абсцисс (при этом выход крупных негабаритных фракций будет равен нулю). При большом диаметре заряда ( $d_3 > 250$  мм) кривая пройдет выше и практически при любом расходе ВВ в этом случае не удастся получить нулевой выход негабарита. Будут существовать минимальные значения выхода негабарита  $V_{н1}$ ,  $V_{н2}$  из зоны практически нерегулируемого дробления.

Кривые будут пересекать ось ординат в точке, которая характеризует процент содержания негабаритных отдельностей в массиве пород до взрыва. В зависимости от категории трещиноватости пород и абсолютного значения допустимого размера куска на предприятии эта величина может меняться от 100 % объема взрываемого массива до нуля. При проведении расчетов по определению рациональных удельных расходов ВВ целесообразно кривые на графиках заменить отрезками прямых. В этом случае точность полученных результатов будет в пределах 15—20 %, что вполне допустимо. Выбор рационального расхода ВВ — это технико-экономическая задача, решаемая на основе подсчета конечной стоимости добычи полезного ископаемого по всем процессам. Однако в большинстве случаев следует стремиться при взрыве к получению выхода негабарита, близкого к нулю. Для данного диаметра заряда влияние расчетного расхода ВВ для разных пород по взрываемости (трещиноватости) на крупность дробления показано на рис. 9.5.

На оси ординат отложен процент некондиционных отдельностей ( $d > 700$  мм), содержащихся в массиве до взрыва для пород различных категорий. При изменении допустимого размера куска содержание в массиве этой фракции изменится, изменится и их положение на графике, а также выход крупных фракций из зоны практически нерегулируемого дробления. Изменяются,

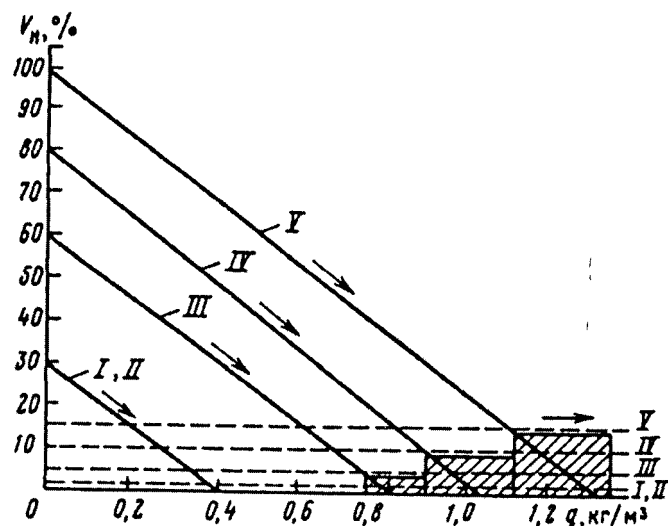


Рис. 9.5. Изменение выхода крупных негабаритных фракций в зависимости от удельного расхода ВВ для разных категорий пород по взрываемости:

I—V — категории пород по трещиноватости

следовательно, и значения предельных удельных расходов ВВ, но методический принцип подхода к выбору расхода ВВ, обеспечивающего предельно минимальный выход негабарита, сохранится. При увеличении размеров кондиционного куска все прямые сместятся вниз, т.е. уменьшатся предельные удельные расходы ВВ. Для определения предельных значений удельных расходов ВВ необходимо, если известно содержание негабаритной крупной фракции в массиве (точка прямой на оси ординат), провести один или лучше два опытных взрыва с разными произвольно выбранными, но существенно различными удельными расходами ВВ, отложить полученный выход крупных фракций на графике и соединить точку на оси ординат с полученной точкой или точками на графике прямой, продолжив ее до пересечения с прямой, отсекающей предельно минимальный выход негабарита. Эта точка пересечения дает значение предельного расхода ВВ, дальнейшее увеличение которого нецелесообразно, т.к. в этой зоне кривая выхода круп-

ных фракций с изменением удельного расхода ВВ уже выполняется. Определенные таким образом расчетные удельные расходы ВВ часто нельзя применять на практике, т.к. они дают чрезмерную ширину развала и не приемлемы по технологии ведения горных работ.

При проведении опытных взрывов нужно выбирать участки массива с одинаковыми свойствами по крепости и трещиноватости и руководствоваться методикой проведения опытных взрывов, разработанной МГИ с участием автора учебника по заданию Межведомственной комиссии по взрывному делу (см. приложение).

В МГИ под руководством проф. Б.Н. Кутузова разработана практическая методика определения взрываемости массивов горных пород с целью выбора расчетных удельных расходов ВВ для скважин диаметром 243 мм с учетом трещиноватости массива прочностных свойств отдельностей, слагающих массив. Методика основана на фундаментальных работах академика РАН В.В. Ржевского по оценке результатов взрыва породы в отдельности и в массиве.

Взрываемость массивов ( $\text{кг/м}^3$ ) определяют для следующих условий взрывания на карьерах: высота уступа 10—15 м; диаметр скважин 250 мм; коэффициент сближения зарядов  $m = 1$ ; величина перебура — десять диаметров скважин;  $W/d = 30—35$ ; величина забойки (0,5—0,7)  $W$ ; количество рядов не менее 3; схема взрывания диагональная.

Взрываемые массивы должны быть представлены однородными по трещиноватости и крепости породами.

Взрываемость массива оценивается величиной расчетного расхода эталонного ВВ ( $q$ ) (граммонит 79/21), при котором выход в развале кусков  $>500$  мм равен нулю.

Если определить взрываемость одной и той же породы отдельности ( $q^*$ ) и в массиве ( $q$ ) при определенных вышеуказанных стандартных условиях и привести расчетным путем результаты к одному размеру куска  $+500$  мм и типу ВВ, то можно оценить, насколько надо изменить удельный расход ВВ на массовом взрыве при использовании скважинных зарядов по срав-



нению со взрывом отдельности шпуровым зарядом, расположенным в ее центре.

Используя поправку на размер куска  $(d/d_k)^{2/5}$  и учитывая влияние плотности пород на величину удельного расхода ВВ (формирование развала), получим расчетный расход ВВ при переходе к куску (500 мм) при взрывании монолитных пород.

$$q^{+500} = 0,65\sqrt[4]{f} \left( \frac{0,1}{0,5} \right)^{\frac{2}{5}} \frac{\rho}{2,6},$$

где  $\rho$  — плотность пород, т/м<sup>3</sup> (изменяется в пределах от 2,0 до 3,0).

Зависимость относительного расхода ВВ от блочности пород (при диаметре скважин 250 мм) аппроксимируется формулой

$$\frac{q}{q^*} = 0,6 + 0,8d_0,$$

где  $d_0$  — средний размер отдельности в массиве, м.

Проведенные исследования в породах различной крепости и всех категорий трещиноватости на 7 карьерах черной и цветной металлургии доказали общность найденной зависимости.

Подставив вместо  $q^*$  значение  $q^{+500}$ , получим

$$q = q^* (0,6 + 0,8d_0) = 0,13\rho\sqrt[4]{f} (0,6 + 0,8d_0).$$

Из этого выражения можно с ошибкой в 10—15 % определить расчетный расход эталонного ВВ, при котором выход кусков +500 мм в развале будет близким к нулю.

Переход от диаметра скважин 250 мм к другим по удельным расходам ВВ осуществляется по формуле, предложенной МГИ:

$$q = q^* (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_3 d_0),$$

где  $d_3$  — диаметр заряда, мм (по долоту).

Поправка на необходимый размер куска:

$$\left(\frac{0,5}{d_{\kappa}}\right)^2,$$

где  $d_{\kappa}$  — необходимый кондиционный размер куска, м.

Переход к другому типу ВВ производится с помощью коэффициента  $k_{\text{ВВ}}$ , учитывающего теплоту взрыва эталонного и применяемого ВВ:

$$k_{\text{ВВ}} = \frac{Q_3}{Q_{\phi}},$$

где  $Q_3$  — теплота взрыва эталонного ВВ;  $Q_{\phi}$  — теплота взрыва применяемого ВВ.

Таким образом, формула для определения расчетного расхода ВВ (взрываемость массива) для обеспечения требуемого дробления по выходу крупных кусков в развале взорванной массы окончательно приобретает вид

$$q = 0,13\rho^4\sqrt{f} \left(0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_3 d_0\right) \left(\frac{0,5}{d_{\kappa}}\right)^{2/5} k_{\text{ВВ}}.$$

На основе обобщения опыта ведения взрывных работ на карьерах цветной и черной металлургии и изложенной методики составлена классификация массивов пород по взрываемости на карьерах (см. табл. 1.4), по которой рекомендуется выбирать расчетный удельный расход ВВ.

Для современных карьеров и рудников характерна тенденция увеличения удельных расходов ВВ с 0,4—0,5 до 0,7—0,9 кг/м<sup>3</sup> и более, так как это в конечном счете позволяет улучшить дробление, повысить технико-экономические показатели работы погрузочно-транспортного оборудования, выпуска руды и горного предприятия в целом. С увеличением глубины разработки, как показывают наблюдения, блочность пород увеличивается, что требует для качественного их дробления увеличенных расходов ВВ.

Работами, выполненными на железорудных карьерах КМА (Михайловский ГОК) и Кривого Рога А.И. Потаповым, Ю.С. Мецем и др., показано, что при интенсивном взрывном воздействии на массив железистых кварцитов с удельными расходами ВВ  $1,7—2,5 \text{ кг/м}^3$ , многорядном взрывании и применении интервалов замедления между соседними зарядами  $2—3 \text{ мс}$  достигается многократное волновое воздействие на массив до его смещения (разрушения). При этом в кусках, полученных после взрыва, размерами до  $50 \text{ мм}$  возникает система микротрещин и их прочность снижается в  $1,5—2,0$  раза, а средний диаметр куска при массовых взрывах с такими высокими удельными расходами ВВ уменьшается с  $0,3$  до  $0,15 \text{ м}$ . За счет указанных факторов в переработку на обоганительную фабрику поступает существенно более мелкая горная масса с более низкой прочностью кусков. В результате в  $1,3—1,5$  раза снижаются энергозатраты на дробление и измельчение железистых кварцитов, улучшается выход железа в концентрат за счет лучшего раскрытия минеральных зерен магнетита. Этот метод условно называют в Кривом Роге методом «супердробления». Он требует дополнительных теоретических и экспериментальных обоснований. Такие эффекты при высоких удельных расходах ВВ могут быть получены и на карьерах, разрабатывающих другие типы минерального сырья, а также подземных рудниках. Таким образом, изменяя интенсивность взрывного воздействия на массив, можно получать направленное изменение свойств минерального сырья с целью реализации энергосберегающих технологий и максимальной эффективности его переработки.

При этом важным, кроме увеличения ВВ, является определение направлений взрывного воздействия на массив, по которым он разрушается с меньшими энергетическими затратами.

Это показывает, что расходы ВВ при подготовке скальных пород к выемке будут увеличиваться. Однако при разработке месторождений кристаллосырья, где необходимо обеспечить возможно полную сохранность добываемых ценных и драгоценных кристаллов кварца, изумрудов, алмазов и т.д., наоборот,

воздействие взрыва на массив должно быть максимально уменьшенным с применением низкобризантных ВВ и методов щадящего взрывания.

## **9.6. ДИАМЕТР ЗАРЯДА, ЛИНИЯ СОПРОТИВЛЕНИЯ ПО ПОДОШВЕ И СЕТКА РАСПОЛОЖЕНИЯ СКВАЖИН**

Практикой установлено, что для каждой категории пород существует линейная зависимость вида  $W = kd_3$  (рис. 9.6), угол наклона которой с увеличением крепости и блочности пород уменьшается.

Однако эта зависимость в предположении постоянного удельного расхода ВВ допускает, что с увеличением диаметра заряда выход крупных фракций при взрыве увеличивается. Это происходит потому, что с увеличением  $W$  все больший процент отдельностей, слагающих массив, при взрыве попадает в зону практически нерегулируемого дробления. Уменьшив диаметр заряда, можно достигнуть положения, при котором все отдельности попадают в зону регулируемого дробления. Поэтому диаметр заряда относится к одному из наиболее мощных параметров регулирования степени дробления. При меньших диаметрах зарядов, кроме того, уменьшаются заколы за линию зарядов в глубь массива, уменьшается относительный объем переизмельчения породы вокруг заряда и происходит распространение энергии по массиву с меньшим затуханием. Однако на некоторых предприятиях при уменьшении диаметра заряда с 250 до 100—150 мм (например, крупноблочные породы титаномагнетитового карьера) не было получено существенного снижения выхода негабарита. Это объясняется тем, что в настоящее время себестоимость обустройства массива скважинами уменьшенного диаметра значительно выше. Поэтому на практике имеется тенденция расширить сетку скважин при меньшем диаметре, т.е. увеличить соотношение  $W/d_3$ , что ведет в крупноблочных породах к ухудшению дробления.

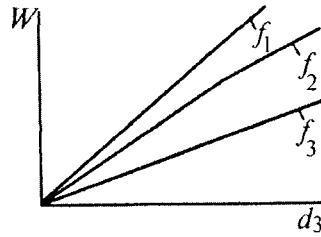


Рис. 9.6. Зависимость преодолеваемого сопротивления по подошве от диаметра заряда ( $f_1 > f_2 > f_3$ )

Работами, выполненными трестом «Союзвзрывпром», показано, что с увеличением коэффициента сближения скважин  $m = a/W$  от 0,6 до 1 при среднем удельном расходе ВВ дробление пород улучшается вследствие более полного заполнения скважины ВВ и уменьшения длины забойки. Поэтому в настоящее время при однорядном взрывании применяют  $m = 0,8—1$ . При многорядном взрывании и расположении зарядов по квадратной сетке (рис. 9.7) благодаря диагональной схеме коммутации взрыва скважин  $m_\phi$  увеличивается до двух ( $a_\phi/W_\phi$ ), а заряды взрывают в шахматном порядке. В результате этого степень дробления породы значительно улучшается.

Улучшение дробления достигают за счет снижения фактического значения  $W_\phi$ , а также за счет соударения разлетающихся масс разрушенной породы при большей разности скоростей их разлета при взрыве.

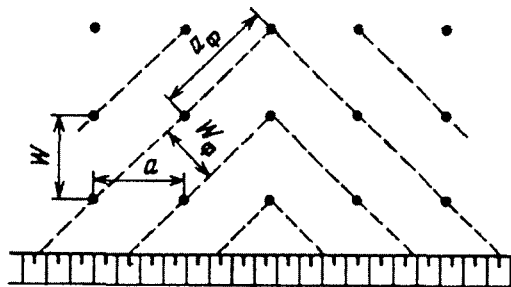


Рис. 9.7. Изменение коэффициента сближения скважин и сопротивления по подошве за счет изменения последовательности взрывания

Себестоимость отбойки целесообразно снижать в первую очередь за счет наиболее высоких статей затрат. С увеличением крепости пород  $f$  от 6 до 18 затраты на бурение растут быстрее (~в 10 раз), чем затраты на взрывание (~в 2 раза). При этом в породах ниже средней крепости расходы на взрывные работы составляют 70 % общих расходов на отбойку (рис. 9.8). Поэтому в породах ниже средней крепости  $f < 7$  основное внимание следует уделять снижению расходов на взрывание (применение дешевых ВВ), в крепких породах ( $f > 14-16$ ) — снижению себестоимости буровых работ (применение более производительных способов бурения, большого диаметра скважин, инструмента лучшего качества и т.д.).

Замена в крепких породах дешевых ВВ на более мощные с высокой объемной концентрацией энергии, но и более дорогие, может быть вполне целесообразна, если вследствие этого можно обеспечить большее снижение себестоимости обуривания массива и отбойки породы. При таком подходе снижение себестоимости отбойки происходит более интенсивно при сохранении хорошего качества взрыва.

Современное состояние изученности вопроса не позволяет дать теоретическое решение и обосновать выбор диаметра заряда. Поэтому следует пользоваться данными практического опыта применительно к конкретным задачам. В частности:

а) в породах I—II категорий трещиноватости (см. табл. 1.1) диаметр заряда следует выбирать возможно большим: для карьеров 250—350 мм, для рудников — 100 мм и более и ограничивать лишь технологическими задачами предприятия. Например, на железорудных карьерах КМА, Кривого Рога, разрабатывающих мелкоблочные железистые кварциты высокой прочности и абразивности, целесообразно бурить скважины

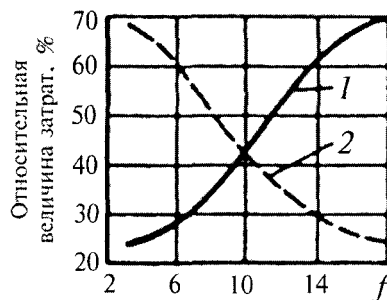


Рис. 9.8. Изменение относительных затрат на бурение (1) и взрывание (2) в зависимости от коэффициента крепости пород

диаметром не менее 250 мм, а лучше 320 мм, т.к. более тяжелые шарошечные станки работают более устойчиво на крепчайших породах.

В то же время на вскрышных уступах угольных разрезов, разрабатывающих породы низкой и средней крепости средне- и мелкоблочные, применение взрывных скважин более 300 мм оказывается неэффективным, т.к. при большом (400 мм и более) диаметре скважин происходят большие разрушения в глубь массива, увеличиваются заколы за линию скважин, ухудшается устойчивость откосов уступов.

Для подземных рудников дополнительные ограничения накладывают мощность рудного тела и устойчивость вмещающих пород. Так, на рудниках Кривого Рога для отбойки железистых кварцитов успешно внедряют скважины диаметром 215 мм, а также расширение взрывным способом до диаметра 400—600 мм. Это совершенно неприемлемо для маломощных месторождений, а также при ценных рудах, когда существует вероятность их засорения (разубоживания) пустыми породами лежачего и висячего боков месторождений. Диаметр скважин в этих условиях должен приниматься 60—80 мм, так как для пород III категории по трещиноватости;

б) в породах II категории, а также в однородных породах III категории при многорядном короткозамедленном взрывании на карьерах предпочтительны диаметры 200—250 мм.

Это наиболее типичные условия разработки месторождений минерального сырья различных отраслей, где применяются для бурения скважины главным образом шарошечные станки СБШ-250МН и 2СБШ-200Н;

в) в породах крупноблочных IV категории, а также неоднородных и часто перемежающихся породах V категории диаметр скважин следует уменьшать до 120—160 мм.

Таких карьеров в стране относительно небольшое число. Это карьеры Первоуральского рудоуправления, Орловского ГОКа, алунитовый карьер (Азербайджан), Шарташский гранитный, Саткинский магнезитовый. При выборе диаметра скважин, кроме взрываемости пород, необходимо учитывать и годовую

производительность предприятия, с увеличением которой при любых породах надо применять высокопроизводительную буровую технику и диаметры скважин не менее 200 (215) мм.

Для подземных рудников, разрабатывающих такие породы, целесообразно применять диаметры скважин 60—80 мм, а при малой мощности рудных тел шпуров диаметром 40—60 мм.

С увеличением глубины карьеров существенно усложняются условия взрывания: на многих месторождениях породы становятся более крупноблочными и трудновзрываемыми; увеличивается обводненность скважин; уменьшается ширина рабочих площадок уступа; ухудшается устойчивость откосов уступов и бортов карьеров и, следовательно, увеличивается опасность сейсмического воздействия взрывов.

Поэтому в перспективе неизбежен переход от многорядного взрывания вертикальных скважин большого диаметра к взрыванию наклонных скважин среднего (200 мм) и уменьшенного (150 мм) диаметра; переход от маломощных неводоустойчивых ВВ к более мощным водоустойчивым ВВ с высокой объемной концентрацией энергии; переход от тяжелых станков для скважин диаметром 250—320 мм на высокопроизводительные станки для бурения наклонных скважин 150—200 мм со сменной производительностью 120—150 м в породах средней крепости. Эти станки должны обеспечивать эффективное бурение и крепчайших пород. Однако при этом необходимо решить сложные задачи заряжания и монтажа сети большого числа скважин, а также их сохранности до заряжания. В связи с этим перспективен переход к заряжанию и забойке наклонных скважин сразу после их бурения и к взрыванию блока по мере его готовности. Это дает большой экономический эффект за счет уменьшения потерь скважин. Особенно перспективно применение высокопроизводительных станков для бурения скважин диаметром 150 мм на карьерах небольшой годовой производительности (до 500 тыс.м<sup>3</sup> горной массы в год), на глубоких горизонтах крупных карьеров, где ведется, как правило, взрывание крупноблочных трудновзрываемых горных пород, при использовании контурного взрывания в процессе выхода бортов карьеров на их проектное положение.



Необходим для карьеров большой глубины поиск новых взрывных технологий, которые позволят увеличить высоту уступа до 60—100 м, максимально уменьшить длину транспортных рабочих площадок на карьере, количество буровых станков.

Установлено, что на карьерах нарушение взрывом захватывает в основном район первого ряда зарядов. Поэтому возможности регулирования степени дробления при однорядном взрывании более ограничены. При многорядном расположении зарядов степень дробления горной массы улучшается в результате того, что заряды второго и последующих рядов работают в менее нарушенном массиве. Чем больше рядов зарядов, тем меньше объем породы первого ряда, отнесенный ко всему объему взрыва, тем меньше средний выход негабарита. Отсюда можно ориентировочно рассчитать выход негабарита при многорядном взрывании.

Приняв сетку расположения скважин и массу зарядов по рядам одинаковыми, можно определить средний выход негабарита при взрыве  $n$  рядов зарядов:

$$V_n = \frac{V_1 + V_2(n-1)}{n} = V_1 \frac{1 + \frac{V_2}{V_1}(n-1)}{n},$$

где  $V_1$  — выход негабарита по первому ряду скважин, %;  $V_2$  — выход негабарита по второму ряду скважин и последующим рядам при тех же параметрах взрывания, %;  $V_n$  — средний выход негабарита при взрывании  $n$  рядов зарядов, %.

Зная соотношение  $V_1/V_2$  по результатам однорядного взрывания, можно найти выход негабарита при переходе на многорядное расположение зарядов; величина соотношения для обычных условий составляет 0,25—0,3. Поэтому окончательно расчетная формула имеет вид

$$V_n = V_1 \frac{1 + 0,3(n-1)}{n}.$$

С увеличением глубины подземной разработки все в большей степени будет проявляться влияние горного давления на состояние блоков и результаты взрывных работ. При этом все чаще на глубоких горизонтах будет иметь место проявление горных ударов. Для уменьшения вероятности их проявления необходимо уменьшать сейсмическое воздействие взрыва на окружающий массив, а это приведет к уменьшению диаметра скважин до 60—70 мм и применению многоступенчатого КЗВ.

## 9.7. КОНСТРУКЦИЯ ЗАРЯДА

Существенное влияние на степень дробления горной массы оказывает конструкция заряда. При равном выходе горной массы с 1 м скважины и удельном расходе ВВ рассредоточение заряда приводит к улучшению дробления за счет увеличения зоны регулируемого дробления по сравнению со сплошным зарядом (рис. 9.9, *a*).

Рассредоточение заряда целесообразно только в том случае, если емкость скважины используется не полностью, т.е. оно наиболее рационально в том случае, если по каким-либо причинам в однородных породах применяют сближенную сетку расположения зарядов и сплошной заряд занимает незначительную

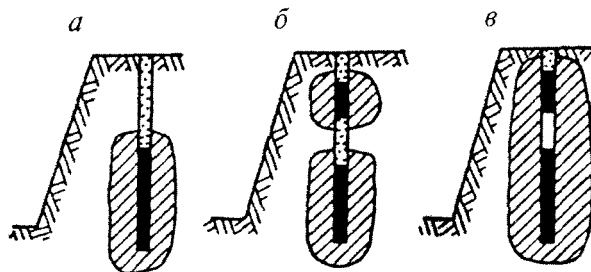
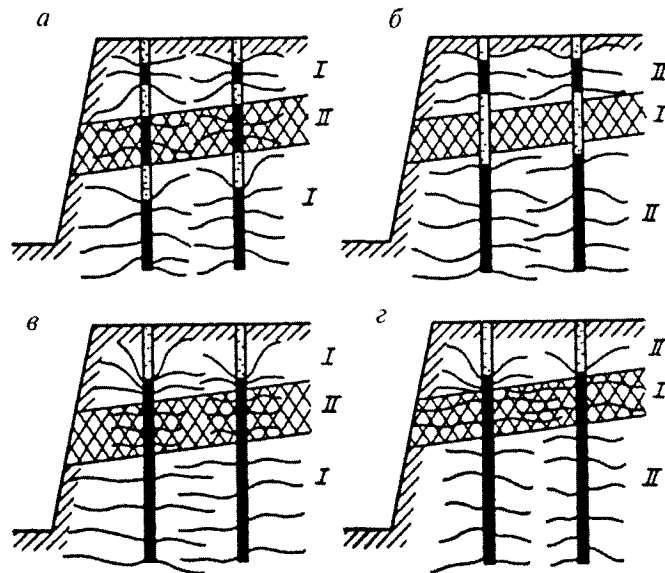


Рис. 9.9. Изменение зоны регулируемого дробления при рассредоточении заряда:

*a* — сплошной заряд; *b* — рассредоточенный забойкой; *в* — рассредоточенный воздушными промежутками

часть скважины (менее 0,5 длины). В неоднородных породах целесообразно рассредоточивать заряд, чтобы последний располагался в наиболее трудновзрывааемых участках породы (например, в крупноблочном пласте, перекрывающем кровлю уступа). Причем важно отделить участком забойки твердую (II) часть массива от мягкой (I), т.к. в этом случае действие заряда в твердой части массива (пропластке) наиболее эффективно (рис. 9.10, а, б). При сплошном заряде (9.10, в, г) эффективность действия заряда в твердой части массива (пропластке) уменьшается.

Расчеты показывают, что в ряде случаев выгодно применить рассредоточение зарядов, несмотря на большую трудоемкость работ. Это особенно удобно, когда заряжание выполняется вслед за бурением. В качестве материала для рассредоточения используются порода, вода, воздух, специальные катушки.



**Рис. 9.10. Схема расположения зарядов:**

а, в — для дробления крепких породных пропластков (II) в мягких породах (I); б, г — для дробления крепких пород (II) с мягкими пропластками (I)

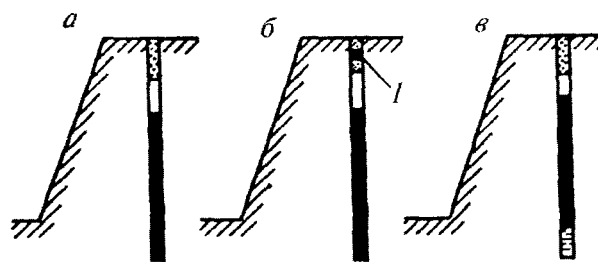
По данным акад. Н.В. Мельникова и докт. техн. наук Л.Н. Марченко, рассредоточение скважинных зарядов воздушными промежутками (рис. 9.9, в) улучшает дробление породы и изменяет характер действия взрыва в породе. При взрыве сплошного заряда без воздушных промежутков происходит переизмельчение породы в ближней зоне за счет высокого давления газообразных продуктов в зарядной камере. В дальнюю зону передается относительно меньшее количество энергии, из-за чего порода в ней дробится на более крупные куски. Создавая в заряде воздушные промежутки, можно уменьшить плотность заряда в скважине и значительно снизить пиковое давление взрыва на границе заряд—порода, тем самым сократить переизмельчение породы около заряда и увеличить время активного воздействия взрыва на среду. При этом газы верхнего заряда запирают газообразные продукты взрыва нижнего заряда, увеличивая таким образом время его действия на массив.

В результате такого изменения параметров взрывного импульса (произведения давления на время его действия) доля энергии, идущая на местное переизмельчение, уменьшается, повышая коэффициент использования энергии на дробление в дальней зоне. Применение зарядов с воздушными промежутками приводит к более равномерному дроблению горной массы.

В воздушном промежутке происходит столкновение двух потоков взрывных газов, что приводит к возрастанию давления и более равномерному дроблению породы даже в том месте скважины, где нет заряда ВВ.

Одним из существенных недостатков взрывания с воздушными промежутками является неудобство их формирования. В ИГД им. А.А. Скочинского разработаны устройства из полиэтилена, позволяющие быстро и просто создавать воздушный промежуток требуемой длины в скважинном заряде.

Проведенные исследования показали, что дробление породы можно улучшить, если создать воздушный промежуток между основным зарядом и укороченной забойкой (рис. 9.11, а) в сочетании с использованием в ней запирающих зарядов массой 5—10 кг (рис. 9.11, б), которые, взрываясь одновременно с основным, препятствуют выбросу забойки.



**Рис. 9.11. Схема заряда с воздушными или водяными промежутками:**  
*a* — между зарядами и забойкой; *б* — между зарядами и забойкой с запирающим зарядом;  
*в* — в перебуре скважин; *l* — запирающий заряд в забойке

На некоторых карьерах получены хорошие результаты по проработке подошвы уступа за счет оставления промежутка с воздухом или заполненного водой в перебуре (рис. 9.11, *в*). Наличие воздушного промежутка в перебуре снижает сейсмическое действие взрыва, особенно в ближней зоне, а поэтому этот метод рекомендуется применять при взрывании в стесненных условиях вблизи зданий и промышленных сооружений. На карьерах в большинстве случаев в нижней части скважины имеется вода, которая оказывает дробящее действие на массив за счет ударного воздействия на нее газов взрыва.

Длина воздушного промежутка между частями зарядов в большинстве случаев устанавливается эмпирически и зависит от длины колонки заряда, типа ВВ и физико-технических свойств пород. Воздушный промежуток малой длины не дает эффекта, а воздушный промежуток завышенной длины может привести к ухудшению дробления вследствие чрезмерного снижения давления в зарядной камере. Суммарную длину воздушных промежутков можно принимать в следующих пределах: для некрепких пород — 0,3—0,4 длины колонки заряда; для пород средней крепости — 0,2—0,3 длины колонки заряда; для пород крепких — 0,15—0,2 длины колонки заряда.

Величина верхней части зарядов принимается 0,25—0,35 от общего заряда.

Если длина воздушного промежутка превышает 3,5—4 м. то следует каждую часть рассредоточенного заряда инициировать

отдельным боевиком или мощным детонирующим шнуром, обеспечивающим устойчивую детонацию используемого ВВ по всей длине заряда.

При зарядании обводненных скважин рассредоточения забойкой и т.п. материалами следует избегать, так как этот материал попадает в заряд, что приводит к ухудшению детонационной способности или отказу заряда ВВ.

Недостатки применения рассредоточенных зарядов: сложность процесса зарядания, снижение производительности труда взрывников, трудность применения механизированного зарядания.

## **9.8. КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОЕ ВЗРЫВАНИЕ ЗАРЯДОВ**

При взрывании пород III—V категорий трещиноватости степень дробления при КЗВ улучшается по сравнению с мгновенным, в результате дробления пород I—II категорий существенной разницы нет. Лучший результат дробления достигается в тех схемах КЗВ, в которых наибольшее число зарядов взрывается одновременно, а действие их направлено навстречу друг другу, обеспечивая максимум соударения кусков.

На степень дробления оказывают влияние схема и интервал КЗВ, ориентирование зарядов относительно господствующих систем трещин и другие факторы. В конкретных условиях карьера при выборе их следует исходить не только из степени дробления, но также из условий технической возможности реализации схемы взрывания, безопасности и др.

Короткозамедленное взрывание при диагональной схеме инициирования зарядов, при квадратной сетке их расположения позволяет значительно уменьшить фактическую величину СПП для каждого заряда и увеличить расстояние между скважинами. Фактический коэффициент сближения скважин при этом можно увеличить с 1 до 8, СПП уменьшить в два и более раза, а каж-

дый заряд в скважине при этом работает как одиночный. Схема, приведенная на рис. 9.12, а, дает увеличение  $m_{\phi} = a_{\phi}/W_{\phi}$  до 2, а схема, приведенная на рис. 9.12, б, — до 4,5. При таких схемах взрывания обеспечивается лучшая равномерность дробления пород.

Короткозамедленное взрывание позволяет реализовать еще один эффективный способ управления дроблением трещиноватого массива путем опережающего взрывания скважин по контуру взрываемого массива, а затем с небольшим интервалом инициирование зарядов внутри блока, в котором за счет опережающего взрыва по контуру (рис. 9.13) произошло смыкание (схлопывание) трещин.

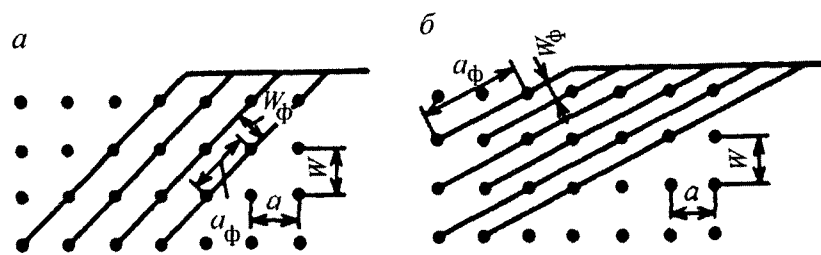


Рис. 9.12. Изменение фактических значений  $a_{\phi}$  и  $W_{\phi}$  при диагональных схемах инициирования зарядов

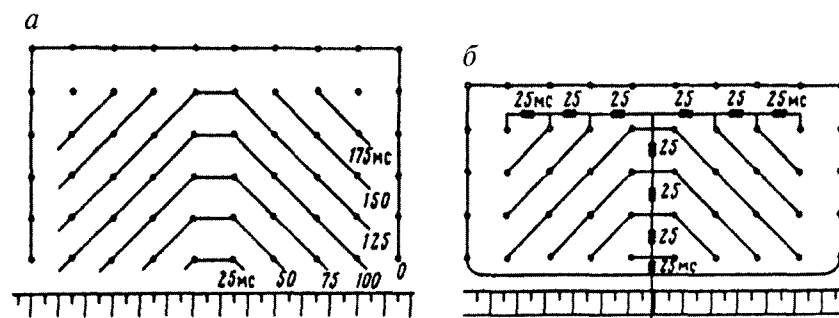


Рис. 9.13. Схема взрыва блока с предварительным схлопыванием трещин взрывом контурных зарядов:

а — порядок замедлений; б — монтажная схема взрывной сети

Разрушение массива с сомкнутыми трещинами происходит более интенсивно за счет снижения потерь энергии при переходе через плоскости трещин, если правильно подобран интервал замедления между контурным рядом и основными зарядами. Этот метод позволяет значительно снизить сейсмическое действие взрыва на окружающие объекты. Предложено для разных условий взрывания более 40 схем последовательности инициирования зарядов в блоке, однако наиболее распространенными являются клиновидные, трапециевидные и диагональные.

## 9.9. ВЫСОТА БЛОКОВ (УСТУПОВ)

Сущность этого метода регулирования дробления состоит в том, что несколько рядов скважин бурят сразу на величину двух или трех уступов и взрывают с помощью средств КЗВ (рис. 9.14).

Основанием для применения данного метода взрывания являются следующие факторы: при высоте уступа 10—15 м, переборе 2—3 м и забойке 6—7 м коэффициент использования глубины выбуренной скважины для размещения заряда ВВ, разрушающего массив, не превышает 50 %. С увеличением высоты уступа заполнение скважин ВВ растет.

Работа экскаватора на контакте с массивом малоэффективна. При большей высоте уступа относительная величина этого контакта уменьшается.

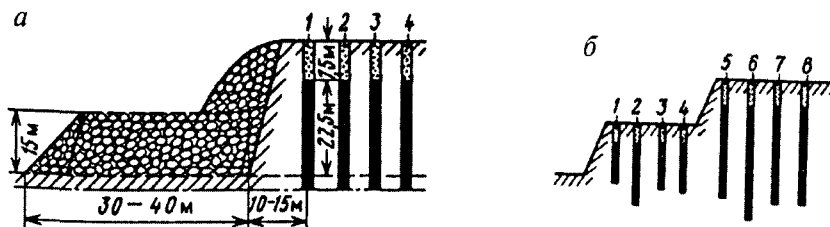


Рис. 9.14. Схема взрывания высоких (сдвоенных) уступов:

*a* — обычная порядная или диагональная; *б* — с врубовыми рядами; 1—8 — ряды скважинных зарядов



Очевидно, при взрывании одной скважиной  $n$  уступов число (длина перебуров и забойки уменьшается на  $(n-1)$ ) и увеличивается коэффициент использования скважин для размещения зарядов, разрушающих массив.

Расчетами установлено, что при увеличении высоты уступа с 15 до 75 м время действия взрыва на массив увеличивается в 1,7—2 раза и, следовательно, увеличивается процент энергии взрыва, расходуемой на дробление.

На основе взрывания высоких уступов можно реализовать следующую технологическую схему добычи:

- ♦ бурение 5—10 рядов скважин глубиной 25—50 м, исходя из возможной длины фронта погрузки и допустимой величины заряда по сейсмическому действию;

- ♦ зарядание скважин сплошными или рассредоточенными зарядами на всю длину с оставлением под забойку 6—7 м и взрывание отдельных частей зарядов с замедлениями 25—30 мс снизу-вверх. Величины отдельных зарядов и мощность применяемого ВВ увеличиваются с увеличением глубины скважин;

- ♦ взрывание на подпорную стенку из породы, разрушенной предыдущим взрывом;

- ♦ погрузочные машины на всех горизонтах, кроме нижнего, работают на взорванной горной массе, не имея контактов с невзорванным массивом;

- ♦ при достижении высокой интенсивности дробления при такой технологии возможно применение роторных экскаваторов и ленточных конвейеров. Это реализовано на угольных разрезах Экибастуса.

Опыт карьеров Кривбасса показал, что рациональная высота высоких уступов составляет 30 м. После взрывания уступов высотой 45 м при сетке расположения скважин  $9 \times 9$  и  $10 \times 10$  в процессе уборки породы установлено, что нижняя часть (10—12 м) высокого уступа разрушается плохо, в связи с чем требовались повторное обуривание и взрывание нижних подуступов. Это наблюдалось особенно часто при расширенной сетке скважин. В настоящее время, несмотря на некоторые преимущества взрывания высоких уступов, из-за длительного омертвления капита-

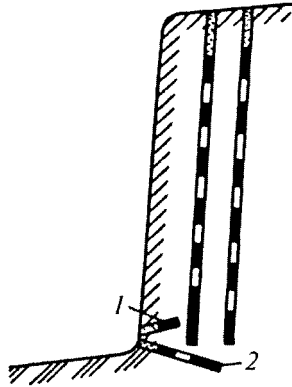
ловложений на буровзрывные работы, а также уменьшения ширины рабочих площадок объем их применения на карьерах мал.

Существенным недостатком применения высоких уступов является также то, что применяемые экскаваторы с вместимостью ковша 8 и 12,5 м<sup>3</sup> имеют максимальную высоту черпания в пределах 10 м, т.е. образованный при взрыве навал необходимо разделять на подступы. Это приводит, даже при нормальной взрывной проработке нижней части уступа, к сильному уплотнению нижнего подступа перемещающимися по нему экскаватором и большегрузными самосвалами. Кроме того, передвижение автосамосвалов по неровному навалу взорванной горной массы неблагоприятно сказывается на надежности их работы.

И, главное, переход на высокие уступы 30 и 45 м при существующем в настоящее время на большинстве глубоких карьеров значительном отставании вскрышных работ (например, на карьерах Кривбасса более 500 млн м<sup>3</sup>) может создать временное улучшение горных работ за счет возможности уменьшения суммарной ширины рабочих площадок в рабочей зоне карьера. Однако через 10—15 лет карьеры, используя это временное, кажущееся улучшение с вскрышными работами, попадут в еще более тяжелое положение, увеличив еще больше отставание вскрышных работ. Кроме того, на ряде карьеров будет затруднена работа по усреднению добываемых руд. Поэтому перевод карьеров на работу с использованием высоких уступов при имеющемся буровом и погрузочном оборудовании нецелесообразен из-за еще более существенных трудностей для перспектив продолжения открытой разработки на все увеличивающихся глубинах.

Применение высоких уступов ограничено породами I—II категорий трещиноватости, где хорошее дробление горной массы и удовлетворительная проработка подошвы предопределяются интенсивной трещиноватостью пород. В средне- и крупноблочных породах этот метод пока недостаточно опробован.

Основное условие качественного разрушения пород — смещение разрушаемого массива в пространстве — достигается взрыванием на открытую поверхность либо применением специальных методов взрывания.



**Рис. 9.15.** Взрывание высоких уступов наклонными скважинами небольшого диаметра

У подошвы уступа иногда бурят дополнительные горизонтальные и наклонные скважины 1, 2 для хорошей проработки подошвы уступа и повышенной интенсивности дробления нижней части массива (рис. 9.15).

Практика некоторых зарубежных карьеров небольшой мощности подтверждает целесообразность применения для улучшения степени дробления большой (60—70 м) высоты уступа. При этом используются скважины небольшого (до 100 мм) диаметра, пробуренные параллельно откосу уступа, заряжаемые часто рассредоточенными зарядами патронированных ВВ повышенной мощности. Улучшение дробления достигается как в результате применения рассредоточенных зарядов небольшого диаметра, так и вследствие падения породы при взрыве с большой высоты. У

## **9.10. ВНУТРИСКВАЖИННОЕ ЗАМЕДЛЕНИЕ И НАПРАВЛЕНИЕ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДА**

Сущность внутрискважинного замедления состоит в разделении заряда, размещаемого в скважине, на несколько частей и взрывании одних частей заряда с замедлением по отношению к другим (рис. 9.16). За счет этого достигаются увеличение общего времени воздействия взрыва на массив и улучшение степени его дробления.

В настоящее время рациональным считается первым инициировать нижний, а потом с замедлением 10—15 мс верхний заряд ВВ. Разработка рациональных схем и определение интервалов замедлений при использовании внутрискважинных замедлений для разных пород пока не завершены. Важным недостатком

ком является необходимость при инициировании зарядов помещать ДШ нижнего боевика в полихлорвиниловый или резиновый шланг для того, чтобы исключить инициирование верхнего заряда. Это не технологично и требует дополнительных затрат ручного труда. При электрическом и волноводном неэлектрическом инициировании с интервалами 15—25 мс технология взрывания упрощается.

Однако возникают большие сложности в случае необходимости ликвидации отказавшего скважинного заряда с оставшимися детонаторами. Видимо, этот метод можно будет применять при использовании маломощных ДШ с навеской 2 г/м, к которому нечувствительны применяемые на карьерах гранулированные и водосодержащие ВВ, а также неэлектрических систем инициирования при обеспечении 100 % надежности взрывания. Соотношение между верхним и нижним зарядом 1:2 и длина промежутка между зарядами 0,6—0,8 длины верхней части заряда.

Скважинные заряды на карьерах принято в настоящее время инициировать одним или двумя боевиками из одной или двух шашек ПД, размещаемых в нижней (на уровне подошвы уступа) и в верхней (в 1,0—1,5 м от верхнего торца) частях заряда.

Экспериментами установлено, что проработка подошвы уступа и степень дробления улучшаются, если произвести инициирование скважинного заряда не сверху (рис. 9.17, а), а снизу (рис. 9.17, б).

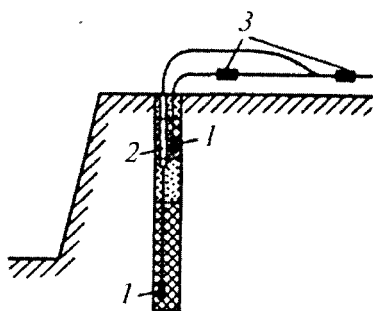
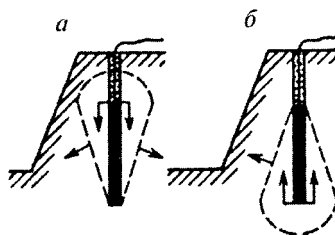


Рис. 9.16. Разновременное инициирование частей рассредоточенного заряда в скважине:

1 — боевики, 2 — изолирующий ДШ шланг; 3 — РПН



**Рис. 9.17. Изменение напряженного состояния массива в зависимости от направления инициирования зарядов:**

*a* — сверху; *б* — снизу

При этом, как показывают съемки на прозрачных и оптических активных моделях, фронт волны напряжений при инициировании снизу более равномерно воздействует на массив, а время действия энергии взрыва увеличивается за счет увеличения продолжительности разрушения массива. В определенных случаях для интенсификации дробления может быть использовано одновременное инициирование заряда в нескольких точках (многоточечное инициирование), а также линейное одновременное инициирование заряда по всей высоте заряда мощным ДШ с навеской 20, 40 г/м.

По данным проф. В.Н. Мосинца, перспективно применять инициирование заряда снизу, если скорость детонации выше скорости распространения продольной волны в массиве в 1,6 раза и более. Если соотношение скоростей менее 1,6, лучше применять прямое (верхнее) инициирование.

При прямом инициировании заряда боевиком уменьшенной величины (0,4—0,6 кг) достигнуто лучшее дробление известняков. Заряд гранулированного ВВ при этом подвергался опережающей (10—15 мкс) подготовке за счет взрыва в нем одной или двух ниток детонирующего шнура, проложенных по всей длине заряда у стенки скважин (опыты МГИ).

Вместе с тем установлено, что ДШ с навеской 12 г/м при его размещении в заряде гранулированного ВВ возбуждает в нем низкоскоростную детонацию (2,0 км/с), что снижает выделяемую мощность взрыва и ухудшает качество дробления.

Для нижнего инициирования зарядов нужны маломощные ДШ с навеской 2 г/м или волноводные системы СИ типа СИНВ или Эдилин, не чувствительные к блуждающим токам. Поэтому рекомендовать нижнее инициирование при штатных средствах инициирования нецелесообразно, а окончательный вывод может быть сделан только на основе проведения опытных взрывов.

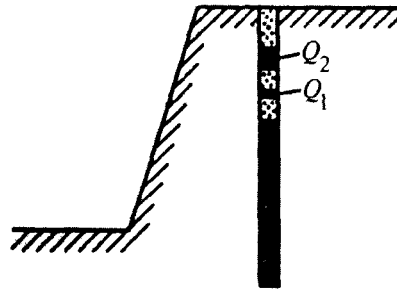
Для менее чувствительных водосодержащих акваторий и эмульсионных ВВ возникает вопрос о нарушении качества ВВ в заряде (его разрушении) взрывом двух ниток ДШ. Поэтому здесь целесообразно применение волноводных систем неэлектрического инициирования.

## **9.11. ВЛИЯНИЕ ЗАБОЙКИ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВЗРЫВАНИЯ**

Устья шпуров и скважин, оставшиеся свободными после размещения зарядов, заполняют, как правило, забоечным материалом: глиной, песком, мелкой породой, буровой мелочью и т.п. Забойка положительно влияет на эффективность взрыва за счет следующих факторов: уменьшает потери энергии в процессе детонации заряда и обеспечивает более полное протекание реакции взрыва; увеличивает длительность воздействия газов взрыва на стенки зарядной камеры, в результате чего увеличивается интенсивность дробления породы; уменьшает силу ударной воздушной волны и разброс кусков породы.

Применение качественной забойки обеспечивает увеличение эффективности взрывания их на 10—15 %. Наиболее эффективна забойка из песка или из мелкодробленой породы, оказывающая наибольшее сопротивление газам взрыва.

Применение на карьерах вместо забойки бумажных пробок в устье скважины, выполненных из остатков мешков, ведет к повышению удельного расхода ВВ и увеличению разлета кусков, что недопустимо. Минимальная величина забойки при взрывании на карьерах должна быть не менее  $0,5W$ , или 15—20 диаметров заряда.



**Рис. 9.18. Схема забойки скважин с запирающими зарядами**

Имеются предложения по применению запирающих зарядов в забойке, за счет чего ее длину можно значительно уменьшить. Сущность запирающих зарядов (рис. 9.18) состоит в том, что их (обычно один, реже два) размещают в забойке и взрывают одновременно с основным зарядом.

При взрыве в устье скважины создается давление, близкое к давлению, развиваемому основным зарядом, которое препятствует вылету газов взрыва, за счет чего удлиняется время действия взрыва на массив при разлете кусков в пределах требований по безопасности.

Имеются исследования бывш. ИГД Минчермета СССР, согласно которым забойка не влияет существенно ни на качество дробления породы, ни на разлет кусков породы. Вместе с тем взрывание без забойки снижает вероятность подбоя линий ДШ, проложенных для инициирования заряда в верхней части скважины. На каждом предприятии согласно «Единым правилам безопасности при ведении взрывных работ» применять или не применять забойку решает главный инженер на основе проведения опытных или анализа промышленных взрывов.

## **9.12. ПРИМЕНЕНИЕ ПАРНОСБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИН**

Применение парносближенных скважин как метода регулирования степени дробления горных пород основано на предположении, что два или три скважинных заряда (рис. 9.19), распо-

ложенных на расстоянии  $(3—6)d_3$  и взорванных одновременно, действуют как один плоский заряд, генерирующий в массив плоскую волну напряжений, которая, распространяясь в нем, затухает обратно пропорционально расстоянию, т.е. менее интенсивно, чем при одиночном заряде. За счет этого массив породы в большей мере насыщается энергией при взрыве и происходит его более интенсивное и равномерное дробление на больших расстояниях от заряда.

Этот метод взрывания применяли в 40-х годах, когда на высоких уступах бурили вертикальные скважины диаметром 150—170 мм, не обеспечивающие нормальной проработки подошвы уступа. В первом ряду скважины сдваивали и страивали для обеспечения нормального разрушения массива и проработки его подошвы.

Промышленными взрывами установлено, что объем разрушения породы при достаточно равномерном дроблении увеличивается при взрыве двух сближенных скважин в  $\sqrt{2}$  раза. Величина  $W$  для парносближенных скважин рассчитывается, по данным треста «Союзвзрывпром», как для одной с эквивалентной вместимостью  $2p$ , т.е.

$$W = \sqrt{\frac{2p}{q_p}}, \text{ или } W = 0,9 \sqrt{\frac{2p}{q_\phi}},$$

где  $q_p$  и  $q_\phi$  — соответственно расчетный и фактический удельные расходы ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $p$  — вместимость 1 м скважины, кг.

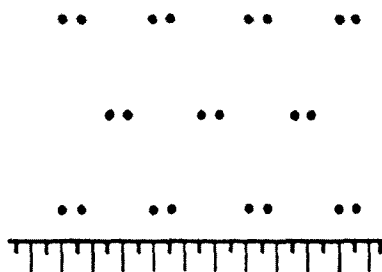


Рис. 9.19. Схема обуривания блока парносближенными скважинами



Расстояние между сближенными скважинами принимается равным  $(4—6)d_3$ .

Определенные сложности возникают при бурении второй скважины в трещиноватых массивах из-за попадания в первую по трещинам буровой мелочи, выдуваемой из скважины.

Широкого распространения метод парносближенных скважин не получил.

### 9.13. ВЗРЫВАНИЕ В ЗАЖАТОЙ СРЕДЕ

Сущность взрывания в зажатой среде (на подпорную стенку) заключается во взрывании группы зарядов, когда открытая поверхность откоса уступа как бы прикрыта определенным объемом ранее разрушенной породы (рис. 9.20).

При взрывании в зажатой среде рационально применять КЗВ при числе рядов скважин не менее четырех. Взрывание может быть выполнено в любых породах, однако оно предпочтительнее в породах средней крепости и крепких, с интенсивной трещиноватостью, в которых внутренняя пустотность достаточна для обеспечения разрушающего смещения одних отдельных относительно других без их перемещения за внешний контур массива.

Во многих случаях следует применять взрывание в зажатой среде вместо взрывания на открытую поверхность откоса уступа, которое имеет следующие технологические недостатки:

- ♦ сложность управления параметрами развала горной породы;



Рис. 9.20. Схема взрывания на подпорную стенку (в «зажатой среде»)

◆ большой объем подготовительно-восстановительных работ по железнодорожным транспортным магистралям, линиям электропередачи и т.д.;

◆ низкая производительность и неудовлетворительные условия работы экскаваторов при уборке горной массы в последней ленте и при зачистке откоса уступа;

◆ трудность достижения больших объемов взрывов;

◆ обустройство уступов выполняется после уборки породы, что приводит к снижению производительности горного оборудования из-за перерывов в работе для подготовки и выполнения взрыва.

Взрывание в зажатой среде имеет следующие преимущества:

◆ значительно снижается объем подготовительных и восстановительных работ на уступе;

◆ уменьшается число взрывов и увеличивается производительность горного оборудования;

◆ повышается степень дробления массива, особенно между первым рядом скважин и откосом уступа;

◆ достигается регулирование параметров развала взорванной горной массы;

◆ создаются условия независимой работы буровых станков и подготовки взрыва от погрузочно-транспортного оборудования.

Опытными взрывами установлено, что ширина подпорной стенки при взрывании на карьерах известняка составляет 10—12 м, на железорудных карьерах 20—25 м.

На основе расчетов и исследований рекомендована следующая технология взрывания в зажатой среде:

◆ число взрываемых рядов должно быть не менее четырех;

◆ для сильнотрещиноватых пород ( $f = 8—14$ ) целесообразно применение порядных схем с использованием врубов;

◆ интервалы замедления между сериями зарядов принимают 50—75 мс;

◆ порядные схемы взрывания применимы только для массивов с интенсивной трещиноватостью аналогично криворожским кварцитам;

◆ для крепких среднеблочных пород эффективны диагональная и радиальная схемы;

◆ при взрывании в зажатой среде общий удельный расход ВВ увеличивается на 15—30 %.

Метод взрывания в «зажатой» среде получил широкое применение при подземной отбойке руд. При этом в блоке первый взрыв выполняется по традиционной схеме на отрезную щель (свободное пространство вдоль фронта взрываемого блока). После взрыва между взорванной горной массой и массивом образуется щель шириной 1,0 м и более. Кроме того, производится частичный выпуск взорванной руды из камеры из расчета, чтобы после очередного массового взрыва общий коэффициент разрыхления  $k_p$  взорванной горной массы от первого и второго взрывов был не менее 1,2, т.к. при меньших  $k_p$  выпуск руды происходит неудовлетворительно из-за ее запрессовки.

Кроме улучшения дробления взрывание в зажатой среде позволяет значительно снизить разубоживание руды при выпуске.

#### 9.14. ПРИМЕНЕНИЕ ПРОМЕЖУТОЧНЫХ ШПУРОВ И СКВАЖИН

Для улучшения дробления породы иногда рекомендуется между основными 1 располагать дополнительные заряды в шпурах или скважинах уменьшенной глубины и диаметра (рис. 9.21).

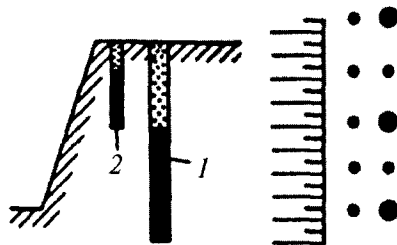


Рис. 9.21. Схема применения промежуточных зарядов

Глубина дополнительных шпуров и скважин принимается равной длине забойки в основных. Несмотря на значительное улучшение качества дробления, этот способ можно рекомендовать только для небольших карьеров при малой мощности погрузочно-транспортного и особенно дробильного оборудования с допустимыми размерами куска 0,3—0,4 м и высоким выходом негабарита при взрыве (15—20 % и выше). Это объясняется тем, что комбинированное обуривание неэффективно с точки зрения организации работ, малопродуктивно, а себестоимость обуривания массива становится в 1,5—2 раза, выше, чем при обычном способе.

Заряды дополнительных шпуров и скважин монтируют в общую взрывную цепь.

При некачественном дроблении верхней части уступа иногда целесообразно применить основные скважины нормальной глубины в сочетании с промежуточными мелкими скважинами такого же диаметра.

Такая схема обуривания и взрывания массива эффективна, например, при наличии слоя мерзлого грунта в кровле уступа.

## **9.15. ПРИМЕНЕНИЕ ПУЧКОВ И ДРОБЯЩИХ ВЕЕРОВ СКВАЖИН**

При подземной разработке мощных месторождений для улучшения дробления массива широко применяется метод пучкового расположения и взрывания четырех-пяти параллельных скважин на расстоянии  $(4—5)d_3$  одна от другой. При этом суммарный расход бурения сохраняется на уровне одиночных скважин, а увеличение эффективности бурения достигается уменьшением затрат времени на перестановку буровых станков.

Предложено применять дугообразные (полукольцевые) пучковые схемы расположения зарядов, направленные выпуклостью к открытой поверхности массива (рис. 9.22). При такой схеме пучок зарядов работает как заряд большого диаметра с инертным сердечником, достигается высокая интенсивность дробления, повышается КПД взрыва.

При веерном бурении скважин улучшение дробления достигается путем расположения половины скважин веера со смещением на 0,5—1 м по отношению к другой половине скважин (рис. 9.23). При этом достигается улучшение дробления породы в призабойной части скважин и уменьшается переизмельчение в устьевой части.

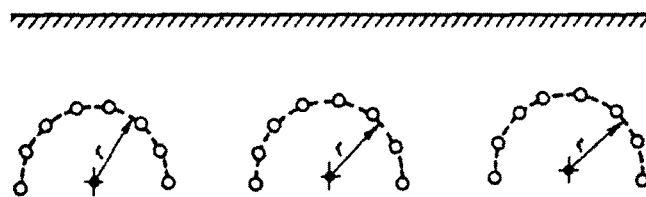


Рис. 9.22. Схема полукольцевых пучков скважин

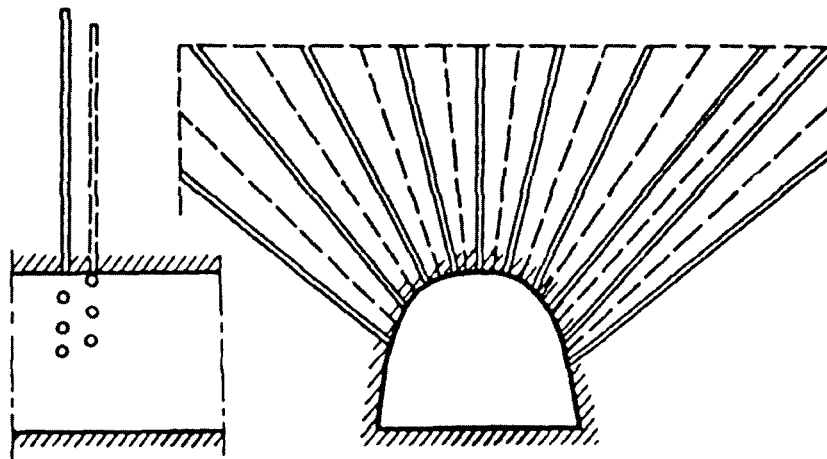


Рис. 9.23. Схема дробящих вееров скважин

## 9.16. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ПОРОД И КОНДИЦИОННЫЙ РАЗМЕР КУСКОВ

Определяющими свойствами, влияющими на возможность регулирования дробления массивов пород взрывом, являются их прочность и трещиноватость. С увеличением прочности и вязкости породы для разрушения ее отдельностей, слагающих массив, требуется большая энергия, а следовательно, уменьшаются возможности регулирования дробления.

На одном и том же предприятии за счет различной трещиноватости на разных участках в одних и тех же по минералогическому составу породах получается различная степень дробления при взрыве, зависящая от того, насколько отличаются размеры естественных отдельностей, слагающих массив, от размеров кондиционного куска, а также от грансостава отдельностей.

Гранулометрический состав взорванной породы в любом случае можно выразить графиками (рис. 9.24).

С увеличением кондиционного размера кусков (см. рис. 9.24) точки  $a_1$ ,  $a_2$ ,  $a_3$  и т.д. содержание крупной фракции породы, требующее вторичного дробления, уменьшается. Таким образом, при постоянстве гранулометрического состава взорванной массы степень дробления, оцениваемая по выходу негабарита, может быть различной, различна и производственная оценка одного и того же взрыва. Поэтому одни и те же породы по трещиноватости при одинаковом гранулометрическом составе, полученном при взрыве, могут считаться легко взрывающимися и трудно взрывающимися в зависимости от принятых кондиционных размеров кусков.

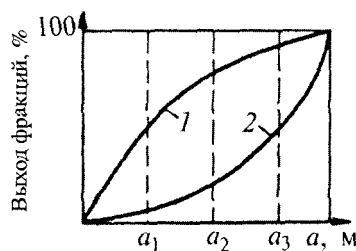


Рис. 9.24. Изменение выхода негабарита с изменением размера кондиционного куска

Возможности регулирования степени дробления породы зависят от размера кондиционных кусков. При малых допустимых размерах кусков увеличением удельного расхода ВВ можно добиться снижения объема (процента) выхода негабарита, однако число негабаритных кусков на  $1 \text{ м}^3$  взорванной горной массы может уменьшиться, остаться постоянным и даже увеличиться.

При малых кондиционных размерах крупные куски породы, разрушаясь, образуют несколько более мелких, но тоже некондиционных по крупности. Если же размеры негабарита и естественных отдельностей мало различаются между собой, то возможности регулирования степени дробления расширяются, так как разрушение куска на две части превращает его из негабаритного в габаритный.

Это видно из данных размеров кусков разной крупности на карьере известняка (рис. 9.25).

При большом размере кондиционного куска (фракция до 0,9 м) с увеличением удельного расхода ВВ объем негабарита и число негабаритных кусков уменьшаются. При малых размерах кондиционного куска (фракция до 0,4 м) с увеличением удельного расхода ВВ число негабаритных кусков на  $1 \text{ м}^3$  взорванной породы возрастает (рис. 9.25, б-1), несмотря на уменьшение выхода негабарита по объему (рис. 9.25, б-2).

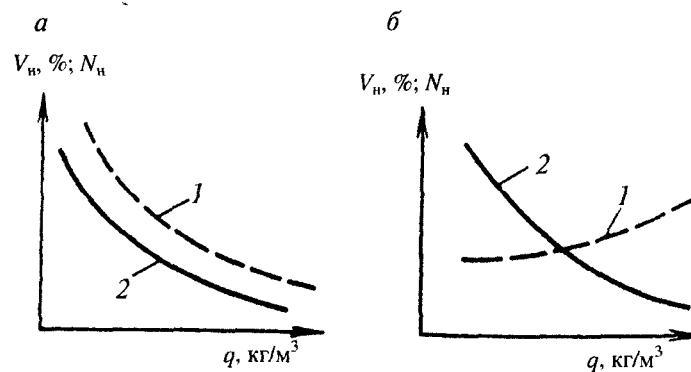


Рис. 9.25. Изменение выхода негабарита с увеличением удельного расхода ВВ:

а — большой размер кондиционного куска (0,9 м), б — малый размер кондиционного куска (0,4 м)

На основе изложенных выше данных составлена табл. 9.1, в которой приведены предпочтительные методы регулирования дробления в зависимости от свойств пород и кондиционного размера куска на предприятии.

Расчетные методы определения параметров взрывания с учетом крупности дробления не получили распространения ввиду чрезвычайного разнообразия условий ведения работ. Поэтому к выбору параметров отбойки более целесообразно подходить с несколько иных позиций. Для каждого предприятия, треста, комбината, отрасли нужно составить в развитие шкалы взрываемости классификацию разрабатываемых горных пород по добываемости, в которой совместно учесть: физические факторы (прочностные характеристики пород и энергию применяемого ВВ с точки зрения параметров воздействия на массив); геологические факторы, к которым относится в основном трещиноватость взрываемого массива; технические (технологические) факторы, к которым относятся тип и мощность применяемого оборудования (размер кондиционного куска).

Таблица 9.1

**Сопоставление методов эффективного дробления взрывом различных пород с учетом горно-технических условий разработки**

Качественная характеристика массива	Соотношение размера максимальной отдельности к размеру кондиционного куска	Требуемый характер воздействия на массив для получения высокой степени дробления при взрыве	Наиболее эффективные методы регулирования дробления
Мелко-блочный	До 1	Разделение отдельных частей практически без их дробления	Большой диаметр скважин (250 мм). Средние удельные расходы ВВ. Порядные схемы КЗВ, ВВ пониженной и средней энергии
Средне-блочный	1—2	Дробление крупных отдельных минимум на две части	Средний диаметр скважин (200—250 мм). Средние и повышенные удельные расходы ВВ средней энергии. Врубовые схемы КЗВ



Окончание табл. 9.1

Качественная характеристика массива	Соотношение размера максимальной отдельности к размеру кондиционного куска	Требуемый характер воздействия на массив для получения высокой степени дробления при взрыве	Наиболее эффективные методы регулирования дробления
Крупно-блочный	Свыше 2	Интенсивное дробление крупных отделимых частей	Малый диаметр скважин (150 мм). Высокие удельные расходы ВВ средней и повышенной энергии в рубовые схемы КЗВ. Большие диаметры скважин в сочетании с высокими удельными расходами мощных ВВ

Классификация составляется на получение заданного дробления при определенном размере кондиционного куска. Если для данного предприятия за кондиционный принят кусок другого размера, то принимается поправка  $K_q$  на удельный расход ВВ вида

$$K_q = \frac{d_x}{d_r}$$

где  $d_x$  и  $d_r$  — фактические и табличные размеры кондиционного куска, м.

Интенсивного дробления крупноблочного массива можно достигнуть также путем применения скважин большого диаметра (250—300 мм) в сочетании с высокими удельными расходами ( $1 \text{ кг/м}^3$ ) высокоплотных мощных ВВ и многорядных схем короткозамедленного взрывания. Схемы КЗВ должны обеспечить соударение возможно больших объемов взорванной горной массы, а высокие удельные расходы ВВ обеспечат большие скорости движения соударяющихся кусков для их интенсивного механического додробливания.

---

## СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ, ПРИНЯТЫХ В УЧЕБНИКЕ

АС	— аммиачная селитра
ВВ	— взрывчатое вещество
ВВВ	— водосодержащее взрывчатое вещество
ЭВВ	— эмульсионное взрывчатое вещество
ВМ	— взрывчатые материалы
СИ	— средства инициирования
ЭД	— электродетонатор
ЭДКЗ	— электродетонатор короткозамедленного действия
ЭДЗД	— электродетонатор замедленного действия
ЭВ	— электровоспламенитель
КД	— капсуль-детонатор
ОШ	— огнепроводный шнур
ДШ	— детонирующий шнур
РПД	— реле пиротехническое замедляющего действия
ЛНС	— линия наименьшего сопротивления
СПП	— сопротивление по подошве уступа
КЗВ	— короткозамедленное взрывание
КИШ	— коэффициент использования шпуров
КПД	— коэффициент полезного действия
ДТ	— дизельное топливо
ЕПБ	— Единые правила безопасности при взрывных работах

---

## ПРИЛОЖЕНИЕ

### МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Обширный экспериментальный материал по исследованию и совершенствованию параметров взрывания с целью достижения требуемой интенсивности дробления пород на карьерах часто трудно использовать, так как отсутствуют необходимые данные об экспериментах для объективного сравнения результатов взрывов, полученных в различных условиях.

Различная оценка взрываемых массивов приводит к тому, что иногда породы, одинаковые по трудности разрушения, рассматриваются в одних условиях как трудновзрываемые, а в других — как средне- и даже легковзрываемые. Существующие на карьерах местные классификации пород по взрываемости построены на различных исходных принципах.

Различными способами оценивается результат взрыва: по выходу негабарита, среднему размеру куска взорванной массы, выходу какой-то фракции, производительности экскаватора, дробилки и т.д. Различный размер кондиционного куска, различная мощность применяемого оборудования и производительность карьера — все это в значительной мере затрудняет получение сопоставимой оценки результатов массовых взрывов, проводимых на карьерах по добыче черных и цветных металлов, строительных и химических материалов и в других отраслях промышленности.

Поэтому по заданию Межведомственной комиссии по взрывному делу МГИ была разработана и широко обсуждена с горной научно-технической общественностью методика проведения опытных взрывов, основные положения которой изложены ниже.

## ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Опытный взрыв проводится с целью выявления влияния интересующих факторов (удельного расхода данных ВВ, диаметра скважин, конструкции зарядов и т.д.) на результат взрыва. Проведение серии взрывов на одном или нескольких карьерах при фиксированных параметрах и известных породах позволит использовать полученные результаты для прогнозирования результатов взрывания на других карьерах.

Во всех случаях сравнение должно производиться не с отчетными данными предприятий, а с проводимыми в сравнимых (одинаковых) породах взрывами по применяемым и экспериментальным параметрам с фиксацией результатов по настоящей методике.

Эффективность новых параметров оценивается сравнением качества дробления, проработки подошвы уступа, развала взорванной породы и производительности экскаватора.

Опытный взрыв, как и обычный массовый, производится взрывным участком предприятий в соответствии с требованиями Единых правил безопасности при взрывных работах и Временной инструкции по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах.

Сотрудники научно-исследовательских институтов и лабораторий, при участии которых проводится опытный массовый взрыв, перед обуриванием блока составляют техническое задание на проведение опытного взрыва, где указываются цель опытного взрыва и требуемые параметры взрывания. Техническое задание на проведение опытного взрыва согласуется с начальником взрывных работ, утверждается главным инженером предприятия и передается к исполнению. Копия технического задания включается в технический паспорт или проект взрыва. Сотрудники исследовательских организаций контролируют правильность определения категории взрываемости и степени однородности пород, составления проекта на обуривание и расчета массового взрыва. Перед массовым взрывом они совместно с маркшейдером осуществляют контроль за правильностью вы-

полнения проекта на обустройство блока, за заряданием скважин, а также монтажом взрывной сети. Все вопросы по корректировке расчетов и схем решаются только с начальником взрывных работ и маркшейдером. Работники институтов и лабораторий, осуществляющие контроль за проведением опытного взрыва, могут по разрешению главного инженера предприятия находиться на блоке до окончания монтажа взрывной сети зарядов. После этого они должны удалиться за пределы опасной зоны.

Пункты киносъемки взрыва, установка замерных станций и посты наблюдений до взрыва согласуются с начальником взрывных работ и утверждаются главным инженером предприятия.

После сигнала отбоя вместе с мастером или начальником взрывных работ сотрудники институтов или лабораторий могут прибыть на место проведения взрыва для предварительной визуальной его оценки. К замерам результатов взрыва можно приступать только после осмотра места взрыва взрывниками и соответствующего разрешения горного мастера или вышестоящего должностного лица.

## **1. СВЕДЕНИЯ О СВОЙСТВАХ ВЗРЫВАЕМЫХ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД**

Все взрывааемые массивы на карьерах, как правило, разделены трещинами на отдельности различных размеров.

Степень дробления массива при массовых взрывах в наибольшей степени зависит от трещиноватости массива и прочности отдельностей.

Для опытного взрыва необходимо выбрать участок массива, одинаковый по степени трещиноватости и прочности пород. Если это сделать невозможно, то на плане и на разрезах по опытному блоку необходимо указать участки пород с различной трещиноватостью и прочностью отдельностей, приведя названия пород. Оценку результатов взрыва необходимо проводить с учетом различной степени трещиноватости и прочности отдельностей, слагающих массив, на различных участках опытного блока.

### **1.1. Определение прочностных характеристик отдельностей, слагающих массив**

Для оценки прочности отдельностей рекомендуется применять коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова. В полевых условиях коэффициент крепости пород следует определять методом толчения (гл. 5), плотность взрывааемых пород определяется взвешиванием (гл. 6). При углублении знаний о свойствах пород целесообразно будет пользоваться критерием трудности разрушения академика В.В. Ржевского.

### **1.2. Определение трещиноватости взрывааемых пород**

Оценка трещиноватости (определение категории трещиноватости) взрывааемых массивов производится по «Временной методике определения трещиноватости горных пород в массиве» фотопланиметрическим или планиметрическим методом по откосу уступов (гл. 7). Поскольку нижняя часть уступа, как правило, закрыта осыпавшейся породой, более удобен и объективен метод фотографирования уступа с применением масштабной сетки, которая монтируется на фотоаппарате, что исключает необходимость применения масштабных лент, реек и пр. (гл. 8).

Для получения предварительных результатов по степени трещиноватости относительно однородных пород достаточно одной фотографии с размером в натуре 10×10 м на каждом участке по длине уступа 40 м.

В случае применения взрывания в зажиме можно использовать метод определения трещиноватости по кернам и сейсмоакустический метод измерений (гл. 7.3 и 7.5).

Породы I и II категорий по трещиноватости рекомендуется объединять в одну категорию (см. табл. 1.1 учебника).

В настоящее время Институтом физики и механики горных пород АН Кыргызстана совместно с Северокавказским филиалом Всесоюзного научно-исследовательского и конструкторского института «Цветметавтоматика» разработан ме-

тод определения крепости и трещиноватости пород по энергоемкости шарошечного бурения с помощью аппаратуры «Прогноз-2». В Московском горном институте разработан метод определения свойств массива по уровню и спектру вибраций при шарошечном бурении. После широкой проверки эти методы целесообразно использовать для оценки свойств взрываемости массивов.

До взрыва определяются и наносятся на план и поперечные профили блока, направление господствующей системы трещин (сомкнутые, шириной до 1 см, до 10 см, зияющие или заполненные цементом, породой). На основе данных геолого-маркшейдерской службы уточняется представительность откоса уступа опытного блока для оценки свойств взрываемого массива в глубину. Целесообразно кроме оценки категории трещиноватости пород определить средний размер отдельностей ( $d_0$ ) и построить графики распределения отдельностей, слагающих массив по крупности на основе обработки фотопланограмм по откосу уступа. Размеры фракций принимать в соответствии с табл. 1.1. учебника.

## **2. ПРОЕКТИРОВАНИЕ И ПРОВЕДЕНИЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ**

По каждому опытному взрыву составляется его проект в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах» и «Временной инструкцией по организации и ведению массовых взрывов скважинных зарядов на открытых горных работах».

На плане блока устанавливаются сетка скважин, заколы от предыдущего взрыва, отметки нижней и верхней бровок уступа, линия сопротивления по подошве для первого ряда скважин. На плане также приводятся 3—5 поперечных разрезов, отражающих характерные участки взрываемого блока. К плану прилагается таблица (табл. П.1) с фактическими параметрами сетки скважин, величинами и конструкцией зарядов ВВ.

Таблица П.1

Дата \_\_\_\_\_ Горизонт \_\_\_\_\_  
 Серия взрыва \_\_\_\_\_  
 Наименование ВВ: для сухих скважин \_\_\_\_\_  
 для обводненных скважин \_\_\_\_\_  
 Глубина от земной поверхности, м \_\_\_\_\_  
 Диаметр скважин, мм \_\_\_\_\_  
 Номер блока \_\_\_\_\_  
 Угол наклона скважин, град \_\_\_\_\_

1	Наименование и краткое описание пород и руд	По группам скважин
2	Категория пород по трещиноватости	
3	Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова	
4	Категория взрываемости пород (по местной шкале)	
5	Номер скважины	
6	Высота уступа по скважине, м	
7	Глубина скважины, м	
8	Перебур, м	
9	Высота столба воды в скважине, м	
10	Сопrotивление по подошве (для 1-го ряда), м	
11	Расстояние между скважинами $a$ , м	
12	Коэффициент сближения $\frac{a}{W}$	
13	Применяемые ВВ	
14	Величина заряда в скважине, в т.ч. водоустойчивого ВВ, кг	
15	Высота заряда, в т.ч. водоустойчивого ВВ, м	
16	Величина, кг, и характер рассредоточения заряда	
17	Длина забойки, м	
18	Угол между направлением отбойки и системой господствующей трещиноватости, град	
19	Расстояние между рядами, м	

До взрыва на блоке выставляют два ряда вешек на расстоянии 20—30 м от последнего ряда скважин для определения действия взрыва в глубь массива и выброса породы на верхнюю бровку. Вешки или другие отличительные знаки выставляют также для оценки действия крайних скважин и определения ширины развала.



При взрывании с подпорной стенкой («в зажиме») фиксируют ее параметры (ширина, высота, коэффициент разрыхления).

На плане расположения скважин приводятся схема взрывной сети с указанием интервалов замедлений, конструкция заряда в каждой скважине, применяемое ВВ, величины промежутков между частями зарядов, расположение и количество боевиков. На плане дается оценка нарушенности массива предыдущими взрывами, указывается господствующая система (системы) трещин.

Количество опытных взрывов для исследования влияния различных факторов на степень дробления горной массы определяется в зависимости от коэффициента вариации определяемого признака, допустимой ошибки и заданной надежности по формуле

$$n = \frac{t^2 \sigma_x^2}{\epsilon_x^2},$$

где  $t$  — коэффициент, при исследовательских работах принимается  $t = 2,0$  при надежности 95 %;  $\sigma_x$  — среднеквадратичное отклонение;  $\epsilon_x$  — заданная ошибка.

Среднеквадратичное отклонение  $k$  допускается из расчета, что коэффициент вариации, определяемый по формуле

$$k = \frac{\sigma_x}{X} 100,$$

был в пределах 15—20 %; заданная ошибка 5—10 %;  $x$  — средняя величина.

В однородных по трещиноватости и петрографическому составу породах на крупных карьерах для получения достаточно надежных результатов с учетом усреднения влияния различных случайных факторов достаточно проведения 3—4 взрывов объемом 20—30 тыс. м<sup>3</sup> при использовании скважин диаметром 243 мм. Количество рядов скважин 3—4. Изменение диаметра долот требует изменения объема опытных взрывов пропорцио-

нально отношению квадратов диаметров. Изменение объема взрыва при постоянном диаметре требует изменения числа опытов пропорционально квадратному корню из отношения объемов.

При проведении опытных взрывов следует исходить из значимости различных факторов, влияющих на степень дробления пород. В табл. П.2 приведены различные факторы и степень их влияния на регулирование дробления взрываеваемой массы.

Таблица П.2

Группа	Параметры	Примерные пределы регулирования выхода негабарита
I	Расчетный удельный расход ВВ, диаметр зарядов, размер сетки скважин	$(0,1 - 0,10) v_{\text{ом}}$
II	Применяемое ВВ, конструкция зарядов, число зарядов, число рядов, высота уступа, схема и интервал замедления, забойка, величина подпорной стенки и т.д.	$(0,1 - 0,01) v_{\text{ом}}$

Примечание.  $v_{\text{ом}}$  — содержание (%) крупных отдельностей в массиве.

При проведении опытных взрывов следует придерживаться следующих максимально допустимых отклонений основных параметров взрывных работ и свойств пород, чтобы получаемые результаты по сравниваемым участкам были представительны для последующего анализа (табл. П.3).

Таблица П.3

Наименование показателей	Максимальное отклонение по сравниваемым участкам
Трещиноватость (средний размер), м	$\pm 10\%$ от размера отдельности
Коэффициент крепости $f$	$\pm 2\%$ (две единицы)
Расчетный удельный расход ВВ, $\text{кг/м}^3$	$\pm 5\%$
Высота уступа, м	$\pm 1,0$ м
Перебур, м	$\pm 0,5$ м
Длина забойки, м	$\pm 0,5$ м
Величина СПП по первому ряду, расстояние между скважинами и рядами, м	$\pm 0,5$ м
Уровень воды в скважинах (обводненность), м	$\pm 1,0$ м

Прежде чем оценивать эффективность факторов, которые изучаются проведением опытных взрывов, необходимо оценить применяемые на предприятии параметры взрывания, поскольку последние могут отличаться от оптимальных для конкретных горно-геологических условий.

Фактические параметры должны отличаться от расчетных не больше указанных величин. Ориентировочно определение расчетного расхода ВВ рекомендуется производить по шкале взрываемости пород, разработанной МГИ на основе многолетних исследований на карьерах по добыче руд черных и цветных металлов. Шкала разработана для диаметра долот 243 мм и кондиционного куска 1000 мм, высоты уступа 10—15 м (табл. 1.4).

Для ориентировочного определения расчетного расхода ВВ ( $q$ ) в зависимости от свойств пород (трещиноватости и крепости) и при изменении диаметра скважин можно пользоваться формулой

$$q = 0,13\rho\sqrt[4]{f} (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_3 d_0) \left(\frac{0,5}{d_k}\right)^{2/5} k_{ВВ},$$

где  $d_0$  — средний размер отдельностей, м;  $d_k$  — размер кондиционного куска, м;  $\rho$  — плотность пород, т/м<sup>3</sup>;  $d_3$  — диаметр заряда (скважины), мм.

Остальные параметры рекомендуется определять по следующим формулам:

♦ величина СПП при высоте уступа 10—15 м (данные треста «Союзвзрывпром»):

$$W = \sqrt{\frac{0,56 p_2 + 4mqpl_{скв} - 0,75}{2mqH}},$$

где  $p$  — вместимость 1 м скважины, кг;  $H$  — высота уступа, м;  $l_{скв}$  — глубина скважины, м;  $m$  — относительное расстояние между скважинами.

- ◆ величина забойки:

$$l_{\text{заб}} = 0,5W, \text{ м};$$

- ◆ величина перебура:

$$l_{\text{пер}} = 0,5qW;$$

- ◆ сетка скважин:

расстояние между скважинами, м:  $a = mW$ ;

между рядами скважин, м:  $b = \frac{1}{m}W$

(обычно  $m = 0,8—1,4$ ).

В легко- и средневзрываемых породах необходимо применять рассредоточение зарядов воздушными промежутками, согласно рекомендациям акад. Н.В. Мельникова и д.т.н. Л.Н. Марченко;

- ◆ интервал замедления  $\tau = AW$ , м,

где  $A$  — коэффициент, при крепких крупноблочных породах  $A = 6$ .

В случае значительного расхождения расчетных и применяемых параметров необходимо оценить их эффективность проведением опытных взрывов по сравнительным взрывам и выбрать лучший вариант для оценки исследуемого фактора.

Рекомендуемые расчетные параметры должны давать результаты по дроблению, близкие к указанным в табл. 1.5.

### 3. ФИКСАЦИЯ РЕЗУЛЬТАТОВ ВЗРЫВА

После взрыва измеряют и наносят на план блока параметры развала: общая конфигурация развала в плане, его характерные профили, выброс на верхнюю бровку, заколы и т.д.

Степень дробления массива характеризуется:

- ◆ полным фракционным составом и средним диаметром куска;

- ◆ выходом крупной (негабаритной) фракции и мелочи, идущей в отходы.

Для измерения гранулометрического состава можно пользоваться различными методами.

При линейном способе измерений линии замеров в зависимости от однородности кусковатости взорванной массы прокладываются на расстоянии 5—10 м одна от другой. Измерениями охватывают всю поверхность развала. При планиметрическом способе площадь развала разбивают на несколько «лент» шириной не менее 2 м по всей ширине развала. Количество лент определяется однородностью развала, расстояние между ними изменяется в пределах 20—30 м. Предпочтительным методом является метод непосредственных измерений или фотографирование развала с масштабной рамкой. При возможности фиксировать гранулометрический состав горной массы по мере уборки породы, т.е. по различным заходкам экскаватора. При этом фотографировать необходимо те же участки и с тем же интервалом, как и до взрыва.

Крупные куски рекомендуется измерять поштучно в процессе работы экскаватора. На поверхности развала определенной площади можно произвести подсчет всех кусков требуемой крупности и определить их число на 1 м породы ( $N$ ) по формуле

$$N = \frac{n\sqrt{n}}{S\sqrt{S}},$$

где  $n$  — число зафиксированных крупных кусков на площади  $S$ , м.

Переход к относительному объему фракции производится по формуле

$$V = NV_{\text{ср}},$$

где  $V_{\text{ср}}$  — средний объем кусков данной фракции, м<sup>3</sup>. Площадь замера должна быть 500—1000 м<sup>2</sup>.

Результаты замеров гранулометрического состава взорванной породы заносятся в табл. П4. Шаг деления фракций может быть укрупнен, но должен иметь отмеченные граничные интервалы.

Таблица П.4

0-20
21-30
31-40
41-50
51-60
61-80
81-120
121-150
> 150
Выход кусков > 500 мм, %
Выход кусков > 1000 мм, %
Размер среднего куска, см
Размер кондиционного куска, м
Выход негабарита, %

Если взрыв проведен в разных породах, фиксация результатов для каждой категории по трещиноватости или взрываемости делается отдельно. Производится отдельный учет по рядам скважин или заходкам экскаватора. Средний размер куска взорванной массы ( $d_{\text{ср}}$ , см) определяется по формуле

$$d_{\text{ср}} = \frac{\sum d_i \gamma_i}{100},$$

где  $d_i$  — середина интервала соответствующей фракции, см;  $\gamma_i$  — выход кусков этой фракции, %.

В качестве критериев оценки гранулометрического состава взорванной горной массы следует использовать средний размер куска  $d_{\text{ср}}$ , выход фракций 500 и 1000 мм, выход негабарита и его размер, выход некондиционной мелочи.

#### 4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ВЗРЫВА

Для оценки результатов массовых взрывов определяют по маркшейдерским данным фактический объем взорванной массы, общий метраж бурения, расход ВВ и СИ.

Данные по сравниваемым производственному и опытному взрывам фиксируются в виде таблицы (табл. П.5).

Для более детального анализа при погрузке взорванной породы необходимо указывать тип экскаватора, вместимость ковша и продолжительность погрузки по I, II, III и т.д. заходам:

- ◆ продолжительность цикла черпания  $t_{\text{ч}}$ , с;
- ◆ продолжительность погрузки данного сосуда вместимостью  $t_{\text{с}}$  ( $\text{м}^3$ ), с;
- ◆ время откладывания негабарита  $t_{\text{н}}$ , с;
- ◆ общее время на подготовку забоя к погрузке  $t_{\text{п}}$ , с;
- ◆ время разборки подошвы уступа  $t_{\text{пу}}$ , с;
- ◆ время оборки откоса уступа  $t_{\text{оу}}$ , с.

Таблица П.5

Дата \_\_\_\_\_ Горизонт \_\_\_\_\_  
 Номер блока \_\_\_\_\_

**Технологические показатели по взрыву**

Наименование	Участки опытного блока при категории породы по взрываемости			
	I	II	III	IV
Объем взорванной горной массы, $\text{м}^3$				
Общий объем бурения, $\text{м}^3$				
Выход горной массы с 1 м, $\text{м}^3$				
Общая величина зарядов, кг				
Удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$ :				
расчетный				
фактический				
Ширина развала, м				
Завышение подошвы, м				
Средний размер куска, м				
Выход фракции +500 мм, %				
Выход фракции +1000 мм, %				
Выход негабарита, %, и его размер, м				
Выход мелочи, %				
Величина зарядов на вторичное дробление, кг				

Окончание табл. П.5

Наименование	Участки опытного блока при категории породы по взрываемости			
	I	II	III	IV
Вместимость ковша экскаватора, м <sup>3*</sup>				
Производительность экскаватора, м <sup>3</sup> /ч*				
Транспорт				
Вместимость транспортного сосу- да, м <sup>3</sup>				
Время загрузки одного транспорт- ного сосуда, мин				
* Для достоверной фиксации работы экскаватора необходим хрономет- раж.				

Полученные данные после усреднения результатов заносят в табл. П.6 для сравнения производственного и опытного взрывов.

Таблица П.6

**Показатели погрузки взорванной породы**

Показатели	Экскаваторные заходки при категории породы по трещиноватости			
	I	II	III	IV
Выход негабарита, %				
Средний размер негабарита, м				
Средняя высота развала, м				
Время (мин), затраченное:				
на черпание $t_{\text{ч}}$				
откладывание негабарита $t_{\text{нг}}$				
разборку подошвы $t_{\text{пу}}$				
оборку откоса уступа $t_{\text{оу}}$				
подготовку забоя $t_{\text{п}}$				
загрузку транспортного сосуда ( $t_{\text{с}}$ ) вместимостью, м <sup>3</sup>				



По полученным в табл. П.4, П.5, П.6 данным вычисляют:

- ◆ стоимость первичного бурения и взрывания;
- ◆ стоимость вторичного дробления;
- ◆ стоимость погрузки породы;
- ◆ стоимость транспорта;
- ◆ убытки от выхода некондиционной мелочи.

Технологическое совершенство производственного (П) и опытного (О) взрывов оценивается следующими основными показателями (табл. П.7).

Таблица П.7

Показатели	П	О	±
Время подготовки ВВ к заряданию блока, ч			
Трудоемкость подготовки ВВ, чел.-смен			
Время зарядания 1 скважины, мин			
Трудоемкость зарядания 1 скважины, чел.-смен			
Время монтажа сети для условных 100 скважин, мин			
Трудоемкость монтажа сети для условных 100 скважин, мин			
Процент механизации работ по заряданию			
Время остановки работ в карьере на взрыв, ч			
Чистое время подготовки блока к взрыву, ч/ 1000 м <sup>3</sup>			

Технико-экономическая эффективность опытного взрыва по сравнению с производственным оценивается по следующим основным показателям (табл. П.8).

Таблица П.8

Показатели	П	О	±
Выход породы с 1 м скважины, м <sup>3</sup>			
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>			
Объемная концентрация энергия ВВ, кДж/м <sup>3</sup>			
Выход негабарита, %			
Выход мелочи (отходов), %			
Наличие порогов (по площади, %, или по числу полных и неполных циклов экскаваторов)			
Стоимость обуривания 1 м <sup>3</sup> горной массы, руб.			

Показатели	П	О	±
Стоимость первичного взрывания, руб/м <sup>3</sup>			
Стоимость вторичного дробления, руб/м <sup>3</sup>			
Производительность заряжания, т/ч			
В том числе:			
по ВВ			
по монтажу сети			
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч			
Стоимость погрузки, руб/м <sup>3</sup>			
Стоимость транспорта, руб/м <sup>3</sup>			
Стоимость первичного механического дробления, руб/м <sup>3</sup>			
<i>Итого:</i> Затраты, руб/м <sup>3</sup> .			

При необходимости в результатах взрыва фиксируются и другие не указанные в методике специфические особенности, характерные для данного карьера.

При более подробной оценке результатов взрыва необходимо учитывать производительность, расход электроэнергии, затраты на получение концентрата руд и его выход при промышленных и опытных взрывах. Однако эти работы весьма трудоемки и сложны по выполнению, а потому их применяют только при специально поставленных работах, чтобы учесть не только факторы влияния параметров опытного взрыва на дробление, а также на последующую переработку и извлечение полезных компонентов в концентрат руды и процент его выхода на 1 т переработанной горной массы.

## 5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА КРЕПОСТИ ПОРОД МЕТОДОМ ТОЛЧЕНИЯ НА ПРИБОРЕ ПОК-3

Кусочки породы размером ребра 2—4 см общей массой 40—90 г помещают в металлический стакан и дробят ударами бойка массой 2,4 кг, падающей в вертикальной трубе с высоты 60 см. Поочередно дробится пять групп таких навесок и определяется выход фракции -0,5 мм просеиванием через сито и замером в мерном цилиндре. Коэффициент крепости ориентировочно вычисляется по формуле

$$f = \frac{20n}{l},$$

где  $n$  — число ударов;  $l$  — высота столба фракции ( $-0,5$  мм) в мерном цилиндре диаметром 23 мм.

Производится трехкратное определение показателя крепости и вычисляется среднее значение.

## 6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПЛОТНОСТИ ПОРОДЫ

Плотность пород определяется с применением парафинирования образцов в состоянии естественной влажности и вычисляется по формуле

$$\gamma = \frac{m}{m - m_2 - k(m_1 - m)},$$

где  $m$  — масса непарафинированного образца в воздухе, г;  $m_1$  — масса запарафинированного образца в воздухе, г;  $m_2$  — масса запарафинированного образца в воде, г;  $k$  — постоянный коэффициент,

$$k = \frac{1}{\rho_{\text{пр}} - 1} = 0,93,$$

где  $\rho_{\text{пр}}$  — плотность парафина, г/см<sup>3</sup>.

## 7. ИЗМЕРЕНИЕ ТРЕЩИНОВАТОСТИ (БЛОЧНОСТИ) МАССИВА

### 7.1. Метод измерений по содержанию крупных кусков

Выбирается характерная площадь обнажения уступа (при определении трещиноватости) или развала взорванной породы (при определении кусковатости), величина которой должна быть более 600 м<sup>2</sup>. На ней определяется визуально или с использова-

нием измерительных приборов число крупных кусков, превышающих заданный размер. Тогда, приняв распределение крупных кусков в обнажении уступа или навала взорванной породы примерно одинаковое для всего объема, определяют численную характеристику трещиноватости массива или кусковатость взорванной породы на  $1 \text{ м}^3$  по формуле

$$N = \frac{n_k \sqrt{n_k}}{S \sqrt{S}},$$

где  $n_k$  — число зафиксированных крупных кусков, шт.;  $N$  — количество крупных кусков на  $1 \text{ м}^2$  (шт.) на площади  $S$ ,  $\text{м}^2$ .

Зная средний размер куска данной фракции  $V_{\text{ср}}$ , легко перейти к относительному объему фракции  $V_n$  по формуле

$$V_n = NV_{\text{ср}} \cdot 100.$$

## 7.2. Планиметрический метод

Степень трещиноватости всех пород, кроме слоистых, характеризуется средним расстоянием между трещинами всех систем, измеренным по поверхности забоя вдоль прямой произвольного направления. Для этого вдоль забоя натягивают шнур (рулетку) и подсчитывают число естественных трещин, пересекающихся с ним на участке длиной не менее 10 м, а затем вычисляют среднее расстояние между трещинами по формуле

$$l = \frac{L}{n},$$

где  $L$  — длина прямой, м;  $n$  — число трещин, пересекающих прямую, шт.;  $l$  — среднее расстояние между трещинами, м.

## 7.3. Метод кернов

Определение степени трещиноватости пород по кернам основано на измерениях разделения керна по естественным трещинам. По упрощенному методу для интервалов с однородной

трещиноватостью отнесение к категории трещиноватости проводится по среднему расстоянию между естественными трещинами, вычисленному по формуле

$$l = \frac{L_k}{n},$$

где  $L_k$  — длина интервала, м;  $n$  — число разломов керна по естественным трещинам.

#### 7.4. Фотопланиметрический метод

Выбирается участок массива с хорошо видимыми трещинами длиной не менее 10 м.

Выбранный участок фотографируется фотоаппаратом любой конструкции, однако не следует применять широкоугольные объективы, так как в этом случае увеличиваются искажения, возникающие при съемке. Оптическая ось фотоаппарата должна быть направлена в центр участка перпендикулярно его простиранию. Перед фотографированием на границах выбранного участка опускают вдоль борта уступа две масштабные ленты шириной 10—15 см с делениями через 0,25—0,50 м. Расстояние между лентами измеряют рулеткой на верхней и нижней бровках, при этом желательно выдержать параллельность лент и перпендикулярность их к нижней бровке уступа.

На полученной фотографии деления масштабных лент соединяют между собой горизонтальными линиями, которые служат индикатрисами. Зная расстояние между масштабными лентами в натуре и длину индикатрис на фотографии, легко вычислить масштаб по каждой индикатрисе. На фотографии по каждой индикатрисе измеряют расстояние между естественными трещинами, пересекающими индикатрису. По расстоянию между трещинами производят распределение естественных кусков (отдельностей) на фракции крупности через 20—40 см. При подсчете определяют суммарную длину отрезков  $L_i$  (расстояние между трещинами) каждой фракции на всех индикатрисах. Содержание фракции определяется по формуле

$$\gamma_i = \frac{L_i}{L_0} 100,$$

где  $\gamma_i$  — содержание фракции, %;  $L_0$  — суммарная длина всех индикатрис, м

Диаметр средней отдельности (м) определяют по формуле

$$d_{cp} = \frac{\varepsilon d_i \gamma_i}{100},$$

где  $d_i$  — середина фракции, м.

### 7.5. Сейсмоакустический метод

Сущность метода заключается в сопоставлении скорости продольных волн в массиве  $v_m$  к скорости в образце  $v_0$ . Это соотношение называют акустическим показателем трещиноватости,  $A_i = \frac{v_m^2}{v_0^2}$ , характеризующим трещинную пустотность пород,

которая связана с категорией трещиноватости (табл. П.9).

Таблица П.9

Соотношение между акустическим показателем и категорией трещиноватости пород

Категория пород по трещиноватости	Акустический показатель трещиноватости
I	0—0,10
II	0,10—0,25
III	0,25—0,40
IV	0,40—0,60
V	0,60—1,00

### 8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТРЕЩИНОВАТОСТИ (БЛОЧНОСТИ) МАССИВА И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ВЗОРВАННОЙ ПОРОДЫ С ПОМОЩЬЮ МАСШТАБНОЙ РАМКИ

Определение трещиноватости и грансостава взорванной массы в развале удобно производить по фотографиям, снятым через масштабную рамку. Масштабная рамка представляет со-

бой обычно легкую алюминиевую рамку размером 20×20 см, на которую натянута леска в горизонтальном и вертикальном направлениях с шагом 1 см. Рамку с помощью двух кронштейнов с закрепленной на них площадкой крепят к фотоаппарату с зеркальным видоискателем, что дает возможность более точно совмещать положение рамки с участком снимаемого массива. При применении объективов с большой глубиной резкости можно располагать рамку на расстоянии 50—70 см от фотоаппарата. Это позволяет фотографировать объекты, расположенные в 10—20 м, с достаточной для обработки резкостью. Рамка, закрепленная в кронштейнах, может поворачиваться на требуемый угол, а при съемке устанавливаться параллельно плоскости снимаемого объекта. При этом масштаб съемки определяется по формуле

$$L = \frac{Rl}{r},$$

где  $L$  — линейные размеры участка массива или развала, ограниченные контуром рамки, м;  $l$  — линейный размер рамки до фотоаппарата, м;  $r$  — расстояние от рамки до фотоаппарата, м;  $R$  — удаленность фотоаппарата от объекта съемки, м.

Таким образом, при  $l = 20$  см,  $r = 50$  см  $R = 20$  м линейные размеры участка массива, ограниченного контуром рамки, составляют 8 м, а цена деления индикатрисы равна 0,4 м. Изложенное справедливо при параллельности плоскости объекта к плоскости фотопленки в аппарате.

Если необходимо сфотографировать объект, плоскость которого не параллельна плоскости фотопленки, при съемке рамки устанавливают параллельно плоскости объекта. При этом на фотографии линейные размеры снимаемого объекта искажаются, однако пропорционально искажаются и линейные размеры масштабной рамки. Цена деления индикатрисы остается постоянной. Это позволяет установить истинные размеры отдельных частей в массиве или кусков в развале взорванной горной массы.

Обработка полученных фотопланограмм сводится к подсчету площади крупных кусков, размеры которых разбивают на со-

ответствующие классы по отношению к общей площади участка, ограниченного контурами рамки. При этом линейные размеры отдельностей в массиве или кусков в развале устанавливают по расстоянию между индикатрисами, которые пересекают данную отдельность.

Более простым в обработке фотографий является численный или линейный метод подсчета по индикатрисам. Для этого измеряют все куски, пересеченные индикатрисой, и с учетом масштаба относят к той или иной фракции. Все измерения и подсчет по всем горизонтальным индикатрисам ведут аналогично, как и при линейном методе при измерениях в натуре.



## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Пучков Л.А. О структуре горных наук // Горный журнал. — 1995. — № 7.
2. Кутузов Б.Н. Взрывные работы. — М.: Недра, 1988.
3. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород. — М.: Изд-во МГГУ, 1995.
4. Юткин Л.В. Электрогидравлический эффект. — Машгиз, 1959.
5. Эшштейн Е.Ф., Ари. Э.И., Виторт Г.К. Новые методы разрушения пород. — М.: Гостоптехиздат, 1960.
6. Щеголевский М.А. Взрывогенераторы — новая отрасль техники // На стройках России. — 1972. — № 9.
7. Шухман В.Л. Исследование основных закономерностей и разработка метода образования скважин патронированными зарядами ВВ: Докторская диссертация. — М., 1971.
8. Дмитриев А.П., Гончаров С.А. Термическое и комбинированное разрушение горных пород. — М.: Недра, 1978.
9. Нифонтов Б.И., Протопопов Д.Д., Ситников И.Е., Куликов В.В. Подземные ядерные взрывы. — М.: Атомиздат, 1965.
10. Киреев В.В., Ершов Н., Протопопов Д.Д. Промышленные ядерные взрывы. — М.: Атомиздат, 1971.
11. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом (взрывные технологии в промышленности). — М.: Изд-во МГГУ, 1994.
12. Проектирование взрывных работ в промышленности / Под ред. Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1983.
13. Взрывные работы в опасных условиях угольных шахт / Под ред. Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1979.
14. Справочник взрывника / Колл. авт.; Под ред. Б.Н. Кутузова. — М.: Недра, 1988.
15. Викторов С.В., Галченко Ю.П., Закалицкий В.М., Рубцов С.К. Разрушение горных пород сближенными зарядами. — М.: РАН ИПКОН, 2006.
16. Черниговский А.А. Метод плоских систем зарядов в горном деле и строительстве. — М.: Недра, 1971.
17. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман И.Л. Производство массовых взрывов. — М.: Недра, 1977.
18. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. — М.: Недра, 1982.
19. Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. — М.: Гос. изд-во лит. по стройматериалам, 1957.
20. Единые правила безопасности при взрывных работах. — ГУП «НТИЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». — М., 2001.

21. *Именитов В.Р.* Высокопроизводительные системы разработки руд. — М.: Гос. науч.-техн. изд-во по горному делу, 1961.

22. *Технические правила* ведения взрывных работ на дневной поверхности. — М.: Недра, 1972.

23. *Технические правила* ведения взрывных работ в энергетическом строительстве. — М.: ОАО «Гидроспецпроект», АФ «Гидроспецстрой», 1997.

24. *Викторов С.Д., Еременко А.А., Закалинский В.М., Машуков И.В.* Технология крупномасштабной взрывной отбойки на удароопасных рудных месторождениях Сибири. — Новосибирск: Наука, 2005.

25. *Горные науки.* Освоение и сохранение недр Земли. — М.: Академия горных наук, 1997.

26. *Эткин М.Б., Азаркович А.Е.* Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве. — М.: Изд-во МГГУ, 2004.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

<i>Введение</i> .....	5
<i>Основные термины и понятия</i> .....	9
<i>Краткая история развития взрывных работ</i> .....	19
<b>ГЛАВА 1</b>	
<b>СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД</b> .....	31
1.1. Свойства горных пород, влияющие на эффективность их разрушения при бурении и взрывании.....	33
1.2. Классификации горных пород.....	41
<b>ГЛАВА 2</b>	
<b>СПОСОБЫ РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД И ТЕХНИКА БУРЕНИЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН</b> .....	53
2.1. Классификация и общая характеристика способов бурения.....	55
2.2. Вращательное бурение шпуров .....	58
2.3. Ударные способы бурения шпуров.....	63
2.4. Вращательное (шнековое) бурение скважин .....	72
2.5. Бурение скважин погружными пневмоударниками.....	75
2.6. Бурение скважин шарошечными долотами.....	83
2.7. Огневое и взрывное бурение скважин .....	101
2.8. Краткие сведения о технике и технологии бурения шпуров и скважин в зарубежных странах .....	105
<b>ГЛАВА 3</b>	
<b>ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ</b> .....	109
3.1. Требования к персоналу для руководства и ведения взрывных работ.....	111
3.2. Получение разрешений на право производства взрывных работ, приобретения, хранения и перевозки взрывчатых материалов .....	113
3.3. Хранение взрывчатых материалов .....	115
3.4. Учет расходования взрывчатых материалов .....	123
3.5. Перевозка и переноска взрывчатых материалов.....	125
3.6. Охрана опасной зоны и сигнализация при взрывных работах ....	127
3.7. Уничтожение взрывчатых материалов .....	129

**ГЛАВА 4**  
**ОСНОВЫ ТЕОРИИ ВЗРЫВА И СОЗДАНИЯ**  
**ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ**..... 133

4.1. Классификация взрывов.....	135
4.2. Характеристика взрыва зарядов промышленных ВВ.....	136
4.3. Общая характеристика промышленных ВВ.....	137
4.4. Принципы создания промышленных ВВ.....	140
4.5. Кислородный баланс, ядовитые газы взрыва и реакции превращения взрывчатых веществ.....	143
4.6. Физическая сущность детонации промышленных ВВ.....	149
4.7. Элементы теории ударных волн.....	150
4.8. Основы теории детонации ВВ.....	155
4.9. Особенности детонации промышленных ВВ.....	160
4.10. Факторы, влияющие на скорость и устойчивость детонации зарядов ВВ.....	165

**ГЛАВА 5**  
**МЕТОДЫ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ И КАЧЕСТВА**  
**ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ**..... 173

5.1. Общие положения о работе и балансе энергии при взрыве.....	175
5.2. Методы испытаний промышленных ВВ.....	178
5.3. Методы оценки взрывчатых свойств ВВ.....	179
5.4. Расчетно-экспериментальные характеристики ВВ.....	184
5.5. Оценка чувствительности ВВ.....	187
5.6. Методы проверки качества ВВ.....	189
5.7. Оценка технологической стойкости ВВ.....	193

**ГЛАВА 6**  
**ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА**..... 201

6.1. Классификация промышленных ВВ.....	203
6.2. Требования к промышленным ВВ.....	208
6.3. Основные компоненты промышленных ВВ.....	216
6.4. Взрывчатые вещества, не содержащие взрывчатых компонентов, для открытых и подземных работ.....	228
6.5. Тротилсодержащие гранулированные ВВ для открытых и подземных работ.....	232
6.6. Порошкообразные и прессованные взрывчатые вещества для подземных работ.....	236
6.7. Классификация и принципы составления рецептур водосодержащих взрывчатых веществ.....	240
6.8. Характеристика свойств водосодержащих ВВ.....	243

6.9. Пороха и окисликвиты для взрывания на земной поверхности.....	251
6.10. Принципы составления рецептов предохранительных ВВ .....	255
6.11. Основы теории воспламенения метано-воздушной среды и методы испытания предохранительных ВВ .....	257
6.12. Общая характеристика предохранительных ВВ .....	264
6.13. Причины отказов и выгорания зарядов предохранительных ВВ.....	270
6.14. Способы предупреждения отказов, выгорания зарядов ВВ и предотвращения вспышки метано-пылевоздушной атмосферы угольных шахт.....	272
6.15. Способы и средства беспламенного взрывания.....	276
6.16. Перспективы применения в горном деле конверсионных взрывчатых материалов .....	278
6.17. Ассортимент промышленных ВВ в зарубежных странах .....	281

## **ГЛАВА 7**

### **СРЕДСТВА И СПОСОБЫ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ .....**

7.1. Способы возбуждения взрыва при инициировании зарядов ВВ.....	291
7.2. Взрывчатые вещества для изготовления средств инициирования.....	292
7.3. Средства огневого инициирования зарядов .....	295
7.4. Технология огневого и электроогневого инициирования.....	300
7.5. Электродетонаторы для электрического инициирования зарядов.....	305
7.6. Источники тока для электрического инициирования зарядов.....	313
7.7. Контрольно-измерительная аппаратура для электрического инициирования зарядов.....	315
7.8. Основные схемы и элементы расчета электровзрывных цепей (сетей) .....	317
7.9. Технология электрического инициирования зарядов ВВ .....	323
7.10. Предотвращение отказов и преждевременных взрывов при электрическом инициировании .....	326
7.11. Средства для инициирования зарядов с помощью ДШ.....	328
7.12. Технология взрывания с помощью ДШ.....	330
7.13. Промежуточные детонаторы для инициирования зарядов ВВ.....	334
7.14. Производство взрывов на карьерах по радиосигналу .....	336
7.15. Неэлектрическая система инициирования .....	338

<b>ГЛАВА 8</b>	
<b>ПРОЦЕССЫ РАЗРУШАЮЩЕГО, СЕЙСМИЧЕСКОГО И ВОЗДУШНОГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА .....</b>	<b>341</b>
8.1. Основные понятия .....	343
8.2. Процесс разрушения пород взрывом одиночного заряда .....	346
8.3. Процесс разрушения пород при одновременном взрывании нескольких зарядов.....	356
8.4. Процесс разрушения пород при короткозамедленном взрывании зарядов.....	360
8.5. Общие принципы расчета разрушающего действия зарядов.....	366
8.6. Сейсмическое действие взрыва зарядов .....	374
8.7. Действие ударных воздушных волн взрывов на окружающие сооружения.....	381
8.8. Разлет отдельных кусков при взрыве скважинных зарядов.....	388
8.9. Элементы теории подобия при разрушении горных пород взрывом .....	389
<b>ГЛАВА 9</b>	
<b>РЕГУЛИРОВАНИЕ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ.....</b>	<b>395</b>
9.1. Требования к качеству взрывов.....	397
9.2. Степень дробления горных пород взрывом и методы ее определения .....	398
9.3. Зоны дробления взрывом трещиноватого массива.....	401
9.4. Классификация методов регулирования дробления пород взрывом .....	403
9.5. Расчетный удельный расход взрывчатых веществ .....	405
9.6. Диаметр заряда, линия сопротивления по подошве и сетка расположения скважин.....	413
9.7. Конструкция заряда .....	419
9.8. Короткозамедленное взрывание зарядов.....	423
9.9. Высота блоков (уступов).....	425
9.10. Внутрискважинное замедление и направление инициирования заряда .....	428
9.11. Влияние забойки на эффективность взрывания.....	431
9.12. Применение парносближенных скважин.....	432
9.13. Взрывание в зажатой среде.....	434
9.14. Применение промежуточных шпуров и скважин .....	436
9.15. Применение пучков и дробящих вееров скважин.....	437
9.16. Физико-технические свойства пород и кондиционный размер кусков.....	439
<i>Список сокращений .....</i>	<i>443</i>
<i>Приложение .....</i>	<i>444</i>
<i>Список литературы.....</i>	<i>466</i>
	471

Борис Николаевич  
Кутузов

# МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

ЧАСТЬ 1  
РАЗРУШЕНИЕ  
ГОРНЫХ ПОРОД  
ВЗРЫВОМ

*Режим выпуска «стандартный»*

Редактор текста А. Н. Сытдыкова  
Компьютерная верстка и подготовка  
оригинал-макета З. С. Люкманова  
Дизайн серии Е. Б. Капралова  
Зав. производством И. Д. Урбушкина

*Диапозитивы изготовлены  
в Издательстве МГУ*

Подписано в печать 17.01.2007.  
Формат 60×90/16. Бумага офсетная № 1.  
Гарнитура «Times». Печать офсетная.  
Усл. печ. л. 30,0. Тираж 5000 экз. Заказ 549

*Издательство «Горная книга»*

Отпечатано в ОАО  
«Московская типография № 6»  
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24  
Магниеые штампы изготовлены в Первой  
Образцовой типографии



119991 Москва, ГСП-1,  
Ленинский проспект, 6,  
Издательство «Горная книга»;  
тел (495) 236-97-80,  
факс (495) 956-90-40,  
тел факс (495) 737-32-65

**ВЗРЫВНОЕ ДЕЛО**



## **К ♦ Н ♦ И ♦ Г ♦ И**

**ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО  
УНИВЕРСИТЕТА  
И ИЗДАТЕЛЬСТВА «ГОРНАЯ КНИГА»**

### ***можно приобрести:***

- ◆ в киоске Издательства МГГУ (м. «Октябрьская»-кольцевая, Ленинский просп., 6, главный корпус, 2-й этаж);
- ◆ заказать через систему «Книга—почтой»; заказы в произвольной форме направлять по адресу:

**119991 Москва, ГСП-1, Ленинский  
проспект, 6, Издательство МГГУ;**

- ◆ заказать по телефонам: **(495) 236-97-80,  
(495) 737-32-65;**
- ◆ заказать по факсам: **(495) 956-90-40,  
(495) 737-32-65;**
- ◆ через **e-mail: [info@gornaya-kniga.ru](mailto:info@gornaya-kniga.ru)**

---

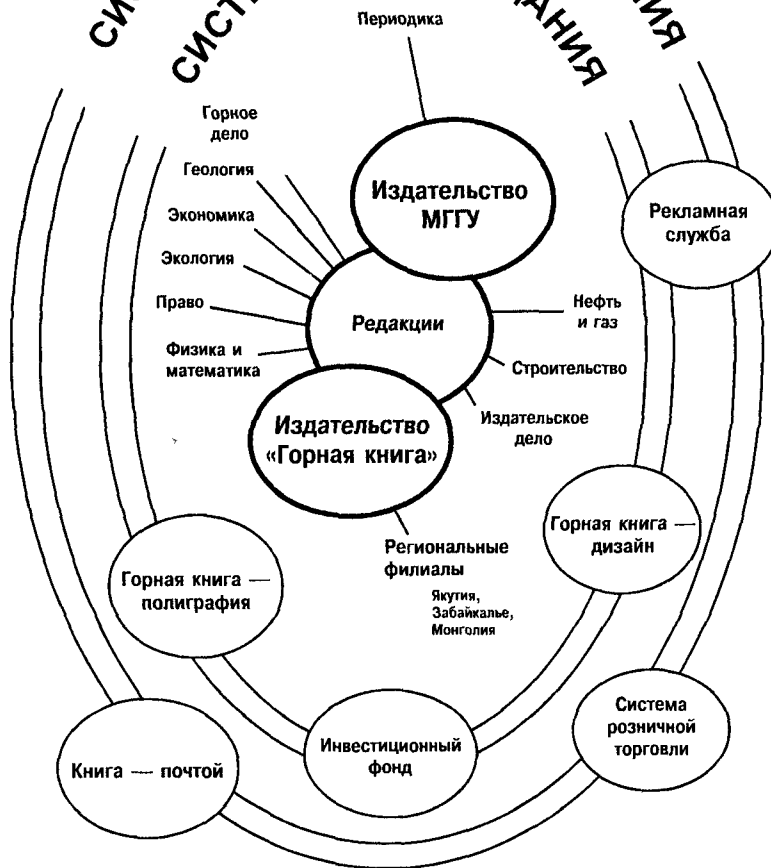
**Распространение книг осуществляют  
Издательство МГГУ, издательство «Горная книга»  
и ООО «Горкниготорг»**

**Подробная информация размещена в Интернете  
на сайте [www.gornaya-kniga.ru](http://www.gornaya-kniga.ru)**



# М А С С О Ц И А Ц И Я Г К «МИР ГОРНОЙ КНИГИ»

СИСТЕМА КНИГОРАСПРОСТРАНЕНИЯ  
СИСТЕМА КНИГОИЗДАНИЯ



**СТРУКТУРА АССОЦИАЦИИ  
«МИР ГОРНОЙ КНИГИ»**

*ГИАБ является ведущим научно-практическим журналом в области горных наук, геологии, экономики добывающих отраслей, высшего горного образования и смежных наук*

**ГОРНЫЙ**

Индекс Роспечати 46466  
Индекс Прессы России 20983

**ИНФОРМАЦИОННО-  
АНАЛИТИЧЕСКИЙ  
БЮЛЛЕТЕНЬ  
(ГИАБ)**

*ГИАБ внесен в список периодических научных изданий, рекомендуемых ВАК Минобразования и науки России для публикации научных работ соискателей ученой степени доктора наук*

Публикуемые в ГИАБ материалы содержат:

- ◆ статьи ученых высшей школы, НИИ, зарубежных специалистов, руководителей горных предприятий и инженеров;
- ◆ полные тексты докладов ученых на симпозиумах, конференциях, совещаниях;
- ◆ обзоры по защищенным диссертациям в области горного дела и смежных наук;
- ◆ аннотации и рецензии на новые книги в области горного дела;
- ◆ публицистические, исторические и литературные материалы.

ГИАБ освещает работу семинаров ежегодного симпозиума «Неделя горняка».

Периодичность издания 12 номеров в год. Объем каждого номера 408 страниц.

С 2004 г. ГИАБ выпускается в книжном формате, в твердом переплете.

**Распространение ГИАБ - преимущественно по подписке.**

Возможен предварительный заказ отдельных номеров ГИАБ, выпускаемых в текущем году, а также заказ номеров прошлых лет (с 1992 г.).

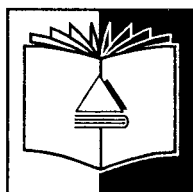
По заявкам организаций издаются тематические и региональные выпуски ГИАБ, препринты (брошюры), являющиеся официальным приложением к бюллетеню.

*Подписку и продажу отдельных номеров осуществляет  
Издательство МГГУ*

*Заявки с обратным адресом направляйте по адресу:  
119991 Москва,  
ГСП-1, Ленинский пр., д. 6,  
Издательство МГГУ*



*По вопросам подписки, получения экземпляров ГИАБ и издания отдельных выпусков можно также обращаться по телефонам (495) 236-97-80, 737-32-65; по факсу (495) 956-90-40 или по e-mail: [info@gornaya-kniga.ru](mailto:info@gornaya-kniga.ru)*



**В ИЗДАТЕЛЬСТВЕ  
МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО  
УНИВЕРСИТЕТА**

*работает* **ДЕПОЗИТАРИЙ**

Депонированные рукописи приравняются государственными организациями (ВАК, Министерством образования и науки РФ и др.) к открытым публикациям

*Справка  
о депонировании  
выдается в течение  
суток*

К депонированию принимают рукописи по всем аспектам горного дела и смежным дисциплинам

Депозитарий принимает к опубликованию работы, которые по каким-либо причинам не могут быть напечатаны в журналах и сборниках

*Депонирование  
рукописей —  
удобный и быстрый  
вид публикаций*

По вопросам депонирования обращайтесь в Издательство МГГУ

*Зав.  
депозитарием —  
Лариса Алексеевна  
Руденко*

119991 Москва, ГСП-1,  
Ленинский пр-т, 6, Издательство МГГУ.  
Телефон: (495) 236-97-80.  
E-mail: gornaya\_kniga@mail.ru.