

А.Ф. СУХАНОВ
Б.Н. КУТУЗОВ

РАЗРУШЕНИЕ горных пород взрывом

ИЗДАНИЕ ВТОРОЕ, ПЕРЕРАБОТАННОЕ
И ДОПОЛНЕННОЕ

*Допущено Министерством высшего и среднего
специального образования СССР в качестве
учебника для студентов горных
специальностей вузов*



МОСКВА «НЕДРА» 1983

Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород взрывом. Учебник для вузов, 2-е изд., перераб. и доп. М., Недра. 1983. 344 с.

Приведены сведения о способах бурения шпуров и скважин, о взрывчатых веществах и средствах их инициирования, о хранении, транспортировании и учете взрывчатых материалов. Изложены физическая сущность разрушительного, сейсмического и воздушного действия взрыва, принципы расположения и расчета зарядов, причины отказов и способы их ликвидации, меры защиты окружающих объектов от вредного действия промышленных взрывов. Рассмотрены вопросы проектирования, организации и безопасности взрывных работ. Второе издание (1-е изд. — 1967 г.) переработано с учетом изменений, происшедших в области взрывного дела.

Для студентов горных вузов и факультетов.
Табл. 21, ил. 186, список лит. — 17 назв.

Рецензенты:

кафедры разрушения горных пород Криворожского горнорудного института (зав. кафедрой канд. техн. наук В. Ф. Клочков) и Казахского политехнического института (зав. кафедрой канд. техн. наук А. М. Бейсебаев)

ВВЕДЕНИЕ

Решениями XXVI съезда КПСС предусмотрено дальнейшее развитие горнодобывающей промышленности, обеспечивающей минеральными ресурсами народное хозяйство нашей страны. Осуществляются мероприятия по ускорению научно-технического прогресса и более полному использованию производственного потенциала горнодобывающих отраслей промышленности. Июньский (1983 г.) Пленум ЦК КПСС указал на необходимость дальнейшего улучшения подготовки в вузах специалистов для ведущих отраслей народного хозяйства, на широкое применение в промышленности безотходных и энергосберегающих технологий.

Начальным процессом технологии разработки месторождений полезных ископаемых является отделение горных пород от массива и дробление их на куски заданных размеров. Универсальным и практически единственным высокоэффективным способом разрушения горных пород, применяемым на горных предприятиях, является буровзрывной. Этот способ останется доминирующим в ближайшей перспективе.

Трудоемкость буровых и взрывных работ составляет 15—30 % общей трудоемкости добычи. С увеличением крепости пород относительная трудоемкость буровзрывных, и в первую очередь буровых работ, особенно при подземной добыче руд, возрастает.

Качество выполнения взрыва при добыче полезных ископаемых, характеризующее в основном крупностью кусков руды (породы), определяет эффективность последующих технологических процессов: погрузки, транспортирования, механического дробления на дробильно-обогажительных фабриках. Рудники и карьеры оснащаются мощным высокопроизводительным погрузочным и транспортным оборудованием, которое успешно работает только при хорошем дроблении горных пород. Так, на карьерах благодаря хорошему дроблению породы взрывом производительность экскаваторов увеличивается в 1,5—2 раза и более, а надежность и долговечность их работы возрастает в 2—3 раза. Внедрение на крупных карьерах циклично-поточной технологии и эффективное ее функционирование в значительной степени зависит от обеспечения при взрыве интенсивного и равномерного дробления горных пород.

На подземных рудниках в условиях недостаточно раздробленной породы производительность погрузочно-доставочных машин снижается в 2 раза и более.

Качество взрыва при проведении подземных выработок определяется коэффициентом использования шпуров (к.и.ш.), т. е. величиной подвигания забоя за взрыв по сравнению с глубиной шпуров и точностью отрыва породы в соответствии с проектным сечением. При к.и.ш., равном 0,7, как правило, не получается хорошее оконтуривание выработки и требуемое качество дробления породы. В связи с этим производительность породопогрузочных машин и темпы проведения выработок снижаются.

За последние 10—15 лет на карьерах и рудниках практически обновлен ассортимент промышленных взрывчатых веществ (ВВ). Вместо порошкообразных и патронированных ВВ широко применяют гранулированные ВВ: гранулиты, граммониты (зерногранулиты), игданиты, гранулотол, алюмотол; начинают внедряться водосодержащие ВВ: акватолы, ифзаниты, карбатолы и горячельющиеся ВВ. При заряжании и забойке шпуров и скважин все шире внедряется комплексная механизация.

На карьерах увеличивается использование ВВ, приготовленных непосредственно перед взрывом в специальных машинах или на стационарных пунктах. Все это способствует повышению качества и эффективности взрывов, но одновременно повышает требования к квалификации персонала, выполняющего взрывные работы.

Изменялась применяемая техника для бурения шпуров и скважин; на рудниках широко используются самоходные каретки для бурения шпуров диамет-

ром 40—50 мм и скважин диаметром 60—80 мм, на карьерах — шарошечные станки для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 215—320 мм.

Внедрены в производство методы регулирования степени дробления горных пород путем изменения диаметра заряда, удельного расхода ВВ и его типа, конструкции заряда и способов его инициирования, схем короткозамедленного взрывания, а также применением способов взрывания на подпорную стенку (в зажиме) и др.

Заданные результаты взрыва можно обеспечить только на основе глубоких знаний процесса и закономерностей дробления массивов горных пород взрывом различных систем зарядов при обеспечении безопасных условий выполнения взрывных работ.

В последние годы разработаны 10-категорная классификация массивов горных пород по взрываемости, позволяющая сравнивать породы различных карьеров, методика выполнения опытных массовых взрывов и оценки их результатов, методика планирования ассортимента промышленных ВВ для карьеров, позволяющая на более высоком научном уровне решать инженерные задачи разрушения горных пород.

Кроме карьеров, рудников и шахт взрывные работы широко применяются в гидротехническом, мелиоративном и городском строительстве, в лесном и сельском хозяйстве, в металлургии, машиностроении и многих других областях.

Второе издание учебника подготовлено с учетом изменений в области ассортимента ВВ, техники и технологии взрывных работ за последние десять лет. Во втором издании учебника много внимания уделено требованиям к персоналу для ведения взрывных работ, вопросам безопасности выполнения взрывов, правилам учета и хранения взрывчатых материалов (ВМ).

Учебник написан в соответствии с программой курса «Разрушение горных пород взрывом» для специальностей 0201, 0202, 0206, 0209 и 0210 и с учетом «Единых правил безопасности при взрывных работах», которыми регламентированы основные действия и приемы обращения с ВМ и знание которых обязательно для руководителей взрывных работ. На горных и других объектах взрывные работы должны вестись в строгом соответствии с этими правилами.

Ряд глав учебника могут быть использованы студентами при подготовке для сдачи экзаменов на получение «Единой книжки взрывника».

Введение, Основные термины и понятия, Краткая история развития, а также главы III и IV написаны А. Ф. Сухановым и Б. Н. Кутузовым, остальные главы учебника — Б. Н. Кутузовым.

Содержание учебника было улучшено благодаря замечаниям рецензентов-коллективов кафедр разрушения горных пород Криворожского горнорудного и Казахского политехнического институтов, которые были учтены в процессе работы над рукописью.

Большую помощь в подготовке рукописи учебника к изданию оказали кандидаты техн. наук Г. М. Крюков, С. Б. Габдрахманов, В. Ф. Носков и Ю. К. Валухин.

ОСНОВНЫЕ ТЕРМИНЫ И ПОНЯТИЯ

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

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

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

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

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

Для образования удлиненных выемок (каналов и т. п.) в мягких грунтах все шире применяют траншеи, на дно которых размещают сплошной заряд длиной несколько сотен метров.

Буровыми называются работы по образованию шпуров или скважин бурильными машинами.

Бурение — процесс последовательного разрушения породы на забое шпура или скважины и удаления продуктов разрушения на поверхность.

Взрывными называются работы по отбойке, дроблению и перемещению пород с помощью взрывов зарядов ВВ.

Заряд — определенное количество ВВ с введенным в него боевиком. Величина (масса) заряда указывается в килограммах или тоннах.

Заряжание — процесс размещения заряда в шпуре, скважине, камере или траншее.

Наружным (накладным) называется заряд, размещаемый на взрываемом объекте.

Внутренним называется заряд, размещаемый во взрываемом объекте, в шпурах, скважинах или камерах.

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

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

Взрывчатыми веществами называются химические соединения или механические смеси, которые под действием внешнего импульса (нагревание, удар, искры огня) способны взрываться. Взрыв промышленных ВВ протекает в форме детонации.

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

Взрывание — процесс инициирования зарядов в заданной последовательности способами, обеспечивающими безопасность и эффективность их выполнения.

В горной промышленности применяют **огневое, электроогневое и электрическое взрывание зарядов**.

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

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

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

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

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

Для инициирования (взрывания или детонирования) зарядов в них размещают средства инициирования (СИ) капсули-детонаторы, электродетонаторы, детонирующий шнур или специальные промежуточные детонаторы. Они значительно чувствительнее к внешним воздействиям по сравнению с зарядами промышленных ВВ.

Взрывание детонирующего шнура (ДШ), введенного в заряды для их детонирования, выполняется огнем или электрическим способом.

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

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

Зажигательная трубка (КД с введенным в него отрезком ОШ) предназначена для огневого или электроогневого взрывания зарядов.

Электродетонатор — капсуль-детонатор, с закрепленным в нем электровоспламенителем; в ЭД замедленного действия между инициирующим ВВ и электровоспламенителем размещен замедляющий состав, сгорающий за строго определенное время.

Детонирующий шнур (шнур с сердцевиной из мощного чувствительного ВВ) детонирует от КД или ЭД, предназначен для инициирования зарядов ВВ.

Промежуточный детонатор — небольшой заряд ВВ (от 200 г до нескольких килограммов), надежно взрывающийся от применяемых СИ. Предназначен для инициирования зарядов низкочувствительных промышленных ВВ, которые не детонируют от применяемых СИ.

После заряжания оставшую свободной часть зарядной камеры заполняют инертным материалом (песком, мелкой породой, глиной и т. п.). Эти работы, также как и сам материал, называют забойкой шпуров, скважин, камер.

По величине замедления (интервала времени) между взрывами смежных зарядов различают взрывание мгновенное, когда все заряды взрываются одновременно; короткозамедленное (к.з.в.), когда замедление между взрывами зарядов (групп зарядов) изменяется от 15 до 250 мс; замедленное, когда замедление больше 0,5 с.

Массив — некоторый объем горных пород в его естественном состоянии. Трудность разрушения и интенсивность дробления массива пород взрывом зависит в основном от его трещиноватости, крепости и ударной вязкости отдельных частей, составляющих этот массив.

Крепость горных пород — способность пород сопротивляться разрушению от действия внешних усилий (при бурении, взрывании, резании и т. п.), характеризуется коэффициентом крепости. Коэффициент крепости породы f (по проф. М. М. Протодьяконову) показывает, во сколько раз данная порода крепче другой, принятой за единицу, и равен частному от деления предела прочности породы на одноосное сжатие на $100 \cdot 10^5$ Па.

Вязкость — сопротивление породы силам, стремящимся разъединить ее частицы. При одинаковой крепости более вязкие породы труднее разрушаются при бурении и особенно при взрывании.

Ударная вязкость — способность отдельных масс, слагающих массив, сопротивляться разрушению при их соударении в процессе взрывного разрушения.

Трещиноватость — совокупность трещин всех направлений, разделяющих массив горных пород на куски породы различной крупности (от нескольких сантиметров до нескольких метров). Чем крупнее отдельные, содержащиеся в массиве, чем выше их крепость и вязкость, тем труднее разрушить (раздробить) массив на куски требуемых размеров.

Буримость — сопротивляемость горной породы разрушению буровым инструментом, характеризуется чистой скоростью бурения при стандартных условиях опыта.

Взрываемость — сопротивляемость горных пород разрушению при взрывании, характеризуется расходом ВВ на 1 м³ массива, разрушаемого до кусков определенной крупности, и зарядом определенных размеров и величины.

На каждом горном предприятии мощность погрузочного и транспортного оборудования рассчитана на куски породы определенной крупности. На прием кусков таких же размеров должна быть рассчитана дробилка на фабрике, перерабатывающей полезное ископаемое. При взрывании массив, как правило, разрушается на куски, часть которых превышает допустимый кондиционный 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 флюсовых карьерах и карьерах стройматериалов к некондиционной породе относят также мелкие фракции, идущие в отходы.

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

Буровзрывные работы на горных предприятиях разделяются на основные, или первичные, при которых происходит отделение, и дробление части массива породы, и дополнительные, или вторичные, при которых выполняются дробление негабарита, выравнивание неровностей, ликвидация навесов, заколов и т. п.

Первичные буровзрывные работы выполняются следующими методами.

На угольных шахтах и рудниках. 1. Удлиненными зарядами в шпурах диаметром 36—60 мм глубиной 2—5 м при проходке выработок, отбойке угля и разработке маломощных рудных тел. 2. 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. 3. Сосредоточенными зарядами величиной от 1 до 10 т и более в камерах для отбойки мощных легко дробимых руд, разрушения потолочин и целиков.

На карьерах. 1. Удлиненными зарядами в вертикальных или наклонных скважинах диаметром 100—300 (400) мм и глубиной 7—20 м и более на средних и крупных карьерах. 2. Удлиненными зарядами в шпурах диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м на карьерах малой производственной мощности (до 200 тыс. т в год). 3. Котловыми зарядами в скважинах и шпурах. Для этого скважины или шпуры 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 нижнюю часть скважины для размещения заряда расширяют с 200—250 до 350—400 мм механическими (шарошечными) или огневыми (в кварцсодержащих породах) расширителями. Однако этот метод правильно отнести к методу удлиненных зарядов, так как отношение длины заряда к его диаметру, как правило, превышает 10. 4. 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.

При сооружении каналов и удлиненных выемок применяют удлин е н н ы е заряды в траншеях с массой заряда от 100 до 1000 кг и более на 1 м длины заряда.

В лесном хозяйстве, при штамповке и сварке металла и в других областях техники взрывные работы выполняются, кроме перечисленных методов, с помощью различных конструкций наружных зарядов. Кроме того, возможны различные комбинации перечисленных методов: например, удлиненными и котловыми, удлиненными и камерными зарядами и т. д.

Вторичные буровзрывные работы в основном выполняются с применением шпуровых и наружных зарядов.

Предложены, испытаны и применяются на отдельных карьерах механические, термические, электрические, электромагнитные и комбинированные способы разрушения негабарита, а также способ ослабления массива воздействием электрических полей различной частоты и напряженности.

КРАТКАЯ ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ

История развития взрывных работ тесно связана с производством ВВ, с развитием буровой техники и промышленности по добыче скальных полезных ископаемых.

Первым известным человечеству ВВ был черный порох, который применялся вначале для праздничных фейерверков, для огнестрельного оружия.

Применение пороха в России в созидательных целях началось в середине XVI в. для подрыва речных скал и камней, мешавших судоходству.

Для подрыва крепостных сооружений в крупных зарядах черный порох впервые применен при осаде Будапешта (1489 г.) и Казани (1552 г.).

Впервые в горном деле черный порох для заряжания и взрывания шпуров применен в 1627 г. в Германии при проходке штольни.

Бурное развитие промышленности во второй половине XIX в. привело к созданию и производству в исторически короткий период мощных ВВ и СИ.

В 1812 г. в России П. Л. Шилинг впервые применил электрический воспламенитель для взрывания пороховых зарядов: в 1831 г. в Англии Бикфорд изобрел огнепроводный шнур; в 1846 г. в Италии А. Собrero получил тринитроглицерин. В 1853 г. в России Н. Н. Зининим и В. Ф. Петрушевским было предложено ВВ на основе нитроглицерина, аналогичное по составу динамитам.

Шведский инженер А. Нобель в 1866 г. начал выпускать пластичные динамиты на основе нитроглицерина с добавками кизельгура. Динамиты, благодаря высокой мощности, быстро вытеснили черный порох и стали основными ВВ в горной промышленности. В 1867 г. Нобель запатентовал и детонатор под названием «запал Нобеля».

В 1867 г. шведские химики И. Ольсен и И. Норбин открыли и запатентовали ВВ на основе аммиачной селитры с разнообразными горючими добавками. Нобель купил патент Ольсена и Норбина и более чем на 20 лет задержал внедрение аммиачно-селитренных ВВ в горную промышленность, а динамиты стал выпускать с добавками аммиачной селитры.

В 1879 г. французский ученый Мэссен предложил в качестве средства инициирования зарядов детонирующий шнур.

В 1885 г. в качестве ВВ начали использовать пикриновую кислоту. С 1887 г. начали применять тетрил, который с 1906 г. является основным вторичным инициирующим ВВ. Оксидиквиты были предложены в конце XIX в. Гремучая ртуть — одно из первых мощных ВВ — открыта Говардом в 1800 г.

С 1891 г. начали применять тротил, это одно из наиболее широко известных в горном деле ВВ. Наиболее мощные ВВ гексоген и тэн получены в конце XIX в. Гексоген как ВВ применяется с 1920 г. Область применения этих ВВ расширяется.

С 30-х годов в нашей стране наблюдается тенденция по замене нитроглицериновых динамитов на более безопасные аммиачно-селитренные ВВ: аммониты и динамоны, которые к концу 40-х годов стали основными типами промышленных ВВ для карьеров. Большая заслуга в разработке аммонитов принадлежит канд. техн. наук В. А. Асонову. Динамоны, известные с 30-х годов, особенно широко применялись на карьерах в период Великой Отечественной войны, когда страна испытывала недостаток других ВВ. С 1953 г. динамоны не применяются из-за расслаиваемости заряда в скважине при заряжании. К применению простейших ВВ, не содержащих тротила, отечественная промышленность приступила в конце 50-х годов на основе работ акад. Н. В. Мельникова, проф. Г. П. Демидюка и других ученых ИГД АН СССР, исследовавших взрывчатые свойства смеси гранулированной аммиачной селитры и солярового масла, названную и г д а н и т о м (по наименованию института).

Принципиальное отличие игданитов от других ВВ заключается в том, что это ВВ готовится из невзрывчатых компонентов непосредственно на горных предприятиях. С середины 50-х годов начата разработка группы более совершен-

ных аммиачно-селитренных ВВ заводского изготовления: мощных скальных аммонитов с добавками гексогена, грубодисперсных гранулитов и граммонитов (ранее называвшихся зерногранулитами), водосодержащих акваторов, ифзани-тов и горячельющихся ВВ. Пониженная по сравнению с порошкообразными ВВ чувствительность, хорошая сыпучесть и незначительное пыление при заря-жании гранулированных ВВ позволили успешно решать задачи комплексной механизации взрывных работ на карьерах и рудниках. Для инициирования ря-рядов ВВ пониженной чувствительности созданы промежуточные детонаторы в виде прессованных или литых тротильных шашек. Для взрывания обводнен-ных массивов с проточной водой созданы гранулированные тротил (грануло-тол) и алюмотол. Разработаны и широко внедрены пиротехнические замедли-тели КЗДШ для короткозамедленного взрывания нескольких зарядов с по-мощью ДШ. Разработаны более совершенные детонирующие шнуры в пла-стиковой оболочке.

Расчетные методы в минноподрывном деле широко применяли француз-ские военные инженеры, начиная с XVII в. Формулы, выведенные для условий взрывания грунтов и образования воронок определенных размеров, в дальней-шем стали применять в горном деле.

В 1749 г. М. В. Ломоносов впервые объяснил явление взрыва и его дей-ствие на окружающую среду, а первый труд в России по технологии из-готовления ВВ опубликовал в 1799 г. А. А. Мусин-Пушкин. В 1871 г. М. М. Бо-ресков на основе работ М. М. Фролова предложил формулу для расчета заря-дов на выброс, которой широко пользуются до настоящего времени.

В середине XIX в. составлена первая классификация горных пород рудни-ков Колывано-Воскресенских заводов по трудоемкости их добычи (добывае-мости).

Проф. М. М. Протодяконов в 1911 г. опубликовал первую научно обосно-ванную классификацию горных пород по крепости, которая для укрупненных расчетов до настоящего времени широко применяется в горной промышлен-ности.

Особенно крупные сдвиги в теории и практике взрывных работ произошли после Великой Октябрьской социалистической революции.

Большая работа в области классификации горных пород по буримости и взрываемости проделана в 40-х годах под руководством проф. А. Ф. Суханова. Эта работа и составленные общие классификации пород по буримости и взры-ваемости явились методической основой для составления местных и ведомствен-ных классификаций пород по буримости и взрываемости, для нормирования буровзрывных работ на различных предприятиях.

В последние годы фундаментальные работы по классификации горных по-род по трудности их разрушения при бурении, взрывании и других процессах добычи выполнены под руководством акад. АН СССР В. В. Ржевского.

Советские ученые академики Н. Н. Семенов, Я. Б. Зельдович, Ю. Б. Хари-тон, М. А. Садовский, Н. А. Лаврентьев, Н. В. Мельников, чл.-корр. АН СССР А. С. Компанец и другие выполнили комплекс фундаментальных работ, свя-занных с теорией детонации зарядов ВВ, разрушающим действием взрыва в непосредственной близости от заряда и на некотором расстоянии от него. Большой вклад в анализ физических явлений, связанных с действием взрыва на горную породу, а также создание методов расчета зарядов для различных условий сделан д-рами техн. наук А. Ф. Беляевым, Б. М. Шехтером, К. К. Анд-реевым, Г. П. Демидюком, М. М. Докучаевым и другими учеными.

Интересные работы по моделированию действия взрыва методами электро-гидродинамических аналогий (ЭГДА) проведены проф. О. Е. Власовым. Фунда-ментальные исследования механизма разрушения различных горных пород взрывом выполнены проф. Г. И. Покровским и развиты в трудах проф. А. Н. Ханукаева, В. Н. Мосинца, Ф. И. Кучерявого, М. Ф. Друкованого и др.

Значительный вклад в теорию взрыва и инженерную практику взрывных работ внесли зарубежные ученые М. Кук, Ч. Норрен (США), К. Хино (Япония), У. Лангефорс, Р. Густафссон (Швеция).

С 1952 г. на карьерах СССР начинает внедряться короткозамедленное взры-вание, которое обеспечило переход от однорядного взрывания к многорядному, способствовало увеличению масштабов взрывов и улучшению качества дробле-ния пород.

Проводятся систематические исследования по разработке и изучению методов регулирования степени дробления горных пород взрывом. В работах изучается изменение степени дробления различных по трещиноватости и крепости массивов 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 выполнения взрывов с целью получения заданной крупности дробления массива и параметров развала горной массы.

Неоспорим приоритет советских ученых и инженеров в разработке теории и применении крупных взрывов на выброс и сброс в горном деле, гидротехническом и мелиоративном строительстве. Большую работу по развитию и совершенствованию взрывов на выброс проводят инженеры Союзвзрывпрома. В 1952—1953 гг. взрывами трех серий зарядов на выброс на Алтын-Топканском полиметаллическом месторождении при л. н. с. отдельных зарядов, превышающих 50 м, и массе ВВ до 1600 т было взорвано и перемещено более 1 млн. м³ горной породы. Благодаря этому срок ввода карьера в эксплуатацию сократился на 16 месяцев, а стоимость вскрытия месторождения была снижена на 40 %.

Широко используются взрывы на выброс и сброс для перемещения больших масс грунта при строительстве плотин, насыпей и т. п. В 1966—1967 гг. на р. Малая Алмаатинка в ущелье Медео были проведены взрывы двух серий зарядов для создания противоселевой плотины. Общая масса зарядов первого взрыва правого берега 5290 т при л. н. с. основного заряда 85 м, а второго левобережного взрыва 3946 т при л. н. с., равной 46 м. Таким образом взрывом разрушено и сброшено в тело плотины около 3 млн. м³ скальных пород (1,6 млн м³ первым и 1,4 — вторым) и была образована плотина средней высотой 84 м, шириной поверху около 100 и понизу около 500 м. Эта плотина в 1973 г. задержала селевой поток огромной мощности (5 млн. м³) и защитила г. Алма-Ату от катастрофических разрушений.

В 1968 г. на р. Вахш взрывом на сброс серий зарядов общей величиной 2000 т образована каменно-набросная плотина. Объем плотины (около 1,5 млн. м³) превысил проектный в результате сползания части крутого склона ущелья.

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

Грандиозные работы с использованием взрывов на выброс предполагается провести при осуществлении проекта переброски части стока северных рек в долину Волги и в Среднюю Азию.

При подземной разработке рудных месторождений с 1935 г. в СССР начинает применяться (комбинат «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 обрабатывается 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 диаметра 100—125 мм 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 жажме», по применению пучков полукольцевых параллельных скважин, по проходке встающих на высоту до 20 м и более с помощью системы скважинных зарядов.

На многих крупных рудниках широко применяется механизация заряжания скважин гранулированными простейшими ВВ (гранулитами АС-4, АС-8) вместо патронированных аммонитов.

Определенные изменения произошли в области взрывных работ при проведении выработок. С внедрением буровых кареток стали широко применять глубокие заходки (3 м) с призматическими врубами. Впервые специалистами МГИ и ВНИПИгорцветмет применена угловая форма забоя при проходке выработок, обеспечившая в любых породах получение к. и. ш., близкого, к единице. Полу-

чило развитие контурное взрывание зарядов, особенно при строительстве гидротехнических сооружений.

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 в угольных шахтах.

Весьма интересные работы по применению взрывов выполнены в металлургии, машиностроении, при строительстве, тушении лесных и нефте-газовых пожаров и в ряде других отраслей народного хозяйства.

Неограниченные возможности для разрушения и перемещения любых масс породы представляют ядерные взрывы. Их можно было бы использовать для вскрытия месторождений полезных ископаемых, залегающих на больших глубинах, для глубинного дробления больших объемов бедных руд и их последующего выщелачивания. В гидротехническом строительстве ядерные взрывы могли бы быть применены для сооружения крупных каналов и бухт-ковшей, а также для создания подземных емкостей для хранения жидких и газообразных веществ.

Сказанное показывает важность и широту использования энергии взрыва как универсального, весьма эффективного по производительности и срокам выполнения относительно безопасного способа производства тяжелых работ, связанных с разрушением и перемещением больших объемов пород (грунтов).

Для образования шпуров и скважин в массивах горных пород до начала XIX в. применялось ручное бурение, которое с конца XVII в. начинает постепенно заменяться машинным. В 1861 г. при проходе тоннеля в Альпах впервые применены поршневые ударные машины, повысившие скорость бурения более чем в 10 раз по сравнению с ручным. В конце XIX в. изобретены молотковые ударные машины — прообразы современных бурильных молотков. В дальнейшем создается оборудование для облегчения труда бурильщика: распорные колонки, пневмоподдержки, автоподатчики, буровые каретки. С 30-х годов в СССР начаты работы по созданию станков для бурения скважин при отбойке руд в подземных условиях.

Первый станок для вращательного бурения скважин диаметром до 150 мм создан в 1935 г. А. А. Миняйло. В 1938 г. А. К. Сидоренко предложил способ бурения скважины погружными бурильными молотками. В 1949—50 г. на подземных рудниках С. П. Юшко испытал станок с погружными пневмоударниками, вращение которого осуществлялось буровым ставом с поверхности.

В 1954 г. ИГД Сибирского отделения АН СССР и Кузнецким металлургическим комбинатом создан станок БА-100, при работе которого в качестве промывочной жидкости впервые применена воздушно-водяная смесь, а в 1959 г. создан полуавтоматический станок НКР-100 для бурения скважин диаметром 80—105 мм глубиной до 50 м. Начиная с 60-х годов в подземных рудниках до 50 % взрывных скважин бурят погружными пневмоударниками. С 1950 г. на рудниках Алтая разрабатывается и внедряется бурение скважин шарошечными долотами диаметром 145 мм, а с 60-х годов за рубежом и в СССР — станки вращательно-ударного бурения скважин диаметром 60—70 мм пневматические, затем гидравлические. С начала XX в. на карьерах стали применять станки ударно-канатного бурения, которые до 50-х годов являлись основными при бурении взрывных скважин. В 40-х—50-х годах в СССР начали применять вращательное шнековое, а с 60-х годов — шарошечное бурение. Способ шарошечного бурения стал основным на карьерах. Одновременно испытывалось огневое бурение скважин как самостоятельный способ, а затем в комбинации с шарошечным для расширения нижней части скважин. С 60-х годов на карьерах применяют погружные пневмоударники для бурения скважин диаметром 105—160 мм.

В 70-х годах испытаны взрывной и ряд других немеханических способов бурения.

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

СПОСОБЫ БУРЕНИЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН

1. 1. КЛАССИФИКАЦИЯ И ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СПОСОБОВ БУРЕНИЯ

Процесс бурения состоит из разрушения породы на забое шпура (скважины) буровым инструментом и удаления продуктов разрушения (буровой мелочи) из него.

При всех способах бурения выполняются следующие основные операции: подготовка и установка бурильной машины для начала работ, бурение (разрушение породы) с очисткой забоя скважины от продуктов разрушения, 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 применяются вращательный, ударно-поворотный, ударно-вращательный и вращательно-ударный способы бурения шпуров и скважин (механические способы бурения), а также огневое и комбинированное бурение. Исследуется эффективность применения энергии ВВ при взрывном бурении скважин, а также высоковольтных электрических разрядов при электроимпульсном бурении.

При вращательном бурении инструмент вращается вокруг оси, совпадающей с осью шпура или скважины и одновременно с определенным усилием подается на забой. Величина усилия P_{oc} задается из условия превышения предела прочности породы на вдавливание на площади контакта режущих лезвий инструмента с породой. При этом происходит последовательное разрушение от вдавливания и скалывание частиц породы с забоя. Продукты разрушения удаляют с помощью витых штанг (при бурении шпуров), шнеков (при бурении скважин), промывкой забоя водой или продувкой воздухом.

На горных предприятиях применяют: вращательное бурение шпуров резцами с помощью ручных и колонковых сверл; вращательное (шнековое) бурение скважин резцами и алмазным инструментом с помощью буровых станков.

При ударном способе бурения инструмент (долото или коронка) наносит удар по забою и разрушает породу под лезвием. После каждого удара инструмент поворачивается на некоторый угол, чем обеспечивается последовательное разрушение всей площади забоя и получение круглого сечения шпура или скважины.

При ударно-поворотном бурении обычным и погружными бурильными молотками (перфораторами) инструмент поворачивается прерывисто только в промежутках между ударами вмонтированным в молоток поворотным устройством. В некото-

рых конструкциях бурильных молотков поворот инструмента происходит в период нанесения удара поршнем по инструменту.

При ударно-вращательном бурении погружными пневмоударниками и бурильными молотками с независимым вращением удары наносятся по непрерывно вращающемуся инструменту. Разрушение породы при этих способах бурения происходит только в результате внедрения буровой коронки при ударах.

При вращательно-ударном бурении удары наносятся по непрерывно вращающемуся под большим осевым усилием инструменту. Разрушение происходит как в результате внедрения инструмента при ударах, так и вследствие скола породы при вращении инструмента.

Бурение шарошечными долотами выполняется как при ударном способе долотами чистого качения и при вращательно-ударном — долотами со скольжением, в которых зубцы, наряду с перекачиванием по забою, срезают породу скользящим движением вдоль поверхности забоя.

При огневом бурении разрушение породы на забое скважин происходит за счет термонапряжений, возникающих при быстром нагреве поверхности породы потоками раскаленных газов ($t=2000^{\circ}\text{C}$), вылетающих из сопел горелки со сверхзвуковой скоростью (2000 м/с и более).

При взрывном бурении разрушение породы на забое скважин происходит последовательными взрывами небольших зарядов ВВ. Известны два метода взрывного бурения: патронный — с помощью патронов жидких или твердых ВВ, взрывающихся на забое от удара или детонатора, и струйный, при котором через бур на забой подаются жидкие компоненты ВВ (горючее и окислитель) и происходит формирование жидкого плоского заряда. Взрыв этого заряда вызывается вырыскиванием капли инициирующего состава (эвтектического сплава калия и натрия).

При электроимпульсном бурении разрушение пород на забое скважины происходит вследствие электрического пробоя его участка 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.).

Разрабатываются комбинированные способы бурения, в которых происходит совместное воздействие на забой ударного инструмента и шарошки (ударно-шарошечный способ), резцов и шарошек (режуще-шарошечный способ), шарошек и огневой горелки (термо-шарошечный способ), огневой горелки и ударного инструмента (термоударный способ).

1.2. СПОСОБЫ БУРЕНИЯ ШПУРОВ

Шпуров бурят вращательным способом с помощью ручных и колонковых сверл, ударно-поворотным и ударно-вращательным способами с помощью бурильных молотков соответственно с зави-

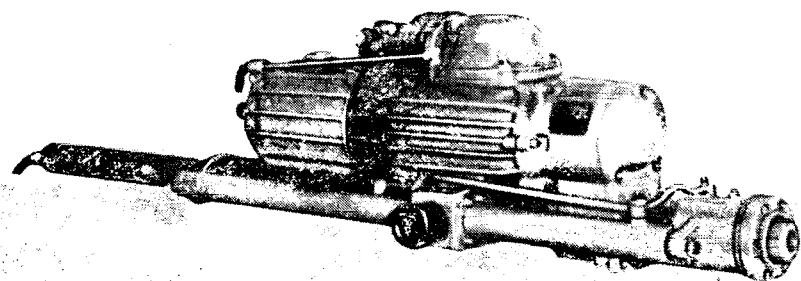
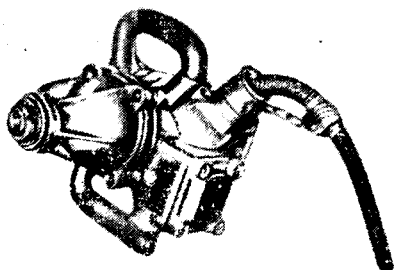
симым и независимым вращением бурового инструмента, вращательно-ударным способом специальными бурильными машинами, установленными на каретках. В 50-х годах применялось бурение алмазным инструментом с использованием легких станков, однако из-за дефицита алмазов и низкой эффективности бурения оно было заменено ударным.

Вращательное бурение шпуров

Вращательное бурение шпуров диаметром до 50 мм и глубиной до 5 м выполняется сверлами в породах ниже средней крепости, с $f \leq 7$.*

Рис. 1.1. Электросверла

а



В этих породах сверла обеспечивают большую производительность, чем машины ударного действия, создают значительно меньший шум, меньшую запыленность воздуха. По роду потребляемой

* Здесь и далее f — коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова.

энергии они делятся на пневматические, электрические и гидравлические, а по мощности и способу установки — на ручные и колонковые.

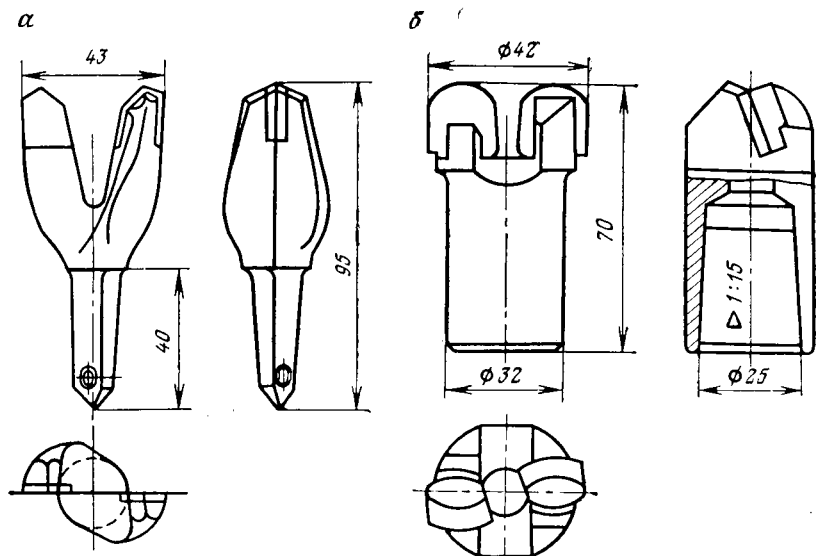


Рис. 1.2. Резцы для вращательного бурения шпуров

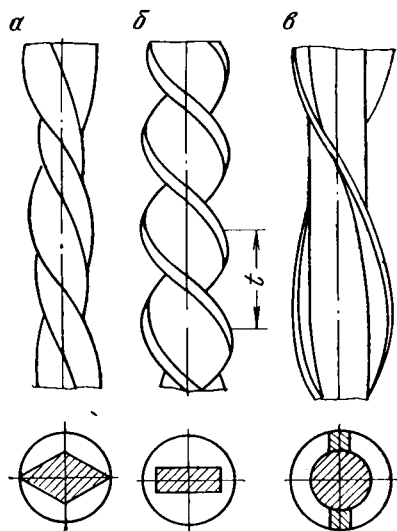


Рис. 1.3. Штанги для вращательного бурения шпуров

Ручные сверла массой до 24 кг предназначены для бурения шпуров диаметром до 50 мм и глубиной до 4 м в мягких породах с $f \leq 2$ при осевом усилии до 300 Н и оборудованы двигателем мощностью от 1 до 1,4 кВт. Имеются ручные сверла с принудительной подачей для создания больших осевых усилий на забой,

что позволяет бурить более крепкие породы с $f \leq 4$. Сверление выполняется с руки или с легкой распорной колонки.

Ручные электросверла ЭР-14Д-2М, ЭР-18Д-2М, СЭР-19-2М принципиально выполнены одинаково и отличаются только некоторыми параметрами. В них имеется электродвигатель, вращающий патрон шпинделя (через понижающий редуктор), в который вставляется буровая штанга с резцом (рис. 1.1, а).

В ручных сверлах ЭРП-18Д-2М для принудительной подачи служит специальный механизм, который находится на корпусе редуктора и состоит из червячной пары и барабана, с тросиком, закрепляемым на забое. Это позволяет при натяжении тросика червячной парой развивать осевое усилие на инструмент до 300 Н.

Ручные пневмосверла применяют в особо опасных по взрыву газа или пыли условиях угольных шахт для бурения угля и пород с $f < 2$. Пневмодвигатель с понижающим редуктором вращает патрон с буровым инструментом.

Колонковые сверла массой 100—120 кг с двигателем мощностью 2,5—5 кВт применяются при сверлении шпуров диаметром до 50 мм, глубиной до 5 м в породах с $f \leq 6 \div 7$.

Колонковое сверло для работы устанавливают на колонках, манипуляторах или буровых каретках. Характеристики и марки сверл приведены в табл. 1.1.

Гидросверло ЭБГП-1 (рис. 1.1, б) создано на базе колонковых сверл путем замены электродвигателя на гидродвигатель с насо-

ТАБЛИЦА 1.1.

Техническая характеристика электросверл*

Показатели	Ручные						Колонковые ЭБГП-1
	ЭР14Д-2М	СЭР-19-2М	ЭР18Д-2М	ЭРП-18Д-2М	СРЗ	СРЗМ	
Мощность двигателя, кВт	1	1,2	1,4	1,4	2,6	2,6	3,5
Частота вращения шпинделя, об/мин	860	600, 750 960	640	300	335	335	170, 315
Усилие подачи на забой, кН	—	—	—	3	—	—	14,6
Масса сверла без колонки и кабеля, кг	16	16,5	17	24	13	13,2	130

* ЭР — электросверло ручное; СЭР — сверло электрическое ручное; СР — сверло ручное (пневматическое); ЭБГ — электробур с гидроподачей.

сом переменной производительности. Осевое усилие на забой создается гидроцилиндром подачи с ходом 0,9 м. Осевое усилие $P_{ос}$ на забой регулируют в пределах от 2000 до 15 000 Н, что позволяет подбирать необходимый режим сверления в зависимости от крепости породы. Максимальный ход шпинделя сверла ЭБГП-1 составляет 900 мм.

Буровой инструмент. Для вращательного бурения шпуров применяют угольные (рис. 1.2, а) и породные (рис. 1.2, б) резцы с лезвиями, армированными пластинками твердого сплава ВК-6, ВК-8, ВК-8В. Витые штанги для вращательного бурения шпуров изготовляют из сталей ромбического, прямоугольного или круглого сечений (рис. 1.3, а, б, в).

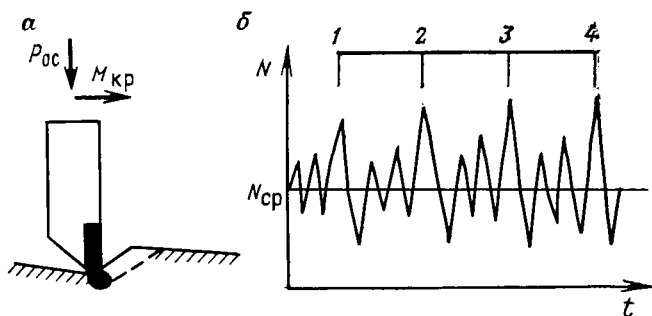


Рис. 1.4. Закономерности разрушения породы при вращательном бурении: а — процесс внедрения резца в породу и ее скол; б — колебания потребляемой мощности двигателем вращателя при бурении: 1, 2, 3, 4 — сколы породы

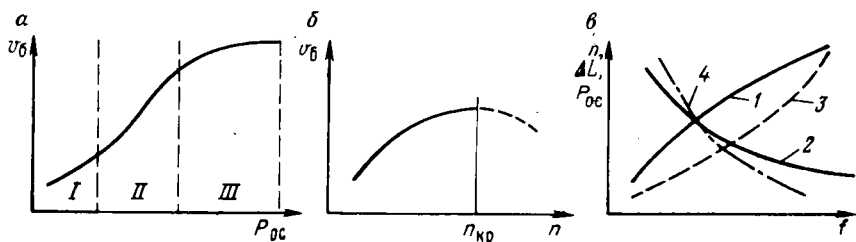


Рис. 1.5. Основные закономерности изменения эффективности вращательного бурения:

а, б — скорость бурения от изменения осевого усилия (а) и частоты вращения (б); в — изменение рациональных параметров бурения с увеличением крепости пород: 1 — осевого усилия; 2 — скорость бурения; 3 — удельного износа инструмента; 4 — частоты вращения

Для бурения с промывкой применяют шестигранные или круглые штанги с осевым каналом диаметром 6—8 мм, в который подается вода через муфту для боковой промывки, одеваемую на штангу.

Механизм и основные закономерности разрушения породы. Процесс разрушения породы на забое вращающимся резцом включает два повторяющихся цикла: вдавливание режущих лезвий под действием осевого усилия $P_{ос}$ и образование перед ними определенного объема тонкоизмельченной породы и скола породы под действием крутящего момента $M_{кр}$ в виде элементов стружки перед режущими лезвиями (рис. 1.4, а). В процессе разрушения породы перед передней гранью сопротивление продвижению лезвия

и потребляемая мощность увеличиваются до максимума, а после скола породы — снижаются до минимума. Цикличность процесса разрушения иллюстрируется графиком потребляемой двигателем сверла мощности N , колеблющейся во времени (t , мс) от минимума до максимума (рис. 1.4, б).

С увеличением осевого усилия на инструмент скорость бурения увеличивается до некоторого предела, после чего ее рост замедляется из-за недостаточного удаления продуктов разрушения с забоя (рис. 1.5). При малых значениях $P_{ос}$ (участок I) разрушение имеет характер истирания и скорость бурения невелика. При чрезмерно больших $P_{ос}$ (участок III) абразивный износ и число поломок лезвий возрастают. Лучшие условия бурения — на участке II. С увеличением частоты вращения скорость бурения пропорционально возрастает, а затем темп роста снижается и возникают вибрации. С увеличением коэффициента крепости породы рациональные значения осевых усилий возрастают, а частоты вращения уменьшаются.

Целесообразно применять максимально возможные осевые усилия, а частоту вращения выбирать исходя из допустимого уровня вибраций. При изменении коэффициента крепости пород с 1 до 8 скорость бурения снижается с 4 до 0,3 м/мин, а удельный износ инструмента увеличивается в 10—15 раз.

Ударный способ бурения шпуров

Ударное бурение шпуров производится бурильными молотками, которые различаются: по частоте ударов — на обычные с числом ударов в минуту до 2000, и высокочастотные, с числом ударов более 2000; по принципу вращения бура — с зависимым и независимым вращением; по способу применения — на ручные (ПР) или переносные (ПП), колонковые (ПК, КС) и телескопные (ПТ); по массе — на легкие (до 18 кг), средние (20—25 кг) и тяжелые (более 30 кг); по способу очистки шпура — с встроенной, центральной и с боковой промывкой, с отсосом пыли от забоя; по типу рабочего агента — на пневматические, гидравлические и электрические.

Пневматические бурильные молотки работают на сжатом воздухе под давлением $(5 \div 6) 10^5$ Па и предназначены для бурения шпуров и скважин любого направления диаметром 28—85 мм и глубиной 4—25 м в породах любой крепости.

Ручные переносные и колонковые бурильные молотки применяются преимущественно для бурения горизонтальных, наклонных и нисходящих шпуров, а телескопные — для бурения восходящих шпуров.

Пылеподавление обеспечивается промывочной жидкостью, которая в количестве не менее 4 л/мин подается к забою шпура через центральный канал под давлением $(4 \div 5) 10^5$ Па. При отсутствии воды и в условиях многолетней мерзлоты применяются бурильные молотки с отсосом буровой мелочи из забоя шпура с последующим сухим пылеулавливанием.

Для бурения шпуров при проходке стволов шахт выпускаются бурильные молотки с индексом *С* в марке (ПП-63С). Бурильные молотки с центральной промывкой имеют индекс *В* (ПП-50В), с боковой промывкой — индекс *ВБ* (ПП-54ВБ).

Завод «Пневматика» выпускает переносные бурильные молотки ПП-36В; ПП-50В; ПП-54В; ПП-54ВБ; ПП-63ВБ; ПП-63С, завод

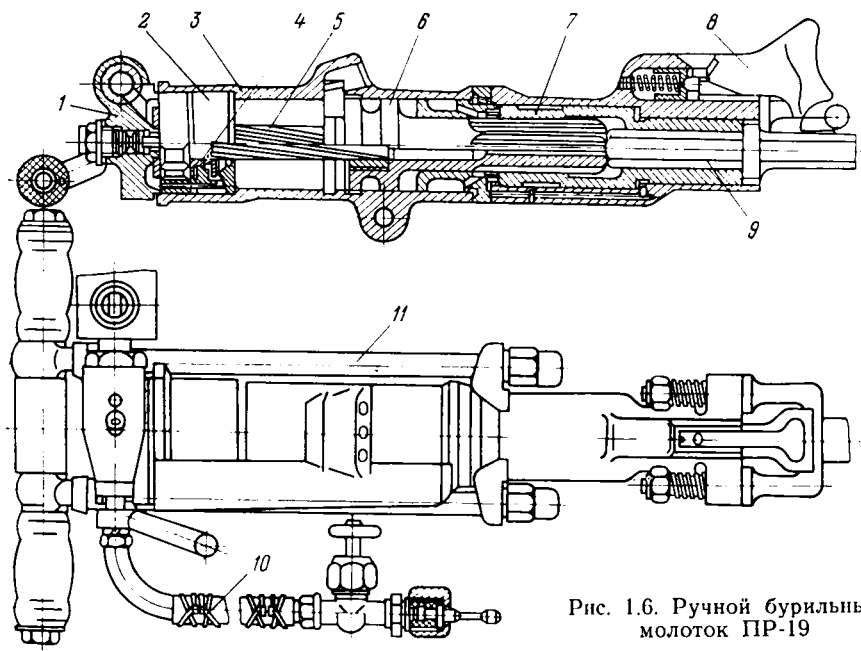


Рис. 1.6. Ручной бурильный молоток ПР-19

«Коммунист» — ручные ПР-25МВ, телескопные — ПТ-29М, ПТ-36М и колонковые — ПК-60 и ПК-75 (табл. 1.2).

Все бурильные молотки (рис. 1.6) имеют поршень-ударник 6, который в цилиндре 3 под действием рабочего агента (сжатого воздуха или жидкости) совершает поступательно-возвратные движения и наносит удары по хвостовику бура 9, удерживаемого буродержателем 8. При холостном ходе (влево) поршень с помощью геликоидального стержня 5 храпового устройства 4 поворачивается на некоторый угол, поворачивая при этом буровой инструмент через поворотную и соединительную муфту 7. Воздухораспределение производится устройством 2, в которое сжатый воздух поступает через крышку 1. Вода для промывки подается по шлангу 10, а все узлы бурильного молотка стягиваются болтами 11.

Бурильные молотки применяются для бурения шпуров при проведении выработок, подземной отбойке угля и руд, в небольших карьерах, при вторичном дроблении негабарита и других работах. Бурильные молотки легкие и средние устанавливаются на пневмоподдержках, а тяжелые — на колонках или манипуляторах буро-

вых кареток, применяемых на карьерах (рис. 1.7) при проходке выработок или отбойке руд.

В последние годы при подземной добыче руд черных и цветных металлов для отбойки широко применяют скважины и шпуры диаметром 50—70 мм и глубиной 5—20 м. Их бурение выполняется самоходными буровыми каретками на пневмошинном (рис. 1.8, а)

ТАБЛИЦА 1.2

Технические параметры и характеристики бурильных молотков

Марка бурильного молотка	Масса, кг	Длина, мм	Диаметр горня, мм	Расход воздуха* м³/мин	Энергия удара, Дж	Крутящий момент, Н·м	Ударная мощность, кВт	Диаметр коронки, мм
Переносные (ручные)								
ПП-36В, ПР-20Н	24	735	70	2,8	38	12	1,60	32—46
ПП-50В, ПР-19	30	648	68	2,5	44	12,2	2,10	36—40
ПП-54В, ПР-25Л	32	875	85	3,5	57	17,6	2,12	36—56
ПП-54ВБ	32	885	85	3,5	57	17,6	2,12	36—56
ПР-22	24,5	670	72	2,8	54	17,6	1,66	36—50
ПП-63В	24,0	860	70	3,5	64	14,7	1,84	36—56
ПП-63ВБ	27,5	850	70	3,5	64	14,7	1,84	36—56
ПП-63С	29,5	930	70	3,5	64,7	14,7	1,84	36—56
ПР-25МВ	25	735	72	3,0	54	17,6	1,70	36—50
Телескопные								
ПТ-29М	40	1470	76	3,3	44	20	1,92	36—45
ПТ-36М	52	1430	100	4,5	78	29	3,70	36—85
Колонковые								
ПК-60	60	575	110	9,0	88	175	4,10	40—65
ПК-75	75	600	120	13,0	147	245	4,85	65—85

* При нормальном давлении.

или гусеничном (рис. 1.8, б) ходу. Эти каретки используются в комплексе с зарядным и погрузочно-транспортным самоходным оборудованием. На них применяются мощные бурильные молотки с независимым вращением. В последние годы разработаны и внедряются гидроударные машины, более производительные, чем пневматические.

Технические характеристики пневматических бурильных молотков приведены в табл. 1.2.

Буровой инструмент для ударного бурения состоит из сплошных (рис. 1.9, а, б) или составных буров (рис. 1.9, в) и коронок. Сплошной бур представляет собой стержень из буровой стали, имеющей с одного конца породоразрушающую головку, а с друго-

го — хвостовик для установки в бурильном молотке. Составные буры состоят из штанги с хвостовиком и съемной коронки. Соединение со штангой съемной коронки — резьбовое или конусное под углом $3^{\circ}30'$.

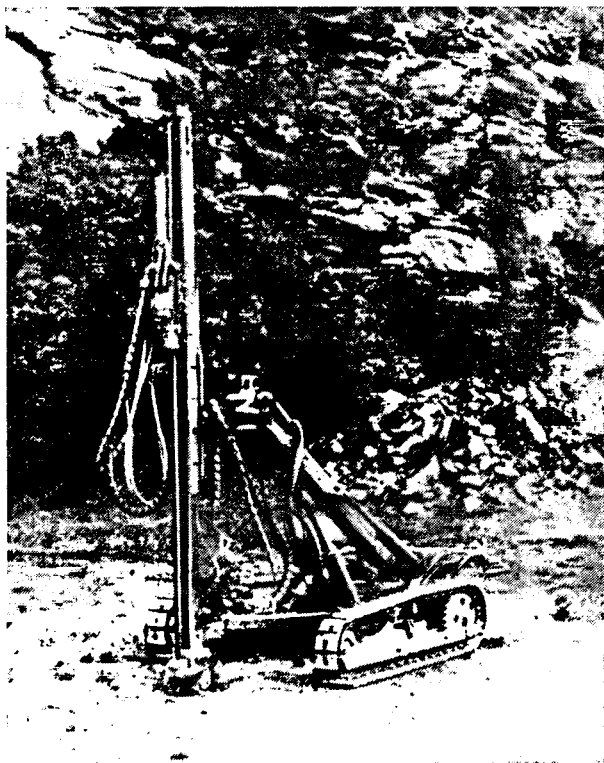


Рис. 1.7. Картка для тяжелых бурильных молотков

Штанги соединяются муфтами с внутренней резьбой упорного или веревочного профиля. Некоторые зарубежные фирмы накатывают резьбу по всей длине штанг, чем значительно облегчают их восстановление при поломках.

Для мягких пород угол приострения лезвия должен быть 90° , для пород средней крепости 100 — 110° и для крепких 120° .

Коронки армируются твердым сплавом ВК-8В, ВК-11В, ВК-15 в виде пластинок или цилиндрических штырей и выпускаются следующих типов: долотчатые пластинчатые (КДП) и штыревые (КДШ); трехперые пластинчатые (КТП) и штыревые (КТШ); крестовые пластинчатые (ККП) и штыревые (ККШ); Х-образные пластинчатые (КХП); Х-образные штыревые (КХШ) и штыревые

одноразового использования (КОШ). Для коронок установлен следующий ряд наружных диаметров: 28, 32, 36, 40, 43, 46, 52, 60, 65, 75, 85 мм. Наиболее широко применяются коронки крестовой и долотчатой форм (рис. 1.10). Коронки долотчатой формы в монолитных породах обеспечивают наибольшую скорость бурения. Ко-

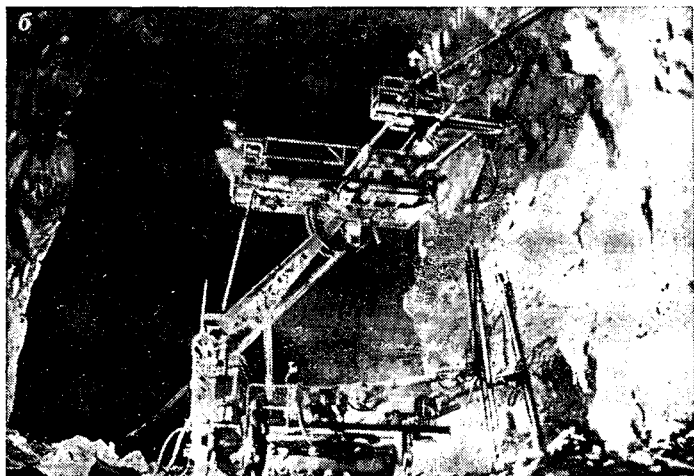
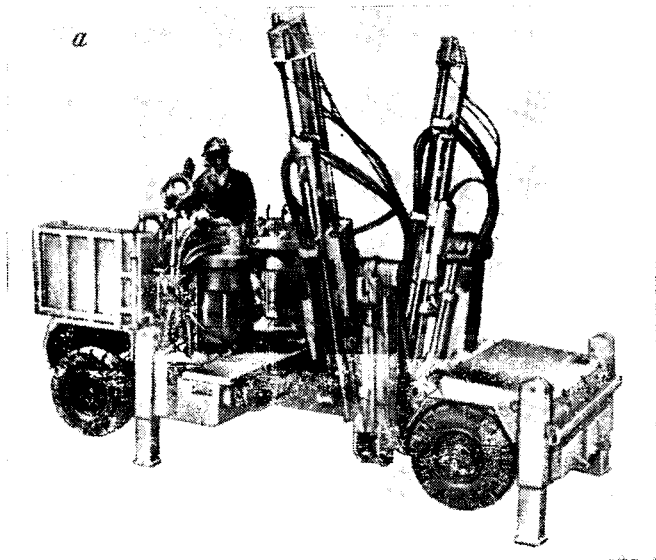


Рис. 1.8. Самоходные буровые каретки с гидроударными молот-
ками

ронки крестовой формы применяют для бурения шпуров и скважин в трещиноватых породах.

В процессе бурения происходит затупление лезвия коронки, износ ее по диаметру. Поэтому при замене затупившейся коронки следующую берут меньшего диаметра (на 1—2 мм). Разницу в

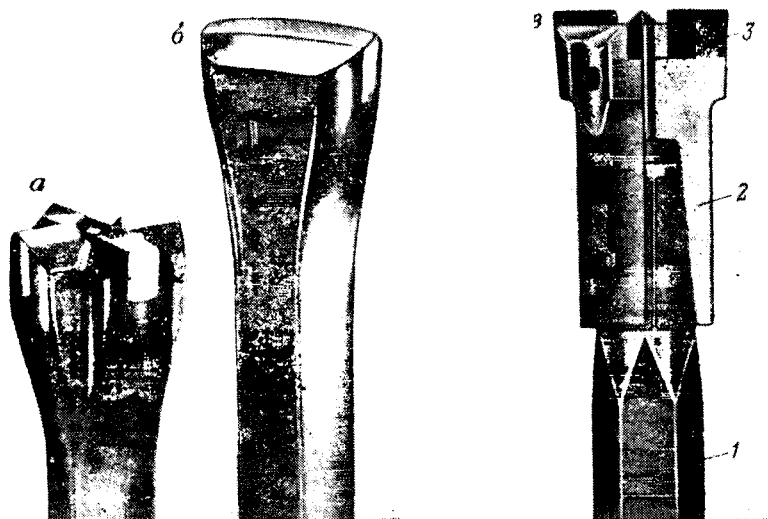


Рис. 1.9. Буровой инструмент:

а — крестовый; *б* — долотчатый; *в* — составной бур; 1 — штанга; 2 — коронка; 3 — пластинки твердого сплава

величинах диаметра двух последовательно работающих коронок называют шагом. Набор коронок, необходимых для бурения шпуров или скважин, называют комплектом.

Для изготовления штанг применяют шестигранную или круглую прутковую сталь диаметром 19, 22 и 25 мм марок 28ХГНЗМ и 55-С2 с внутренним осевым каналом диаметром 6—7 мм.

Вибрация и шум при работе бурильного молотка возникают за счет возвратно-поступательных движений поршня-ударника.

Выпускаемые бурильные молотки создают вибрации корпуса выше нормы на всех частотах. Поэтому их следует эксплуатировать с виброзащитными устройствами, в качестве которых применяют рукавицы с полихлорвиниловыми вкладышами, пружинные устройства для ручных бурильных молотков, виброгасящие рукоятки для телескопных.

Шум при работе бурильного молотка возникает в результате соударения поршня с хвостовиком бура и выхлопа отработанного воздуха. При длительном воздействии высокого уровня шума у рабочих происходит потеря слуха и поражается нервная система.

Бурильные молотки по уровню шума превышают существующие нормы на всех частотах. Поэтому их выпускают и эксплуатируют с глушителями шума. Так, заводы «Пневматика» и «Коммунист» выпускают бурильные молотки с глушителями шума в виде

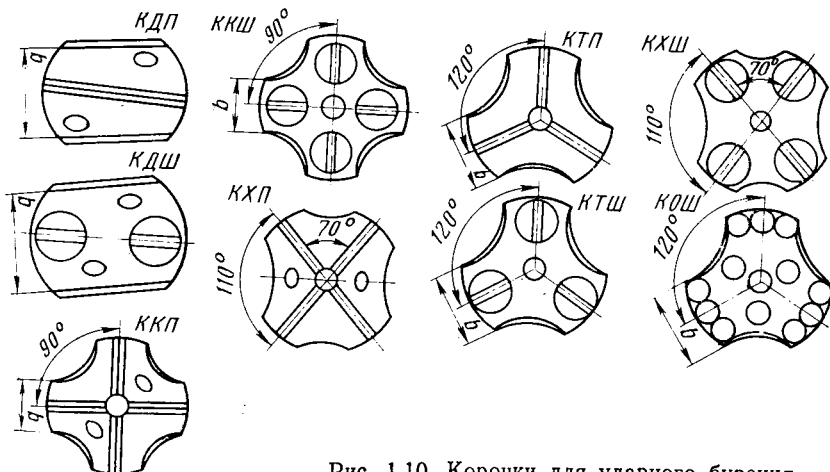
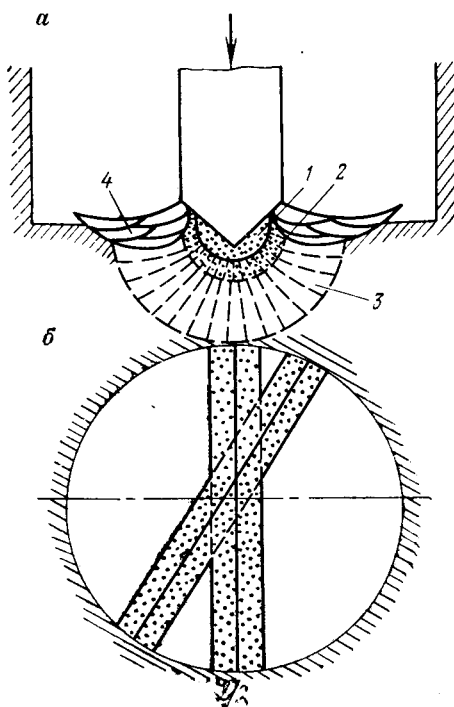


Рис. 1.10. Коронки для ударного бурения



резиновых колпаков, устанавливаемых на выхлопное устройство. Применяются заглушки для ушей из ткани ВПА-III, снижающие уровень шума на 15—30 дБ, а также специальные наушники (антифоны), снижающие особенно эффективно высокочастотные шумы, что позволяет рабочим слышать разговорную речь. Радикальным средством защиты рабочих от вибрации и шума является применение буровых кареток с дистанционным управлением.

Механизм и закономерности разрушения породы при ударном бурении. При внедрении в породу под действием удара поршня

Рис. 1.11. Схема разрушения породы при ударном бурении:

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

лезвия инструмента вокруг него (рис. 1.11, а) образуется зона тонко измельченной породы. При достаточной энергии контур зоны разрушения в сечении имеет форму элемента окружности, к которой примыкает зона породы, разрушенной радиальными трещинами на секторы. У поверхности забоя трещины изгибаются и, выходя на поверхность, образуют зону скола. После завершения

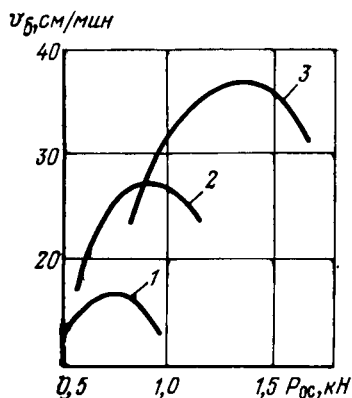


Рис. 1.12. Зависимость скорости бурения от осевого усилия: для различных буровых молотков: 1 — ПР-19; 2 — ПР-25; 3 — КС-50

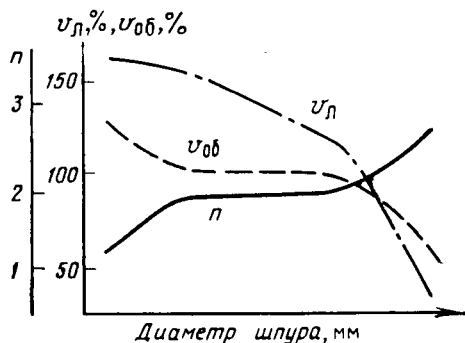


Рис. 1.13. Зависимость показателя n , линейной v_l и объемной $v_{об}$ скоростей бурения от диаметра шпура

разрушения лезвие следует повернуть на такой угол, чтобы при следующем внедрении произошел скол секторов породы между двумя смежными ударами (рис. 1.11, б).

Скорость ударного бурения зависит от осевого усилия, давления сжатого воздуха, диаметра и глубины буримых шпуров, степени притупления лезвий. С увеличением осевого усилия до некоторого критического скорость бурения достигает максимума благодаря лучшей передаче энергии от поршня через бур породе, а затем бурильный молоток начинает работать неустойчиво, так как крутящий момент на буре становится недостаточным для преодоления его силы трения о забой. Это особенно характерно для буровых молотков с зависимым вращением бура (рис. 1.12). При ударном бурении следует работать при возможно больших осевых усилиях, допустимых по величине крутящего момента.

С увеличением давления воздуха увеличивается сила, действующая на поршень, увеличивается его скорость движения, частота, энергия ударов и скорость бурения. Однако вместе с этим увеличиваются шумы, вибрации и число поломок бурового инструмента. При бурении рекомендуется применять давление сжатого воздуха не выше $5 \div 6 \cdot 10^5$ Па.

Вместе с тем зарубежный опыт бурения мощными буровыми молотками при давлении воздуха $(15 \div 20) \cdot 10^5$ Па показал, что при этом наблюдается пропорциональный рост скорости бурения.

С увеличением диаметра коронки (шпура) в единицу времени требуется разрушить объем породы, увеличивающийся пропорционально площади забоя. Поэтому приблизительно можно принять, что скорость бурения изменяется обратно пропорционально квадрату диаметра. В действительности показатель степени может меняться от 1 до 2,5:

$$v_0/v_x = (d_x/d_0)^n. \quad (1.1)$$

При большой энергии удара и небольшом диаметре коронки часть подведенной энергии будет бесполезно затрачена на переизмельчение продуктов разрушения по забою. С увеличением диаметра шпура линейная скорость уменьшается обратно пропорционально отношению диаметров в степени меньше 2. На определенном диапазоне изменения диаметров достигаются оптимальные условия разрушения, и линейная скорость изменяется обратно пропорционально квадрату диаметра шпура, а объемная почти не меняется. При дальнейшем увеличении диаметра энергии удара становится недостаточно для эффективного разрушения породы, скорость резко снижается, а показатель степени n становится больше 2 (рис. 1.13).

С увеличением глубины шпуров увеличивается масса бура, ухудшаются условия передачи энергии к забою и его очистки, увеличивается необходимая величина крутящего момента. При этом скорость бурения снижается, а затем бурение прекращается.

При полном контакте инструмента с породой, эффективным удалении продуктов разрушения с забоя и достаточном крутящем моменте удастся бурить скважины глубиной 40 м и более без снижения скорости бурения. При таких условиях энергия для разрушения породы передается от поршня-ударника через бур в виде волновых импульсов. По такой схеме передачи энергии при бурении, впервые использованной проф. Е. В. Александровым, лучшие результаты получены в хрупких породах, эффективно разрушающихся под действием волновых импульсов.

Для нормального бурения породы необходимо обеспечить в момент удара полное прилегание лезвия инструмента к породе. В процессе бурения происходит затупление лезвий, более интенсивное на периферийных частях коронок. Пока не удалось создать лезвие равного износа. Для каждой степени притупления лезвия имеется рациональное значение энергии удара, при котором энергоемкость разрушения минимальна. В связи с тем что бурильные молотки имеют постоянную энергию единичного удара, рекомендуется заменять коронки, если скорость бурения снизилась на 30—40 % первоначальной. Бурение затупленной коронкой является причиной повышенного износа (расхода) твердого сплава и снижения производительности труда бурильщика. Кроме того, при бурении затупленной коронкой в инструменте генерируются импульсы с более высокими напряжениями, что приводит к поломкам инструмента и пластинок твердого сплава. При остром лезвии из-за больших удельных нагрузок наблюдается его повышенный

износ, вследствие чего рекомендуется при переточках лезвий оставлять на острие площадку притупления шириной 0,2 мм.

Чистая скорость бурения пневматическими бурильными молотками при давлении воздуха $5 \cdot 10^5$ Па с увеличением коэффициента крепости пород с 5 до 20 снижается с 0,5—0,6 до 0,05—0,06 м/мин. Наиболее совершенные гидроударные машины на буровых каретках обеспечивают в этих же породах чистую скорость бурения 2,5—

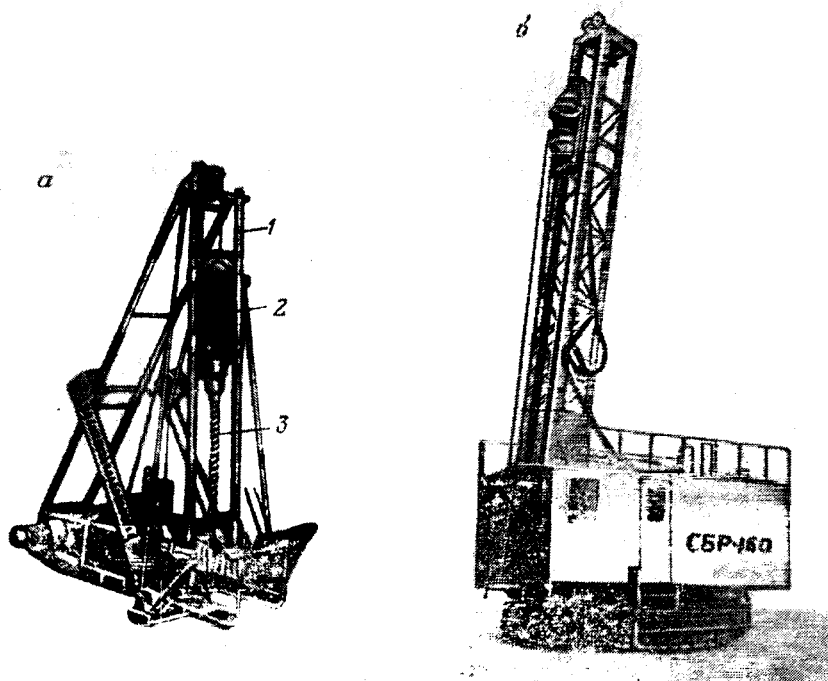


Рис. 1.14. Станки вращательного бурения

0,8 м/мин, т. е. в 5—10 раз более высокую, чем пневматические бурильные молотки.

1.3. СПОСОБЫ БУРЕНИЯ СКВАЖИН

Вращательное бурение скважин

Вращательное (шнековое) бурение легкими (СБР-125) и тяжелыми (СБР-160) станками вертикальных и наклонных скважин диаметром 110—160 мм применяется на карьерах, разрабатывающих породы с $f \leq 6$.

Легкие станки шнекового бурения (рис. 1.14, а) имеют трубчатую раму 1 с направляющими для вращателя 2,

состоящего из электродвигателя и редуктора. К патрону вращателя крепится буровой став 3 из штанг-шнеков. Направляющие вращателя можно устанавливать в вертикальном или наклонном положении с углом наклона до 30° к вертикали. Передвижение станка выполняется шагающим механизмом, осевое усилие на резец создается массой вращателя и бурового става. Производительность станка в породах с $f \leq 3$ составляет 40—120 м/смену.

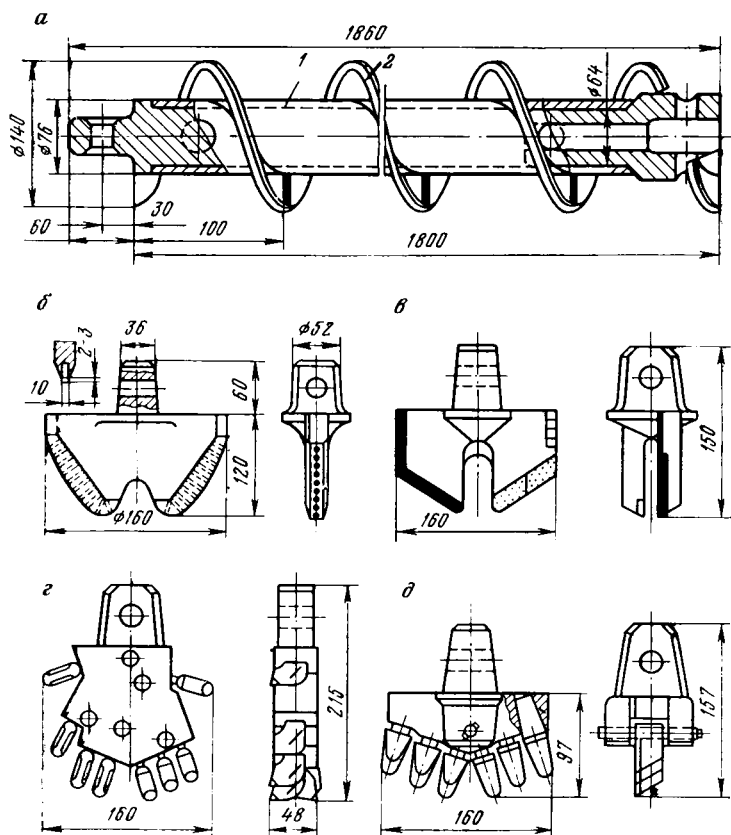


Рис. 1.15. Буровой инструмент для вращательного бурения

Тяжелые станки (рис. 1.14, б) имеют гусеничный ход, обеспечивают бурение вертикальных и наклонных скважин в породах с $f=6 \div 8$, так как большая масса вращателя создает значительные осевые усилия на забой. Производительность станков по породам с $f=4$ составляет 70—120 м/смену. С увеличением крепости пород сменная производительность станков снижается до 10 м, а износ инструмента растет. В связи с этим их применение в более крупных породах становится нерациональным. Создаются

станки с механизацией наиболее трудоемкой операции при бурении — сборке и разборке шнекового бурового става.

Техническая характеристика станков вращательного бурения

	СБР-125	СБР-160
Диаметр скважины, мм	125	160
Глубина скважины, м	24	24
Частота вращения бурового инстру- мента, об/мин	220	80, 124, 160, 248
Осевое усилие на буровой инстру- мент, кН	до 10	до 80
Мощность электродвигателя враща- теля, кВт	22	40
Масса станка, т	2	12

Буровой инструмент для вращательного бурения состоит из набора штанг, шнеков и резцов. Штанга (рис. 1.15, а) представляет собой трубу с приваренной к ней спиралью из полосовой стали, армированной по наружной кромке наплавкой твердого сплава. Для разрушения пород наиболее широко применяются резцы с закругленными лезвиями, армированные цилиндрическими вставками твердого сплава (рис. 1.15, б, в). Разработаны долота со съёмными резцами (рис. 1.15, г, д), которые обеспечивают по породам с $f=4\div 6$ увеличение скорости бурения в 1,5—3 раза и снижение стоимости бурения скважины в 2 раза по сравнению с обычными резцами.

По мере увеличения крепости пород с $2\div 3$ до $6\div 8$ и возрастания абразивности пород проходка на резец уменьшается с 500 до 20 м. Наибольшую стойкость (до 2000 м) имеют резцы со сменными режущими элементами.

Закономерности разрушения при шнековом бурении скважин и шпуров аналогичны (см. п. 1.2).

При шнековом бурении до 15 % глубины скважины теряется из-за неполного удаления продуктов разрушения. Для устранения этого недостатка Б. А. Катанов предложил шнеко-пневматический способ их удаления, при котором по штангам к забою и к полым лопастям шнеков подается сжатый воздух, который способствует псевдооживлению буровой мелочи, лежащей на шнеках. В результате этого эффективность ее удаления из скважины резко возрастает и скорость увеличивается. Кроме того, затраты мощности на вращение става значительно (до 1,5 раз) снижаются, а это позволяет бурить более глубокие скважины.

Бурение скважин погружными пневмоударниками

Этот способ бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 85—110 мм глубиной до 40 м и более широко применяется при подземной добыче руд, а также на карьерах небольшой и средней производственной мощности.

Станки с погружными пневмоударниками (рис. 1.16, а) делятся на легкие (СБУ-100П, СБУ-100Г), средние (СБУ-160) и тяже-

ТАБЛИЦА 1.3

Техническая характеристика станков для бурения скважин погружными пневмодуарниками

Показатели	На карьерах				При подземной добыче руд		
	КСВУ-125		КСВУ-100Г	КСВУ-100П	БМК-4	НКР-100м	ЛПС-3
	на гусенич- ном ходу	на пневмо- шннном ходу					
Диаметр скважины, мм	105, 125	105, 125	100—125	100—125	105	105	155
Глубина скважин, м	22	22	35	35	35	50	35
Направление бурения от вертика- ли, градус	— 14; 30	0; 30	0, 15, 45°	0, 15, 45°	Полный веер		
Частота вращения снаряда, об/мин	27, 40, 80	0—60	0—60	0—60			
Максимальное усилие подачи, кН	15	24	7,6	7,6	750	600	900
Ход подачи, мм	2500	600	1000	1000	1000	365	1000
Диаметр штанги, мм	89	114	89	89	89	63,5	50
Длина штанги, мм	2500	9000	900	900	960	1200	960
Расход сжатого воздуха, м³/мин	5,0	14,4	5—6	5—6	6	7	10
Масса станка, т	5	9	5,0	4,0	0,34	0,63	0,36

лые (СБУ-200) и предназначены для бурения скважин диаметром 85—105, 160 и 200 мм и более. Известны зарубежные станки для бурения погружными пневмоударниками специальных скважин диаметром 670 мм.

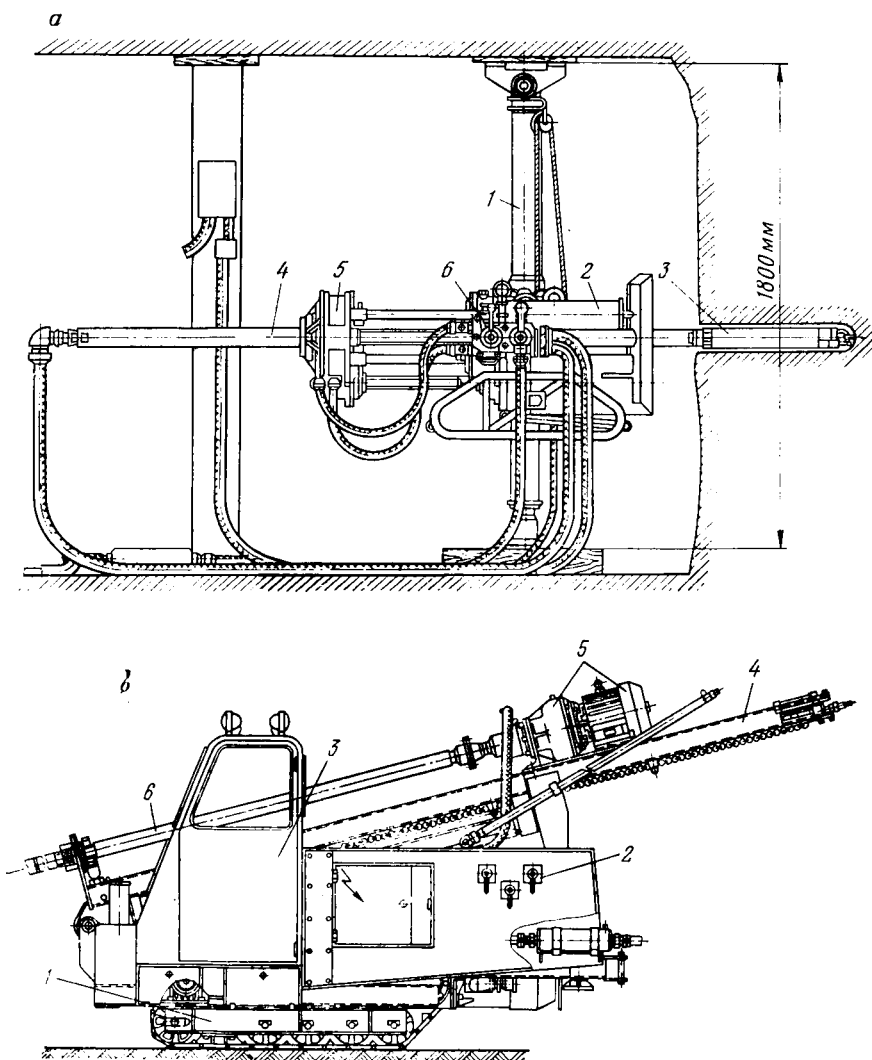


Рис. 1.16. Буровые станки пневмоударного бурения

Техническая характеристика буровых станков с погружными пневмоударниками для карьеров приведена в табл. 1.3. Средние и тяжелые станки серийно не выпускаются. Буровой станок СБУ-125 (рис. 1.16, б), разработанный НИПИгормаш, представля-

ет собой самоходную установку на гусеничном 1 и пневмошинном ходу с кабиной 3 для бурильщика. Во время работы станка вращатель 5 бурового става 6 движется по направляющим 4. Управление гидродомкратами производится с помощью кранов 2.

Станок НКР-100м (см. рис. 1.16, а) устанавливается консольно на распорной колонке 1, что позволяет бурить круговой веер сква-

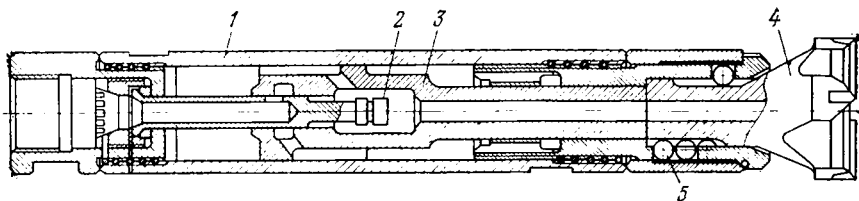


Рис. 1.17. Бесклапанный погружной пневмоударник П-105:

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

жин. Буровой став вращается от электродвигателя через редуктор, а подача на забой выполняется с помощью пневмоцилиндра 2. Вращательное и осевое движение буровому ставу 4 и пневмоударнику 3 передается двумя зажимными пневматическими патронами 5 и 6, которые работают в полуавтоматическом режиме.

Станки БМК-4 и ЛПС-3 работают только на сжатом воздухе, а буровой став на забой подается с торца на всю длину штанги.

Погружные пневмоударники и долота. Одна из последних конструкций погружных пневмоударников приведена на рис. 1.17. На базе этой конструкции разработан типажный ряд пневмоударни-

ТАБЛИЦА 1.4

Техническая характеристика погружных пневмоударников
(при рабочем давлении $5 \cdot 10^5$ Па)

Показатели	М-1900УК	П-105	П-125	П-160	П-200
Диаметр скважин, мм	105	105	125	160	200
Энергия удара, 9,8 Дж	7,5	9,8	15,5	32	42
Частота ударов в минуту	1750	1620	1250	1275	1150
Мощность удара, кВт	2,15	2,6	3,2	6,7	7,9
Скорость движения поршня в момент удара, м/с	9,3	7,9	7,4	7,9	6,6
Масса поршня-ударника, кг	1,7	3,1	5,6	10	19
Расход воздуха при нормальном давлении, м ³ /мин	5,7	5,7	7	12	16
То же, на 1 кВт мощности	1,44	1,2	1,2	9,8	1,1
Диаметр корпуса, мм	92	92	110	140	176
Длина пневмоударника, мм	380	605	652	760	900
Масса пневмоударника, кг	11,7	20,0	31	58	110
Долото	БК-105	К-105	К-125, К-125-1	К-165	К-205
Масса долота, кг	3,4	3,5	5,6	13	23

ков для бурения скважин диаметром 105, 125, 160 и 200 мм (табл. 1.4).

Поршень-ударник совершает возвратно-поступательные движения под действием давления воздуха или воздушно-водяной смеси, нанося удары по хвостовику долота с частотой 1500 ударов в минуту и более.

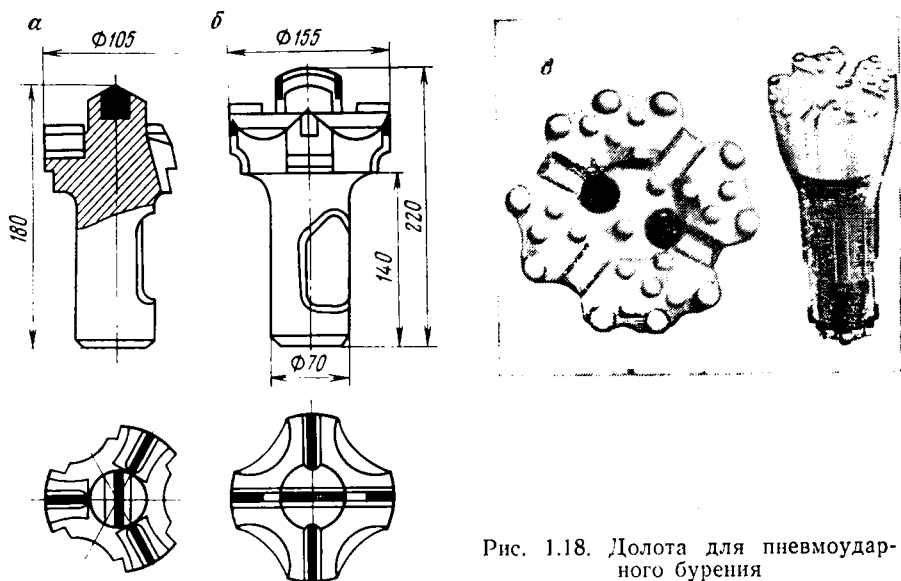


Рис. 1.18. Долота для пневмоударного бурения

Мероприятия для повышения эффективности разрушения породы при бурении погружными пневмоударниками.

1. Создание пневмоударников с повышенной энергией удара (до 20 Н на 1 см диаметра скважины) и пониженным числом ударов в минуту (менее 1500). Скорость бурения вследствие этого возрастает в 2—2,5 раза. Для таких пневмоударников должны быть созданы высокостойкие породоразрушающие долота, в 5—8 раз превосходящие по стойкости долота, выпускаемые в настоящее время.

2. Создание пневмоударников для бурения скважин диаметром 60—75 мм, работающих на повышенном давлении воздуха. Опытные работы ИГД СО АН СССР показали, что при давлении воздуха $20 \cdot 10^5$ Па пневмоударник диаметром 60 мм бурит породы с $f = 12 \div 15$ со скоростью 1—2 м/мин. Пневмоударники для скважин уменьшенного диаметра могут быть эффективны только при работе на повышенном давлении воздуха.

3. Продолжение работ по созданию высокоэффективных и надежных пневмоударников для бурения скважин диаметром 160—200 мм на карьерах. Отсутствие конструкций таких пневмоударни-

ков не позволяет пока создать эффективные станки для бурения скважин увеличенных диаметров.

В качестве породоразрушающего инструмента для погружных пневмоударников применяются долота трехперые (рис. 1.18, а) с опережающим лезвием и крестовые (рис. 1.18, б), армированные стандартными пластинками твердого сплава ВК-11В, ВК-15. Ка-

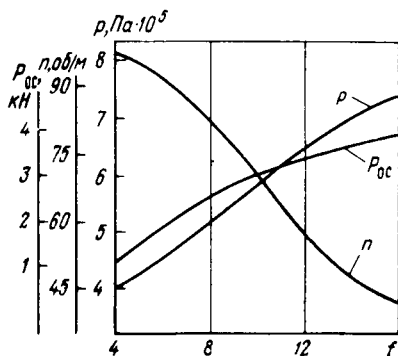


Рис. 1.19. Зависимость параметров бурения от крепости пород для пневмоударника М-32К

(n , об/м следует читать n , об/мин)

чество этих долот низкое, из-за чего наблюдаются поломки пластинок твердого сплава и корпусов. Все шире применяются более эффективные породоразрушающие долота, армированные цилиндрическими вставками твердого сплава со сферической поверхностью. Один из перспективных типов долот для погружных пневмоударников показан на рис. 1.18, в. Геометрическую форму и размеры ударника и долота целесообразно принимать примерно одинаковыми и по возможности цилиндрической формы с плавными переходами, что обеспечивает больший эффект разрушения породы.

Механизм и закономерности разрушения породы при бурении погружными пневмоударниками и бурильными молотками аналогичны. Энергия удара на единицу длины лезвия долота пневмоударника в среднем в два раза ниже, чем у бурильного молотка. За счет этого снижается скорость бурения и увеличивается износ инструмента на единицу длины пробуренной скважины.

С увеличением осевого усилия на долото улучшаются условия передачи энергии и эффективность разрушения породы и в то же время вследствие более сильного прижатия долота к породе увеличивается абразивный износ лезвий. Рекомендуются с увеличением коэффициента крепости пород с 4 до 16 для пневмоударников диаметром 105 мм увеличивать осевое усилие $P_{ос}$ с 1 до 4 кН, частоту вращения n снижать со 120 до 45 об/мин, а давление воздуха p увеличивать с $4 \cdot 10^5$ до $7 \cdot 10^5$ Па (рис. 1.19).

На карьерах производительность станков с погружными пневмоударниками при диаметре 105 мм составляет 15—30 м скважин, или 150—300 м³ обуренной горной массы в смену при среднем выходе 10 м³ породы с 1 м скважины. Шарошечные станки для бурения скважин 215—243 мм в этих же условиях дают сменную производительность 40—60 м, или 1400—2100 м³ обуренной горной массы, т. е. в 7—10 раз более высокие показатели, чем пневмоударные станки. Поэтому их применяют на мелких карьерах и объектах, где нет возможности эффективно использовать дорогие высокопроизводительные шарошечные станки. Как показывает за-

рубежный опыт, в таких условиях эффективны легкие маневренные станки, оснащенные мощными пневматическими или гидравлическими бурильными молотками с независимым вращением для бурения скважин диаметром 60—80 мм со сменной производительностью 100—200 м. Они могли бы полностью заменить на карьерах и других объектах дорожного и гидротехнического строительства станки с погружными пневмударниками.

При подземной разработке рудных месторождений станками с погружными пневмударниками обустраивается более 50 % объемов добываемой руды, так как нет других способов бурения скважин диаметром 80—105 мм и глубиной 40—60 м с производительностью 10—30 м в смену. С 1970 г. при добыче ценных руд системами с твердеющей закладкой внедряются скважины уменьшенного диаметра 60—70 мм, которые бурят высокопроизводительными станками с мощными бурильными молотками со сменной производительностью, достигающей 150 м. Основным недостатком этих станков — ограниченная глубина бурения (15—20 м) из-за значительного искривления скважин вследствие слабой устойчивости бурового става станков.

Небольшая глубина скважин требует проведения большого объема подготовительно-нарезных выработок для выемки руд, что существенно увеличивает стоимость добычи. Доказано, что для разработки мощных месторождений хорошо дробимых руд с устойчивыми вмещающими породами целесообразно применять скважины диаметром 150 мм и более (Таштагольское, Криворожское месторождения железных руд и т. п.). Для работы с пневмударным станком НКР-100М в ИГД СО АН СССР созданы опытные модели расширителей скважин диаметром 150—212 мм. Для повышения точности бурения скважин в МГИ, НИГРИ, СКГМИ созданы опытные центраторы бурового става станков НКР-100М, что позволяет увеличить полезную глубину бурения до 80 м.

Анализ, выполненный в ИГД СО АН СССР, показывает, что путем повышения стойкости инструмента, повышения скорости бурения, сокращения затрат времени на выполнение вспомогательных операций можно увеличить производительность станка НКР-100М в 1,5—2 раза (рис. 1.20).

В связи с необходимостью добычи подземным способом огромных объемов крепких железистых кварцитов в Кривом Роге предложено скважины диаметром 500—800 мм проходить следующим

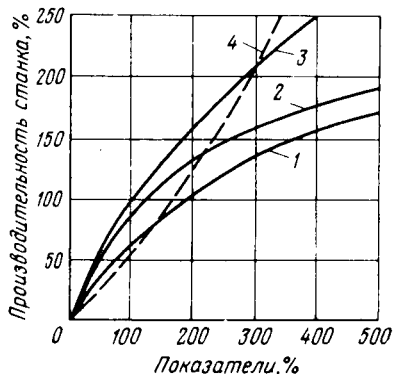


Рис. 1.20. Влияние различных факторов на производительность станка НКР-100М:

1 — стойкость долота; 2 — чистая скорость бурения; 3 — выполнение вспомогательных операций; 4 — комплексное влияние всех факторов

образом. Погружными пневмоударниками бурятся три—пять сближенных на расстоянии 0,3—0,4 м скважин диаметром 105 мм, располагаемых в вершинах треугольника, четырехугольника и т. д. с центральной незаряженной скважиной или без нее. Секционным взрыванием (высота секции 3—5 м) таких скважин разрушается порода, расположенная между ними и вокруг, и в результате образуется скважина — выработка большого диаметра.

Бурение скважин шарошечными долотами

Более 70 % взрывных скважин диаметром 215—320 мм на карьерах бурят шарошечными станками. В перспективе процент бурения этим способом еще более возрастет. При подземной разработке руд бурение шарошечными долотами применяется редко из-за большого диаметра (145 мм) скважин и неудобства эксплуатации тяжелого шарошечного станка БШ-145М.

Шарошечное долото — породоразрушающий инструмент, представляющий собой конструкцию, сваренную в основном из трех лап, на консольных осях которых на роликовых и шариковых подшипниках вращаются шарошки. Шарошки — это конусы, на поверхности которых имеется несколько рядов (венцов) породоразрушающих элементов: зубцов или штырей (рис. 1.21).

Примененные в некоторых конструкциях долот опоры скольжения позволяют увеличить удельные осевые усилия на долото, но требуется снижение частоты вращения, чтобы уменьшить их

ТАБЛИЦА 1.5

Номенклатура шарошечных долот, выпускаемых отечественной промышленностью для бурения взрывных скважин

Изготовитель	Типоразмеры долот
П/о Куйбышевбурмаш	2К-190 ОКП; Ш215, 9Т-ПВ, Ш215, 9ТК-ПВ*, Ш215, 9ТКЗ-ПВ, Ш215, 9ТЗ-ПВ*, Ш215К-ПВ, Ш215, 90К-ПВ
Верхне-Сергинский до- лотный завод	1В-145К (Ш146ТЗ-ПВ, Ш14ТЗ-ПВ, Ш146К-ПВ, Ш1460К-ПВ)**; В-190СТП, В-190ТП, В-190ТКП, В-190ТЗП, В-190КП, 1В-243КП* (Ш244, 5К-ПВ); 1В-2430КП (Ш244, 50К-ПВ)
Дрогобычский долотный завод	2У-243ТП (Ш243Т-ПВ); 1У-243КП* (Ш244, 5К-ПВ); 3У-2430КП (Ш244, 50К-ПВ); 1У-2690КП (Ш269, 9К-ПВ), Ш269, 90К-ПВ).
Востокмашзавод	2Ш-1450К (Ш146К-ПВ; Ш1460К-ПВ); Ш3200КП (Ш320К-ПВ, Ш3200К-ПВ)
Поваровский опытный завод	Ш222, 3К-ПВ, Ш222, 30К-ПВ, Ш244, 5К-ПВ, Ш244, 50К-ПВ, Ш250, 8К-ПВ Ш250, 80К-ПВ, Ш269, 9К-ПВ, Ш269, 90К-ПВ, Ш320К-ПВ, Ш3200К-ПВ

* Опытно-промышленные партии долот.

** В скобках указаны новые типоразмеры долот в соответствии с ГОСТом 20692—75.

нагревание. При вращении долота под большим осевым усилием зубцы шарошек разрушают породу, перекатываясь по забою. Если зубцы выполнены из одного материала с шарошкой, долото называется **зубчатым**, если зубцы выполнены в виде запрессо-

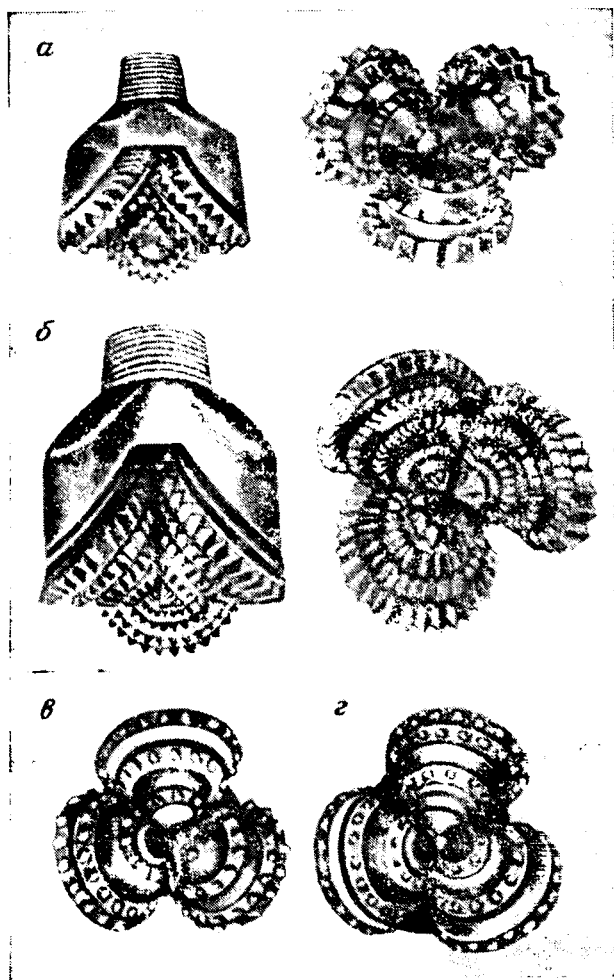


Рис. 1.21. Шарошечные долота:
а, б — зубчатые; в, г — штыревые

ванных или запаянных цилиндрических вставок твердого сплава с клиновой, сферической или другой рабочей поверхностью, то долото называется **штыревым**.

Область применения долот обозначена буквой в конце его мар-

ки: *М* — для мягких, *С* — для средних, *Т* — для твердых, *К* — для крепких, *ОК* — для очень крепких пород.

Для долот, имеющих в лапах каналы для подачи в подшипники сжатого воздуха и смазки, в марке содержится буква *П*. Кроме того в марке долота указывается его диаметр в миллиметрах и буквой обозначен завод-изготовитель (табл. 1.5).

Выпущены опытные партии комбинированных зубчато-штыревых долот с чередующимися в венцах стальными зубцами и штырями твердого сплава. Такие долота предназначены для бурения

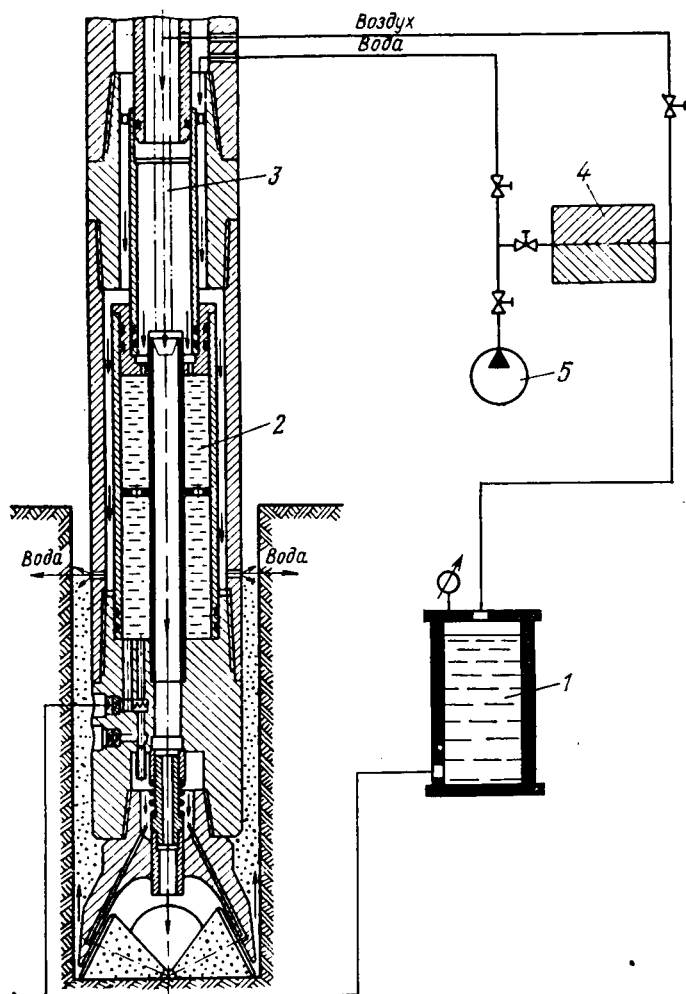


Рис. 1.22. Принципиальная схема бурового става для принудительной смазки подшипников опор шарошечных долот и пылеподавления в стволе скважины: 1 — емкость с маслом; 2 — резервуар с маслом; 3 — центральный канал для подачи воздуха; 4 — компрессор; 5 — насос установки

перемежающихся по крепости пород и имеют индекс ТК. Шарошечные долота с клиновыми штырями имеют индекс ТЗ. Таким образом, в марке долота указываются все необходимые сведения для их выбора.

При бурении серийные зубчатые долота выходят из строя в результате износа зубцов, а штыревые — в основном (80 % и более) вследствие заклинивания подшипников опор долот при работоспособном породоразрушающем вооружении.

Особенно часто происходит заклинивание подшипников опор при попадании в них жидкой суспензии буровой мелочи, образующейся в результате подачи на забой воздушно-водяной смеси для удаления продуктов разрушения и пылеподавления.

Продукты разрушения из скважины удаляются сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью.

При бурении в обводненных массивах в период наращивания бурового става смесь воды и буровой мелочи поднимается в скважине и попадает в продувочные каналы опор. Преждевременный выход долот из строя снижает технико-экономические показатели бурения. Поэтому разрабатываются устройства, исключающие попадание буровой мелочи в опоры, за счет чего увеличена стойкость подшипников опор и долот.

С этой целью в долотах устанавливаются обратные клапаны различных конструкций, препятствующие попаданию смеси буровой мелочи с водой в каналы опор; герметизированные опоры долот, в которых используются уплотнительные соединения специальных конструкций; лубрикаторы, маслоотражательные втулки и буровые ставы различных конструкций, обеспечивающие при бурении принудительную подачу смазки в опоры долот (рис. 1.22); забойные наддолотные амортизаторы, снижающие динамические нагрузки на опоры долот и на станок. Пылеподавление осуществляется диспергированной водой, подаваемой в затрубное пространство скважины на расстоянии 0,6—1 м от забоя.

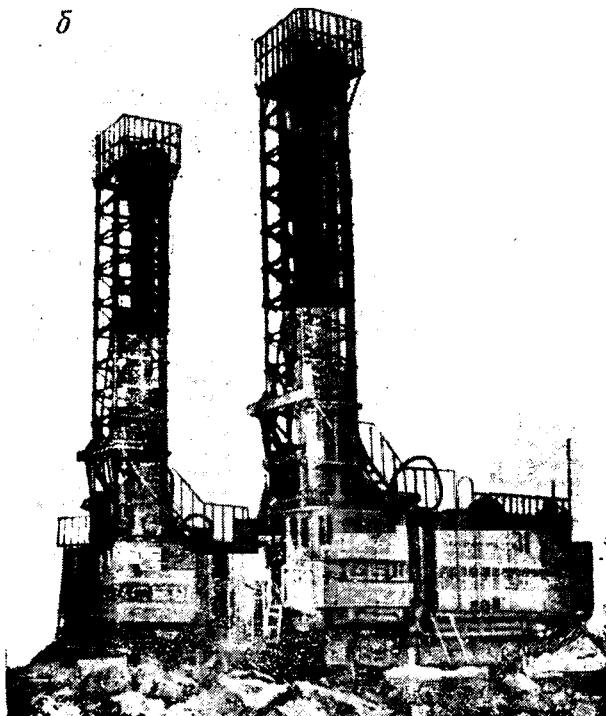
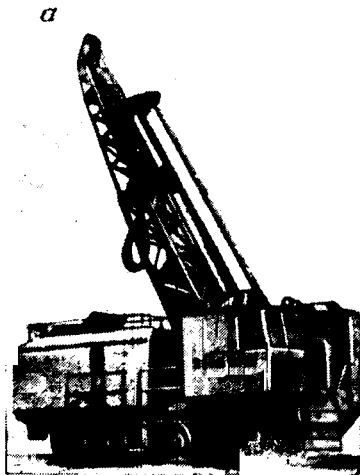
В результате применения пылеподавления в затрубном пространстве и принудительной смазки опор стойкость долот увеличивается в 2—3 раза.

Шарошечные буровые станки. В настоящее время серийно выпускаются станки 2СБШ-200Н (рис. 1.23, а), СБШ-250МН (рис. 1.23, б), СБШ-320 (рис. 1.23, в). На объектах дорожного и гидротехнического строительства широко применяются автономные станки на тракторе типа БТС-150 (рис. 1.23, г). Характеристики станков приведены в табл. 1.6. Для подземного бурения скважин диаметром 145 мм выпускается станок БШ-145М (рис. 1.24).

Созданы опытные модели шарошечных станков для бурения скважин диаметром 76—95 мм, их внедрение в промышленность обуславливает необходимость серийного выпуска работоспособных шарошечных долот соответствующего диаметра.

Шарошечные станки для карьеров выпускаются на гусеничном ходу, они достаточно маневренны при большой массе, необходимой для создания высоких осевых усилий на долота (10÷20) кН на

Рис. 1.23. Шаро-
шечные станки для
карьеров



6

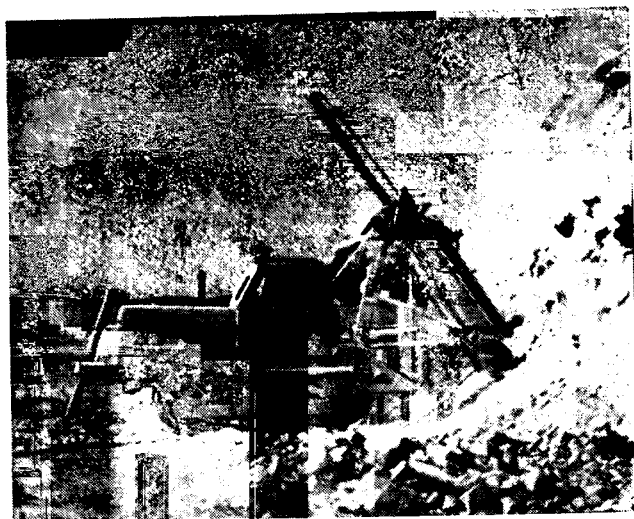
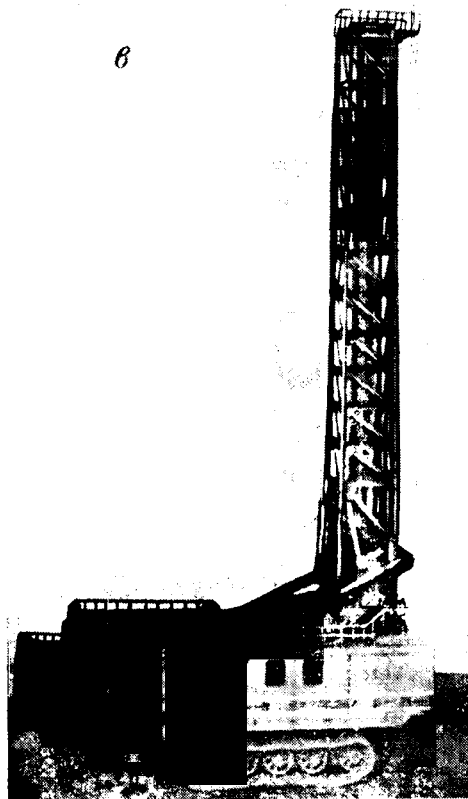


ТАБЛИЦА 1.6

Техническая характеристика шарошечных станков для бурения скважин на карьерах

Показатели	2СВШ-200	2СВШ-200Н	СВШ-250МН	СВШ-250К	СВШ-320	Руслан	БШ-145М
Диаметр скважин, мм	214	190; 214	243; 269	400	320	320	145
Глубина скважин, м	32	40	32	19	40	30	100
Направление бурения к горизонту, градус	90	60, 75, 90	90—60	90	90	90	Верхняя полусфера
Осевое усилие, 10^4 Н	22	30	30	30	60	70	17
Частота вращения долота, об/мин	15—316	15—240	30—152	0—150	30—130	0—200	146
Производительность компрессора, $\text{м}^3/\text{мин}$	20	20	25	25	50	40, 5	—
Ход подачи, м	1, 1	1, 1	8	9, 5	19, 5	1, 0	0, 75
Мощность привода, кВт	28—40	40	60	60	100	100	30
Установленная мощность, кВт	168	282	386	351	712	458	
Основные размеры, м:							
высота с поднятой мачтой	12, 2	13, 8	15, 3	25, 5	25, 2	24, 7	1, 8
высота с опущенной мачтой	8, 4	5, 65	5, 6	6, 07	7, 83	6, 1	
длина с поднятой мачтой	5, 6	10, 25	8, 6	8, 6	12, 5	11, 3	2, 8
ширина	4, 2	4, 88	4, 9	4, 96	5, 4	5, 6	0, 8
Масса станка, т	30	34, 9	65	68, 5	110	98	1, 5

1 см диаметра долота, и принципиально отличаются расположением мачты и кинематической схемой основного рабочего органа станка — вращательно-подающего механизма.

Привод вращателя станков осуществляется от электродвигателя с тиристорным приводом или от системы генератор-двигатель. Спуско-подъемные операции: свинчивание и развинчивание штанг и установка их в кассеты полностью механизированы.

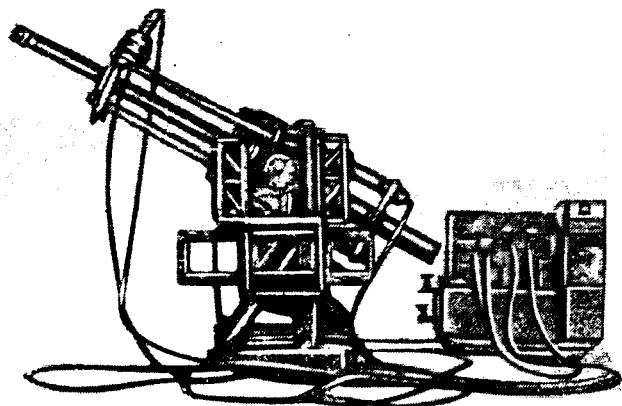


Рис. 1.24. Шарошечный станок БШ-145 для подземного бурения

Станки, предназначенные для бурения взрывных скважин глубиной до 20 м, оборудованы соответствующей высоты мачтой. Станком СБШ-320 можно бурить скважину на глубину до 18 м без наращивания штанг, что резко снижает затраты времени на вспомогательные операции. Бурение без наращивания бурового става обеспечивает лучшие условия работы долот и увеличение их стойкости.

Для удаления буровой мелочи с забоя на всех станках устанавливаются винтовые компрессоры. Для пылеулавливания на станках 2СБШ-200 установлены рукавные фильтры, или емкости с водой, а на станках СБШ-250 МН и СБШ-320 — емкости с водой, необходимой для создания воздушно-водяной смеси, используемой для очистки скважины и пылеподавления.

В Гипроникеле создается мощный высокопроизводительный станок массой более 120 т для бурения скважин диаметром до 380 мм. Станок установлен на пневмоколесном ходу, что обеспечивает хорошую маневренность.

Для снижения вибраций, возникающих при работе на повышенных частотах вращения (более 100 об/мин) и проходки трещи-

новатых пород, рекомендуется применять наддолотные амортизаторы (рис. 1.25).

Упругие элементы (резиновые шары, гуммированные конические поверхности и т.п.) амортизатора снижают вибрации, возникающие при бурении, в 2—5 раза. Чем выше уровень вибраций, тем эффективнее применение наддолотных амортизаторов. При использовании амортизаторов чистая скорость бурения не изменяется, а стойкость долот увеличивается в 1,3—1,5 раза. Наддолотные амортизаторы дают возможность бурить на повышенных частотах вращения (120—150 об/мин), в результате чего повышается скорость бурения и производительность станка.

Новым направлением является использование на станках магнитострикционных генераторов, устанавливаемых над шарошечным долотом. При работе магнитостриктора на мощности 60 кВт генерируются вибрации с амплитудой несколько миллиметров и частотой 400 Гц, которые резко улучшают динамику взаимодействия долота с породой и повышают в 1,2—2,6 раза эффективность разрушения пород долотом. Для получения тока повышенной частоты на станке монтируется преобразовательная подстанция.

Вибрирующий магнитостриктор отделен от станка амортизатором, устанавливаемым в буровом ставе. При испытаниях на карьере Оленегорского ГОКа в породах с $f=12\div 16$ скорость бурения с магнитостриктором увеличилась в 1,5—2 раза при одновре-

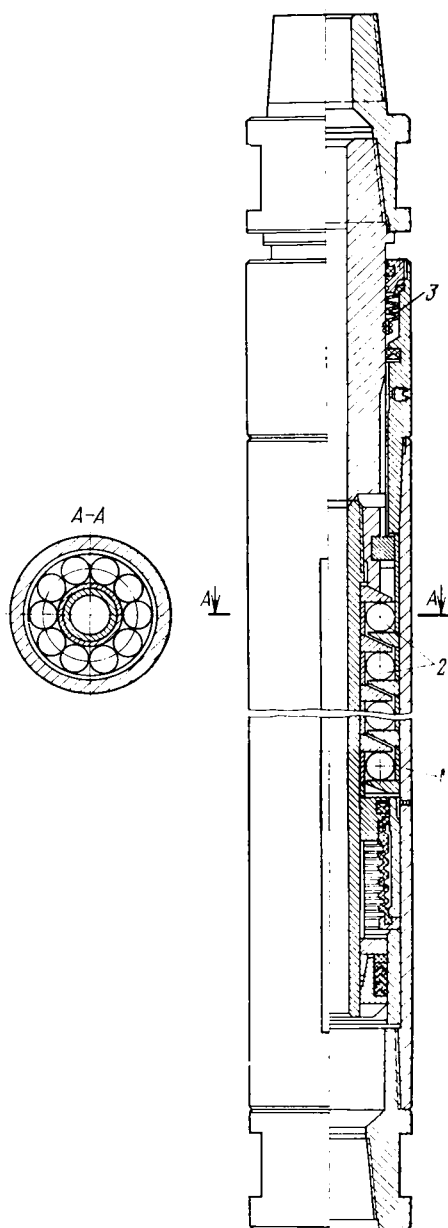


Рис. 1.25. Схема наддолотного амортизатора:

1 — корпус; 2 — амортизирующие элементы;
3 — уплотнение гофрированное

менном снижении осевого усилия на долото с 300 до 200 кН.

Однако при длительной эксплуатации станков СВШ-250 МН с магнитострикторами их средняя производительность возросла всего на 10—15 %. Анализ показывает, что пока низка надежность и высока стоимость магнитострикторов и преобразовательных

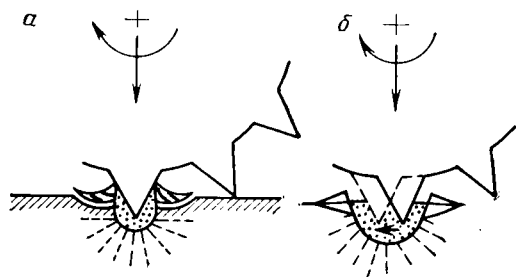


Рис. 1.26. Схема разрушения породы зубками шарошечного долота:

а — долото чистого качения; б — долота со скольжением

станций, сложна защита станка от высокочастотных вибраций.

МГИ, ИГДМЧМ СССР и Специальным конструкторским бюро самоходного горного оборудования (СКБ СГО) разработаны научно-технические основы создания нового поколения шарошечных буровых станков, применение которых позволит превысить достигнутую скорость бурения серийными станками в 2 раза и более.

Росту показателей нового поколения шарошечных станков в основном будет способствовать: применение высоких мачт и длинных буровых ставов для бурения скважин без наращивания штанг; увеличение стойкости шарошечных долот путем принудительной смазки опор долот и пылеподавления диспергированной водой в затрубном пространстве скважины; применение системы автоматического управления работой станка, обеспечивающей его эксплуатацию на предельно допустимых по уровню вибраций частотах вращения и максимально возможных осевых усилиях на долото; механизация выполнения основных и вспомогательных операций при бурении.

Реализация перечисленных прогрессивных решений создает научно-техническую основу для разработки буровых станков-роботов.

Закономерности разрушения пород при шарошечном бурении. При вращательном движении долота породоразрушающие элементы (зубцы или штыри) внедряются в породу, как при ударном бурении (рис. 1.26). Некоторые долота для бурения вязких пород сконструированы таким образом, чтобы зубки в момент их внедрения в породу еще смещались на некоторое расстояние параллельно забою скважины (долота со скольжением). При этом дви-

жении они разрушают выступы породы, т. е. процесс разрушения происходит как при вращательно-ударном бурении.

Выбор рациональных режимов шарошечного бурения представляет собой технико-экономическую задачу определения зоны работы станка, где при высокой его производительности обеспечивается минимальная стоимость бурения. Эта зона определяется на ос-

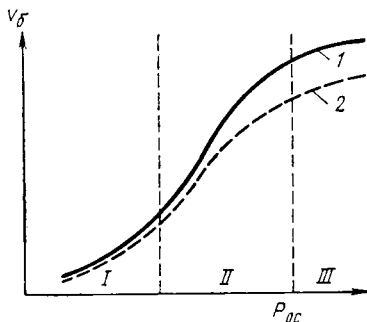


Рис. 1.27. Зависимость скорости бурения от осевого усилия на долото:

1 — нормальная очистка забоя; 2 — недостаточная очистка забоя

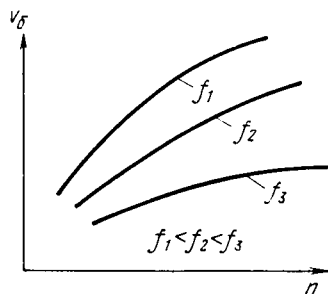


Рис. 1.28. Зависимость скорости бурения от частоты вращения долота и крепости пород

нове экспериментов с учетом изменения скорости бурения при различных режимах бурения, а также с учетом коэффициента использования станка и стойкости шарошечных долот.

Под режимами шарошечного бурения понимают величину осевого усилия на долото, частоту его вращения и количество воздуха, подаваемого для очистки забоя скважины. На конкретных станках производительность компрессоров постоянна, а потому определяются только осевое усилие и частота вращения.

Осевое усилие на долото определяет объем разрушения при единичном цикле взаимодействия инструмента с породой. При малых осевых усилиях (рис. 1.27) эффективность разрушения весьма незначительна, происходит так называемое поверхностное разрушение породы (зона I). При нормальных осевых усилиях (зона II) происходит пропорциональное увеличение объема разрушения с ростом осевого усилия. В зоне III при чрезмерно больших осевых усилиях наступают условия, когда зубцы (штыри) полностью внедряются в породу или разрушенная порода не успевает выноситься с забоя. В этом случае темп роста скорости бурения (объема разрушения) снижается. При недостаточной очистке забоя эффективность разрушения породы ниже, и максимум скорости достигается при меньшем осевом усилии (пунктирная кривая на рис. 1.27).

Бурение ведется, как правило, в средней зоне, где скорость пропорциональна осевому усилию.

Установлено, что с увеличением осевого усилия до предельно допустимого для данной конструкции долота скорость бурения растет, а проходка на долото остается примерно постоянной, т. е. в определенном диапазоне осевых усилий проходка на долото зависит только от свойств пород. Поэтому для достижения максимальной эффективности разрушения целесообразно принимать

Рис. 1.29. Рациональные значения осевого усилия и частоты вращения долот в зависимости от крепости пород

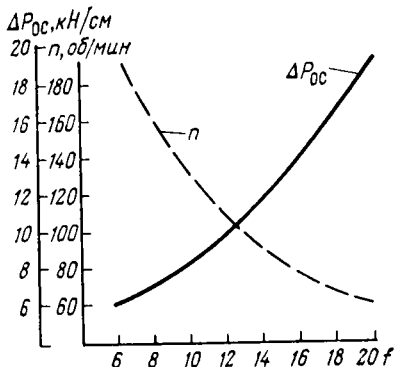
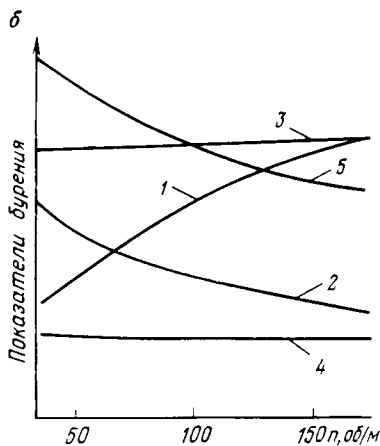
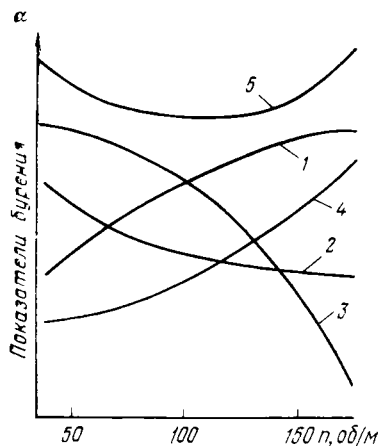


Рис. 1.30. Графическое определение рациональной частоты вращения шарошечных долот:

a — при обычной технологии; b — при принудительной смазке опор долот: 1 — производительность станка, м/см; 2 — стоимость 1 м бурения по статье «машинно-смена», руб; 3 — стоимость долота; 4 — стоимость 1 м бурения по статье «инструмент»; 5 — общая стоимость бурения 1 м скважины, руб



при бурении максимально допустимое осевое усилие на долото (на 1 см диаметра) исходя из его прочности. Эта величина составляет: 4÷6 кН/см для долот типа С, СТ; 6÷8 кН/см для долот типа Т; 8÷12 кН/см для долот типа К; 12÷20 кН/см для долот типа ОК.

С увеличением диаметра долото выдерживает большие осевые усилия. На эти величины осевых усилий и рассчитываются станки шарошечного бурения. В крепких породах эффективно применение долот большого диаметра (269, 320 мм). С увеличением крепости

пород рациональные значения осевых усилий возрастают, а частоты вращения снижаются.

Частота вращения долота определяет частоту воздействия его зубков на забой, и с ее увеличением скорость бурения растет (рис. 1.28). Увеличение частоты вращения имеет следующие недостатки: необходимо соответствующее увеличение расхода сжатого воздуха для очистки забоя, без этого порода не успевает удаляться с забоя и эффективность разрушения снижается; резко снижается стойкость опор шарошечных долот (в 3—5 раз) из-за перегрева и заклинивания подшипников (при $n > 150$ об/мин); увеличиваются вибрации на станке, и бурение на таких режимах становится невозможным. Для принятой технологии шарошечного бурения рекомендуются ориентировочные значения частот вращения, приведенные на рис. 1.29.

При определении рациональных частот вращения на карьере проводится отработка трех-пяти долот на различных частотах вращения (например, 60, 100, 150, 200 об/мин) и определяются скорость бурения, сменная производительность станка, стойкость долот, расходы на 1 м бурения по статьям «машино-смена» и «шарошечные долота» и строится график рациональных значений частоты вращения шарошечных долот при минимальной стоимости бурения (рис. 1.30). Обычно они находятся в пределах 80—150 об/мин.

Рациональную частоту вращения долота можно определить и аналитически.

Зависимость механической скорости бурения (м/ч) от частоты вращения n

$$v_m = Kn^x,$$

где $1 > K > 0$; $1 > x > 0$ — эмпирические коэффициенты, зависящие от типа долота, свойств пород, величины осевого усилия.

Сменная производительность бурового станка (м)

$$П = T\eta v_m = T\eta Kn^x,$$

где T — продолжительность смены, ч; η — коэффициент использования станка на бурение в течение смены.

Стоимость бурения 1 м скважины по статье *машино-смена* (руб)

$$C_m = C'_m / (T\eta Kn^x),$$

где C'_m — стоимость машино-смены станка, руб.

Стойкость долота (м) в зависимости от частоты вращения

$$S_d = K' / (n^y),$$

где K' , y — эмпирические коэффициенты.

Стоимость бурения 1 м скважины по статье *инструмент* (руб)

$$C_n = C_d / S_d = C_d n^y / K',$$

где C_d — стоимость долота, руб.

Общая стоимость бурения 1 м скважины (руб)

$$C_6 = C'_m / (T\eta K n^x) + C_d n^y / K';$$

по условию минимума $dC_6/dn=0$, откуда после несложных вычислений получили:

$$n_{\text{опт}} = \sqrt[y+x]{MK'x / (T\eta C_d Ky)}.$$

Применение принудительной смазки опор долот, пылеподавления водой на некотором расстоянии от забоя, наддолотных амортизаторов, центраторов и других устройств обеспечивают работу долот на повышенных частотах вращения (150—250 об/мин) без снижения их стойкости и превышения допустимого уровня вибрации на станке. При этом производительность станков растет, а стоимость бурения экспоненциально снижается с увеличением n (рис. 1.30, б), т. е. станки эксплуатируются надежно на предельно допустимых частотах вращения долот при максимальной их производительности. На такой режим эксплуатации станка должна быть рассчитана система автоматического управления его работой.

В результате внедрения на станках указанных средств их производительность увеличится на 30—35 %, стойкость долот, а также надежность работы станков повысится в 1,6—2 раза, снизится стоимость бурения 1 м скважины.

Огневое, комбинированное и взрывное бурение скважин

При увеличении крепости, абразивности пород эффективность механических способов бурения снижается, а стоимость бурения растет. К способам бурения, не зависящим от крепости буримых пород, относится *огневое бурение*, при котором разрушение породы происходит в результате быстрого разогрева поверхностного слоя породы раскаленными струями газа, вылетающими из сопел горелки со скоростью более 2000 м/с при температуре выше 2000 °С. В применяемых горелках (рис. 1.31) тепловой поток образуется в результате сгорания в сжатом воздухе бензина или керосина.

Этим способом успешно разрушаются в основном кварцсодержащие породы. Породы другого минералогического состава термическим способом разрушаются мало или совсем не разрушаются, и способ становится непригодным для практического использования. Сменная производительность станков огневого бурения (рис. 1.32) по данным Михайловского ГОКа и ЮГОКа достигает 30—35 м при диаметре скважин 200—220 мм. Расчеты показывают, что огневое бурение взрывных скважин по сравнению с шарошечным (при использовании мощных станков СБШ-250 МН и СБШ-320) даже в кварцсодержащих породах менее эффективно и дороже. Поэтому огневое бурение пород применяют для расширения нижней части скважины с 214—243 мм до 350—400 мм с целью размещения в ней большего заряда ВВ. *Станки комбини-*

рованного бурения СБШ-250К созданы на базе станка СБШ-250МН конструкции СКБСГО и МГИ. Эффективность разрушения при увеличении диаметра скважин огневом бурением возрастает в 5—10 раз и расширяется диапазон разрушаемых этим способом пород. Огневое бурение в промышленных масштабах используется только на карьерах ЮГОКа и Михайловского ГОКа.

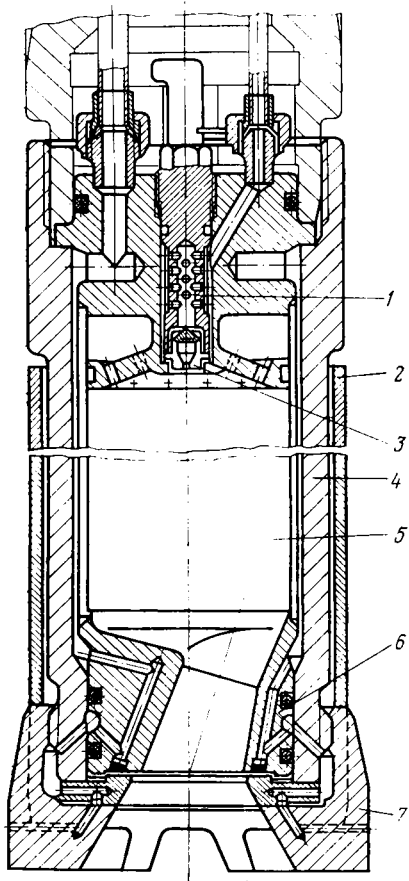


Рис. 1.31. Горелка для огневого бурения:

1 — фильтр горючего; 2 — гильза-рубашка; 3 — форсунки; 4 — чехол; 5 — камера сгорания; 6 — сопловая крышка; 7 — коронка-башмак



Рис. 1.32. Станок огневого бурения СБТМ-20

ИГД им. А. А. Скочинского разработан ряд комбинированных ударно-шарошечных долот, представляющих собой комбинацию погружного пневмоударника с долотчатым инструментом и двумя шарошками, расположенными перпендикулярно к лезвию инстру-

мента пневмоударника. Пневмоударник и двухшарошечное долото разрушают породу одновременно и независимо один от другого. Создан инструмент, в котором пневмоударник наносит удары по обратному конусу шарошек, имеющих смещение вдоль оси. При испытаниях установлено, что скорость бурения комбинированным инструментом на 18—20 % выше, чем отдельно шарошечным долотом и пневмоударником. Недостатками этого инструмента являются сложность конструкции, малая надежность элементов, малоэффективное удаление продуктов разрушения с забоя. Для бурения меняющихся по крепости пород вскрыши угольных месторождений НИОГР, Кузбасский и Иркутский политехнические институты разработали разные варианты комбинированных режуще-шарошечных инструментов, представляющих собой долота с двумя шарошками, между которыми установлены резцы для вращательного бурения. Опыты показали, что скорость бурения станками 2СБШ-200 при осевом усилии 60 кН составляет 1 и 0,6 м/мин соответственно в породах с $f = 5$ и $f = 8$, что в два раза выше, чем шарошечным долотом. Это подтверждает перспективность использования комбинированного инструмента для бурения слоистых, перемежающихся по крепости пород.

При взрывном бурении разрушение пород в скважине происходит в результате взрывания зарядов ВВ, последовательно подаваемых на забой, при одновременном удалении продуктов разрушения с забоя.

При испытании патронного бурения использовались заряды из гексогена и тротила величиной 300—500 г. Заряды, снабженные детонаторами ударного действия, подавались на забой по трубе, в которую поступал воздух от компрессора производительною 10 м³/мин. Порода при взрыве на забое разрушалась на куски до 10—15 мм. За 8—10 с происходила полная очистка забоя скважины диаметром 200 мм. Удельный расход ВВ составлял 0,16—0,3 кг на 1 дм³ выбуренной породы. Скорость бурения при испытаниях составила 1 м/ч, расчетная скорость бурения 10—15 м/ч. Верхнюю разрушенную часть уступа пробурить взрыв-

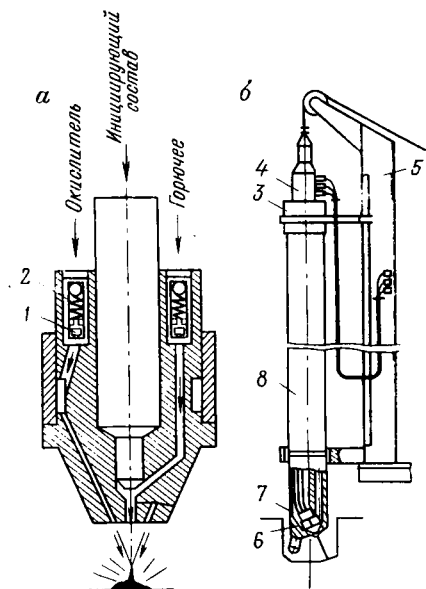


Рис. 1.33. Схема взрывного бура:

- 1 — противоударный клапан; 2 — пружина; 3 — привод вращения; 4 — токосъемник; 5 — мачта; 6 — взрывогенератор; 7 — формунка; 8 — буровой став

ным способом практически невозможно. Поэтому предполагается создать комбинированный станок для бурения погружным пневмударником или другим способом верхней части скважины, а взрывным способом — нижней монолитной части.

При испытании струйного взрывного бурения на опытном станке ЦНИИподземмаша в качестве горючего применен керосин. Окислитель — четырехокись азота, весьма агрессивная жидкость, которую можно хранить только в стеклянной таре или в сосуде из нержавеющей стали при температуре не выше 8°C , так как при более высокой температуре она испаряется с выделением ядовитых окислов азота. На станке находятся емкости с окислителем, иницирующим составом и водой, компрессор, а также контролирующая и регулировочная аппаратура.

Принципиальная схема струйного взрывного бура показана на рис. 1.33, а, а схема взрывного бурения — на рис. 1.33, б.

При работе взрывного бура горючее и окислитель непрерывно вытекают из сопел на забой, а частота подачи иницирующего состава в объеме $0,1\text{--}0,2\text{ см}^3$ регулируется электромагнитным клапаном с частотой от 1 до 1400 порций в минуту. При этом на забое может образовываться заряд различной величины. При взрыве часть струи от забоя до среза сопла взрывного генератора уничтожается взрывом и переходит в газообразные окислы азота. Поэтому коэффициент использования ВВ на разрушение породы довольно низок, а при работе образуется весьма много ядовитых окислов азота. Необходимо создавать системы, нейтрализующие окислы азота, чтобы исключить загрязнение воздушного пространства ядовитыми газами. При испытаниях станка на карьерах Кривбасса опробованы следующие режимы: частота взрывов 700—800 в минуту, расстояние от торца взрывного бура до забоя 100 мм, частота вращения 8 об/мин, расход ВВ до 14 л/мин. При этом образовывались скважины диаметром 250—390 мм при скорости бурения 30—40 м/ч до глубины 5 м. На глубине 11 м из-за плохой очистки забоя скважины от продуктов разрушения скорость бурения снижалась до 1 м/ч. Существенным недостатком способа является трудность бурения скважин в обводненных и сильно трещиноватых породах. Кроме того, в процессе взрывного бурения происходит нагревание породы, и при определенной температуре жидкий заряд не может сформироваться на забое из-за быстрого испарения четырехокси азота. Работы по созданию станков для взрывного бурения скважин продолжаются.

ОБЩИЕ ВОПРОСЫ ОРГАНИЗАЦИИ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

2.1. ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ

Главной особенностью выполнения взрывных работ является их повышенная опасность, связанная с применением чувствительных к внешним воздействиям ВВ и особенно СИ. Аварийные взрывы, связанные с неправильным обращением с ВМ, как правило, приводят к тяжелым травмам и гибели людей.

Поэтому еще в конце XIX в в России были разработаны и опубликованы в Горном Журнале за 1870 г. первые «Временные правила об употреблении взрывчатых материалов при горных работах». В дальнейшем их стали называть «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». Они регулярно корректируются и переиздаются Госгортехнадзором СССР с учетом развития техники и технологии взрывных работ. Эти правила должны строго выполняться всеми министерствами и ведомствами, организациями и предприятиями, ведущими взрывные работы. В случае необходимости уточнения отдельных положений Единых правил до нового издания Госгортехнадзор СССР издает журнальное постановление, которое является официальным документом, разрешающим указанное мероприятие по выполнению взрывных работ. Правила ведения взрывных работ сформулированы так, чтобы практически исключить возможность несчастного случая. В связи с этим к ведению взрывных работ допускаются только специально обученные рабочие, получившие «Единую книжку взрывника» или книжку мастера взрывника. Перед выполнением взрывных работ составляется проект или паспорт взрыва, в котором определяется опасная зона, и все люди, не связанные непосредственно с подготовкой и выполнением взрыва, из этой зоны удаляются перед началом подготовки взрыва. По прибытии взрывника на место взрыва перед началом работ по заряданию подается известный всем работающим предупредительный сигнал, по которому случайно оставшиеся в опасной зоне люди должны немедленно покинуть ее, а находящиеся за ее пределами — не входить в нее. У границ опасной зоны выставляются посты охраны, предупредительные красные флажки и т. п. По окончании зарядания и забойки зарядов у места взрыва остаются только наиболее опытные взрывники, которые монтируют взрывную сеть и выполняют ее проверку. Взрывание выполняется, как правило, одним взрывником. Вся работу взрывников контролирует лицо технического надзора.

После взрыва и проветривания опасной зоны взрывники осматривают место разрушенной породы, приводят выработку в безопасное состояние (удаляют заколы, навесы и т. п.) и, убедившись в

отсутствии отказавших зарядов, подают сигнал отбоя, по которому рабочие допускаются для работ, снимаются посты охраны и предупредительные знаки.

Несмотря на это, при взрывных работах иногда несчастные случаи происходят по следующим основным причинам: грубые нарушения «Единых правил безопасности при взрывных работах»; нарушение общих правил безопасности; использование недоброкачественных ВВ и СИ. Большинство несчастных случаев происходит по вине пострадавших вследствие грубых нарушений взрывниками «Единых правил безопасности при взрывных работах», недостаточного контроля лицами технического надзора действий взрывников. Следовательно большинство несчастных случаев может быть предотвращено.

Для улучшения контроля за практическими действиями взрывников Межведомственный Совет по взрывному делу при Госгортехнадзоре СССР принял решение о том, чтобы непосредственные руководители взрывных работ на предприятиях имели «Единую книжку взрывника» (ЕКВ).

В перспективе студенты всех горных специальностей будут изучать курс «Безопасность взрывных работ» по программе ЕКВ, проходить практику и сдавать экзамены на получение «Единой книжки взрывника». Эти мероприятия должны повысить инженерно-технический контроль за правильностью организации и выполнения работ взрывниками и снизить травматизм при взрывных работах.

Изучением травматизма среди взрывников в зависимости от стажа их работы установлено, что наиболее часто (более 50 %) несчастные случаи происходят с молодыми взрывниками со стажем работы до 1 года. Поэтому работа таких взрывников требует повышенного контроля со стороны ИТР.

Анализ травматизма на горных предприятиях показывает, что даже в наиболее опасных условиях угольных шахт несчастные случаи от взрывных работ составляют 2—3 % общего числа несчастных случаев. На многих горных предприятиях черной и цветной металлургии несчастные случаи при взрывных работах не происходили в течение пяти лет и более.

При соблюдении взрывниками «Единых правил безопасности при взрывных работах» и при надлежащем контроле ИТР работы взрывников процент несчастных случаев может быть снижен, и взрывные работы могут быть отнесены к наиболее безопасным процессам технологии горного производства.

2.2. ТРЕБОВАНИЯ К РУКОВОДЯЩЕМУ ПЕРСОНАЛУ ПРИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ И ХРАНЕНИИ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

На горных предприятиях и строительных, гидротехнических и других объектах ведение взрывных работ осуществляется хозяйственным или подрядным способом. При хозяйственном способе предприятие имеет свой участок, цех или отдел взрывных работ со штатом взрывников и инженерно-технических работников, свой

расходный (иногда и базисный) склад ВМ и ведет взрывные работы своими силами. При подрядном способе взрывные работы на предприятии ведутся силами специализированной организации. В СССР имеется ряд крупных специализированных организаций по ведению взрывных работ: тресты Союзвзрывпром, Трансвзрывпром, п/о Гидроспецстрой, предприятия Кривбассвзрывпром, КМА-взрывпром и др.

Руководство взрывными работами возлагается на руководителя предприятия, а при подрядном способе ведения взрывных работ — на руководителя взрывных работ подрядной организации.

К руководству взрывными работами допускаются только лица, имеющие законченное горнотехническое образование или окончившие специальные учебные заведения или курсы, дающие право технического руководства горными и взрывными работами.

С 1983 г. к руководству взрывными работами допускаются только ИТР, имеющие «Единую книжку взрывника». Если специалист не имеет ее, то он обязан изучить цикл дисциплин по специальной программе для ИТР и сдать квалификационный экзамен на получение «Единой книжки взрывника».

К производству взрывных работ допускаются лица, имеющие «Единую книжку взрывника» или мастера-взрывника, которые выдаются после сдачи экзаменов квалификационной комиссии по специальной программе для подготовки взрывников на право производства взрывных работ. К сдаче экзаменов допускаются лица не моложе 19 лет для открытых, и не моложе 20 лет для подземных горных работ, имеющие образование не ниже семи классов и стаж не менее одного года 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 только после стажировки в течение месяца под руководством опытного взрывника.

Инженерно-технические работники, имеющие право руководства взрывными работами, могут быть допущены к производству взрывных работ только после сдачи соответствующих экзаменов и получения «Единой книжки взрывника» и прохождения стажировки.

Ведение взрывных работ в шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, разрешается лицам, имеющим квалификацию мастера-взрывника. Для работы в качестве мастера-взрывника допускаются лица не моложе 22 лет, имеющие образование не ниже семи классов, стаж подземных горных работ не менее двух лет. Они проходят обучение по специальной программе, согласованной с Госгортехнадзором СССР, на базе горных техникумов или на курсах. После сдачи экзаменов квалификационной комиссии они получают «Единую книжку мастера-взрывника».

Горным техникам разрешается присваивать квалификацию мастера-взрывника без дополнительного обучения, в случае если они проработали не менее одного года на подземных горных работах и сдали квалификационный экзамен комиссии.

На предприятиях не реже одного раза в два года проводится повторная проверка знаний мастеров-взрывников и взрывников комиссиями под председательством представителя Госгортехнадзора.

При нарушении должностных инструкций, требований, правил безопасности при разработке месторождений и «Единых правил безопасности при взрывных работах» в зависимости от тяжести нарушения у взрывника (мастера-взрывника) могут отбираться соответственно талоны № 1, 2, 3 «Единой книжки взрывника». В случае грубых нарушений «Единая книжка взрывника» может изыматься на срок от 3 до 6 месяцев или совсем отбираться. При изъятии талона № 3 «Единой книжки взрывника» взрывник отстраняется от ведения взрывных работ, при временном изъятии «Единой книжки взрывника» он должен пройти проверку знаний в комиссии, созданной на предприятии. До проверки знаний взрывник также отстраняется от производства взрывных работ.

Лица, не сдавшие экзаменов, лишаются квалификации взрывника и могут быть повторно допущены к сдаче экзаменов в квалификационной комиссии не ранее чем через три 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 соответствующую отметку о сданном экзамене в «Единой книжке взрывника».

Взрывники, имеющие перерыв 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. Мастера-взрывники при переходе на шахты, опасные по взрыву газа или пыли, сдают дополнительные экзамены по специальной программе и проходят двухнедельную стажировку под руководством опытного взрывника.

Все лица, занятые на взрывных работах, должны быть под расписку проинструктированы руководителем взрывных работ о свойствах и особенностях применяемых ВМ и аппаратуры и мерах предосторожности при обращении с ними. Такой же инструктаж проводится при использовании на предприятии новых ВМ.

Все рабочие, привлекаемые к подготовке и проведению взрывных работ, должны быть ознакомлены под расписку с инструкцией по безопасным методам выполнения этих работ, которая выдается им на руки.

При ведении взрывных работ двумя и более взрывниками в пределах одной опасной зоны должен быть назначен старший взрывник (бригадир) со стажем работы взрывником не менее года. Назначение старшего взрывника оформляется записью в наряд-путевке. В тех случаях, когда взрыванием руководит лицо технического надзора, назначение старшего взрывника не обязательно.

Взрывникам, имеющим при себе ВМ, запрещается выполнять какие-либо работы, не связанные с проведением взрывов.

Заведующими складами ВМ разрешается назначать лиц, имею-

щих право руководства взрывными работами, и лиц, окончивших вузы или техникумы по технологии ВВ. Заведующими складами ВМ могут назначаться также лица, имеющие право производства взрывных работ, прошедшие дополнительную подготовку по специальной программе и имеющие соответствующее удостоверение. Обязанности заведующего складом ВМ может выполнять по совместительству инженерно-технический работник, имеющий право руководства взрывными работами. Взрывники, которые получают ВМ и ведут взрывные работы, не имеют права быть заведующими складами ВМ.

Руководители взрывных работ, взрывники, заведующие складами ВМ привлекаются к строгой административной или судебной ответственности (в том числе уголовной) в случае совершения ими грубых нарушений при выполнении взрывных работ и хранении ВМ, что привело: к травмированию или гибели людей; к хищению ВМ; к разрушению или повреждению окружающих зону взрыва сооружений или оборудования.

2.3. ПОЛУЧЕНИЕ РАЗРЕШЕНИЯ НА ПРАВО ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ, ПРИОБРЕТЕНИЯ, ХРАНЕНИЯ И ПЕРЕВОЗКИ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

Предприятия, которым необходимо вести взрывные работы, до их начала должны получить от Госгортехнадзора СССР или горнотехнической инспекции министерства (ведомства) следующие документы.

1. Разрешение на право производства взрывных работ (выдается органами Госгортехнадзора СССР).

2. 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).

3. Разрешение на приобретение ВМ (выдается органами МВД по заявлению руководителя предприятия и по свидетельству на право приобретения, выданного органами Госгортехнадзора СССР или инспекцией министерства, ведомства). В нем указаны количество и ассортимент расходуемых ВМ, способ доставки и хранения.

4. Разрешение на перевозку ВМ (выдается органами милиции на основании разрешений на право производства взрывных работ и свидетельства на право приобретения ВМ).

При получении разрешения на право производства взрывных работ вместе с заявлением руководителя организации в контролирующую организацию Госгортехнадзора союзной республики или горнотехнической инспекции министерства (ведомства) должны быть представлены следующие документы: копия диплома или удостоверение руководителя взрывных работ, дающее право руководить этими работами; выкопировка из плана местности с нанесением мест ведения взрывных работ и границ опасной зоны; проект

производства взрыва, если работы ведутся в населенном пункте. На выкопировке должны быть показаны окружающие жилые и технические сооружения, железные и шоссейные дороги, линии электропередач, расположенных в пределах опасной зоны или на ее границах.

В заявлении указываются методы и сроки проведения взрывных работ, сведения о складе ВМ (тип, принадлежность), а также название и подчиненность предприятия, сведения о руководителе взрывных работ.

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

При временном отсутствии руководителя взрывных работ приказом по организации на эту должность назначается другое лицо, имеющее право руководства взрывными работами.

При смене руководителя взрывных работ разрешение на право производства взрывных работ должно быть переоформлено на другое лицо.

2.4. ХРАНЕНИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

При хранении и транспортировании ВМ из-за их повышенной опасности применяется комплекс мер предосторожности, которые должны предотвратить хищение, порчу и утерю ВМ, а также исключить случайные взрывы. Применяются также меры защиты сооружений и механизмов от случайных взрывов.

По степени опасности при хранении и перевозке ВМ делятся на пять групп:

I. ВВ с содержанием нитроэфиров более 15 %, нефлегматизированный гексоген и тетрил;

II. Аммиачная селитра, аммиачно-селитренные ВВ, тротил и его сплавы с другими нитросоединениями, нитроглицериновые ВВ с содержанием нитроэфиров до 15 %, а также детонирующий шнур и флегматизированный гексоген.

III. Пороха дымные и бездымные.

IV. Детонаторы (капсюли-детонаторы и электродетонаторы), пиротехнические замедлители КЗДШ.

V. Перфораторные заряды и снаряды с установленными в них взрывателями.

ВМ различных групп должны храниться и транспортироваться отдельно. Огнепроводный шнур и средства его зажигания разрешается хранить и перевозить совместно с ВМ II, III и IV групп.

Совместная перевозка ВВ различных групп разрешается по специальному разрешению главного инженера предприятия или руководителя взрывных работ.

Складом ВМ называется одно или несколько хранилищ для ВВ и СИ с подсобными сооружениями. В зависимости от срока службы склады ВМ делятся 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 располагают

ся так, чтобы аварийный взрыв в одном хранилище не вызывал 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 взрывных работах».

Склады ВМ по назначению делятся на базисные и расходные. От заводов-изготовителей ВМ поступают на базисные склады. Базисные склады снабжают взрывчатыми материалами расходные склады предприятий, как правило, в заводской упаковке; распаковывать их на базисных складах разрешается только для отбора проб с целью испытания ВМ.

При выполнении крупных массовых взрывов разрешается с базисного склада завозить ВМ непосредственно к месту работ, минуя расходный склад. В этом случае ВМ получает и сопровождает персонал расходного склада.

Для ведения взрывных работ взрывники получают ВМ с расходных складов.

По расположению относительно земной поверхности склады делятся на: поверхностные, полууглубленные, углубленные и подземные. У поверхностных складов основания хранилищ расположены на уровне поверхности земли; у полууглубленных — здания хранилищ углублены в землю не более чем до карниза здания, у углубленных — толща грунта над хранилищем составляет менее 15 м, у подземных — толща грунта над хранилищем превышает 15 м.

Предельная вместимость хранилищ базисного склада для различных групп ВМ составляет: I группа—40 т; II группа—240 т, III и IV группы—120 т. Для огнепроводного шнура и средств его зажигания ограничений не существует.

Вместимость одного хранилища постоянного поверхностного расходного склада не должна превышать 60 т и общая вместимость 120 т ВВ, 250 тыс. шт. детонаторов и 100 тыс. м ДШ. Размещение ВМ разных групп в хранилищах производится в соответствии с требованиями «Единых правил безопасности при взрывных работах».

Поверхностный склад ВМ состоит из одного или нескольких хранилищ ВМ с подсобными сооружениями, расположенными на общей огражденной территории. 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.

Все склады ВМ должны круглосуточно охраняться военизированной или вооруженной вахтерской охраной.

Подземные склады ВМ могут охраняться раздатчиками ВМ, вооруженными холодным оружием при круглосуточной их работе.

При проектировании горных предприятий вместимости складов (в тоннах) рассчитываются по формулам: для базисных складов $V_6 = Nq' (1,25 + 0,1 K) / (1000 K)$; для расходных складов $V_p = Nq' (1,1 + 7,05 K) / (1000 K)$, где N — объем взрывных работ на

проектируемом предприятии, м³/год; q' — средневзвешенный расход ВВ на 1 м³ горной массы, кг/м³; K — среднегодовое число поставок ВВ на склад.

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

Применительно к взрыванию скважинными зарядами на открытых горных работах на 1 т расходующих ВВ в среднем затрачивается 400 м ДШ и 50 электродетонаторов. При проходческих работах на 1 т ВВ в среднем расходуется 500 электродетонаторов.

На территории поверхностного склада располагаются следующие здания и сооружения: а) хранилища ВВ и СИ; здания и площадки для подготовки ВМ; в) караульные вышки; г) лаборатории и полигоны; д) помещения 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.

Расстояние, обеспечивающее невозможность передачи детонации от одного заряда к другому,

$$r_d = \sqrt[3]{\sum K_i q_i} \sqrt[4]{D},$$

где r_d — безопасное допустимое расстояние, м; K_i — коэффициенты, зависящие от рода ВВ и условий взрывания (табл. 2.1); q_i — массы различных ВВ в хранилище, кг; D — эффективный размер пассивного заряда — наименьший линейный его размер, принимаемый равным ширине заряда или удвоенной высоте его, м.

ТАБЛИЦА 2.1

Значения коэффициентов K_i

ВВ	Местоположение	Активный заряд				Пассивный заряд			
		ВВ группы II		ВВ группы I		Тротил		Детонаторы	
		О	У	О	У	О	У	О	У
ВВ группы II	Открытый	0,65	0,4	0,9	0,65	1,0	0,8	0,65	0,4
	Углубленный	0,4	0,25	0,65	0,4	0,8	0,5	0,4	0,25
ВВ группы I	Открытый	1,3	0,8	1,8	1,3	2,0	1,6	1,3	0,8
	Углубленный	0,8	0,5	1,3	0,8	1,6	1,0	0,8	0,5
Тротил	Открытый	1,0	0,75	1,3	1,0	1,5	1,1	1,0	0,75
	Углубленный	0,75	0,5	1,0	0,7	1,1	0,65	0,75	0,54
Детонаторы	Открытый	0,35	0,2	0,6	0,4	0,55	0,45	0,35	0,2
	Углубленный	0,2	0,15	0,4	0,3	0,45	0,3	0,2	0,15

Примечание. О — открытый; У — углубленный.

При расчетах условие «углубленный» соответствует обвалованному хранилищу ВМ. Условие «открытый» соответствует хранению ВМ в сооружениях и штабелях на открытых площадках.

При определении безопасных расстояний от необвалованных отдельных хранилищ (штабелей) с детонаторами до зарядов ВВ (хранилищ, штабелей) ВВ за активный заряд всегда принимаются детонаторы, и расчет ведется по формуле

$$r_d = 0,06 \sqrt{n_d},$$

где n_d — число детонаторов.

Безопасные расстояния между необвалованными хранилищами детонаторов

$$r'_d = 0,1 \sqrt{n_d}.$$

При расчетах 1 м ДШ приравняется пяти детонаторам.

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

Опасность нанесения повреждения зданиям и сооружениям при действии ударной волны оценивается различными степенями безопасности. При первой степени безопасности отсутствуют какие-либо повреждения, при второй степени — допускаются случайные повреждения застекления, при третьей — полное разрушение застекления, нарушение штукатурки, частичные повреждения рам и дверей. Четвертая степень безопасности характеризуется разрушением внутренних перегородок, рам, дверей, сооружений, пятая — разрушением малостойких каменных и деревянных зданий, шестая — проломом прочных кирпичных стен, полным разрушением жилых и промышленных сооружений.

При расчете безопасных расстояний от складов ВМ до населенных пунктов, авто- и железнодорожных магистралей, крупных водных путей, заводов, складов взрывчатых и огнеопасных материалов и сооружений государственного значения принимается третья степень безопасности.

Для отдельно стоящих зданий и сооружений второстепенного значения, автомобильных и железных дорог с небольшим движением, для особо прочных сооружений принимается четвертая степень безопасности.

Хранилища ВМ постоянных складов выполняются из негорючих материалов. С разрешения органов пожарного надзора допускается устройство бревенчатых или каркасно-засыпных стен.

Для уменьшения 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 в пределах $(1 \div 3)$ м, со стороны там-

буров — до 4 м. Между подошвой вала и зданием хранилища должны быть сделаны водоотводные канавки с выводами их за пределы валов. В случае полного обвалования хранилища для выходов валы должны иметь разрыв, перед которым должен быть устроен защитный вал на расстоянии 1—3 м от основания главного вала. Положение защитного вала должно быть таким, чтобы прямая линия, проведенная в плане от ближайшего угла здания через ближайшую конечную точку гребня вала и продолженная дальше, пересекала гребень защитного вала.

Подземный склад ВМ состоит из выработок-хранилищ, подводящих выработок и вспомогательных камер. Предельная вместимость подземных расходных складов не должна превышать недельного запаса ВВ и двухнедельного запаса СИ. Вместимость каждой камеры не должна превышать 2 т ВВ. В каждой ячейке разрешается хранить не более 400 кг ВВ и 15 тыс. ЭД (детонаторов).

Анализ, сделанный МГИ, показывает, что вместимость хранилища подземных складов целесообразно увеличить в 2 раза (двухнедельный запас ВВ и месячный СИ). Современные ВМ допускают хранение их в условиях 100 % влажности без изменения свойств в указанные интервалы времени. Увеличение вместимости складов позволит уменьшить вероятность хищения и утери ВМ при перевозках, а также снизит транспортные расходы.

Расположение подземных складов должно отвечать следующим требованиям:

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

б) расстояние от ближайшей ячейки или камеры до выработок, служащих для постоянного прохода людей, должно быть соответственно не менее 20 и 25 м;

в) расстояние 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 между собой прямые углы, или закрываться неразрушаемыми при аварийном взрыве в складе стальными дверями. Подводящие к складу выработки должны заканчиваться тупиками длиной не менее 2 м и площадью сечения не менее 4 м²;

д) каждый склад должен иметь два выхода;

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

Исследования, выполненные в МГИ, показали, что расстояние от камер (ячеек) хранения ВМ до выработок шахты могут быть уменьшены в 2 раза с целью снижения расходов на строительство складов.

Стальные неразрушаемые при взрыве двери являются надежным средством локализации аварийного взрыва в складе ВМ, а потому следует отказаться от малоэффективной и неудобной в сооружении трехтупиковой схемы входов в склады.

Склад ВМ углубленного типа может устраиваться в массиве горы, холма или скалы и сообщаться с поверхностью штольнями. 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.

2.5. УЧЕТ РАСХОДОВАНИЯ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

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

а) книга учета суточного прихода и расхода ВМ (ведется заведующим базисным и расходным складами);

б) книга учета выдачи и возврата ВМ (ведется заведующим расходного склада);

в) наряд-накладная служит для отпуска ВМ с одного склада на другой. Наряд-накладная выписывается бухгалтерией предприятия, в ведении которого находится склад, и которое отпускает ВМ. Вместе с наряд-накладной получатель предъявляет на складе также доверенность;

г) наряд-путевка служит для отпуска ВМ взрывникам на производство взрывных работ (выписывается производителем работ или мастером участка и является основанием для записи о выдаче ВМ на расходном складе).

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

В книге учета выдачи и возврата ВМ ежедневно подводится итог расхода ВМ, который переносится в книгу учета прихода и расхода ВМ. В этой же книге фиксируется поступление ВМ на основе данных наряд-накладных, и на основе суточного расхода и прихода ВМ показывается количество ВМ, хранящихся на складе.

Книги должны быть пронумерованы, прошнурованы и скреплены сургучной печатью органов Госгортехнадзора СССР или горно-технической инспекции ведомств. Во всех приходно-расходных документах не разрешается делать записи карандашом, не допускаются помарки и подчистки записей. Исправления допускаются проставлением новых цифр, сопровождаемым подписью лица, внесшего поправку.

Выдачу ВМ со склада производят в строгом соответствии с предъявленными наряд-накладными или наряд-путевками. Перед выдачей детонаторов (КД, ЭД) для выполнения работ последние должны быть пронумерованы. Нумерация должна выполняться по ведомственной инструкции, согласованной с Госгортехнадзором СССР.

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

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

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 наряд-накладные и наряд-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 и доверенность, когда ВМ отпускаются по наряду-накладной, и наряд-путевка, когда ВМ выдаются по ней взрывникам участка или цеха взрывных работ, в ведении которого находится склад.

2.6. ПЕРЕВОЗКА И ПЕРЕНОСКА ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

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

К управлению автомобилем, предназначенным для перевозки ВМ, может быть допущен только шофер, прошедший специальный инструктаж о правилах перевозки ВМ. При перевозке ВМ для взрывных работ в городских условиях и населенных пунктах допускаются шоферы не ниже второго класса, а маршрут следования согласуется с органами ГАИ.

При управлении автомобилем шофер обязан иметь при себе:

а) удостоверение на право управления; б) талон технического паспорта; в) путевой или маршрутный лист.

Перевозка ВМ автотранспортом выполняется с соблюдением мер личной и общественной безопасности, в сопровождении воору-

женной 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 первого 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 перевозку.

Автомобили, предназначенные для транспортирования ВМ, должны удовлетворять следующим основным требованиям: а) иметь два огнетушителя, цепи или другие приспособления против скольжения; б) иметь глушители, оборудованные искрогасителями; в) кузов должен быть чистым и не иметь щелей; г) электрооборудование должно быть исправным; д) на кузове должен быть установлен специальный опознавательный знак. 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 красные флажки, а в ночное время — соответствующие отражательные знаки. При наличии в транспортной колонне нескольких автомобилей знаки должны быть помещены на переднем и на заднем автомобилях.

ВМ для взрывных работ в городских условиях и населенных пунктах разрешается перевозить только в закрытых автомобилях (передвижные склады ВМ на автомобилях) с красной полосой 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 в специальном отсеке кузова автомобиля разрешается перевозить малогабаритные радиостанции.

При совместной перевозке СИ и ВВ к местам работ или с базисного на расходный склад детонаторы должны размещаться в передней части кузова автомобиля в специальном плотно закрывающемся ящике с войлочными, резиновыми, пенопластовыми или другими мягкими прокладками со всех сторон. ВВ помещаются в конце кузова автомобиля и отделяются от ящика с детонаторами ящиками со средствами электроогневого взрывания, зажигательными патронами, ящиками с ОШ или другими способами.

При перевозке ВМ загрузка автомобиля допускается до полной грузоподъемности, за исключением случаев перевозки детонаторов,

ВВ, содержащих жидкие нитроэферы, и дымных порохов. Загрузка этих ВВ на автомобиль разрешается не более двух третей его грузоподъемности и не более двух рядов ящиков по высоте.

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

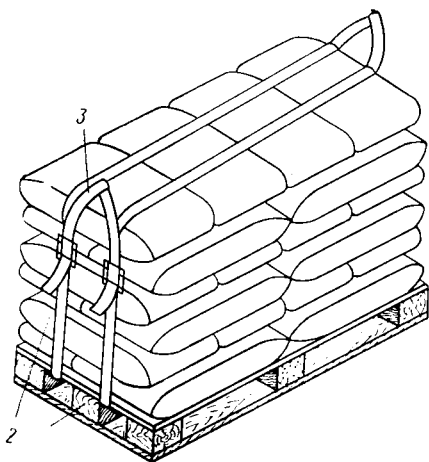
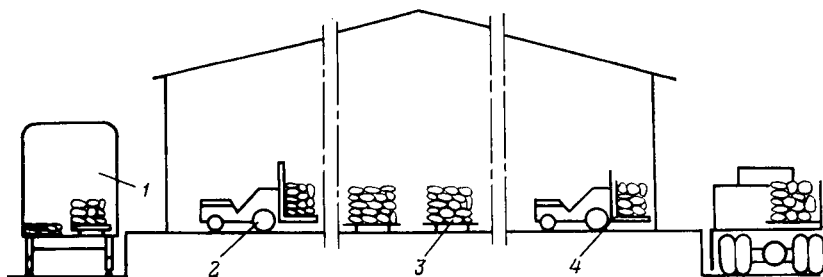


Рис. 2.1. Поддон с мешками россыпного ВВ:

1 — поддон; 2 — мешки с ВВ; 3 — строповочные ремни

Рис. 2.2. Схема доставки поддонов с ВВ в хранилище:

1 — вагон с мешками ВВ; 2 — электропогрузчик с поддоном в хранилище; 3 — поддоны с ВВ в хранилище; 4 — погрузка ВВ в автомашины



Доставка ВМ к месту взрыва разрешается без охраны, но при обязательном наблюдении 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 следует переносить в разных сумках. Порошкообразные аммиачно-селитренные ВВ разрешается переносить в жесткой таре. Детонаторы и боевики следует переносить только взрывникам. 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 только ВВ норма увеличена до 20 кг.

При переноске ВВ в заводской упаковке (в мешках) на расстояние не более 300 м и при удобном пути с подъемом не более 0,02 разрешается переносить 40 кг.

Разработаны и внедряются на складах ВМ схемы механизации физически тяжелых разгрузочно-погрузочных работ с россыпными ВВ, которые поступают на склады в мешках массой 40—42 кг. Мешки по 20—24 шт. укладываются на заводах или в железнодорожных вагонах на поддоны (рис. 2.1), которые с помощью электропогрузчиков перевозятся в хранилище ВВ (рис. 2.2), а затем со специальной рампы грузятся в автомашины, доставляющие ВВ на взрываемый блок или на механизированный пункт подготовки ВВ.

На некоторых предприятиях имеется опыт доставки ВВ на склады ВМ в мягких контейнерах емкостью 1 т, а также опыт доставки аммиачной селитры на предприятие для изготовления ВВ в железнодорожных вагонах-хопперах. Применяемые способы механизации погрузочно-разгрузочных работ на складах ВМ снижают трудоемкость работ, повышают производительность труда персонала складов ВМ и взрывников и улучшают санитарно-гигиенические условия его работы.

2.7. 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». Безопасность всех работающих в зоне взрыва обеспечивается путем оцепления опасной зоны перед началом заряжания, из которой удаляются все люди, не связанные с выполнением взрыва, и не допускаются в нее до подачи сигнала «отбой». В проекте взрыва определяются величины зарядов и радиусы опасных зон, которые обеспечивают полную безопасность по разлету кусков породы, по сейсмическому воздействию взрыва, по действию ударных воздушных волн на окружающие объекты, вредному действию газового облака, образующегося при взрыве.

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

К охране опасной зоны привлекаются рабочие после предварительного инструктажа и обучения по технике безопасности. Повторный инструктаж по технике безопасности производится на месте по мере необходимости, но не реже одного раза в квартал, а также при смене объекта взрывных работ. При этом делается соответствующая запись в журнале инструктажа.

Охрана опасной зоны организуется так, чтобы все пути, ведущие к месту работ (дороги, тропы, подходы, выработки), находя-

лись под постоянным наблюдением; каждый пост должен быть в поле зрения смежных с ним постов.

При взрывных работах 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 выставляются посты охраны.

Взрывники и подсобные рабочие выполняют зарядание и забойку зарядов. После этого на месте взрыва остаются только взрывники, которые ведут монтаж взрывной сети.

Если при взрывании большого объема камерных и скважинных зарядов применяются ВВ группы II (аммониты, граммониты, гранулотол и др.), то разрешается при зарядании устанавливать малую опасную зону радиусом в 50 м от ближайших зарядов, за пределами которой могут находиться люди, занимающиеся другими работами. В этом случае перед началом укладки боевиков в заряды и монтажа взрывной сети люди должны быть выведены за пределы большой опасной зоны, установленной проектом.

Второй сигнал — боевой (два продолжительных). При огневом взрывании взрывники зажигают огнепроводные шнуры и удаляются в укрытие или за пределы опасной зоны, а при электрическом взрывании — включают ток.

Третий сигнал — отбой (три коротких) — подается после осмотра места взрыва руководителем взрыва или старшим взрывником. После сигнала отбоя рабочие оцепления покидают свой пост.

Третий сигнал подается, если при осмотре места взрыва не обнаружено отказавших (невзорвавшихся) зарядов. При обнаружении отказов взрывники занимаются его ликвидацией. На период ликвидации отказа распространяется действие второго сигнала.

При ведении 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 распоряжке выполнения каждого массового взрыва.

Для обеспечения нормального выполнения своих обязанностей лица охраны опасной зоны должны быть оснащены средствами сигнализации: флажками, фонарями, свистками и мегафонами. При взрывах, сложных по выполнению и охране опасной зоны, лица охраны должны снабжаться телефонами, электромегафонами и в отдельных случаях — переносными радиостанциями.

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

2.8. УНИЧТОЖЕНИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

Уничтожению подлежат ВМ, если они признаны непригодными к использованию или в случае ликвидации предприятия, когда остатки ВМ не могут быть переданы другим предприятиям.

Уничтожение выполняется по письменному распоряжению главного инженера предприятия или руководителя взрывных работ. При этом обязательно составляется акт (в двух экземплярах) с указанием количества уничтоженных ВМ и их наименований, а также причины и способа их уничтожения. Руководить работами по уничтожению должен заведующий складом или руководитель взрывных работ.

ВМ разрешается уничтожать взрыванием, сжиганием, потоплением и растворением в воде.

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

Количество ВМ, уничтожаемых за один прием, и место устанавливаются для каждого случая с учетом местных природных условий и при обязательном соблюдении безопасных расстояний. Место для уничтожения ВМ выбирают не ближе 500 м от населенных пунктов, строений и дорог. На безопасном расстоянии от места уничтожения устраивается надежное укрытие для взрывников.

Уничтожение взрыванием разрешается выполнять электрическим и в крайнем случае огнем способом, при этом зажигательные трубки должны прокладываться прямолинейно и с подветренной стороны. Взрывание производится с помощью патронов-боевиков, изготовленных из доброкачественных ВВ и укладываемых сверху на уничтожаемые ВМ.

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

Детонаторы взрывают в заводских коробках, зарытых в землю, чтобы обеспечить полноту их детонации и исключить их разброс.

Уничтожение сжиганием применимо к таким ВМ, которые утратили способность детонировать, а также к пороху. Детонаторы сжигать запрещено.

Сжигание разрешается производить только в сухую погоду на специальной площадке, вдали от строений и населенных пунктов. Порох при сжигании рассыпают 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 сжигаются в кострах в количестве не более 10 кг. Каждый патрон кладется в костер отдельно от других. Костры раскладываются в один ряд. Перед сжиганием ВВ необходимо проверить, нет ли в них детонаторов, могущих при сжигании вызвать взрыв. Сжигать ВМ в заводской таре запрещается.

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

Костры и дорожки ВВ поджигают огнепроводным шнуром или легковоспламеняющимся материалом (стружкой, хворостом, бумагой и т. п.), располагаемым с подветренной стороны. Поджигание выполняется после окончания подготовительных работ и вывода людей из опасной зоны. Взрывники при сжигании должны находиться в укрытии. Приближаться к месту сжигания можно только в случае, если горение полностью закончилось. Обнаруженные в золе остатки несгоревших ВМ собирают и повторно сжигают.

Уничтожение растворением и потоплением в воде применяется для неводоустойчивых аммиачно-селитренных ВВ и дымного пороха. Раствор ВВ сливается в специальную яму, а нерастворившийся остаток собирается и уничтожается сжиганием.

Нерастворимые ВВ разрешается уничтожить потоплением только в открытом море. Уничтожаемые материалы можно потоплять в заводской таре; при этом следует прочно привязать к ним достаточно тяжелый груз, чтобы исключить возможность всплытия уничтожаемых ВМ.

ГЛАВА 3

ОПИСАНИЕ ВЗРЫВА И ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

3.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ВЗРЫВОВ

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

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 $3400\text{--}6000$ кДж/кг и газов (взрывы ВВ, метана, 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 ($6,8 \cdot 10^{10}$ кДж/кг при ядерном и $4,19 \cdot 10^{11}$ кДж/кг при термоядерном взрыве), чем при химическом. При взрывных работах в промышленности применяют химические взрывы ВВ.

3.2. ЭНЕРГИЯ ВЗРЫВА

Под воздействием внешнего импульса (нагревание, трение, удар и т. д.) ВВ детонируют. При этом в них происходит чрезвычайно быстрая химическая 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 в результате химической реакции окисления водорода в воду и углерода в окись (СО) и двуокись (СО₂) углерода кислородом, входящим в состав молекул компонентов ВВ. За счет этого достигается высокая концентрация энергии в единице объема ВВ, в то время как при горении веществ окисление горючих элементов происходит за счет кислорода воз-

духа. Так, при сжигании 1 л стехиометрической (количество горючего соответствует количеству окислителя) смеси спирт — кислород выделяется всего 14,5 кДж, водород — кислород 7,5 кДж.

В то же время тепловая энергия, приходящаяся на 1 кг ВВ (теплота взрыва 1 кг ВВ), значительно меньше теплоты сгорания обычных горючих: керосина 47 000 кДж/кг, каменного угля 29 300 кДж/кг и т. д. У промышленных ВВ значительная скорость распространения реакции обеспечивает получение чрезвычайно большой мощности при взрыве, характеризуемой количеством энергии, выделяемой в единицу времени.

В момент взрыва образуется значительное количество газов, которые выделяемым теплом нагреваются до высокой температуры вследствие большой скорости детонации, малого времени выделения энергии и весьма малого теплообмена продуктов взрыва с окружающей средой.

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

Взрыв сопровождается 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: чрезвычайно высокая объемная концентрация энергии, большая сверхзвуковая скорость распространения химической реакции по заряду ВВ, экзотермичность реакции, большая мощность, высокое давление в зоне взрыва, образование газообразных продуктов.

3.3. ОПИСАНИЕ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Известно большое количество химических соединений и смесей, которые способны под действием внешнего импульса взрываться. Но к 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 длительном хранении и применении.

По своему физическому состоянию ВВ могут быть: а) твердыми соединениями или смесями; б) смесями жидких и твердых веществ (аммиачная селитра с жидким горючим, тротил с аммиачной селитрой и раствором селитры, жидкие нитроэфиры с аммиачной селитрой, жидкий кислород с твердым горючим и т. д.); в) газовыми смесями (метан с воздухом, ацетилен с кислородом и т. д.); г) смесями твердых или жидких веществ с газами (угольная, древесная или другая органическая пыль, брызги керосина, бензина с воздухом и т. д.); д) жидкими веществами; е) смесями жидких веществ.

Практическое применение в качестве промышленных ВВ имеют первые две группы, наибольшее распространение получили взрывчатые смеси из твердых веществ.

Для взрывного бурения применяются ВВ из смеси жидких компонентов. 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 фронта химической реакции, в котором температура достигает некоторого критического значения и который перемещается по ВВ. Скорость его перемещения определяется величиной 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. При взрыве грубодисперсных, гранулированных и водосодержащих ВВ детонация 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 иницирующие ВВ, характеризующиеся высокой чувствительностью, которые применяют для изготовления средств инициирования (капсюлей-детонаторов, электродетонаторов, детонирующих шнуров).

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 (льющиеся или текучие в холодном или горячем состоянии).

Компоненты гранулированных ВВ имеют размер гранул или чешуек 1 — 3 мм. Водосодержащие ВВ благодаря добавкам водного раствора селитры с загустителем имеют слаботекучую медообразную консистенцию, льющиеся ВВ имеют легкоподвижную консистенцию, допускающую их транспортирование по шлангам. Горячельющиеся ВВ в горячем состоянии имеют легкоподвижную консистенцию, но твердеют при нормальной температуре.

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

Индивидуальные ВВ — химические соединения (нитроглицерин, тротил, тэн, гексоген и т. п.), содержащие в своем составе все эле-

менты, 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 отдельных случаях роль окислителя может выполнять вещество, содержащее недостаточное количество кислорода для окисления собственных горючих. Так, в алюмотоле тротил выполняет роль окислителя для алюминия, а в аммонитах тротил выполняет роль горючей добавки и сенсibilизатора.

Горючие добавки — твердые или жидкие вещества, богатые углеродом и водородом, легкоокисляющиеся и выделяющие при этом большое количество тепла. Горючие добавки, вступая во взрывную реакцию с окислителем, обеспечивают выделение тепла и газообразных продуктов взрыва. Роль горючих добавок выполняют также взрывчатые компоненты, содержащие в своем составе недостаточное количество кислорода для полного окисления содержащихся в них горючих элементов. Часть углерода, выделяемого при взрыве таких ВВ в виде окиси, в свободном состоянии или в виде горючих соединений, реагирует с 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, которые в смеси с малочувствительными ВВ (аммиачная селитра и т. п.) и с невзрывчатыми веществами обеспечивают нормальную чувствительность такого смесового ВВ к инициированию капсюлем-детонатором, электродетонатором или детонирующим шнуром и одновременно повышают энергетические характеристики этого смесового ВВ.

Роль сенсibilизатора в простейших ВВ (динамоны, игданиты, гранулиты) выполняют (при определенном процентном содержании) и невзрывчатые горючие добавки.

Стабилизаторы вводят в состав ВВ для повышения их химической и физической стойкости. Некоторые стабилизаторы также выполняют роль горючих добавок.

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. Так, перед добавкой гексогена при изготовлении скальных аммонитов его флегматизируют.

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

Снижение температуры взрыва происходит за счет затрат тепла на нагревание и испарение содержащегося в нем пламегасителя. Кроме того, пламегаситель выполняет роль ингибитора (отрицательного катализатора), замедляя реакцию воспламенения метана горячими газами взрыва.

3.4. КИСЛОРОДНЫЙ БАЛАНС, ЯДОВИТЫЕ ГАЗЫ ВЗРЫВА

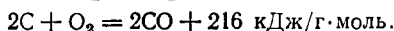
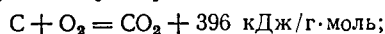
Состав газов, выделяющихся при взрыве, зависит от химического состава ВВ, его кислородного баланса и условий взрывания.

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

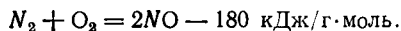
Различают нулевой, положительный и отрицательный кислородный баланс.

Кислородный баланс считается нулевым, если в составе ВВ содержится необходимое количество кислорода для полного окисления горючих элементов. Такое соотношение компонентов называют стехиометрическим. Если в составе ВВ кислорода не хватает 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, углекислота, свободный азот, окись алюминия и минимальное количество ядовитых газов, выделяется максимально возможное количество энергии. При взрыве ВВ с недостатком кислорода образуется ядовитая окись углерода СО. Образование этого соединения идет с меньшим выделением тепла, чем при образовании двуокиси углерода:



При взрыве ВВ с избытком кислорода последний образует с азотом весьма ядовитые окислы. Реакции образования окислов азота идут с поглощением тепла:



Для ВВ с отрицательным кислородным балансом в присутствии воды (заряжание ВВ в скважину, заполненную водой) могут идти реакции, снижающие количество ядовитой окиси углерода и повышающие энергию взрыва:

реакция водяного газа $\text{CO} + \text{H}_2\text{O} = \text{CO}_2 + \text{H}_2 + 41 \text{ кДж/г} \cdot \text{моль};$
генераторного газа $2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C} + 172 \text{ кДж/г} \cdot \text{моль}.$

Таким образом, ВВ с отрицательным и положительным кислородным балансом отличаются меньшей теплотой взрыва от ВВ с нулевым кислородным балансом.

При использовании гранулированных ВВ на подземных работах, чтобы исключить значительное выделение ядовитых газов, плотность заряжания этих ВВ повышается с помощью пневмоза-

рядчиков, а также путем повышения надежности их инициирования. Эти ВВ при высокой плотности заряжания имеют критический диаметр 20—30 мм, т. е. почти в 4 раза меньший, чем для открытого заряда. Повышение плотности заряжания порошкообразных ВВ снижает количество образующихся ядовитых газов, так же как и повышение тонкости их измельчения в процессе изготовления.

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. При плохой забойке зарядов, наличии воздушных промежутков между патронами увеличивается выделение ядовитых газов. При взрывании угля газ CO_2 может переходить в CO , взрывы серосодержащих руд приводят к образованию сернистых газов и сероводородов. Калийные руды и апатито-нефелиновые связывают окислы азота, молибденовые и медные связывают окись углерода. Чем выше коэффициент крепости взрываемых пород, тем больше образуется окиси углерода и меньше окислов азота.

Б. Д. Росси предложил разделять горные породы по степени их влияния на образование ядовитых газов при взрыве ВВ в подземных условиях на три группы. Первая группа пород (апатиты, нефелины, калийные соли, медные, молибденовые руды) обеспечивает выделение до 40 л ядовитых газов на 1 кг ВВ, вторая группа пород (угли и породы угольных шахт, свинцово-цинковые, золотосодержащие, железные маргитовые руды) 40—100 л и третья группа пород (джеспилитовые железные руды) — более 100 л ядовитых газов на 1 кг ВВ.

Бумажная парафинированная оболочка патронов участвует в реакции взрыва, понижая кислородный баланс. Поэтому установлено, что масса бумажной оболочки должна быть не более 2 г и парафина не более 2,5 г на 100 г ВВ.

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

Окись углерода CO (угарный газ) образует при вдыхании прочные соединения с красными кровяными тельцами, являющимися переносчиками кислорода из легких к тканям, в связи с этим человеческий организм начинает испытывать кислородное голодание. При больших концентрациях CO ($>1\%$) быстро наступает смерть. Предельно допустимая концентрация CO в атмосфере шахт 0,0016 % (по объему).

Окислы азота NO , NO_2 , N_2O_3 при вдыхании в легкие образуют, вступая в реакцию с водой, азотную и азотистую кислоты, действие которых приводит к отеку легких. Окислы азота особенно опасны из-за того, что они способны накапливаться в организме в течение 4—6 ч. Поэтому по токсическому действию они считаются в 6,5 раз более ядовитыми, чем окись углерода, и предельно допус-

тимая 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 происходят острое раздражение дыхательных путей и отек легких. По токсичности эти газы считаются в 2,5 раза более ядовитыми, чем окись углерода. При взрыве детонаторов образуются пары и аэрогели ртути или свинца, входящих 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.

Кислородный баланс смешевого ВВ определяется суммированием произведений доли каждого компонента на его кислородный баланс.

Кислородный баланс некоторых компонентов и ВВ приведен в табл. 3.1.

ТАБЛИЦА 3.1

Физико-химические характеристики некоторых компонентов промышленных ВВ

Вещество	Атомная или молекулярная масса	Кислородный баланс, %	Теплота образования при постоянном объеме, кДж/г·моль
Алюминий	27	—89,0	—
Аммиачная селитра	80	+20,0	355
Бумага (оболочка патронов)		—130,0	—
Калиевая селитра	101	+39,6	490
Керосин		—343,0	—
Клетчатка	162	—118,5	965
Магний	24,3	—65,8	—
Мука злаков	381	—132,0	—
Мука древесная	362	—137,0	19 600
Натриевая селитра	85	+47,0	493
Натрия хлорат	106,5	+45,0	350
Натрия перхлорат	122,5	+52,2	390
Парафин (твердый)	338,5	—346,0	46 500*
Углерод (аморфный)	12	—266,7	34 000
Вода (газ)	18	—	240
(жидкость)	18	—	283
Окись углерода	28	—	118

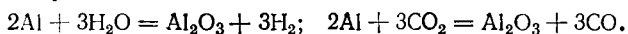
* Теплота сгорания вещества, Дж/г.

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 следующие группы.

1. *ВВ с количеством кислорода, достаточным (или избыточным) для полного окисления всех горючих элементов.* В этом случае весь водород превращается в воду, углерод—в углекислый газ.

2. ВВ с количеством кислорода, достаточным для полного газообразования. При этом принимается, что кислород сначала окисляет весь водород в воду, углерод — в окись углерода, а затем оставшийся кислород образует с частью окиси углерода углекислый газ.

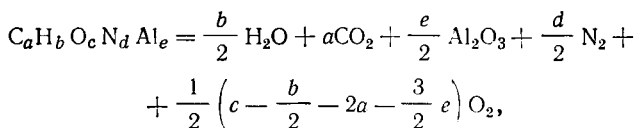
При взрыве алюмосодержащих ВВ с нулевым кислородным балансом образуется твердая окись алюминия Al_2O_3 , а при отрицательном — она образуется в результате вторичных реакций алюминия с водой и углекислым газом:



Протекание последней реакции сопровождается, как видно из уравнения, выделением повышенного количества окиси углерода, что следует учитывать при взрывании алюмосодержащими ВВ в подземных условиях.

3. ВВ с количеством кислорода, недостаточным для полного газообразования. В этом случае водород полностью окисляется в воду, оставшимся кислородом окисляется часть углерода в окись углерода и выделяется свободный углерод.

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



а кислородный баланс такого ВВ вычисляется по формуле

$$k_0 = \left[c - \left(2a + \frac{b}{2} + \frac{3}{2} e \right) \cdot 16 \cdot 100 \right] / M. \%$$

Аналогично составляются приближенные уравнения реакций взрыва для двух других случаев.

3.5. ДЕТОНАЦИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

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. Воспламененная слабой искрой в стеклянной трубке, смесь этих газов горит, распространяясь с такой скоростью. Сильная искра или взрыв небольшого заряда вызывают совсем другое явление: пламя в трубке распространяется по газу со сверхзвуковой скоростью (около 2 км/с), т. е. происходит детонация (взрыв) газовой смеси.

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

Скорость детонации всегда больше скорости звука и в сто раз

с лишним превышает скорость горения. Д е т о н а ц и я — это сложное газодинамическое явление, детали которого в настоящее время еще недостаточно хорошо изучены, но в целом оно объясняется распространением по массе ВВ ударных волн. Ударная волна в массе ВВ возбуждается однократным начальным импульсом от внешнего источника, которым чаще всего является взрыв КД и ЭД.

Согласно гидродинамической теории детонации 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, в результате 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 порядок и более превышающие прочность материала 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 д е т о н а ц и о н н о й волной.

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

1. Скорость ее распространения всегда выше скорости звука в данной среде (заряде ВВ).
2. На фронте волны происходит скачкообразное изменение давления, плотности и температуры (рис. 3.1).
3. Частицы среды (продукты взрыва) движутся вслед за фронтом ударной волны.
4. Скорость ударной волны зависит от величины давления (амплитуды) на фронте волны.

3.6. ТЕОРИЯ ПЛОСКИХ 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 Д. Л. Чепменом и Е. Жуге.

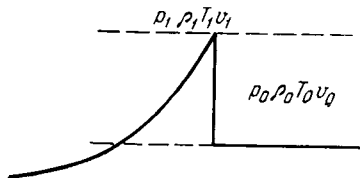


Рис. 3.1. Изменение параметров среды при прохождении ударной волны

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.

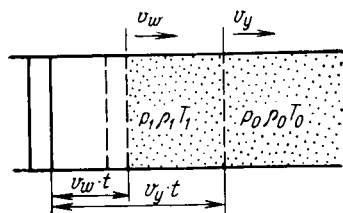


Рис. 3.2. Расчетная схема для вывода основных уравнений плоских ударных волн

Допустим, что по трубе площадью поперечного сечения S , заполненной газом, движется поршень с постоянной скоростью v_w (рис. 3.2). 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. Сжатый поршнем газ движется со скоростью v_w , а фронт области сжа-

тия, поскольку он захватывает все новые порции газа, движется с некоторой скоростью v_y относительно невозмущенного газа. Предположим, что движение поршня происходит так быстро, что сжатый газ не успевает отдавать тепло невозмущенному газу и стенкам трубы, а саму трубу будем считать абсолютно жесткой. Здесь и далее приняты следующие обозначения: p_0 , ρ_0 и T_0 — соответственно давление, плотность и температура газа в исходном невозмущенном состоянии, а p_1 , ρ_1 и T_1 — давление, плотность и температура сжатого газа. Предположим, что поршень движется в течение времени t , за это время он пройдет путь $v_w t$.

Фронт волны пройдет путь $v_y t$, длина сжатого столба газа 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:

$$\begin{aligned}\rho_0 v_y tS &= \rho_1 (v_y - v_w) tS, \\ \rho_0 v_y &= \rho_1 (v_y - v_w).\end{aligned}\quad (3.1)$$

Количество движения для сжатой массы газа, движущейся со скоростью v_w , 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 сжатый столб газа действует сила $(p_1 - p_0)S$, а импульс силы равен $(p_1 - p_0)St$.

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

$$(p_1 - p_0)St = \rho_0 v_y S t v_w; \quad p_1 - p_0 = \rho_0 v_y v_w, \quad (3.2)$$

или

$$v_w = \frac{p_1 - p_0}{\rho_0 v_y}. \quad (3.3)$$

Из уравнений (3.2) следует что при $p_1 > p_0$, т.е. при сжатии газа поршнем скорости v_y и v_w одного знака. Поэтому принятая схема движения газа под действием поршня справедлива, а величина v_y больше v_w .

Подставив значение v_w из уравнения (3.3) в формулу (3.1), получим

$$\rho_0 v_y = \rho_1 \left(v_y - \frac{p_1 - p_0}{\rho_0 v_y} \right), \text{ или } \rho_0 (\rho_1 - \rho_0) v_y^2 = \rho_1 (p_1 - p_0); \quad (3.4)$$

отсюда

$$v_y^2 = \frac{\rho_1}{\rho_0} \frac{p_1 - p_0}{\rho_1 - \rho_0}; \quad v_w^2 = (p_1 - p_0) \left(\frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho_1} \right), \quad (3.5)$$

или, вводя вместо плотности удельный объем $V_0 = 1/\rho_0$ и $V_1 = 1/\rho_1$, т.е. объем единицы массы, получим

$$v_y^2 = V_0^2 \frac{p_1 - p_0}{V_0 - V_1}; \quad (3.6)$$

$$v_w^2 = (p_1 - p_0) (V_0 - V_1). \quad (3.7)$$

Теперь определим зависимость изменения внутренней энергии частиц вещества при прохождении по ним ударной волны. Для этого воспользуемся теоремой об изменении энергии частиц сплошной среды. 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 $v_w^2/2$, масса сжатого газа $\rho_0 v_y S t$, и тогда величина полного изменения энергии возмущенной части газа при сжатии составит

$$\rho_0 v_y S t (E_1 - E_0 + v_w^2/2).$$

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 имеет вид

$$\rho_0 v_y S t (E_1 - E_0 + v_w^2/2) = p_1 S v_w t, \quad (3.8)$$

или

$$\rho_0 v_y (E_1 - E_0 + v_w^2/2) = p_1 v_w.$$

Заменяв v_w и v_y согласно уравнениям (3.6) и (3.7) и введя удельные объемы, получим известное уравнение Гюгонно

$$E_1 - E_0 = \frac{p_1 + p_0}{2} (V_0 - V_1). \quad (3.9)$$

В общем случае внутренняя энергия для однородной сплошной среды является функцией давления p , удельного объема V и неко-

торых других параметров. Для совершенного газа удельная внутренняя энергия

$$E_1 = c_V T + E_0 = \frac{c_p}{c_p - c_V} \frac{p_1}{\rho_1} + E_*, \quad (3.10)$$

где p_p и c_V — удельные теплоемкости; E_* — некоторая постоянная для данного газа величина.

Подставив уравнение (3.10) в (3.9), получим

$$K(p_1 V_1 - p_0 V_0) = (p_1 + p_2)(V_0 - V_1)/2, \quad (3.11)$$

где $K = c_p/(c_p - c_V)$; p_0, V_0 — начальные значения параметров газа (до ударной волны) и p_1, V_1 — конечные значения этих параметров (за ударной волной).

Уравнение (3.11) определяет связь между величинами p_1 и ρ_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.

В этом первое главное отличие адиабаты Гюгонио от обычных адиабат Пуассона, которые для совершенного газа имеют вид $p_1 = p_0(\rho_1/\rho_0)^\gamma$, где $\gamma = c_p/c_V$. Всякому реальному процессу на адиабате Пуассона соответствуют все 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 нее 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 соотношения (3.6), (3.7), (3.9), (3.11) позволяют полностью рассчитать термодинамические параметры газа за ударной волной, если известны его начальное состояние и скачок какого-нибудь параметра после прохождения фронта ударной волны.

Адиабата Пуассона описывает изменения состояний совершенного газа без тепловых потерь при постоянной энтропии. При прохождении через частицы совершенного газа ударной волны происходит диссипация энергии, а энергия газа возрастает. В этом второе существенное отличие адиабаты Гюгонио от адиабаты Пуассона. Как известно, приращение энтропии газа рассчитывается по формуле

$$TdS = dE + p dV, \quad (3.12)$$

где T — абсолютная температура газа, dS приращение его энтропии. Рассчитаем изменение энтропии вдоль адиабаты Гюгонио, рассматривая точку pV , близкую к $p_0 V_0$. Приняв в уравнении (3.9) E_1, p_1, V_1 переменными, получаем

$$dE = \frac{1}{2} (V_0 - V) d(p_0 - p) + \frac{1}{2} (p_0 + p) d(V_0 - V).$$

Подставив это соотношение в уравнение (3.12) и учитывая, что

$$d(p_0 + p) = d(p - p_0); \quad dV = d(V - V_0) = -(V_0 - V),$$

находим:

$$\begin{aligned}
 TdS &= \frac{1}{2} (V_0 - V) d(p - p_0) + \frac{1}{2} (p + p_0) d(V_0 - V) - pd(V_0 - V) = \\
 &= \frac{1}{2} (V_0 - V) d(p - p_0) - \frac{1}{2} (p - p_0) d(V_0 - V) = \\
 &= -\frac{1}{2} [(p - p_0) d(V_0 - V) - (V_0 - V) d(p - p_0)] = \\
 &= -\frac{1}{2} \left[\frac{(p - p_0) d(V_0 - V) - (V_0 - V) d(p - p_0)}{(p - p_0)^2} \right] (p - p_0)^2 = \\
 &= -\frac{1}{2} (p - p_0)^2 d\left(\frac{V_0 - V}{p - p_0}\right). \quad (3.13)
 \end{aligned}$$

Термодинамические параметры за скачком полностью определяются величиной скачка какого-нибудь одного параметра. Поэтому можно считать $(V - V_0)$ функцией только $(p - p_0)$. Разложив эту функцию в ряд Тейлора и, ограничившись величинами только второго порядка по $(p - p_0)$, получим

$$V - V_0 = \left(\frac{dV}{dp}\right)_{p=p_0} (p - p_0) + \frac{1}{2} \left(\frac{d^2V}{dp^2}\right)_{p=p_0} (p - p_0)^2.$$

Отсюда для дифференциала $d\left(\frac{V_0 - V}{p - p_0}\right)$, входящего в правую часть (3.13), найдем

$$-d\left(\frac{V - V_0}{p - p_0}\right) = \left(\frac{d^2V}{dp^2}\right)_{p=p_0} dp.$$

Таким образом, приращение энтропии газа вдоль адиабаты Гюгонио определяется из соотношения:

$$TdS = \frac{1}{4} (p - p_0)^2 \left(\frac{d^2V}{dp^2}\right)_{p=p_0} dp.$$

Проинтегрировав это соотношение от p_0 до некоторого p_1 , достаточно близкого к p_0 и введя (по теореме о среднем) некоторую среднюю температуру T^* , для этого скачка получим

$$T^* \Delta S = \frac{1}{12} \left(\frac{d^3V}{dp^3}\right)_{p=p_0} (p_1 - p_0)^3. \quad (3.14)$$

Это соотношение показывает, что вдоль адиабаты Гюгонио энтропия возрастает не медленнее, чем $(p_1 - p_0)^3$.

Для непрерывных адиабатических движений частиц газа энтропия постоянна, так что $S_1(p_1 V_1) = S_0(p_0 V_0)$. Следовательно, в этом случае можно записать

$$V_0 - V = f[(p - p_0) S_0] = \text{const}. \quad (3.15)$$

Для частиц среды, по которым распространяется ударная волна, в соответствии с доказанным выше разность $V_0 - V$ определяется соотношением

$$V_0 - V = f[(p - p_0) S + k(p - p_0)^3 S] = \text{const}, \quad (3.16)$$

где коэффициент k будет зависеть только от $p_0 V_0$, т. е. от начальных параметров невозмущенного газа.

Сопоставив уравнения (3.15) и (3.16), можно установить, что

$$\begin{aligned} (dV/dp)_Г &= (dV/dp)_П = (dV/dp)_S ; \\ (d^2V/dp^2)_Г &= (d^2V/dp^2)_П = (d^2V/dp^2)_S . \end{aligned} \quad (3.17)$$

Индексы Г, П, S относятся соответственно к адиабатам Гюгонио, Пуассона и к изоэнтропе. Эти соотношения показывают, что

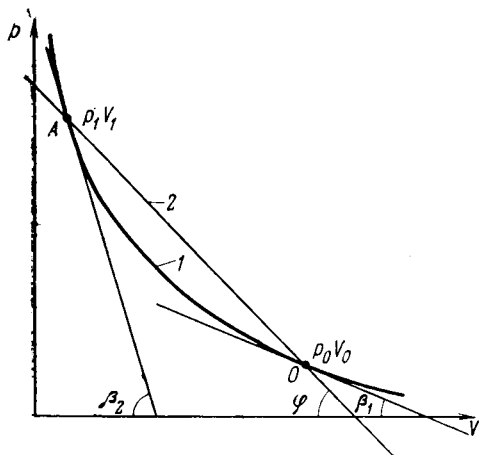


Рис. 3.3. Ударная адиабата Гюгонио 1 и прямая Михельсона 2

если газ находится в состоянии, характеризуемом параметрами $p_0 V_0$, то в плоскости pV через эту точку $p_0 V_0$ могут проходить и адиабата Пуассона для непрерывного движения газа, и адиабата Гюгонио, характеризующая распространяющуюся по этому газу ударную волну. При этом у них будут одинаковые наклоны касательных, согласно первому равенству (3.17) и одинаковые кривизны, согласно второму равенству (3.17). Для совершенного газа $(d^2V/dp^2)_S > 0$, поэтому и обе адиабаты обращены вогнутостью

вверх. Кроме того, для такого газа имеет место неравенство

$$(dV/dS)_p > 0. \quad (3.18)$$

По уравнению (3.14) с увеличением p по адиабате Гюгонио происходит увеличение S , а по неравенству (3.18) — увеличение V . Следовательно, адиабата Гюгонио при $p > p_0$ проходит выше адиабаты Пуассона, а при $p < p_0$ — ниже ее.

Скорость звука в газе

$$u_0^2 = (dp/d\rho)_{p_0 V_0} = -V_0^2 (dp/dV)_{p_0} = -V_0^2 \operatorname{tg}(\pi - \beta_0) = V_0^2 \operatorname{tg} \beta_0, \quad (3.19)$$

где $\pi - \beta_0$ — угол наклона касательной к адиабате Пуассона в точке $p_0 V_0$.

Эта прямая является касательной и к адиабате Гюгонио. Выше было установлено, что

$$v_d^2 = V_0^2 \frac{p_1 - p_0}{V_0 - V_1} = -V_0^2 \operatorname{tg}(\pi - \varphi) = V_0^2 \operatorname{tg} \varphi, \quad (3.20)$$

где $\pi - \varphi$ — угол наклона секущей, проведенной через точки $p_1 V_1$ и $p_0 V_0$ адиабаты Гюгонио (рис. 3.3) и называемой обычно прямой Михельсона. При этом вследствие обращения вверх вогнутости

адиабаты Гюгонио $\varphi > \beta_0$ из уравнений (3.19) и (3.20) получается, что $v_d > C_0$, т. е. скорость распространения ударной волны v_d больше скорости звука в невозмущенном газе.

Рассмотрим теперь кинематическое соотношение в точке $p_0 V_1$. Скорость звука в возмущенном газе за ударной волной

$$u_1^2 = \frac{dp}{d\rho} = -V_1^2 \left(\frac{dp}{dV} \right)_{p_1} = -V_1^2 \operatorname{tg}(\pi - \beta_1) = V_1^2 \operatorname{tg} \beta_1, \quad (3.21)$$

где $\pi - \beta_1$ — угол наклона касательной к адиабате Гюгонио в точке $p_1 V_1$. С другой стороны, скорость ударной волны относительно возмущенного движения газа за ней

$$v_n = v_d - v_w = V_0 \sqrt{\frac{p_1 - p_0}{V_0 - V_1} - 1} \sqrt{(p_1 - p_0)(V_0 - V_1)}; \quad (3.22)$$

$$v_n = V_1 \sqrt{\frac{p_1 - p_0}{V_0 - V_1}}.$$

Так что $v_n^2 = V_1^2 \operatorname{tg} \varphi$. При этом $\varphi < \beta_1$ вследствие обращения выпуклости вверх адиабаты Гюгонио. Поэтому $v_n < u_1$. Следовательно, любое малое возмущение, возникающее за фронтом ударной волны, обязательно ее «догоняет».

Выведенными зависимостями полностью характеризуется плоская ударная волна. Истинный фронт ударной волны получается несколько сглаженным вследствие влияния теплопроводности и вязкости среды. Учитывая, что в каждый момент времени на фронте ударной волны заключено очень мало вещества, этим в расчетах можно пренебречь.

3.7. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ДЕТОНАЦИИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Фронт детонационной волны (рис. 3.4) представляет собой сильную ударную волну, которая разрушает молекулы ВВ. Освободившись от первоначальных связей, нагретые до высокой температуры горючие элементы и кислород вступают в зоне за фронтом волны в бурную химическую реакцию с выделением тепла и превращением ВВ в газообразное состояние. Фронт детонационной волны движется со скоростью несколько километров в секунду. За фронтом ударной волны движется фронт расширения продуктов взрыва, а к центру (оси) заряда — фронт волны разряжения. Условие стабильности процесса детонации обеспечивается наличием зоны нерасширившихся газов.

Детонационная волна скачкообразно переводит начальное состояние вещества с давлением p_0 и удельным объемом V_0 (см. рис. 3.5) в состояние pV_1 (точка А адиабаты Гюгонио I). В сжатом веществе начинается химическая реакция. На адиабате Гюгонио состояние в точке М ($p_2 V_2$) соответствует фронту 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, получаемой из уравнения (3.6):

$$p_1 = p_0 + v_d^2 (V_0 - V_1)/V_0^2. \quad (3.23)$$

Если в зоне за фронтом выделилось некоторое количество тепла и изменилось состояние вещества, то оно уже будет описываться адиабатой, лежащей выше исходной, например адиабатой 2 (рис. 3.5).

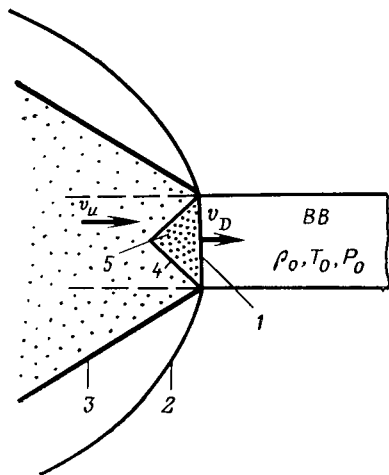


Рис. 3.4. Схема детонации открытого заряда:

1 — фронт детонационной волны; 2 — фронт ударной волны; 3 — фронт расширения продуктов взрыва; 4 — фронт волны разрежения; 5 — нерасширившийся объем газов после детонации
BB

Адиабата Гюгонно для конечных продуктов реакции должна лежать выше всех промежуточных адиабат, поскольку к этому моменту выделилась вся энергия. Такой адиабатой может являться только кривая 3 (см. рис. 3.5). Она не проходит выше прямой OA при 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 (как прямая OB , пересекающая адиабату 2 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 Жуге. В этой точке 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 записывается в виде:

$$\frac{p_2 - p_0}{V_0 - V_2} = - \left(\frac{dp}{dV} \right)_2. \quad (3.24)$$

Совпадение касательных к адиабатам Гюгонно и Пуассона означает, что

$$(dp/dV)_2 = (\partial p/\partial V)_n.$$

поэтому

$$\frac{p_2 - p_0}{V_0 - V_2} = - \left(\frac{\partial p}{\partial V} \right)_n. \quad (3.25)$$

Из выражения (3.23) имеем

$$v_d = V_0 \sqrt{\frac{p_1 - p_0}{V_0 - V_1}} = V_0 \sqrt{\frac{p_2 - p_0}{V_0 - V_2}} = V_0 \sqrt{-\left(\frac{\partial p}{\partial V}\right)_n}.$$

Уравнение (3.1), учитывая равенство $1/\rho = V$, можно записать в виде:

$$V_0 = v_d / (v_d - v_{w_2}), \quad (3.26)$$

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

Исключив V_0 , получим скорость движения фронта детонационной волны (м/с) относительно продуктов, у которых скорость движения v_{w_2}

$$v_d - v_{w_2} = V_2 \sqrt{\frac{p_2 - p_0}{V_0 - V_2}} = V_2 \times \sqrt{-\left(\frac{\partial p}{\partial V}\right)_s} = \sqrt{\left(\frac{\partial p}{\partial \rho}\right)_s} = c_2, \quad (3.27)$$

где c_2 — местная скорость звука в продуктах детонации.

Таким образом,

$$v_d = v_{w_2} + c_2. \quad (3.28)$$

Предположим, что к адиабате конечные продукты переходят по прямой BE (см. рис. 3.5). В точке E местная скорость звука $c_E > v_d - v_{w_2}$.

Так как вслед за детонационной волной идет волна разрежения с местной скоростью звука, то она догоняет детонационную волну, снижает амплитуду ее давления и скорость распространения. Детонационная волна в этом случае не имеет постоянных параметров и, следовательно, такое предположение теряет смысл.

Секущая OB пересекается с адиабатой еще в точке F , опускаясь по прямой из точки B через точки E и F . Но в точке E выделилась вся энергия реакции, а для смещения вправо от адиабаты 2 нужен дополнительный подвод энергии. Таким образом, остается единственное допущение, что прямая Михельсона касается адиабаты конечных продуктов. В этом случае волна разрежения распространяется с той же скоростью, что и фронт детонационной волны относительно продуктов, а скорость детонации минимальна.

Процесс детонации характеризуется следующим образом. Сильная ударная волна сжимает узкий слой $ВВ$ от начального состояния $p_0 V_0$ в соответствии с ударной адиабатой Гюгоньо до состояния $p_1 V_1$ (где $p_1 \gg p_0$). В веществе начинается бурная химическая реакция: выделяется тепло, снижается давление, увеличивается удельный объем. Через время τ реакция заканчивается, и ве-

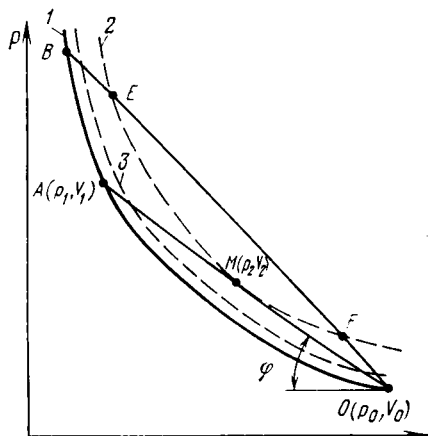


Рис. 3.5. Изменение состояния ВВ и продуктов детонации

щество переходит в состояние, соответствующее точке Жуге на адиабате конечных продуктов. В этой точке

$$p_2 = 1/2 p_1; v_{w_2} = 1/2 V_{w_1}; c_2 = v_d - v_{w_2}.$$

Головная часть детонационной волны называется химическим пиком (участок AM на рис. 3.6). В точке M происходит полное выделение энергии химических реакций. Совокупность то-

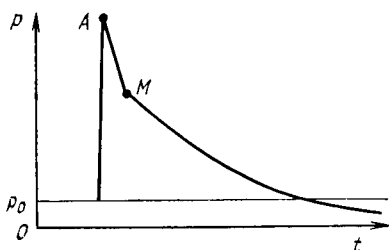


Рис. 3.6. Схема детонационной волны

чек среды, соответствующих состоянию точки M , называется плоскостью Чепмена — Жуге. За нею происходит адиабатическое расширение продуктов детонации (хотя возможны химические реакции и за плоскостью Чепмена — Жуге, например, в присутствии алюминия в составе ВВ или при возникновении вторичных химических реакций). Поэтому кривизна заднего фронта детонационной волны в точке M резко изменяется.

В области химического пика местная скорость звука больше скорости детонационной волны относительно продуктов детонации. Это означает, что энергия, выделяющаяся при реакции, догоняет фронт ударной волны и подпитывает его, не давая затухнуть. Время химической реакции за фронтом детонационной волны весьма мало.

3.8. ОСОБЕННОСТИ ДЕТОНАЦИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВАЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Скорость детонации промышленных ВВ в несколько раз превышает скорость детонации газов. Давление газов взрыва определяют с помощью уравнения Ван-дер-Ваальса для «реальных» газов, которое учитывает собственный объем молекул (коволум)

$$p = RT/(V - \alpha). \quad (3.29)$$

Это уравнение 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 являются носителями двух видов 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 уравнения (3.23), пренебрегая величиной p_0 , найти

$$p_2 = v_d^2 (V_0 - V_2)/V_0^2 \quad (3.30)$$

или

$$\rho_2 = v_d^2 \rho_0 (\rho_2 - \rho_0) / \rho_2. \quad (3.31)$$

Установлено, что зависимость скорости детонации от плотности ВВ имеет вид $v_d = A \rho_0$. Приняв, что плотность продуктов детонации пропорциональна начальной плотности ВВ ($\rho_2 = h \rho_0$), уравнение (3.31) запишем в виде:

$$\rho_2 = A^2 \rho_0^2 \frac{\rho_0 (h \rho_0 - \rho_0)}{h \rho_0} = A^2 \frac{h-1}{h} \rho_0^3 = B \rho_0^3, \quad (3.32)$$

где

$$B = A^2 (h-1)/h.$$

Давление p_2 можно выразить в виде

$$p_2 = C \rho_2^3, \quad (3.33)$$

где

$$C = B/h^3 = A^2 (h-1)/h^4.$$

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

Из уравнения (3.31) с учетом уравнения (3.32) получим

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

Продифференцируем это выражение и, приравняв его к нулю,

$$\frac{\partial v_d^2}{\partial \rho_2} = C \frac{\rho_0 (\rho_2 - \rho_0) 4 \rho_2^3 - \rho_0 \rho_2^4}{\rho_0^2 (\rho_2 - \rho_0)^2} = 0, \quad (3.34)$$

получим

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

или

$$3 \rho_2 = 4 \rho_0; \quad \rho_2 = \frac{4}{3} \rho_0. \quad (3.35)$$

отсюда

$$h = \rho_2 / \rho_0 = 4/3.$$

Тогда из уравнения (3.31) найдем

$$\rho_2 = \rho_0 v_d^2 / 4. \quad (3.36)$$

Решив его совместно с уравнением (3.5), получим

$$v_{w_2} = \sqrt{p_2 (1/\rho_0 - 1/\rho_2)} = \sqrt{(1-3/4) v_d^2 / 4} = v_d / 4. \quad (3.37)$$

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

Скорость детонации может быть определена по формуле

$$v_d = \sqrt{2(k^2 - 1)Q_v}, \quad (3.38)$$

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

Значение k для $Q_v = 4190$ кДж/кг в зависимости от начальной плотности может быть принято равным 1,3—3,4.

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

В теоретических исследованиях принято, что плоский фронт детонационной волны, распространяясь по заряду, сжимает впереди лежащие слои ВВ, вызывая их химическое превращение. Такой механизм детонации, называемый *гомогенным*, может иметь место в однородных мощных ВВ. Однако промышленные ВВ являются физически и химически неоднородными системами, чем объясняются особенности их детонации.

В промышленных ВВ могут содержаться высокоактивные индивидуальные ВВ, реагирующие в детонационной волне с большой скоростью и менее активные, но с хорошо выраженными взрывчатыми свойствами. Вещества со слабо выраженными взрывчатыми свойствами (аммиачная селитра, динитроафталин) разлагаются при детонации со скоростью, в 3—5 раз меньшей, чем мощные ВВ, горючие материалы, не имеющие взрывчатых свойств (алюминий, древесная мука, парафин и др.). Наконец, совершенно инертные вещества не принимают участия в реакциях и претерпевают 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 реакции 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 мельче частицы разнородных компонентов и равномернее их распределение в объеме, тем быстрее завершается их сгорание, а также смешивание и взаимодействие продуктов сгорания.

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 производст-

венных условиях при взрывании скальных пород скважинными зарядами диаметром $150 \div 200$ мм применяемые гранулированные и водосодержащие ВВ детонируют со скоростью, прилижающей 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 заряжания, наличие качественной забойки) оказывает основное влияние на развитие нормального режима детонации.

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

3.9. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА УСТОЙЧИВОСТЬ ДЕТОНАЦИИ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Скорость детонации заряда ВВ зависит от характеристики 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).

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 затухание детонации. 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. 3.7). Влияние диаметра на скорость детонации заряда было впервые теоретически объяснено Ю. Б. Харитоном и развито в трудах Ф. А. Баума.

Высокое давление на фронте волны детонации вызывает интенсивное расширение продуктов детонации в стороны (см. рис. 3.4). Возникающие при этом волны разрежения 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 зоны химической реакции l_p и диаметра заряда d_z .

Время химической реакции $\tau_1 = l_p/v_d$, а время прохождения волной разрежения расстояния до центра заряда $\tau_2 = d_z/2v_p$. Здесь

v_p — скорость волны разрежения, м/с. При $\tau_1 > \tau_2$ детонация затухает, так как волна разрежения проникнет до оси заряда, т. е. начнется расширение продуктов взрыва до завершения химической реакции. При критическом диаметре должно соблюдаться условие $\tau_1 \leq \tau_2$, откуда

$$l_p/v_d \leq d_3/2v_p, \quad (3.39)$$

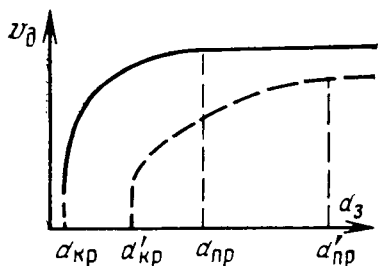


Рис. 3.7. Зависимость скорости детонации зарядов ВВ от диаметра заряда

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

Отсюда следует, что любое химическое соединение или смесь способна 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 больше, чем у порошкообразных.

Если заряд окружен оболочкой, затрудняющей разлет продуктов взрыва, критический диаметр заряда уменьшается в 1,5—2,5 раза и больше. Например, для аммиачной селитры (порошкообразной) при взрыве в стеклянной трубке критический диаметр значительно больше, чем в стальной трубке.

Оболочка не оказывает заметного влияния на скорость детонации зарядов из однокомпонентных ВВ большой плотности; и, наоборот, сильно влияет на скорость детонации зарядов средней плотности, а также смесевых ВВ. На скорость детонации влияют главным образом инерционные свойства оболочки и ее сжимаемость. При малых плотностях заряжения на устойчивость детонации оказывает влияние 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 примерно одинаковы.

При применении ВВ в зарядах небольшого диаметра, необходимо обеспечивать тщательное заполнение шнура взрывчатым веществом, чтобы последний выполнял роль оболочки, а также выполнять качественную забойку заряда. При зарядах большого диаметра эти факторы мало влияют на устойчивость детонации.

Изменение скорости детонации в зависимости от диаметра заряда определяется механизмом взрывного превращения в детонационной волне. Различают два характерных режима взрывного превращения. Первый развивается в виде теплового взрыва за

фронтом ударной волны. При этом время подготовки ВВ к реакции намного больше, чем время самой реакции. Этот механизм требует сильного сжатия и разогрева слоя ВВ за счет действия ударной волны большого давления. При таком механизме вследствие быстрого протекания химической реакции газы взрыва не успевают расшириться, а потому как только диаметр заряда становится

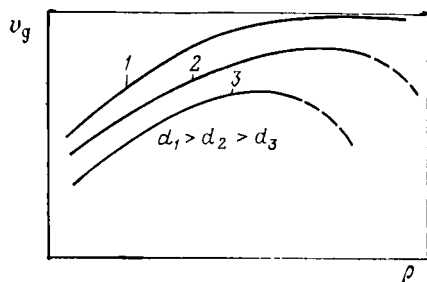


Рис. 3.8. Зависимость скорости детонации от плотности ВВ:
1 — для однокомпонентных; 2, 3 — для смесевых соответственно диаметром d_1 и d_2

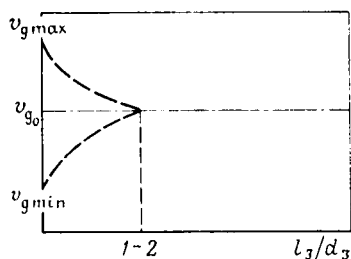


Рис. 3.9. Зависимость скорости детонации заряда ВВ от мощности (скорости) начального импульса

больше критического, его скорость детонации будет близка к предельной. Такой режим характерен для однокомпонентных жидких ВВ или тех ВВ, плотность которых близка к предельной. Второй режим развивается в виде воспламенения частиц ВВ в «горячих» точках, получаемых за счет адиабатического сжатия и разогрева воздушных включений или схлопывания пор. Реакция в форме взрывного горения распространяется по поверхности, а затем в глубь частиц ВВ.

Для возникновения такого механизма превращения ВВ требуется давление во фронте волны на порядок меньшее, чем для первого механизма: $(7 \div 10) \cdot 10^8$ Па по сравнению с $(100 \div 120) \cdot 10^5$ Па. При взрывном горении зона химической реакции за фронтом ударной волны значительно шире, а скорость детонации зависит от диаметра заряда и степени его ограничения оболочкой.

Переходный (промежуточный) механизм характерен для литых и прессованных зарядов с малой пористостью и большой плотностью. Чем больше у таких ВВ отношение периода подготовки ВВ к периоду реакции, тем ближе режим его детонации к первой схеме.

Для промышленных ВВ критический диаметр $d_{кр}$ от предельного $d_{пр}$ может отличаться в 5—10 раз.

Изменение плотности ВВ. Для индивидуальных ВВ скорость детонации возрастает с увеличением плотности до максимальных значений (рис. 3.8). Смесевые ВВ имеют критическую плотность, при которой скорость детонации максимальна. При дальнейшем

увеличении плотности детонация в заряде прекращается. Это происходит вследствие того, что при изменении плотности ВВ химическое превращение компонентов ВВ и химическое взаимодействие продуктов взрыва изменяются, в результате 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. При большом содержании мощного компонента в составе ВВ можно достичь такого уплотнения, что детонация будет распространяться в заряде только по этому компоненту, вследствие чего произойдет увеличение ее скорости. При большем диаметре заряда или размещении его в оболочке критическая плотность ВВ увеличивается.

Тип, дисперсность и состав ВВ. С увеличением теплоты взрыва скорость детонации ВВ увеличивается, а критический диаметр уменьшается.

Существенное влияние на величину критического диаметра оказывает дисперсность ВВ. Так, например, тротил с размером частиц 0,01 мм имеет критический диаметр значительно меньший, чем при частицах 0,5 мм. При простом смешивании селитры и тротила критический диаметр аммонита значительно выше, чем при обработке этой же смеси в шаровой мельнице. Влияние дисперсности ВВ на его детонационную способность при диаметрах заряда меньше предельных объясняется тем, что общее время и полнота завершения реакций зависят как от скорости первичных реакций взрывного горения, так и от скорости вторичных реакций, проходящих в газовой фазе. Чем меньше частицы ВВ, тем быстрее завершаются их сгорание, смешивание и вторичное взаимодействие газов взрывного горения. Грубодисперсные ВВ имеют больший критический диаметр, чем порошкообразные ВВ того же состава.

Критический диаметр для смесевых ВВ зависит и от процентного соотношения компонентов.

Влияние мощности (скорости детонации) инициирующего состава 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 одного — двух диаметров заряда скорость стабилизируется (рис. 3.9).

С этой точки зрения для инициирования любого заряда необходим достаточно мощный точечный источник, который вызовет начальную детонацию в критической массе инициируемого заряда и обеспечит самораспространение детонации по массе ВВ с характерной для него скоростью.

Способ инициирования зарядов может определенным образом влиять на характер и величину передачи энергии от продуктов взрыва заряда к породе. Кроме того, изменяя взаимное положение ДИ и шашки промежуточного детонатора, применяемых для взрыва низкочувствительных грубодисперсных ВВ, можно управлять разрушающим действием заряда на массив горных пород (см. гл.6).

МЕТОДЫ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ И КАЧЕСТВА ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВАТЫХ ВЕЩЕСТВ

4.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ О РАБОТЕ И БАЛАНСЕ ЭНЕРГИИ ПРИ ВЗРЫВЕ

Действие взрыва на массив пород проявляется в полезных формах, для которых выполняется взрыв, и бесполезных, представляющих собой потери. При взрывании в скальных массивах главным является дробление и перемещение пород, а в рыхлых — простреливание (образование полостей) или перемещение (взрывы на выброс или сброс).

Общая энергия (кДж), характеризующая возможную работу взрыва, совершаемую за счет выделения тепла,

$$E = E_0 Q, \quad (4.1)$$

где E_0 — удельная теплота взрыва, кДж/кг; Q — масса заряда, кг.

Работу, выполненную взрывом по разрушению и перемещению породы, нагреванию воздуха и породы, генерированию воздушных и сейсмических волн, называют полной работой взрыва. Полная работа составляет часть общей энергии (теплоты) E взрыва (кДж)

$$A_{\Pi} = E \eta_{0,x}. \quad (4.2)$$

Общий химический к. п. д. взрыва $\eta_{0,x}$ составляет 0,7—0,8, а полезный к. п. д. составляет всего несколько процентов и до настоящего времени точно не определен. При разных взрывах (в воздухе, на поверхности или в глубине массива) полная работа изменяется несущественно, однако затраты энергии на отдельные виды работы значительно изменяются. Так, при взрыве на поверхности массива по сравнению с взрывом в глубине его затраты энергии на разрушение породы и образование сейсмической волны уменьшаются, а на образование ударной воздушной волны — увеличиваются.

Максимальную работу, которую могут совершить газы взрыва при их адиабатическом расширении до атмосферного давления, т. е. при условии перехода всей внутренней энергии в механическую работу расширения, называют идеальной работой взрыва (кДж) и вычисляют по формуле

$$A_{\Pi} = E_0 \left[1 - (p_2/p_1)^{\frac{k-1}{k}} \right] = E_0 - E_{\Pi}, \quad (4.3)$$

где p_1 — начальное давление газов взрыва, Па; $p_2 = 10^5$ Па — конечное давление, равное атмосферному; k — показатель адиабаты, равный отношению C_p/C_v ; C_p , C_v — теплоемкости газов при постоянном давлении и объеме, кДж/(кг·°C); E_{Π} — тепловые потери в продуктах взрыва, кДж/кг.

Если взрыв происходит в твердой среде с сопротивлением разрушению p_p , то

$$A_{\Pi} = E_0 \left[1 - (p_p / p_1)^{\frac{k-1}{k}} \right], \quad (4.4)$$

т. е. полная работа A_{Π} уменьшится, а потерянное тепло увеличится. Полную работу, вычисленную по формуле (4.4) и отнесенную

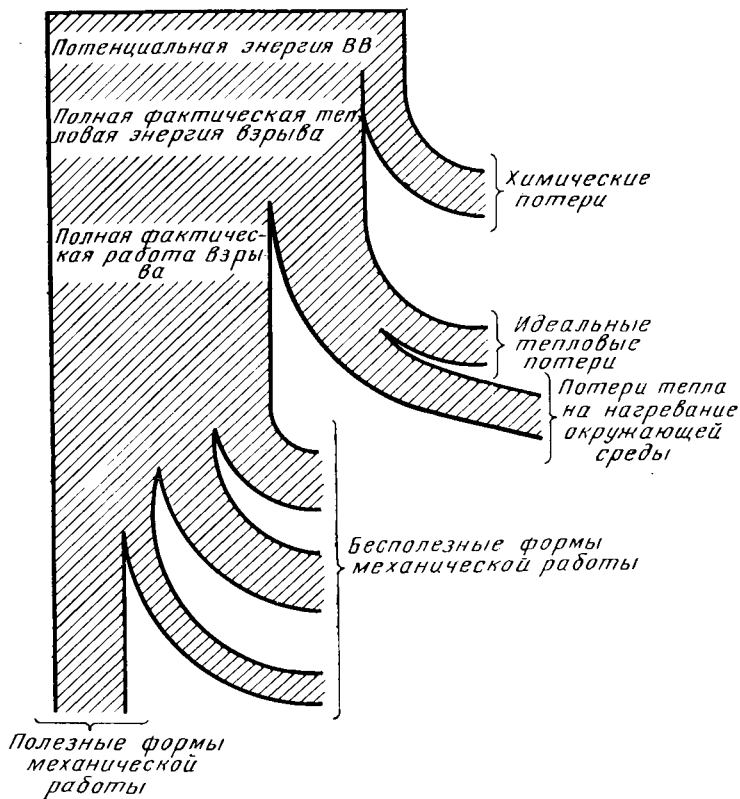


Рис. 4.1. Схема баланса энергии при взрыве (по А. Ф. Беляеву)

к единице массы ВВ (удельную работу), называют полной работоспособностью. Отношение $A_{\Pi}/Q = \eta$ характеризует к. п. д. взрыва, определяющий часть тепла, которое может быть использовано для совершения полезных форм механической работы взрыва.

Приняв приближенно, что при определенном взрыве (на дробление или выброс) к. п. д. действия различных ВВ примерно одинаков, можно сравнивать их эффективность по величине теплоты взрыва этих ВВ или по величине идеальных работ.

На схеме баланса энергии при взрыве (рис. 4.1) в качестве исходной взята общая химическая энергия ВВ. Фактическая теплота взрыва меньше общей энергии на величину химических потерь (неполнота реакций взрыва, частичный разброс ВВ). Полная работа взрыва будет меньше фактической работы на величину тепловых потерь в окружающую среду, которые имеют место при любых условиях взрывания. Полная работа взрыва реализуется в различные полезные и бесполезные формы работы взрыва. К полезным формам относятся дробление, перемещение (выброс или сброс), образование подземных полостей, к бесполезным — образование сейсмических и воздушных волн, повышенный разброс породы, измельчение породы на контакте с зарядом и т. д. Количественных величин различных затрат энергии пока не определено.

4.2. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ ИСПЫТАНИЙ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Промышленные ВВ подвергаются следующим испытаниям:

1. Для оценки взрывчатых свойств ВВ определяют скорость детонации, бризантность, работоспособность. Для новых сортов ВВ экспериментальным или расчетным путем определяются теплота и работа продуктов взрыва, объем, температура и давление газов взрыва.

2. Для проверки качества ВВ, пригодности их к применению определяют расстояние передачи детонации от патрона к патрону в сухом виде или после их выдержки в воде на определенной глубине, влажность ВВ, химическую и физическую стойкость.

Для ВВ I группы, содержащих нитроэфиры, определяется их эксудация (выделение жидких нитроэфиров на оболочке патронов).

3. Для оценки чувствительности и опасности ВВ в обращении определяются чувствительность к тепловому и инициирующему импульсу, к удару и трению, склонность к пылению и электризации.

4. Для определения технологичности применения ВВ оцениваются сыпучесть, дисперсность, увлажняемость, водоустойчивость, расслаиваемость, химическая стойкость.

4.3. ОЦЕНКА СВОЙСТВ ВЗРЫВАТЫХ ВЕЩЕСТВ

По характеру проявления действия взрыва ВВ на разрушаемую породу принято различать *б р и з а н т н о е*, или *дробящее*, и *о б щ е е*, или *ф у г а с н о е* действие.

Бризантное действие взрыва характеризуется измельчением породы или других твердых тел на контакте с ВВ и в непосредственной близости от заряда.

Я. Б. Зельдович и К. П. Станюкович предложили характеризовать бризантность импульсом, действующим при взрыве на площадь контактирующей с зарядом среды.

Удельный импульс на торце заряда при отсутствии бокового разлета продуктов взрыва

$$i = \frac{8}{27} \rho l_3 v_d, \quad (4.5)$$

где l_3 —длина заряда, см.

Полный импульс на торец заряда площадью S

$$I = \frac{8}{27} \rho l_3 S v_d = \frac{8}{27} Q v_d, \quad (4.6)$$

где $Q = \rho l_3 S$ —масса заряда, г.

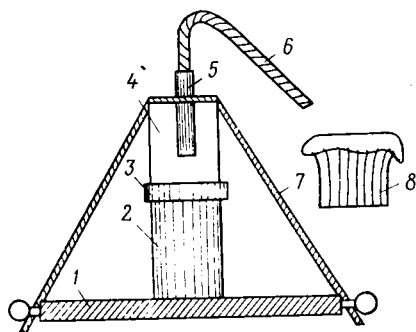


Рис. 4.2. Схема испытания ВВ на брызгантность:

1 — плита; 2 — свинцовый столбик; 3 — стальная прокладка; 4 — заряд ВВ; 5 — капсюль-детонатор; 6 — огнепроводный шнур; 7 — крепление; 8 — столбик после взрыва

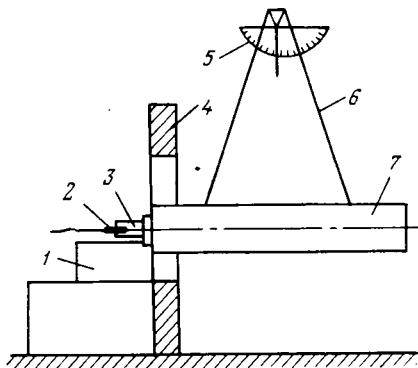


Рис. 4.3. Схема определения брызгантности на баллистическом маятнике:

1 — подставка для заряда ВВ; 2 — ЭД; 3 — заряд ВВ; 4 — защитный экран; 5 — фиксатор отклонений; 6 — подвески; 7 — маятник

При наличии бокового разлета продуктов взрыва

$$I = k Q_a v_d, \quad (4.7)$$

где k — коэффициент, меньший единицы; Q_a — активная масса заряда (часть заряда, воздействующая на преграду).

Для оценки брызгантного действия ВВ его заряд взрывают на свинцовом столбике (метод Гесса) или в породном образце.

К фугасным формам работы взрыва относятся разрушение породы на расстоянии от заряда, ее перемещение при взрыве. Это действие взрыва проявляется в объеме массива, в сотни и тысячи раз превышающем объем заряда.

Фугасная форма работы взрыва пропорциональна общей энергии ВВ, или его работоспособности. Фугасное действие взрыва оценивается по расширению взрывом заряда свинцовой бомбы (метод Трауцля), по отклонению взрывом баллистической мортиры или баллистического маятника, по объему воронки дробления или выброса при взрыве заряда в породе.

Результаты сравнительных испытаний ВВ на баллистической mortире используются в некоторых странах для определения переводных коэффициентов при расчете удельных расходов различных ВВ. Для этого подбирают величину заряда Q_x применяемого ВВ, который дает такое же отклонение mortиры, как стандартный заряд Q_0 . Поправочный коэффициент на удельный расход ВВ равен отношению Q_x/Q_0 .

Определение бризантности ВВ по методу Гесса. На столбик из рафинированного свинца (рис 4.2) помещают стальную пластинку толщиной 10 мм и диаметром 41 мм, а на нее заряд массой 50 г в бумажном патроне диаметром 40 мм при плотности 1 г/см³. В заряд на глубину 15 мм вставляют капсуль-детонатор. Свинцовый столбик с зарядом устанавливают на массивной стальной подставке. При взрыве столбик деформируется, приобретая грибообразную форму. Бризантность оценивается разностью средних высот до и после взрыва в миллиметрах, измеренных в четырех диаметрально противоположных точках столбика. Для определения бризантности грубодисперсных и гранулированных ВВ, у которых критический диаметр открытого заряда больше 40 мм, их размещают на столбике в стальном кольце. Бризантность при таких испытаниях существенно больше, чем при взрыве открытых зарядов.

Определение бризантности импульса взрыва на баллистическом маятнике. Для испытания цилиндрический заряд ВВ заданного диаметра и массы укладывается на подставку так, чтобы его ось совпадала с осью груза маятника (рис. 4.3). Между торцами заряда и маятника укладывается стальная прокладка. При взрыве измеряется отклонение маятника, по величине которого определяют удельный импульс взрыва заряда (кДж)

$$I = M \sqrt{2gl(1 - \cos \varphi)}, \quad (4.8)$$

где M — масса маятника, кг; g — ускорение свободного падения, м/с²; l — длина подвески, м; φ — угол отклонения маятника, градус.

Импульс можно определить также по величине горизонтального перемещения маятника l_T :

$$I = M2\pi l_T / T, \quad (4.9)$$

где T — период колебания маятника, с.

Определение работоспособности ВВ в свинцовой бомбе и на пороховых образцах. Бомба Трауца изготавливается из рафинированного свинца с углублением в центре диаметром 25 мм и глубиной 125 мм для помещения заряда ВВ массой 10 г с ЭД (рис. 4.4). Свободная от заряда часть углубления заполняется песком. При взрыве в бомбе образуется грушевидное расширение, величина ко-

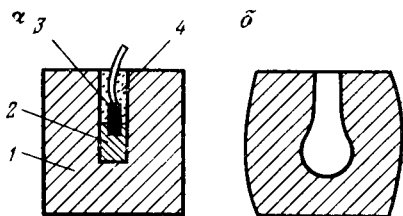


Рис. 4.4. Схема определения работоспособности ВВ в свинцовой бомбе:

а — до взрыва; б — после взрыва; 1 — свинцовый цилиндр; 2 — заряд ВВ; 3 — детонатор; 4 — забойка

торого за вычетом объема углубления и расширения, производимого взрывом ЭД, и характеризует работоспособность ВВ.

Недостатки определения работоспособности в свинцовой бомбе: условность величины работоспособности (см^3); при работоспособности ВВ более 420 см^3 стенки бомбы становятся тонкими и дальнейшее ее расширение происходит быстрее, чем рост энергии ВВ.

Л. И. Барон предложил испытание ВВ производить в зарядах массой 10 г, помещаемых в центре кубических блоков из горной породы или песчано-цементного раствора с размером ребра 200 мм. Дробящее действие ВВ характеризуется выходом мелких кусков (фракции $< 7 \text{ мм}$) на 1 кг массы блока.

Экспериментами установлено достаточно хорошее совпадение относительного изменения работоспособности в бомбе Трауцля и в породных образцах при испытаниях различных ВВ, что свидетельствует о достоверности получаемых результатов при

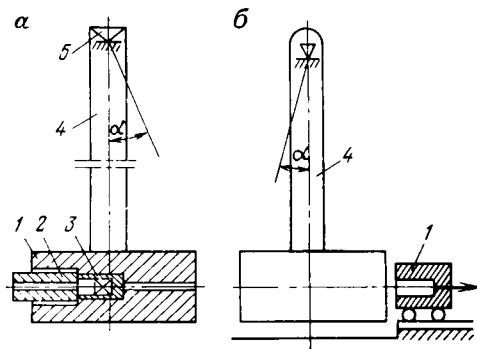


Рис. 4.5. Схема определения работоспособности:

а — в баллистической мортире; б — с помощью баллистического маятника; 1 — мортира; 2 — снаряд; 3 — вкладыш; 4 — подвеска; 5 — опора

испытаниях ВВ любым методом.

Определение работоспособности на баллистической мортире. Баллистическая мортира представляет собой массивный цилиндр (рис. 4.5, а), подвешенный на тягах в виде маятника. В корпусе имеются взрывная камера объемом $V_{\text{взр}}$, в которой взрывают заряд (обычно 10 г), и расширительная камера объемом V_p , в которую помещают массивный поршень-снаряд. Работа взрыва проявляется в выталкивании поршня-снаряда и отклонении мортиры.

Интервал времени между моментом взрыва и вылетом снаряда (5–10 мс) в 20–30 раз больше времени расширения продуктов взрыва при взрыве в воздухе. Работа, произведенная газами взрыва в мортире (кДж),

$$A_m \approx E \left[1 - \left(\frac{V_{\text{взр}}}{V_{\text{взр}} - V_p} \right)^{k-1} \right]. \quad (4.10)$$

Обычно

$$V_{\text{взр}} / (V_{\text{взр}} - V_p) \leq 0,1.$$

С другой стороны, значение A_m может быть измерено по отклонению мортиры.

Суммарная энергия, полученная при взрыве системой мортира — снаряд (Дж)

$$E_m = E'_m + E_c = E'_m (1 + E_c / E'_m). \quad (4.11)$$

Кинетические энергии соответственно мортиры и снаряда (Дж)

$$E'_m = I\omega^2/2 \text{ и } E_c = mu^2/2, \quad (4.12)$$

где I — момент инерции маятника, м^4 ; ω — угловая скорость маятника, $1/\text{с}$; m — масса снаряда, кг ; u — скорость полета снаряда, м/с .

Исходя из равенства моментов количества движения мортиры и снаряда, можно записать

$$I\omega = mur, \quad (4.13)$$

где r — расстояние от оси взрывной камеры до точки подвеса, м ; обычно его принимают равным расстоянию l от центра тяжести мортиры до точки подвеса.

Объединив выражения (4.12) и (4.13), получим равенство

$$E_c/E'_m = I/mr^2$$

или

$$E_m = E'_m [1 + I/(mr^2)]. \quad (4.14)$$

Величина E'_m затрачивается на подъем центра тяжести мортиры на высоту h , т. е.

$$E'_m = Mgh = Mgl(1 - \cos \varphi), \quad (4.15)$$

где M — масса мортиры, кг ; g — ускорение свободного падения, м/с^2 ; φ — угол отклонения мортиры от вертикали, градус.

Следовательно, полная энергия системы

$$E_m = Mgl \left(1 + \frac{I}{mr^2}\right) (1 - \cos \varphi) = E_0 (1 - \cos \varphi). \quad (4.16)$$

Для мортиры определенной конструкции величина

$$E_0 = Mgl [1 + I/(mr^2)]$$

является постоянным параметром, определяемым путем измерений. Приняв, что вся масса мортиры сосредоточена в одной точке, получим равенства для приближенного расчета:

$$u = Mv/m \text{ и } Ml(1 - \cos \varphi) = Mv^2/2g.$$

Отсюда после преобразования получим:

$$E_m = Mgl(1 - \cos \varphi) \frac{mv^2}{2g} \approx Mgl \left(1 + \frac{M}{m}\right) (1 - \cos \varphi). \quad (4.17)$$

Таким образом, при помощи баллистической мортиры можно определить абсолютную величину работы взрыва.

Определение работоспособности на баллистическом маятнике. К маятнику большой массы вплотную подкатывается по рельсовому пути мортира (см. рис. 4.5, б), в которой помещается испытуемый заряд ВВ. С помощью особых приспособлений мортиру удерживают на оси, проходящей через плоскость качания маятника. При взрыве мортира откатывается, а маятник отклоняется на некоторый фиксируемый угол. При испытаниях обычно определяют заряд, который дает такое же отклонение, что и взрыв заряда эталонного ВВ (тротила) массой 200 г.

Условность применяемых оценок эффективности ВВ вызывает необходимость проведения промышленных испытаний ВВ в условиях горного предприятия. Без таких испытаний новые ВВ не допускаются к постоянному применению.

Определение скорости детонации. Стандартный метод определения скорости детонации основан на сравнении известной скорости детонации ДШ со скоростью детонации испытуемого заряда (метод Дотриша).

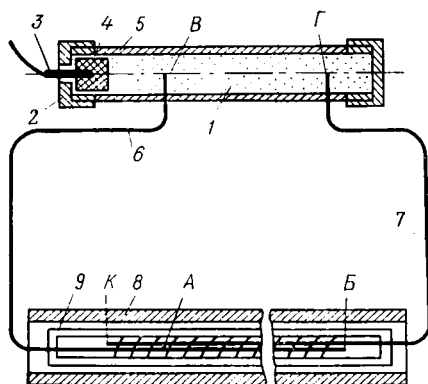


Рис. 4.6. Схема определения скорости детонации по Дотришу

При этом испытании (рис. 4.6) заряд 1 помещают в металлическую трубу 5 с завинчивающимися с обеих сторон крышками 2. На боковой поверхности трубы по оси делают два отверстия на определенном расстоянии, в которые вставляют концы В, Г отрезков ДШ 6 и 7. Расстояние от капсюля-детонатора 3 до отверстия 60 мм. Заряд взрывают от промежуточной шашки 4. Свободные концы ДШ крепят на пластинке-фиксаторе со стальной подкладкой 9 так, чтобы рис-

ки К, Б совпали с концами ДШ. Пластинку помещают в стальную трубу 8, чтобы облегчить нахождение пластинки после взрыва.

При взрыве детонация будет распространяться по заряду и по обоим отрезкам ДШ, а в месте встречи детонационных волн на пластинке образуется углубление (точка А).

Скорость детонации определяется исходя из равенства времени распространения детонационных волн по заряду и по обоим отрезкам шнура до точки встречи, т. е.

$$\frac{L_1 - AB}{v_{\text{ДШ}}} = \frac{a}{v_{\text{ВВ}}} + \frac{L_2 - KA}{v_{\text{ДШ}}}. \quad (4.18)$$

Приняв $L_1 - KB = L'_1$ и $L_2 - KA = L'_2$,

найдем

$$L'_1 v_{\text{ДШ}} = a v_{\text{ВВ}} + L'_2 v_{\text{ДШ}}. \quad (4.19)$$

Отсюда

$$v_{\text{ВВ}} = \frac{a v_{\text{ДШ}}}{L'_1 - L'_2},$$

где $v_{\text{ВВ}}$ и $v_{\text{ДШ}}$ — скорости детонации испытуемого ВВ и ДШ, м/с. Другие величины, входящие в формулы (4.18), (4.19), ясны из рис. 4.6.

В зависимости от цели испытаний заряд ВВ может быть в порошкообразном, гранулированном или прессованном виде.

Точные методы определения скорости детонации основаны на определении с помощью электронного осциллографа времени прохождения детонационной волной фиксированного расстояния по заряду или по дешифровке скоростной киносъемки свечения детонирующего заряда. Эти методы применяются только при выполнении исследовательских работ.

При создании новых ВВ для их предварительной оценки рассчитываются и экспериментально определяются теплота и работа продуктов взрыва, температура и объем газов взрыва.

Теплота 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 его действия. Теплота взрыва характеризует количество тепловой энергии, выделяемой при взрыве 1 моля или 1 кг ВВ.

В последнее время используется понятие объемная концентрация энергии ВВ, характеризующее количество энергии в единице объема ВВ и определяемое произведением удельной теплоты взрыва на его плотность. Это понятие целесообразно использовать для сравнения ВВ, плотности которых существенно различаются, так как для размещения одинакового количества энергии в массиве для высокоплотного ВВ потребуется меньший объем зарядной полости, а действие его по направлению л. н. с. благодаря большому запасу энергии в единице объема будет эффективнее. Однако для пересчета удельных расходов ВВ надо пользоваться значениями теплоты взрыва или идеальной работы взрыва, так как исходя из энергетического принципа на единицу объема разрушаемого массива надо израсходовать определенное количество энергии ВВ.

В качестве стандартных условий принимают температуру 0° , 18°C (иногда 25°) и давление 10^5 Па.

Теплота взрыва определяется на основе закона Гесса, согласно которому тепловой эффект химического превращения системы зависит только от начального и конечного ее состояний и не зависит от промежуточных состояний, т. е.

$$E_1 + E_2 = E_3, \quad (4.20)$$

где E_1 — теплота образования химических элементов до реакции, кДж/кг, E_2 — теплота взрыва, кДж/кг; E_3 — теплота образования веществ после химической реакции взрыва, кДж/кг. Из уравнения (4.20) следует, что

$$E_2 = E_3 - E_1. \quad (4.21)$$

Для расчетов термохимических параметров взрыва составлены таблицы теплот образования веществ при постоянном объеме.

Для определения теплоты взрыва 1 кг ВВ (кДж) без учета расширения газов пользуются формулой

$$E'_2 = E_2 - 1000/M, \quad (4.22)$$

или с учетом расхода тепла E_p на расширение продуктов взрыва

$$E'_2 = \frac{E_2 - E_p}{M} 1000, \quad (4.23)$$

где M — молекулярная масса ВВ.

Экспериментально теплоту взрыва определяют в калориметрической бомбе.

4.4. МЕТОДЫ ПРОВЕРКИ КАЧЕСТВА ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Свойства ВВ могут изменяться в процессе транспортирования и хранения. Поэтому при поступлении на склад и в процессе хранения ВВ периодически испытываются для оценки их пригодности к дальнейшему хранению и применению. При поступлении ВВ на базисные склады выполняется весь комплекс испытаний. На расходных складах ВВ подвергаются только наружному осмотру.

Испытания ВВ регламентированы «Едиными правилами безопасности при взрывных работах», и производятся взрывниками или лаборантами под руководством заведующего складом в следующие сроки:

1) ВВ, не содержащие жидких нитроэфиров, — в конце гарантийного срока и каждые три месяца после его истечения;

2) ВВ, содержащие жидкие нитроэфиры, испытываются в конце гарантийного срока и через каждый месяц после его истечения;

3) если возникает сомнение в доброкачественности ВВ, испытания проводятся независимо от сроков хранения.

Испытания проводятся на специально отведенных площадках на территории склада.

Если ВВ не выдержало испытаний, вся партия бракуется и составляется акт, который направляется заводу-изготовителю и в Госгортехнадзор СССР.

Возможность дальнейшего использования забракованных партий ВВ на взрывных работах определяется специальной комиссией с участием представителей завода-изготовителя.

Наружному осмотру тары подвергаются все ВВ, поступающие на склад в упаковке. При этом устанавливается наличие внешних повреждений на ящиках или мешках, проверяются обвязка и пломбировка тары, отсутствие следов подмокания. Ящики с дефектами отбирают в отдельную партию, составляют акт, а затем проверяют внутреннюю упаковку. При целой внутренней упаковке испытания проводятся по обычной методике. При нарушенной упаковке испытанию подвергается каждый ящик.

Наружному осмотру патронов подвергают пять пачек из поступившей партии. Все патроны осматривают. На патронах должен стоять штамп с указанием типа ВВ, массы патрона, даты изготовления, номера патрона марки завода и номера ящика.

При осмотре патронов ВВ, содержащих жидкие нитроэфиры (детониты), проверяется эксудация. На патронах и на ящиках не должно быть следов жидких нитроэфиров. При разворачивании оболочки патрона допускается наличие блестящей полоски в месте стыка бумаги.

Наличие широкой блестящей полоски и капель жидкости свидетельствует о выделении жидких нитроэфиров. Для проверки каплю жидкости осторожно опускают в пробирку с водой. Если она тонет и не смешивается с водой, то это нитроэфиры. Участок блестящей полоски бумаги отрывают и ударяют по нему молотком на наковальне. Хлопок при ударе свидетельствует, что выделились нитроэфиры. Такие ВВ необходимо немедленно и с предосторожностями уничтожить.

Аммиачно-селитренные ВВ и тротил подвергают следующим испытаниям.

1. *Испытание на полноту детонации.* Патроны укладывают в один ряд торцами впритык. Полноту детонации определяют по углублениям в грунте на месте расположения патронов и отсутствию остатков бумаги и ВВ. Гранулированные ВВ помещают в бумажную гильзу заданного диаметра длиной более пяти диаметров заряда. Иницируют заряд КД или ЭД через промежуточный детонатор (патрон аммонита № 6ЖВ или шашка). При взрыве возможно разбрасывание отдельных гранул и остатков бумажной оболочки. Партия ВВ считается выдержавшей испытания, если в трех опытах получена полная детонация. В случае отказа число опытов удваивается, и при повторном отказе партия ВВ бракуется. Гранулированные и водосодержащие ВВ устойчиво детонируют при размещении заряда в массиве горных пород (в шпуре или скважине) при диаметрах, в 4—5 раз меньших открытого заряда.

Испытания на передачу детонации. На плотном грунте укладывают на одной оси два патрона ВВ (рис. 4.7) на расстоянии, указанном в ГОСТе для данного ВВ, и взрывают. О полноте взрыва судят по наличию углублений в грунте, отсутствию остатков бумаги и ВВ. ВВ считается выдержавшим испытания, если при двух взрывах отказов не произошло.

В случае отказа число опытов удваивают. Если при этом будет снова отказ, партию ВВ бракуют. Слежавшиеся патроны аммонита перед испытанием разминают. При испытании ВВ, поступивших на склад в мешках, изготавливают патроны диаметром 31 ± 1 мм массой 200 ± 10 г. Водоустойчивые ВВ испытывают после выдержки патронов в воде на глубине 1 м в вертикальном положении в течение 1 ч. При этом к нижнему концу активного заряда должен обращаться верхний конец пассивного заряда. В характеристиках патронированных ВВ указывается расстояние, на которое передается детонация между патронами в сухом состоянии и после выдержки в воде. Эта величина является мерой чувствительности ВВ к внешнему импульсу. Чем больше допустимое расстояние, тем надежнее детонирует заряд.

Указанная проба несовершенна, так как при наличии напорной воды в шпурах или выделении газов после забойки шпуров в них может развиваться давление до $3 \cdot 10^5$ Па. При таком давлении оболочки патронов в течение нескольких минут пропускают воду, которая флегматизирует ВВ.

Этими испытаниями проверяется возможность устойчивой детонации всего заряда при наличии между торцами соседних патро-

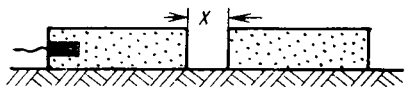


Рис. 4.7. Схема испытаний на передачу детонации

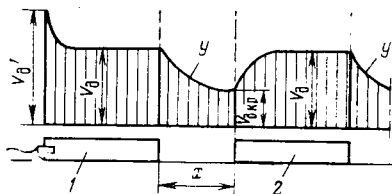


Рис. 4.8. Схема взаимного перехода детонационной и ударной волны при передаче детонации на расстоянии; v_d , v_d — амплитуды давления в детонационных волнах от детонатора и ВВ, $v_{d,кр}$ — критическая амплитуда ударной волны в воздухе, которая способна возбудить детонацию заряда ВВ, y — ударная волна в воздухе

нов воздушных промежутков, оставшихся при зарядании шпуров. При взрыве такого рассредоточенного заряда детонационная волна на границе ВВ — воздух переходит в ударную и интенсивно затухает в воздухе. Если качество ВВ нормальное, то энергии в ударной волне, прошедшей через воздушный промежуток, будет достаточно для того чтобы возбудить детонацию в торце следующего патрона.

Переходы детонационной волны в ударную и обратно при передаче детонации на расстояние от патрона к патрону схематично показаны на рис. 4.8.

Определение влажности ВВ. Из пяти патронов, взятых для осмотра из пяти пачек, берутся после смешивания две навески ВВ массой по 10 г, их помещают в термостаты и сушат при температуре 60—70 °С до получения постоянной массы пробы. Содержание влаги должно соответствовать требованиям ГОСТа на данное ВВ.

Испытание порохов, которые иногда применяют при взрывах на выброс и сброс в грунтах или на карьерах, проводят по специальным методикам.

4.5. ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СТОЙКОСТИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Технологическая стойкость — способность ВВ сохранять свои первоначальные свойства и качество в процессе выполнения с ним технологических операций по подготовке, транспортированию и заряданию.

Сыпучесть — способность ВВ свободно высыпаться из калиброванных отверстий, полностью заполнять определенные замкнутые объемы (скважины, камеры, бункера зарядных машин).

Хорошую сыпучесть имеют гранулированные ВВ, плохую — порошкообразные. Последние теряют сыпучесть при увеличенном содержании влаги, а также при слеживании. Гранулированные ВВ теряют сыпучесть только при значительном увлажнении их.

При зарядании восстающих скважин на рудниках необходимо уменьшить сыпучесть гранулированных ВВ добавлением воды, так как сухие ВВ высыпаются из скважины.

Расслаивание — свойство смесевых россыпных ВВ самопроизвольно или в процессе зарядания разделяться на составные компоненты. Это особенно проявляется, когда компоненты ВВ имеют разную плотность. Так, порошкообразные динамоны — смеси аммиачной селитры с древесной мукой — были запрещены для применения из-за расслаивания заряда в процессе зарядания вертикальных скважин на карьерах. При расслаивании образовывались участки чистой селитры и прослойки древесной муки, из-за чего детонация в таком заряде прекращалась.

У игданита на обычной гранулированной селитре при его длительном нахождении в скважине наблюдается стекание жидкого компонента в нижнюю часть заряда, из-за чего может произойти затухание детонации заряда.

У водосодержащих ВВ, если объем раствора больше, чем объем межгранульного пространства твердой фазы, наблюдается постепенное оседание твердых фракций заряда в нижнюю часть скважины, что также отрицательно сказывается на устойчивости детонации заряда.

Текучесть — способность водосодержащих ВВ вытекать из емкостей сквозь рукава и шланги под действием силы тяжести или избыточного давления воздуха. Это свойство определяет эффективность механизированного зарядания ВВ этих типов и зависит от их температуры, продолжительности хранения, начальной консистенции составов.

Увлажняемость — способность ВВ поглощать влагу из воздуха или при искусственном впрыскивании воды в его состав. Увлажнение аммиачно-селитренных ВВ в основном определяется гигроскопичными свойствами аммиачной селитры. Это свойство имеет особенно важное значение при бестарном хранении гранулированной селитры на складах, а также при бункерном и бестарном хранении гранулированных ВВ, так как увлажняемость, как правило, связана со слеживаемостью ВВ.

В некоторых районах СССР при хранении без влагозащитной упаковки ВВ увлажняются, что нарушает их физическую стабильность (увеличивает слеживаемость, ухудшает сыпучесть, способствует разрушению гранул) и ухудшает детонационную способность ВВ.

Водоустойчивость — способность ВВ противостоять проникновению воды в массу заряда и сохранять способность детонировать.

Это свойство рассматривается отдельно для порошкообразных, гранулированных и водосодержащих ВВ.

Для порошкообразных ВВ водоустойчивость оценивается по величине давления столба воды, необходимого для ее проникновения в заряд в течение определенного времени и для флегматизации заряда.

При испытаниях на водоустойчивость патроны ВВ выдерживаются в воде на определенной глубине в течение определенного времени. Все порошкообразные ВВ (россыпные и патронированные) имеют слабую водоустойчивость, особенно при повышенном гидростатическом давлении.

Для гранулированных ВВ водоустойчивость характеризуется способностью гранул не растворяться в воде и способностью заряда детонировать в смеси с водой.

Для водосодержащих ВВ водоустойчивость определяется способностью к растворению или размыванию заряда. Большинство водосодержащих ВВ в некоторой степени водоустойчивы при нахождении заряда в непроточной воде. Однако при зарядании обводненных скважин сквозь слой воды водоустойчивость этих ВВ резко снижается, так как происходит интенсивное растворение селитры. Также невысока водоустойчивость этих ВВ при их нахождении в скважинах с проточной водой.

Пыление — способность россыпных ВВ при работе 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 бестротилового ВВ в основном зависит от прочности гранул селитры. У металлизированных ВВ источником пыления также является алюминиевая пудра, а у граммонитов — мелкие фракции тротила.

Для борьбы с пылением в подземных условиях при механизированном пневматическом зарядании ВВ увлажняют, ограничивают скорость транспортирования по шлангам и трубам, соблюдают рациональные расстояния между срезом заряжающего шланга и зарядом ВВ в скважине.

Слеживаемость — способность ВВ терять при хранении сыпучесть и превращаться в прочную связанную массу.

Слежавшиеся ВВ непригодны для зарядания и имеют резко сниженную детонационную способность. «Единые правила безопасности при взрывных работах» требуют обязательного измельчения ВВ перед употреблением. Наиболее склонны к слеживаемости порошкообразные аммониты, особенно при изменении влажности и температуры окружающего воздуха. Слеживанию способствуют внешнее давление на ВВ (при патронировании или нахождении его в штабелях), а также расфасовка на заводах-изготовителях недостаточно остывших смесей. Для уменьшения слеживания аммиачно-селитренных ВВ применяют опудривание частиц селитры гидрофобными добавками, добавление в со-

став поверхностно-активных веществ, гранулирование, омасливание жидкими нефтепродуктами с последующим опудриванием алюминиевой пудрой или органической мукой.

Гранулированные ВВ слеживаются значительно меньше. Так, ВВ в мешке приобретает первоначальную структуру при сбрасывании его с высоты 1 м. Гранулированные ВВ, кроме слеживаемости, при высокой влажности и низких температурах могут смерзаться, что также нарушает нормальный процесс заряжания скважин.

Электризация ВВ — способность движущихся частиц ВВ, взвешенных в воздушном потоке, электризоваться (накапливать заряды статического электричества), что может приводить к взрывоподобным вспышкам смеси мелких фракций ВВ с воздухом.

Чем выше электрическое сопротивление материала, тем он легче электризуется. Наиболее высокие диэлектрические свойства имеет тротил, который и склонен к электризации. В наименьшей степени электризуются бестротиловые простейшие ВВ. Смесевые ВВ особенно подвержены электризации, если в их составе содержатся тонкодисперсные компоненты с диэлектрическими свойствами (алюминиевая пудра, тротиловая мука). Опасность электризации таких составов увеличивается в связи с тем, что при их транспортировании по проводящим шлангам мелкие фракции диэлектриков покрывают тонким слоем внутреннюю поверхность шлангов и превращают их из проводников в диэлектрики, которые не обеспечивают стекания зарядов из смеси «ВВ — воздух».

На электризацию ВВ влияют относительная влажность воздуха, влагосодержание ВВ, его дисперсность, радиус закругления магистралей, скорость транспортирования.

При увлажнении транспортируемого ВВ до 6 % на внутренней поверхности шланга образуется токопроводящая пленка, которая обеспечивает стекание электрических зарядов. При скорости до 18 м/с электризация потока происходит незначительно, но с увеличением скорости свыше 20 м/с она становится интенсивной, что может привести к вспышкам.

Для уменьшения электризации радиусы закруглений магистралей должны быть более 0,5 м, что одновременно и уменьшает дробление гранул на поворотах магистралей.

С увеличением содержания в составе ВВ мелких гранул (<1 мм) и особенно порошкообразных фракций степень электризации при прочих одинаковых параметрах пневмотранспортирования увеличивается. Поэтому пневмотранспортирование порошкообразных и мелкодисперсных ВВ не допускается.

Химическая стойкость — способность ВВ сохранять неизменными свои химические свойства при длительном хранении и транспортировании.

Аммиачно-селитренные ВВ имеют достаточно высокую химическую стойкость, поэтому их специальным испытаниям не подвергают. Следует подчеркнуть, что аммиачно-селитренные ВВ резко снижают свою химическую стойкость при попадании в заряд суль-

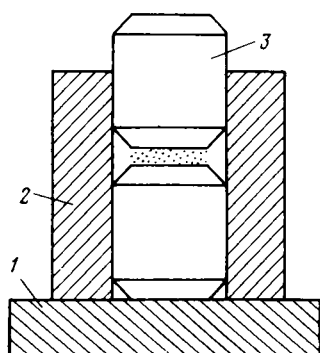
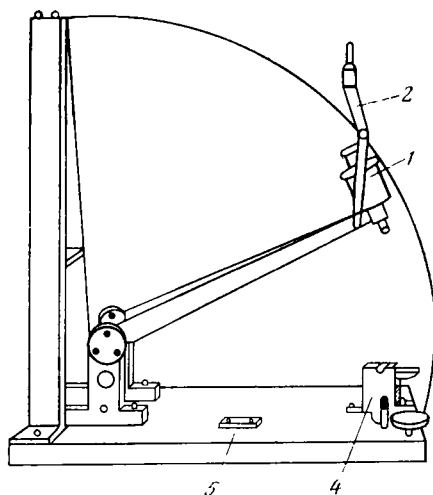


Рис. 4.9. Узел прибора для размещения навески ВВ при определении чувствительности на удар:

1 — основание; 2 — муфта; 3 — стальные ролики

a



б

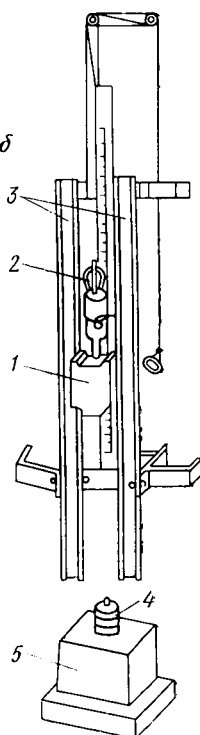


Рис. 4.10. Копры для определения чувствительности ВВ к удару:

1 — падающий груз; 2 — фиксатор-сбрасыватель; 3 — направляющие; 4 — устройство для размещения навески ВВ; 5 — основание

фидов (пирита, колчедана). При этом аммиачная селитра вступает в реакцию с сульфидами с выделением тепла и ядовитых окислов азота. При этом температура в очаге реакции возрастает, что может привести к возгоранию ВВ, а затем и к детонации. Поэтому следует исключить контакты зарядов ВВ с сульфидами.

4.6. ОЦЕНКА ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Чувствительность ВВ — степень восприимчивости к определенному внешнему импульсу, вызывающему детонацию заряда. Она зависит от свойств ВВ, его состояния (порошкообразное, гранули-

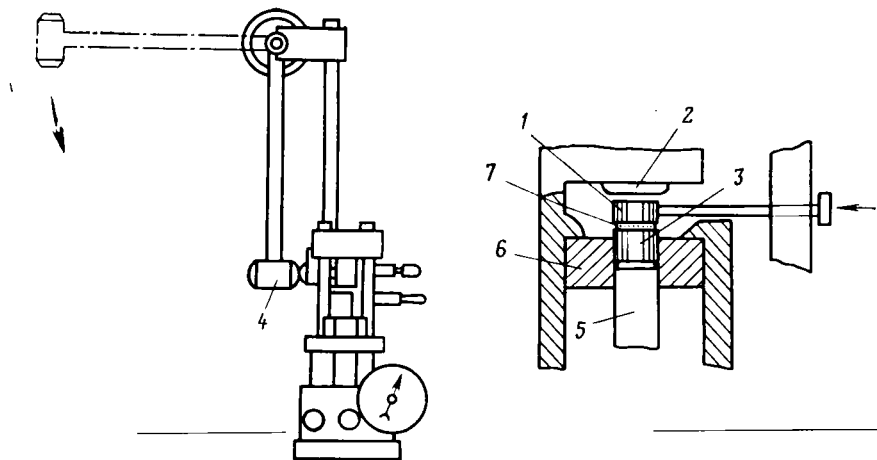


Рис. 4.11. Схема копра для определения чувствительности ВВ к скользящему удару и узел прибора К-44 для размещения навески ВВ:

1 — подвижный ролик; 2 — упор; 3 — неподвижный ролик; 4 — ударник; 5 — поршень; 6 — муфта; 7 — навеска ВВ

рованное, прессованное, литое и т. д.), температуры, влажности, степени засорения примесями и степени ограничения заряда (наружного, в шпуре) и т. д.

Для оценки чувствительности ВВ производят испытания: на удар, трение, нагревание (в том числе на действие открытого пламени), на воздействие ударной воздушной волны (передача детонации на расстояние), на воздействие детонатора.

Чувствительность к инициированию принято оценивать минимальным зарядом, который необходим для возбуждения детонации ВВ.

Чувствительность ВВ к удару определяется на специальных копрах. На навеску ВВ, заключенную между двумя металлическими поверхностями (рис. 4.9), сбрасывают груз определенной

массы. При испытании инициирующих ВВ используют рычажный копер (рис. 4.10, а).

Для испытания бризантных ВВ применяют вертикальные копры (рис. 4.10, б) при высоте падения груза до 3 м. В качестве критерия чувствительности принимается процент взрывов из 25, 50 или 100 испытаний или при сбрасывании груза массой 10 кг с высоты 25 см.

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.

На чувствительность к трению ВВ испытывают с помощью маятника трения или путем растирания навески в фарфоровой ступке. На трение (на скользящий удар) ВВ испытывают путем сдвига навески ВВ боковым ударом ролика, прижатого с определенной силой к поверхности ВВ (рис. 4.11).

Чувствительность ВВ к механическим воздействиям (к удару, трению и т. д.) резко повышается при засорении его песком, мелкими частицами породы и другими твердыми примесями. Чувствительность к удару и трению имеет большое значение при оценке степени безопасности данного ВВ.

Чувствительность ВВ к тепловому импульсу определяется температурой вспышки. Температурой вспышки называют ту температуру (с точностью до 5 °С), ниже которой при выдержке навески ВВ в течение 5 мин в термостате вспышка не происходит.

ГЛАВА 5

НЕПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫЕ ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

5.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Промышленные ВВ классифицируются по нескольким признакам. По степени опасности при хранении и перевозке взрывчатые материалы делятся на пять групп (см. гл. II).

По условиям применения в соответствии с классификацией СЭВа все ВВ делятся на две группы и на шесть классов.

I группа. Непредохранительные ВВ

I класс. Для взрывания на земной поверхности (патроны и мешки с ВВ из неокрашенной бумаги).

II класс. Для открытых и подземных работ, кроме шахт и рудников, опасных по взрыву газа или пыли (патроны для ВВ из красной бумаги, мешки для ВВ из неокрашенной бумаги с красной полосой).

II группа. Предохранительные ВВ

III класс. ВВ повышенной мощности, малой предохранительности для породных забоев угольных шахт, опасных по взрыву газа или угольной пыли; для смешанных проходческих забоев 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 шахтных стволов с выделением метана (патроны для ВВ из синей бумаги).

Специальные ВВ этого класса (серный и нефтяной аммониты) применяются в забоях серных, нефтяных и озокеритовых шахт, шахт, опасных по взрыву серной или сульфидной пыли, водорода и углеводородов (патроны для ВВ из зеленой бумаги).

IV класс. ВВ средней мощности, предохранительности, предназначенные для взрывания при проходке и выемке угля в шахтах, опасных по взрыву газа или угольной пыли, а также для сотрясательного взрывания (патроны для ВВ из желтой бумаги).

V класс. ВВ повышенной предохранительности 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 ме-

тана и интенсивным его выделением из шпуров, для распыления воды взрывом при создании водяных завес.

VI класс. Высокопредохранительные ВВ, предназначенные для отбойки угля в лавах, при посадке кровли, при проходке дучек и печей в наиболее опасных условиях по взрыву метана или угольной пыли.

В специальную группу выделяются иницирующие ВВ, применяемые для изготовления средств инициирования (см. гл. 7). Промышленные ВВ по составу делятся на аммиачно-селитренные (аммониты, динамоны, гранулиты, граммониты, игданит, акватолы и ифзаниты), ВВ на основе жидких нитроэфиров (динамиты, детониты), нитросоединения (тротил, гексоген), окисилквиты, хлоратные и перхлоратные ВВ, дымные и бездымные пороха. По характеру воздействия на окружающую среду ВВ делятся на высокобризантные, бризантные и метательные.

По физическому состоянию применяемые промышленные ВВ классифицируют на порошкообразные, гранулированные, прессованные, литые, пластичные, текучие и льющиеся.

Сухие порошкообразные ВВ

Аммониты — порошкообразные смеси аммиачной селитры с тротилом и невзрывчатыми горючими добавками, с добавкой гексогена — скальный аммонит.

Предохранительные аммониты содержат, кроме указанных компонентов, пламегасители, а некоторые и жидкие нитроэфиры.

Детониты — порошкообразные смеси аммиачной селитры, тротила, алюминиевой пудры и нитроэфиров. Некоторые детониты тротила не содержат.

Аммоналы — аммониты с добавками алюминиевой пудры, с добавкой гексогена — скальный аммонал.

Динамоны — порошкообразные смеси аммиачной селитры с невзрывчатыми горючими добавками.

Сухие гранулированные ВВ

Граммониты — гранулированные аммониты, состоящие из гранулированной селитры и чешуйчатого тротила.

Граммоналы — гранулированные аммоналы.

Гранулиты — бестротиловые ВВ на основе гранулированной селитры, жидкой горючей добавки и стабилизирующих твердых горючих добавок.

Игданит — стехиометрическая смесь гранулированной селитры и жидкой горючей добавки.

Гранулотол — гранулированный тротил.

Алюмотол — гранулированный сплав тротила с алюминиевой пудрой.

Водосодержащие ВВ

Акваторы — 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 кальцевой или натриевой селитры, воды и пластифицирующих добавок.

Ифзаниты — водосодержащие ВВ, состоящие из смеси гранул аммиачной селитры и тротила и насыщенного раствора аммиачной селитры с загустителем.

Горячельющиеся ВВ, состоящие из гранулозола (или алюмозола) и насыщенного раствора аммиачной селитры с загустителем, затвердевающие при охлаждении.

Карбаты — горячельющиеся ВВ, состоящие из тротила, селитры и карбамида, твердеющие при охлаждении до нормальных температур.

Нитроглицериновые ВВ выделяются в отдельную группу.

Динамиты — многокомпонентные смеси на основе желатинированного нитроглицерина и нитроглицерола с добавками аммиачной селитры и стабилизирующих компонентов.

Оксиликвиты — органические вещества (поглотители) с большой удельной поверхностью, пропитанные жидким кислородом. Последние два типа ВВ в настоящее время на горных предприятиях СССР не применяются.

5.2. ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Для взрывания на земной поверхности. Объекты на земной поверхности, где применяются взрывные работы, делятся на две группы: горные и промышленные.

Горные объекты по характеру и объему выполнения взрывных работ могут быть крупные с объемом потребления ВВ более 1000 т в год и мелкие. Кроме того, имеются постоянные объекты (карьеры) и временные (дороги, гидротехнические, мелиоративные сооружения, нефтяные скважины и т. д.)

Работы на промышленных объектах (валка зданий, труб и других сооружений, дробление фундаментов, ремонты в доменных и мартеновских печах и т. д.) по характеру выполнения являются временными, потребляющими небольшое количество ВМ.

На карьерах основной объем породы отбивается зарядами, размещенными в вертикальных и наклонных скважинах диаметром 100—320 мм. Для вторичного взрывания и вспомогательных работ применяются шпуровые и наружные (накладные) заряды.

1. ВВ для карьеров могут иметь большой критический диаметр (более 100 мм), т. е. пониженную детонационную способ-

ность в зарядах малого диаметра. Это могут быть грубодисперсные гранулированные ВВ. Они обеспечивают более равномерное дробление породы благодаря уменьшению зоны переизмельчения вблизи заряда.

2. Применение ВВ с отрицательным кислородным балансом должно быть четко регламентировано, так как они выбрасывают в атмосферу при взрыве много ядовитых газов, что нарушает экологическое равновесие района расположения карьера. Кроме того, ядовитые газы в течение почти 100 ч могут находиться в развале взорванной породы, проникать по трещинам в подземные выработки, являясь источником отравления работающих там людей.

При отбойке на карьерах к ВВ пока не предъявляется жестких требований по количеству ядовитых газов, выделяемых при взрыве, поэтому возможно использование ВВ, имеющих кислородный баланс, отличный от нулевого.

3. Значительные объемы взрывов на карьерах требуют заряжания в короткий срок большого числа скважин. Поэтому ВВ должны иметь хорошую сыпучесть, минимальную слеживаемость при хранении, минимальное пыление при пересыпке и быть малочувствительными к механическим воздействиям с тем, чтобы работы по заряданию скважин могли выполняться высокопроизводительными зарядными машинами.

При зарядании значительных объемов ВВ на блоке большое значение имеет сохранение постоянства их свойств при нахождении в скважинах в течение длительного времени (7—10 и более суток), а также минимальное вредное воздействие ВВ на средства инициирования (ДШ, шашки-детонаторы).

4. При больших значениях л. н. с. и диаметров заряда основное влияние на интенсивность дробления пород при взрыве оказывает трещиноватость массивов пород. Величина удельной энергии ВВ при больших диаметрах (свыше 250 мм) зарядов имеет меньшее значение, чем при отбойке шпурами и скважинами малого диаметра 70—100 мм. Поэтому ВВ с относительно невысокой энергией (теплотой взрыва) в большинстве случаев обеспечивают хорошее дробление породы при относительно невысокой стоимости самих ВВ. Они особенно эффективны, если путем увеличения плотности зарядания в скважинах удастся повысить объемную концентрацию энергии, т. е. количество энергии в единице объема, занимаемом зарядом.

5. При зарядании обводненных скважин следует применять водоустойчивые ВВ плотностью выше 1 г/см^3 , чтобы ВВ хорошо тонуло. Смесь ВВ и воды должна устойчиво детонировать.

6. Область применения водосодержащих ВВ значительно увеличивается по мере отработки технологии высокопроизводительного механизированного зарядания этих ВВ и высокой их водоустойчивости. Должно быть обеспечено их длительное нахождение в скважинах с проточной водой без размывания селитры и потери зарядами детонационной способности. Это позволит на крупных объектах применять ВВ, изготавливаемые на местах их потребления.

7. Для заряжания и взрывания контурных скважин необходимо выпустить шланговые (гирляндовые) заряды, работы с которыми должны быть механизированы. Объем применения контурных скважин стремительно растет.

8. На мелких карьерах так же, как и на других объектах с небольшим потреблением ВВ целесообразно применять ВВ только заводского изготовления. На карьерах необходимо все шире применять не содержащие тротил гранулиты.

При заряжании обводненных скважин целесообразно широко применять полиэтиленовые рукава для размещения в них зарядов неводоустойчивых ВВ.

На временных промышленных объектах для выполнения взрывных работ в основном следует применять россыпные гранулированные и патронированные ВВ заводского изготовления, так как их простота и универсальность являются основными критериями их выбора.

Более высокая стоимость ВВ не имеет решающего значения, особенно, если учесть небольшой объем их использования.

Для суровых климатических условий Севера и на отдаленных объектах, где взрываются в основном сухие скважины, целесообразно использовать ВВ местного изготовления, чтобы получить большую экономию на транспортных расходах путем перевозки аммиачной селитры по категории обычных грузов.

Для взрывания негабарита целесообразно использовать порошкообразные или пластичные ВВ с небольшим критическим диаметром.

В подземных рудниках и в шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли, условия взрывания можно разделить на две группы: при отбойке руд скважинами диаметром 60—100 (150) мм; при проходке выработок и отбойке руд шпурами диаметром до 60 мм и глубиной до 5 м.

При отбойке руды все шире применяется механизированное (в основном пневматическое) заряжание с использованием гранулированных ВВ. Требования к ВВ с учетом этой тенденции в значительной степени повторяют требования к ВВ для механизированного заряжания на карьерах: ВВ должны содержать минимальное количество пылевидных фракций, так как пыль из скважин попадает в забой, где ее содержание может превысить санитарные нормы, кроме того возникает опасность ее вспышки; при перевозках и пневмотранспортировании ВВ должны образовывать минимальное количество пылевидных фракций, чтобы ограничить пылеобразование при зарядании и избежать повышения уровня электризации ВВ; следует применять ВВ с минимальной электризуемостью при пневмотранспортировании; ВВ должны легко удерживаться в восходящих скважинах и устойчиво детонировать в зарядах диаметром 60 мм любой длины при добавлении в заряд воды. Вода добавляется в гранулированные ВВ с целью снижения пыления и электризации при пневмозарядании, а также для повышения слипаемости гранул в восходящих скважинах для надежного удержания в них зарядов.

ВВ должны быть достаточно чувствительны, чтобы надежно инициировать от промежуточного детонатора или ДШ. В наибольшей степени этим требованиям удовлетворяют гранулиты с добавками пудры алюминия, а также граммонт 79/21.

Порошкообразные и патронированные ВВ при подземной отбойке скважинами в перспективе будут применяться в весьма ограниченных объемах.

При проходке выработок для врубовых и отбойных шпуров следует применять патронированные ВВ полупластичные и пластичные, которые обеспечивают высокую плотность заряжания шпуров и размещение возможно большей величины заряда в 1 м шпура; ВВ должны устойчиво детонировать от применяемых детонаторов; патронированные ВВ целесообразно выпускать в эластичных оболочках, чтобы исключить продольное надрезание патронов перед введением их в шпур; 10 — 15 % ВВ должно выпускаться в специальных патронах для контурного взрывания; патронированные ВВ целесообразно выпускать в патронах диаметром 25, 32, 36, 45 мм с учетом разнообразия условий ведения взрывных работ; для механизированного заряжания шпуров при проведении выработок можно использовать наиболее чувствительные гранулированные ВВ, предназначенные для отбойки скважин; инициирование их должно обеспечиваться патроном штатного ВВ. В наибольшей степени перечисленным требованиям отвечают аммоналы, гранулиты АС-4В, АС-8В. Значительный объем проходки по породам невысокой крепости целесообразно выполнять порошкообразным патронированным аммонитом № 6ЖВ.

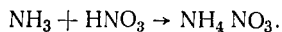
Перспективно применение пластичных водосодержащих ВВ, особенно для врубовых шпуров, инициирование которых должно осуществляться патронами порошкообразных или полупластичных ВВ.

В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, ВВ применяют в совокупности с инертризацией призабойной зоны, исключающей воспламенение метана и угольной пыли или обеспечивающей локализацию возникшей вспышки. В случае создания надежных методов инертризации призабойной зоны для взрывания угля и пород будет целесообразно использовать мощные породные предохранительные ВВ, а в средних и крепких породах без выделений метана — не-предохранительные ВВ. Это резко улучшит технико-экономические показатели проходки выработок.

5.3. ОСНОВНЫЕ КОМПОНЕНТЫ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

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 кислорода, который при взрыве используется для окисления водорода, углерода, алюминия, содержащихся в других компонентах ВВ. Дешевизна и простота ее получения, неограниченность сырьевой базы (воздух и вода), полный переход ее в газообразные продукты при взрыве обусловили широкое ее применение в промышленных ВВ.

Аммиачную селитру получают в ходе реакции соединения аммиака с азотной кислотой по уравнению



Выпускается в виде порошка, гранул, чешуек и кристаллов. Обычная кристаллическая аммиачная селитра имеет высокую гигроскопичность. При изменении влажности воздуха она слеживается, превращаясь в камнеобразную массу. Меньшую слеживаемость имеет кристаллическая и гранулированная селитра марки ЖВ с добавками железных солей жирных кислот, покрывающих кристаллы селитры мономолекулярной пленкой.

Аммиачная селитра может существовать в нескольких кристаллических модификациях. При нагревании или охлаждении она переходит из одной модификации в другую. При этом слеживаемость селитры резко увеличивается. При наличии влаги температура плавления селитры снижается.

Аммиачная селитра хорошо растворяется в воде. Растворение происходит со значительным поглощением тепла.

Примеси органических веществ, даже в небольших дозах, значительно повышают чувствительность аммиачной селитры. Парафин и подобные ему вещества, являющиеся флегматизаторами для ВВ, имеющих обычно отрицательный или нулевой кислородный баланс, по отношению к аммиачной селитре в небольших количествах 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 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 ней горючих примесей, а также при ее упаковке в горючие материалы. Поэтому при хранении и транспортировании 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 (цинком, медью, никелем, магнием). Особенно опасны примеси азотной кислоты, так как 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.

В чистом виде селитра не дотонирует от взрыва детонаторов или ДШ. Для ее детонации нужен промежуточный детонатор.

Раньше селитру иногда применяли как самостоятельное ВВ при крупных массовых взрывах. Теперь ее используют только в смеси с горючими добавками (жидкими или твердыми) или с ВВ. В связи с низкой детонационной способностью селитры по условиям хранения и транспортирования ее не относят к ВВ.

Натриевая, калиевая и кальциевая селитры (NaNO_3 , KNO_3 , $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$) содержат более чем в 2 раза больше кислорода, чем аммиачная, и имеют положительный кислородный баланс. Но при взрывчатом разложении они образуют мало газов и много твердых окислов, стоимость их выше. Смеси их с горючими более чувствительны к механическим воздействиям и к воспламенению. Эти селитры имеют ограниченное применение для приготовления водосодержащих ВВ, так как повышают плотность ВВ, снижают температуру его замерзания, хорошо удерживают воду в составе ВВ, препятствуя его высыханию.

Тротил (тринитротолуол) является одним из самых распространенных однокомпонентных ВВ.

Тротил применяется в порошкообразном, прессованном, чешуйчатом, гранулированном виде, а иногда в виде кусков и литых шашек. Тротил входит в состав аммиачно-селитренных ВВ. Для патронированных 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. Наиболее восприимчив к инициированию порошкообразный тротил, наименее — литой.

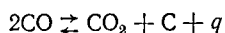
Тротил имеет большой отрицательный кислородный баланс, из-за чего при его взрыве выделяется мало газообразных и значительное количество твердых продуктов (сажа).

Порошкообразный и прессованный тротил взрывается от капсюля-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 тротильную интоксикацию организма, раздражение кожи и болезнь глаз.

Гранулотол (гранулированный тротил) применяется как самостоятельное ВВ для взрывания обводненных скважин и в качестве компонента в составе водосодержащих ВВ.

Гранулотол рекомендуется применять в водонаполненном состоянии, так как вода, заполняя промежутки между гранулами, увеличивает плотность заряжения, в результате чего повышается скорость детонации и улучшается эффект взрыва. Водная оболочка вокруг гранул способствует дополнительному выделению тепла вследствие смещения реакции



в сторону образования углекислого газа. Кроме того, вода, испаряясь, также увеличивает объем газов взрыва. Применение этого ВВ в сухих скважинах нерационально, так как из-за малого объема газов взрыва эффект разрушения слабее, чем при взрывании аммонитов, выделяющих больший объем газов. Гранулотол удобен для механизированного заряжания скважин.

Алюмотол представляет собой гранулированный сплав. Алюмотол пригоден для механизированного заряжания скважин и предназначен для применения в обводненных скважинах, в том числе с проточной водой. Для его инициирования необходимы мощные промежуточные детонаторы.

При взрывании гранулотола или алюмотола в больших зарядах наблюдается явление вторичных взрывов (хлопков), когда через некоторый промежуток времени (от нескольких секунд до 100 ч) 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 газов, содержащих окись углерода, метан и другие горючие, образовавшиеся при взрыве и достигших в смеси с воздухом взрывоопасной концентрации.

Горючие и другие добавки аммиачно-селитренных ВВ. Кроме перечисленных 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. Эти добавки выполняют в составе ВВ также функцию разрыхлителя, снижая слеживаемость ВВ при хранении.

Металлические горючие добавки повышают теплоту взрыва за счет большого количества тепла, выделяемого при окислении, и повышают объемную концентрацию энергии ВВ благодаря увеличению плотности ВВ.

В состав водоустойчивых ВВ вводят *гидрофобные добавки*, которые также выполняют роль горючих.

Для загущения растворов аммиачной селитры в водосодержащих ВВ и карбатолах применяются натриевая соль *карбоксиметил-целлюлозы* (КМЦ), *полиакриламид* (П) и *гуаргам*.

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, сульфата хрома). При этом насыщенный раствор селитры приобретает вязкость, за счет чего исключается его вытекание по трещинам из скважины и оседание гранул, которые имеют большую, чем раствор, плотность.

Полиакриламид выпускается в виде высоковязкого водного раствора или в виде порошка. По загущающей способности превосходит КМЦ, но используется реже, так как 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 добавкой буры, окислов сурьмы и висмута.

Структурообразующие *добавки* (сшивки) применяют для придания стабильности зарядам в отношении их расслаиваемости.

5.4. ПРОСТЕЙШИЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА, НЕ СОДЕРЖАЩИЕ ТРОТИЛ

Игданит представляет собой смесь гранулированной аммиачной селитры и жидкой горючей добавки. Он предназначен для использования в сухих забоях или для заряжания сухой части скважины при комбинированных зарядах. Операции по подготовке игданитов и заряжанию выполняются следующими способами: 1) жидкую горючую добавку заливают непосредственно в мешки с селитрой или в специальные патроны на месте взрыва, после чего производят заряжание; 2) с применением смесительно-зарядных машин; 3) в стационарных пунктах приготовления, доставку к месту взрыва и заряжание — машинами. Последние два способа заряжания применяются наиболее широко.

Игданит безопасен в обращении, недорог, удобен для механизированного заряжания. Его недостатки: возможность применения только в сухих скважинах, частичная потеря взрывчатых свойств при длительном заряжании (более 5—6 ч) из-за стекания жидкого компонента в нижнюю часть заряда с гранул аммиачной селитры, флегматизация сердцевин ДШ жидкой добавкой, разрушение оболочки ДШ, изготовленного из маслонеустойчивого полиэтилена, из-за чего происходят отказы; низкое качество дробления крепких крупноблочных пород.

Включение в игданиты тонкодисперсных неметаллических и металлических добавок существенно повышает детонационную способность и стабильность зарядов, позволяя расширить область их эффективного применения. С выпуском гранулированной пористой селитры, способной удерживать жидкую добавку, качество игданитов повысится, а область применения существенно расширится как на открытых, так и на подземных работах.

Необходимо в короткие сроки создать ДШ, устойчивые в течение пяти — семи суток (время подготовки к производству крупного массового взрыва) к воздействию жидкой горючей добавки. Без таких ДШ заряжание и взрывание зарядов игданита должно выполняться в сжатые сроки.

За счет механизированного заряжания игданитов на крупных

карьерах можно значительно уменьшить объем использования тротилсодержащих ВВ и снизить стоимость взрывных работ.

Гранулиты — простейшие бестротиловые ВВ заводского изготовления, состоящие из гранулированной аммиачной селитры, омасленной минеральным маслом и опудренной твердой мелкодисперсной горючей добавкой. Гранулиты мощнее игданита, жидкое горючее лучше удерживается на гранулах, вследствие чего повышается стабильность заряда. Гранулиты используются как при механизированном, так и ручном заряжании, что позволяет расширить область применения бестротиловых ВВ на крупных и небольших карьерах.

Гранулиты характеризуются низкой чувствительностью к механическим воздействиям, могут детонировать при небольшой влажности, 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 присутствия воды). У гранулитов АС-4В, АС-8В повышенной водоустойчивости гранулы селитры покрыты пленкой гидрофобного воскового состава, благодаря чему повышается стабильность свойств этих ВВ.

Для детонации зарядов простейших ВВ необходимо применять промежуточные детонаторы из патронов аммонита № 6ЖВ или прессованных шашек промежуточных детонаторов.

В процессе механизированного заряжания все простейшие ВВ уплотняют. Это обеспечивает увеличение объемной концентрации энергии (произведение теплоты взрыва на плотность ВВ) в заряде до уровня тротилсодержащих ВВ типа граммонита 79/21. Простейшие ВВ допущены для взрывания на открытых и подземных работах. При использовании гранулитов на подземных работах с пневмозаряжением их увлажняют, чтобы ограничить возникновение зарядов статического электричества, кроме того применяют средства для улавливания пыли.

5.5. ТРОТИЛСОДЕРЖАЩИЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

Гранулированные ВВ

Граммониты, выпускаемые нашей промышленностью: 50/50-В, 30/70 — только для открытых работ и 79/21 — для подземных и открытых работ.

У граммонитов с индексом В гранулы селитры для увеличения водоустойчивости покрыты слоем расплавленного тротила. Эти ВВ применяются для заряжания скважин с непроточной водой.

Граммониты имеют хорошую сыпучесть, почти не слеживаются, пригодны для механизированного заряжания. От аммонитов они отличаются меньшей чувствительностью к механическим воздействиям, к пламени и к начальному импульсу. Внешне граммо-

ниты представляют сыпучую смесь из гранул. Заряд граммонита взрывается от промежуточного детонатора в виде патрона аммонита № 6ЖВ или тротиловой шашки.

Граммонит 79/21 имеет нулевой кислородный баланс, одинаковый по составу с порошкообразным аммонитом № 6ЖВ, может применяться также и в подземных условиях.

Граммонит 50/50-В используется для заряжания скважин только с непроточной водой. Заряжание обводненных скважин граммонитами ведется через столб воды.

Граммонит 30/70 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 в воде и заполнения этим раствором пространства между гранулами.

Граммониты 50/50, 50/50-В и 30/70 имеют отрицательный кислородный баланс, а потому применяются только для взрывания скважинных зарядов на земной поверхности.

Промышленные испытания граммонитов 50/50-В показали, что при их транспортировании и заряжании тротиловая оболочка с гранул скалывается, из-за чего они теряют водоустойчивость и становятся непригодными для заряжания обводненных скважин.

По эффективности граммониты 50/50, 50/50-В и 30/70 уступают граммониту 79/21, поэтому применять их как в сухих, так и в обводненных скважинах нецелесообразно.

Граммонит 79/21 является хорошо сыпучей механической смесью гранулированной селитры с чешуйчатым тротилом. При механизированном заряжании образуется много взрывчатой пыли, поэтому его перед заряжением увлажняют. Заряжание вручную не сопровождается существенным пылением. Этим граммонитом можно заряжать сухие и влажные шпury и скважины. Он надежно детонирует в сильно увлажненном состоянии в шпурах от патрона ВВ. В увлажненном состоянии увеличивается плотность заряжания, но теряется чувствительность к детонаторам. Поэтому для его инициирования применяют шашки промежуточных детонаторов или патроны ВВ (в подземных условиях). Время пребывания заряда граммонита 79/21 в сильно увлажненном состоянии должно быть ограничено.

В перспективе неводоустойчивые граммониты должны быть на большинстве объектов заменены простейшими гранулированными ВВ.

Граммоналы — гранулированная затвердевшая суспензия аммиачной селитры и алюминия в расплавленном тротиле. Выпускаются два сорта этих ВВ для открытых работ: А-45 и А-50.

Граммонал А-45 выпускается в крупных гранулах, пригоден для механизированного заряжания.

Он имеет низкую гигроскопичность, при хранении не слеживается, имеет хорошую сыпучесть и потопляемость в воде. Применяется в скважинах с любой степенью обводненности. По чувствительности аналогичен алюмотолу, но превосходит его по энергии

тическим характеристикам, хорошо детонирует в обводненных скважинах.

Это ВВ предназначено для взрывания крепких, труднодробимых пород любой обводненности. В зависимости от условий взрывания ВВ рекомендуется применять отдельно или в комбинированных зарядах с более дешевыми ВВ. Для инициирования его зарядов необходим промежуточный детонатор.

Граммонал А-50 представляет собой гранулированный состав. При хранении не слеживается, пригоден для механизированного заряжания скважин. Хорошо детонирует в сильно увлажненном состоянии. Для его инициирования необходим промежуточный детонатор. Предназначен для взрывания обводненных пород средней крепости и крепких. По энергетическим характеристикам уступает граммоналу А-45.

Разработаны малоплотные газонаполненные ВВ на основе полистирола. Эти ВВ с высокой эффективностью могут использоваться для взрывов на выброс и сброс грунтов, а также для отбойки штучного камня.

Порошкообразные ВВ

Аммониты выпускают в патронах различного диаметра или в мешках массой по 40 кг, а отдельные сорта — в виде прессованных патронов диаметром 45 мм.

Тротил в состав аммонитов вводят для повышения мощности и чувствительности ВВ, горючие добавки — для улучшения структуры ВВ, снижения слеживаемости и как горючий материал для получения нулевого кислородного баланса. Цвет аммонитов зависит от цвета добавки. Все аммониты надежно взрываются от детонаторов и ДШ.

Аммониты — химически стойкие ВВ, но гигроскопичны, как и аммиачная селитра, входящая в их состав. Для защиты ВВ от увлажнения оболочку патронов и упаковку покрывают сплавом парафина с петролатумом. Повышенную водоустойчивость имеют аммониты на основе водоустойчивой аммиачной селитры марки ЖВ.

Вследствие незначительной смачиваемости при насыпной плотности водоустойчивые 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 и в таком виде, как правило, не детонируют от капсюля-детонатора. Детонационная способность слежавшегося аммонита восстанавливается его измельчением. Для уменьшения слеживаемости в состав ВВ вводят селитру с примесью красителей.

Применение жестких прессованных и шнекованных зарядов ухудшает условия использования выбуренного объема скважины, так как между зарядом и стенками шпура или скважины образуется зазор, снижающий плотность заряда.

Аммониты, кроме скальных, относительно безопасны в обращении: от луча огня ОШ они не загораются, а на открытом воздухе

сгорают без взрыва. В замкнутом пространстве или при большом количестве ВВ возможен переход горения во взрыв.

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 использования в подземных условиях, а также на карьерах и других объектах на земной поверхности. Из-за высокой стоимости скальных аммонитов их применение для взрывания может быть целесообразным только в исключительных случаях и должно проверяться расчетами.

Аммонит № 6ЖВ представляет собой плохо сыпучий, пылящий порошок желтого цвета с нулевым кислородным балансом. При тщательном изготовлении и хорошей упаковке мало слеживается. Выпускается в патронированном виде и в бумажных крафтцеллюлозных мешках. Не пригоден для механизированного заряжания. Многие предприятия (карьеры, объекты гидротехнического строительства и мелиорации, рудники и др.) по традиции заказывают аммонит № 6ЖВ в качестве основного ВВ, хотя его следует полностью заменять более эффективными гранулитами или граммонитами.

Аммонит № 6ЖВ предназначен для заряжания сухих и влажных шпуров и скважин, в породах средней и выше средней крепости, для вторичного взрывания, а также в качестве патронов-боевиков для взрывания гранулированных и водосодержащих ВВ.

Аммонит скальный № 1 выпускается в порошкообразном и пресованном виде.

В пресованном виде пригоден для взрывания обводненных крепких пород с гидростатическим напором. Имеет повышенную чувствительность к механическим воздействиям, выделяет меньше ядовитых газов, чем другие аммониты. Прессованные патроны изготовляют с гнездом под детонатор диаметром 8 мм, глубиной 73 мм. Стрелка на оболочке патрона показывает на торец с гнездом.

Применяется при проходке стволов шахт, восстающих и горизонтальных выработок в особо крепких породах. Объем применения скального аммонита № 1 из-за его повышенной чувствительности и высокой стоимости следует ограничивать.

При взрывании в подземных условиях и иногда на земной поверхности могут использоваться также аммонал водоустойчивый, аммонал скальный № 3 и детонит.

Аммонал водоустойчивый представляет собой однородный мелкий порошок. Он малосыпуч, имеет стабильные свойства при хранении, не пригоден для механизированного заряжания. Выпускается в патронах диаметром 31—32 мм для взрывания крепких пород любой обводненности.

Аммонал скальный № 3 является мощным порошкообразным патронированным ВВ. Не слеживается, водоустойчив, надежно детонирует в зарядах малого диаметра. Предназначен для взрыва-

ния крепких пород любой обводненности. Не пригоден для механизированного заряжания.

Детонит М — малопылящее порошкообразное ВВ. Он не слеживается, высоко водостойчив, характеризуется высокой детонационной способностью в зарядах малого диаметра 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 в результате контакта незащищенных частей тела человека с этим ВВ могут возникнуть сильные головные боли.

Детонит обладает повышенной чувствительностью к механическим воздействиям, по своему цвету малозаметен в разрушенной породе или в остатке шпура. Поэтому при его применении происходят чаще несчастные случаи, связанные с разбуриванием остатков ВВ в шпурах. В связи с этим применение детонита следует ограничивать.

5.6. ВОДОСОДЕРЖАЩИЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

*Водосодержащие (водонаполненные) ВВ** делятся на: составы заводского изготовления (акваторы и акваниты) и составы, которые готовятся непосредственно на предприятиях (ифзаниты, горячельющиеся ВВ). Акваторы с заводов-изготовителей могут поступать на предприятия в виде сухих или готовых к употреблению водосодержащих составов в полиэтиленовых патронах. Перед заряданием с применением транспортно-зарядных машин в сухие акваторальные смеси добавляется требуемое количество воды, и готовое ВВ (акваторы 65/35С, М-15) подается в скважину.

В гелеобразные акваторы АВ, АВМ и МГ воду добавляют при изготовлении на заводах, а на предприятия ВВ поставляются в готовом к употреблению виде.

Горячельющиеся составы по компонентам аналогичны ифзанитам, но процент жидкого насыщенного раствора аммиачной селитры увеличен.

Карбатылы — горячельющиеся составы, затвердевающие после охлаждения в скважине. Смесь компонентов для приготовления раствора — почти без воды, и ее плотность мало отличается от плотности гранул тротила, что исключает расслаивание заряда в скважине.

Водосодержащие ВВ содержат окислитель и горючее. В составе водосодержащих ВВ должно быть определенное количество воды для растворения окислителя и обеспечения текучести заряда. Вязкая, но подвижная масса ВВ не вытекает по трещинам из скважины, а гранулы тротила не оседают на дно скважины.

Недостатком водосодержащих ВВ является присутствие в со-

* Водосодержащие ВВ впервые опробованы и рекомендованы для использования на открытых работах Н. М. Сытым в 1945—1951 гг.

ставе ВВ воды, являющейся поглотителем тепла. Кроме того, вода оказывает флегматизирующее действие на заряд.

Многие водосодержащие ВВ содержат структурообразующие добавки, ускоряющие желатинизацию жидкой фазы, благодаря чему более плотные гранулы тротила не опускаются в нижнюю часть заряда и не ухудшают его детонационную способность. Применение этих добавок дает возможность уменьшить содержание дорогостоящего загустителя в составе ВВ.

Для всех водосодержащих ВВ характерны следующие свойства: большая плотность и подвижность, обеспечивающие высокую плотность заряжения; достаточная водоустойчивость и большая скорость детонации; низкая чувствительность к внешним воздействиям, что дает основание считать их наиболее безопасными.

Плотность, подвижность и водоустойчивость водосодержащих ВВ зависит от состава и технологии изготовления и могут изменяться в широких пределах.

В зависимости от количества в них воды, количества и качества загущающей добавки водосодержащие ВВ могут иметь различную консистенцию — от подвижных масс типа цементного раствора до пластичных студней, сохраняющих форму и упругость, подобно желатин-динамиту.

Высокая эффективность этих ВВ обусловлена высокой объемной концентрацией энергии и большой скоростью ее выделения. Высокая плотность водосодержащих ВВ позволяет повысить концентрацию энергии в скважине по сравнению с обычными гранулированными ВВ.

Водосодержащие ВВ не чувствительны к обычным средствам инициирования и требуют применения мощного промежуточного детонатора. Наименьшую чувствительность имеют ВВ, не содержащие тротил. Такие ВВ наиболее безопасны из всех применявшихся до сих пор. Более чувствительны суспензии после испарения воды из их состава, и обращение с ними так же опасно, как с обычными ВВ.

Водосодержащие ВВ при понижении температуры твердеют, при повышении ее — размягчаются (разжижаются). При механическом перемешивании загустевшая масса снова приобретает пластичность, а при перемешивании с нагреванием — текучесть.

Будучи по физической структуре грубодисперсными суспензиями с разной плотностью компонентов, почти все водосодержащие ВВ в спокойном состоянии склонны к расслаиванию. Для восстановления первоначальной однородности расслоившихся ВВ необходимо повторное перемешивание их перед употреблением.

Акваторы при обычной температуре — плотные, однородные по внешнему виду подвижные массы, напоминающие густые цементные растворы.

При отсутствии на предприятии смесительно-зарядных машин в скважину одновременно загружают сухую смесь и раствор, совмещение которых происходит в потоке и в процессе нахождения в скважине.

Этот способ не пригоден для заряжания обводненных скважин, а также скважин в сильнотрещиноватых породах, где раствор по трещинам может вытечь из заряда. Скважины, заполненные непроточной водой, можно заряжать путем нагнетания ВВ под столб воды.

Металлизированный акватор М-15 по энергетическим показателям и работоспособности превосходит неметаллизированный акватор 65/35 С.

Акваторы характеризуются низкой чувствительностью к детонации, к механическим воздействиям, большими значениями критических диаметров. В замерзшем состоянии акваторы детонируют плохо. Излишнее количество воды в составе акватора приводит к потере их взрывчатых свойств.

В сульфидных рудах акваторы следует применять в оболочках, чтобы исключить контакт и взаимодействие раствора селитры с сульфидами, так как это может привести к реакции, сопровождающейся разогревом и воспламенением смеси.

Сухой акватор 65/35 С по чувствительности аналогичен аммониту № 6ЖВ, а акватор М-15 — аммоналу.

Гелеобразные акваторы АВ, МГ и АВМ поставляют расфасованными в заряды с полиэтиленовой оболочкой диаметром 180—190 мм массой 17 кг. По два таких заряда упаковывают в картонные ящики или бумажные мешки с полиэтиленовым вкладышем.

Патронированные акваторы предназначены для немеханизированного заряжания сухих и обводненных скважин диаметром 240 мм и более. Полиэтиленовую оболочку перед опусканием в скважину разрезают. Допустимое время нахождения гелеобразных акваторов в обводненных скважинах от 6 ч до 30 суток. Для взрывания при низких температурах в гелеобразные акваторы добавляя антифриз.

Область использования готовых патронированных гелеобразных акваторов ограничена карьерами небольшой производительности из-за трудоемкости ручного заряжания, а также необходимости выравнивания деформированных патронов. Замерзшие патроны применять нельзя.

Ифзаниты, получившие название от Института физики Земли АН СССР, изготавливаются путем механизированного смешивания у заряжаемой скважины. Научной основой создания этих ВВ в нашей стране явились исследования акад. Н. В. Мельникова, проф. Г. П. Демидюка, проф. Л. В. Дубнова и др.

Рекомендовано применять три типа ифзанитов: Т-20, Т-60, Т-80. По составу они практически одинаковы.

Горячелюющие водосодержащие ВВ разработаны Ленинградским горным институтом им. Г. В. Плеханова под руководством проф. А. Н. Ханукаева. Эти ВВ (как и ифзаниты) предназначены для заряжания сухих и слабо обводненных скважин в крепких горных породах.

Водосодержащие ВВ еще не во всех отношениях исследованы. Поэтому вопрос об их области применения и заряжания требует дальнейшего изучения.

Пластичные водосодержащие ВВ — акваниты ЗЛ, № 16, АРЗ и акванал № 1 предназначены преимущественно для заряжания шпуров и скважин при подземной разработке руд, устойчиво детонируют от штатных детонаторов и двух ниток ДШ. При повышенном содержании воды заряд рекомендуется инициировать патроном детонита М или скального аммонита. Эти ВВ пригодны для заряжания с помощью нагнетательных зарядчиков или закачкой диафрагменным насосом. При этом в состав ВВ для увеличения его подвижности добавляют воду.

Акванит АРЗ (раздельного заряжания) выпускается в гранулированном виде, смешивается с водой в зарядчике или при выходе из зарядного шланга. Гранулы быстро размягчаются и обеспечивают высокую плотность заряда. Акваниты выпускаются в патронах 28, 32 и 90 мм, в шланговых зарядах диаметром 32 мм, а также в полиэтиленовых мешках в пластичном или сметанообразном состоянии.

Акваниты имеют близкий к нулевому кислородный баланс. Предназначены для взрывания крепких пород.

5.7. ПОРОХА ДЛЯ ОТКРЫТЫХ РАБОТ

Бездымные пороха, как правило, не детонируют от обычных детонаторов, и для их инициирования требуется промежуточный детонатор. Пороха водоустойчивые по химическому составу делятся на пироксилиновые и нитроглицериновые. Последние имеют худшую детонационную способность.

Бездымные пороха менее чувствительны к удару и трению, чем компоненты, входящие в их состав, в обращении очень чувствительны к огню и требуют повышенной осторожности.

Мелкозернистые и пористые пороха лучше детонируют, в том числе и в обводненных скважинах. При засорении песком и другими твердыми примесями они становятся более чувствительными к механическим воздействиям. При работе с порохами во избежание их электризации и вспышек все приспособления и сами пороха следует смачивать водой. Недостаток порохов — высокая чувствительность к огню.

Детонационную способность бездымных порохов и необходимую мощность промежуточного детонатора для взрыва заряда пороха, работоспособность пороха в данных условиях, а также переводные коэффициенты по отношению к аммониту № 6ЖВ определяют опытным путем.

Для взрывания используются пороха забракованных партий или после истечения гарантийного срока их хранения. Разработаны специальные инструкции по безопасным правилам использования бездымных порохов для зарядов дробления и выброса.

Дымный порох чрезвычайно чувствителен к действию пламени,

искр и трению, поэтому он очень опасен в обращении. Запрессованный, он приобретает способность гореть параллельными слоями.

Поскольку нарастание давления при сгорании порохов идет сравнительно медленно, то работа пороха проявляется в виде раскалывающего или метательного действия. Его применяют для добычи штучного камня и для изготовления ОШ.

5.8. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ АССОРТИМЕНТА ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

На открытых горных работах в настоящее время в разработку вовлекаются все более глубокозалегающие месторождения. При этом увеличивается обводненность пород, а сами массивы с увеличением глубины становятся крупноблочными, требующими для эффективного дробления все более высоких расходов ВВ. В связи с этим потребности промышленности во взрывчатых веществах, особенно водоустойчивых, опережают рост объемов добычи. Уже сегодня, например, на комбинате «Ураласбест» более 50 %, а на Ковдорском ГОКе более 70 % взрываемых скважин обводнены. Такое же положение на карьерах Кривбасса, КМА и многих других карьерах.

Решение проблемы обеспечения горных предприятий, и прежде всего карьеров, промышленными ВВ требуемого ассортимента имеет первостепенное значение.

Сложившееся на протяжении многих лет положение с ассортиментом непродохранительных промышленных ВВ для карьеров характеризуется следующими особенностями.

1. Выпускается большое число марок ВВ заводского и местного изготовления, мало отличающихся один от другого по энергетическим и другим характеристикам.

Например, для карьеров выпускаются заводские гранулотол, алюмотол, гранулиты С-2, М, АС-4, АС-8, граммониты 79/21, 50/50, 30/70, 30/70-В, граммамоналы А-45 и А-50. Для изготовления на местах применения рекомендуются игданит и водосодержащие ВВ заводского изготовления: акватолы 65/35С, М-15, АВ, МГ и на местах применения — горячельющиеся ВВ четырех марок, ифзаниты Т-20, Т-40, Т-60, Т-80, карбатолы ГЛ-10В, 15 Т.

Перечисленные гранулированные ВВ и водосодержащие по энергетическим характеристикам различаются между собой не более чем на 20 (25) %. По области применения они по существу одинаковы, так как, имея близкие энергетические характеристики, они имеют примерно одинаковую водоустойчивость. Ни одно из перечисленных ВВ, кроме гранулотола и алюмотола, не может быть применено в россыпном виде для заряжания обводненных скважин, особенно с проточной водой.

Граммониты 79/21, 50/50-В и 30/70-В не пригодны для обводненных условий и могут быть заменены простейшими бестротиловыми гранулитом АС-4В или игданитом со стабилизирующими добавками.

В ряде работ советских ученых высказывались положения, согласно которым для наиболее эффективного разрушения породы импеданс ВВ (произведение плотности ВВ на скорость его детонации) должен соответствовать акустическому импедансу массива (произведение плотности породы на скорость распространения упругих волн). С точки зрения теории это справедливо, но для условий горного предприятия оно нереально, так как при взрывании блоков на карьерах точность определения свойств массива составляет, как правило, не выше 25 %, т. е. соответствует энергетическому диапазону выпускаемых гранулированных (и водосодержащих) ВВ.

Кроме того, на практике для заряжания блока сорт ВВ выбирается в основном с учетом обводненности скважин, а взрываемость (трещиноватость) участков блока учитывается изменением сетки скважин.

Исследованиями на карьерах показано, что расчетный удельный расход ВВ мало зависит от прочностных характеристик пород, а в основном определяется степенью их трещиноватости, так как с увеличением коэффициента крепости пород f с 10 до 20 расчетный удельный расход ВВ увеличится всего на 18—22 %.

Анализ зарубежного опыта показывает, что в США, Канаде, Югославии и других странах 10—15 лет назад выпускалось большое число марок ВВ, а для подземных рудников и шахт это сохраняется и теперь. Однако на карьерах до 80 % объемов горной массы отбивается бестротиловыми смесевыми простейшими ВВ. Многочисленность сортов ВВ близких по своим энергетическим характеристикам в развитых капиталистических странах объясняется конкурентной борьбой между фирмами — производителями ВВ.

Для взрываемых на карьерах массивов зона образования радиальных трещин ограничена ближайшими к заряду отдельностями, а остальной объем массива разрушается при механическом соударении окружающей заряд породы, разрушенной прямым воздействием взрыва с породой, находящейся за пределами упомянутой зоны. На разрушительный эффект в этом случае в наибольшей мере влияют идеальная работа взрыва или полный импульс его, схема воздействия взрыва системы зарядов и ударная вязкость отдельностей.

Это показывает, что вместо большого числа марок близких по энергетическому уровню гранулированных ВВ для заряжания сухих скважин (сухой части обводненных скважин) целесообразно выпускать гранулированное ВВ заводского изготовления, например гранулит АС-4В. Это даст огромную экономию тротила, который можно будет использовать для взрывания обводненных скважин.

В дальнейшем целесообразно разрабатывать и выпускать лишь такие ВВ, идеальная работа взрыва которых будет на $40 \div 50$ % выше по сравнению со штатными, или при условии, что применение новых ВВ поможет усовершенствовать технологию взрывания.

Межведомственной комиссией по взрывному делу по условиям обводненности принято делить скважины на сухие, с непроточной водой и с проточной водой. Целесообразно принять более общее деление скважин на пригодные для заряжания неводоустойчивыми ВВ, пригодные для заряжания только водоустойчивыми ВВ. Значительную часть скважин целесообразно заряжать комбинированными зарядами из водоустойчивого и неводоустойчивого ВВ. При этом в обводненную скважину засыпается заряд водоустойчивого ВВ по высоте, равной высоте столба воды. После 12—24 ч поднимавшаяся в скважине вода снижается до первоначального уровня, и на водоустойчивое ВВ в верхнюю сухую часть скважины заряжается неводоустойчивое.

Недостаток метода — большая длительность заряжания взрываемого блока.

Многолетний опыт показал, что создание различных машин и установок для осушения скважин малоперспективно, особенно для массивов с проточной водой, так как степень водопритокков в скважину неизвестна, и неизвестно также, каким ВВ ее заряжать. Это создает условия ненадежности и неопределенности при подготовке массового взрыва.

Однако могут быть использованы установки для частичной откачки воды из скважины с таким расчетом, чтобы оставшийся объем воды умещался между гранулами водоустойчивого ВВ. В этом случае не потребуется ждать пока уровень воды в скважине опустится на первоначальный, благодаря этому будет повышена производительность труда на зарядании и сокращено время подготовки блока к взрыву.

Для небольших карьеров Союзвзрывпромом разработана и внедряется технология немеханизированного заряжания обводненных скважин неводоустойчивыми ВВ в полиэтиленовых рукавах, которая непригодна для крупных карьеров.

МГИ совместно с рядом организаций разработаны технические условия на: гирляндовый заряд (ГЗ) для заряжания неводоустойчивыми ВВ в оболочке обводненных скважин; зарядные машины МЗГЗ-1 и МЗГЗ-2 для механизированного заряжания ГЗ; контейнеры для перевозки ГЗ от склада ВМ к взрываемому блоку.

В качестве ВВ могут быть использованы прессованные или литые заряды неводоустойчивого бестротилового ВВ с плотностью выше 1,1. Гирляндовые заряды должны готовиться на заводах (или на пунктах подготовки ВВ на крупных карьерах).

Скорейшая разработка предлагаемой технологии заряжания обеспечит условия для применения на карьерах одного сорта бестротилового смесового ВВ.

Выпуск гирляндовых зарядов различных параметров позволит, кроме резкого снижения потребности в тротиле, исключить ручной труд на операциях с перегрузками и при зарядании, свести к минимуму вероятность потерь и хищения ВВ, повысить в несколько раз общую производительность труда на операциях с ВВ в технологической цепи завод — склад — зарядная машина — взрываемый

блок, унифицировать по отраслям проектную документацию на массовые взрывы и перейти на машинное проектирование.

Для этого на заводах-изготовителях целесообразно выпускать гранулит АС-4В для заряжания сухих (сухой части обводненных) скважин, гранулотол для заряжания обводненных скважин и на пунктах приготовления ВВ игданит, аналогичный по составу и свойствам гранулиту АС-4В (для заряжания сухих скважин с высокой стабильностью заряда).

Резкое сокращение выпускаемого ассортимента промышленных ВВ даст большую экономию тротила и снизит стоимость используемых в горнодобывающих отраслях промышленности ВВ.

Для *подземных горных работ* из непридохранительных ВВ выпускаются гранулированные ВВ: граммонит А-8, граммонит 79/21; гранулиты АС-4, АС-8, АС-4В, АС-8В; М, С-2; патронированные ВВ: аммонит № 6 ЖВ, аммонит скальный № 1, аммонал скальный № 1, аммонал, динафталит, детонит М. Кроме того, рекомендуются к изготовлению водосодержащие ВВ: акваниты ЗЛ, № 16, АРЗ, акванал № 1.

Проведенный анализ показывает, что число выпускаемых марок непридохранительных ВВ должно быть резко уменьшено.

Для проведения выработок, учитывая меньшие масштабы взрывов и большее влияние крепости пород на эффективность их разрушения, целесообразно выпускать следующие ВВ: аммонит № 6 ЖВ для проходки выработок в породах с $f \leq 10$; в породах с $f \geq 10$, в том числе для проходки шахтных стволов — аммонал.

Для отбойки руды скважинными зарядами необходимо выпускать один сорт ВВ — гранулит АС-4В или АРЗ; при изготовлении ВВ на местах применения — игданит со стабильными свойствами заряда, аналогичный по энергетическим характеристикам гранулиту АС-4В.

Для шпуровой отбойки руды в зависимости от ее крепости необходимо применять аммонит № 6 ЖВ (для $f \leq 10$) и аммонал (для $f \geq 10$). При механизированном заряжании целесообразны гранулит АС-4В (АРЗ) или стабилизированный игданит.

Таким образом, рекомендуется следующий ассортимент непридохранительных ВВ заводского изготовления: гранулотол — для карьеров; гранулит АС-4В (АРЗ) — для карьеров и подземных рудников; аммонит № 6 ЖВ, аммонал — для подземных рудников (в том числе при проходке выработок).

С помощью этих ВВ можно выполнять все виды взрывных работ, кроме шахт и рудников, опасных по вспышкам газов или пыли, а также специальных работ в металлургии, машиностроении и т. д.

ГЛАВА 6

ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫЕ ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

6.1. ОСНОВЫ ТЕОРИИ ВОСПЛАМЕНЕНИЯ МЕТАНО-ВОЗДУШНОЙ СРЕДЫ И МЕТОДЫ ИСПЫТАНИЙ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

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/м³ 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 допустимые концентрации угольной пыли (7 г/м³) установлены для шахт, не опасных по газу.

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 возникновения 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), проводя фундаментальные исследования процессов воспламенения смесей горючих газов с воздухом под влиянием теплового импульса и от взрыва ВВ, установили, что метано-воздушная среда воспламеняется от соприкосновения ее с раскаленными газами взрыва.

Температура взрыва ВВ значительно выше минимальной температуры воспламенения метано-воздушной смеси. Но если время воздействия высокой температуры меньше времени задержки вспышки, последняя может не произойти. В этом заключается основной принцип теории, которую можно назвать температурной, так как главное в ней — сопоставление температур газов взрыва и 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 избыток энергии в заряде по сравнению с энергией, необходимой для разрушения заданного объема массива. При этом увеличивается температура газов, попадающих в забой после взрыва, что повышает вероятность воспламенения метано-воздушной среды. «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» рекомендованы предельные минимальные величины забойки шпуров, изолирующей заряд от атмосферы выработок.

Французский ученый Е. Одибер, развивая положения Малляра и Ле-Шателье, объяснял воспламенение смеси метана с воздухом при взрыве 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 причин воспламенения метано-воздушной среды: действием 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 превысят время задержки вспышки данной смеси. Расчетom установлено, что время воздействия ударной волны на порядок меньше времени задержки вспышки для данной температуры, а следовательно, воспламенение метано-воздушной смеси ударной волной 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 показано, что воспламенение атмосферы 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, давлении и теплоемкости. Критерием предохранительных свойств ВВ может служить температура и теплота их 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 является самораспространяющимся процессом, так как 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 вследствие частичной подпитки энергии вынужденного горения. Этот процесс может заканчиваться переходом пересжатой детонации на стационарный режим при условии, если в критической точке будет выполнено условие, предложенное Л. В. Дубновым:

$$\Delta t / \Delta t \leq 1,$$

где Δt — приращение времени индукции смеси при адиабатическом сжатии, с; Δt — приращение времени падения давления, с.

Если это условие не 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 при взрывании предохранительных ВВ, как правило, не имеет места.

Продукты взрыва (перед снижением 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 с продуктами пересжатой детонации, в результате контактного и диффузионного теплообмена с 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 на процесс воспламенения оказывают также ингибиторы, входящие в состав предохранительных ВВ.

Таким образом, для повышения степени предохранительности ВВ необходимо снижать как скорость их 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.

Современные предохранительные ВВ, безопасные с точки зрения воспламенения метано-воздушной смеси, могут считаться безопасными и в отношении воспламенения пылевоздушной смеси.

В шахтах, опасных по газу 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 или 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: способствующие выгоранию и отказам зарядов (I группа), и способствующие выбросу раскаленных газов в атмосферу и увеличивающие вероятность воспламенения метана или угольной пыли (II группа).

Факторы, способствующие выгоранию или отказам зарядов. Для условий образования разрывов между патронами ВВ в шпурах при заряжании или их раздвижении газами взрыва заряда соседнего шпура или при неправильно выбранном интервале замедления ВВ проверяют на передачу детонации.

Для условий чрезмерного уплотнения зарядов в случае прорыва газов взрыва из соседнего шпура или вследствие действия канального эффекта для этих условий ВВ проверяют при разной степени уплотнения.

При наличии зазоров между патронами и стенками шпура, способствующих проявлению канального эффекта, ВВ проверяют на действие этого эффекта.

В условиях воздействия воды на патроны ВВ, особенно при ее повышенном давлении, ВВ проверяют на водоустойчивость при повышенном давлении.

Факторы, способствующие прорыву раскаленных газов взрыва во взрывоопасную атмосферу. Для условий обнажения заряда с торца из-за отсутствия забойки или ее выбрасывания (срезания) при групповом взрывании ВВ проверяют взрывом заряда в мортيره без забойки.

Для условий обнажения заряда с боковой поверхности вследствие неправильного расположения шпуров ВВ проверяют взрывом заряда в уголковой мортيره с отражательным экраном. В условиях отсутствия возможности определить теоретически степень безопас-

ности ВВ для шахт, опасных по газу или пыли, разработаны специальные методики испытаний предохранительных ВВ.

Испытания проводят 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 подкатывают стальную мортиру с отверстием, имитирующим

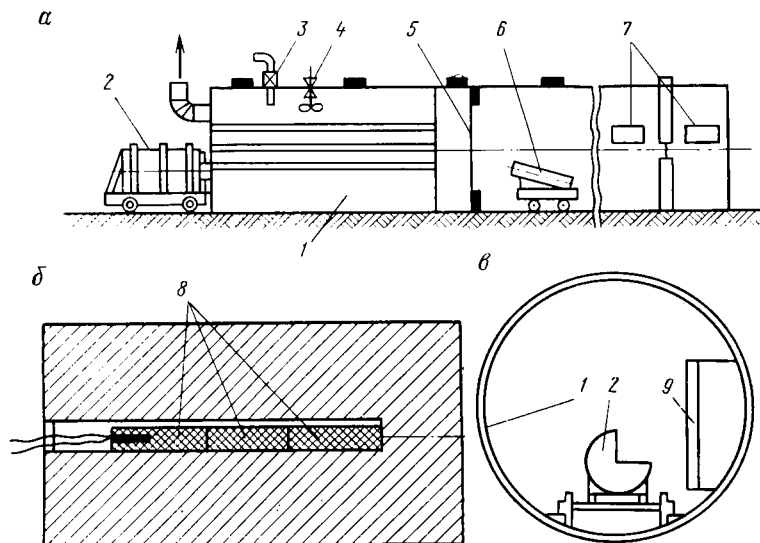


Рис. 6.1. Схема испытания предохранительных ВВ:

1 — штрек-труба; 2 — мортира с зарядами ВВ; 3 — подача метана; 4 — пропеллерная мешалка; 5 — диафрагма-перегородка; 6 — мортира для угольной пыли; 7 — смотровые окна; 8 — патроны ВВ; 9 — преграда

шпур диаметром 55 мм и длиной 900 мм. Со стороны мортиры в трубе бумажной диафрагмой отделяют камеру объемом 10—11 м³, которую заполняют смесью газов или пыли для испытаний.

Равномерную концентрацию газов обеспечивают воздушной мешалкой пропеллерного типа. Пылевое облако образуют выбросом при взрывании заряда массой ВВ 50 г угольной пыли (6 кг) из специальной мортиры в камеру. Пылевое облако образуется за 5—10 с до взрыва основного заряда.

При испытаниях на воспламенение метано-воздушных смесей в канал мортиры помещают заряд ВВ массой 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 повторяют три раза; для новых ВВ опыт повторяют 10 раз.

При испытаниях на воспламенение пыли в мортиру (см. рис. 6.1, б) помещают заряд ВВ массой 700 г и проводят два опыта. Один взрыв выполняют без забойки, другой — с забойкой из уголь-

ной пыли массой 100 г. Для новых ВВ проводят 10 опытов с пятикратным повторением каждого варианта.

Для дополнительной оценки предохранительных ВВ заряд взрывают не в канале мортиры, а в желобе. При этом вблизи места взрыва располагают экран, имитирующий стенки выработки, который увеличивает вероятность воспламенения смеси в результате действия прямых и отраженных ударных воздушных волн. При испытаниях меняют расстояние мортиры (желоба) от преграды и угол между вертикальной плоскостью экрана и стенкой желоба (рис. 6.1, в). Иногда производят одновременный взрыв зарядов, расположенных в двух мортирах, с каналами или желобами, расположенными под различными углами один к другому.

Эти методы воспроизводят возможные опасные ситуации и дают только качественную оценку ВВ, так как по их результатам можно судить, что данное ВВ удовлетворяет некоторым установленным требованиям, но нельзя количественно оценить степень безопасности разных ВВ и сравнить их между собой.

Тем не менее для ВВ разных классов предохранительности в МАКНИИ разработан регламент их испытаний в опытном штреке (табл. 6.1).

6.2. ПРИЧИНЫ ОТКАЗОВ И ВЫГОРАНИЯ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Наиболее опасная ситуация создается в забое, когда детонация заряда затухает и переходит в горение. Причины отказов и выгорания зарядов в последние годы изучались в МакНИИ, в Карагандинском отделении ВостНИИ и других организациях.

При неудовлетворительном качестве предохранительных ВВ (повышенная влажность, слежавшиеся патроны и т. д.) или вследствие технологических нарушений детонация заряда ВВ в шпуре может прекратиться и перейти в горение. В первом и особенно во втором случаях качество взрыва может быть низким, возможны аварии, связанные с ликвидацией отказов, и вспышки метана и угольной пыли, находящихся в атмосфере выработки.

Заряд выгорает 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 концентраций метана и пыли составляет 250—300 мс, а на некоторых пластах и меньше). В связи с этим выгорающий заряд независимо от степени его предохранительности вызовет вспышку 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 в зазоре 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. Эта 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 ВВ и шпуrom, а также применить 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 со скоростью 300—400 м/с при давлении $(25\text{—}40) \cdot 10^5$ Па распространяются продукты детонации, проникая в соседний заряженный шпур. Проникающий газовый поток при таких параметрах обуславливает: образование промежутков между отдельными частями заряда, 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 массой 600 г газы проникают в соседний шпур за 0,7—1,5 мс, нарушая заряд в нем. Плотность отдельных частей ВВ при этом значительно превышает критическую. 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 при взрывных работах». Расстояние между шпурами в угле не должно быть меньше 0,6 и 0,3 м при взрывании соответственно по углю и по породе с $f \geq 7$.

Гидростатическое давление в шпурах повышается вследствие того, что шпур после заряжания герметизируется песчано-глиняной забойкой. За время заряжания забоя (30—40 мин) давление в шпуре может повышаться до $3 \cdot 10^5$ Па (по экспериментальным данным). При таком давлении водоустойчивость оболочек патронов ВВ снижается, что приводит к намоканию 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 вскрыт раньше его инициирования, в результате чего может произойти затухание детонации (особенно для селективно детонирующих ВВ).

6.3. ХАРАКТЕРИСТИКА ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

В соответствии с классификацией ВВ (см. п. 5.1) ниже рассмотрены рецептуры предохранительных ВВ.

Одно из главных требований к предохранительным ВВ — ограничение энергии (теплоты) взрыва. 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 (KCl , $NaCl$, Na_2CO_3 и др.), которые снижают температуру взрыва вследствие поглощения тепла на их нагревание, плавление и испарение. Эти вещества, перемешанные с метано-воздушной смесью, тормозят вспышки метана, выполняя роль ингибиторов; способствуют полноте протекания некоторых реакций взрыва, что уменьшает длительность развития пламени и вероятность воспламенения метано-воздушной смеси.

Наиболее опасны случаи, когда после взрыва предыдущей серии частично или полностью открывается заряд последующей серии. Для этих условий разработаны селективндетонирующие ВВ, которые состоят из небольшого процента высокоактивных компонентов, реагирующих при любых условиях, и из малоактивных компонентов, вступающих в реакцию только при сохранении в течение достаточно длительного времени высокого давления в зоне заряда, т. е. при взрыве заряда с забойкой. Если заряд открыт, то газы взрыва от реакции активных компонентов быстро расширяются и вследствие быстрого спада давления 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 тонко измельченную инертную добавку вводить в состав ВВ в виде гранул.

Предохранительные ВВ III класса делятся на три группы: для взрывания породных забоев в угольных шахтах (предохранительные ВВ победит ВП-4 и аммонит АП-5ЖВ содержат небольшой процент пламегасителя, повышенный процент сенсibilизатора, имеют невысокие предохранительные свойства); для серных и колчеданных шахт (аммонит № 1ЖВ), опасных по загоранию и взрывам серной пыли; для нефтяных и озокеритовых шахт (аммонит № 3ЖВ), опасных по парам бензина и тяжелым углеводородам.

Победит ВП-4 — порошкообразное непылящее ВВ. Благодаря присутствию в составе нитроэфиров и тротила устойчиво детонирует и в увлажненном состоянии имеет большое расстояние передачи детонации. Замерзшие патроны победита требуют очень осторожного обращения и перед употреблением должны быть оттаяны.

Недостаток победита — в токсичности нитроэфиров и тротила и повышенной чувствительности к механическим воздействиям и низким температурам.

Победит применяется при содержании метана в выработке до 1 % при использовании водораспылительных завес. При большем содержании метана победит применять нельзя, не допускается его применение при подходе к угольным пластам, опасным по газу или пыли, на расстояние 5 м и после пересечения пласта — на расстоянии 20 м.

Аммонит АП-5ЖВ — порошкообразное ВВ с видимыми крупными частицами соли, имеет достаточно высокие взрывчатые характеристики.

Серный и нефтяной аммониты — жирные на ощупь порошки, сенсibilизированные нитроэфирами. Серный аммонит имеет низкую водоустойчивость, малую мощность, но хорошую детонационную способность. Нефтяной аммонит водоустойчив. В связи с присутствием нитроэфиров эти ВВ токсичны, требуют повышенной осторожности в обращении и чувствительны к низким отрицательным температурам.

Предохранительные ВВ IV класса выпускаются двух типов — аммонит ПЖВ-20 и Т-19 с увеличенным содержанием тротила и лучшей технологической обработкой, в результате чего несколько увеличились его взрывчатые характеристики. Это мелкодисперсные порошки с видимыми частицами пламегасителей.

Предохранительные ВВ V класса применяют для взрывания угля и для образования взрывом водораспылительных завес в шахтах III категории и сверхкатегорных. К этому классу относятся углениты № 5, Э-6, а также ВВ в растворонаполненных оболочках: патроны ПВП-1У и ПВП-1А.

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 ВВ, содержащим хлористый аммоний и натриевую селитру. При взрыве происходит обменная реакция, при которой выделяется пламегаситель в ультратонком состоянии. В качестве дополнительного пламегасителя введен КСl, а в качестве сенсibilизатора — нитроэфиры с добавками коллоидного хлопка, повышающего вместе со стеаратом кальция водоустойчивость этого ВВ. Древесная мука предотвращает эксудацию 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.

Угленит № 5 относится к числу предохранительных ВВ с большим содержанием пламегасителя, маломощное ВВ, имеет до-

статочную детонационную способность благодаря содержанию в своем составе нитроэфиров.

Предназначен для взрывания при перебивании деревянных стоек, посадке кровли, проходке углеспусков в шахтах всех категорий.

Патроны ПВП-1У, ПВП-1А разработаны МакНИИ и имеют одинаковую конструкцию. Заряд ВВ (ядро) помещается в по-

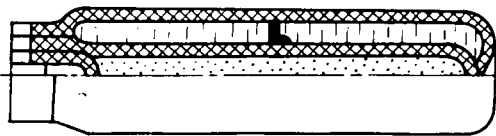


Рис. 6.2. Схема патрона ПВП-1У

лиэтиленовую двухстенную оболочку, имеющую два центрирующих кольца и крышку (рис. 6.2). Пространство в оболочке шириной 4—5 мм заполняется водным раствором аммиачной селитры с добавками пенообразователя.

Раствор увеличивает разрушительное действие взрыва и является активным пламегасителем. В этих патронах невозможен переход детонации в горение, так как раствор сразу же заливает ВВ.

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. Масса патронов ПВП-1У, ПВП-1А и СП-1 соответственно 320, 450 и 485 г. Конструкция патронов позволяет использовать в опасных условиях более мощные ВВ по сравнению с ВВ этого класса; исключает переуплотнение ВВ взрывом зарядов соседних шпуров; кроме того жидкий раствор и оболочка при взрыве участвуют в реакции и надежнее развивается детонация в ядре.

Эти патроны применяют для взрывных работ по углю в шахтах всех категорий для сотрясательного взрывания на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, а также для создания водораспылительных завес.

ВВ VI класса предназначены для взрывания в особо опасных условиях. Требованиям по предохранительности VI классу удовлетворяют только патроны СП-1, которые по конструкции одинаковы с патронами ПВП, но снаряжены более предохранительным ВВ — угленитом Э-6. По данным МакНИИ, при взрыве патронов СП-1 практически отсутствуют пламя и искры, и по уровню безопасности они могут быть приравнены к средствам беспламенного взрывания.

6.4. СПОСОБЫ И СРЕДСТВА БЕСПЛАМЕННОГО ВЗРЫВАНИЯ

Беспламенное взрывание применяется в наиболее опасных условиях угольных шахт, где не разрешается взрывание даже предохранительных ВВ.

Рис. 6.3. Патрон беспламенного взрывания гидрокс с зарядом БВ-48:

1 — зарядная головка; 2 — разрядная головка; 3 — сменная срезная диафрагма; 4 — труба

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 мгновенным их выбросом в шпур.

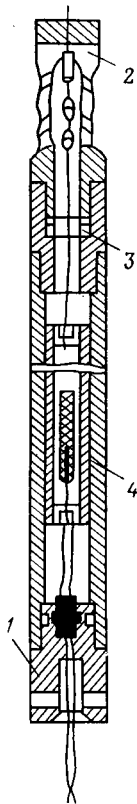
Применяются следующие средства беспламенного взрывания: кардокс — в котором образование газов происходит в результате быстрого испарения жидкой угольной кислоты при ее интенсивном нагревании; гидрокс — в котором образование газов происходит в результате химических реакций порошкообразных составов под действием нагревания; аэрдокс — в патроне, размещенный в шпуре, подается сжатый воздух под давлением $(3\div 7) \cdot 10^7$ Па.

Гидрокс основан на превращении порошкообразного состава БВ-48 (рис. 6.3), помещенного в стальной патрон, в инертные газы (пары воды, углекислый газ) под большим давлением. Газы срезают металлический диск в разрядной головке патрона и, врываясь в шпур, разрушают уголь.

Интервал между подачей электрического тока на электротермический элемент и прорывом срезного диска составляет 2—10 с.

Патрон гидрокс состоит из стальной трубы, зарядной и разрядной головок, переходной муфты и срезного диска. 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 необходимы компрессоры высокого давления КВД-3/800, воздухо-распределительные магистраль и шланги, рассчитанные на давление $1400 \cdot 10^5$ Па.



6.5. СПОСОБЫ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ ОТКАЗОВ И ВЫГОРАНИЯ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ, А ТАКЖЕ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ВСПЫШКИ МЕТАНО-ПЫЛЕВОЗДУШНОЙ СМЕСИ

Ни одно из рассмотренных ВВ не обеспечивает полной гарантии невоспламенения взрывоопасной рудничной атмосферы. Поэтому для ведения взрывных работ разработан комплекс мероприя-

тий, предотвращающих или локализирующих воспламенение метано-воздушной смеси.

Выявление причин воспламенения взрывоопасной атмосферы угольных шахт позволило разработать способы его предупреждения или локализации.

Способы снижения вероятности отказов, выгорания зарядов и вспышек метана и угольной пыли: применение ВВ, устойчивых к переуплотнению при канальном эффекте, и применение зарядов специальных конструкций, 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 взрывчатым веществом. Такая конструкция монопатрона 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 монозарядов выше, чем при зарядании патронов. Заряды располагаются по параметрам, сводящим к минимуму возможность прорыва газов в соседний шпур и вскрытия заряда последующей серии взрывом предыдущей.

Для обеспечения качественного взрыва и полной детонации зарядов необходимо выполнять следующие правила: л.н.с. 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 к.з.в. в шахтах, опасных по газу или пыли, выбирается исходя из условия, чтобы в месте расположения зарядов за этот интервал не образовалось взрывоопасных концентраций метана и угольной пыли. Для угольных и смешанных забоев в МакНИИ установлен суммарный интервал замедления 135 мс, а для породных 196 мс. Дополнительные исследования в МакНИИ позволяют увеличить суммарный интервал замедления до 200 мс для угольных и до 300 мс для породных забоев подготовительных выработок.

Способы инертизации взрывоопасной атмосферы: применение водяных завес, воздушно-механической пены и распыления ингибиторов.

Применение водяных заслонов и завес. Заслоны создаются путем размещения на некотором расстоянии от забоя на стеллажах ванн с водой (рис. 6.4), которые легко опрокидываются ударной волной, распространяющейся впереди пламени. Количество воды принимается 50 кг на 1 м² сечения выработок.

Сущность применения водяных завес состоит в предваритель-

ном взрывании зарядами ВВ повышенной предохранительности полиэтиленовых мешков с водой вместимостью 20—50 л, подвешенных у забоя (рис. 6.5, а) или укладываемых на почву выработки (рис. 6.5, б). При этом атмосфера в забое на участке 3—6 м при однорядном и двухрядном расположении сосудов насыщается тонко диспергированной водой, в результате чего взрывоопасность

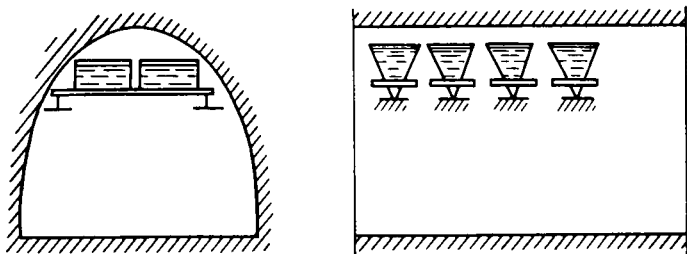
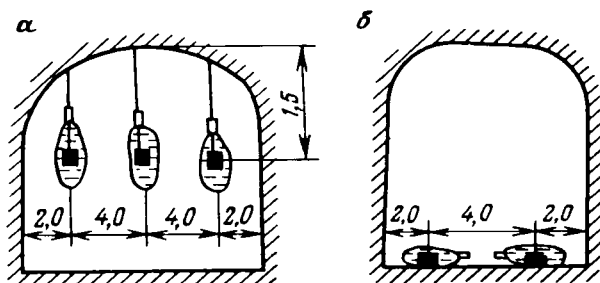


Рис. 6.4. Схема размещения ванн с водой для создания водораспылительных завес

Рис. 6.5. Схема взрывного образования водораспылительных завес



существенно снижается. Иногда для создания водяных завес применяют специальные форсунки, из которых диспергированная вода выбрасывается на некотором расстоянии от взрываемого забоя. Количество воды принимается из расчета 5 л на 1 м² площади поперечного сечения забоя. Заряды в сосудах взрывают мгновенно, а во врубовых шпурах — 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 выработку на протяжении 10—15 м. Все газы оттесняются от забоя, чем обеспечивается безопасность взрыва.

Применение распыленных ингибиторов основано на том, что при определенном содержании этих веществ в воздухе вспышка взрывоопасной смеси не происходит. В качестве ингибиторов применяют KI, NaI, NaBr, которые нейтральны по действию на человека, химически стойки и относительно дешевы. Распыление инги-

биторов 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 газовая пробка расположена 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 выполняют взрыв.

СРЕДСТВА И СПОСОБЫ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ

7.1. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ

Импульс, необходимый для возбуждения взрыва заряда промышленного ВВ, сообщается ему взрывом заряда, инициирующего ВВ, размещенного в капсуле-детонаторе (КД), электродетонаторе (ЭД) или через более мощный промежуточный детонатор (для инициирования гранулированных и водосодержащих ВВ).

Детонация инициирующих ВВ, характеризующихся значительно большей чувствительностью к внешним тепловым и механическим воздействиям, возбуждается тепловым импульсом: в капсуле-детонаторе — горячей пороховой сердцевиной ОШ, в электродетонаторе — горячей капелькой воспламенительного состава или пламенем замедляющего состава.

На открытых работах роль инициирующего заряда выполняет детонирующий шнур (ДШ) с привязанными к нему шашками-детонаторами или патронами ВВ. Для возбуждения взрыва ДШ обязательно применение КД или ЭД. Таким образом, во всех случаях взрыв зарядов промышленных ВВ инициируется капсулем-детонатором или электродетонатором.

Средствами инициирования называют совокупность принадлежностей для инициирования зарядов промышленных ВВ.

В зависимости от способа возбуждения взрыва детонатора различают: огневое инициирование зарядов, когда детонатор взрывается от горящего огнепроводного шнура; электрическое — от горящего электровоспламенителя; электроогневое — от горящего ОШ, который подожжен электровоспламенителем.

Средства огневого инициирования: капсули-детонаторы, огнепроводный шнур, средства зажигания огнепроводного шнура.

Средства электрического инициирования: электродетонаторы, провода, источники тока и контрольно-измерительная аппаратура.

Средства электроогневого инициирования: капсули-детонаторы, огнепроводный шнур, электрозажигательные стаканчики.

Средства инициирования с помощью детонирующего шнура: детонирующий шнур и средства огневого, электроогневого или электрического взрыва.

По чувствительности инициирующие ВВ делятся на первичные и вторичные.

Первичные инициирующие ВВ имеют весьма высокую чувствительность к механическим и тепловым воздействиям, а

также способность взрываться в малых количествах (0,05—0,5 г); горение этих ВВ почти мгновенно переходит в детонацию.

От первичных инициирующих ВВ инициируют вторичные инициирующие ВВ, которые и вызывают взрыв заряда промышленного ВВ или шашки промежуточных детонаторов. Промежуточные детонаторы изготавливаются массой 200—800 г с отверстиями в центре для ДШ. В некоторых случаях промежуточный детонатор изготавливается путем обвязки детонирующим шнуром нескольких патронов ВВ.

Вторичные инициирующие ВВ предназначены для увеличения энергии начального импульса, сообщаемого взрывом заряда первичного инициирующего ВВ с целью надежного детонирования заряда ВВ. Вторичные инициирующие ВВ менее чувствительны к внешним воздействиям, но имеют большую скорость детонации и теплоту взрыва, а следовательно, более высокую инициирующую способность по сравнению с первичными инициирующими ВВ.

7.2. СРЕДСТВА ОГНЕВОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ

Капсюль-детонатор представляет собой цилиндрическую гильзу, снаряженную зарядами первичного и вторичного инициирующих ВВ. Верхняя, свободная часть гильзы (дульце) предназначена для введения ОШ или электровоспламенителя.

Заряд первичного инициирующего ВВ выбирается таким, чтобы возбудить взрыв вторичного инициирующего ВВ, который в свою очередь подобран исходя из условий безотказного взрывания зарядов порошкообразных промышленных ВВ. Для усиления инициирующего действия доннышко КД имеет кумулятивное углубление.

В гильзу КД первичное инициирующее ВВ вводится в металлической чашечке. Вводимый в гильзу ОШ не касается чувствительного заряда первичного инициирующего ВВ.

Капсюли-детонаторы имеют высокую чувствительность к трению, удару, сжатию и огню, поэтому при обращении с ними нужно соблюдать максимальную осторожность.

Огнепроводный шнур предназначен для передачи луча огня горячей пороховой сердцевинкой на некоторое расстояние в течение определенного времени и возбуждения взрыва инициирующего ВВ в капсюлях-детонаторах или воспламенения пороховых зарядов при отбойке штучного камня.

Огнепроводный шнур выпускается в бухтах длиной 10 м следующих видов: асфальтированный ОША (для сухих и влажных забоев), двойной асфальтированный ОШДА (для мокрых забоев), пластикатный ОШП (для обводненных забоев).

Средства зажигания огнепроводного шнура. При огневом взрывании нескольких зарядов «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» разрешается поджигать концы шнуров, идущих к зарядам, тлеющим фитилем, отрезком огнепроводного шнура с надрезами или специальными

ми патрончиками группового зажигания. Спичкой разрешается зажигать шнур только при взрывании одиночного заряда. Зажигательный тлеющий фитиль легко загорается от спички и хорошо поджигает сердцевину ОШ. При зажигании отрезком ОШ в нем предварительно делают косые надрезы до сердцевины (рис. 7.1), из которых при горении вылетают искры, хорошо поджигающие шнуры. Число надрезов должно быть не меньше числа поджигаемых отрезков шнуров, идущих к зарядам, а длина шнура должна быть на 60 см короче.

Зажигательные патроны типа ЭЗП-Б применяются для группового зажигания с помощью одного патрона 10—30 отрезков ОШ. Собранные в пучок ОШ помещают в стаканчик и плотно обвязывают шпагатом. Одновременно в патрон вводится короткий воспламеняющий отрезок шнура.

Огневое взрывание запрещается в тех случаях, когда своевременный уход взрывников в укрытие затруднен из-за необходимости пользоваться лестницами, веревками, полками или преодоления каких-либо других препятствий, встречающихся при проходке вертикальных выработок и наклонных свыше 30° к горизонту.

В таких условиях применяется электроогневое взрывание, при котором воспламенение отрезков ОШ выполняется электровоспламенителем из безопасного места.

Электрозажигатель ЭЗОШ-Б предназначен для зажигания отрезка ОШ в сухих и влажных условиях. Электрозажигатель прикрепляется к концу шнура путем обжатия металлической втулки.

Электрозажигательный патрон ЭЗП-Б состоит из гильзы с зажигательным составом и электровоспламенителя. Предназначается для электрического зажигания пучка из 7—37 отрезков ОШ.



Рис. 7.1. Зажигательный отрезок шнура для зажигания огнепроводных шнуров

7.3. ТЕХНОЛОГИЯ ОГНЕВОГО И ЭЛЕКТРООГНЕВОГО ВЗРЫВАНИЯ

Огневое взрывание зарядов применяется на карьерах, в рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли. При огневом взрывании 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 нача-

лом заряжения выставить посты охраны в соответствии с проектом или паспортом, подать предупредительный сигнал и приступить к заряжению и забойке зарядов; произвести заряжание и забойку шпуров или скважин в соответствии с паспортом; подать боевой сигнал, произвести зажигание контрольной трубки и отрезков ОШ зажигательных трубок, идущих к зарядам, и уйти в безопасное место, указанное в паспорте буровзрывных работ; вести счет взрываемых зарядов; осмотреть забой после взрыва.

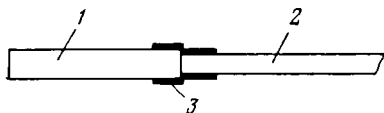


Рис. 7.2. Схема соединения капсюля-детонатора с ОШ

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. В подземных условиях забой разрешается осматривать только после его проветривания, но не ранее чем через 15 мин после последнего взрыва. При отсутствии отказов взрывник должен дать сигнал отбоя и допустить рабочих к работам в зоне взрыва. Оставшиеся после взрыва остатки ВВ и СИ должны быть уничтожены в соответствии с правилами или сданы на склад ВМ.

Зажигательная трубка представляет собой КД с закрепленным в дульце отрезком ОШ.

Для зажигательных трубок применяют отрезки шнуров не короче 1 м и не длиннее 10 м. При длине шнуров зажигательных трубок 4 м и более для повышения надежности инициирования КД обязательно применение дублирующих трубок. Длина зажигательных трубок для одного взрыва должна быть одинаковой и выбирается такой, чтобы концы ОШ выступали из шнура не менее чем на 25 см. От каждой бухты ОШ предварительно отрезаются с обоих концов по 5 см и уничтожаются. При обнаружении дефектов в шнуре (пережимы, утолщения, разрывы) этот участок вырезается и уничтожается.

Один срез ОШ делают прямым (для введения в дульце КД), а другой — прямым или косым (для удобства зажигания). Закрепление ОШ 2 в капсюле-детонаторе 1 «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» разрешается при бумажных гильзах затягиванием ниткой или шпагатом дульца вокруг ОШ (рис. 7.2). Разрешается также обматывать конец ОШ прорезиненной 3 или бумажной лентой, а затем вводить его без вращения до упора в дульце КД. При металлических гильзах дульце КД обжимается специальным обжимом вокруг ОШ.

Перед соединением с ОШ внутренняя часть каждого КД осматривается на предмет отсутствия в ней каких-либо частиц. Если внутри обнаружены какие-то частицы, их удаляют путем осторожного постукивания краем дульца о ноготь пальца.

При работах в мокрых забоях соединения КД с ОШ изолируется специальной мастикой.

Патрон-боевик при огневом взрывании представляет собой обычный патрон ВВ, в который вставлен КД зажигательной трубки. Патрон-боевик взрывается от КД зажигательной трубки и вызывает взрыв всего заряда ВВ в шпуре или скважине. Применяется для обеспечения надежности взрыва всего заряда при любом способе взрывания.

Патроны-боевики изготавливаются на месте ведения взрывных работ на расстоянии 50 м от места заряжания. В зимнее время при взрывании на земной поверхности разрешается изготавливать боевики в здании подготовки ВМ, если оно расположено вне склада ВМ, а расстояние, на которое надо нести боевики, не превышает 500 м.

При порошкообразных рассыпных ВВ патроны-боевики изготавливают завертыванием в прочную бумагу определенного количества 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.

При использовании прессованных аммонитов патроны-боевики разрешается изготавливать только из патронов с гнездами заводского изготовления. Для скважинных или небольших камерных зарядов патроны-боевики готовят так же, как и для шпуров, или используют промежуточные детонаторы. Для крупных камерных зарядов боевик изготавливают в виде ящика с ВВ и вводят в зарядные камеры с максимальной осторожностью. При этом пользуются забойником при горизонтальных и восстающих скважинах или специальным шнуром в случае применения нисходящих скважин. Запрещается опускание боевиков на отрезках ОШ зажигательных трубок.

При взрывных работах в обводненных условиях места ввода зажигательных трубок в патроны боевики покрываются гидроизоляцией холодной или нагретой до температуры не выше 60°C.

После укладки ВВ и патронов-боевиков свободную часть зарядной камеры заполняют забоечным материалом. В качестве забойки для шпуров лучше всего применять мелкую песчано-глинистую смесь или песок, при взрывании скважинных зарядов — буровую мелочь или мелкораздробленную породу; при камерных зарядах — породу, извлекаемую из камер при их проходке. Первые порции забойки вводят с повышенной осторожностью, чтобы не нанести удар по боевику заряда. Следующие порции забойки вводят с уплотнением (при необходимости), но так, чтобы не повредить шнуры, идущие от зарядов. Перед взрыванием свободные концы зажигательных трубок, идущие от боевиков, должны быть распрямлены.

При ведении взрывных работ на земной поверхности и зажигании более пяти зажигательных трубок для контроля времени, затрачиваемого на зажигание, следует применять контрольную

трубку, изготовленную из отрезка ОШ и капсюля-детонатора с бумажной гильзой. Отрезок ОШ должен быть на 60 см короче по сравнению со шнурами в зажигательных трубках патронов-боевиков и зажигается первым. Минимальная длина шнура контрольной трубки 40 см, а шнуров зажигательных трубок, идущих к зарядам, 1 м. При взрывании горячих массивов и во время ледохода отрезок шнура можно брать короче. Контрольная трубка должна иметь отличительный признак (перевязка тесьмой и т. п.). Взрывник поджигает шнур контрольной трубки, кладет ее в сторону на расстоянии не менее 5 м от пути своего движения и поджигает остальные шнуры. Если одновременно работают несколько взрывников, то назначается старший из них, руководящий действиями остальных.

Последовательность поджигания шнуров выбирается взрывником в соответствии с последовательностью взрывания зарядов, указанной в проекте взрывных работ.

После взрыва контрольной трубки или сгорания поджигающего отрезка шнура 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 известить ликвидацию отказавшего заряда, 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.

Преимущества огневого взрывания: простота выполнения работ и низкая стоимость.

Недостатки огневого взрывания: повышенная опасность, так как в момент поджигания взрывник находится у зарядов; невозможность получения точных интервалов между взрывами; невозможность контроля исправности средств инициирования, образование большого количества ядовитых газов при сгорании шнура.

Электроогневое взрывание применяется в вертикальных и наклонных выработках с углом наклона более 30° , а также в местах работ, где затруднен отход взрывников в безопасное место. Отличие его от обычного огневого взрывания состоит в электрическом поджигании из безопасного места отрезков ОШ с помощью электрозажигателей ЭЗОШ-Б или электрозажигательных патронов ЭЗП-Б.

При использовании электрозажигательных патронов концы ОШ следует подрезать для создания необходимых интервалов между взрывающимися зарядами. Минимальная длина отрезков ОШ при использовании электрозажигательных патронов должна быть не менее 25 см.

7.4. СРЕДСТВА ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ИНИЦИИРОВАНИЯ

Электродетонатор представляет собой капсуль-детонатор с закрепленным в нем электровоспламенителем.

ЭД различаются по времени срабатывания — мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия; по конструктивному оформлению и по назначению (общего назначения, для сейсморазведки, для торпедирования нефтяных скважин и др.); по способу закрепления мостика накаливания электровоспламенителя — с эластичным и жестким креплением); по условиям применения — непреходящие и предохранительные для шахт, опасных по взрыву газа или пыли, по величине заряда — обычные и повышенной мощности, по чувствительности к блуждающим токам — нормальной, пониженной и весьма низкой чувствительности или грозоупорные.

При эластичном креплении мостик припаивается или приштамповывается к концевым проводам.

При жестком креплении мостика основой для его крепления служит каркас, состоящий из двух тонких латунных контактных полосок, обернутых тонким электроизоляционным картоном. Мостик и концевые провода припаяны к контактным полоскам. Жесткое крепление мостика обеспечивает большую стабильность свойств, достаточную прочность крепления, большую безопасность в обращении (при выдергивании проводов), а также возможность создания автоматических линий по их сборке.

Крепление электровоспламенителя в гильзе выполняется путем ее обжимки. Оно надежно предохраняет внутреннюю полость ЭД от попадания воды.

В качестве концевых применяются одножильные медные провода обычно диаметром 0,5 мм и сопротивлением 0,09 Ом/м, и стальные диаметром 0,6 мм и сопротивлением 0,4—0,5 Ом/м.

Концевые провода могут иметь полихлорвиниловую, резиновую, хлопчатобумажную и другие изоляции и длину 1—4 м (один конец). Свободные концы проводов на заводе очищаются от изоляции на длину 20—40 мм, закорачиваются и свертываются в бунтики длиной 10—15 см.

Электродетонаторы мгновенного действия. Серийно выпускаются следующие электродетонаторы: ЭД-8-Э, ЭД-8-Ж; ЭД-8-ПМ; ЭД-1-8Т; ТЭД-2; ЭДВ-1, ЭДВ-2 (ВЭД).

Пониженная чувствительность к механическим воздействиям достигнута применением только вторичных иницирующих ВВ.

Выпущены предохранительные ЭД повышенной мощности. На гильзе их нанесен слой пламегасителя.

Перечисленные ЭД применяются при температурах не более 40°С. При температурах до 250° применяются термостойкие ЭД.

ЭД нормальной чувствительности применяются в условиях, где не появляются блуждающие токи. ЭД пониженной чувствительности безопасны к действию всех видов блуждающих токов, кроме

грозовых разрядов. Грозоупорные ЭД предназначены для взрыва-ния в условиях возможного действия грозовых разрядов.

Электродетонаторы замедленного действия взрываются через строго определенный промежуток времени после пропуска электрического тока через мостик накаливания. Замедление достигается с помощью столбика замедляющего состава, размещаемого между электровоспламенителем и инициирующим ВВ.

В зависимости от времени замедления различают ЭД короткозамедленного действия (ЭДКЗ) с замедлениями до 250 мс и замедленного действия (ЭДЗД) с замедлениями 0,5—10 с.

Электродетонаторы типа ЭДКЗ-ПМ вызывают детонацию переплотненных зарядов аммонитов.

Разброс по времени срабатывания должен быть таким, чтобы ЭД с большим замедлением не взорвался раньше электродетонатора с меньшим замедлением.

Номинальное время срабатывания ЭД указывается на донышке гильзы или на металлической бирке, прикрепленной к концевым проводам. В качестве замедлителей применяют составы, сгорающие с образованием только твердых веществ.

Интервалы замедлений различных ЭД

в миллисекундах

ЭДКЗ-15	15	30	45	60	80	100	120	—	—
ЭДКЗ-25	25	50	75	100	150	250	—	—	—
ЭДКЗ-ПМ-25	25	50	75	100	—	—	—	—	—
ЭДКЗ-ПМ-15	15	30	45	60	80	100	120	—	—
ЭДЗ-Н	20	40	60	80	100	120	140	160	180
ЭДЗ-Н	200	225	250	275	300	350	400	450	500
ЭДЗ-Н	600	700	800	900	1000				

в секундах

ЭДЗД	0,5	0,75	1,0	1,5	2	4	6	8	10

Параметры электродетонаторов: сопротивление, безопасный ток, длительный воспламеняющий ток, стомиллисекундный воспламеняющий ток, импульс воспламенения, импульс плавления мостика, время передачи, время срабатывания.

Сопротивление ЭД складывается из электрического сопротивления мостика и концевых проводов в холодном состоянии. Этот параметр дает возможность судить об отсутствии неисправностей в электровоспламенителе: обрыв мостика, замыкание вилочки, неустойчивый контакт между мостиком и вилочкой, замыкание или обрыв в концевых проводах. Знать сопротивление ЭД необходимо для расчета электровзрывной сети.

Безопасный ток I_b — максимальное значение постоянного тока, который не вызывает его взрыва при неограниченно длительном времени прохождения через мостик ЭД.

Длительный воспламеняющий ток $I_{дл}$ — минимальное значение постоянного тока, который, протекая через ЭД, за время более 1 мин вызовет его взрыв.

Стоимиллисекундный воспламеняющий ток I_{100} — значение постоянного тока, который, протекая через мостик ЭД в течение 100 мс, вызовет его взрыв.

Импульс воспламенения K_B — наименьшее значение импульса тока (постоянного), при котором происходит воспламенение электровоспламенителя. Размерность импульса воспламенения (I^2t) $A^2 \cdot c$. На практике обычно пользуются величиной в тысячу раз меньшей, которая обозначается $A^2 \cdot ms$.

При малой силе тока вследствие значительных потерь тепла в электровоспламенителе импульс воспламенения будет большим, и по мере увеличения тока он уменьшится из-за снижения тепловых потерь в процессе нагревания мостика (рис. 7.3).

Значение импульса воспламенения практически становится постоянным при токе, равном примерно двукратному значению стоимиллисекундного воспламеняющего тока. Такое значение импульса воспламенения называют номинальным (K_H).

При взрывании ЭД в последовательных группах в сеть подается ток, величина которого не меньше двукратного значения стоимиллисекундного тока.

Импульс плавления мостика $I_{пл}$ — наименьшее значение импульса тока (постоянного), при котором происходит плавление (перегорание) мостика ЭД.

Время передачи θ — время от момента воспламенения капельки электровоспламенителя до момента выхода огня из его головки, а у ЭД мгновенного действия — до взрыва.

Время срабатывания τ — время от момента включения тока до момента взрыва ЭД. Для ЭД мгновенного действия

$$\tau = t_B + \theta,$$

где t_B — время воспламенения, мс; θ — время передачи, мс.

Для ЭД короткозамедленного и замедленного действия время срабатывания складывается из времени воспламенения t_B , передачи θ и горения замедляющего состава θ_3 : $\tau' = t_B + \theta + \theta_3$.

сопротивление, Ом; безопасный ток, А; длительный воспламеняющего тока не зависит.

Основные параметры выпускаемых ЭД:

сопротивление, Ом; безопасный ток, А; длительный воспламеняющий ток, А; стоимиллисекундный ток, А; номинальные импульсы воспламенения, $A^2 \cdot ms$; минимальное время передачи, мс; минимальный импульс плавления мостика, $A^2 \cdot ms$.

Определение гарантийной величины тока. Если взрывание одиночных или параллельно соединенных ЭД может быть произведе-

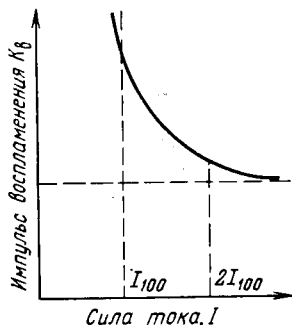


Рис. 7.3. Зависимость импульса воспламенения от величины тока

но стомиллисекундным током, то для взрывания ЭД мгновенного действия, включенных последовательно или по смешанной схеме, ток такой величины будет недостаточен.

При последовательном соединении первым взорвется ЭД с наименьшим временем срабатывания, и если он разорвет взрывную цепь раньше, чем успеет зажечься воспламенительный состав у наименее чувствительных ЭД, последние не взорвутся.

Гарантийным называется 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 двухкратного значения стомиллисекундного тока, т. е. $I_{\text{гар}} \geq 2 I_{100}$.

При одновременном взрыве до 300 электродетонаторов величина постоянного гарантийного тока увеличивается.

7.5. ИСТОЧНИКИ ТОКА ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ВЗРЫВАНИЯ

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

Наиболее удобными источниками тока являются широко применяемые конденсаторные взрывные машинки, в которых конденсатор, заряжаемый в течение 10—20 с от маломощного первичного источника тока, вмонтированного в машинку, весьма быстро, в течение 3—4 мс разряжается в сеть.

Нашей промышленностью выпускаются следующие конденсаторные взрывные машинки (табл. 7.1): с миниатюрными генераторами (индукторные) КПМ-1А, КПМ-2, ВМК-500; с миниатюрными гальваническими батареями (батареи) КВП-1/100м, ИВП-1/12. Выпускаются также взрывные приборы ПИВ-100м с вмонтированным омметром для контрольного измерения сопротивления взрывной цепи перед взрывом.

Взрывные машинки КПМ-1А, КПМ-2, ВМК-500 предназначены для применения на карьерах и в шахтах, не опасных по газу и пыли, и рассчитаны на 2000 безотказных взрываний. Остальные машинки и приборы могут использоваться в любых условиях, в том числе и в шахтах любой категории опасности.

Для подключения взрывных сетей к осветительно-силовым линиям 110—180 В на карьерах и в шахтах, не опасных по газу и пыли, применяют взрывные (минные) станции. Такие станции оборудованы двумя последовательно установленными выключателями, чтобы исключить случайную подачу тока во взрывную сеть. Кроме того, имеются контрольные лампы, горение которых свидетельствует о наличии напряжения на клеммах станции.

Переносная минная станция ПМС-220 предназначена для подачи тока во взрывную сеть от электрических сетей напряжением 200÷220 В на карьерах и в шахтах, не опасных по газу и пыли.

Техническая характеристика конденсаторных взрывных машинок

Машина	Исполнение	Напряжение на конденсаторе-накопителе, В	Емкость конденсатора-накопителя, мкФ	Сопротивление последовательной взрывной сети при использовании ЭД типа ЭД-8-Ж, Ом	Число последовательно соединенных электродетонаторов ЭД-8-Ж и др., шт	Длительность подключения конденсатора к сети, мс	Первичный источник тока	Основные размеры машины, мм	Масса, кг
Индукторные взрывные машинки									
КПМ-1А	Нормальное	1500	2	300	100	Не ограни- чивается	Индуктор	103×87×166	1,6
ВМК-500	»	3000		2100	800	То же	То же	280×165×165	6,5
Батарейные взрывные машинки									
ПВ-100м	РВ*	600	10	380	100	2—4	То же	195×126×95	2,7
КВП-1/100м	РВ**	600	10	380	100	2—4	Три сухих элемента	152×122×100	2,0

* Без футляра.

** Рудничные взрывобезопасные.

Основные технические данные станции ПМС-220

Максимально допустимое сопротивление одной группы последовательно соединенных ЭД, Ом	210
Допустимое число последовательно соединенных ЭД в группе	70
Число параллельных групп ЭД	80
Число одновременно взрываемых ЭД	5600
Число взрываний при правильной эксплуатации и отсутствии механических повреждений	20 000
Основные размеры станции, мм	$173 \times 90 \times 63$
Масса станции, кг	1,6

Ряд приборов позволяют взрывать от линии переменного тока напряжением 220—380 В большое число последовательно соединенных ЭД. Одни из них основаны на использовании для взрыва 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.

7.6. КОНТРОЛЬНО-ИЗМЕРИТЕЛЬНАЯ АППАРАТУРА

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

По конструкции они делятся на три группы — стрелочного, звукового и светового типов.

Приборы первого и второго типов позволяют установить факт исправности электровзрывной сети и получить численное значение ее сопротивления. Световые приборы позволяют определить только проводимость сети, но не могут обнаружить короткого замыкания в ней.

Малый омметр ОК типа М-57Д предназначен для проверки ЭД и электровзрывных цепей на проводимость тока (отсутствие разрывов цепи и короткого замыкания, а также для приближенного измерения их сопротивления).

Малый омметр ОК предназначен только для определения сопротивления электровзрывных цепей. Недопустимо применение малого омметра для определения сопротивления отдельного ЭД, так как при перегорании добавочного сопротивления сила тока может превысить безопасное значение и вызвать его взрыв.

Допускается измерять сопротивление отдельного ЭД, последовательно подключив в измеряемую цепь дополнительное сопротивление $r_d = 20$ Ом.

Омметр-классификатор электродетонаторов типа ОКЭД-1 предназначен для проверки ЭД и их классификации по сопротивлению.

Переносной мост Р-353 предназначен для измерения сопротивления электровзрывных линий и электродетонаторов. Он имеет два

предела измерения: от 0,2 до 50 Ом с рабочей частью шкалы от 0,3 до 30 Ом; от 20 до 5000 Ом с рабочей частью шкалы от 30 до 3000 Ом.

Взрывной испытатель ВИО-3 в качестве источника тока имеет пьезоэлемент. Наличие проводимости во взрывной цепи фиксируется вспышкой неоновой лампы. Короткое замыкание в цепи прибор обнаружить не может.

Испытатель взрывной цепи ИВЦ-2 представляет собой прибор с акустической индикацией величины сопротивления взрывной цепи, пределы измерения от 1 до 5000 Ом.

Для проверки исправности конденсаторных взрывных машинок применяются приборы ПКВМ, а для контроля величины импульса тока, подаваемого во взрывную цепь, *испытатель взрывных машинок ИВМ-1*.

7.7. ОСНОВНЫЕ СХЕМЫ И ЭЛЕМЕНТЫ РАСЧЕТА ЭЛЕКТРОВЗРЫВНЫХ СЕТЕЙ

Электровзрывная сеть состоит из электродетонаторов с проводами, концевых проводов, идущих от проводов ЭД к поверхности, участков проводов, соединяющих концевые и магистральные (рис. 7.4). Сеть монтируется из изолированных одно и многопроволочных медных, алюминиевых или стальных проводов. Для взрывных работ применяются провода марок ВМВ, ЭР, ЭВ, СП-1, СП-2, установочные провода ПР, АПР, АПВ, ПВ (табл. 7.2).

Провода АПР и АПВ одножильные алюминиевые в резиновой (Р) и полихлорвиниловой (В) изоляции сечением 3,75—105 мм², что соответствует сечению медных проводов 2,5—70 мм².

Провода ПР и ПВ медные однопроволочные и многопроволочные в резиновой и полихлорвиниловой изоляции сечением жилы от 0,75 до 70 мм².

ТАБЛИЦА 7.2

Характеристика проводов для монтажа взрывных сетей

Марка провода	Изоляция	Число жил	Число проводов в жиле	Площадь сечения жилы, мм ²	Сопротивление при +20°С, Ом/км	Масса 1 км провода, кг
ЭР	Резиновая	1	1	0,2	100	6,6
ЭВ	Полихлорвиниловая	1	1	0,2	100	6,5
ВМВ	Резиновая хлопчатобумажная	1	1	0,75	25	10,3
СП-1		1	7	0,75	25	30,0
СП-2	Резиновая	2	7	0,75	25	60,0

Для устройства элементов сетей с напряжением до 1000 В применяют провода ЭР и ЭВ, при более высоком напряжении провода СП-1, СП-2, ПР, АПР и АПВ.

При выборе проводов для монтажа сети нужно учитывать как их сопротивление, так и прочность. Нецелесообразно из-за недостаточной прочности монтировать сеть из провода сечением мень-

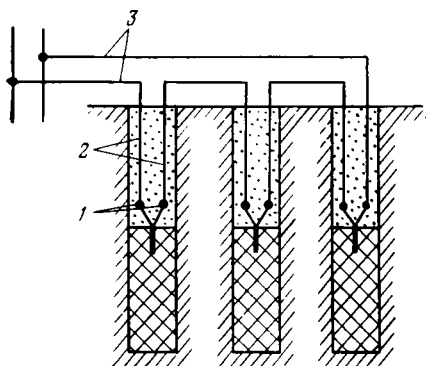


Рис. 7.4. Схема монтажа электровзрывной сети при последовательном соединении ЭД:

1 — концевые провода; 2 — участковые провода; 3 — магистральные провода

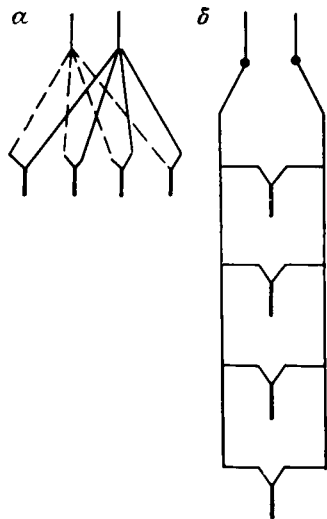


Рис. 7.5. Схема параллельного соединения

ше 0,2 мм². Для магистральных проводов сечение должно быть не менее 0,75 мм².

При взрывных работах можно применять следующие схемы соединения ЭД в сети: последовательные (рис. 7.4), параллельные, из них различают пучковую схему (рис. 7.5 а), в которой все провода от ЭД подсоединяют в двух точках, и ступенчатую (рис. 7.5, б), в которой провода подсоединяют к разным точкам участковых проводов; смешанные — последовательно-параллельная (рис. 7.6, а) и параллельно-последовательная (рис. 7.6, б). В первых ЭД в группах соединены последовательно, а группы — параллельно, а во вторых ЭД в группах — параллельно, а группы — последовательно.

В боевики для крупных зарядов вводят по два ЭД, соединяемые последовательно (рис. 7.7, а) или параллельно (рис. 7.7, б), т. е. применяют парно-последовательное и парно-параллельное соединение. Для повышения надежности взрыва иногда применяют дублирование электровзрывных сетей.

Последовательное соединение имеет следующие достоинства: через все ЭД проходит одинаковый ток; для взрыва требуется источник тока минимальной мощности; небольшая длина проводов,

простота и наглядность схемы соединения; простота расчета и проверки исправности цепи.

Недостатком этого соединения является возможность массового отказа при попадании в сеть дефектного ЭД. Парно-параллельное соединение по сравнению с парно-последовательным требует более мощного источника тока. Оно менее надежно — при плохом подсо-

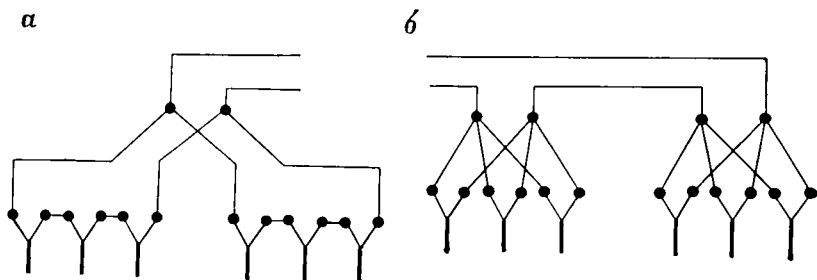


Рис. 7.6. Схема смешанного соединения

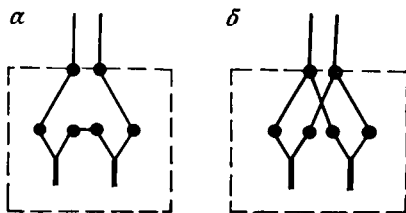


Рис. 7.7. Схема монтажа двух ЭД в боевике

единении одного из ЭД или при его недоброкачественности возможны отказы.

Параллельное соединение имеет следующие достоинства: при обрыве соединения ЭД отказ получается только в одном заряде, а если в боевике имеется два ЭД, отказа не будет; попадание недоброкачественного ЭД не ведет к отказу всей электровзрывной сети.

Вместе с тем эта схема имеет недостатки: для взрыва одинакового числа ЭД требуется более мощный источник тока; практически невозможно определить исправность сети даже с помощью приборов; для монтажа требуется больше проводов, монтаж и особенно расчет ступенчатых схем соединения сложнее. Поэтому параллельное соединение не рекомендуется для применения.

При проходке и углубке стволов шахт из-за сравнительной простоты и надежности монтажа электровзрывной сети применяется параллельное соединение. При этом по периметру выработки на некоторой высоте от забоя на деревянных кольшках устанавливают два кольца из оголенных проводов (антенные провода), к которым присоединяют все провода, идущие от ЭД. Антенные провода соединяются с магистральными, идущими по стволу к минной станции.

Последовательно-параллельное соединение применяется, когда надо взорвать большое число ЭД от источников тока с недостаточным для последовательного соединения напряжением. Параллель-

но-последовательное соединение менее удобно и редко применяется на практике.

Таким образом, последовательная схема соединения ЭД наиболее удобна и надежна и ее следует применять во всех случаях, когда можно обеспечить гарантийный ток для включенных в сеть электродетонаторов.

Методика расчета взрывных сетей состоит в определении величины сопротивления сети, силы тока, проходящего через отдельный ЭД, и сравнения полученных результатов с предельным значением сопротивления сети 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 пользоваться упрощенными формулами:

для простых последовательных сетей

$$R_{\text{посл}} = R_{\text{пасп}}; \quad (7.1)$$

для последовательных сетей и парно-параллельных включений ЭД

$$R_{\text{п.пар}} = \frac{1}{4} R_{\text{пасп}}; \quad (7.2)$$

для смешанных пучковых сетей простых и с парно-последовательным включением ЭД

$$R_{\text{с.пучк}} = \frac{1}{n^2} R_{\text{пасп}}; \quad (7.3)$$

для параллельно-пучковых сетей

$$R_{\text{п.пучк}} = \frac{1}{n^2} R_{\text{пасп}}; \quad (7.4)$$

для смешанных пучковых сетей с парно-параллельным включением ЭД

$$R'_{\text{с.пучк}} = \frac{1}{4} n^2 R_{\text{пасп}}, \quad (7.5)$$

где $R_{\text{пасп}}$ — предельно допустимое сопротивление, указанное в паспорте машинки для последовательных сетей, Ом; n — число параллельных ветвей.

При использовании силовых и осветительных сетей в качестве источника тока в основном применяются следующие расчетные формулы.

Для последовательного соединения

$$I = U/R, \quad (7.6)$$

где U — напряжение источника тока, В.

Сопротивление взрывной сети (Ом)

$$R = m r_{\text{д}} + L_{\text{к}} r_{\text{к}} + L_{\text{у}} r_{\text{у}} + L_{\text{м}} r_{\text{м}}, \quad (7.7)$$

где m — число ЭД, шт; $r_{\text{д}}$ — сопротивление одного ЭД, Ом; $L_{\text{к}}$, $L_{\text{у}}$, $L_{\text{м}}$ — длина концевых, участковых и магистральных проводов, м;

r_k, r_y, r_m — сопротивление 1 м концевых, участковых и магистральных проводов, Ом.

Полученное значение тока по формуле сравнивается с гарантийным током, причем обязательным является условие $I \geq I_{\text{гар}}$.

Для параллельно-пучкового соединения сопротивление отдельной произвольной (i -ой) ветви

$$R_{bi} = r_d + L_{ki} r_{ki} + L_{yi} r_{yi}, \quad (7.8)$$

где L_{ki}, L_{yi} — длина концевых и участковых проводов данной ветви, м; r_{ki}, r_{yi} — сопротивление 1 м концевых и участковых проводов данной ветви, Ом.

Сопротивление всей сети

$$R = L_m r_m + L_c r_c + \frac{1}{1/R_{b1} + 1/R_{b2} + \dots + 1/R_{bn}}, \quad (7.9)$$

где L_m, L_c — длина магистральных и соединительных проводов, м; r_m, r_c — сопротивление 1 м магистральных и соединительных проводов, Ом; R_{b1}, R_{b2} — сопротивление отдельных ветвей, Ом.

При одинаковых сопротивлениях ветвей

$$R = L_m r_m + L_c r_c + R_b/n, \quad (7.10)$$

где n — число параллельных ветвей.

Сила тока в магистрали $I = U/R$. Сила тока, протекающая через отдельную ветвь (ЭД),

$$I = I_m/n = U/(nR)$$

должна быть больше или равна гарантийной, т. е. сила тока в магистрали при n параллельно соединенных ЭД должна быть в n раз больше, чем требуемая его гарантийная величина для отдельного ЭД.

При использовании более сложных соединений электровзрывных сетей рекомендуется использовать специальную литературу по этому вопросу (например, Граевский М. М. Справочник по электрическому взрыванию зарядов. М., Недра, 1983).

7.8. ТЕХНОЛОГИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ВЗРЫВАНИЯ ЗАРЯДОВ

Электрическое взрывание зарядов может применяться для взрывания в любых условиях. Для его применения необходимо: проверить и подобрать ЭД по сопротивлению; изготовить патроны-боевики; подать предупредительный сигнал, выполнить заряжание и забойку; смонтировать электровзрывную сеть; проверить исправность взрывной сети и определить ее сопротивление; подсоединить магистральные провода к источнику тока, подать боевой сигнал и произвести взрыв; после проветривания осмотреть взорванный забой; при наличии отказов ликвидировать их; подать сигнал отбоя.

Все ЭД перед выдачей их взрывнику должны быть проверены на соответствие их сопротивления указанному в паспортах. Провода ЭД после проверки сопротивления должны быть замкнуты на

коротко и в таком положении должны находиться до момента присоединения их к участковым или магистральным проводам.

Патроны-боевики при электрическом взрывании могут быть изготовлены различными способами, один из которых показан на рис. 7.8.

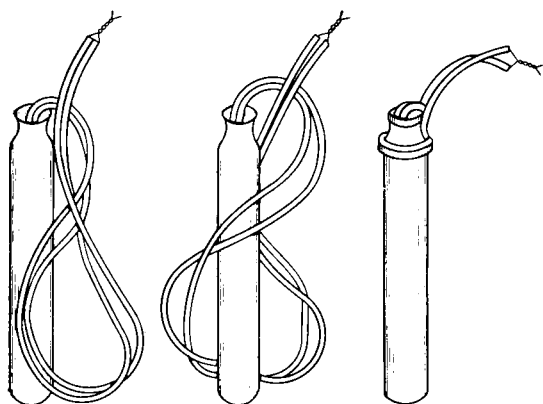


Рис. 7.8. Схема подготовки патрона-боевика при электрическом взрывании

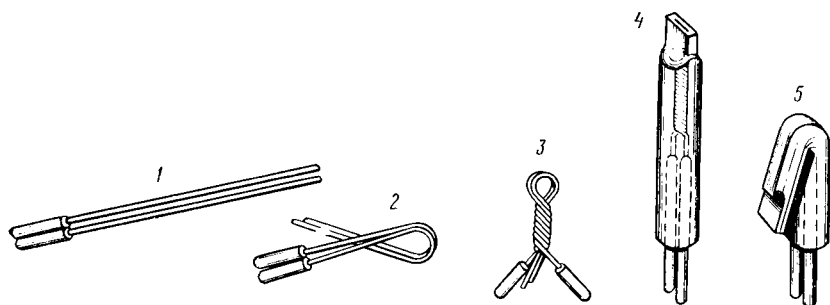


Рис. 7.9. Схема соединений электровзрывной сети с помощью изолирующих зажимов-контактов:

1, 2, 3 — соединение проводов; 4 — углубление соединения в зажим; 5 — загибание зажима для фиксации в нем соединения проводов

Соединения проводов тщательно изолируются изоляционной лентой или специальными зажимами-контактами, наполненными солидолом (рис. 7.9). Монтаж сети ведется от зарядов к источнику тока.

При дублировании взрывных сетей основные и дублирующие провода должны быть замаркированы. Монтаж взрывной сети начинается только после окончания заряжания и забойки зарядов.

Общее сопротивление электровзрывной сети должно быть заранее подсчитано и измерено с места подачи тока в сеть с помощью электроизмерительных приборов. При расхождении факти-

чески измеренного и расчетного сопротивлений сети более чем на 10% необходимо снова закоротить концы проводов сети, найти и устранить неисправности, вызывающие отклонения от расчетного сопротивления электровзрывной сети (плохо зачищенные концы проводов, слабые сростки, нарушение изоляции и т. п.).

Ключи от взрывных машинок и ящиков взрывных станций на все время подготовительных работ до времени взрыва должны находиться у руководителя взрывных работ или у взрывника.

На время начала монтажа сети все электрические установки, находящиеся в пределах установленной проектом опасной зоны, должны быть обесточены.

Если при включении тока во взрывную сеть взрыва не произошло, то магистральные провода отключаются, закорачиваются, и через 10 мин взрывник должен осмотреть забой, обнаружить и устранить неисправности сети.

После взрыва и проветривания забоя, но не раньше чем через 5 мин после взрыва на земной поверхности и не ранее 15 мин при подземной разработке, осматривают забой и обнаруженные отказы ликвидируют.

Достоинства электрического взрывания: относительная безопасность, возможность проверки сети перед взрывом, возможность взрывания серии зарядов в любой последовательности, неограниченная область применения.

Недостатки электрического взрывания: сложность монтажа сети, особенно при большом числе ЭД по смешанным схемам, повышенная по сравнению с огневым взрыванием стоимость и опасность преждевременного взрыва от блуждающих токов.

7.9. ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ОТКАЗОВ И ПРЕЖДЕВРЕМЕННЫХ ВЗРЫВОВ ПРИ ЭЛЕКТРИЧЕСКОМ ВЗРЫВАНИИ

В практике, несмотря на выполнение инструкций, иногда происходят отказы ЭД, которые могут привести 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 испытаниями.

Для повышения надежности взрыва зарядов в них размещают по два последовательно соединенных электродетонатора, а также монтируют двойные электровзрывные сети.

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, в местах, где нарушена изоляция и имеется контакт с породой.

К посторонним токам относятся: блуждающие токи, возникающие при работе контактных электровозов; токи утечки,

возникающие при повреждении изоляции силовых или осветительных сетей; естественные земляные токи, возникающие в результате протекания в породах физических и химических процессов; токи грозových разрядов, переходящие из атмосферы в массив породы; токи электромагнитных излучений, возникающие при работе радио и телевизионных систем.

Наибольшую опасность в отношении преждевременных взрывов представляют блуждающие токи и токи утечки. Применяются следующие меры для предотвращения преждевременных взрывов: обеспечение хорошей изоляции соединений взрывной сети; уменьшение блуждающих токов в районе взрывания путем контроля исправности изоляции электротехнического оборудования, а также прекращения подачи электроэнергии на участок на период подготовки и проведения взрыва; установка во взрывной сети газовых разрядников, потенциал зажигания которых выше разности потенциалов блуждающих токов и ниже потенциала источника тока, применяемого для взрывания; применение полупроводниковых нелинейных сопротивлений, которые резко снижают свое сопротивление при увеличении напряжения; концы проводов ЭД и сети 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 сеть должна быть разомкнута, а концы проводов изолированы.

Наиболее надежным способом предотвращения преждевременных взрывов является применение ЭД пониженной чувствительности, устойчивых к воздействию блуждающих токов.

7.10. ВЗРЫВАНИЕ ЗАРЯДОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ДЕТЕНИРУЮЩЕГО ШНУРА

Инициирование зарядов

Детонирующий шнур предназначен для передачи детонации от КД или ЭД к заряду ВВ или от одного заряда к другому на требуемые расстояния.

Если сеть ДШ имеет разветвление, то детонация передается по всем ветвям одновременно с одинаковой скоростью.

Выпущен детонирующий шнур типа ДШЭ, серийно выпускается шнур ДШЭ-12, надежность которого по водостойкости и безотказности взрывания в несколько раз выше, чем ДША. Маломощные шнуры этого типа предназначены для монтажа сетей на поверхности взрывааемых блоков. Мощные шнуры — для инициирования низкочувствительных ВВ без применения промежуточных шашек-детонаторов.

Пиротехнические замедлители детонирующего шнура применяются для создания необходимых замедлений между взрывами зарядов.

Конструкция замедлителя КЗДШ-69 предусматривает 10 ступеней замедлений — 10, 20, 35, 50, 75, 100, 125, 150, 175 и 200 мс.

Замедлитель состоит из жесткой бумажной трубки, в которую помещен КД в металлической гильзе с пиротехническим замедлителем. С обоих концов трубки закреплены отрезки ДШ, один касается доньшка КД, другой расположен на расстоянии 100 мм от среза гильзы детонатора. Замедлитель КЗДШ—69 включают в разрыв сети ДШ. При взрыве первым детонирует входящий (длинный) отрезок шнура. Пламя взрыва шнура воспламеняет замедлитель, огонь которого спустя заданный интервал времени инициирует КД, а взрыв последнего инициирует примыкающий к нему (короткий) отрезок ДШ, выходящий из трубки.

При замедлениях, отличных от номиналов, допускается последовательное включение нескольких КЗДШ между зарядами ВВ.

Замедлитель КЗДШ—69 передает детонацию только в одном направлении. Это требует повышенного внимания при монтаже сети, чтобы направление стрелки на трубке КЗДШ всегда совпадало с направлением детонации в сети.

Технология взрывания

Для взрывания с помощью ДШ необходимо: разрезать шнур на отрезки для изготовления патрона-боевика; изготовить патроны-боевики; подать предупредительный сигнал, выполнить зарядание и забойку; смонтировать сеть ДШ; подсоединить к магистрали КД или ЭД, подать боевой сигнал и произвести взрыв; после взрыва осмотреть взорванный забой; при наличии отказов ликвидировать их и подать сигнал отбоя.

Длину отрезков шнура выбирают такой, чтобы после опускания боевика в заряд на поверхности у скважины оставался отрезок ДШ длиной 1—1,5 м.

При взрывах зарядов в скважинах или камерах патрон-боевик изготавливается заранее или на взрываемом блоке из нескольких патронов порошкообразного ВВ путем обвязывания их детонирующим шнуром. Для изготовления боевиков на карьерах применяют в основном прессованные шашки — промежуточные детонаторы.

В связи с тем что при использовании ДШ детонаторы в заряде не размещаются, этот способ взрывания иногда называют бескапсульным.

Отрезки шнуров между собой соединяют внакладку (рис. 7.10, а, б) или внакрутку (рис. 7.10, г) на длине не менее 10 см. Шнуры скрепляют изоляционной лентой или шпагатом. Рекомендуется также связывать шнуры морским узлом (рис. 7.10, в) или петлей. Эти два типа соединений наиболее надежны.

Угол между ответвлением ДШ и магистралью по направлению детонации не должен быть больше 90°, так как при большем угле может произойти прекращение детонации.

При монтаже сети нельзя допускать витков и скруток на шнуре. При пересечении шнуры должны быть разделены грунтом или де-

ревянной прокладкой толщиной не менее 10 см. Для большей надежности сети ДШ дублируют и обе сети взрывают от одного детонатора. Высокую надежность взрывания обеспечивают кольцевые магистрали ДШ. Сеть ДШ взрывают не менее чем двумя ЭД (рис. 7.11) или КД, которые прикрепляют на расстоянии 10—15 см от конца магистральной линии ДШ.

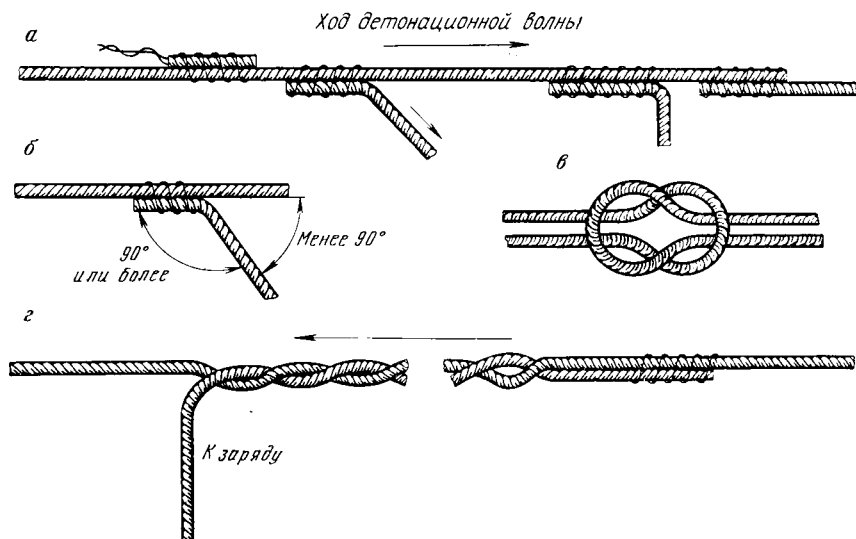


Рис. 7.10. Схема соединения ДШ при монтаже взрывной сети (основные способы)

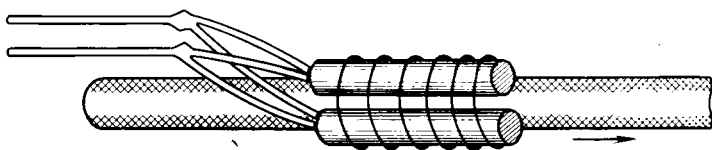


Рис. 7.11. Схема инициирования магистрали ДШ спаренными электродетонаторами

Достоинства взрывания с помощью ДШ: уменьшение опасности выполнения работ по заряданию и особенно ликвидации отказов, простота выполнения работ.

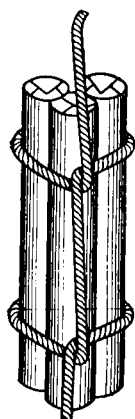
Недостатки взрывания с помощью ДШ: отсутствие приборного контроля исправности сети перед взрывом и высокая стоимость ДШ.

Предложен и применяется способ инициирования детонаторов в зарядах с помощью системы Нонель (Швеция). Иницирующий импульс в системе вызывается взрывом пистона специального пистолета или детонатором и распространяется внутри соединительной трубки в виде воздушной ударной волны. Нонель совершенно

безопасен в обращении (можно при инициировании держать в руках) и не вызывает детонации промышленных ВВ. Для соединения отрезков и монтажа сложной сети применяются выпускаемые фирмой соединительные блоки, в которых вмонтированы детонаторы-стартеры пониженной мощности. На один конец шнура Нонель, опускаемого в заряд, устанавливается детонатор. Другой конец от взрывной сети протягивается в укрытие, откуда взрывник выполняет взрыв. Данная система безопаснее электрического взрывания, так как исключаются отказы и преждевременные взрывы от посторонних токов, но более опасна, чем взрывание с помощью ДШ, так как в зарядах размещаются более чувствительные детонаторы.

7.11. ПРОМЕЖУТОЧНЫЕ ДЕТАНАТОРЫ

В связи с тем что на карьерах порошкообразные ВВ практически полностью заменены менее чувствительными гранулированными и водосодержащими ВВ, для их надежного инициирования стали необходимы промежуточные детонаторы (рис. 7.12).



Рекомендуемые промежуточные детонаторы для гранулированных и водосодержащих ВВ

ВВ	Промежуточный детонатор	Количество
Граммониты	Шашка-детонатор Аммонит или детонит	1 Патроны или пачки (200 г)
Гранулиты АС-8 АС-4М Игданит Граммонал А-8	Шашка-детонатор Аммонал	1 Для скважин патроны или пачки (500 г) Для шпуров — один патрон
Алюмотол, гранулотол, акватолы, ифзаниты, карбатолы	Шашка-детонатор Аммонал	2 Патроны или пачки массой не менее 1000 г Для шпуров — один патрон

Рис. 7.12. Промежуточный детонатор (патрон-босвик)

На карьерах при взрывании скважинных и камерных зарядов «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» предусматривается применение промежуточных детонаторов в виде патронов боевиков из связки аммиачно-селитренных патронированных ВВ, обязанных детонирующим шнуром.

В последние годы созданы промежуточные детонаторы из мощных прессованных ВВ в виде шашек различных форм и массы. Все шашки взрываются с помощью пропущенных через осевое отверстие питок ДШ.

ГЛАВА 8

РАЗРУШАЮЩЕЕ, СЕЙСМИЧЕСКОЕ И ВОЗДУШНОЕ ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА

8.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Для разрушения (взрывания) массива горных пород с целью проходки в них выработок или их дробления при добыче применяют заряды ВВ: наружные (накладные), внутренние, расположенные в шпуре, скважине или камере. Наружные заряды применяют в основном для дробления крупных негабаритных кусков породы, внутренние — для проходки выработок и отбойки пород с целью их дробления и последующей переработки.

Деление зарядов на сосредоточенные и удлиненные условно, так как с увеличением длины заряда $l_3/d_3 > 3$ растет зона радиального разрушения вокруг заряда. Правильнее было бы считать удлиненным такой заряд, при увеличении длины которого зона радиального разрушения не увеличивается. Но поскольку для разных ВВ, диаметров зарядов и разных пород величина отношения l_3/d_3 разная, этот принцип трудно применить на практике.

При взрывных работах преимущественно применяют сплошные удлиненные заряды, не разделенные промежутками и реже рассредоточенные, в которых заряд разделен на части промежутками воздуха, мелкой породы, воды и т. п.

По характеру действия различают заряд камуфлета — взрыв которого разрушает массив породы вокруг заряда, но не проявляется на поверхности (рис. 8.1, а); заряд откольный, при взрыве которого происходит откол породы у открытой поверхности и разрушение вокруг заряда (рис. 8.1, б); заряд рыхления, вызывающий дробление породы (рис. 8.1, в) на всем расстоянии от центра заряда до открытой поверхности в объеме воронки взрыва; заряд выброса — вызывающий дробление и выброс породы за пределы воронки взрыва (рис. 8.1, г). Изменение характера действия заряда может быть достигнуто как уменьшением глубины заложения заряда постоянной величины (рис. 8.2, а), так и увеличением массы заряда при постоянной глубине заложения (рис. 8.2, б).

На рис. 8.2 видно, что с приближением заряда постоянной массы к открытой поверхности или с увеличением его массы он превращается из заряда камуфлета 1 в заряд рыхления 2 и выброса 3. Результаты действия этих зарядов (форма полости или воронки) обозначены соответственно 1', 2' и 3'.

Форма образовавшейся воронки зависит от свойств взрывающей среды. При расчетах одиночных сосредоточенных зарядов для

упрощения расчетов 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 л. н. с. W — кратчайшее расстояние от центра заряда до ближайшей открытой поверхности; угол полураствора воронки взрыва; радиус действия взрыва заряда

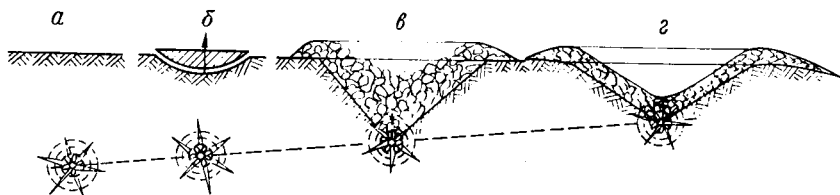


Рис. 8.1. Схема действия взрыва различных зарядов

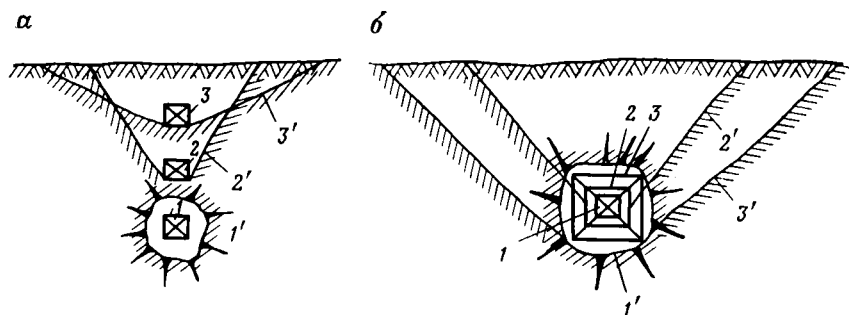


Рис. 8.2. Способы изменения характера действия взрыва

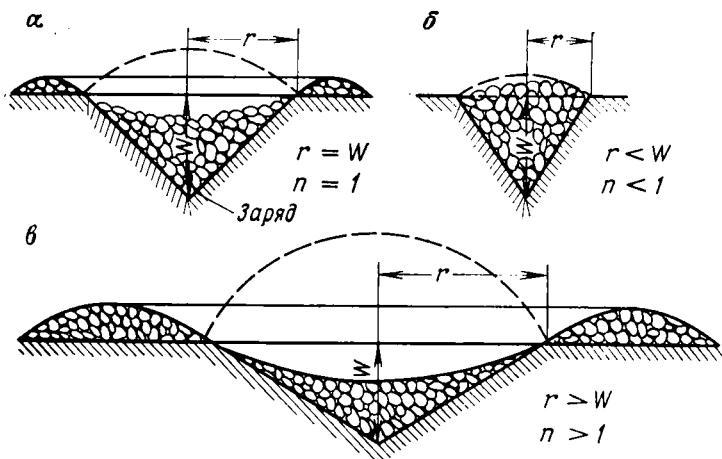


Рис. 8.3. Элементы воронки взрыва:

а — уменьшенного; б — нормального; в — усиленного выброса

R ; радиус воронки взрыва r ; показатель действия взрыва $n = r/W = \operatorname{tg} \alpha$.

Для удлиненных зарядов при их многорядном расположении и короткозамедленном взрывании глубина заложения является средним расстоянием между рядами или отдельными зарядами.

В зависимости от величины показателя действия взрыва различают три разновидности зарядов выброса: нормальный — при $n=1$, усиленный — при $n>1$ и уменьшенный — при $n<1$.

Непосредственно в районе заложения заряда 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 массу.

За пределами зоны измельчения следует зона разрыхления, или трещинообразования, в ней происходит дробление породы, разделение ее трещинами без изменения структуры.

При дроблении взрывом скальных массивов в горном деле практическое значение имеет совокупность зон сжатия и разрыхления, называемая зоной разрушения. Радиус этой зоны называют радиусом разрушения, или радиусом действия взрыва заряда.

За пределами зоны разрушения распространяющаяся энергия взрыва оказывает сейсмическое воздействие на массив породы, окружающий район взрыва, сооружения, а зона, где проявляется это воздействие, называется зоной сейсмического действия взрыва.

Любой взрыв, кроме камуфлетного, генерирует ударную воздушную волну, которая, распространяясь в зоне воздушного действия взрыва, может вызвать определенные разрушения.

8.2. РАЗРУШАЮЩЕЕ ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА ОДИНОЧНОГО ЗАРЯДА

По механизму разрушения массивы горных пород делят на три группы: грунтовые, крепкие монолитные и трещиноватые.

Грунтовые массивы: пески, супеси, некоторые глины и суглинки, характеризующиеся малой прочностью на сжатие и на разрыв, а также ярко выраженной пластичностью. Затраты энергии взрыва на разрушение этих пород незначительны. Основная часть энергии взрыва идет на образование полости вокруг заряда или воронки взрыва, т. е. на сжатие грунтов при образовании котловых расширений или на придание ему определенной кинетической энергии при взрывах на выброс или сброс.

При взрыве вокруг заряда в начальный момент образуется шаровая полость, заполненная газами взрыва, которая в дальнейшем приобретает асимметричную грушевидную форму с большей осью, направленной по л. н. с. заряда (рис. 8.4). Изменение формы

полости объясняется различной сопротивляемостью перемещению разных участков массива. В нижней части полости расширение быстро прекращается, в то время как размеры верхней части полости увеличиваются, уменьшая толщину слоя грунта над полостью. При дальнейшем расширении полости оболочка прорывается в верхней части, и дальнейшее движение части породы происходит

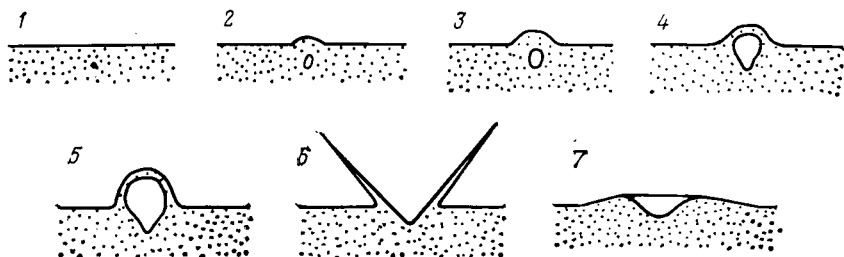


Рис. 8.4. Последовательность разрушения взрывом грунтового массива:
1—7 — фазы движения грунта

по баллистической кривой. Движение грунта при этом может быть уподоблено эффекту открывания ворот. Масса породы, исчерпав запас энергии, падает вниз, образуя открытую воронку, у краев которой образуется гребень из породы. Часть ее сползает вниз, придавая воронке угол естественного откоса, характерный для данных пород, и уменьшая ее объем.

Скальные монолитные массивы. При описании процесса их разрушения взрывом учитывается, что скорость детонации ВВ значительно выше скорости распространения волн напряжений в породе. Поэтому поверхность породы воспринимает действие взрыва одновременно по всей площади его соприкосновения с массивом.

На поверхности раздела заряд — порода детонационная волна переходит в ударную с весьма высокой амплитудой. Ударная волна вызывает 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 проф. Г. И. Покровского), и на расстоянии пяти—шести радиусов заряда превращается в упругую волну напряжения, скорость распространения которой меньше, чем ударной волны, и равна скорости звука в породе. Однако напряжения на фронте взрывной волны остаются 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 пластического действия взрыва. Она обычно ограничена 10—12-ю радиусами заряда. После прохождения взрывной волны определенное

разрушительное действие в этой зоне производят и газы взрыва, находящиеся под чрезвычайно высоким давлением $(20 \div 70) 10^8$ 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 сильно деформированная зона с системой многочисленных пересекающихся трещин (рис. 8.5).

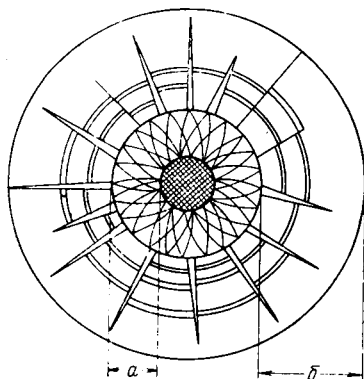
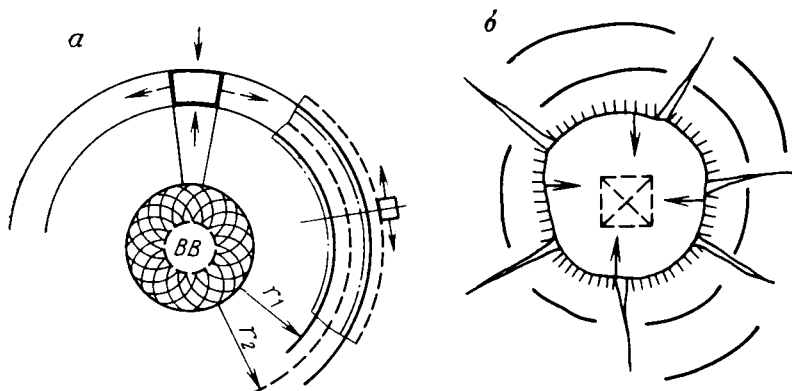


Рис. 8.5. Схема разрушения монолитной крепкой породы вокруг заряда:

а — зона измельчения; *б* — зона трещинообразования

Рис. 8.6. Схема образования радиальных и кольцевых трещин вокруг заряда



По мере удаления от заряда напряжения на фронте взрывной волны 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, *а*). Кроме того, порода под действием высокого давления деформируется, и радиусы условно выделенных

вокруг заряда сфер r_1 и r_2 увеличиваются. Вследствие этого поро- да в тангенциальном направлении испытывает растягивающие на- пряжения, которые и обеспечивают развитие в массиве радиаль- ных трещин.

Определенное влияние на раскрытие трещин оказывают и рас- ширяющиеся газы взрыва. Опыты, проведенные проф. В. Н. Коми- ром на образцах, позволили определить количество газов, прони- кающих в трещины. Для этого в заряд ВВ добавляли тонко из- мельченный кристаллический йод и по проценту кристаллов, осев- ших на стенках трещин, откуда их смывали ацетоном или эфиром, после взрыва определяли процент газообразных продуктов взры- ва, проникших в трещины. Опытами установлено, что при взры- ве без забойки в трещины проникает 30—40 %, а при взрыве с за- бойкой более 70 % газообразных продуктов. Однако установить количественное влияние газов взрыва на разрушительный эффект в массиве пород пока невозможно.

При дальнейшем удалении волны напряжений от заряда растя- гивающие тангенциальные напряжения снижаются и становятся меньше величины сопротивления породы разрыву. Поэтому за пре- делами этого расстояния разрушения не происходит, а имеются только колебательные смещения частиц породы.

После снижения давления газов в центре взрыва сильно сжа- тая порода разгружается и смещается к центру заряда, за счет чего условный радиус сферы уменьшается, а участки породы, при- лежающие к полости, испытывают напряжения растяжения в ра- диальных направлениях. В результате этого в породе появляется ряд кольцевых трещин (рис. 8.6, б).

При рассмотрении схемы действия камуфлетного взрыва на скальный массив проф. Г. И. Покровский выделил четыре стадии воздействия продуктов детонации на горную породу.

На первой стадии действия взрыва детонацион- ная волна ($v=4\div 6$ км/с) выходит на поверхность контакта ВВ— порода, на последней—генерируется ударная волна ($v=3\div 5$ км/с), напряжения на фронте которой на несколько порядков превышают предел прочности породы на сжатие.

При этом ударная волна производит интенсивное мелкодис- персное дробление породы (на частицы размером в доли милли- метра). Теоретические оценки показывают, что на этой стадии ра- диус действия взрыва промышленных ВВ очень незначителен ($0,3\div 0,5$) r_z и не достигает более одного радиуса заряда. В обла- сти действия ударной волны имеет место интенсивная диссипация энергии вследствие как разрушения породы, так и повышения энтропии разрушенной массы. При этом происходит быстрое уменьшение амплитуды ударной волны и уменьшение скорости ее распространения. В момент, когда скорость распространения удар- ной волны уменьшается до скорости распространения продольных волн $c_1 = \sqrt{E(1-\nu)/[\rho(1+\nu)(1-2\nu)]}$, ударная волна превращает- ся в упругую и начинается вторая стадия волнового упругого ди-

намического воздействия взрыва заряда ВВ на породу. Напряжения на фронте упругой волны существенно больше предела прочности породы на сжатие, поэтому передний фронт распространения упругой волны является одновременно и фронтом поверхности разрушения породы.

На второй стадии имеют место 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 напряжения уменьшаются как в результате диссипации энергии при разрушении породы, так и вследствие расхождения—увеличения длины фронта с увеличением радиуса его поверхности. В момент, когда амплитуда переднего фронта упругой волны уменьшается до значений динамической прочности породы, начинается третья стадия динамического безволнового нагружения породы.

Для третьей стадии характерно формирование нескольких зон деформирования и разрушения породы: зона мелкодисперсного дробления породы в результате действия продуктов детонации; зона радиального трещинообразования породы; зона упругого деформирования.

На третьей стадии действия взрыва наблюдаются передний фронт упругой волны, распространяющейся в массиве, фронт радиального трещинообразования и фронт ее мелкодисперсного дробления.

В конце третьей стадии действия взрыва в ближней зоне возникает уравновешенное напряженнодеформированное состояние, и из упругой волны выделяется сейсмическая волна, максимальная амплитуда которой изменяется по закону

$$\sigma_r = -\sigma_{сж.д}/\bar{r}; \quad \bar{r} = r/r_*, \quad (8.1)$$

где $\sigma_{сж.д}$ — динамический предел прочности на сжатие породы; 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 зоне упругого деформирования напряженнодеформированное состояние породы в полярной системе координат с центром в середине заряда описывается соотношениями:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= -2\sigma_{раc}/\bar{r}^3; \quad \sigma_\alpha = \sigma_\theta = -\sigma_r/2; \\ \varepsilon_i &= \frac{1}{E} [\sigma_i - \nu(\sigma_j + \sigma_k)]; \quad i \neq j; \quad i \neq k; \quad k \neq i; \\ i, j, k &= r, \alpha, \theta, \end{aligned} \quad (8.2)$$

где $\sigma_r, \sigma_\alpha, \sigma_\theta$ — главные нормальные напряжения, соответственно сжимающее радиальное и растягивающие полярное и тангенциальное; $\bar{r} = r/r_0$; r — радиус произвольной точки породы в зоне упругого деформирования; r_0 — конечный внешний радиус зоны радиаль-

ного трещинообразования; E — модуль Юнга породы; ν — коэффициент Пуассона.

Из этой формулы следует, что в каждой точке породы в зоне упругого деформирования растягивающие напряжения имеют одинаковый порядок со сжимающими. Но поскольку для горных пород $\sigma_{сж.д} \gg \sigma_{рас}$, то в них в первую очередь образуются макропоры и трещины, вследствие того что растягивающие напряжения σ_α и σ_θ достигают предельного значения $\sigma_{рас}$, в результате чего возникает зона радиального трещинообразования.

В конце третьей стадии действия взрыва распределение напряжений в зоне радиального трещинообразования описывается соотношениями

$$\begin{aligned}\sigma_r &= -\sigma_{сж.д}/\bar{r}^2; \quad \sigma_\alpha = \sigma_\theta = 0; \\ \varepsilon_r &= \sigma_r/E; \quad \varepsilon_\alpha = \varepsilon_\theta = -\nu\varepsilon_r,\end{aligned}\tag{8.3}$$

где $\bar{r} = r/r_2$; r — радиус произвольной точки породы в области $r_2 \leq r \leq r_0$; r_2 — конечный внешний радиус зоны мелкодисперсного дробления породы. Полагая в этом уравнении, что $r = r_0$, устанавливаем соотношение между r_0 и r_2 в виде

$$r_0 = r_2 \sqrt{\sigma_{сж.д}/2\sigma_{рас}}.\tag{8.4}$$

В сущности r_0 есть радиус зоны трещинообразования, т. е. радиус зоны регулируемого дробления породы; а r_2 — радиус полости, образованной в массиве при взрыве сосредоточенного заряда. Отношение $2r_2/d_v$ является коэффициентом расширения полости $K_{р.п}$, который для скальных пород имеет значение $4 \div 10$. Тогда вместо уравнения (8.4) получим

$$r_0 = \frac{dK_{р.п}}{2} \sqrt{\sigma_{сж.д}/2\sigma_{рас}}.$$

Объем полости, образованной радиальными трещинами, имеет одинаковый порядок с объемом полости, занятой продуктами детонации в конце третьей стадии действия взрыва.

В четвертой стадии в результате воздействия взрыва на массив образуются кольцевые — тангенциальные трещины в зонах радиального трещинообразования и упругого деформирования. Кольцевые трещины образуются при следующих условиях. Из полости взрыва в определенный момент по многочисленным трещинам продукты взрыва прорываются в атмосферу, вследствие чего происходит резкое падение давления, приводящее 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, под влиянием которых и возникают кольцевые трещины вокруг полости.

В случае камуфлетного взрыва удлиненного заряда процесс разрушения породы мало отличается от изложенного выше, только вместо формул (8.1) — (8.5) имеют место соотношения:

$$\sigma_r = -\sigma_{сж.д}/\bar{r}^{1/2};\tag{8.1}'$$

$$\sigma_r = -\sigma_{\text{рас}}/r^2; \quad \sigma_z = 0; \quad \sigma_\alpha = -\sigma_r; \quad (8.2)'$$

$$\sigma_r = -\sigma_{\text{сж.д}}/\bar{r}; \quad \sigma_z = \sigma_\alpha = 0; \quad (8.3)'$$

$$r_{0.у} = r_2 \frac{\sigma_{\text{сж.д}}}{\sigma_{\text{рас}}}; \quad (8.4)'$$

$$r_{0.у} = dK_{\text{р.п}} \sigma_{\text{сж.д}} / (2\sigma_{\text{рас}}). \quad (8.5)'$$

Сопоставив системы формул (8.1) — (8.5) и (8.1)' — (8.5)', видим, что при камуфлетном взрыве удлиненного заряда компоненты напряженнодеформированного состояния среды с удалением от заряда уменьшаются медленнее, чем при взрыве сосредоточенного заряда. При этом радиус зоны регулируемого дробления $r_{0.у}$ при камуфлетном взрыве удлиненного заряда оказывается в $\sqrt{2\sigma_{\text{сж.д}}/\sigma_{\text{рас}}}$ раз больше, чем соответствующий радиус зоны регулируемого дробления при камуфлетном взрыве сосредоточенного заряда $r_{0.с}$. Поскольку $\sigma_{\text{сж.д}}$ для горных пород обычно больше $\sigma_{\text{рас}}$ на порядок, то радиус разрушения для сосредоточенного заряда больше в 4—5 раз, чем радиус разрушения для удлиненного.

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 это движение все более отдаленные от поверхности участки. По массиву начинает распространяться отраженная волна, на фронте которой возникают растягивающие напряжения.

Волна растяжения является отраженной от открытой поверхности волной сжатия и распространяется так, как если бы она шла от мнимого заряда (рис. 8.7), величина которого одинакова с действительно взорвавшимся зарядом, а расположен он снаружи на расстоянии от открытой поверхности, равном л. н. с. взорванного заряда.

Поскольку порода имеет в 10—30 раз меньшее сопротивление 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 вглубь массива, смыкаясь с разрушениями, происшедшими вокруг заряда, что приводит к дроблению всего объема породы внутри воронки.

Проф. А. Н. Ханукаев предложил параметры волн напряжений, распространяющихся в массиве при взрыве, определять в котловане (4×4×3 м), заполненном водой (рис. 8.8). В вертикальных стенах котлована бурятся шпуров для размещения зарядов и в воде на расстоянии 5—8 см от стенок устанавливаются пьезодатчики для фиксации параметров преломленной волны. Параметры волны напряжений находятся по формулам:

$$k_{\text{шр}} = \frac{2\rho_{\text{в}} c_{\text{в}}}{\rho_{\text{в}} c_{\text{в}} + \rho_{\text{п}} c_{\text{п}}}; \quad (8.6)$$

$$\sigma_t = \rho_t / k_{\text{шр}}, \quad (8.7)$$

где $\rho_{всв}$ и $\rho_{псп}$ — плотности и скорости продольных волн соответственно в воде и породе; $k_{пр}$ — коэффициент преломления; σ_t — радиальное напряжение в породе, Па; p_t — давление в воде, Па.

Аналогичные измерения можно проводить на образцах породы, опущенных в котлован с водой.

Трещиноватые массивы разрушаются под действием давления газов взрыва, волны напряжений, а разрушения распространяются

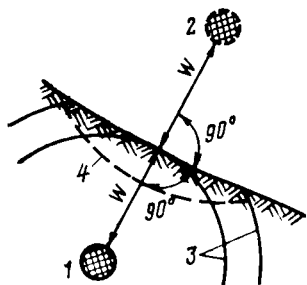


Рис. 8.7. Схема образования у открытой поверхности отраженной волны:

1 — действительный заряд; 2 — мнимый заряд; 3 — прямые волны сжатия; 4 — отраженная волна

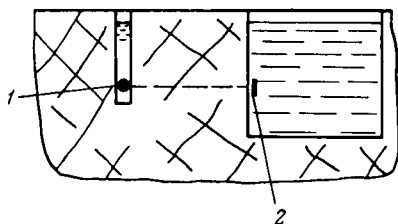


Рис. 8.8. Схема определения параметров волн напряжений в массиве при взрыве заряда:

1 — заряд ВВ; 2 — датчик

как от зарядной камеры, так и от открытых поверхностей навстречу друг другу. Под действием высокого давления газов взрыва на месте зарядной камеры образуется полость, вокруг которой расположена зона разрушенной породы.

Сквозные трещины массива являются поверхностями раздела, которые препятствуют распространению волн напряжений и разрушений за пределами зоны, ограниченной этими трещинами. У поверхности каждой трещины происходит скачкообразное падение напряжений в волне вследствие ее частичного отражения от трещины (рис. 8.9). В результате этого напряжения в трещиноватом массиве при удалении от заряда снижаются интенсивнее, а трещины от заряда распространяются на меньшее расстояние чем в монолитном. За пределами отдельностей, контактирующих с зарядом, порода разрушается в основном под действием механического соударения отдельностей. Поэтому в массиве породы создается несколько очагов разрушения под действием прямых отраженных волн и газов взрыва.

Таким образом, в трещиноватом массиве имеют место два механизма разрушения отдельностей при взрыве: волновой характерен для отдельностей, через которые проходит заряд, или которые расположены в непосредственной близости от него (имеют контакт с зарядом); кинетический (механический) характерен для отдельностей, расположенных за пределами зоны волнового действия взрыва.

При большой глубине заложения заряда на открытой поверхности возникают сейсмические колебания и небольшая выпуклость над центром заряда. В конце действия взрыва радиальные компоненты напряженнодеформированного состояния породы, а также амплитуды перемещения ее поверхностных частиц над зарядом имеют примерно в два раза большие значения, чем на глубине W под зарядом.

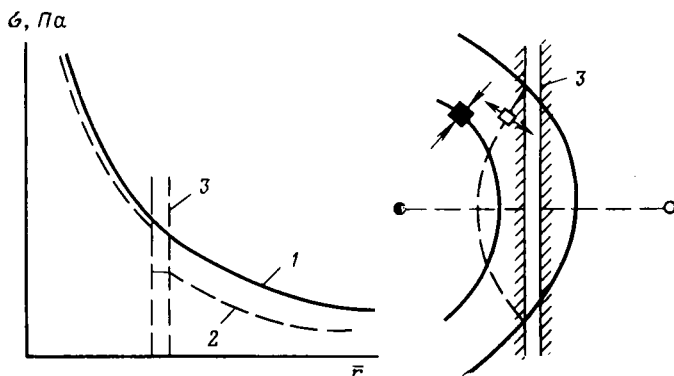


Рис. 8.9. Схема падения величины напряжений от взрыва в массиве: 1 — монолитный массив; 2 — трещиноватый массив; 3 — плоскости трещины в массиве

Скорости и амплитуды перемещения частиц породы на открытой поверхности увеличиваются, и при некоторой величине W_* на поверхности возникает откол породы:

$$W_* \approx 0,7r_2 \sigma_{\text{сж.д.}} / \sigma_{\text{рас}} = r_3. \quad (8.8)$$

Падающая на открытую поверхность сейсмическая волна сжатия (рис. 8.10) отражается от этой поверхности в виде волны растяжения. При достаточно глубоком заложении радиальное напряжение σ_r в отраженной волне оказывается существенно меньше $\sigma_{\text{рас}}$. С уменьшением W значение σ_r возрастает, и при $W_* = r_3$ напряжение $\sigma_r = \sigma_{\text{рас}}$, а отраженная волна вызывает откол породы (см. рис. 8.1, б).

Из сопоставления r_3 и r_0 по формуле (8.4) следует, что r_3 существенно больше r_0 . Следовательно, откол породы происходит раньше, чем образуются радиальные трещины.

Процесс откола породы на сторонах трещины имеет место и при взрыве заряда в трещиноватом массиве; но в этом случае необходимо обеспечение ширины зияния трещины порядка 1 мм, чтобы произошло отражение падающей волны. Поскольку трещины могут быть расположены под разными углами по отношению к падающей волне, а ширина трещины может быть и менее 1 мм, то откол породы на сторонах трещины происходит не всегда. Отсюда можно определить максимально возможное расстояние, до которого происходит откол породы на трещине, а величина r_3 ха-

рактирует радиус зоны нерегулируемого дробления породы, т. е. зоны, в которой разрушение может и не произойти.

Для удлиненного заряда радиус зоны нерегулируемого дробления в соответствии с уравнением (8.1)

$$r_{з.н} = 0,7r_2 (\sigma_{сж.д}/\sigma_{рас})^2. \quad (8.8)'$$

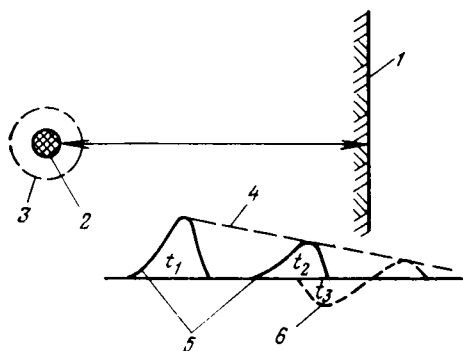


Рис. 8.10. Схема отражения сейсмической волны от открытой поверхности:

1 — открытая поверхность; 2 — заряд; 3 — полости взрыва; 4 — огибающая максимальных амплитуд сейсмической волны; 5 — падающие сейсмические волны сжатия в моменты времени t_1 и t_2 ; 6 — отраженная волна растяжения в момент времени t_3

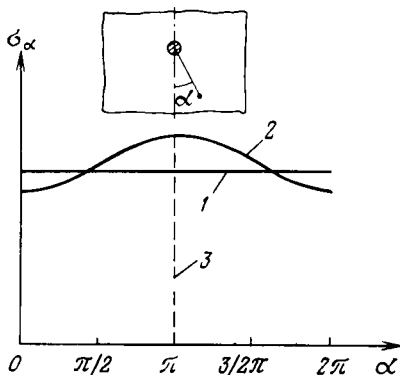


Рис. 8.11. Характер измерения азимутального растягивающего напряжения по окружности вокруг заряда:

1 — камуфлетный взрыв; 2 — взрыв заряда вблизи открытой поверхности; 3 — π соответствует направлению л. н. с.

Из сопоставления равенств (8.8) и (8.8') следует, что радиус зоны нерегулируемого дробления при взрыве удлиненных зарядов на порядок больше соответствующего радиуса при взрыве сосредоточенного заряда.

Значения r_3 , найденные по формулам (8.6) и (8.8'), определяют максимальные радиусы зон нерегулируемого дробления.

С дальнейшим приближением заряда к открытой поверхности при $W < r_3$ происходит изменение симметричного распределения напряженнодеформированного состояния породы вблизи заряда. Зона радиального трещинообразования приобретает грушевидную форму, а по направлению л. н. с. происходит прорастание трещины при $Wr = 2r_0$. Теоретический анализ показывает, что на этой линии тангенциальные и радиальные растягивающие напряжения достигают максимальных значений, т. е. если вокруг заряда описать окружность радиуса r , то зависимость $\sigma_\alpha = \sigma_\theta$ от угла α по этой окружности имеет вид, приведенный на рис. 8.11.

Именно поэтому трещина разрушения в первую очередь возникает на л. н. с. В дальнейшем при уменьшении глубины заложения заряда приблизительно до $W_3 = \sqrt{2}r_0$ образуются трещины,

формирующие воронку выброса, приводящие к отколу от массива своеобразных консолей.

Таким образом, для взрывов зарядов, размещенных вблизи открытой поверхности, можно указать четыре области: $W > r_3$ — камуфлетный взрыв без заметных нарушений на открытой поверхности; $r_3 \geq W > 2r_0$ — откол породы на открытой поверхности; $2r_0 \geq W > \sqrt{2}r_0$ — откол породы на открытой поверхности и трещины по л. н. с. (зоны радиального трещинообразования и мелко-дисперсного дробления принимают грушевидную форму); $W \leq \sqrt{2}r_0$ — образуется воронка выброса.

8.3. РАЗРУШЕНИЕ 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 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 интерференция волн напряжений (рис. 8.12, а) с заметной разницей в интенсивности дробления среды по линии, соединяющей заряды, и в направлении л. н. с. (рис. 8.12, б).

При встрече волн напряжений от соседних зарядов напряженное состояние среды резко меняется. Рассмотрев элемент среды, выделенный из массива на линии, соединяющей соседние заряды (рис. 8.13), сделаем вывод, что в направлении, перпендикулярном к линии между зарядами, действуют увеличенные по сравнению с одиночным взрыванием растягивающие напряжения. Это обуславливает усиленное действие взрыва и образование магистральной трещины по линии скважин без интенсивного дробления породы вокруг нее, особенно при небольшом коэффициенте сближения скважин (отношение расстояния между скважинами к ее л. н. с. и с. п. п.).

Опытами на моделях, составленных из блоков, установлено, что радиус разрушения отдельностей по линии, соединяющей одновременно взрывааемые заряды, увеличивается в 1,6—2 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 взрывааемые заряды, использован при контурном взрывании (проходка выработок), конструировании многорядных схем короткозамедленного взрывания (отбойка на карьерах).

В определенных объемах породы, расположенной между скважинами и открытой поверхностью в глубине взрываемого массива,

имеются зоны, где происходит взаимная компенсация напряжений, появляющихся в массиве от взрыва соседних зарядов, и общее ослабление напряженного состояния по сравнению с одиночным взрыванием. В этих зонах (рис. 8.13, 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 увеличением коэф-

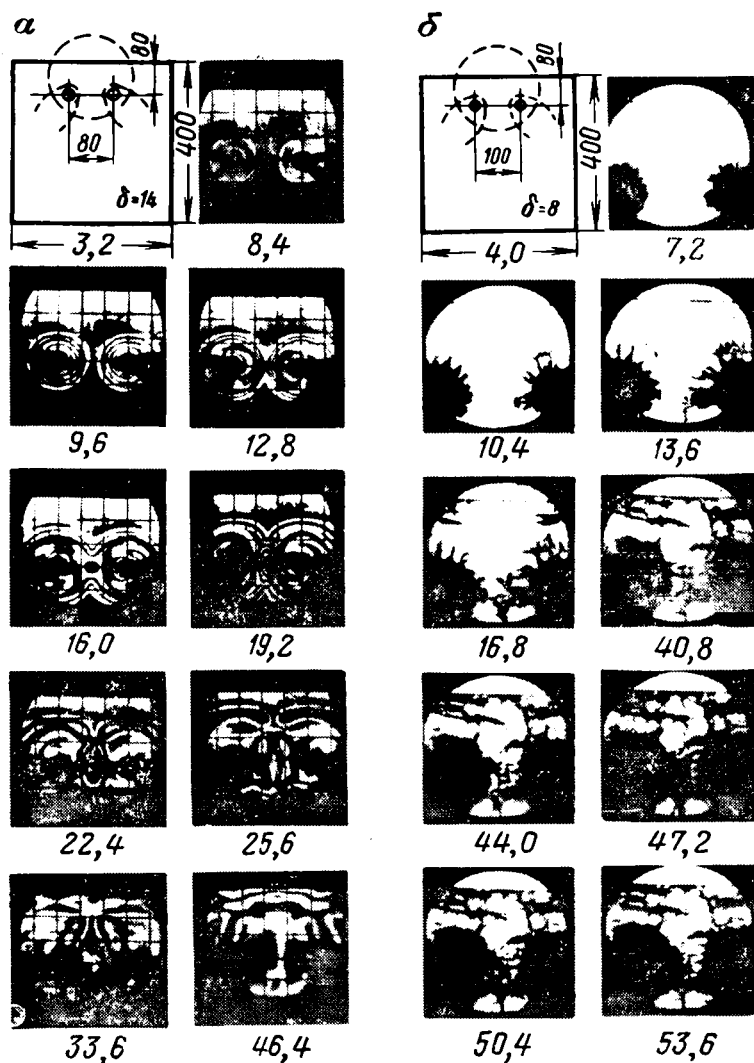


Рис. 8.12. Кинограммы взаимодействия соседних зарядов при их одновременном взрывании

коэффициента сближения скважин ($m > 2$) и применением разновременного взрывания соседних зарядов.

При взрыве одиночного удлиненного заряда в области упругого деформирования в породе генерируются радиальные напряжения сжатия σ_r и тангенциальные растягивающие напряжения $\sigma_\alpha = -\sigma_r = \sigma_{\text{рас}}/\bar{r}^2$. При одновременном взрыве удлиненных зарядов

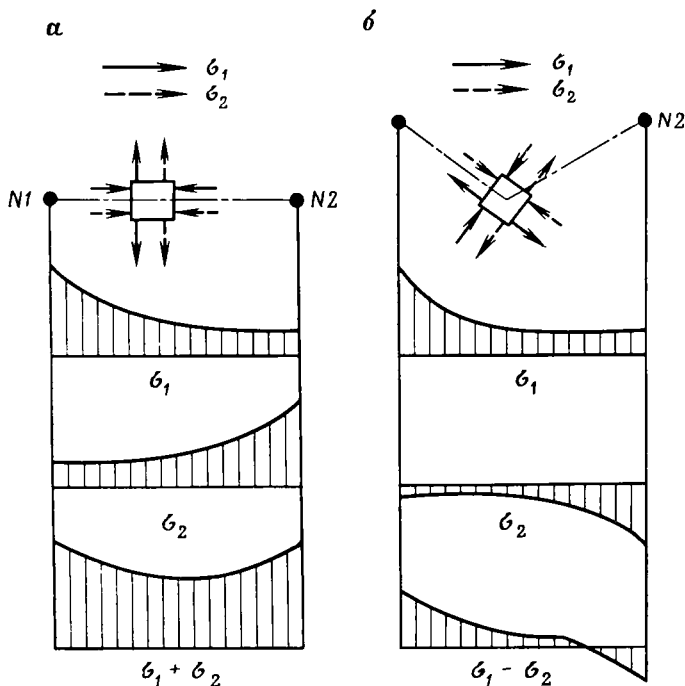


Рис. 8.13. Схема напряженного состояния различных участков массива при одновременном взрыве двух соседних зарядов:

a — на линии, соединяющей заряды; b — в глубине массива между зарядами

№ 1 и № 2 (см. рис. 8.13) имеет место сложение сжимающих радиальных напряжений и растягивающих азимутальных. При этом в плоскости расположения зарядов напряжения σ_{r1} и σ_{r2} , а также $\sigma_{\alpha 1}$ и $\sigma_{\alpha 2}$ совпадают по направлению и по знаку. Поэтому образование трещины между зарядами № 1 и № 2 по плоскости их расположения произойдет по крайней мере при $a = 2\sqrt{2}r_0$.

С удалением от плоскости расположения зарядов радиальные σ_{r1} и тангенциальные $\sigma_{\alpha 1}$ напряжения, генерируемые в 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 по-

роде от действия этих зарядов, будет уменьшаться. Рассмотрим суммарные напряжения, возникающие в породе на полуокружности, построенной на диаметре с центром в середине расстояния между зарядами. Как известно, на этой окружности радиусы, проведенные из центров зарядов № 1 и № 2, пересекаются под прямым углом. Так что на этой окружности напряжение σ_{r1} будет совпадать по направлению с напряжением $\sigma_{\alpha 2}$, а $\sigma_{\alpha 1}$ — с σ_{r2} . Поэтому главные суммарные напряжения

$$\sigma_{\Sigma 1} = \sigma_{r1} + \sigma_{\alpha 2}; \quad \sigma_{\Sigma 2} = \sigma_{\alpha 1} + \sigma_{r2}.$$

Поскольку величины σ_r и σ_α разного знака, то суммарные напряжения $\sigma_{\Sigma 1}$ и $\sigma_{\Sigma 2}$ по абсолютной величине будут меньше каждого из радиальных и тангенциальных. В точке же, расположенной на одинаковых расстояниях от зарядов № 1 и № 2, $\sigma_{r1} = \sigma_{r2} = -\sigma_{\alpha 2} = -\sigma_{\alpha 1}$, т. е. в ней напряжения равны нулю. Таким образом 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° к плоскости зарядов, напряжения равно нулю.

Взаимное влияние при взрыве двух удлиненных зарядов будет существенным, когда радиус области радиального трещинообразования по плоскости зарядов будет больше среднего размера на 20 % и более. Это значит, что при $\bar{r} = 1,2$ суммарное напряжение от 1-го и 2-го зарядов достигло предельного значения:

$$\sigma_{\alpha 1} + \sigma_{\alpha 2} = \sigma_{\text{рас}} = \sigma_{\text{рас}}/1,2^2 + \sigma_{\text{рас}} / \left(\frac{a}{r_0} - 1,2 \right)^2. \quad (8.9)$$

Решив это уравнение относительно a/r_0 , получим

$$a = r_0 1,2 \left(1 + 1/\sqrt{0,44} \right) \approx 3r_0,$$

где r_0 — радиус зоны регулируемого дробления, м.

Таким образом, взаимодействие двух удлиненных зарядов имеет место при расстояниях $a \leq 3r_0$. При $a \leq 2,8r_0$ трещины от обоих зарядов сомкнутся, образуя одну полость. Это приведет к изменению напряженнодеформированного состояния породы вокруг зарядов, и 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 $a > 3r_0$ наблюдается разрушение породы как при взрыве одиночных зарядов.

Первая область ($a \leq 2,8r_0$) обычно используется при контурном взрывании и при добыче штучного камня, а вторая ($a \geq 3r_0$) — при дроблении горных пород.

Выявленная закономерность показывает, что для улучшения дробления породы сближать удлиненные заряды, повышать удельный расход ВВ можно только до определенного предела для каж-

дой породы. С дальнейшим же увеличением (сближение зарядов) дробление породы может ухудшиться и повысится выход крупных фракций.

8.4. РАЗРУШЕНИЕ ПОРОД ПРИ КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОМ ВЗРЫВАНИИ

Короткозамедленным называется последовательное взрывание серий или отдельных зарядов с интервалами в тысячные доли секунды. Иногда этот метод называют миллисекундным.

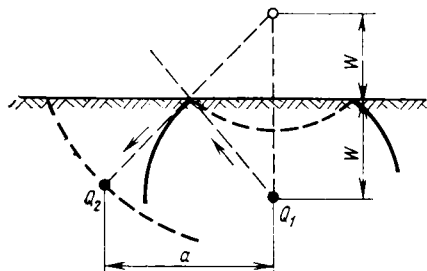


Рис. 8.14. Схема интерференции волн напряжений при к.з.в. соседних зарядов

Основными факторами, определяющими эффективность к.з.в., являются интервал замедления и последовательность разрушения массива. Они изменяются в зависимости от свойств пород, схемы расположения зарядов, задачи взрыва (дробление, перемещение породы и т.д.).

При к.з.в. происходит взаимодействие взрывов зарядов смежных серий. Получаемый при к.з.в.

эффект определяется следующими факторами: интерференцией волн напряжений от соседних зарядов; образованием дополнительных открытых поверхностей; соударением разлетающихся кусков при взрыве соседних зарядов.

При малых интервалах имеет место интерференция волн напряжений, при средних — образование дополнительных открытых поверхностей, при больших — соударение кусков. Таким образом, все перечисленные факторы следует рассматривать как составные элементы единого процесса взаимодействия зарядов при к.з.в.

Ниже рассмотрены основные виды взаимодействия взрывов зарядов при к.з.в. 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 (рис. 8.14) от заряда распространяется до открытой поверхности и, отражаясь от нее, образует отраженную волну растяжения, которая распространяется вглубь массива.

Второй заряд Q_2 должен быть взорван в момент, когда волна растяжения от первого заряда проходит через место расположения заряда Q_2 , облегчает его действие и увеличивает эффект разрушения в массиве. Требуемый интервал замедления (t) для обеспечения интерференции волн напряжения рекомендуется определять по формуле проф. Г. И. Покровского

$$t = \sqrt{a^2 + 4W^2/v_M},$$

где a — расстояние между зарядами, м; W — л. н. с., м; v_m — скорость распространения волн напряжений в массиве, м/с.

Длительность упругих колебаний в массиве породы после взрыва в зоне разрушения не превышает 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 значение для дробления оказывается несущественным.

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 расстояния между зарядами меняются, то использовать этот эффект в реальных условиях проведения взрывных работ весьма затруднительно.

Интерференция волн напряжений может также происходить и в режиме их взаимного погашения, когда от действия этих волн разрушений не будет. Это происходит на расстояниях существенно больших размеров зон дробления.

Дополнительные открытые поверхности при взрыве предыдущих серий зарядов обеспечивают образование в массиве дополнительных отраженных волн растяжения от взрыва последующих серий. Это увеличивает эффект разрушения, ослабляет массив и облегчает его окончательное разрушение давлением газов взрыва. В сторону открытых поверхностей происходит сдвиг породы при ее разрушении.

При взрывании заряда объем разрушения увеличивается примерно пропорционально числу открытых поверхностей массива (рис. 8.15), так как взрыв с точки зрения разрушения происходит в более благоприятных условиях.

Дробление породы всегда происходит с увеличением ее первоначального объема при 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 оказывает дополнительное сопротивление следующему взрыву. Поэтому ширина пространства между нарушенной и ненарушенной частями массива должна быть пропорциональна л. н. с. и коэффициенту разрыхления данной породы.

Необходимая ширина пространства для получения открытой поверхности по данным опытов должна быть в пределах $(1/20 \div 1/30) W$ (рис. 8.16).

Интервал замедления (мс) между взрывами зарядов следует выбирать исходя из того, что за это время должна от массива отделиться часть породы на достаточное расстояние, чтобы образовавшаяся щель стала открытой поверхностью, т. е.

$$t = t_1 + t_2 + t_3, \quad (8.10)$$

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.

Обычно $t_1 = 1 \div 2$ мс мало по сравнению с t_2 и t_3 . Поэтому можно принять $t = t_2 + t_3$.

Из геометрических соображений

$$t_2 = W / (v_{\text{тр}} \eta \cos \alpha),$$

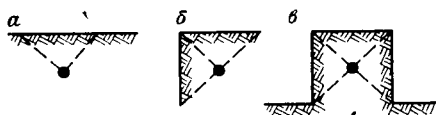


Рис. 8.15. Изменение условий действия взрыва в зависимости от числа открытых поверхностей:

а, б, в — соответственно с одной, двумя и тремя открытыми поверхностями

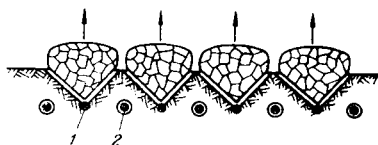


Рис. 8.16. Схема образования дополнительных открытых поверхностей при короткозамедленном взрывании:

1 — заряд, взрываемый мгновенно; 2 — заряд, взрываемый с замедлением

где $v_{\text{тр}}$ — скорость образования трещин при взрыве, м/с; $\eta = 0,5 \div 1,0$ коэффициент трещиноватости; α — угол полураствора воронки (призмы) разрушения, принимаемый в расчетах около 45° . Для пород с $v_{\text{тр}} = 1700 \div 2000$ м/с и скважин диаметром $220 \div 250$ мм $t_2 = 15 \div 10$ мс.

Если принять, что разрушаемый взрывом объем породы сдвигается как монолитная призма, то

$$t_3 = 10^{-6} W^2 \rho \operatorname{tg} \alpha / d,$$

где ρ — плотность породы, г/см³.

Для скважин диаметром 220—250 мм при плотности пород $2,2 \div 2,8$ г/см³ $t_3 \approx 10 \div 15$ 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 взрывааемых пород.

Оптимальный интервал замедления при взрывании в подготовительных выработках угольных шахт (мс) может быть определен по следующей эмпирической формуле:

$$t = 31,5 W \sqrt[4]{\frac{1}{c\rho}} - 6 \sqrt[4]{\frac{1}{c\rho}} + 9,6, \quad (8.11)$$

где c — скорость распространения продольных волн в породе, мс; ρ — плотность породы, кг/м³.

Развитием к. з. в. является предложение о применении внутри-скважинных 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 позволя-

ет дополнительно улучшить дробление породы и снизить сейсмическое воздействие взрыва.

До настоящего времени нет общепризнанной теории к. з. в. и методики выбора интервала замедления, а поэтому рекомендуемые параметры к. з. в. определяются на основе опытных взрывов.

Соударение перемещающихся от взрыва 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 дробление породы улучшается, если направления разлета кусков породы пересекаются под углом не менее 90° . В случае порядного взрывания взорванная порода переднего фронта последующего взрыва (скорость 20—60 м/с) соударяется с породой заднего фронта предыдущего взрыва (скорость 3—6 м/с).

Расчетами установлено, что при разности скоростей движения более 15 м/с происходит дробление соударяющихся кусков. При взрывах с высокими удельными расходами ВВ разность скоростей может быть значительно выше, особенно при врубовых и встречных схемах к. з. в.

При к. з. в. процесс разрушения массива зарядами первой очереди аналогичен разрушению взрывом одиночного заряда. В результате действия взрыва призма выброса оказывается раздробленной, а под действием остаточного давления газообразных продуктов взрыва происходит ее сдвигание. Массив в этот период находится в напряженном состоянии. При взрыве зарядов второй и последующих очередей с малыми интервалами замедлений в массиве возникает сложная картина интерференции волн напряжений (прямых и отраженных от взрыва последующих зарядов). Время нахождения участка массива в напряженном состоянии увеличивается, уменьшается сейсмическое действие взрыва на окружающие сооружения в результате одновременного взрыва меньшего числа зарядов, уменьшается заколообразование за линию шпуров или скважин.

8.5. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ РАСЧЕТА РАЗРУШАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ ЗАРЯДОВ

Сущность применяемых методов расчета разрушающего действия зарядов состоит в определении расчетного удельного расхода ВВ на 1 м^3 (τ) взрываемого массива и в определении расчетного объема массива, разрушаемого при взрыве.

Удельный расход ВВ зависит от свойств пород (крепости и трещиноватости), метода ведения взрывных работ (шпуровыми, скважинными или камерными зарядами) и цели взрыва (на простреливание, на дробление, на выброс породы). Значение удельных расходов ВВ принимается на основе анализа выполненных ранее взрывов и уточняется для конкретных горных предприятий и горных выработок. На основе анализа промышленных взрывов на предприятии составляется классификация горных

пород по их взрываемости (обычно три—восемь категорий пород) и для каждой категории рекомендуется расчетный удельный расход ВВ.

При определении объема взрываемого массива обычно пользуются элементарным расчетом, уподобляя взрываемый объем какой-то геометрической фигуре. Как правило, фактический объем разрушаемой породы не соответствует расчетному и, следовательно, удельный расход ВВ, вводимый в расчетные формулы из таблиц, не соответствует фактическому удельному расходу ВВ. Для упрощения в дальнейшем в книге будем пользоваться понятием расчетный удельный расход ВВ с учетом сделанных оговорок, так как некоторая неточность не влияет на конечный результат взрыва.

Рассмотрим в общем виде принципы расчета сосредоточенных и удлиненных зарядов рыхления (дробления) и выброса, на базе которых в дальнейшем изложены способы расчета зарядов для конкретных условий.

Сосредоточенные заряды дробления. Исходные расчеты ведутся из предположения, что при взрыве образуется конусообразная воронка взрыва, угол при вершине которой составляет 90° . Объем такой воронки (m^3), называемой нормальной, равный объему ко-

$$V = \frac{1}{3} \pi r^2 W.$$

Учитывая, что при нормальной воронке показатель действия взрыва $n=1$, а следовательно, $r=W$, и приняв $\pi=3$, найдем

$$V = \frac{1}{3} 3W^2 W \approx W^3$$

и расчетная формула принимает вид

$$Q_n = q_n W^3, \quad (8.12)$$

где q_n — расчетный удельный расход ВВ для нормальной воронки, $кг/м^3$.

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 разрушение породы при показателе действия взрыва меньше единицы происходит с меньшими удельными расходами ВВ, а при показателе действия взрыва больше единицы с большими по сравнению со стандартными удельными расходами, так как 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). При этом формула расчета зарядов принимает вид

$$Q = f(n) q_n W^3, \quad (8.13)$$

$f(n) > 1$ при $n > 1$; $f(n) = 1$ при $n = 1$; $f(n) < 1$ при $n < 1$.

Союзвзрывпромом установлено, что для зарядов дробления (рыхления) численное значение функции показателя действия

ТАБЛИЦА 8.1

Расчетный удельный расход аммонита № 6 ЖВ

Порода	Группа грунтов (пород) по СНиП	Коэффициент крепости f	Плотность пород, кг/м ³	Расчетный удельный расход ВВ (кг/м ³) для зарядов	
				рыхления q_p	выброса q_b
Песок	I	—	1500	—	1,6—1,8
Песок плотный или влажный	I—II	—	1650	—	1,2—1,3
Суглинок тяжелый	II	—	1750	0,35—0,4	1,2—1,5
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, выщелоченный мергель	IV—V	0,8—1	1850	0,25—0,3	0,9—1,2
Гипс	IV	1—1,5	2250	0,35—0,45	1,5
Известняк-ракушечник	V—IV	1,5—2	2100	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV—VI	1—1,5	1900	0,3—0,4	1,0—1,3
Туфы трещиноватые	V	1,5—2	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
плотные, тяжелая пемза	IV—VI	2,3—3	2200	0,35—0,45	1,1—1,4
Конгломерат, брекчия на известковом и глинистом цементе					
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдистый, серицитовый мергель	VI—VII	3—6	2200	0,4—0,5	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII—VIII	5—6	2700	0,4—0,5	1,2—1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII—IX	6—8	2800	0,45—0,7	1,2—2,1
Гранит, гранодиорит	VII—X	6—12	2800	0,5—0,7	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, таббро	IX—XI	6—8	3000	0,6—0,75	1,7—2,2
Кварцит	X	12—14	2600	0,5—0,6	1,6—1,8
Порфирит	X	16—20	2800	0,7—0,75	2,0—2,2

Примечания: 1. В случае применения других ВВ приведенные в таблице значения q_p и q_b следует умножить на переводной коэффициент e (табл. 8.2). 2. Коэффициент q_p называют расчетным удельным расходом ВВ для зарядов нормального рыхления, его величина определена из выражения $q_p = q_b N_q$; величину q_b называют расчетным удельным расходом ВВ для зарядов выброса, которая для данного ВВ зависит от свойств породы; N_q — относительная масса заряда, определяющая характер действия взрыва, равная отношению массы данного заряда к массе заряда нормального действия при одной и той же л. н. с. Для получения заданного характера действия взрыва заряда принимают для наибольшего камуфлета $N_q \approx 0,2$; для нормального рыхления $N_q 0,30$; для усиленного выброса $N_q > 1$.

взрыва может быть принято $f(n)=0,33$, т. е. величина сосредоточенного заряда рыхления

$$Q_p = 0,33q_n W^3. \quad (8.14)$$

Для определения значения функции $f(n)$ имеется много формул, однако большинство из них в практике взрывных работ не применяется. Обычно расчетный удельный расход ВВ принимают по специальным таблицам и уточняют в процессе ведения взрывных работ с учетом свойств взрываеваемых пород и задач взрыва.

Сосредоточенные заряды выброса. На строительстве плотин и иногда на карьерах применяют взрывы зарядов для выбросов большей части горной породы из контуров воронки взрыва или перемещения породы на определенное расстояние.

Применение этого способа в 30-х годах на ряде карьеров для сооружения траншей взрывами на выброс позволило сократить сроки их строительства и снизить стоимость работ.

Расчет зарядов выброса (кг) производится по формуле М. М. Борескова

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) q_n W^3, \quad (8.15)$$

где $f(n)=0,4+0,6n^3$ — функция показателя действия взрыва.

ТАБЛИЦА 8.2

Относительная работоспособность зарядов ВВ по идеальной работе взрыва (эталон-аммонит № 6ЖВ) e

ВВ	$e = \frac{A_{ЭТ}}{A_{ВВ}}$	ВВ	$e = \frac{A_{ЭТ}}{A_{ВВ}}$
Акватол М-15	0,76	Акватол МГ	0,93
Граммонал А-45	0,79	Акватол АВМ	0,95
Карбатол ГЛ-10В	0,79	Гранулит АС-4 (АС-4В)	0,98
Граммонал А-8	0,80	Аммонит № 6ЖВ	1,0
Аммонит скальный № 1	0,80	Граммонит 79/21	1,0
Аммонал скальный № 3	0,80	Ифзанил Т-80	1,08
Детонит М	0,82	Граммонал А-50	1,10
Алюмотол	0,83	Ифзанил Т-60	1,10
Гранулит АС-8 (АС-8В)	0,89	Гранулит М	1,13
Аммонал водоустойчивый	0,90	Игданит	1,13
		Гранулотол	1,20

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. 8.1.

При значении л. н. с. больше 25 м формула М. М. Борескова дает заниженные величины зарядов. Поэтому для таких зарядов проф. Г. И. Покровский совместно с работниками Союзвзрывпрома ввел поправочный коэффициент $\sqrt{W/25}$:

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) q_n \sqrt{W/25} W^3. \quad (8.16)$$

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 :

$$H = W/3 + W/4 = 7W/12,$$

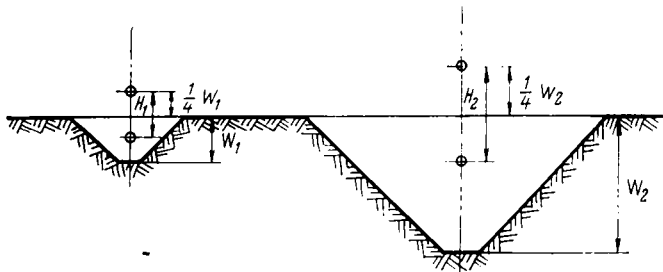


Рис. 8.17. Схема, поясняющая введение поправки Г. И. Покровского в формулу М. М. Борескова на глубину заложения заряда

где $W/3$ — расстояние от центра тяжести грунта до открытой поверхности, м; $W/4$ — необходимая минимальная высота подъема центра тяжести грунта над поверхностью для обеспечения нормального выброса, м.

С увеличением W значение скорости выброса грунта должно увеличиваться, чтобы обеспечить подъем центра тяжести выбрасываемого грунта на большую высоту ($0,25W$), чем при меньших значениях (рис. 8.17).

Удлиненные заряды дробления. Для одиночных удлиненных зарядов объем разрушения прямо пропорционален W^2 , для серии зарядов при уступной отбойке (рис. 8.18) разрушенный объем породы $V = aHW$. Обычно $m = a/W$, тогда

$$V = mW^2 H,$$

где H — высота взрывааемого массива, м; m — коэффициент сближения зарядов.

Для удлиненных зарядов определенного диаметра существует некоторая величина л. н. с., превышение которой сопровождается некачественным взрывом. Величина ее, выраженная в диаметрах заряда, при эталонном ВВ может являться характеристикой взрываемости пород. Ориентировочно величина л. н. с. (м) для одиночных зарядов может быть определена по формуле С. А. Давыдова

$$W = 53k_T d_3 \sqrt{\Delta/\rho e}, \quad (8.17)$$

где $K_T = 1,0 \div 1,2$ — коэффициент трещиноватости пород; d_3 — диаметр заряда, м; Δ — плотность ВВ в скважине, г/см³; e — относительная работоспособность ВВ (к аммониту № 6ЖВ); ρ — плотность пород, г/см³.

Величина л. н. с. одиночного заряда аммонита №6ЖВ находится в пределах $35 \div 40 d_3$. Величина л. н. с. 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 меньших отношениях l_3/d_3 радиус разрушения уменьшается (рис. 8.19).

Обычно взрывают серии зарядов, расположенных в один или несколько рядов. Вследствие взаимодействия соседних зарядов ве-

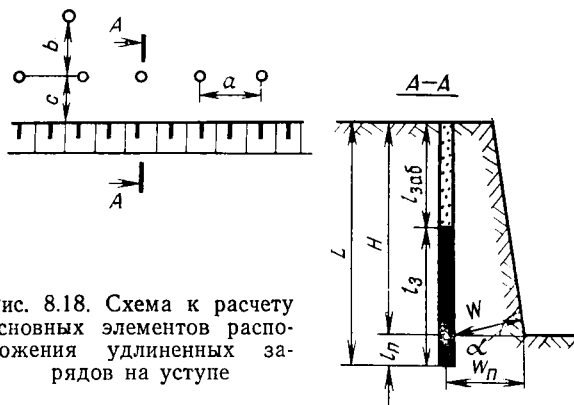


Рис. 8.18. Схема к расчету основных элементов расположения удлиненных зарядов на уступе

личина преодолеваемой л. н. с. возрастает. Степень взаимодействия зарядов зависит от расстояния между ними и интервала замедления. При мгновенном взрывании зарядов в ряду и $m \leq 0,6$ предельная л. н. с. увеличивается примерно на 20 %, при к. з. в. с большим интервалом и $m \geq 1,2$ увеличения л. н. с. по сравнению с одиночным взрывом не происходит.

Удлиненные заряды рассчитывают исходя из объема породы, разрушаемого одним зарядом: $Q_1 = qV$. При расчетной величине заряд должен заполнить скважину, емкость которой характеризуется вместимостью (величиной заряда p_3 на 1 м). При длине забойки $0,75W$ заряд $Q_2 = p_3(L - 0,75W)$, где L — длина скважины, м.

Приравняв $Q_1 = Q_2$, получим квадратное уравнение

$$qHnW^2 + 0,75p_3W - p_3L = 0.$$

Решив его при $m=1$, получим известную формулу Союзвзрывпрома

$$W = \frac{\sqrt{0,56p_3^2 + 4qp_3HL} - 0,75p_3}{2qH}, \quad (8.18)$$

или

$$W \approx 0,9 \sqrt{p_3/q}. \quad (8.19)$$

Выразив массу заряда в скважине в виде

$$Q_2 = 10 \frac{\pi d^2}{4} \Delta \tau H = 7,85 d^2 \Delta \tau H$$

и приняв его равным Q_1 , получим

$$qmHW^2 = 7,85d^2 \Delta\tau H,$$

в результате определим л. н. с.

$$W = d \sqrt{7,85\Delta\tau/(qm)}, \quad (8.20)$$

где τ — коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом.

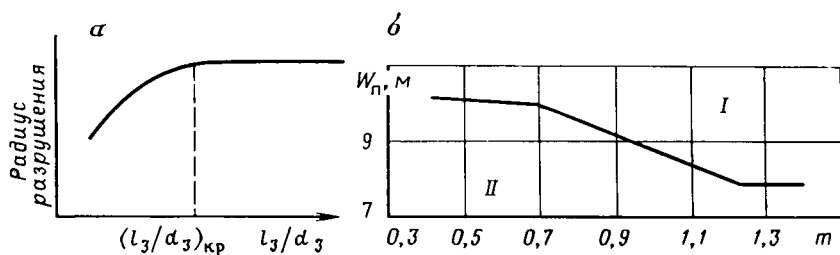


Рис. 8.19. Зависимость преодолеваемой л. н. с. удлиненным зарядом:
а — от величины l_3/d_3 ; б — от величины $m = a/W$; I — пороги, II — нет порогов

Большинство известных формул являются производными от указанных и отличаются лишь значениями коэффициентов или формой записи.

8.6. СЕЙСМИЧЕСКОЕ ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА

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 волны. Эти волны распространяются с большей скоростью, чем другие типы упругих волн, и первыми достигают заданной точки.

Скорость продольных и поперечных волн (м/с), соответственно:

$$c_p = \sqrt{\frac{Eg(1-\mu)}{10\rho(1+\mu)(1-2\mu)}}; \quad c_s = \sqrt{\frac{Eg}{20\rho(1+\mu)}},$$

где E — модуль упругости, Па; g — ускорение свободного падения, м/с²; ρ — плотность среды, кг/м³; μ — 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—1,6 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 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 отсутствует. 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 увеличения расстояния от эпицентра взрыва определяются действием максимальных колебаний волн одного типа, а не всей энергией упругих волн.

Для выражения параметров сейсмических волн используются параметры энергетического и геометрического подобия:

приведенная масса заряда ($\text{кг}^{1/3} \text{м}^{-1}$)

$$\bar{Q} = \sqrt[3]{Q/R}, \quad (8.21)$$

приведенное расстояние ($\text{м} \cdot \text{кг}^{-1/3}$)

$$\bar{R} = R/\sqrt[3]{Q}, \quad (8.22)$$

амплитуда колебания

$$A = k_1 \left(\sqrt[3]{Q/R} \right)^2, \quad (8.23)$$

где k_1 — опытный коэффициент, зависящий от типа волн и свойств пород; Q — масса одновременно взрываемого заряда, кг; R — расстояние от заряда до точки замера, м.

Период колебания при расстояниях до 7 км

$$T = k_2 \lg R. \quad (8.24)$$

Периоды колебаний, характерные для водонасыщенных грунтов $k_2 = 0,11 \div 0,13$, для рыхлых пород $k_2 = 0,06 \div 0,09$, для крепких пород $k_2 = 0,01 \div 0,03$, т. е. для крепких пород характерны колебания более высокой частоты.

Период колебаний зависит также от величины заряда Q . В результате экспериментальных исследований сейсмических колебаний в лёссовых 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.

Акад. АН СССР М. А. Садовский предложил формулу для определения скорости смещения грунта

$$v = k_3 \left(\sqrt[3]{Q/R} \right)^v. \quad (8.25)$$

Если радиус заряда выразить через массу заряда

$$Q = \frac{4}{3} \pi \rho_{\text{ВВ}} R_0^3, \text{ то}$$

$$v = k_3 \left(\sqrt[3]{\frac{4}{3} \pi \rho_{\text{ВВ}}} \right)^v \left(\frac{R_0}{R} \right)^v = A k_3 \left(\frac{R_0}{R} \right)^v. \quad (8.26)$$

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 в пределах 50—600. Коэффициенты v и k_3 для конкретных условий определяют инструментальными замерами.

Акад. 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 $f(n)$:

$$v = \frac{200}{\sqrt[3]{f(n)}} \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5}. \quad (8.27)$$

Скорость колебаний грунта в средней и дальней зонах взрывов рассредоточенных зарядов (типа серий скважин на карьере) может быть оценена по формуле

$$v = (250 \pm 150) \left(\sqrt[3]{Q/R} \right)^{1,5}. \quad (8.28)$$

В случае короткозамедленного взрывания сейсмический эффект зависит от времени замедления τ и числа групп зарядов N . Начиная с некоторого замедления $\tau_{\text{опт}} = T/2$, дальнейшее его увеличение не влияет на сейсмический эффект. При этом если $\tau > \tau_{\text{опт}}$, то скорость зависит только от числа групп зарядов.

Если массы зарядов в группах примерно равны, то для определения скорости колебаний можно использовать формулу

$$v = \frac{k_3}{\sqrt[3]{N}} \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5}.$$

При взрывах напряжения и относительные деформации зданий и сооружений прямо пропорциональны скорости колебаний. Поэтому скорость смещения частиц грунта наиболее удобна для характеристики сейсмического действия взрыва.

Деформации и разрушение односторонних сооружений, расположенных на одинаковых по свойствам грунтах, происходит в случае, когда скорость v колебаний превосходит некоторую определенную величину v_p . Разработана шкала для определения интенсивности сейсмических колебаний при взрывах, баллы которой 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. Отношения периода собственных колебаний T_0 к периоду T колебания грунта 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 сейсмозврывные колебания не представляют опасности для высоких гибких сооружений — таких, как дымовые трубы. Особенно устойчивы к сейсмическим колебаниям железобетонные и металлические конструкции.

Шкала интенсивности сейсмических колебаний при взрывах

Характеристика сотрясений	Баллы	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—0,13
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

Допустимая скорость колебаний выбирается из условия, чтобы повторяющиеся взрывы не вызывали в объектах повреждений или накопления скрытых деформаций.

Предельно допустимые скорости колебаний грунта в основании некоторых сооружений (м/с) при многократных (в числителе) и однократных (в знаменателе) воздействиях имеют следующие значения:

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, промплощадки; высокие трубы; железнодорожные тоннели; транспортные эстакады	5/10
Одноэтажные каркасные промышленные здания; металлические и монолитные железобетонные сооружения; гидротехнические тоннели; шахтные копры ба-шенного типа с металлическим карнизом и навесными панелями	12/24
Легкие деревянные здания	5/10

В «Единых правилах безопасности при взрывных работах» дана формула для определения расстояний, на которых колебания грунта, вызываемые однократным мгновенным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, безопасны для зданий и сооружений:

$$R_c = k_c \alpha \sqrt[3]{Q},$$

где k_c — коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого сооружения; для скальных пород $k_c = 3 \div 5$; для несвязанных грунтов $k_c = 7 \div 10$; α — коэффициент, зависящий от показателя действия взрыва, изменяющийся от 1,2 до 0,7 с увеличением n от 0,5 до 3.

При взрывании нескольких зарядов безопасное расстояние

$$R_c = k_c \alpha \sqrt[3]{Q_0}.$$

Масса сосредоточенного заряда, эквивалентного по сейсмическому действию суммарной массе зарядов в группе (кг)

$$Q_0 = \sum_{i=1}^n Q_i (R_0/R_i)^3; \quad R_0 = \sum_{i=1}^n \sqrt[3]{Q_i R_i} / \sum_{i=1}^n \sqrt[3]{Q_i},$$

n — общее число зарядов ВВ в группе; Q_i — масса отдельных зарядов ВВ, входящих во взрываемую группу, кг; R_i — расстояние от зарядов до охраняемого объекта, м.

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 короткозамедленного взрывания. При замедленном взрывании (если время замедления свыше 1 с) сейсмическое действие взрывов рассчитывается независимо для каждой группы зарядов. При к. з. в. с замедлениями 20 мс и более суммарная масса зарядов не ограничивается, если масса за-

ряда в группе не превышает $\frac{2}{3}$ массы заряда, сейсмобезопасного при мгновенном взрывании.

Для расчета радиуса сейсмоопасной зоны при к. з. в. отдельных зарядов с интервалом замедления между группами не менее 20 мс можно использовать формулы Союзвзрывпрома: для однократного взрыва $R_c = 10\sqrt[3]{Q/N}$; для многократного взрыва $R_c = 29\sqrt[3]{Q/N}$, здесь N — число групп, на которые разделен суммарный заряд Q при условии $N \geq 2$.

Для уменьшения сейсмического действия взрыва используют также экран из разрушенных пород. Для предохранения сооружений при взрывании зарядов на небольших расстояниях (до 100 радиусов заряда) создаются защитные щели, оконтуривающие взрываеваемый 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 влияет ориентировка взрываемых 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 используется в зоне дробления. Важнейшим условием обеспечения сейсмической безопасности является наиболее полное использование энергии взрыва на дробление горных пород.

8.7. ДЕЙСТВИЕ УДАРНЫХ ВОЗДУШНЫХ ВОЛН НА ОКРУЖАЮЩИЕ СООРУЖЕНИЯ

Ударная воздушная волна (у. в. в.) представляет собой скачок уплотнения, распространяющегося 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 у. в. в., тем больше ее скорость. При своем движении ударная волна теряет полученную первоначально энергию вследствие необратимых тепловых потерь на нагрев воздуха, через который движется у. в. в., а также за счет увеличения объема воздуха, вовлекаемого ею в движение по мере распространения. Поэтому с удалением у. в. в. 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 у. в. в., являются максимальное избыточное давление на ее фронте Δp , удельный импульс фазы сжатия S_x , время действия положительной фазы τ_x , скорость фронта волны D_y , температура на фронте волны T_Φ .

Теория ударных волн дает ряд соотношений между характеристиками на ее фронте:

избыточное давление на фронте у. в. в. (Па)

$$\Delta p = \frac{2\rho_0 D_y^2}{g(1+\nu)} \left(1 - \frac{c_0^2}{D_y^2} \right),$$

или

$$\Delta p = \frac{7}{6} p_a \left(\frac{D_y^2}{c_0^2} - 1 \right);$$

скорость движения фронта у. в. в. (м/с)

$$D_y = \left[\Delta p \left(\frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho} \right) g \right]^{1/2};$$

скорость движения сжатого слоя воздуха

$$u = \frac{2}{1+\nu} D_y \left(1 - \frac{c_0^2}{D_y^2} \right),$$

температура на фронте у. в. в. (K)

$$T_\Phi = 288 \frac{(100 + \Delta p)(720 + \Delta p)}{6\Delta p + 720},$$

где ρ_0 , p_0 , c_0 — соответственно плотность (г/см³), давление (Па) и скорость звука (м/с) в невозмущенном воздухе; ρ_a — плотность воздуха на фронте у. в. в., кг/м³; ν — показатель адиабаты.

Общая энергия, выделенная при взрыве, равна Q_g . Энергия, содержащаяся в воздухе, захваченном ударной воздушной волной, распространившейся на расстояние r от места взрыва сосредоточенного заряда, свободно расположенного в воздухе, пропорциональна величине $4\pi r^3 \rho_a / 3$.

Поэтому

$$\frac{\Delta p}{p_a} = f \left(\frac{QE_0}{\frac{4}{3} \pi r^3 p_a} \right),$$

где Δp — давление в ударной волне, Па; p_a — давление невозмущенного воздуха, Па; Q — масса заряда ВВ, кг; E_0 — удельная энергия ВВ, кДж/кг.

Акад. М. А. Садовский для расчета максимальной величины избыточного давления (Па) при взрыве над землей сферического заряда тротила предложил формулу:

$$\Delta p = 7Q/r^3 + 2,7Q^{2/3}/r^2 + 0,84Q^{1/3}/r, \quad (8.29)$$

где Q — тротильный эквивалент, кг; r — расстояние от места взрыва, м.

Проф. Г. И. Покровский, преобразовав формулу М. А. Садовского для взрыва шарового заряда ВВ в атмосфере выработки, получил формулы для расчета давления (Па):

для выработки с двусторонним распространением у. в. в.

$$\Delta p = \left[44 \frac{Q}{Sr} + 9,2 \left(\frac{Q}{Sr} \right)^{2/3} + 1,46 \left(\frac{Q}{Sr} \right)^{1/3} \right] 10^5, \quad (8.30)$$

для тупиковой выработки

$$\Delta p = \left[88 \frac{Q}{Sr} + 14,6 \left(\frac{Q}{Sr} \right)^{2/3} + 1,81 \left(\frac{Q}{Sr} \right)^{1/3} \right] 10^5, \quad (8.31)$$

где S — площадь поперечного сечения выработки, примыкающей к заряду, m^2 .

В реальных условиях интенсивность у. в. в. зависит от большого числа факторов, типа ВВ, конструкции и вида применяемого заряда, параметров и способа его инициирования, свойств взрывае-мых пород, взаимного расположения места взрыва и охраняемого объекта и др. При проведении взрывов в подземных выработках ин-тенсивность у. в. в. зависит, кроме того, от наличия на пути волны сопряжений, поворотов, расширений, сужений и других местных сопротивлений. Параметры у. в. в. при взрывах на земной поверх-ности в значительной степени определяются метеоусловиями, скла-дывающимися на момент взрыва, а также наличием преград на пу-ти распространения волны, и др.

При прогнозировании величины избыточного давления на фрон-те слабых у. в. в. на земной поверхности (Па) можно пользоваться формулами Союзвзрывпрома:

для наружных зарядов

$$\Delta p = (5,3 \pm 2,4) k_m (\sqrt[3]{Q/r})^{1,5} 10^5,$$

для скважинных зарядов рыхления

$$\Delta p = (5,3 \pm 2,4) k_3 k_m \sqrt[n]{n (23d/r)^{1,5}} 10^5,$$

где k_m — коэффициент, учитывающий влияние метеоусловий на ин-тенсивность у. в. в.; k_3 — коэффициент, учитывающий влияние за-бойки скважин на интенсивность у. в. в., $k_3=1$, при полном запол-нении скважины ВВ до устья, $k_3=0,04$ при длине забойки до $20d$; d — диаметр скважины, м; n — число одновременно взрывае-мых скважинных зарядов.

При взрывах в подземных условиях

$$\Delta p = \left(32,7 \frac{Qm_y}{r\S S} + 7,8 \sqrt{\frac{Qm_y}{r\S S}} \right) e^{-\frac{\beta r}{d_b}} 10^5,$$

где ΣS — суммарная площадь поперечного сечения выработок, примыкающих к заряду, m^2 ; m_y — коэффициент, учитывающий ко-личественный переход энергии ВВ на у. в. в., для наружных, сква-жинных и камерных зарядов m_y равно соответственно $0,3 \div 0,4$; $0,01 \div 0,025$ и $0,02 \div 0,1$; $\beta=0,01 \div 0,065$ — коэффициент, учитыва-ющий шероховатость поверхности канала; d_b — условный диаметр выработки, м.

Повороты выработок снижают давление и скорость у. в. в. С уменьшением площади поперечного сечения выработки волна усиливается. При прохождении сопряжений у. в. в. разделяются на две или три волны, идущие по выработке и в ответвления. В каждой выработке образуется новая у. в. в. 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

Вид конструкции	T_0	$\Delta p \cdot 10^4$ Па
Железобетонная стена толщиной 0,25 м	0,015	280—350
Кирпичная стена толщиной 0,24—0,37 м	0,01—0,015	25—56
Перекрытия по деревянным балкам	0,3	10—16
Обшивка деревянных панелей сборных домов	—	7—14
Легкие перегородки	0,07	5
Застекление	0,02—0,04	2—5
Оборудование массой до 1 т (вентиляторы, лсбед-ки)	—	40—60
Вагонетки, обращенные 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

$$r_B = kQ^n,$$

где k — опытный коэффициент, учитывающий свойства разрушаемых объектов, энергетические характеристики ВВ; n — показатель степени, зависящий от характера передачи энергии взрыва через среду.

Расстояния, на которых у. в. в. взрыва на земной поверхности теряет способность наносить повреждения заданной интенсивности:

$$r_B = k_B \sqrt[3]{Q}; \quad r_B = k'_B \sqrt[3]{Q},$$

где k_B и k'_B — коэффициенты пропорциональности, величины которых зависят от условий расположения и массы заряда, а также от характера повреждения.

Радиус зоны, безопасной по действию у. в. в. на человека, $r_{\min} = 15 \sqrt[3]{Q}$.

Для расчета радиуса опасной зоны при взрывах скважинных зарядов рыхления (первая степень безопасности) можно воспользоваться формулой Союзвзрывпрома

$$r_B = c_{\text{заб}} c_M d \sqrt[3]{m},$$

где $c_{\text{заб}}$ — коэффициент забойки, его значение приведено ниже; c_M — коэффициент метеоусловий, для зимы $c_M = 3$, для остальных

сезонов $c_m=2$; d — диаметр скважины, м; m — число мгновенно взрывааемых скважин.

Относительная длина забойки (в диаметрах заряда)	0	5	10	15
$C_{заб}$	3000	2000	600	400

При взрывах на земной поверхности наружных зарядов вблизи от охраняемых сооружений безопасное расстояние $r_v=90\sqrt[3]{Q^2}$.

Ослабление у. в. в. в подземных выработках достигается путем сооружения вблизи места взрыва массивных перемычек из различных материалов (порода, дерево, бетон и др.).

Эффективным средством ослабления у. в. в. является к. з. в. При этом необходимо учитывать направление инициирования и правильно выбирать массу заряда в серии, так как в противном случае может наблюдаться наложение отдельных волн, в результате чего образуется новая, более сильная волна.

Хороший эффект по снижению интенсивности у. в. в. дает засыпка наружных зарядов. При высоте слоя засыпки, равном высоте заряда, давление в у. в. в. 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 ограничения разлета породы применяют укрытия. Некоторые укрытия не только уменьшают или исключают разлет кусков породы, но и способствуют снижению интенсивности у. в. в. Так, применение металлических панцирных укрытий в 2 — 3 раза ослабляет действие у. в. в.

8.8. ЭЛЕМЕНТЫ ТЕОРИИ ПОДОБИЯ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Согласно закону геометрического подобия при взрывах двух зарядов ВВ массой Q_1 и Q_2 (рис. 8.20), 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 на участках А и Б равны между собой, если выполняется соотношение

$$R_1/\sqrt[3]{Q_1} = R_2/\sqrt[3]{Q_2}.$$

На этих же расстояниях R_1 и R_2

$$T_1/\sqrt[3]{Q_1} = T_2/\sqrt[3]{Q_2},$$

где T_1 и T_2 — время действия напряжений при взрыве, с.

При моделировании вместо массы заряда Q можно пользоваться величиной его радиуса

$$R_{0.3} = \sqrt[3]{3Q/(4\pi\Delta)},$$

где Δ — плотность ВВ, кг/м³.

Эта формула является частным случаем энергетической формулы

$$R_{0.3} = \sqrt[3]{3QE'/(4\pi\Delta 4190)},$$

где E' — удельная энергия ВВ, кДж.

Если принять энергию 4190 кДж и плотность 1,6, то

$$R_{0.3} = 0,053 \sqrt[3]{Q}.$$

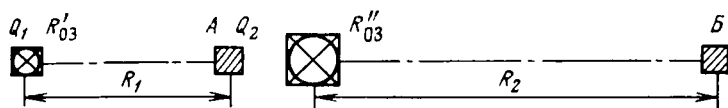


Рис. 8.20. Схема оценки подобия действия двух зарядов

а напряжения от зарядов при условии $f_1 = f_2$ будут

$$\sigma_r = f_1 (R'_{0.3}/R_1) = f_2 (R''_{0.3}/R_2).$$

Акад. М. А. Садовский предложил выражать эту функцию многочленом вида

$$\sigma_r = \sum_{i=1}^{i=n} A_i (R_{0.3}/R)^i.$$

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 выраже-

$\sqrt[3]{E'/R}$. Его можно применять для сравнения не только взрывов зарядов различных химических ВВ, но и взрывов разной природы, например, взрывов ВВ, электрических, ядерных. Для сравнения их 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 взрывания.

Закон подобия неоднократно проверяли при различных проявлениях действия взрыва. Так, акад. М. А. Садовский установил зависимость скоростей сейсмических колебаний почвы (см/с) в дальней зоне при взрывах:

$$v = k (Q^{1/3}/R)^\Psi,$$

где k — коэффициент, учитывающий местные условия, средняя ве-

личина его близка к 400; R — расстояние от центра взрыва, м; ψ — показатель затухания колебания, в ближней зоне он равен 1,5.

Измерения скоростей смещения породы в ближней зоне, выполненные проф. А. Н. Ханукаевым, показали также совпадение с законом подобия, выраженным в виде

$$u_{r\max} = (33210/\bar{r}^3 + (-396)/\bar{r}^2 + 36,3/\bar{r}) 10^2,$$

где $u_{r\max}$ — максимальная радиальная скорость смещения, см/с; $\bar{r}$ — относительное расстояние от заряда до места измерения.

Проф. 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, что 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 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 (м), параллельных бровке уступа, от расстояния до нее следующая:

$$\delta = k' L^2,$$

где k' — размерный коэффициент, м³; L — расстояние от бровки уступа до закола, м.

Обработкой данных ряда карьеров установлено, что с увеличением диаметра заряда от 106 до 400 мм это отношение остается практически неизменным, что позволяет выразить найденную закономерность формулой $\delta = 14 (d/L)^2$.

Отсюда следует, что на одинаковых относительных расстояниях от заряда остаточная деформация (ширина заколов) одинакова. Это является одной из формулировок закона подобия.

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 многочисленными исследованиями, оказывают экранирующее влияние и локализируют распространение энергии взрыва по массиву.

Это можно оценить интенсивностью затухания энергии, которая, очевидно, для разных по трещиноватости массивов и для различных масштабов взрывов неодинакова (см. рис. 8.9). Этот вопрос, имеющий очень важное значение для взрывных работ, пока изучен недостаточно. Поэтому закон подобия при взрывах дробления может быть принят приближенным. Трудность применения и формулировки закона подобия для трещиноватых массивов объясняется тем, что не известны градиенты затухания энергии взрыва при разных параметрах трещин; разномасштабные взрывы в массиве с одинаковой трещиноватостью не являются строго подобными, а результаты взрыва, которые оцениваются по степени дробления (выходом фракции определенной крупности, %), тоже нельзя сравнивать, так как это не отвечает условию подобия.

Достигнуть математически точного условия подобия при промышленных взрывах в трещиноватых массивах невозможно, так как можно изменить только геометрические параметры расположения зарядов. Для полного подобия взрыва, очевидно, необходимо подобрать блочность и ширину трещин массива, чтобы сохранить условия $\delta/d_{cp} = \text{const}$ (d_{cp} — средний размер отдельности массива; δ — средняя ширина трещин между блоками в массиве, м), но в реальных условиях это осуществить не удастся.

ГЛАВА 9

РЕГУЛИРОВАНИЕ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

9.1. ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ ВЗРЫВА

Результаты взрывов на горных предприятиях должны удовлетворять следующим основным требованиям.

1. Порода при взрыве должна быть раздроблена на куски, не превышающие определенных размеров, а выход мелочи должен быть по возможности минимальным.

2. После массового взрыва на карьере не должно быть завывший подошвы уступа (порогов). Выброс породы за линию скважины на верхнюю бровку уступа, заколы за линию скважин должны быть минимальны.

При подземной отбойке руд требуется получить определенный коэффициент разрыхления горной массы, обеспечивающий ее эффективный выпуск из камер.

3. Развал взорванной породы должен быть заданной ширины и высоты, обеспечивающих высокопроизводительную и безопасную работу погрузочных машин.

4. Запас взорванной массы в забое должен обеспечивать бесперебойную и высокопроизводительную работу погрузочного и транспортного оборудования.

5. Взрывная сеть и конструкция скважинных зарядов должны обеспечивать полноту детонации всех зарядов во взрываемом блоке. При взрыве не должно происходить не предусмотренных проектом разрушений или повреждений окружающих объектов сейсмическим действием, действием воздушной ударной волны и разлетающимися кусками породы.

Наличие во взорванной массе большого числа крупных негабаритных кусков в 1,5—2 раза снижает производительность и срок службы погрузочно-транспортного оборудования. Вторичное дробление негабаритов, кроме того, нарушает ритм работы карьера или подземного рудника. Повышенный выход мелочи (мельче 40 мм) при взрыве на многих предприятиях по добыче строительных материалов и флюсов приводит к снижению качества добываемого сырья, при этом мелочь является отходами производства.

9.2. СТЕПЕНЬ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

При взрывном дроблении породы удлиненными зарядами образуется зона измельчения, где в объеме цилиндра или эллипсоида радиусом $2 \div 5 r_z$ или в объеме, в 4—25 раз большем объема заряда, породы подвергаются сильному измельчению; остальной массив, по объему в 1000—2000 раз превышающий объем заряда, разру-

шается на куски размером свыше 0,1 м. От процентного содержания и размеров крупных кусков зависит эффективность погрузки и выпуска руды или породы, транспортирования, работы цеха крупного дробления на обогатительной фабрике.

Наиболее полно степень дробления (кусковатость) характеризуется гранулометрическим составом взорванной горной массы, определение которого на практике весьма трудоемко. Поэтому на горных предприятиях для оценки качества взрыва применяют следующие показатели дробления породы при взрыве: выход негабаритных кусков (по объему) и их гранулометрический состав; число негабаритных кусков на 1 м³ горной массы; выход мелких кусков (мелочи); средний диаметр куска взорванной горной массы.

Наиболее существенным показателем качества взрыва является выход крупной негабаритной фракции пород (%), от которой зависят: производительность погрузочного и транспортного оборудования и надежность его работы; расход и затраты времени на вторичное дробление, нарушающее ритмичность работы предприятия.

Поэтому на практике качество взрыва принято оценивать прежде всего по выходу крупной негабаритной фракции породы (%) при взрыве.

В ряде случаев завышение подошвы уступа, оставление козырьков, плохая проработка массива по линии скважин также влияют на производительность и надежность работы погрузочных машин. Однако эти дополнительные критерии оценки качества взрыва пока не имеют количественных характеристик. При хорошем взрыве такие явления отсутствуют.

На горных предприятиях применяются прямые и косвенные методы определения выхода негабаритной фракции породы. К прямым методам относятся следующие.

1. *Поштучный учет* (обмер) всего негабарита, подлежащего вторичному взрыванию.

2. *Планиметрический метод* измерения, при котором выход негабарита определяется как отношение суммарной площади негабаритных кусков в плане к общей площади, на которой проводятся измерения. Удобнее вместо трудоемких замеров на развале породы фотографировать его и делать последующий анализ фотографий, выполненных в определенном масштабе. Тогда этот метод называют *фотопланиметрическим*.

Разработан прибор для фотопланиметрического измерения кусковатости (рис. 9.1), который состоит из остова 1, двух направляющих трубок 2, масштабной рамки 3 и устройства, позволяющего при любых углах наклона оптической оси удерживать строго определенное, фиксированное положение рамки. К остову прибора с помощью винта крепится фотоаппарат 4. Направляющие трубки, имеющие шкалу расстояний, закрепляются к основе с помощью хомутов.

При съемке с помощью данного прибора на негатив фотографируемого участка накладывают масштабную сетку.

Обработка полученных фотопланограмм (рис. 9.2) сводится к расчету площадей отдельных частей, размеры которых разбиваются на соответствующие классы. При этом линейные размеры отдельных частей устанавливаются по расстоянию между индикатрисами, которые пересекают данную отдельность.

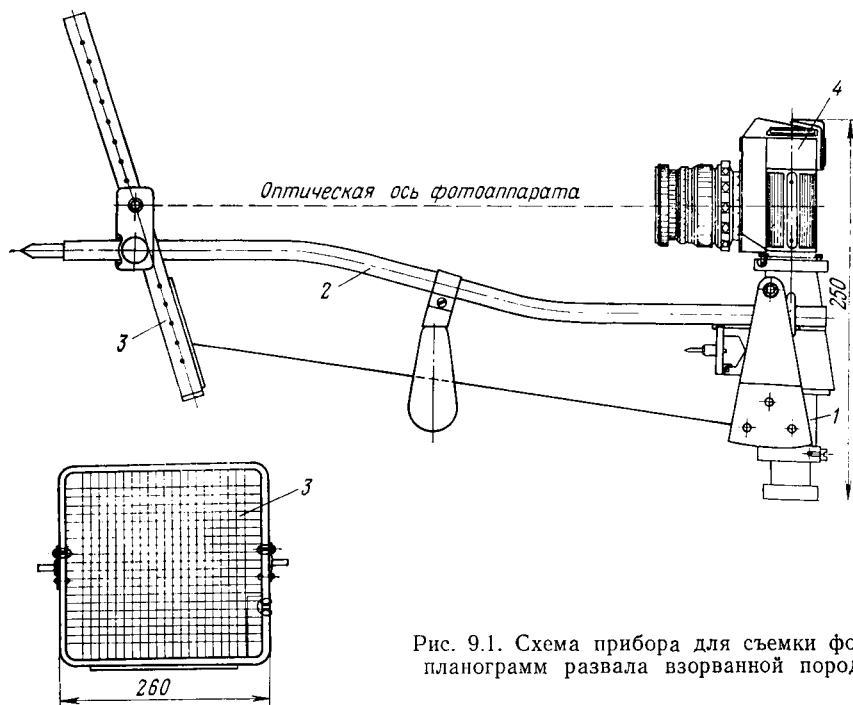


Рис. 9.1. Схема прибора для съемки фотопланограмм развала взорванной породы

3. *Количественный метод*, при котором подсчитывается число негабаритных кусков n , находящихся на анализируемой площади S . Число негабаритных кусков на 1 м^3 горной массы

$$N = n \sqrt{V_n / (S V S)}. \quad (9.1)$$

Выход негабарита

$$V_H = N V_{\text{ср}}. \quad (9.2)$$

4. *Линейный метод*. По развалу взорванной породы на различных интервалах через 8—10 м натягиваются ленты и измеряется длина крупных кусков, попавших на ленты. Выход негабарита (%) определяется как отношение суммарной длины крупных негабаритных кусков Σl_H к общей длине линии ΣL

$$V_H = 100 \frac{\Sigma l_H}{\Sigma L}. \quad (9.3)$$

5. *Ситовый анализ*. Средний диаметр (размер) куска горной массы

$$d_{\text{ср}} = d_i \gamma_i / 100, \quad (9.4)$$

где d_i — диаметр среднего куска данной фракции (середина класса), см; γ_i — выход куска данной фракции, %.

Графики гранулометрического состава взорванной породы строятся в простых процентах, когда на графике откладывается процентное содержание в горной массе фракции данной крупности (рис. 9.3, а) или в суммарных нарастающих процентах, когда на



Рис. 9.2. Фотопланграмма участка развала взорванной породы

график наносится суммарный выход надрешетного и всего подрешетного продукта каждого размера, сумма которых всегда дает 100 % (рис. 9.3, б).

Иногда эффективность взрывного разрушения оценивается величиной вновь образованной поверхности, площадь которой (м^2)

$$S_{\text{п}} = \frac{6}{\rho} \sum_{i=1}^n Q_i / d_i - S, \quad (9.5)$$

где ρ — плотность породы, т/м^3 ; Q_i — масса каждой фракции, т; n — число фракций; d_i — средний размер каждой фракции, м; S — площадь поверхности массива до взрыва, м^2 .

Сложность этой оценки — в определении площади вновь образованной поверхности, особенно для мелких фракций, а также в определении энергоемкости образования новой поверхности при дроблении на крупные и мелкие отдельности. При дроблении на крупные отдельности энергоемкость разрушения зависит от степени трещиноватости и неоднородности массива. Трещины, по кото-

рым он разрушается, способствуют снижению затрат энергии на образование новых поверхностей.

В производственных условиях выход негабарита оценивают по расходу детонаторов и ВВ на вторичное дробление (косвенный метод).

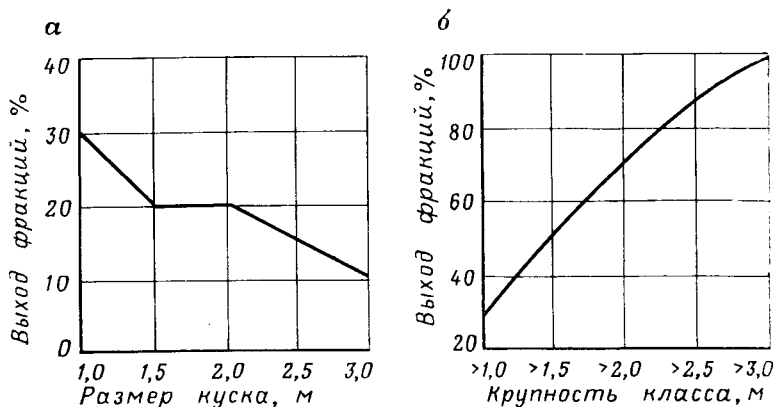


Рис. 9.3. Графическое изображение гранулометрического состава горной массы на графиках

Для исследовательских работ применяются поштучный обмер, количественный метод и фотопланиметрический, в лабораторных опытах — ситовый анализ.

9.3. ЗОНЫ ДРОБЛЕНИЯ ВЗРЫВОМ ТРЕЩИНОВАТОГО МАССИВА

Массив горных пород, как правило, разбит различными системами трещин. Трещины образуются при образовании горных пород (генетические трещины), в процессе последующих горнообразовательных процессов перемещения больших объемов массивов (тектонические трещины), а также в процессе ведения горных (в основном взрывных) работ. Трещины последней группы по внешнему виду отличаются от трещин первых двух групп следующими признаками: трещины отрыва не заполнены минеральными заполнителями, распространение их ограничивается, как правило, одной отдельностью массива. На карьерах приходится взрывать в большинстве случаев породы с разной степенью трещиноватости. На подземных рудниках чаще приходится взрывать массивы с плотно сомкнутыми трещинами. По условиям распространения энергии взрыва эти массивы приближаются к монолитным, а по дроблению — к трещиноватым.

Трещины оказывают экранирующее действие на распространение энергии взрыва, локализуют разрушение отдельностями, рас-

положенными непосредственно вокруг заряда, а на больших расстояниях отдельности могут разрушаться в результате их соударения между собой.

Чем больше размер взрывааемого массива и больше диаметр скважин, тем более неравномерным оказывается распределение энергии по массиву от взрыва, тем большее количество (%) отдельностей разрушается от их механического взаимодействия.

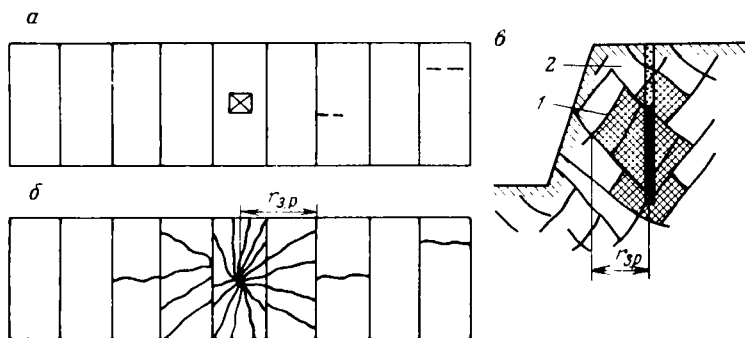


Рис. 9.4. Характер дробления взрывом трещиноватых пород:

а — образец до взрыва; *б* — после взрыва; *в* — дробление трещиноватого уступа: 1 — зона регулируемого дробления; 2 — зона практически нерегулируемого дробления

Во взрываемом трещиноватом массиве можно выделить две характерные зоны дробления (рис. 9.4). В непосредственной близости от заряда все отдельности разрушаются на значительное число кусков от действия волн напряжений и давления газов взрыва. Изменяя параметры заряда, можно направленно изменять крупность дробления в этой зоне, она увеличивается с увеличением заряда дискретно, т. е. на одну, две, три разрушаемые отдельности. Эту зону $r_{зр}$ принято называть зоной регулируемого дробления.

За пределами этой зоны разрушение отдельностей, составляющих остальной объем взрывааемого массива, происходит в результате динамического воздействия на него расширяющегося объема породы зоны регулируемого дробления. Разрушение отдельностей в этой зоне носит вероятностный характер: отдельность может разрушаться на две — три части при наличии в ней дефектов или неоднородностей, ослабляющих ее в отдельных сечениях. По этим ослабленным плоскостям происходит ее дробление (см. рис. 9.4, *б*). Удаленные от заряда отдельности разрушаются вследствие развития магистральных трещин, которые, как правило, переходят из одной отдельности в другую при их механическом соударении. Эта зона называется зоной практически нерегулируемого дробления.

Задача регулирования дробления состоит в том, чтобы тем или иным способом увеличить объем зоны регулируемого дробления,

совсем ликвидировать зону практически нерегулируемого дробления или увеличить процент разрушения крупных отдельных в этой зоне.

9.4. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ РЕГУЛИРОВАНИЯ ДРОБЛЕНИЯ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Известные способы управления дроблением массива горных пород взрывом можно классифицировать по следующим признакам.

1. Регулирование воздействием взрыва отдельного заряда на массив горных пород обеспечивается изменением:

а) расчетного удельного расхода ВВ; б) диаметра заряда; в) типа применяемого ВВ; г) конструкции заряда; д) направления инициирования сплошного заряда; е) порядка инициирования частей рассредоточенного заряда; ж) качества забойки и ее длины.

При изменении характера действия заряда в зоне регулируемого дробления изменяется часть энергии, передаваемой в зону практически нерегулируемого дробления, в результате чего меняются соотношение между размерами этих зон и интенсивность дробления массива.

2. Регулирование воздействия взрыва заряда на массив горных пород в зоне практического нерегулируемого дробления достигается взаимодействием рядом расположенных зарядов и групп зарядов путем изменения: а) сетки расположения скважин и числа их рядов; б) интервалов замедления и последовательности взрывания зарядов, высоты уступа, схем расположения скважин на уступе.

Способы регулирования дробления можно разделить на два класса. К первому относятся способы, обеспечивающие дробление любой требуемой интенсивности: расчетный удельный расход ВВ, диаметр и сетка расположения скважин; ко второму классу — способы, позволяющие изменить интенсивность дробления в ограниченных пределах и не исключающие выход крупной негабаритной фракции. Все остальные способы, изменением которых можно уменьшить выход крупной негабаритной фракции в пределах 10—20 % от первоначального: применение различных типов ВВ — с различной скоростью детонации, плотностью и объемной концентрацией энергии; применение зарядов, рассредоточенных породными, воздушными, водяными промежутками. Применение зарядов с воздушными или водяными промежутками в перебуре или между зарядом и забойкой; рассредоточение зарядов с короткозамедленным инициированием отдельных частей; обратное инициирование сплошных скважинных зарядов; взрывание парно-сближенных скважин; взрывание блоков (уступов) большой высоты; применение комбинации зарядов различной длины и диаметра; выбор схемы короткозамедленного взрывания; предварительное схлопывание трещин опережающим взрывом скважин по контуру взрываемого блока; взрывание в «зажатой» среде.

Рассмотрим физическую сущность и область применения перечисленных методов регулирования дробления пород.

9.5. РАСЧЕТНЫЙ РАСХОД ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Для разрушения массива породы до определенной крупности требуется затратить некоторое количество энергии. С увеличением степени дробления удельный расход энергии (энергоемкость) увеличивается. Такая же зависимость, известная из фундаментальных законов дробления, справедлива и для взрывного разрушения. Однако ряд особенностей отличают взрывное дробление от механического. Механическое дробление имеет двустороннюю схему приложения сил (рис. 9.5, а), а взрывное (за исключением дробления негабарита наружным зарядом и взрывания в сжатой среде) — одностороннюю (рис. 9.5, б).

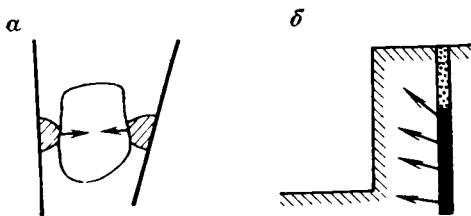


Рис. 9.5. Схема приложения сил при механическом (а) и взрывном (б) дроблении пород

При механическом дроблении имеют дело, как правило, с отдельными кусками, при взрывном — с трещиноватым массивом пород значительных размеров. Трещины и неоднородности при механическом дроблении облегчают разделение крупных кусков и уменьшают удельную энергоемкость разрушения. При взрыве трещины экранируют распространение энергии, уменьшают возможность дробления и часто обуславливают увеличение удельного расхода ВВ для достижения требуемой кусковатости.

Чем меньше диаметр заряда, тем меньше вероятность экранирования распространения энергии взрыва трещинами между зарядом и открытой поверхностью уступа.

При увеличении удельного расхода ВВ сначала степень дробления массива возрастает более интенсивно (рис. 9.6), а затем наступает так называемое состояние насыщения массива энергией взрыва, когда последний не может поглотить большего количества энергии, и она расходуется бесполезно на разброс породы. Изменение интенсивности дробления при этом становится незначительным, и кривая идет примерно параллельно оси абсцисс. Выполаживанию кривой способствует также зона практически нерегулируемого дробления. При малом диаметре заряда ($d_z < 150$ мм) кривая проходит ниже и в некоторых случаях может достигнуть оси абсцисс (при этом выход крупных негабаритных фракций равен нулю). При большом диаметре заряда ($d_z > 250$ мм) кривая проходит выше, и практически при любом расходе ВВ в этом случае не удастся обеспечить нулевой выход негабарита, т. е. существуют предельно минимальные значения выхода негабарита

$V_{н1}, V_{н2}$. Кривая будет пересекать оси ординат в точке, которая характеризует содержание негабаритных отдельностей в массиве пород до взрыва. В зависимости от категории трещиноватости пород и допустимого размера куска на предприятии эта величина может меняться от 100 % до нуля. При проведении расчетов по определению рациональных удельных расходов ВВ целесообразно

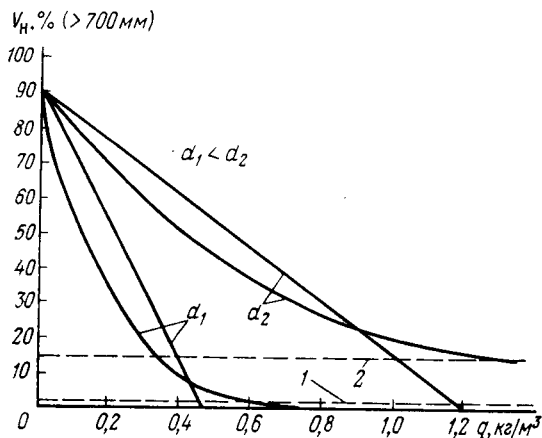


Рис. 9.6. Зависимость выхода крупных (негабаритных) фракций от удельного расхода ВВ для разных диаметров зарядов и одинаковой взрываемости пород:

1, 2 — выход негабарита из зон нерегулируемого дробления при диаметрах заряда соответственно d_1 и d_2

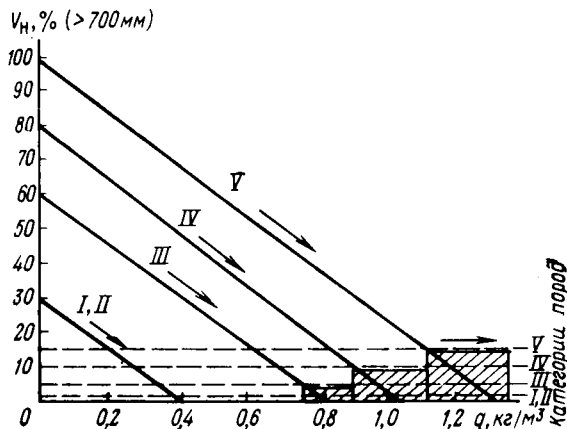
кривые на графиках заменить отрезками прямых. В этом случае точность полученных результатов находится в пределах 15—20 %, что вполне допустимо. Выбор рационального расхода ВВ — это технико-экономическая задача, решаемая на основе подсчета конечной стоимости добычи полезного ископаемого по всем процессам. Однако в большинстве случаев при взрыве следует стремиться к выходу негабарита, близкого к нулю.

На графике изменения расчетного расхода ВВ для данного диаметра заряда и разных пород по взрываемости (трещиноватости) (рис. 9.7) на оси ординат отложен процент некондиционных отдельностей ($d_k > 700$ мм), содержащихся в массиве до взрыва в различных породах. При изменении допустимого размера куска содержание этой фракции в массиве изменяется, угол наклона прямых и выход крупных фракций из зоны практически нерегулируемого дробления также изменяются. Следовательно, изменяются и значения предельных удельных расходов ВВ, но методический принцип подхода к выбору расхода ВВ, обеспечивающего предельно минимальный выход негабарита, сохраняется. При увеличении размеров кондиционного куска все прямые смещаются вниз, т. е. уменьшается предельный удельный расход ВВ. Для определения его значения, если известно содержание крупной фракции в массиве (точка прямой на оси ординат), необходимо выполнить один или лучше два опытных взрыва с разными произвольно выбранными удельными расходами ВВ, отложить полученный выход крупных фракций на графике и соединить точку на оси ординат с по-

лученной точкой или точками на прямой, продолжив ее до пересечения с прямой, отсекающей предельно минимальный выход негабарита. На оси абсцисс эта точка пересечения дает значение предельного расхода ВВ, дальнейшее увеличение которого нецелесообразно, так как в этой зоне кривая выхода крупных фракций с изменением удельного расхода ВВ уже выполаживается. Опреде-

Рис. 9.7. Зависимость выхода крупных негабаритных фракций от удельного расхода ВВ для разных категорий пород по взрываемости:

I — V категории пород по трещиноватости



ленные таким образом расчетные удельные расходы ВВ часто нельзя применять на практике, так как они дают чрезмерную ширину развала и неприемлемы по технологии ведения горных работ.

При проведении опытных взрывов нужно выбирать блоки пород с одинаковыми свойствами по крепости и трещиноватости и руководствоваться методикой проведения опытных взрывов, разработанной МГИ по заданию Межведомственной комиссии по взрывному делу.

Практическая методика определения расчетных удельных расходов ВВ для скважин диаметром 243 мм с учетом трещиноватости массива и прочностных свойств отдельностей, слагающих массив, основана на фундаментальных работах акад. АН СССР В. В. Ржевского.

Зависимость удельного расхода ВВ от прочностных свойств (коэффициент крепости) пород при взрывании отдельностей до крупности кусков менее 100 мм имеет вид:

$$q_* = aj + b = 0,73 \cdot 10^{-2} f + 0,349. \quad (9.6)$$

Эта формула аналогична теоретической формуле акад. П. А. Ребиндера, объединяющей законы П. Р. Риттенгера и В. Л. Кирпичева:

$$kW' = \sigma_{сж}^2 / (2E) + P_n S_n / V, \quad (9.7)$$

где k — численный коэффициент перевода единиц физических величин в систему СИ; W' — суммарная энергоемкость разрушения,

Дж/м³; $\sigma_{сж}$ — предел прочности породы на сжатие, Па; E — модуль упругости, Па; P_n — плотность поверхностной энергии, Дж/м²; V — объем разрушаемой породы, м³; S_n — вновь образованная поверхность, м².

Введем понятие коэффициент дробимости $k_{др}$, как отношение площади блока до взрыва S к вновь образованной поверхности S_n . Тогда уравнение затрат энергии для случая взрывного дробления имеет вид:

$$W' = \sigma_{сж}^2 / (2E) + \theta k_{др} + \varepsilon, \quad (9.8)$$

где θ — коэффициент, учитывающий затраты энергии на дробление; ε — коэффициент, учитывающий потери энергии.

Обработка результатов экспериментальных взрывов позволила преобразовать формулу (9.8) следующим образом:

$$W' = \sigma_{сж}^2 / (2E) + 1111004 k_{др} + 39693. \quad (9.9)$$

Приняв для средних условий $\sigma_{сж} / (2E) = 11 \cdot 10^{-4}$ и перейдя к удельному расходу ВВ с учетом механического эквивалента, получим

$$q_* = 25 \cdot 10^{-10} \sigma_{сж} + 2,6 k_{др} + 0,093. \quad (9.10)$$

Зависимость коэффициента дробимости от предела прочности пород на сжатие по данным экспериментов имеет вид:

$$k_{др} = 20 \cdot 10^{-10} \sigma_{сж} + 0,0965.$$

Расчетный удельный расход ВВ, характеризующий дробимость отдельных (кг/м³),

$$q_* = 0,77 \cdot 10^{-8} \sigma_{сж} + 0,345. \quad (9.11)$$

Учитывая полученную нами ранее зависимость

$$q = q_* (a + b d_3 d_c),$$

имеем

$$q = q_* (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_3 d_c) \frac{\rho}{2,6} (d_c / d_K)^{2/5} e$$

и окончательно

$$q = (0,77 \cdot 10^{-8} \sigma_{сж} + 0,345) (0,6 + 3,3 \cdot 10^{-3} d_3 d_c) \frac{\rho}{2,6} (d_c / d_K)^{2/5} e, \quad (9.12)$$

где q — расчетный удельный расход ВВ для получения требуемой степени дробления пород, кг/м³; b — коэффициент, зависящий от степени трещиноватости пород; a — коэффициент, учитывающий затраты энергии на преодоление связей между отдельностями; d_c — средний диаметр отдельности в массиве, м; d_K — размер кондиционного куска, м; e — относительная работоспособность ВВ; ρ — плотность пород, т/м³.

На основании обобщения опыта ведения взрывных работ на карьерах и изложенной методики МГИ и ВНИИЦветметом составлена классификация взрываемости массивов пород (табл. 9.1) при применении зарядов диаметром 250 мм, по которой рекомендуется выбирать расчетный удельный расход ВВ.

Классификация пород по взрываемости для карьеров

Категория (класс) пород по взрываемости	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м³		Расстояние между естественными трещинами всех систем в массиве, м	Содержание в массе отдельностей (%) размером		Прочность пород на сжатие, 10³ Па	Плотность пород, т/м³	Примерные категории (группы) пород		
	границы классов	среднее классов		+500 мм	+1500 мм			по шкале проф. М. М. Прото- дыконова	по буримости	по СНАПу
I	0,12—0,18	0,150	До 0,10	0—2	0	100—300	1,40—1,8	VII—VI	V—VIII	III—V
II	0,18—0,27	0,225	0,10—0,25	2—16	0	200—450	1,75—2,35	VI—V	VII—X	V—VI
III	0,27—0,38	0,320	0,20—0,50	10—52	0—1	300—650	2,25—2,55	V—IV	IX—XII	VI—VII
IV	0,38—0,52	0,450	0,45—0,75	45—80	0—4	500—900	2,50—2,8	IV—IIIa	XI—XIII	VII—VIII
V	0,52—0,68	0,600	0,70—1,00	75—98	2—15	700—1200	2,75—2,9	IIIa—III	XIII—XV	XIII—IX
VI	0,68—0,88	0,780	0,95—1,25	96—100	10—30	1100—1600	2,85—3,0	III—II	XIV—XVI	IX—X
VII	0,88—1,10	0,990	1,20—1,50	100	25—47	1450—2050	2,95—3,2	II—I	XVI—XVIII	X
VIII	1,10—1,37	1,235	1,45—1,70	100	43—63	1950—2500	3,15—3,4	I	XVII—XX	X—XI
IX	1,37—1,68	1,525	1,65—1,90	100	58—78	2350—3000	3,35—3,6	I	XIX—XX	X—XI
X	1,68—2,03	1,855	1,85 и более	100	75—100	2850 и более	3,55 и более			

Отличительными признаками приведенной классификации являются: введение десяти категорий, охватывающих все разнообразие массивов пород, встречающихся на карьерах, с учетом их главных свойств — трещиноватости и прочности отдельностей, влияющих в наибольшей степени на результаты дробления.

Для каждого карьера по этой классификации выбирается не более четырех разновидностей массивов с учетом требуемого расчетного расхода ВВ. Этим устраняется один из главных недостатков действующих классификаций: на каждом карьере есть легко-, средне- и трудновзрываемые породы, но расчетный расход ВВ на массовый взрыв по одной категории может меняться в два раза и более. При использовании данной классификации по удельному расходу ВВ подбираются соответствующие категории взрываемости, в результате чего удается получить объективную характеристику данного массива.

В дальнейшем в этой классификации вместо прочности отдельностей следует ввести ударную вязкость, которая в наибольшей степени характеризует разрушаемость отдельностей при взрыве. Необходимо учитывать и степень обводненности взрываемых массивов, а также способы перехода от стандартных условий взрывания данной классификации к иным условиям (другие высоты уступов, диаметр зарядов, тип ВВ, допустимый размер кусков, схема к. з. в. и т. д.).

9.6. ДИАМЕТР ЗАРЯДА И СЕТКА РАСПОЛОЖЕНИЯ СКВАЖИН

Практикой установлено, что для каждой категории пород существует линейная зависимость между л. н. с. и диаметром заряда вида $W = kd_3$, угол наклона которой определяется крепостью и блочностью пород (рис. 9.8). С увеличением крепости породы наклон прямой уменьшается. Эта зависимость построена без учета степени дробления и для постоянного удельного расхода ВВ и 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, попадает в зону практически нерегулируемого дробления. Уменьшив диаметр заряда, можно достигнуть положения, при котором все отдельности попадают в зону регулируемого дробления, в каждой отдельности проходит заряд ВВ или она примыкает к заряду ВВ. Изменение диаметра заряда является наиболее эффективным средством регулирования степени дробления. При меньших диаметрах зарядов помимо улучшения дробления уменьшаются заколы за линию зарядов в глубь массива, уменьшается относительный объем переизмельчения породы вокруг заряда, и энергия распространяется по массиву с меньшим затуханием. Однако на некоторых карьерах в крупноблочных породах при уменьшении диаметра заряда с 200 до 100 мм не было достигнуто существенное снижение выхода негабарита. Это объясняется тем, что имеющаяся на практике тенденция расширять сетку скважин при

меньшем диаметре заряда, т. е. увеличивать отношение W/d_3 , что в крупноблочных породах ведет к ухудшению дробления.

Правильный выбор коэффициента сближения скважин $m = a/W$ имеет существенное значение. Работами Союзвзрывпрома показано, что при однорядном взрывании с увеличением m от 0,6 до 1,0 при средних удельных расходах ВВ дробление пород не

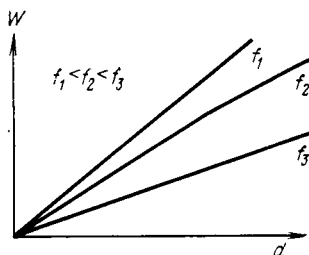


Рис. 9.8. Зависимость преодолеваемого сопротивления по подошве от диаметра заряда

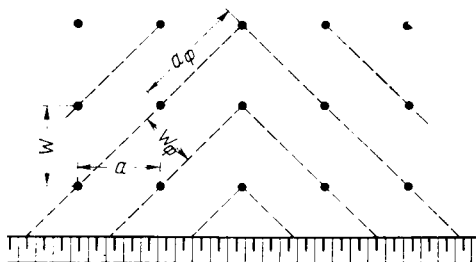


Рис. 9.9. Диагональная схема коммутации зарядов

ухудшается, а в ряде случаев даже улучшается благодаря более полному заполнению скважин ВВ и уменьшению длины забойки. Поэтому при однорядном взрывании применяют $m = 0,8 \div 1,0$. При многорядном расположении зарядов по квадратной сетке (рис. 9.9) благодаря диагональной схеме коммутации скважин m_{ϕ} увеличивается до двух, а заряды взрываются в шахматном порядке. В результате этого степень дробления породы значительно улучшается.

Затраты на отбойку целесообразно снижать в первую очередь по наиболее весомой статье затрат, т. е. на буровзрывные работы. С увеличением коэффициента крепости пород f с 6 до 18 затраты на бурение растут быстрее ($\sim$ в 10 раз), чем затраты на взрывание ($\sim$ в 2 раза).

При этом в породах ниже средней крепости стоимость взрывных работ составляет 70 % общих расходов на отбойку, а в крепких затраты на буровые работы являются основными в стоимости отбойки (рис. 9.10). Поэтому в породах ниже средней крепости с $f < 7$ основное внимание следует уделять снижению расходов на взрывание — применению дешевых ВВ, в крепких породах с $f > 14 \div 16$ — снижению стоимости буровых работ, применению более эффективных способов бурения, большего диаметра скважин, инструментов лучшего качества и т. д.

Замена в крепких породах дешевых ВВ более мощными с высокой объемной концентрацией энергии, но и более дорогими, может быть вполне целесообразна, если вследствие этого можно снизить стоимость обруивания массива и отбойки породы. При этом подходе будет снижена стоимость отбойки при сохранении хорошего качества взрыва.

Современное состояние изученности взрыва пока не позволяет дать полное теоретическое решение и обосновать выбор диаметра заряда. Поэтому следует пользоваться данными опыта применительно к конкретным задачам.

Для карьеров можно сформулировать следующие особенности применения скважин различного диаметра.

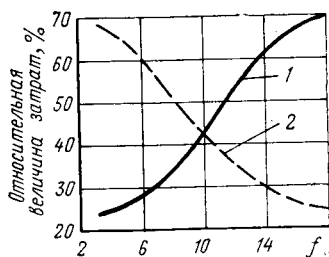


Рис. 9.10. Зависимость относительных затрат на бурение и взрывание от коэффициента f :

1 — затраты на бурение; 2 — затраты на взрывание

1. Для пород I—III категорий взрываемости диаметр заряда следует выбирать возможно большим (250—350 мм), ограничиваясь лишь технологическими возможностями предприятия.

2. Для пород IV—VIII категорий, а также однородных пород III категории при возможности применения многорядного к.з.в. предпочтительнее диаметр 200—250 мм.

3. Для пород крупноблочных VIII—X категорий, а также неоднородных и часто перемежающихся пород III категории диаметр заряда следует уменьшить до 150 мм.

При этом необходимо учитывать соотношение между размерами крупных отдельностей, слагающих взрываемый массив, и размером кондиционного куска, принятым на предприятии (см. п. 9.15).

С увеличением глубины карьеров существенно изменяются и усложняются условия взрывания: породы становятся более крупноблочными и трудновзрываемыми; увеличивается обводненность скважин; уменьшается ширина рабочих площадок уступа; ухудшается устойчивость бортов и, следовательно, увеличивается опасность сейсмического воздействия взрывов.

Поэтому в ряде случаев необходим переход от многорядного взрывания вертикальных скважин большого диаметра к одно- или двухрядному взрыванию наклонных скважин среднего (200 мм) и уменьшенного (150 мм) диаметра; от маломощных неводоустойчивых ВВ к более мощным водоустойчивым ВВ с высокой объемной концентрацией энергии; от мощных одношпиндельных станков к многошпиндельным, обеспечивающим одновременное бурение двух и более скважин меньшего диаметра со сменной производительностью 150—200 м, в 2—3 раза превышающей производительность современных станков; к заряданию и забойке наклонных скважин сразу после их бурения и к взрыванию блока по мере его готовности.

Особенно перспективно применение высокопроизводительных станков для бурения скважин диаметром 100—150 мм на карьерах небольшой производственной мощности (до 300 тыс. м³ горной массы в год), на глубоких горизонтах крупных карьеров, где, как правило, отрабатываются крупноблочные трудновзрываемые гор-

ные породы, при использовании контурного взрывания выводом бортов карьеров на проектное положение.

Установлено, что нарушения массива взрывом захватывают в основном район первого ряда зарядов. Поэтому возможности регулирования степени дробления при однорядном взрывании более ограничены. При многорядном расположении зарядов дробление горной массы улучшается в результате того, что заряды второго и последующих рядов работают в менее нарушенном массиве. Чем больше рядов зарядов, тем меньше относительный объем породы, разрушаемой зарядами первого ряда, отнесенный ко всему объему взрыва, и тем меньше средний выход негабарита. Отсюда можно ориентировочно рассчитать снижение выхода негабарита при многорядном взрывании.

Если сетка расположения скважин и масса зарядов по рядам одинаковы, средний выход негабарита при взрыве n рядов зарядов (%)

$$V_n = \frac{V_0 + V(n-1)}{n} = V_0 \frac{1 + \frac{V}{V_0}(n-1)}{n},$$

где V_0 — выход негабарита по первому ряду скважин, %; V — выход негабарита по второму и следующим рядам скважин при тех же параметрах взрывания, %.

Зная отношение V/V_0 , по результатам однорядного взрывания можно найти выход негабарита при переходе на многорядное расположение зарядов; величина этого отношения для средних условий взрывания 0,25—0,3. Поэтому окончательно расчетная формула имеет вид:

$$V = V_0 [1 + 0,3(n-1)]/n.$$

Для подземных рудников величина расчетного расхода ВВ и степень дробления зависят, кроме перечисленных факторов, от мощности месторождений. При малой мощности рудных тел (слоя) целесообразно применение возможно меньших диаметров заряда (28 мм и менее), так как это уменьшает разубоживание руды пустой породой и дает интенсивное мелкое дробление.

При средней мощности рудных тел применяются скважины диаметром 70—100 мм, причем имеется тенденция, особенно для крупноблочных руд, применять скважины меньшего диаметра (70 мм). Такие скважины применяются при системах разработки с использованием самоходного оборудования.

При разработке рудных тел большой мощности применяются скважины диаметром 80—150 мм и имеются предложения в отдельных случаях довести диаметр скважин до 190 мм с одновременным увеличением высоты отбиваемого блока. Применение такого диаметра скважин проблематично из-за сложности создания малогабаритных механизированных станков для бурения скважин такого диаметра и усиленного сейсмического и воздушного действия мощных зарядов на прилегающие выработки и междуканальные целики.

9.7. КОНСТРУКЦИЯ ЗАРЯДОВ

Изменением конструкции заряда можно регулировать степень дробления пород. При равном выходе горной массы с 1 м скважины и равном удельном расходе ВВ рассредоточение заряда способствует улучшению дробления по сравнению со сплошным зарядом за счет увеличения зоны регулируемого дробления (рис. 9.11). Однако рассредоточение заряда целесообразно только в том случае, если емкость скважины при сплошных зарядах используется не полностью, т. е. если в однородных породах применяется сближенная сетка расположения зарядов и сплошной заряд занимает незначительную часть длины скважины. В неоднородных породах целесообразно рассредоточить заряд, располагая его в наиболее трудно-взрываемых участках массива. В качестве материала для рассредоточения используются порода, вода, воздух. По данным акад. Н. В. Мельникова и д-ра техн. наук Л. Н. Марченко, рассредоточение скважинных зарядов воздушным промежутком (рис. 9.12, а) способствует улучшению дробления породы. Воздушные промежутки в скважине изменяют характер действия взрыва. При взрыве сплошного заряда без воздушных промежутков происходит переизмельчение породы в ближней зоне вследствие высокого давления газообразных продуктов в зарядной камере и распространения волн напряжений с большой амплитудой. При этом в дальнюю зону передается относительно меньшее количество энергии, из-за чего дробление породы в ней получается менее интенсивным.

Создавая воздушные промежутки, можно снизить плотность ВВ в скважине и пиковое давление взрыва на границе заряд — порода и тем самым уменьшить переизмельчение породы около заряда, увеличив время активного воздействия взрыва на среду. Газы от взрыва верхней части заряда запирают газообразные продукты нижней, увеличивая таким образом время действия взрыва на массив.

В результате такого изменения параметров взрывного импульса (произведение силы на время) доля энергии, идущей на местное переизмельчение, уменьшается, повышается коэффициент использования энергии на дробление в дальней зоне. Применение заряда с воздушным промежутком почти во всех случаях 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 ВВ.

Проведенные в этом направлении исследования показали, что дробление породы можно улучшить, если образовать воздушный промежуток между зарядом и укороченной забойкой (см. рис. 9.12, б) в сочетании с запирающими зарядами, которые, взрываясь одновременно с основным, препятствуют выбросу забойки из скважины.

На некоторых карьерах хорошая проработка подошвы уступа достигнута путем оставления в перебуре скважины промежутка с воздухом или водой (рис. 9.12, в). Этот метод перед использованием требуется проверять на каждом карьере.

Длина воздушного промежутка между частями зарядов в большинстве случаев устанавливается эмпирически и зависит от длины колонки заряда, типа ВВ и механических свойств пород. Воздуш-

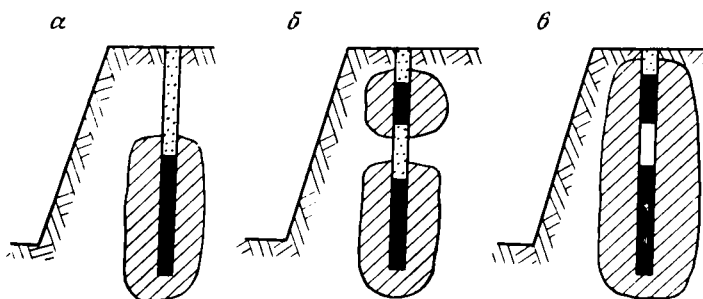


Рис. 9.11. Зоны регулируемого дробления при рассредоточении заряда:

а — сплошной заряд; б — рассредоточенный забойкой; в — рассредоточенный воздушным промежутком

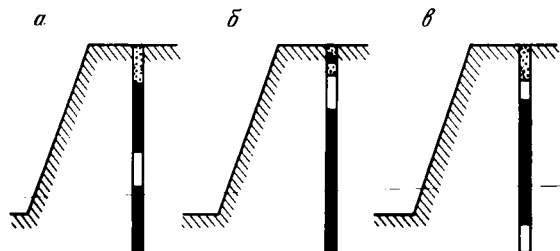


Рис. 9.12. Схема зарядов с воздушными промежутками

ный 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 слабых пород 0,32 — 0,4 длины заряда; для пород крепких 0,15 — 0,20 длины заряда.

Величина верхней части заряда принимается 0,25 — 0,35 от общего заряда. Если длина воздушного промежутка превышает 3,5 — 4 м, следует рассредоточить заряд на несколько частей.

Каждая часть рассредоточенного заряда инициирует от отдельного боевика или мощного ДШ, обеспечивающих устойчивую детонацию ВВ.

При зарядании обводненных скважин следует избегать рассредоточения забойкой (инертным материалом), так как посторонний материал, попадая в заряд, ухудшает детонационную способность ВВ.

Недостаток применения рассредоточенных зарядов: сложность заряжания, снижение эффективности взрывных работ, трудность применения механизированного заряжания.

На карьерах для улучшения дробления широко применяют комбинированные заряды: в нижней части скважины (как правило, обводненной) размещают водоустойчивое мощное ВВ, а в верхней

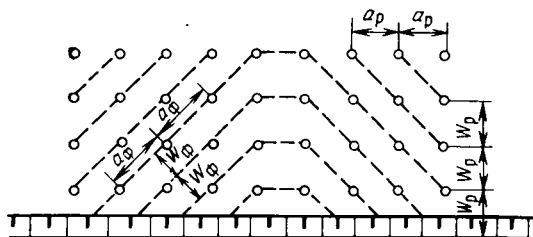


Рис. 9.13. Изменение фактических значений a_ϕ и W_ϕ при диагональной схеме инициирования зарядов

части — менее мощное неводоустойчивое ВВ. Благодаря этому улучшается дробление породы в нижней части уступа.

9.8. КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОЕ ВЗРЫВАНИЕ ЗАРЯДОВ

Применение к. з. в. при взрывании пород III — V категорий по трещиноватости позволяет улучшить степень дробления пород по сравнению с мгновенным. В породах I — II категорий существен-

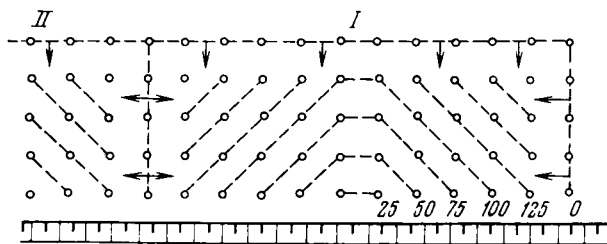


Рис. 9.14. Схема монтажа сети ДШ с опережающим инициированием оконтуривающих скважин блока:

0, 25, 50, 75, 100, 125 — интервалы замедления (мс)

ной разницы в дроблении пород при мгновенном взрывании и к. з. в. нет. Лучший результат дробления достигается при тех схемах к. з. в., в которых наибольшее число зарядов взрывается одновременно, а действие их направлено навстречу, что обеспечивает максимум соударения и дробления крупных отдельных.

На степень дробления влияют схема и интервал замедления, ориентировка зарядов относительно господствующих систем трещин и другие факторы, которые должны учитываться в конкретных условиях. При выборе их следует исходить не только из степени дробления, но также из условий технической возможности реализации схемы взрывания, безопасности и др.

Так, к. з. в. позволяет за счет диагональной или врубовой схем инициирования зарядов при квадратной сетке их расположения

уменьшить фактическое с. п. п. W для каждого заряда и увеличить расстояние между скважинами a . Фактический коэффициент сближения скважин при этом может увеличиться с 1 до 8, с. п. п. уменьшается в 2 раза и более (рис. 9.13), а каждый заряд в скважине в этих случаях работает как одиночный. При взрывании с большими коэффициентами сближения увеличивается равномерность дробления, особенно крупноблочных пород.

Короткозамедленное взрывание позволяет реализовать еще один эффективный способ управления дроблением трещиноватого массива путем опережающего взрывания скважин по контуру взрываемого блока, вследствие чего в массиве происходит закрытие (схлопывание) трещин. После этого с замедлением 20—35 мс инициируют основные заряды в блоке по диагональной или порядной схеме (рис. 9.14). Разрушение массива с сомкнутыми трещинами происходит более интенсивно в результате снижения потерь энергии при переходе через трещины. В этом случае основная задача — правильно подобрать интервал замедления между зарядами контурного ряда и основными. Этот метод позволяет значительно снизить сейсмическое действие взрыва на окружающие объекты.

9.9. ВЗРЫВАНИЕ ВЫСОКИХ БЛОКОВ (УСТУПОВ)

Сущность этого метода регулирования дробления состоит в том, что несколько рядов скважин бурят сразу на два или три уступа и взрывают с помощью средств к. з. в. (см. рис. 9.15).

При увеличенной высоте уступа растет коэффициент использования скважин для размещения заряда ВВ, уменьшается зона неблагоприятной работы экскаватора в контакте с неразрушенным массивом.

Расчетами установлено, что при увеличении высоты блока с 15 до 75 м время действия взрыва на массив увеличивается в 5—6 раз, а следовательно, резко увеличивается работа взрыва, расходуемая на дробление.

Опыт карьеров Кривбасса показал, что рациональная высота уступов составляет 30 м. При взрыве уступов высотой 45 м при сетке расположения скважин 9×9 и 10×10 м в процессе уборки породы установлено, что нижние 10—12 м высокого уступа разрушаются плохо, из-за чего требовалось повторное обуривание и взрывание нижних подуступов. Это наблюдалось особенно часто при расширенной сетке скважин. Однако, несмотря на некоторые достоинства взрывания высоких уступов, из-за длительного омертвления капиталовложений на буровзрывные работы, а также уменьшения ширины рабочих площадок область их применения на карьерах снижается. Применимость этого метода ограничена породами I—III категорий взрываемости, 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. Для взрывания высоких уступов разработаны приемы, которые обеспечивают определенное пространственное смещение массива. Это взрывание на врубовые ряды скважин (рис. 9.15), а также одновременное инициирование отдельных частей рассредоточенных скважинных зарядов. В пер-

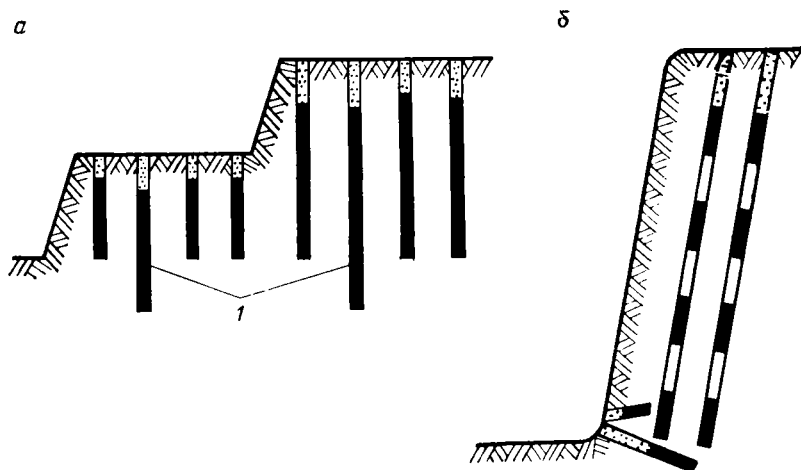


Рис. 9.15. Схема подготовки к взрыву сдвоенных уступов:

а — с врубовыми рядами скважин; б — с наклонными скважинами небольшого диаметра

вом случае врубовые скважины 1 с зарядом ВВ, превышающим на 20 — 25 % по величине заряд рядовых скважин, взрывают мгновенно, а затем на созданную щель взрывают третий, четвертый ряды скважин и т. д. Такое взрывание особенно широко применяют при траншейных взрывах. Расчетный удельный расход ВВ принимается 0,8 — 1 кг/м³.

Практика некоторых небольших карьеров за рубежом подтверждает целесообразность для улучшения степени дробления применения высоты уступа до 70 м. При этом скважины диаметром до 100 мм бурят параллельно откосу уступа, заряжают, как правило, патронированными ВВ повышенной мощности. Улучшение дробления достигается в результате применения рассредоточенных зарядов небольшого диаметра и падения породы с большой высоты. Иногда бурят дополнительные горизонтальные или наклонные скважины для обеспечения хорошей проработки подошвы уступа и повышенной интенсивности дробления нижней части массива. При подземной разработке руд реализовать взрывание блоков большой высоты пока не представляется возможным из-за отсутствия средств для бурения скважин глубиной 60 — 100 м, обеспечивающих их допустимое по качеству взрыва отклонение от проектного положения.

9.10. ВНУТРИСКВАЖИННОЕ ЗАМЕДЛЕНИЕ И НАПРАВЛЕНИЕ ИНИЦИИРОВАНИЯ ЗАРЯДА

Сущность внутрискважинного замедления состоит в разделении заряда, размещенного в скважине, на несколько частей и взрывании их с замедлением один относительно другой (рис. 9.16). За счет

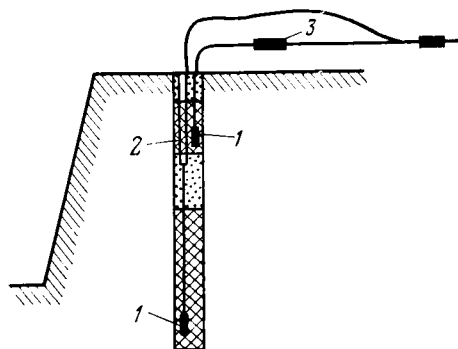


Рис. 9.16. Схема разновременного инициирования частей рассредоточенного заряда в скважине:

1 — боевики; 2 — изолирующий ДШ шланг;
3 — КЭДШ

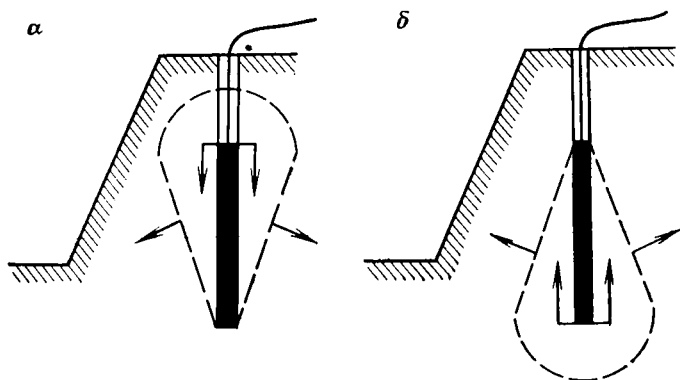


Рис. 9.17. Изменение напряженного состояния массива в зависимости от направления инициирования зарядов:

а — сверху, б — снизу

этого достигаются увеличение общего времени воздействия взрыва на массив и улучшение его дробления. Схемы взрывания различаются в основном последовательностью инициирования «снизу» или «сверху» при соотношении между верхним и нижним зарядом 1 : 2 и длине промежутка между зарядами 0,6 — 0,8 длины верхней части заряда. Инициирование производится детонирующим шнуром, размещенным в резиновом или полихлорвиниловом шланге, исключающем взрыв ВВ от ДШ, идущего в нижнюю часть заряда. Разработаны маломощные ДШ, пригодные для создания внутрискважинных замедлителей. Для этой цели можно использовать также

ЭД соответствующих интервалов замедлений (10 — 25 мс), но это менее удобно, так как их необходимо размещать в скважине. Более эффективна схема замедления снизу, так как она в наибольшей степени удлиняет воздействие взрыва заряда на массив. Основные недостатки схем взрывания с внутрискважинными замедлениями — сложность заряжания и невозможность механизации работ.

Экспериментами установлено, что проработка подошвы уступа и степень дробления улучшаются, если инициировать скважинный заряд снизу (рис. 9.17). При этом, как показывают съемки на прозрачных и оптически активных моделях, фронт волны напряжений при инициировании снизу более равномерно воздействует на массив, а время воздействия энергии взрыва увеличивается вследствие удлинения времени разрушения массива. По данным проф. В. Н. Мосинца, перспективно инициирование заряда снизу, если скорость детонации выше скорости распространения продольной волны в массиве в 1,6 раза и более. Если соотношение скоростей меньше 1,6, лучше принять прямое инициирование.

В определенных случаях для интенсификации дробления может быть использовано одновременное инициирование заряда в нескольких точках (многоточечное инициирование).

Более интенсивное дробление породы происходит на участках встречи детонационных волн в заряде и волн напряжений в массиве.

В МГИ улучшение дробления известняков достигнуто при прямом инициировании заряда босвиком уменьшенной величины (0,1 — 0,2 кг).

Заряд гранулированного ВВ в этом случае подвергался опережающей (10 — 15 мкс) подготовке (активации) путем взрыва в нем одной или двух ниток ДШ, проложенных у стенки скважины по всей длине заряда.

9.11. ВЛИЯНИЕ КАЧЕСТВА ЗАБОЙКИ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВЗРЫВА

Устья шпуров и скважин, оставшиеся свободными после размещения зарядов, заполняются, как правило, забоечным материалом: глиной, песком, мелкой породой и т. п. Забойка улучшает разрушительный эффект действия взрыва вследствие уменьшения потерь энергии в процессе детонации заряда и более полного протекания реакции взрыва, увеличения длительности воздействия газов взрыва на стенки зарядной камеры. Качественная забойка уменьшает силу ударной воздушной волны, разброс кусков породы, а также повышает безопасность работ. Наиболее эффективна забойка из песка или из мелкораздробленной породы. Такая забойка оказывает наибольшее сопротивление газам взрыва.

Применение на карьерах вместо забойки бумажных пробок в устье скважины, выполненных из пустых мешков, ведет к повышению удельного расхода ВВ и увеличению разлета кусков, что недопустимо.

Минимальная величина забойки при взрывании на карьерах должна быть $\geq 0,75 W$, или $25 \div 30 d_3$.

Имеются предложения по применению запирающих зарядов, с помощью которых длину забойки можно уменьшить. Запирающие заряды (1, 2 на рис. 9.18) (обычно один или реже два) размещаются в забойке и взрываются одновременно с основным зарядом 3. При взрывании в устье скважины создается давление, близкое к давлению, развиваемому основным зарядом, которое препятствует вылету газов взрыва, чем удлиняется время действия взрыва на массив.

9.12. ПРИМЕНЕНИЕ ПАРНОСБЛИЖЕННЫХ СКВАЖИН

Применение парносближенных скважин как метода регулирования степени дробления горных пород основано на предположении, что два или три скважинных заряда, расположенных на расстоянии $(3 \div 5) d_3$ и взорванных одновременно, действуют как один плоский заряд, генерирующий в породе плоскую волну напряжений. Распространяясь в массиве, волна затухает обратно пропорционально расстоянию, а не квадрату расстояния, как при одиночном заряде.

В результате этого массив породы в большей мере насыщается энергией при взрыве и происходит еще более интенсивное и равномерное дробление на больших расстояниях от заряда. Этот метод взрывания применялся в 30-х годах, когда на высоких уступах по первому ряду для обеспечения нормального разрушения массива и заданного уровня подошвы уступа бурили сдвоенные или строенные вертикальные скважины диаметром 150—170 мм.

В 60-х годах на карьере Норильского ГМК применен двухшпindelный станок НБС-3 для одновременного бурения двух скважин на расстоянии $5d$ одна от другой. Парносближенные скважины бурили по всему взрываемому блоку (рис. 9.19).

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 Союзвзрывпрома как для одной скважины вместимостью $2p$, т. е.

$$W = \sqrt[3]{2p/q_p},$$

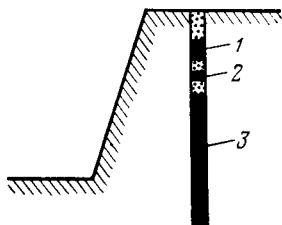


Рис. 9.18. Схема заряженной скважины с запирающими зарядами

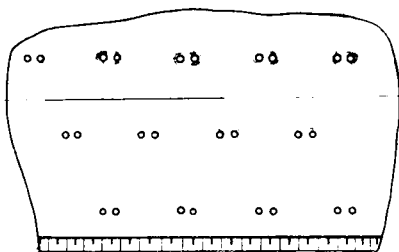


Рис. 9.19. Схема обурирования блока парносближенными скважинами

где q_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; p — вместимость скважин, кг/м.

Расстояние между сближенными скважинами принимается равным $(4 \div 6) d_s$.

На рудниках Кузнецкого металлургического комбината в опытном порядке применяется метод парносопряженных скважин, которые бурят вплотную одна к другой. Широкого распространения метод парносближенных скважин не получил из-за неудобства бурения.

9.13. ВЗРЫВАНИЕ В ЗАЖАТОЙ СРЕДЕ

Сущность взрывания в зажатой среде (на подпорную стенку) заключается во взрывании группы зарядов в условиях, когда отсутствует открытая поверхность взрываемого блока, которая прикрыта определенным объемом ранее разрушенной породы (рис. 9.20).

При взрывании в зажатой среде применяется к.з.в. при числе рядов скважин не менее четырех. Взрывание может применяться в любых породах, однако оно предпочтительнее в породах средней крепости и крепких с интенсивной трещиноватостью, в которых пустотность трещин достаточна для обеспечения разрушающего смещения одних отдельных относительно других.

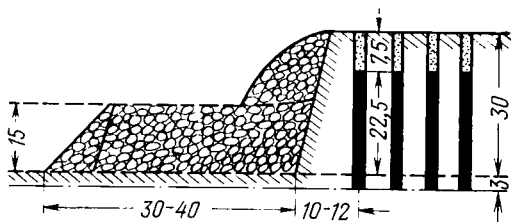
Применение взрывов в зажиме целесообразно, так как взрывание на открытую поверхность на карьерах имеет следующие технологические недостатки: сложность управления параметрами развала горной породы; большой объем подготовительно-восстановительных работ; низкая производительность и неудовлетворительные условия работы экскаваторов при уборке последней ленты и зачистке откоса уступа; трудность достижения больших объемов взрывов, так как обуривание блока выполняется после завершения уборки породы от предыдущего взрыва, что приводит к снижению производительности горного оборудования из-за перерывов в работе для подготовки и выполнения взрыва. При взрывании в зажатой среде значительно снижается объем подготовительных и восстановительных работ на уступе при взрыве; 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 практически независимой работы буровых станков и подготовки взрыва от погрузочно-транспортного оборудования.

Опытными взрывами установлено, что ширина подпорной стенки при взрывании на известняковых карьерах должна быть 10 — 12 м, для карьеров Кривбасса 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 $f = 8 \div 14$ целесообразно применение порядных схем с применением продольных и поперечных врубов; интервалы замедления между се-

ниями зарядов принимаются 25 — 75 мс; порядные схемы применимы только для интенсивно трещиноватых массивов с высокими упругими постоянными, аналогичными криворожским кварцитам; для крепких среднелочных пород эффективны диагональная и радиальная схемы; общий удельный расход ВВ при взрывании в зажатой среде увеличивается на 15 — 30 %.

Рис. 9.20. Схема расположения скважинных зарядов при взрывании на подпорную стенку (размеры в метрах)



Метод взрывания в зажатой среде получил широкое распространение при подземной отбойке руд, так как кроме улучшения дробления он позволил при системах с массовым обрушением значительно уменьшить разубоживание руды при выпуске.

9.14. ПРИМЕНЕНИЕ ПРОМЕЖУТОЧНЫХ ШПУРОВ И СКВАЖИН

Для улучшения дробления породы иногда рекомендуется между основными 1 располагать дополнительные 2 заряды в шпурах или скважинах уменьшенной глубины и диаметра (рис. 9.21). Как правило, промежуточные шпуры или скважины диаметром 60 — 100 мм бурятся тяжелыми бурильными молотками или погружными пневмоударниками. Несмотря на значительное улучшение дробления, этот способ можно рекомендовать только для небольших карьеров при небольшой 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). Комбинированное обустройство малопродуктивно, а стоимость бурения в 1,5—2 раза выше, чем при обычном способе, кроме того оно неудобно с точки зрения организации работ.

При некачественном дроблении верхней части уступа иногда целесообразно применять сочетание основных скважин нормальной глубины и мелких промежуточных скважин одного диаметра. Такая схема обустройства и взрывания массива эффективна при наличии слоя мерзлого грунта в кровле ус-

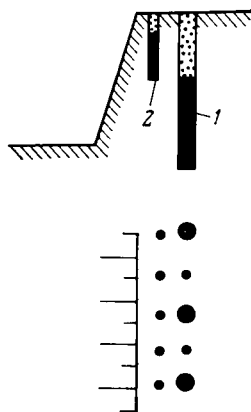


Рис. 9.21. Схема подготовленного к взрыву уступа с применением промежуточных зарядов

тупа. На подземных рудниках такой метод регулирования дробления не применяется.

9.15. ПРИМЕНЕНИЕ ПУЧКОВ И ДРОБЯЩИХ ВЕЕРОВ СКВАЖИН

При подземной разработке мощных месторождений для улучшения дробления массива широко применяется метод пучкового

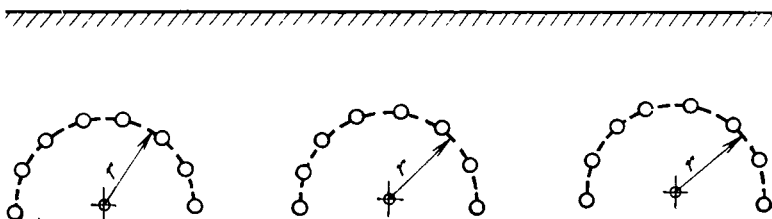


Рис. 9.22. Схема полукольцевых пучков скважин

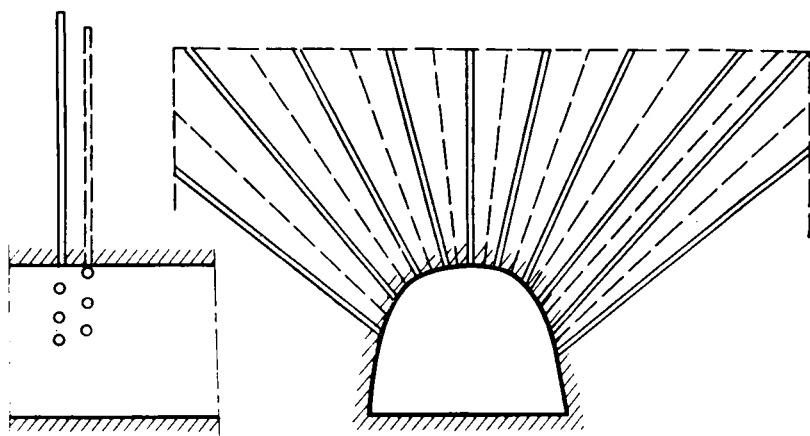


Рис. 9.23. Схема дробящих вееров скважин

расположения и взрывания четырех-пяти параллельных скважин на расстоянии $(4 \div 5) d_z$ 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 к. п. д. 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.

9.16. ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ПОРОД И КОНДИЦИОННЫЙ РАЗМЕР КУСКА

Определяющими свойствами, влияющими на возможность регулирования дробления массивов 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.

Трещиноватость, определяющая размеры отдельностей, слагающих массив, является одним из главных факторов улучшения дробления.

На одном и том же предприятии из-за различной трещиноватости на разных участках в одинаковых породах получается различная степень дробления при взрыве в зависимости от того, насколько различаются размеры естественных отдельностей, слагающих массив, и кондиционных кусков.

С увеличением допустимого размера кусков (рис. 9.24, точки a_1 , a_2 , a_3 и т. д.) количество крупной фракции породы, требующее вторичного дробления, во всех случаях уменьшается. Таким образом, при постоянстве гранулометрического состава взорванной массы качество дробления, оцениваемое по выходу негабарита, может быть различным, различна будет 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- и трудновзрываемыми в зависимости от принятых размеров кондиционных кусков.

Возможности регулирования степени дробления породы зависят от допустимого размера куска. При малых размерах кусков увеличением удельных расходов ВВ можно добиться снижения выхода негабарита, однако число негабаритных кусков на 1 м³ взорванной породы 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 отличаются между собой, то возможности регулирования степени дробления расширяются, так как разрушение куска даже на две части превращает его из негабаритного в габаритный.

Это видно из данных по замерам кусков разной крупности на известняковом карьере. При большом размере кондиционного куска (0,9 м) с увеличением удельного расхода ВВ объем негабарита

и число негабаритных кусков уменьшаются (рис. 9.25, а). При малых размерах кондиционного куска (0,3 м) с увеличением удельного расхода число негабаритных кусков на 1 м³ взорванной породы растет, несмотря на уменьшение выхода негабаритов по объему (рис. 7.25, б).

Для учета разнообразия горнотехнических условий горных предприятий предлагается вводить соотношение между средним размером отдельных и кондиционным размером куска, так как это соотношение будет характеризовать требуемый уровень интенсивности дробления отдельностей массива, который может быть разделен на минимальный, когда размер отдельностей меньше размера кондиционного куска и требуется только их разделение, т. е. встряхивание массива; средний, когда после дробления на две части отдельности становятся кондиционными; высокий, когда требуется разрушить отдельности на три части и более, чтобы достигнуть кондиционного размера.

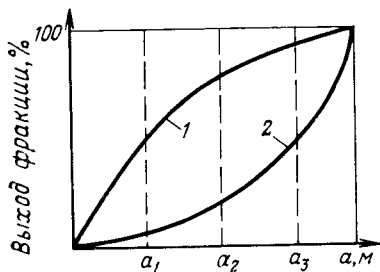


Рис. 9.24. Зависимость выхода негабаритных фракций от размера кондиционного куска:

1, 2 — массивы с различной трещиноватостью

ТАБЛИЦА 9.2

Методы эффективного дробления взрывом различных пород с учетом горнотехнических условий выработки

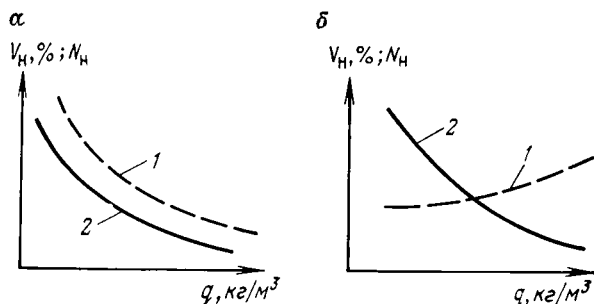
Качественная характеристика массива	Отношение средних размеров отдельности к размеру кондиционного куска	Требуемый характер воздействия на массив для получения высокой степени дробления при взрыве	Наиболее эффективные методы дробления
Мелкоблочный	≤ 1	Разделение отдельностей практически без их дробления	Большой диаметр скважин (свыше 250 мм) Средние удельные затраты ВВ. Порядные схемы к.з.в., ВВ пониженной средней энергии
Среднеблочный	1—2	Дробление крупных отдельностей минимум на две части	Средний диаметр скважин (150—250 мм). Средние и повышенные удельные затраты ВВ средней энергии. Врубные схемы к.з.в.
Крупноблочный	> 2	Интенсивное дробление крупных отдельностей на много частей	Малый диаметр скважин (до 150 мм). Высокие удельные заряды ВВ средней и повышенной энергии

На основе изложенных выше данных составлена табл. 9.2, в которой приведены предпочтительные методы регулирования дроблением в зависимости от свойств пород и допустимого размера куска на предприятии.

Расчетные методы определения параметров взрывания с учетом крупности дробления не получили распространения ввиду чрезвычайного разнообразия условий ведения работ. Поэтому выбор пара-

Рис. 9.25. Зависимость выхода негабарита от удельного расхода ВВ:

1 — число кусков N_H на 1 м³ горной массы; 2 — V_H , %.



метров отбойки более целесообразен с несколько иных позиций. Для каждого предприятия, треста, комбината, отрасли нужно составить в развитие классификации по взрываемости классификацию разрабатываемых горных пород по добываемости, в которой учесть: физические факторы — прочностные характеристики пород, характеристики 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, определяющие кондиционный размер куска.

Классификация составляется на получение заданного дробления при определенном допустимом размере куска. Если на предприятии кондиционный кусок другого размера, то принимается по-

ТАБЛИЦА 9.3

Пример структурной схемы классификации пород по добываемости (для одной категории)

Категория породы (прочность)	Среднее расстояние между трещинами, м	Допустимый размер куска (м) в зависимости от диаметра заряда (мм—в числителе) и расчетного удельного расхода ВВ (кг/м³—в знаменателе)				
		40/2,0	100/1,4	150/1,2	200/1,0	300/0,8
I	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4
	0,6	0,4	0,5	0,6	0,6	0,6
	1,0	0,4	0,7	0,8	0,9	1,0
	1,5	0,5	0,8	0,9	1,2	1,5
	1,5	0,5	0,9	1,0	1,3	1,5

правка на удельный расход ВВ вида $k_k \approx (d_x/d_t)^n$, где d_x и d_t — фактический и табличный размеры кондиционного куска; n — показатель степени, принимаемый ≈ 1 .

Для заданных условий по классификации находятся удельный расход ВВ и требуемый диаметр заряда. Очевидно, что полностью исключить выход негабарита не удастся в связи с существованием зоны практически нерегулируемого дробления. Поэтому классификации следует составлять с учетом выхода некондиционной фракции до 3 % для пород I — III категорий по взрываемости, 3—5 % — для пород IV—VII категорий и 5—7 % — для пород VIII—X категорий (табл. 9.3).

Данная классификация дает табличные значения расчетных удельных расходов ВВ, которые уточняются в процессе ведения взрывов с учетом конкретных горнотехнических условий предприятия, а также применяемых методов регулирования дробления.

ВЗРЫВАНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

10.1. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ ВЕДЕНИЯ РАБОТ

В обозримом будущем для разрушения горных пород при проведении выработок в породах с $f > 6 \div 8$ будут широко применяться взрывные работы. В породах меньшей крепости будет увеличиваться применение проходческих комбайнов.

В зависимости от условий проведения выработок меняются процесс и эффективность разрушения пород в забое. Поэтому различают следующие условия взрывания.

1. *В шахтах, не опасных по взрыву газа или пыли:* забои горизонтальных и наклонных выработок, проводимых по однородным и смешанным породам; забои вертикальных нисходящих и восстающих выработок.

2. *В шахтах, опасных по взрыву газа или пыли:* обычные забои; забои с сотрясательным взрыванием; забои с камуфлетным взрыванием; забои в выбросоопасных породах; забои при вскрытии выбросоопасных угольных пластов.

При проведении выработок взрывным способом выполняют следующие операции: бурение шпуров (и скважин), зарядание и взрывание, проветривание, уборку породы и крепление выработок.

От правильно выбранных параметров взрывания зависят эффективность остальных процессов и технико-экономические показатели проведения выработки в целом.

Взрывание забоя выработки выполняется в соответствии с паспортом буровзрывных работ, в котором указываются: породы, число, диаметр и глубина шпуров, тип вруба, тип ВВ, величина зарядов, схема взрывания, ожидаемые результаты взрыва. При изменении свойств пород паспорт должен уточняться, он также периодически уточняется с учетом результатов взрыва.

При проведении выработок имеется, как правило, одна открытая поверхность — плоскость забоя, к которой перпендикулярно или наклонно бурят комплект шпуров (от 10 до 60). Взрывание комплекта шпуров должно отвечать следующим требованиям: первоначально необходимо создать взрывом части шпуров дополнительную открытую поверхность, чтобы усилить разрушительное действие остальных зарядов; разрушить породу в забое выработки на куски требуемых размеров (навал породы должен быть компактным для эффективной работы погрузочных машин и исключения повреждения крепи и оборудования выработки); образовать сечение выработки, максимально приближающееся к проектному, сведя к минимуму недоборы и переборы породы, обеспечить высокий к. п. ш., а также исключить нарушение массива за контуром сечения выработки. Для достижения указанных результатов взрыва в комплексе шпуров при проведении выработки применяют (рис. 10.1):

врубовые шпур (№ 1—№ 4) — взрыв зарядов в них создает дополнительную (вторую) открытую поверхность в забое и улучшает условия взрывания остальных шпуров. Врубовые шпур обычно бурят на 0,2—0,3 м глубже остальных, а величина зарядов врубовых шпуров на 15—20 % больше, чем в остальных.

Отбойные шпур (№ 5—№ 9), заряды в которых взрываются после врубовых, предназначены для расширения полости, образованной врубом. При малых сечениях выработок отбойных шпуров может и не быть, а при большом сечении отбойными шпурами разрушается большая часть породы в забое.

Оконтуривающие шпур (№ 10— № 18), заряды в которых взрываются последними, предназначены для придания выработке проектного сечения. Концы оконтуривающих шпуров в крепких породах выступают за контур на 100—150 мм, а в мягких породах располагаются на проектном контуре выработок.

При проведении выработок шпур глубиной более 2,5 м считаются глубокими, глубиной 1,5—2,5 м — средними и глубиной менее 1,5 м — мелкими.

Коэффициентом использования шпуров (к. и. ш.) называется отношение величины подвигания забоя за один взрыв к средней глубине шпуров. К. и. ш. является одним из основных критериев качества взрыва, правильности выбранной схемы расположения врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров и удельных расходов ВВ. Взрыв считается неудовлетворительным при к. и. ш. менее 0,65—0,7, нормальным при к. и. ш. 0,80—0,9, хорошим — при к. и. ш. выше 0,9. К. и. ш. существенно зависит от размеров вру-

бовой полости, из-за чего выбору схемы расположения врубовых шпуров (типа вруба) придается первостепенное значение.

В выработках прямоугольного, трапециевидного сечения применяют наклонные и прямые врубы. *Наклонные врубы* образуют шпурами, пробуренными наклонно под углом 60—70° к поверхности забоя. Расстояние между концами шпуров 10—20 см. В трещиноватых породах для увеличения эффекта разрушения врубовые шпур располагают так, чтобы они пересекали плоскость трещин под углом, близким к 90°.

Прямые (призматические) врубы образуют шпурами, пробуренными перпендикулярно к поверхности забоя. При этих врубах, как правило, один или несколько шпуров оставляют незаряженными

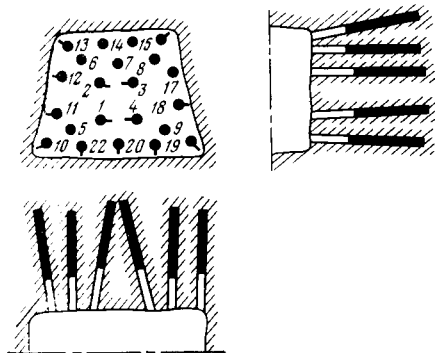


Рис. 10.1. Схема расположения шпуровых зарядов при проведении выработки

Вруб	Характеристика	Условия применения	
		Площадь сечения выработки, м ²	Породы
Пирамидальный (рис. 10.2, а)	Шпур образует четырехгранную пирамиду	Более 4	Плотные монолитные крепкие слонистые различной крепости при крутом падении
Вертикальный клиновой (рис. 10.2, б)	Шпур образует вертикальный клин в центральной части забоя	Более 6	Однородного строения при крутом падении трещин или напластований
Горизонтальный клиновой (рис. 10.2, в)	Шпур образует горизонтальный клин в центральной части забоя	Более 4	То же, при горизонтальном или пологом падении
Нижний (рис. 10.2, г)	Шпур пересекает слон и трещины примерно под прямым углом	То же	Слонистые трещиноватые средней крепости при падении трещин и напластовании на забой
Верхний (рис. 10.2, д)	То же	»	То же
Боковой (рис. 10.2, е)	Шпур, направленные по контакту пород, составляют вертикальный ряд	»	Слонистые крутого падения при проведении выработок параллельно контакту пород
Вертикальный щелевой (рис. 10.2, ж)	Параллельные шпур образуют вертикальный ряд	Любая	Монолитные средней крепости
Призматический (рис. 10.2, з)	Параллельные и близко расположенные шпур пробурены перпендикулярно к плоскости забоя	До 6	Монолитные крепкие
Шагающий (рис. 10.2, и)	Один из шпуров имеет глубину в два раза большую, чем остальные	Любая	Вязкие, труднообрабатываемые

для создания дополнительной открытой поверхности, облегчающей проявление разрушительного действия остальных шпуров.

Схемы и области применения различных типов врубов приведены в табл. 10.1 и на рис. 10.2.

Области применения прямых и наклонных врубов зависят от глубины шпуров l (м), (рис. 10.3, б), сечения выработки S , м^2 (рис. 10.3, а), коэффициента крепости пород f и могут быть определены по графикам.

В связи с увеличением числа используемых буровых кареток расширяется применение прямых врубов.

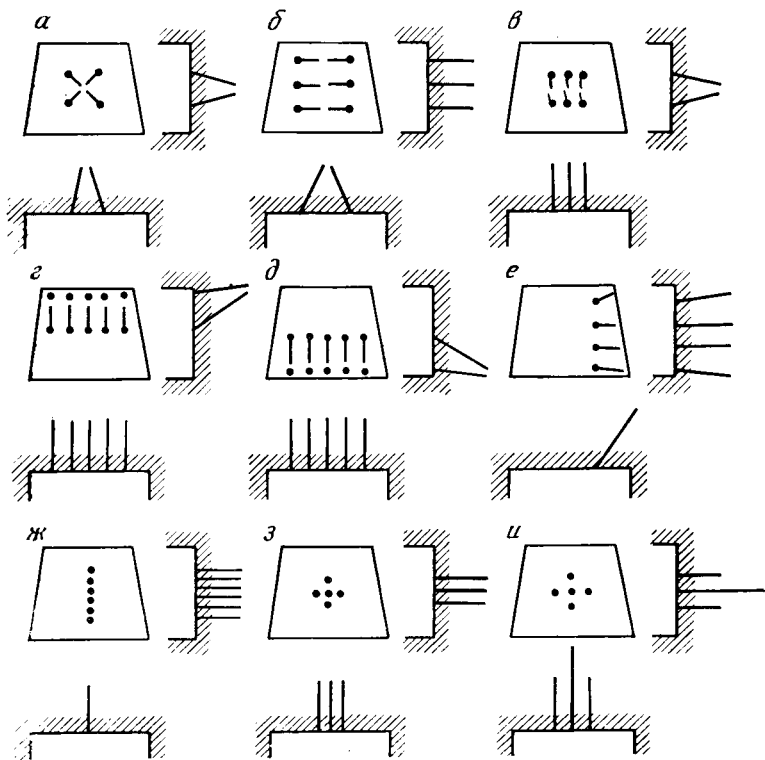


Рис. 10.2. Схемы расположения врубовых шпуров

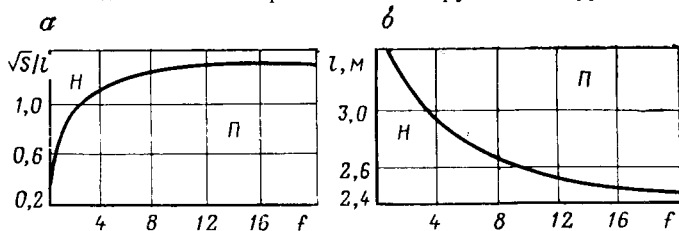


Рис. 10.3. Предпочтительные области применения прямых (П) и наклонных (Н) врубов

Разработаны новые конструкции прямых врубов с глубокими шпурами, в которых использован эффект взрывной запрессовки свободной от заряда части шпуров, взрываемых с замедлением (рис. 10.4, а), а также прямые врубы с дополнительными зарядами, размещенными в шпурах большей глубины и взрываемыми с замедлением. Взрывом этого заряда разрушаемая во врубовой полости зарядами 1 порода выбрасывается из ее пределов (рис. 10.4, б).

Принципиально новой конструкцией врубов и комплектов шпуров, предложенной МГИ и ВНИПИГОРЦветметом, является схема с наклонной клиновой поверхностью забоя. Благодаря такой форме забоя шпуры разрушают породу в максимально облегченных условиях, и к. и. ш. получается близким к единице. Из врубов с наклонными шпурами наиболее широко применяются вертикальные клиновые врубы.

При проведении выработки в неоднородной породе по пластам угля (рис. 10.5, а, б) или рудным жилам (рис. 10.5, в) вначале отбивают уголь или руду, в результате чего образуется дополнительная открытая поверхность. После уборки угля или руды взрывают породу комплектами шпуров, параллельными дополнительной открытой поверхности.

В выработках круглого сечения (стволах, тоннелях) шпуры располагают по нескольким концентрическим окружностям. Вруб состоит из 6—12 шпуров, глубина которых на 15—20 см больше остальных. Наиболее распространены врубы с параллельными шпурами, обеспечивающими меньший выброс породы вверх. Для заря-

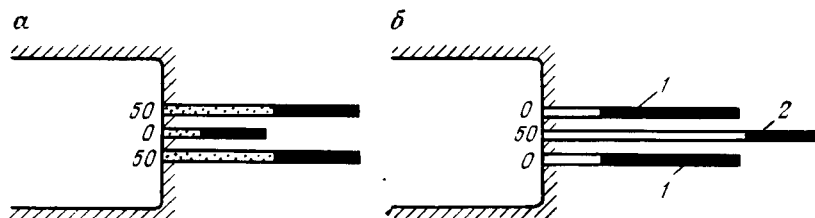


Рис. 10.4. Схема вруба (0, 50 — интервалы замедлений, мс):

1 — разрушающие заряды; 2 — дополнительный заряд

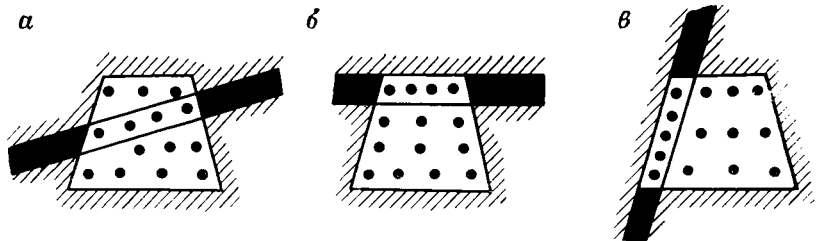


Рис. 10.5. Схема расположения шпуров при проведении выработки по смешанному забою

дов в патронах диаметром 32 мм соотношение между количеством шпуров в окружностях принимают 1 : 2 : 3 : 4, для зарядов в патронах диаметром 45 мм — 1 : 3 : 6.

Оконтуривающие шпуров бурят на расстоянии 15—20 см от проектного контура под углом 85—87° в сторону стенок. Концы шпуров, как правило, не выходят за контур сечения ствола.

В восстающих выработках породу разрушают взрывами шпуровых или скважинных зарядов диаметром 80—105 мм. Расположение шпуров в восстающих аналогично тому, которое применяется для вертикальных выработок малого сечения. Разрушение породы облегчается тем, что она высыпается из выработки, обеспечивая хороший разрушительный эффект.

Прогрессивным способом проведения восстающих является разрушение породы взрывом скважинных зарядов. При этом вруб образуется одной незаряженной скважиной, рядом с которой располагается несколько врубовых заряжаемых скважин. Остальные скважины бурят по углам выработки или по окружности (рис. 10.6).

Различают *ярусное взрывание*, когда скважины бурят на всю глубину восстающего, а заряжают участками длиной 2—3 м. Участок скважин длиной 2—2,5 м, прилегающий к заряду, засыпают песком, чтобы предохранить скважины от разрушения. Для удержания заряда в скважины снизу вставляют деревянные пробки (рис. 10.7) Интервал замедления между взрывом врубовых и отбойных зарядов подбирают в ходе опытных взрывов.

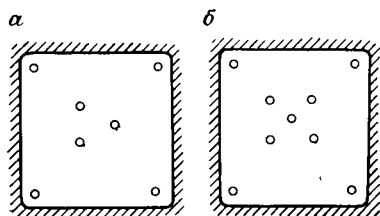


Рис. 10.6. Схема расположения взрывных скважин (варианты а и б) при проходке восстающей выработки

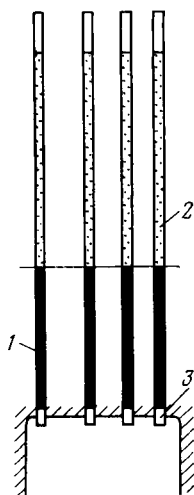


Рис. 10.7. Схема расположения скважин при ярусном взрывании:

1 — заряд ВВ; 2 — песчаная забойка; 3 — деревянные пробки

При проходке восстающего скважины заряжают на всю глубину сплошными зарядами. Обычно этот способ применяют при длине восстающего не более 20 м. Число скважин шесть—восемь, расчетный удельный расход ВВ 2—3 кг/м³.

Ориентировочные расходы ВВ при проведении выработок

Коэффициент крепости породы f	Расход ВВ (кг/м ³) в зависимости от площади поперечного сечения выработки, м ²					
	горизонтальной			вертикальной		
	4—6	10—12	16—20	До 25	36—40	65—70
15—20	2,2	2	1,9	2,8	2,5	2,1
7—9	1,5	1,4	1,3	2,1	1,8	1,4

10.2. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВАНИЯ

В расчете параметров взрывания при проведении выработок исходным является расчетный удельный расход ВВ, зависящий от многих факторов: физико-технических свойств пород, сечения выработки, глубины и диаметра шпуров, типа ВВ и др. Удельный расход ВВ определяется по таблице, составленной для аммонита № 6ЖВ на основе обработки данных производственных взрывов (табл. 10.2). При применении других ВВ пользуются переводными коэффициентами, значения которых принимают обратно пропорциональными их энергетическим характеристикам (см. табл. 8.2).

Исходя из найденного удельного расхода ВВ определяют число и глубину шпуров. Число шпуров по сечению выработки должно быть достаточным с точки зрения эффективного разрушения обуренного объема породы, размещения расчетного заряда ВВ и правильного оконтуривания выработки.

Известно более 20 различных формул для определения числа шпуров на забой. Эти формулы можно разделить на две группы: эмпирические и аналитические. К первой группе относятся формулы профессоров М. М. Протодяконова, А. Ф. Суханова, Э. О. Миндели. В этих формулах содержится математическое описание данных, полученных на основе обработки экспериментов, поэтому они пригодны только для условий, подобных тем, на основе которых они построены.

Сущность аналитических формул состоит в определении числа шпуров для размещения в них расчетного заряда ВВ.

Так, формула проф. Н. М. Покровского

$$N = qS/\rho \quad (10.1)$$

выведена из равенства

$$N\rho l_{\text{ш}} = qSl_{\text{ш}}, \quad (10.2)$$

где N — число шпуров на забой; $l_{\text{ш}}$ — средняя глубина шпуров, м; q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; S — площадь забоя, м².

Вместимость l м длины шпура (кг):

$$\rho = a_{\text{ш}} \frac{\pi d^2}{4} \Delta, \quad (10.3)$$

где $a_{\text{ш}}$ — коэффициент заполнения шпура ВВ; Δ — плотность ВВ в шпуре, кг/м³.

Наиболее просто число шпуров на забой определяют исходя из найденного по таблицам расхода ВВ на 1 м³ обуренной породы. При этом глубину шпуров выбирают исходя из требуемого подвигания выработки за один взрыв.

Количество ВВ на один взрыв определяют по формуле

$$Q = q l_{\text{ш}} S \eta, \quad (10.4)$$

где η — к. и. ш.

Число шпуров на забой определяют исходя из максимально допустимого их заполнения. Обычно ВВ заполняют 2/3 длины шпура, но в крепких породах заполнение может быть большим.

Величина заряда (кг) в одном шпуре

$$Q_3 = \frac{2}{3} l_{\text{ш}} \frac{\pi d^2}{4} \Delta, \quad (10.5)$$

где d — диаметр шпуров, дм.

Число шпуров $N = Q/Q_3$.

Расчетное число шпуров проверяют исходя из равномерности разрушения площади забоя и правильного оконтуривания выработки. При необходимом числе шпуров на забой N' заряд отдельного шпура пересчитывают по формуле $Q'_3 = Q/N'$.

Полученную среднюю величину заряда умножают на следующие поправочные коэффициенты: для врубовых шпуров на 1,2; для отбойных шпуров, оконтуривающих, боковых и верхних — на 0,8—0,9. Вычисленные параметры проверяют опытными взрывами.

Для пород с коэффициентом крепости $f = 4 \div 10$ оптимальная глубина шпуров равна $1,8 \div 2,8$ м, причем с увеличением крепости пород оптимальная глубина шпуров уменьшается, а с увеличением площади сечения выработки — возрастает. При устойчивых породах отбойка эффективна при глубине шпуров 4—4,5 м.

10.3. ВЫБОР ДИАМЕТРА ШПУРОВ

Общепризнанных формул, позволяющих определить оптимальный для данных горнотехнических условий проходки диаметр шпуров, не имеется по той причине, что оптимальный диаметр шпуров следует выбирать с учетом сечения выработки, мощности применяемой бурильной машины, типа ВВ и физико-технических свойств пород.

С увеличением диаметра шпуров увеличивается количество размещаемого в шпуре ВВ, а следовательно, уменьшается число зарядов. В общем случае эта зависимость без учета площади сечения выработки может быть выражена следующим образом:

$$V_0 = \frac{\pi d_0^2}{4} l; \quad V_x = \frac{\pi d_x^2}{4} l,$$

где V_0 и V_x — объем шпуров диаметром соответственно d_0 и d_x .

При равенстве коэффициентов заполнения шпуров ВВ их число

$$N_x = N_0 (d_0/d_x)^2.$$

Однако эта формула не дает точного ответа, поскольку число врубовых и оконтуривающих шпуров не может быть уменьшено в соотношениях, определяемых ею, так как существует предельно минимальное число шпуров, обеспечивающих нормальное разрушение пород и оконтуривание выработки. Поэтому чем меньше сечение выработки, тем целесообразнее уменьшение диаметра шпуров. При наличии ВВ, способных устойчиво детонировать с высокой скоростью в патронах диаметром 20—22 мм (типа детонитов), целесообразность применения шпуров уменьшенного диаметра увеличивается.

Сложным является создание высокостойкого бурового инструмента для бурения шпуров диаметром 25—28 мм. В случае применения ВВ с невысокой детонационной способностью, например предохранительных аммонитов, целесообразно использовать патроны диаметром 36—40 мм, размещая их в шпурах соответствующего диаметра. Это позволит повысить эффективность разрушения пород.

С увеличением диаметра шпуров увеличивается неравномерность дробления породы и ухудшается качество оконтуривания выработки. Поэтому даже в вертикальных и горизонтальных выработках большой площади сечения целесообразно применять оконтуривающие шпуры уменьшенного диаметра или патроны ВВ специальной конструкции.

Мощность бурильной машины оказывает влияние на скорость обуривания забоя. Приближенно можно считать, что с увеличением диаметра коронки скорость бурения бурильным молотком уменьшается обратно пропорционально квадрату диаметра шпура.

Скорость бурения мощными бурильными машинами с увеличением диаметра уменьшается менее интенсивно, и в этом случае целесообразно применять шпуры увеличенного диаметра. С возрастанием крепости породы скорость бурения с увеличением диаметра шпуров снижается более интенсивно, в этом случае целесообразно применение шпуров уменьшенного диаметра и мощного ВВ.

Тип ВВ. Как показывают опытные взрывы на некоторых предприятиях, в породах с коэффициентом крепости $f > 14$ целесообразно применение более мощных, хотя и дорогих ВВ.

Механизированное заряжание шпуров гранулированными ВВ способствует увеличению плотности заряжания с 0,9 до 1,2 г/см³. Вследствие этого увеличивается устойчивость детонации ВВ в массе заряда на единицу длины шпура. В таких случаях целесообразно применение ВВ с невысокими энергетическими характеристиками типа гранулитов, игданитов и т. д.

10.4. КОНТУРНОЕ ВЗРЫВАНИЕ

Этот эффективный способ ограничения разрушения массива за контуром выработки заключается в том, что оконтуривающие шпуры бурят по возможности ближе к проектному контуру сечения выработки. Одновременно уменьшают расстояние между шпурами до 0,4—0,5 м. При этом достигается почти точное соответствие факти-

ческого и проектного контуров выработки. Благодаря меньшему разрушению массива устойчивость выработки увеличивается.

Уменьшение действия взрыва зарядов в оконтуривающих шпурах в глубь массива достигается применением ВВ пониженной мощности; оставлением большого радиального зазора (15—20 мм) между патроном ВВ и стенками шпуров; применением специальной конструкции зарядов, представляющих собой деревянный полуцилиндр, на котором рассредоточены (рис. 10.8 *а*) или уложены непрерывно (рис. 10.8, *б*) полуцилиндры ВВ. Деревянные полуцилиндры примыкают к массиву. Зарубежными фирмами выпускаются патроны, в которых вокруг ВВ имеется воздушный зазор (рис. 10.8, *в*).

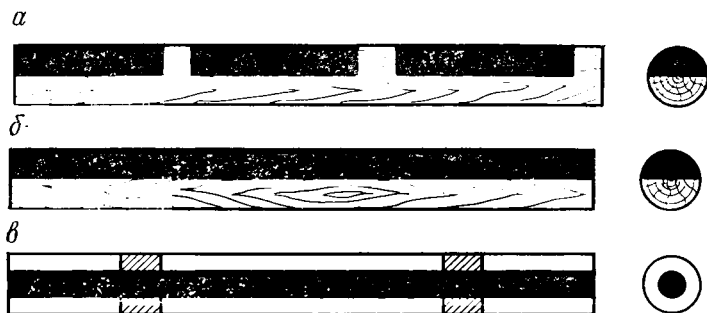


Рис. 10.8. Конструкции зарядов для контурного взрывания

Некоторый перерасход средств на бурение вследствие сближенного расположения зарядов компенсируется снижением расходов на крепление и поддержание выработок.

Контурное взрывание широко применяют при проходке выработок в монолитных породах и при гидротехническом строительстве, оно все шире распространяется на рудных и угольных шахтах, а также на карьерах (для заоткоски бортов). Необходимо создание буровых машин для бурения контурных шпуров.

10.5. КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОЕ ВЗРЫВАНИЕ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК

По данным исследований и производственных наблюдений, к. з. в. по сравнению с мгновенным обеспечивает ускорение темпов проведения выработок в шахтах, опасных по газу или пыли, так как отпадает необходимость взрывания в несколько приемов. «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» разрешается при взрывании по углю и в смешанных забоях принимать суммарный интервал замедления 200 мс, а в породных забоях 300 мс.

Безопасность применения к. з. в. в шахтах, опасных по газу или пыли, обеспечивается тем, что за время, равное суммарным интервалам замедлений, концентрация метана и пыли в забое может измениться весьма незначительно. Кроме того, за это время массив

не подвергается существенным подвижкам, а следовательно, исключается возможность подрыва открытого заряда.

К. з. в. способствует также уменьшению на 10—20 % объема бурения и расхода ВВ вследствие лучшего использования энергии взрыва. Оно обеспечивает лучшее дробление породы в результате более длительного нахождения ее в напряженном состоянии, уменьшение сейсмического воздействия на массив и лучшее оконтуривание выработки, а также увеличение к. и. ш. на 10—15 %.

Благодаря уменьшению заколообразования на забое при к. з. в. в вертикальных стволах на 10—15 % сокращается объем породы, убираемой с предварительной разборкой, и на 15—20 % сокращается время на обустройство забоя.

Расположение шпуров сохраняется то же, что и при замедленном взрывании, но число шпуров уменьшается на 10—15 %.

Установлено, что целесообразный интервал замедления между врубовыми и отбойными шпурами составляет 50—75 мс, а между отбойными и оконтуривающими 15—25 мс. С увеличением крепости пород интервал замедления уменьшается. Увеличенный интервал замедления между врубовыми и остальными шпурами объясняется тем, что время разрушения породы зарядами вруба, работающими при одной открытой поверхности больше, чем у других шпуров.

При применении к. з. в., особенно с завышенными удельными расходами ВВ, происходит усиленный выброс породы по оси выработки, приводящей к разрушению крепи и порче оборудования. Поэтому при переходе на к. з. в. следует уменьшить удельный расход ВВ на 10—15 %. Окончательно параметры к. з. в. выбираются после проведения экспериментальных взрывов.

10.6. ОСОБЕННОСТИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ОПАСНЫХ УСЛОВИЯХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

При глубине разработки угля 800 м и более на шахтах Донбасса наблюдаются внезапные выбросы угля из лавы и породы из проходческих забоев объемом от нескольких до сотен и тысяч тонн. Механизированная выемка угля и породы в таких случаях опасна, так как рабочие находятся в непосредственной близости от вероятного очага выброса. Для таких условий применяют специальные методы ведения взрывных работ, обеспечивающие максимальную безопасность проходческих и добычных бригад. Различают следующие методы ведения взрывных работ на выбросоопасных пластах угольных шахт: сотрясательное и камуфлетно-сотрясательное взрывание, а также торпедирование угольного массива. Разработаны безопасные методы взрывания выбросоопасных пород.

Сотрясательное взрывание. При вскрытии угольных пластов, опасных по внезапным выбросам угля или газа, а также при проведении по ним выработок разрешается применять только сотрясательное взрывание, для которого используются предохранительные ВВ, разрешенные для этих работ. Число шпуров, их располо-

жение, а также величина заряда для сотрясательного взрывания должны обеспечивать полную отбойку угля или породы по всему забое, особенно в его верхних участках. Все заряды в забое взрывают за один прием. Сотрясательное взрывание выполняется с расстояния не менее 600 м от забоя по свежей струе воздуха, а в случае невозможности выдержать это расстояние — с поверхности. Перед взрыванием всех рабочих выводят на свежую струю на расстояние не менее 1000 м от места взрыва, а в особо опасных случаях — на поверхность. Осмотр забоя по окончании взрывных работ производится не ранее чем через 30 мин с соблюдением особых мер предосторожности.

Сотрясательное взрывание вызывает дегазацию пласта или выброс угля и газа во время отсутствия рабочих в забое и в выработке. Сотрясательное взрывание ведется по инструкции, составленной для данной шахты, утвержденной главным инженером производственного объединения.

При вскрытии пластов, опасных по внезапным выбросам угля или газа, при подходе забоя к пласту на 15 м бурят разведочные и контрольные шпуров для уточнения расстояния до него, а с приближением на 6 м площадь сечения должна быть уменьшена до 5 м². Не доходя 3 м до пласта проходку останавливают и через породную пробку бурят шпуров, заглубляя их на 40—60 см в почву пласта. Если давление газа в пласте не превышает $10 \cdot 10^5$ Па, то его вскрывают сотрясательным взрыванием. При давлении газа более $10 \cdot 10^5$ Па бурят дренажные скважины для уменьшения давления газа и снижения его до $10 \cdot 10^5$ Па, после чего выполняют взрывание. Сотрясательное взрывание является практически единственным способом защиты людей от внезапных выбросов. Применяют два способа сотрясательного взрывания — французский и бельгийский, принципиальное различие которых заключается в следующем.

Французский способ обеспечивает нормальную отбойку угля и правильное оконтуривание сечения выработки. Если участок предрасположен к внезапному выбросу, последний происходит, как правило, сразу после одного из взрывов. После сотрясательного взрывания отбойка угля от массива запрещается.

Бельгийский способ предусматривает только разрушение и дегазацию пласта в целике, после чего выполняется его отбойка ручными инструментами или механизмами. Боковые породы опасных пластов на шахтах Бельгии слабые, и сотрясательное взрывание с нормальной отбойкой угля вызывает их разрушение. Опыт применения сотрясательного взрывания в Западной Европе показал, что оно не обеспечивает полной безопасности, так как имеются случаи взрыва метана, угольной пыли и запоздалых выбросов.

Камуфлетно-сотрясательное и камуфлетное взрывание (рис. 10.9) заключается во взрывании зарядов в глубоких шпурах или скважинах, не проявляющих разрушительного действия на открытых поверхностях забоя.

При взрывании зарядов ВВ внутри массива происходят трещинообразование, снижение давления газа в пласте, его дегазация, уменьшение крепости угля и повышение скорости сдвижения боковых пород.

Камуфлетно-сотрясательное взрывание рекомендуется применять в очистных и подготовительных забоях, находящихся в зоне различных геологических нарушений.

В нормальных условиях залегания угольных пластов допускается применение только камуфлетного взрывания с последующей

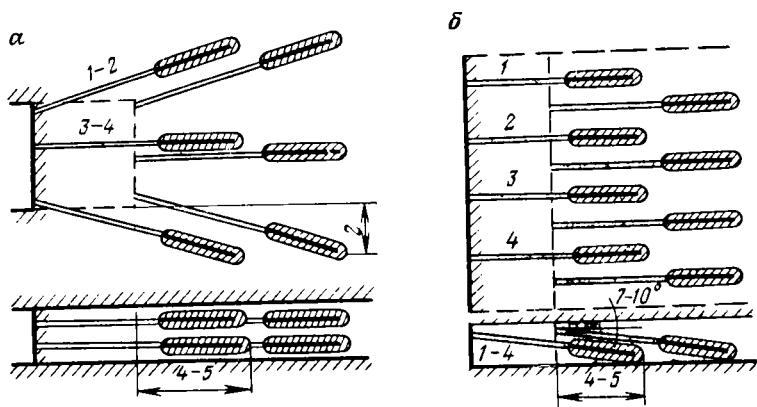


Рис. 10.9. Схемы расположения шпуров при камуфлетно-сотрясательном взрывании:

а — при проведении выработок; *б* — при добычных работах; 1—4 — скважины

выемкой угля отбойными молотками, проходческими машинами и механизмами. Для каждого забоя, где применяется камуфлетно-сотрясательное и камуфлетное взрывание, составляются инструкции и паспорта буровзрывных работ. Для камуфлетного и камуфлетно-сотрясательного взрывания необходимы предохранительные ВВ, допущенные для применения в шахтах, опасных по внезапным выбросам угля или газа. Применяют ЭД мгновенного и короткозамедленного действия с интервалом замедления не более 130 мс. Взрывание зарядов выполняется за один прием.

На основе обобщения результатов большого числа взрывов камуфлетных зарядов в различных горно-геологических условиях предложена эмпирическая формула для определения величины заряда ВВ (кг):

$$Q = k_n q a W_p m,$$

где k_n — коэффициент, учитывающий мощность пласта ($k_n = 0,3 \div 0,7$ при мощности более 1 м; $k_n = 0,7 \div 1$ при мощности менее 1 м); q — удельный расход ВВ, кг/м³; a — зона влияния камуфлетного взрыва, м; W_p — расчетная л. н. с., м; m — мощность пласта, м.

Значения удельного расхода ВВ приняты в зависимости от коэффициента крепости угля.

Коэффициент крепости f . . .	0,4—0,6	0,6—1	1—2	2—2,5
Удельный расход ВВ, кг/м ³ . . .	0,3—0,35	0,35—0,4	0,4—0,45	0,45—0,5

Зона, в которой наблюдаются изменения пласта после взрывных работ, обуславливающие возникновение внезапного выброса

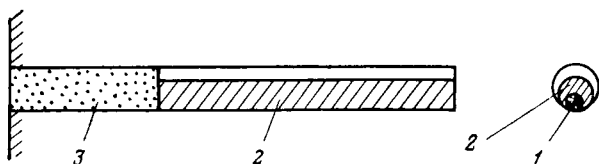


Рис. 10.10. Заряд ВВ с демпфирующими прокладками для выбросоопасных забоев:

1 — патрон ВВ; 2 — демпфирующая прокладка; 3 — забойка

угля или газа, называется зоной влияния, а половина диаметра этой зоны — радиусом влияния. Радиус влияния изменяется по разным пластам и составляет 0,7—1,5 м при заряде массой 1,8—3 кг. Расстояние между зарядами ВВ, помещенными в шпур, принимается равным сумме двух радиусов влияния. Число камуфлетных зарядов определяется исходя из размеров защищаемого участка. Запас глубины камуфлетных шпуров (расстояние от конца их забоя до открытой поверхности) должен быть не менее 5 м, расстояние между шпурами для камуфлетного взрывания — не менее 0,6 м.

Проведение выработок в выбросоопасных породах. Особенности ведения взрывов в таких условиях состоят в том, чтобы исключить проявление выбросов или уменьшить их силу, а также применить средства, локализирующие процесс развития выбросов. Степень выбросоопасности пород оценивается по разделению выбуренного керна на диски. Песчаник считается выбросоопасным, если в керна образовалось более 30 дисков на 1 м керна. Рекомендуется взрывать сначала нижнюю часть забоя на высоту до 1 м по всей ширине выработки.

Раздельное взрывание врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров позволяет уменьшить силу выбросов. Если при этом, кроме того, применять патроны ВВ с демпфирующими прокладками, располагаемыми со стороны массива (рис. 10.10), то это дополнительно снижает воздействие энергии взрыва на массив и уменьшает вероятность проявления выбросов.

Главным недостатком перечисленных методов является то, что они не изменяют состояния очага выброса, а только могут уменьшить мощность выброса. С этой точки зрения лучшим является метод предварительной дегазации очага выброса глубинными взрывами. Сущность его заключается в следующем: разведочным

бурением под защитой породной пробки длиной не менее 5 м обнаруживается выбросоопасный очаг (рис. 10.11); в зону очага пробуривают три-четыре глубоких скважины диаметром 100—150 мм, которые заряжают на выбросоопасном участке мощными зарядами и взрывают. При этом происходит глубинное разрушение массива и трещинообразование, что приводит к открыванию замкну-

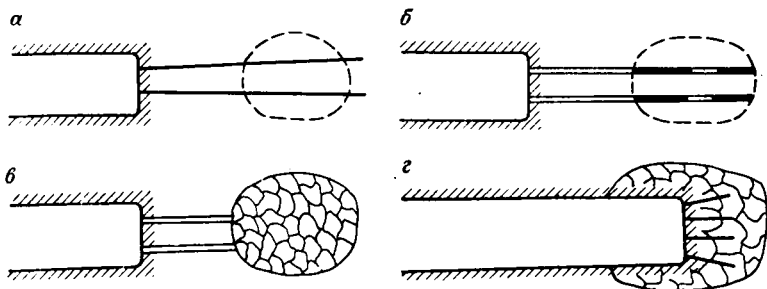
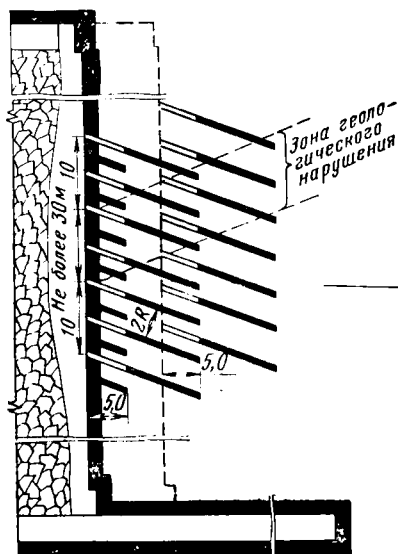


Рис. 10.11. Схема расположения шпуров при проходке выработок в выбросоопасных породах:

а — обнаружение выбросоопасного очага опережающим бурением; б — обустройство глубокими скважинами для взрывания; в — дегазация выбросоопасного очага глубинным взрывом; г — проходка выработки после дегазации

Рис. 10.12. Схема расположения скважин при торпедировании угольного пласта



тых пор песчаника, метан из которых выбрасывается через скважины в выработку. Выброс не происходит, так как этому препятствует породная пробка.

После полной дегазации возобновляется работа по проведению выработки взрывным способом в режиме сотрясательного взрыва.

Торпедирование угольного массива применяется для борьбы с внезапными выбросами в очистных и подготовительных выработках при переходе геологических нарушений и зон, наиболее опас-

ных по внезапным выбросам. При торпедировании в результате взрыва зарядов, размещенных в сквозных или тупиковых (рис. 10.12) скважинах, вокруг них образуется зона трещиноватости, которая обеспечивает дегазацию и облегчает выемку угля вследствие снижения сопротивляемости угольного пласта разрушению комбайном или стругом.

Величину заряда ВВ и расстояние между скважинами определяют опытным путем. За радиус влияния торпедированной скважины принимают расстояние, на котором давление газа снижается на 50 %. Время, в течение которого должно произойти это снижение, обуславливается продолжительностью выемки угля между двумя очередными сериями торпедирования, оно должно быть не более трех суток.

Радиус торпедирования скважин определяют опытным путем в нормальных условиях залегания пласта, а для участков с геологическими нарушениями его принимают на 20 % меньшим. Если величина радиуса влияния скважины меньше 2 м, проводятся опыты при большей величине заряда.

Зазор между зарядами и стенкой скважины при торпедировании должен быть не менее 60 мм. Минимально допустимый диаметр скважины 120 мм.

Для торпедирования используют детонит, скальный аммонит, ДШ и предохранительные электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия. Патроны ВВ укладывают вплотную один к другому в два или несколько рядов в зависимости от принятой величины заряда. По длине заряда прокладывают ДШ, привязываемый к патронам пеньковой веревкой, и для защиты от повреждений заряд помещают в полиэтиленовый рукав. Минимально допустимое расстояние патрона-боевика от устья скважины 5 м.

Если геологическое нарушение расположено по всей длине лавы, то концы заряда располагают не ближе 5 м от откаточного и вентиляционного штреков. Если размеры геологического нарушения меньше длины лавы, то заряд располагают на 10 м выше или ниже геологического нарушения. В скважинах глубиной 15—20 м длина заряда должна быть на 5 м меньше длины скважины. Применяют две основные схемы расположения зарядов: в сквозных скважинах, параллельных линии забоя, и в наклонных (см. рис. 10.12).

Для заряжания сквозных скважин заряд с помощью троса вручную втягивают в скважину. После заряжания нижний конец скважины герметизируют на глубину до 3 м и заливают ее водой. Тупиковые скважины заряжают составными забойниками с вилкой для захвата петли веревки. Заряды взрывают не позднее чем через 45 мин после заливки скважин водой.

ВЗРЫВАНИЕ УГЛЯ И РУДЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ

11.1. ВЗРЫВАНИЕ ПРИ ДОБЫЧЕ УГЛЯ

Разрушение взрывом выполняется только наиболее крепких и вязких углей. Правильное залегание на больших площадях, невысокая крепость угля обуславливают простоту его отбойки и расчета зарядов.

При отбойке угля в лаве без подрубки шпуров располагают в один или два ряда (при мощности пласта более 1 м) наклонно к линии забоя (рис. 11.1, а), чтобы обеспечить отбрасывание угля. Удельный расход предохранительных ВВ составляет 0,2—0,4 кг/м³.

При отбойке угля с подрубкой (рис. 11.1, б) шпуров бурят на величину вруба перпендикулярно к линии забоя и заряжают их из расчета удельного расхода ВВ (ПВЖ-20, Т-19) 0,1—0,2 кг/м³.

Ниши в лавах образуют с помощью взрывов средств беспламенного взрывания или отбойных молотков.

Взрывные работы шире применяются для предварительного ослабления пласта по всей длине лавы с последующей его выемкой угледобывающими машинами. При этом применяется гидровзрывание, когда в шпур или в скважину с гидрозатвором предварительно нагнетают воду под давлением $(50 \div 100) 10^5$ Па до появления капель на поверхности угольного пласта (рис. 11.2). После этого гидрозатворы извлекают, и скважины заряжают патронами ВВ, помещенными вместе с боевиком в полиэтиленовые шланги. После заряжания в скважины снова вставляются гидрозатворы, нагнетается вода и производится взрывание.

Взрывной импульс передается вследствие несжимаемости воды на все поверхности трещин, заполненных водой. За счет этого достигается увеличение зоны активного взрывного воздействия на угольный пласт и снижение его прочности и вязкости.

Для увеличения времени (эффекта) действия взрыва между зарядом и гидрозатвором оставляется определенный объем воды длиной 0,5—1 м. Наилучшие результаты при гидровзрывании получаются с соотношением диаметра скважин и патронов, равном 1,8.

В особо опасных условиях гидровзрывание применяют только при использовании детонаторов, срабатывающих от воздействия избыточного давления воды или другой жидкости.

Наличие воды вокруг заряда обеспечивает высокую безопасность выполнения взрывов. Слой воды толщиной 5 мм полностью флегматизирует продукты взрыва даже непригодных ВВ.

Некоторые параметры гидровзрывания

	для ослабле- ния угля	для отбойки угля
Величина заряда Т-19, или ПЖВ-20, кг	9,3	0,4—0,6
Длина шпуров, м	2,5—3	1,3—2,0
Расстояние между шпурами, м	3,5—5	0,6—0,8

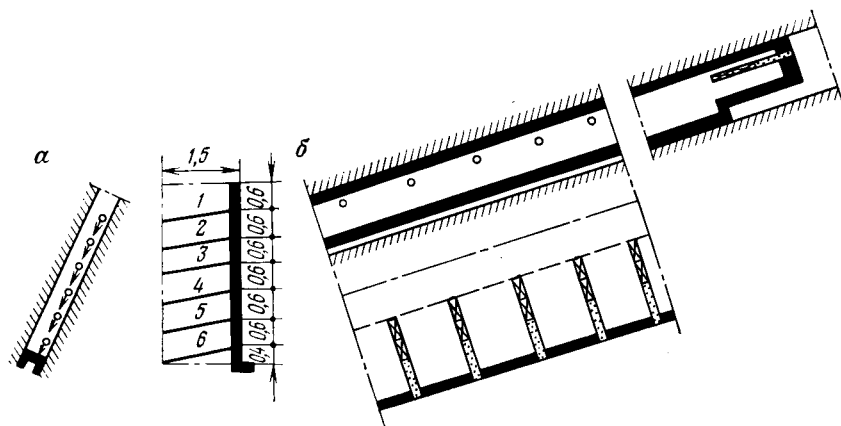


Рис. 11.1. Схема расположения зарядов при взрывном разрушении угля в лаве:
1—6 — шпуры

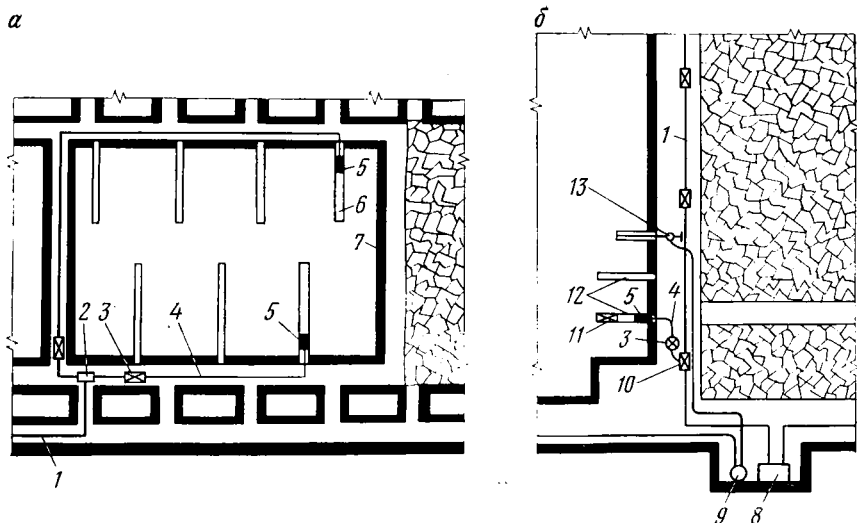


Рис. 11.2. Схема расположения зарядов при гидровзрывании забоя:

а — скважины параллельны; *б* — шпуры перпендикулярны к линии забоя: 1 — водопроводная сеть; 2 — насос; 3 — пульт управления; 4 — шланг; 5 — гидрозатворы; 6 — скважина (длиной 10—15 м); 7 — линия забоя; 8 — насосная станция; 9 — пусковая аппаратура; 10 — подсоединение шланга; 11 — заряд ВВ; 12 — шпуры; 13 — электросверло

Фронтальная выемка угля с применением взрывов скважинных или шпуровых зарядов применяется при угле падения пластов более 45° и устойчивых вмещающих породах.

При шпуровых зарядах высота подэтажа принимается не более 20 м. Глубина скважин зависит от применяемой буровой тех-

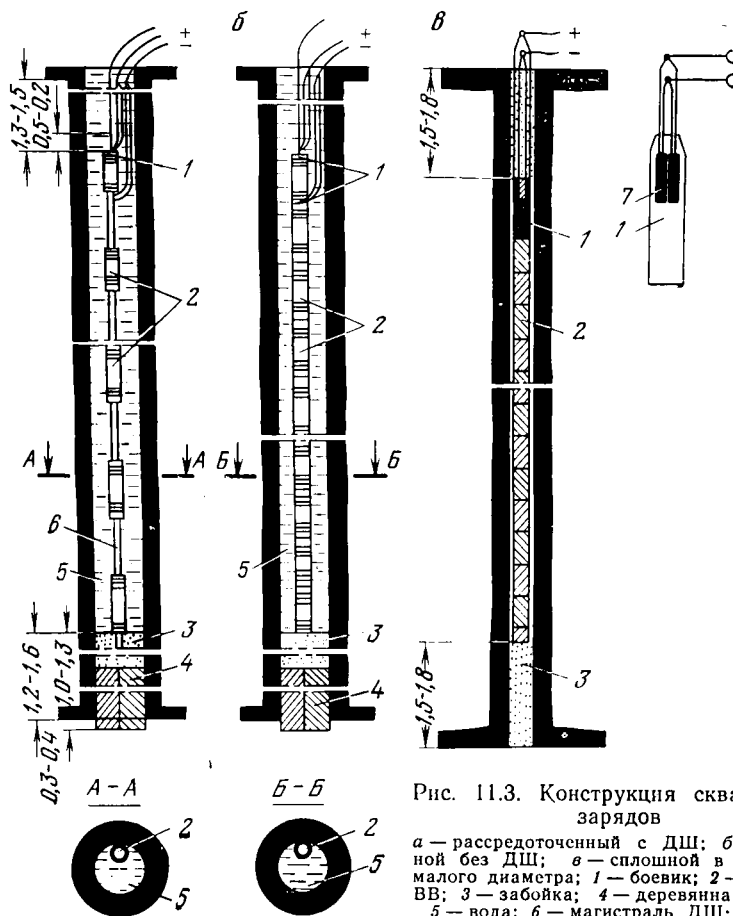


Рис. 11.3. Конструкция скважинных зарядов

а — рассредоточенный с ДШ; б — сплошной без ДШ; в — сплошной в скважине малого диаметра; 1 — боевик; 2 — патроны ВВ; 3 — забойка; 4 — деревянная пробка; 5 — вода; 6 — магистраль ДШ; 7 — ЭД

ники и устойчивости вмещающих пород. Конструкция зарядов в скважинах показана на рис. 11.3.

Схемы расположения скважин при взрывной выемке угля на пластах крутого падения приведены на рис. 11.4.

Взрывное разрушение (ослабление) угольных пластов применяется на гидрошахтах для увеличения производительности гидромониторов, а также для подсечки угольных целиков тонких пластов крутого падения.

Взрывное разрушение угля широко применяется при щитовой системе разработки крутых пластов большой мощности. Угольный

а — при пластах мощностью до 2 м; б — на пластах более 2 м; 1 — забойка; 2 — заряд ВВ

1 — щит; 2 — откаточный штрек отработанного горизонта; 3 — шпуры; 4 — предохранительная породно-угольная подушка

Главная задача взрыва — создать параллельно забою вруб — щель на всю длину лавы. Удельный расход ВВ достигает 0,4 кг/м³. При взрывании крепких пород кровли ($f \geq 8$) применяют веерные врубы, при менее крепких — клиновой (рис. 11.6). Расстояние между шпурами до 0,3 м, а между рядами — до 1 м.

264

11.2. ВЗРЫВАНИЕ ПРИ ДОБЫЧЕ РУДЫ

Подземная разработка рудных месторождений производится с отбойкой руды только взрывным способом. Трудоемкость взрывного разрушения достигает 50 % общей трудоемкости очистной выемки руды.

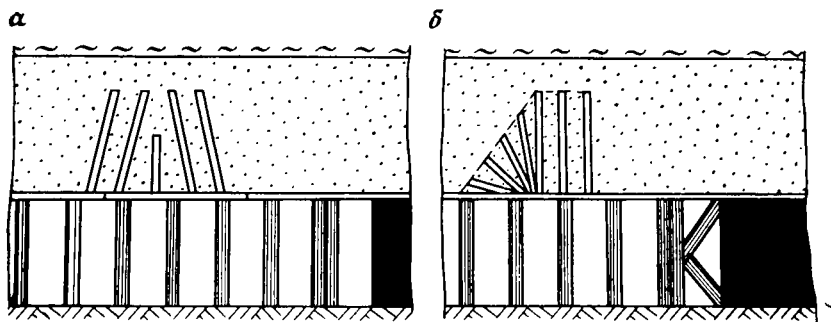


Рис. 11.6. Схема расположения шпуров при взрывном обрушении кровли:

а — клиновой вруб; б — веерный вруб

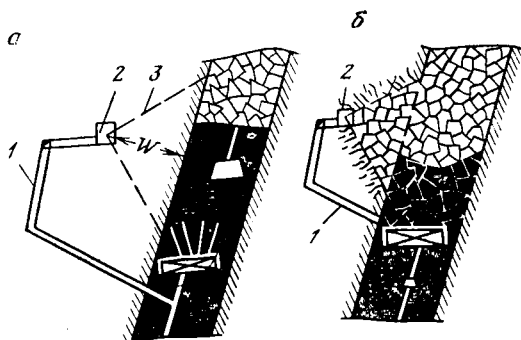


Рис. 11.7. Схема взрывного обрушения кровли камерным зарядом:

а — до взрыва; б — после взрыва;
1 — подводящие выработки; 2 — камера для размещения заряда ВВ;
3 — контур воронки разрушения

Отличительными особенностями ведения буровзрывных работ в подземных условиях являются: разнообразие горно-геологических условий залегания и способов разработки рудных тел; неразрывная связь буровзрывных работ с технологией отработки месторождений и с применяемым горным оборудованием; разнообразие методов ведения буровзрывных работ; существенное изменение физико-технических свойств разрабатываемых горных пород, проектирование взрывных работ с учетом поддержания или обрушения налегающих пород при минимально возможных потерях и разубоживании руды.

По условиям залегания, технологии разработки рудных тел и способам ведения буровых и взрывных работ месторождения делятся на следующие группы: мощные рудные тела, отрабатываемые камерными системами разработки с отбойкой скважинными или камерными (минными) зарядами; мощные пологие, разрабатываемые шпуровыми зарядами (с применением самоходного бурового оборудования); маломощные жильные и пластовые, отра-

батываемые шпуровыми зарядами; с комбинированными условиями ведения буровзрывных работ.

В отечественной горной промышленности и за рубежом отбойка руды осуществляется зарядами ВВ, размещенными в скважинах, шпурах и минных камерах. Основной является скважинная отбойка руды, при которой применяют скважины увеличенного (более 125 мм), среднего (75—125 мм) и уменьшенного (менее 75 мм) диаметров.

Отбойка руды скважинными зарядами. Применение зарядов увеличенного диаметра наиболее перспективно при разработке мощных месторождений трещиноватых (хорошо дробимых) руд с применением большегрузного погрузочно-доставочного оборудования при большом (свыше 0,7 м) размере кондиционного куска. Отбойка руды скважинами увеличенного диаметра не получила широкого распространения из-за низкой производительности станков, предназначенных для бурения таких скважин. Однако опыт их применения на крупнейших отечественных рудниках (Тырныаузского ГМК, «Апатит», Лениногорском и др.) показал перспективность применения скважин увеличенного диаметра. За рубежом удельный вес отбойки руды скважинами большого диаметра в последние годы увеличился.

На рудниках СССР в основном применяют взрывные скважины диаметром 105 мм, их бурят станками с погружными пневмударниками НКР-100 м, ЛПС-3 м и др.

Применение зарядов уменьшенного диаметра целесообразно при разработке месторождений средней мощности, сложенных монолитными крепкими рудами, системами разработки с поэтажной отбойкой при небольшом размере кондиционного куска (0,4 м). Этот способ отбойки широко применяется в Швеции (рудник «Кируна»), в Канаде (рудник «Флин-Флон») и весьма перспективен в комбинации с другими способами. Как пример можно привести вариант скважинной отбойки на руднике «Молибден» Тырныаузского ГМК, где в верхней части блока используют комплекты скважин увеличенного диаметра, а нижняя его часть отбивается веерами восходящих скважин уменьшенного диаметра.

Различают параллельное, веерное, ярусное и пучковое (рис. 11.8) расположение скважинных зарядов в отбиваемом массиве.

Параллельные скважины применяют при низкой стоимости подготовительно-нарезных работ, высоких требованиях к качеству дробления отбитой горной массы, при необходимости четкого оконтуривания массива, высокой стоимости бурения скважин, большой высоте взрываемого блока.

Такое расположение скважин применяется редко из-за большой трудоемкости подготовки бурового горизонта и частых перестановок буровых станков в процессе обуривания блока.

Веерное расположение скважин наиболее широко применяют в вертикальных (крутонаклонных) или горизонтальных плоскостях.

По сравнению с параллельными скважинами веерная схема характеризуется некоторым снижением выхода руды с 1 м скважины, увеличением удельного расхода ВВ на отбойку и большим выходом негабарита. Однако затраты на подготовку и нарезку блока или камеры, а также на операции по перестановке и транспортировке бурового оборудования значительно ниже, чем при параллельных скважинах.

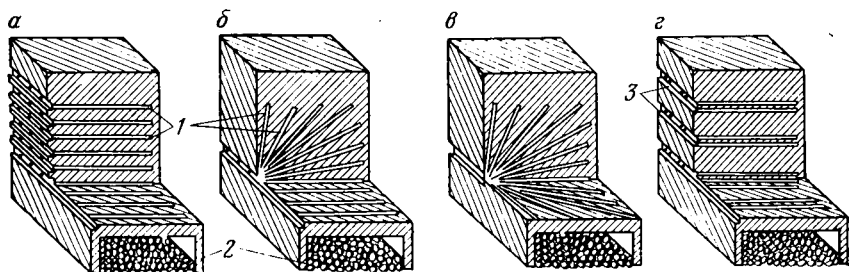


Рис. 11.8. Расположение скважинных зарядов:

а — параллельное; б — веерное; в — ярусное; г — пучковое: 1 — скважины; 2 — отбитая руда; 3 — буровые орты

Ярусное расположение скважин характеризуется значительным выходом негабарита, в связи с чем оно применяется редко. Обычно эта схема применяется при выемке трещиноватых, хорошо дробимых руд, при использовании тяжелых бурильных машин, чтобы обеспечить минимальное число их перестановок, а также при высокой стоимости подготовительно-нарезных работ.

Пучковое расположение скважин занимает промежуточное положение между веерным и параллельным. Физическая сущность процессов, происходящих в разрушаемом массиве, существенно отличается от рассмотренных выше вариантов отбойки. Скважины располагают в комплекте по пять и более штук. Расстояние между ними принимают равным трем — пяти диаметрам заряда ВВ, что обеспечивает при их одновременном взрывании интерференцию волн напряжений и соединение взрывных полостей в одну, из которой газообразные продукты действуют на массив. Дальнейшее разрушение массива можно рассматривать как его дробление мощными единичными зарядами сложной конфигурации, форма которой обусловлена взаимным расположением скважин в комплекте.

Все шире применяются комплекты параллельных скважин, расположенных в виде полуколец, ориентированных выпуклой стороной к открытой поверхности массива (см. рис. 9.22).

Такие заряды можно уподобить кольцевым зарядам с инертным сердечником, за счет чего достигается высокий разрушительный эффект системы зарядов. Половина кольца, обращенная в сторону массива, отсутствует, благодаря чему снижается разру-

шительный и сейсмический эффект действия взрыва таких систем зарядов вглубь массива и на окружающие выработки.

Суммарный выход руды с 1 м скважины и удельный расход ВВ при пучковом расположении скважин примерно такой же, как при веерном расположении, выход негабарита снижается в

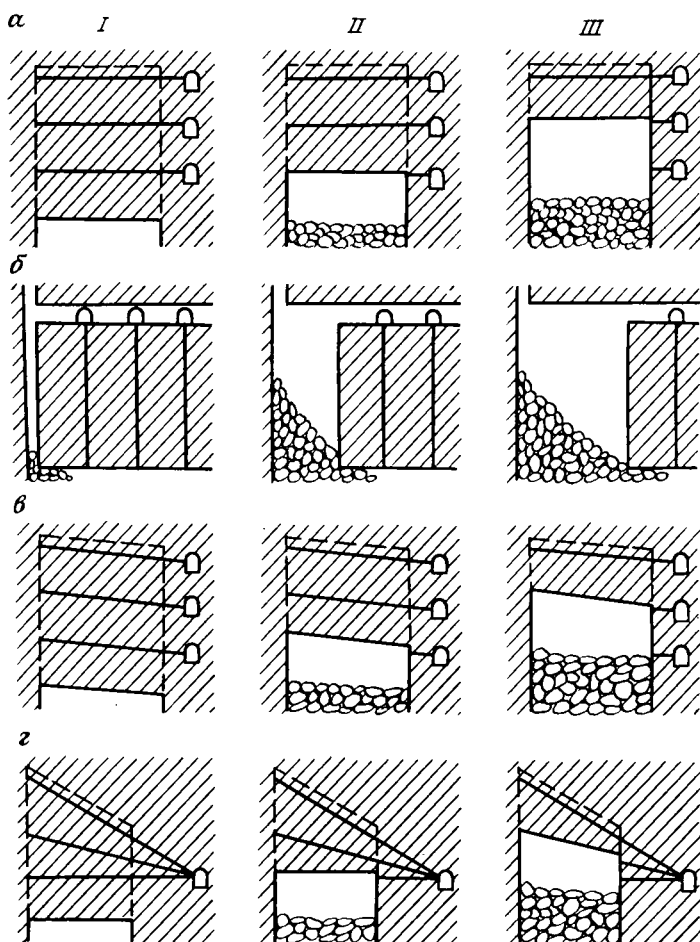


Рис. 11.9. Расположение отбиваемых участков массива по отношению к открытым поверхностям:

а — горизонтальными слоями; *б* — вертикальными; *в* — наклонными и *г* — радиальными; I—III стадии выемки

1,2—1,5 раза, уменьшается трудоемкость операции при бурении и увеличивается возможная высота отбиваемого подэтажа. В ряде случаев представляется возможным перейти на этажную отбойку

блоков без наличия подэтажей, что повышает концентрацию горных работ и интенсивность отработки месторождений.

По направлению действия взрыва в пространстве различают отбойку руды горизонтальными, вертикальными, наклонными и радиальными слоями (рис. 11.9). Выбор рациональной схемы производится с учетом преобладающей трещиноватости массива и принятой системы разработки.

По условиям действия взрыва применяют отбойку руды на открытое выработанное пространство при одной поверхности (отработка основных запасов в камерах), с несколькими поверхностями (отработка целиков и потолочин) и в зажатой среде.

В начале работ в камере или блоке проходят восстающие, из восстающих — подэтажные буровые выработки.

Для качественного дробления руды в камере необходимо иметь определенный объем пустого пространства, чтобы разместить увеличившийся объем разрушенной руды. Величина этого объема обычно принимается 0,3—0,5 от первоначального объема взрываемого массива, чтобы общий коэффициент разрыхления взорванной руды составил 1,3—1,5.

Компенсационное пространство создается расширением восстающих на всю ширину камеры, образованием отрезной щели или увеличением объема выемки руды на горизонте подсечки. В первом случае взрывание выполняется одновременно на всех этажах (рис. 11.10), во втором (рис. 11.11) — последовательно снизу вверх.

Анализ качества дробления руды показывает, что выход крупных кусков возрастает с увеличением размеров компенсационного пространства (рис. 11.12). Это объясняется тем, что при небольшом размере компенсационного пространства куски руды подвергаются дополнительному дроблению при ударе о противоположную стенку камеры. С удалением отбиваемого слоя от стенки эффект додрабливания при соударении снижается.

Для повышения устойчивости камер и снижения выхода негабарита на ряде рудников применяют взрывание на разрушенную ранее породу, находящуюся в выработанном пространстве камеры. При взрывании происходит уплотнение прилегающих к взрываемому массиву разрушенных пород и их смещение до 3 м в зоне контакта со взрываемым массивом. Зона уплотнения имеет размеры до 30 м.

Общий коэффициент разрыхления отбитой руды должен быть не менее 1,2. При более низких коэффициентах разрыхления происходит переуплотнение руды, что затрудняет ее выпуск. При таком взрывании энергия не расходуется на отбрасывание пород, а используется на дополнительное дробление, что обеспечивает снижение выхода крупных кусков. Кроме того, если создать в блоке компенсационное пространство из расчета, чтобы после взрыва общий коэффициент разрыхления руды был не более 1,2, то можно за один прием взорвать весь блок. Особенно эффективно расположение компенсационной щели в середине блока, что обеспечи-

вает эффект встречного додрабливания при соударении. Физическая сущность явлений и методика расчета зарядов при блоковом взрывании с малым объемом компенсационного пространства разработаны пока недостаточно.

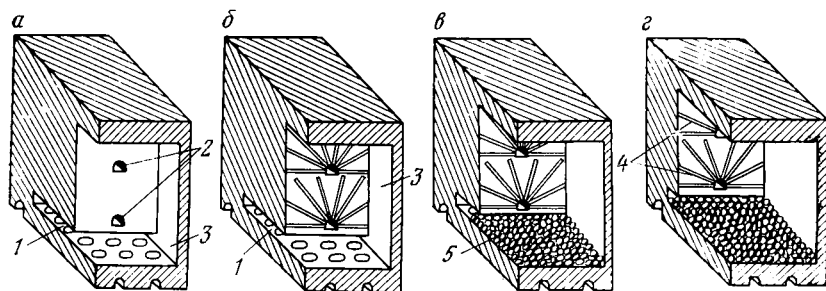


Рис. 11.10. Стадии отбойки руды (а—г) в блоке на вертикальное компенсационное пространство:

1 — горизонт подсежки; 2 — буровые выработки; 3 — отрезная щель; 4 — скважины; 5 — отбитая руда (а—г — стадии отработки)

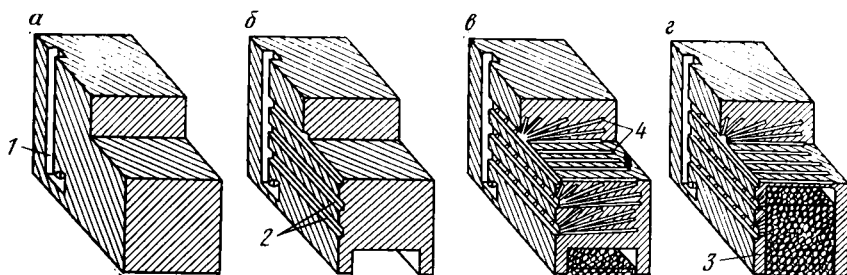


Рис. 11.11. Последовательность работ (а—г-стадии отработки) при отбойке руды в камере на горизонтальное компенсационное пространство:

1 — восстающий; 2 — буровые выработки; 3 — отбитая руда; 4 — скважины

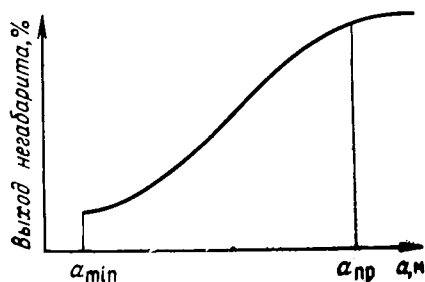


Рис 11.12. Изменение выхода негабарита с увеличением ширины компенсационного пространства в камере

При отбойке руды в камерах массив обуривают из буровых выработок, размер которых $2,5 \times 3$ м при бурении скважин станками с погружным пневмоударником; $3,5 \times 3,5$ м — при шарошечном бурении; $2 \times 2,5$ м — при бурении бурильными молотками на колонках.

Анализ многолетней практики отбойки позволяет рекомендовать следующую глубину скважин: 12—15 м при бурении мощными бурильными молотками КС-50, ПТ-36м, ПК-60, ПК-75; 15—20 м — станками КБУ-50м, КБУ-20, ПБУ-80; 25—40 м — станками с погружными пневмоударниками (НКР-100м, ЛПС-3м); 30—35 м — станками шарошечного бурения (БШ-145, БШ-190).

11.3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНОГО РАСХОДА ВВ И ПАРАМЕТРОВ РАСПОЛОЖЕНИЯ СКВАЖИН

Критерием оценки качества дробления руды при взрыве является гранулометрический состав отбитой горной массы, и прежде всего выход крупных негабаритных фракций, оказывающий влияние на производительность погрузки и выпуска руды из блока (камеры). Этим показателем, а также удельным расходом ВВ и количеством израсходованных КД на вторичное дробление, трудоемкостью или производительностью труда работающих при погрузке и выпуске руды, принято характеризовать эффективность отбойки руды и качество массового взрыва.

Основным фактором, определяющим качество дробления, является расчетный удельный расход ВВ на отбойку. При увеличении удельного расхода ВВ выход негабарита уменьшается (рис. 11.13, а). Указанная зависимость для подземной отбойки теоретически может быть аппроксимирована гиперболической функцией, что соответствует кривой 1 на рис. 11.13, б. Это допустимо, так как при применяемых параметрах взрывания трудно выделить зону практически нерегулируемого дробления.

Фактическая зависимость имеет более сложный вид. Это объясняется тем, что с увеличением удельного расхода ВВ повышается сейсмическое воздействие взрыва на законтурные участки рудного тела, из которых в результате этого начинают поступать крупные куски в отбитую горную массу (кривая 2 на рис. 11.13, а). Кроме того, сгущение сетки скважин увеличивает вероятность нарушения взрывом скважин следующего ряда, а также ухудшения качества дробления в результате их искривления и отклонения в соседний ряд, взрываемый с другой степенью замедления. Это также ухудшает качество дробления и повышает выход негабарита (кривая 3). Повышение удельного расхода ВВ на отбойку увеличивает кинетическую энергию выбрасываемых взрывом кусков руды, что способствует их дополнительному дроблению (кривая 4). Результирующая кривая 5 может быть описана уравнением

$$V_H = a + b/q + cq, \quad (11.1)$$

где q — удельный расход ВВ на отбойку руды, кг/т; a, b, c — эмпирические коэффициенты уравнения, различные для разных горных пород и условий отбойки руды.

В этом уравнении первый член характеризует в основном физико-технические и структурные особенности массива, второй — изменение выхода негабарита (дробления) взрывом в пределах

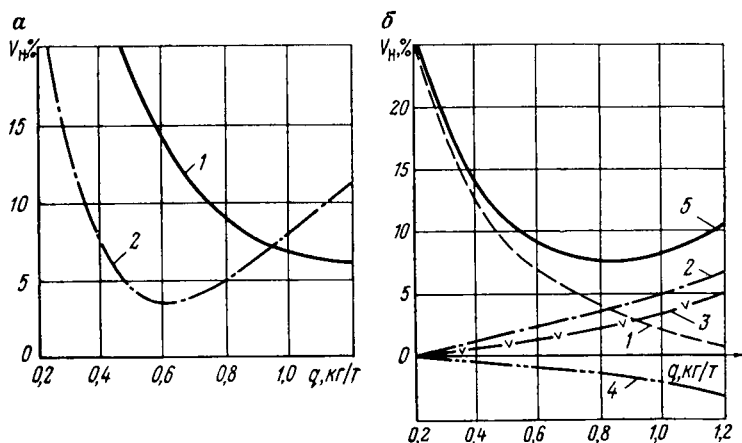


Рис. 11.13. Зависимость выхода негабарита от удельного расхода ВВ:

a — фактические данные по Тырнаузскому комбинату для скважин диаметром 105 мм:
1 — скари; 2 — скариновый роговик;
 b — теоретические зависимости

отбиваемого массива. Последний член в уравнении выражает закономерности увеличения V_n от сейсмического воздействия взрыва на законтурные участки рудного тела, нарушения скважин, подбоя смежных зарядов ВВ и т. д.

Как видно из графика на рис. 11.13, теоретически зависимость имеет минимум, соответствующий $V_{n\min}$ и $q_{\text{опт}}$. Однако этот удельный расход ВВ на отбойку не всегда соответствует минимальным трудовым и стоимостным затратам. Оптимальное значение q можно определить на основе составления экономико-математической модели очистной выемки единицы объема массы с учетом затрат на подготовительно-нарезные работы, потерь и разубоживания руды.

Предлагается определять расчетный удельный расход ВВ, исходя из некоторого эталонного значения q_0 , зависящего в основном от коэффициента крепости пород f , и вводить в формулу ряд эмпирических коэффициентов, численные значения которых находятся из обработки результатов промышленных взрывов.

Формула для определения расчетного удельного расхода ВВ (кг/т) имеет вид:

$$q = q_0 e k_1 k_2 k_3 k_4 k_5 k_6, \quad (11.2)$$

где q_0 — эталонный удельный расход ВВ на дробление руды, кг/т; коэффициенты, учитывающие: e — относительную работоспособность ВВ; k_1 — допустимый выход негабарита; k_2 — трещиноватость массива и требуемый размер кондиционного куска руды; k_3 — схемы расположения зарядов; k_4 — условия действия зарядов; k_5 — плотность заряда; k_6 — диаметр скважины.

При эталонном расходе ВВ на дробление руды обеспечивается качественная отбойка массива средней трещиноватости зарядами граммонита 79/21 в параллельных скважинах диаметром 105 мм при одной открытой поверхности.

Принимаются следующие значения эталонного расхода ВВ на дробление руды в зависимости от коэффициента крепости пород f :

f	6—8	8—10	10—12	12—14
q_0	0,25—0,3	0,3—0,35	0,35—0,4	0,4—0,45

Продолжение

f	14—16	16—18	18—20	Свыше 20
q_0	0,45—0,5	0,5	0,5—0,55	0,55—0,6

Коэффициент e равен отношению значения теплоты взрыва применяемого и эталонного ВВ граммонита 79/21.

Коэффициент k_1 может быть получен с учетом формулы (11.1) из выражения

$$k_1 = \sqrt{k_7} - \sqrt{k_7 - 1},$$

где

$$k_7 = (V_n + a)^2 / 4bc,$$

V_n — допустимый выход негабарита, %.

Ориентировочные значения эмпирических коэффициентов a , b и c принимают равными соответственно $20 \div 30$, $8 \div 20$ и $10 \div 30$. Для a и c большие значения соответствуют породам меньшей крепости, а для b — породам большей крепости.

Коэффициент трещиноватости

$$k_2 = 5,5 \sqrt{l_{тр} / l_k},$$

где $l_{тр}$ — среднее расстояние между видимыми трещинами, замеренное по стенкам выработок в объеме отбиваемого массива; $l_{тр} = 0,01 \div 0,1$ м; l_k — размер кондиционного куска, м.

Коэффициент k_3 равен 1 при параллельном расположении скважин, $1,2 \div 1,3$ — при веерном; $1,3 \div 1,5$ — при ярусном.

Значение коэффициента k_4 следует принимать: 1 при отбойке на одну открытую поверхность, $0,7—0,9$ — на две открытые поверхности, $1,2—1,3$ — на зажатую среду.

Коэффициент плотности заряжения k_5 принимается равным 1 при зарядании скважины патронированным порошкообразным ВВ вручную; $0,9—0,95$ при пневматическом зарядании россыпным ВВ; $0,85—0,9$ при использовании водосодержащих ВВ; $0,8—0,85$ при прессованных патронированных ВВ.

Коэффициент $k_6 = 1$ при диаметре скважин 105 мм. При взрывании скважин другого диаметра его значение находится по формуле

$$k_6 = d / 105.$$

Определив расчетный удельный расход ВВ на отбойку руды, задаются коэффициентом сближения скважинных зарядов, который выбирают в пределах от 1 до 2.

Исходя из вместимости скважин определяется выход руды с 1 м скважины ($\text{м}^3/\text{м}$ или $\text{т}/\text{м}$):

$$B = 7,85 \cdot 10^{-4} d^2 \Delta k_3 / q \text{ или } B = 7,85 \cdot 10^{-4} d^2 \Delta k_3' \gamma / q,$$

где d — диаметр скважины, мм; Δ — плотность ВВ в заряде, $\text{г}/\text{см}^3$; k_3 — коэффициент, учитывающий неполное зарядание скважин; γ — плотность руды, $\text{т}/\text{м}^3$.

Величина коэффициента k_3 составляет при параллельном расположении скважин 0,8—0,9, при веерном 0,7—0,8 и при ярусном 0,5—0,7. Параметры параллельного расположения скважин определяют по формулам

$$W = \sqrt{B/(m\gamma)}; \quad a = \sqrt{Bm/\gamma},$$

где W — л. н. с., м; a — расстояние между скважинами, м; B — выход руды с 1 м скважины, т.

При веерном или ярусном расположении скважинных зарядов расстояние между концами скважин

$$W_{\max} = \frac{(2L_{\text{ср}} - 3) W}{L_{\text{ср}} + 3}; \quad a_{\max} = \frac{(2L_{\text{ср}} - 3) a}{L_{\text{ср}} + 3},$$

где $L_{\text{ср}}$ — средняя глубина скважины, м.

На основе технического проекта отработки блока и маркшейдерской документации техотделом (или проектным отделом) составляется проект массового взрыва, который утверждается главным инженером рудника, комбината или объединения.

В проекте массового взрыва указываются технический исполнитель, ответственные лица за доставку ВМ, способ зарядания скважин, способ вентиляции, дата производства взрыва, параметры скважин, расчетные показатели взрывных работ, схема монтажа взрывной сети.

Перед составлением проекта уточняются марка ВВ и способ зарядания скважин. Восстающие и горизонтальные скважины целесообразно заряжать гранулированными ВВ: гранулитами АС-4, АС-8, граммонитом 79/21, игданитом с использованием пневмозарядчиков.

Нисходящие скважины заряжаются вручную. При пневмозарядании увеличивается плотность заряда, а также производительность труда взрывников.

При взрывании применяют различные схемы к. з. в. (рис. 11.14). Наиболее перспективны схемы волновая и врубовая с увеличенным коэффициентом сближения заряда, при которых благодаря меньшим л. н. с. и соударению кусков при разлете происходит более интенсивное дробление руды от соударений. Интервал замедления между скважинами (рядами) принимают 25—50 мс.

После массового взрыва вначале производят усиленное проветривание продолжительностью 5—10 ч, а затем — обычное проветривание продолжительностью до суток, и после проверки газовой

обстановки в зоне массового взрыва в блоке начинаются работы по ликвидации последствий взрыва и выпуску руды.

Величину заряда с точки зрения сейсмического воздействия на горнотехнические сооружения и выработки проверяют по формуле Г. В. Кузнецова

$$Q = \sigma_p \alpha_k (\sqrt{H_{ц}^3 + r_n}) / 85,$$

где σ_p — временное сопротивление пород растяжению, Па;

$\alpha_k = \frac{m_r}{[0,45(m_r + 1)]}$ — коэффициент; $H_{ц}$ — мощность целика, м; r_n —

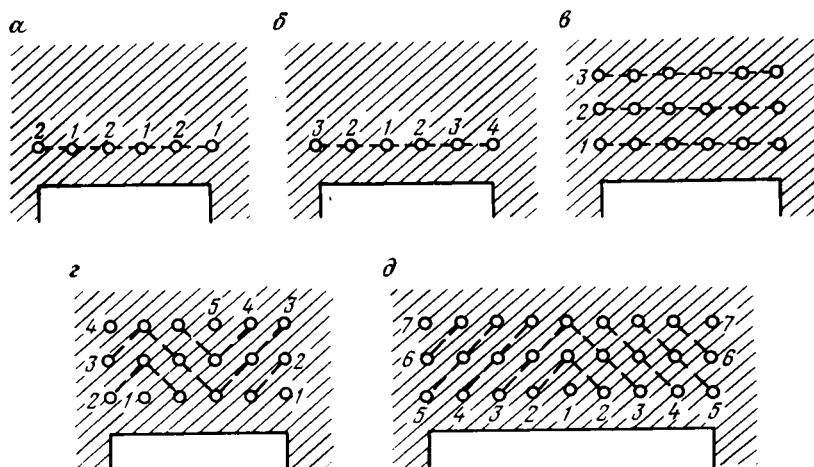


Рис. 11.14. Схемы короткозамедленного взрывания при отбойке руд в камерах:

а — через одну; б — волновая; в — порядная; г — порядная волновая; д — врубовая диагональная

расстояние от объекта до точки взрыва, м; m_r — число групп взрывания.

Схему взрывания выбирают так, чтобы масса одновременно взрывающихся зарядов не превышала величин, найденных по этой формуле.

11.4. ВЗРЫВАНИЕ РУДЫ ШПУРОВЫМИ И КАМЕРНЫМИ ЗАРЯДАМИ

При отбойке руды на крутых месторождениях небольшой мощности применяются почвоуступная и потолкоуступная системы отбойки при вертикальном, горизонтальном и наклонном расположении шпуров (рис. 11.15). Заряды рассчитывают исходя из удельного расхода ВВ, равного $0,4 \div 2,5$ кг/м³, который выбирается из практики и по графикам (рис. 11.16). С увеличением крепости по-

род и уменьшением мощности пласта (рудного тела) расход ВВ увеличивается. Особенно эффективна отбойка крепких руд при разработке жильных месторождений зарядами уменьшенного диаметра (25—30 мм) и ВВ повышенной мощности. Шпуровая отбойка является распространенным способом отбойки руд на зарубежных рудниках, где несмотря на повышенную опасность для рабо-

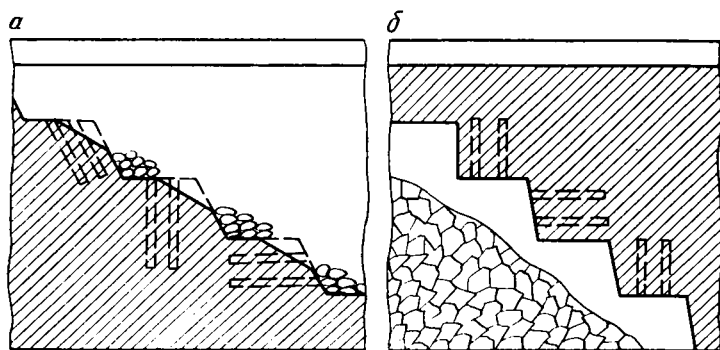


Рис. 11.15. Схема отбойки руды шпуровыми зарядами:
а — почвоуступная; б — потолкоуступная

тающих широко применяют потолкоуступную отбойку. При почвоуступной отбойке уступы сглаживаются и находятся под разрушенной рудой, что затрудняет процесс бурения и взрывания.

Шпуровую отбойку руды при отработке пластовых месторождений применяют преимущественно при камерно-столбовой системе разработки на Джезказганском, Ачисайском, Талнахском и других месторождениях, а также на ряде рудников СУБРа.

Для бурения шпуров диаметром 36—50 мм глубиной 2—4 м применяют самоходные буровые каретки с мощными бурильными молотками. Для заряжания используют пневмозарядчики различных конструкций.

На Джезказганском комбинате отбойка руды ведется шпурами диаметром 36—50 мм в панелях шириной 80—150 м с оставлением в выработанном пространстве междукамерных целиков (рис. 11.17). При мощности рудного тела 3—4,5 м руду вынимают сразу на всю мощность, при большей мощности — послойно, принимая толщину слоя 1,5—4 м. При этом верхний забой ведут с опережением 15—20 м. Шпуры располагают в зависимости от диаметра при л. н. с., равном $0,7 \div 1,4$ м и расстоянии между шпурами в ряду 0,9—2,5 м. Выход руды составляет $0,7—1,85 \text{ м}^3/\text{м}$, удельный расход ВВ $0,7—1,2 \text{ кг/м}^3$. В качестве ВВ используют гранулит АС-8.

На руднике Ачисайского комбината отрабатывается полиметаллическое месторождение с породами $f=10 \div 12$ мощностью 1,5—14 м, залегающее под углом 10—35°. На комбинате применяют в основном камерно-столбовую и камерную системы разработок.

Камерную систему применяют при отработке более крупных пластовых участков (при $\alpha > 18^\circ$), в ней предусматривается доставка руды силой взрыва. При камерной системе (рис. 11.18) предусматривается отсутствие рабочих в выработанном пространстве, скважины бурят установкой БСМ-1 диаметром 56 мм, глубиной до 20 м. При этом л. н. с. составляет 1,7 м, расстояние между

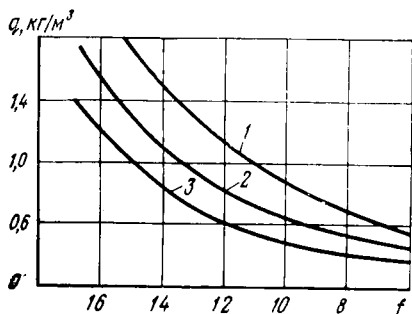


Рис. 11.16. Зависимость расчетного расхода ВВ от изменения мощности рудного тела b и коэффициента крепости пород f :

1— $b=1,3 \div 1,5$ м; 2— $b=2,5 \div 2,9$ м; 3— $b > 5$ м

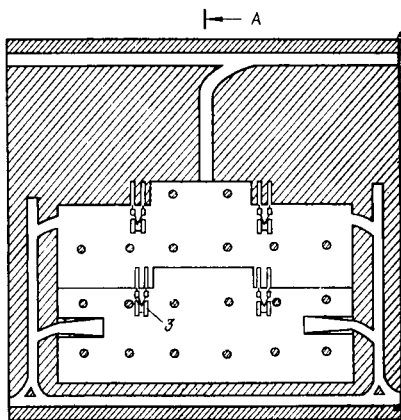
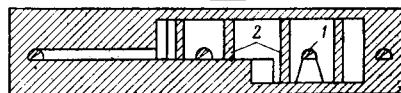


Рис. 11.17. Схема расположения шпуров при отбойке руды на Джезказганском ГМК:

1 — нарезные выработки; 2 — целики; 3 — буровые каретки



концами скважин 1,7—2 м, выход руды 5 т/м. Пневмозаряжание скважин производится гранулированным ВВ.

На Талнахском месторождении разрабатываются среднетрешиноватые руды с коэффициентом крепости $f=6 \div 10$. Применяется слоевая система отработки наклонной пластовой залежи. Ширина отрабатываемого слоя составляет 8 м, высота 3,5 м. Шпуры диаметром 42—56 мм и глубиной 3,9 м бурят самоходными станками и располагают веерами под углом 70° к горизонтالي. Л. н. с. составляет 0,65—1,3 для диаметра 42 мм и 1—1,4 м для диаметра 56 мм, выход руды 2,2—3,8 т/м, удельный расход ВВ на отбойку 1,5—2,2 кг/м³, на вторичное дробление 0,2—0,3 кг/м³.

На ряде рудников СУБРа применяется шпуровая отбойка пород с коэффициентом крепости $f=2 \div 8$. Камера шириной 8 м в первой стадии отрабатывается подсечной выработкой высотой 2,5 м, а оставшиеся запасы разбуривают вертикальными шпурами диаметром 40—42 мм и глубиной 5—6 м, равной высоте уступа (рис. 11.19). Для бурения используют сверла СЭК-1. Выход руды с 1 м скважины 0,8—0,9 м³. При отбойке выход негабарита составляет 2 %.

Использование высокопроизводительных буровых кареток, механизированного заряжания шпуров в сочетании с получаемым при взрыве хорошим дроблением руды обеспечивает высокие технико-экономические показатели добычи в целом, полноту выемки ценных руд. Это позволяет считать перспективной шпуровую отбойку при отработке горизонтальных и наклонных залежей.

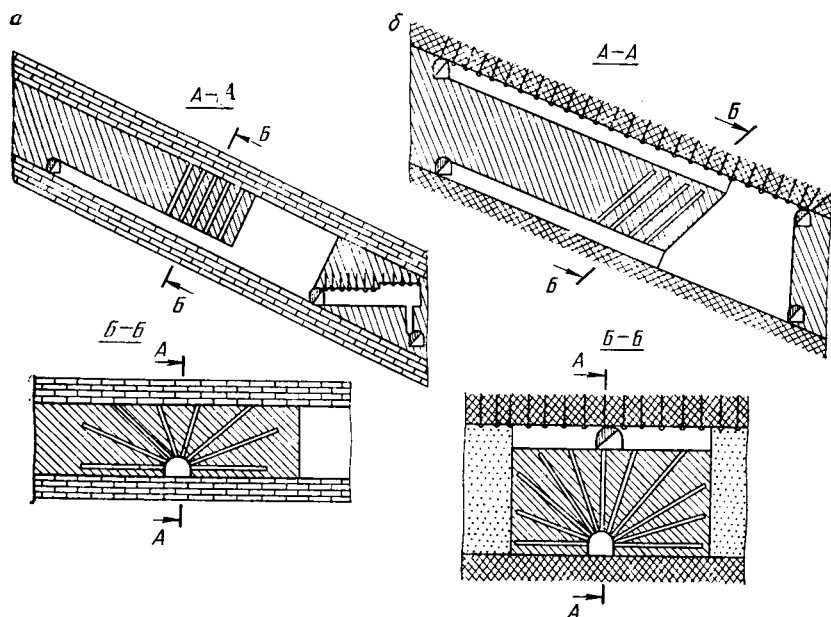


Рис. 11.18. Схема расположения шпуров при отбойке руды:
а — при камерной системе разработки; б — при послонной системе разработки

Отбойку руды камерными зарядами применяют в основном при отработке мощных месторождений крутого залегания (рудники Кривбасса, комбинатов «Апатит», Тырныаузского и др.). На ряде предприятий этот способ широко применяют при обрушении междуканальных и междуетажных целиков, а также для погашения пустот. Сущность способа канальных зарядов (минных зарядов) заключается в том, что обрабатываемый рудный массив подготавливают к отбойке рядов вертикальных 2 и горизонтальных 3 канальных выработок (рис. 11.20). Из них проходят выработки небольшого сечения (1×1 м) и протяженности — минные карманы, в которых размещают сосредоточенные заряды ВВ. Иногда из этих карманов для размещения зарядов ВВ проходят углубления также небольшого сечения — минные колодцы. После укладки ВВ и монтажа взрывной сети их иногда заполняют забойкой из отбитой при проходке выработок породы.

Для уменьшения (локализации) действия мощных воздушных взрывных волн на выработки в ближней зоне практикуют принудительное обрушение кровли выработки с целью полного перекрытия ее сечения (рис. 11.21). Скважинные заряды взрываются с опережением на несколько секунд по отношению к основному взрыву.

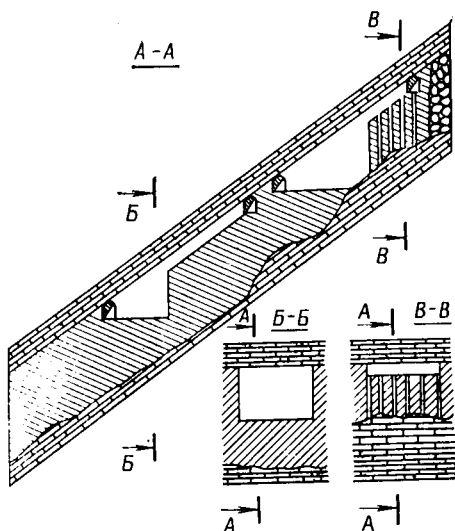


Рис. 11.19. Схема расположения шпуров при отбойке руды на СУБРе

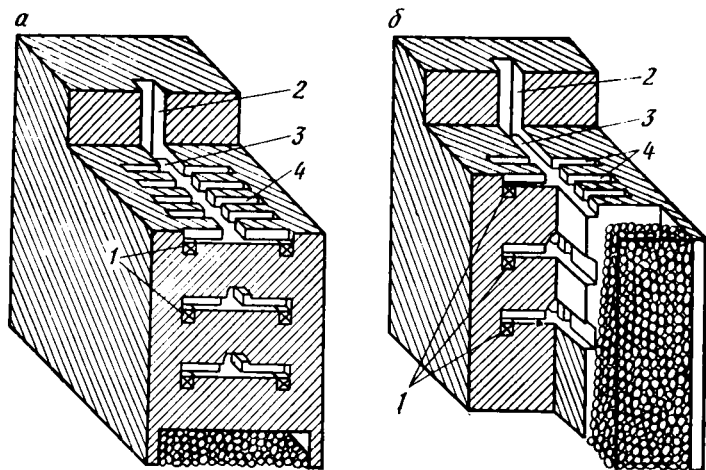


Рис. 11.20. Схема расположения выработок при отбойке руды камерными зарядами на вертикальное компенсационное пространство (а) и на горизонтальное компенсационное пространство (б):

1 — заряды ВВ; 2 — восстающий; 3 — буровой орт; 4 — камеры (карманы)

Удельный расход ВВ ($\text{кг}/\text{м}^3$) на отбойку руды камерными зарядами

$$q = 1,35q_3 e k_{1c} k_{2c} k_{3c}, \quad (11.3)$$

где q_3 — эталонный удельный расход ВВ на дробление руды, $\text{кг}/\text{м}^3$; e — относительная работоспособность ВВ; k_{1c} — коэффициент, учитывающий трещиноватость массива и требуемый размер кондиционного куска руды; k_{2c} — коэффициент показателя действия взры-

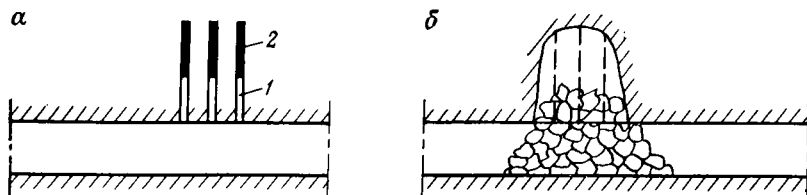


Рис. 11.21. Схема обрушения кровли скважинными зарядами для локализации действия воздушных волн:

а — до взрыва; б — после взрыва: 1 — скважины; 2 — заряды ВВ

ва, для ликвидации пустот равный 0,42, для отбойки руды 1; k_{3c} — коэффициент, учитывающий забойку зарядов ВВ, при полной забойке равен 1, при его отсутствии 2,25.

Величина одного камерного заряда (кг) колеблется от 0,5 до 3 т и может быть рассчитана по формуле $Q = qW^3$.

Л. н. с. камерных зарядов изменяется от 6 до 10 м и определяется технологическими особенностями системы разработки и физико-механическими свойствами горных пород. Обычно л. н. с. принимают равной 6—8 м.

Достоинство отбойки камерными зарядами заключается в простоте ее технологии. К недостаткам рассматриваемого способа отбойки руды следует отнести большой выход негабаритных кусков, увеличенный расход ВВ на отбойку руды, повышенное сейсмическое и воздушное воздействие взрыва крупных зарядов на прилегающие выработки и большой объем подготовительно-нарезных работ.

Удельный вес этого способа отбойки от объема добычи составляет 10 % в черной и 4 % в цветной металлургии: имеется тенденция к его дальнейшему ограничению.

11.5. МЕХАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ПОДЗЕМНЫХ УСЛОВИЯХ

При взрывных работах наиболее трудоемкими операциями являются доставка ВВ и зарядание шпуров и скважин. В связи с этим на рудниках, не опасных по газу и пыли, широко применяют зарядно-доставочные машины, позволяющие повысить производительность труда взрывников в несколько раз по сравнению с заря-

жанием вручную. Кроме того, при механизированном зарядании повышаются плотность зарядания и концентрация энергии взрыва, что способствует улучшению качества дробления и сокращению объема буровых работ.

Технико-экономические показатели взрывных работ можно улучшить только при условии комплексной механизации всех операций, связанных с применением ВВ в подземных условиях: разгрузки железнодорожных вагонов и транспортирования ВВ на территории базисных складов, переработки ВВ в пунктах приготовления, доставки ВВ до промплощадки рудника, спуска их в шахту и доставки к подземному расходному складу и к месту работы, а также зарядания шпуров и скважин.

Для зарядания шпуров и скважин патронированными ВВ применяются механические зарядчики толкательного или метательного типа, а для зарядания россыпными ВВ — различные пневматические зарядчики (табл. 11.1).

Для подземных условий разработаны композиции водосодержащих ВВ с кислородным балансом, близким к нулю.

Схема доставки ВВ с базисных складов на подземные расходные склады, а также к месту производства взрывных работ не имеет принципиальных различий как при зарядании механическими зарядчиками, так и вручную. ВВ в заводской упаковке опускают в шахту в клетях, затем доставляют на расходный склад или до места зарядания с соблюдением требований «Единых правил безопасности при взрывных работах».

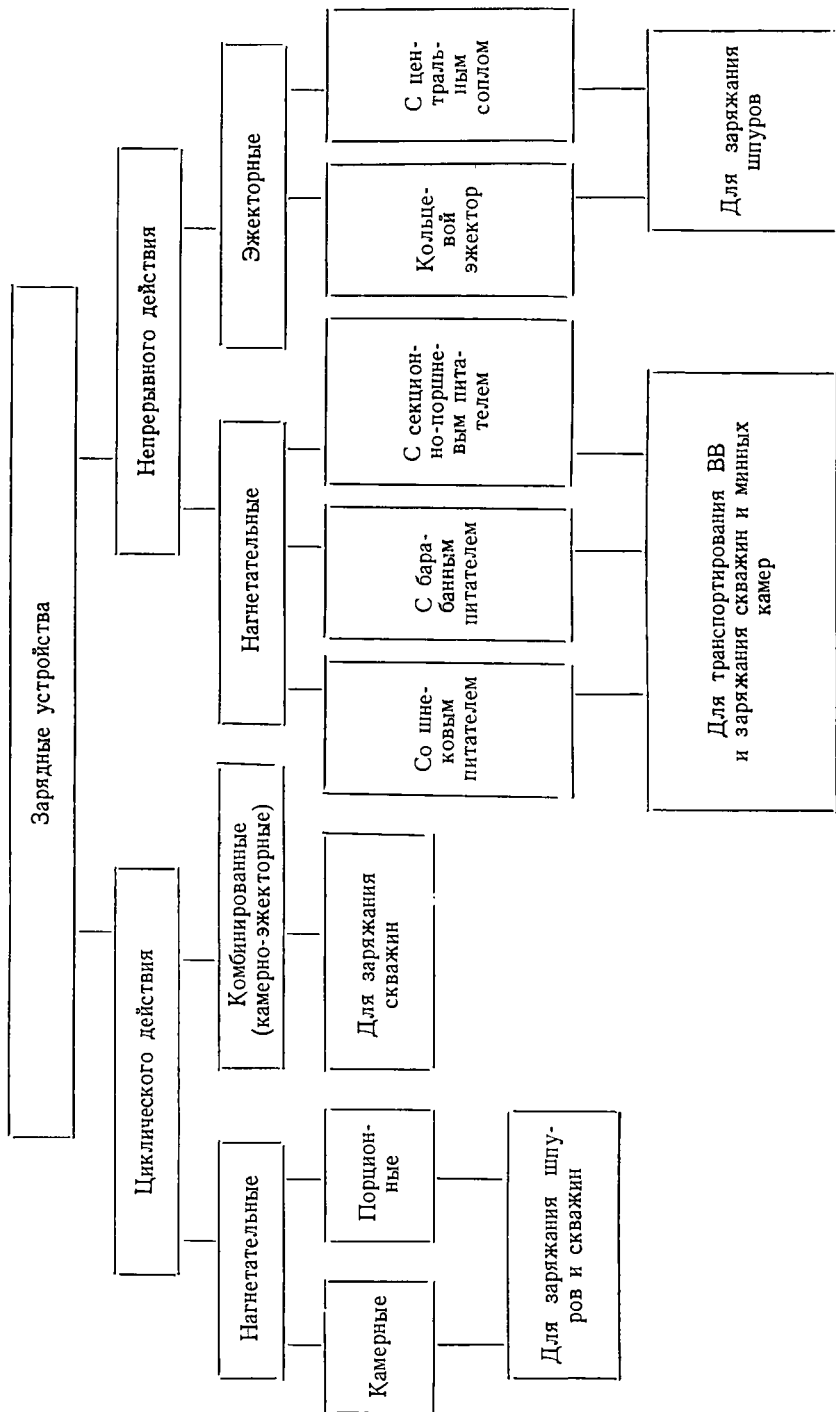
Рациональная схема комплексной механизации взрывных работ при использовании гранулированных ВВ зависит от потребляемого предприятием количества ВВ и может быть пакетной, контейнерной, пневмотранспортной или комбинированной.

При потребности предприятия до 500 т ВВ в год наиболее целесообразна пакетная схема доставки ВВ. На базисном складе мешки с гранулированным ВВ формируются в пакеты на поддонах или с помощью строп-контейнеров. Пакеты с базисного склада автотранспортом доставляются на промплощадку рудника, где их перегружают электропогрузчиками на специально оборудованные шахтные каретки. Каретки опускают в шахту в клетях, из которых в околоствольном дворе формируется состав. Затем ВВ транспортируется (электровозная откатка) до расходного склада к участковому пункту хранения или к месту ведения взрывных работ. При механизированных средствах зарядания шпуров и скважин пакеты растаривают на участковых пунктах приготовления ВВ с последующей доставкой их на поэтажи пневмотранспортом.

Пакетная доставка ВВ не требует больших капитальных затрат и успешно применяется на подземных рудниках небольшой производственной мощности.

При потребности предприятия от 500 до 2000 т ВВ в год целесообразны контейнерная или пневмотранспортная схемы доставки. На базисном складе ВВ выполняется растаривание ВВ. При контейнерной схеме (рис. 11.22) гранулированные ВВ перегружаются

Классификация пневматических зарядных устройств



в герметичные контейнеры, которые доставляются автотранспортом на промплощадки рудников. Спуск контейнеров и транспортирование их по подземным выработкам аналогичны транспортированию пакетов.

Доставленные к месту ведения взрывных работ ВВ из контейнеров перегружаются в бункеры зарядных машин с помощью пневмодозирующих устройств.

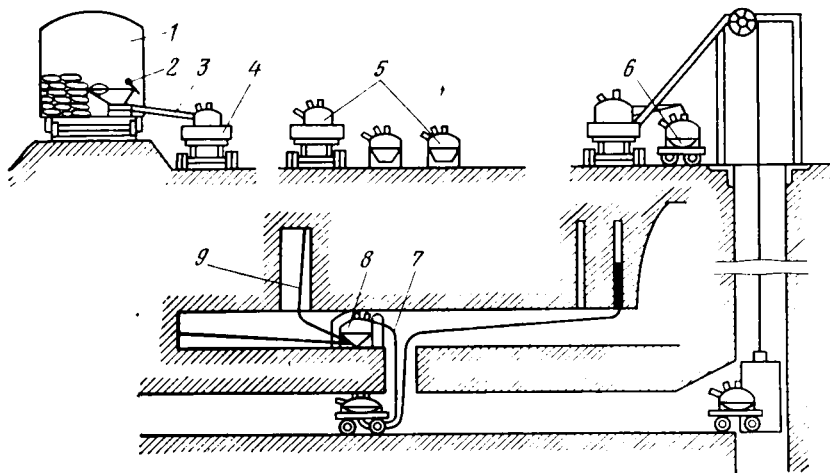


Рис. 11.22. Контейнерная схема механизации взрывных работ:

1 — вагон МПС; 2 — растариватель; 3 — транспортный трубопровод; 4 — автомашинка; 5 — контейнеры; 6 — тележка; 7 — загрузочный трубопровод; 8 — пневмозарядчик; 9 — зарядный трубопровод

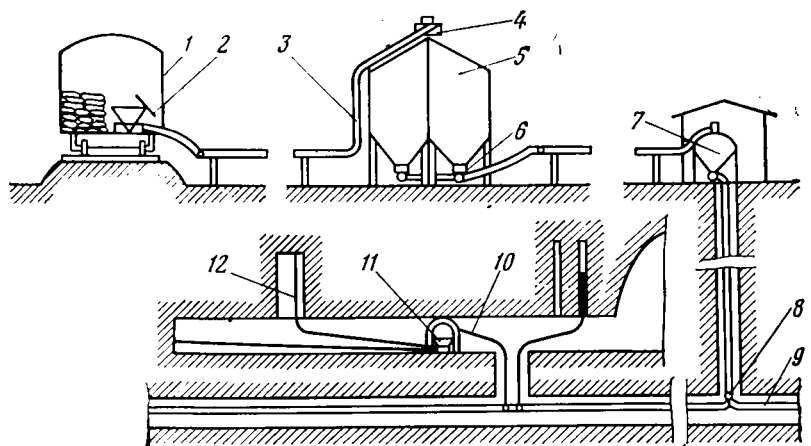


Рис. 11.23. Пневмотранспортная схема механизации взрывных работ:

1 — вагон МПС; 2 — растариватель; 3 — транспортный трубопровод; 4 — циклон-распределитель; 5 — хранилище ВВ; 6 — пневмопитатель; 7 — пневмопогрузчик; 8 — переключатель потоков; 9 — подземная магистраль; 10 — загрузочный трубопровод; 11 — пневмозарядчик; 12 — зарядный трубопровод

Пневмотранспортная схема механизации взрывных работ (рис. 11.23) предусматривает загрузку подземных расходных складов ВМ или подачу ВВ на заряжаемые блоки непосредственно по трубопроводам с базисных складов. При этом расход ВВ контролируется дозирующими устройствами (дозаторами). Пневмотранспорт позволяет доставлять ВВ без перегрузки на расстояния до 1 км.

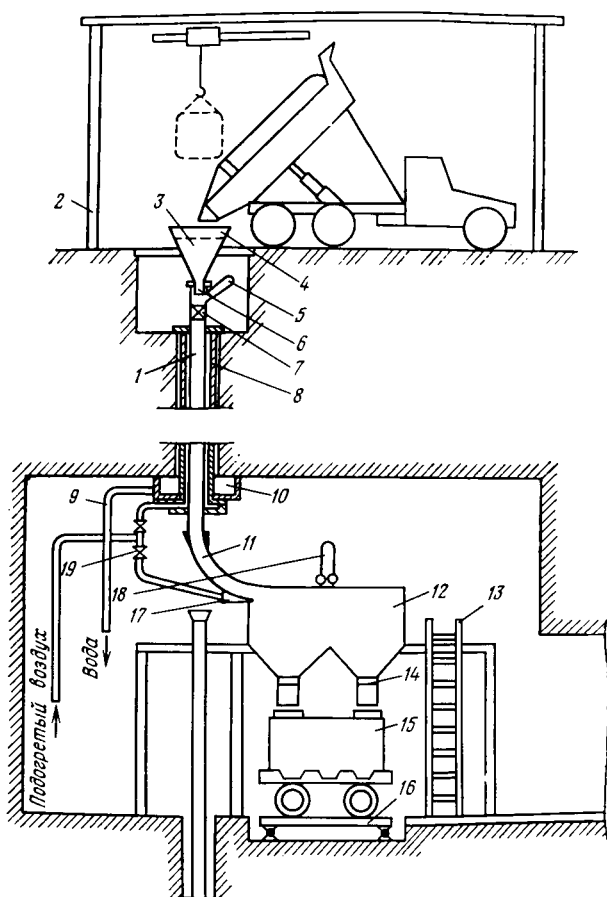


Рис. 11.24. Комплекс для спуска ВВ самотеком:

1 — трубопровод; 2 — поверхностное помещение; 3 — воронка; 4 — предохранительная сетка; 5 — рукавный фильтр; 6 — сопло-кран; 7, 8 — обсадная труба; 9 — труба для отвода воды; 10 — кожух для улавливания воды; 11 — гибкий рукав; 12 — бункер; 13 — рама; 14 — затворы; 15 — доставочная установка; 16 — тензометрические весы; 17 — аэроднище лотка; 18 — автоматический рукавный фильтр; 19 — трубопровод для подачи подогретого воздуха

Как при контейнерной доставке, так и при пневмотранспортировании прямой контакт человека с ВВ отсутствует. Однако каждая из этих схем имеет определенные недостатки. Например, контейнерная доставка требует больших капитальных затрат на обо-

рудование, а при пневмотранспорте происходит частичное разрушение гранул ВВ, что отрицательно влияет на формирование заряда в шпурах и скважинах и повышает запыленность шахтной атмосферы.

При потребности предприятия более 2000 т ВВ в год рекомендуется применять комбинированную схему доставки, в которой использованы наиболее эффективные способы механизации процессов, предусмотренных при контейнерной и пневмотранспортной схемах.

На базисном складе гранулированные ВВ растариваются и с помощью вакуумно-эжекторных или механических устройств доставляются в бункер-дозатор, который расположен на территории, примыкающей к территории базисного склада.

Из бункера-дозатора ВВ перегружается в большегрузные автосамосвалы для доставки на перепускной пункт рудника.

В приемные бункеры рабочих горизонтов рудника доставка ВВ осуществляется самотеком по трубопроводу, проложенному в скважине (рис. 11.24).

Глубина спуска ВВ по скважине может достичь 200 м. При этом гранулы ВВ приобретают большие скорости.

Для снижения степени разрушения ВВ снизу подогретым до 50 °С воздухом создается противопоток в транспортном трубопроводе, в котором ВВ одновременно подсушивается. Для улавливания пыли, образующейся в противопотоке, трубопровод снабжен рукавным фильтром.

Для доставки ВВ из приемного бункера на расходный склад, в участковые пункты хранения или к месту ведения взрывных работ применяют зарядно-доставочные установки «Ульба» (рис. 11.25) или контейнеры, устанавливаемые на транспортных каретках или на контейнеровозах.

Для механизации заряджания шпуров и скважин патронированными ВВ более перспективны зарядчики метательного типа, особенно при заряджании скважин пластичными ВВ, которые из-за высокой липкости не поддаются заряджанию иным способом.

При работе зарядчиков толкательного типа колонна заряда формируется у устья шпура или скважины и целиком или частями подается в них. За счет усилия, создаваемого толкателем в осе-

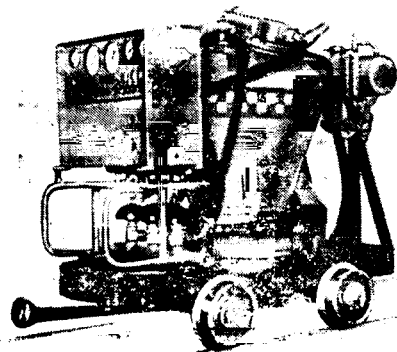


Рис. 11.25. Зарядно-доставочная автоматизированная установка ЗДАУ «Ульба»

вом направлении, патроны сминаются и фиксируются, что и исключает дальнейшее их перемещение в обратном направлении.

Принцип работы зарядчиков метательного типа заключается в том, что патроны ВВ под действием сжатого воздуха ($0,4 \div 0,6$) МПа в зарядной трубе (колонне) разгоняются до скоростей 100 м/с и ударяются о забой скважины (шпура) или о ранее уложенное ВВ.

При этом патроны деформируются и уплотняются.

Колонну труб собирают из отдельных секций и по мере заполнения зарядной полости укорачивают.

В подземных условиях наиболее широко применяются устройства, предназначенные для заряжания шпуров и скважин россыпными гранулированными ВВ.

Зарядные устройства для гранулированных ВВ различаются по конструкции и принципу действия, назначению и условиям применения, режимам работы, технико-экономическим показателям, а также по способам дозирования ВВ, подачи сжатого воздуха в зарядчик, по принципу действия загрузочного и разгрузочного устройств. Зарядные устройства делятся на нагнетатель-

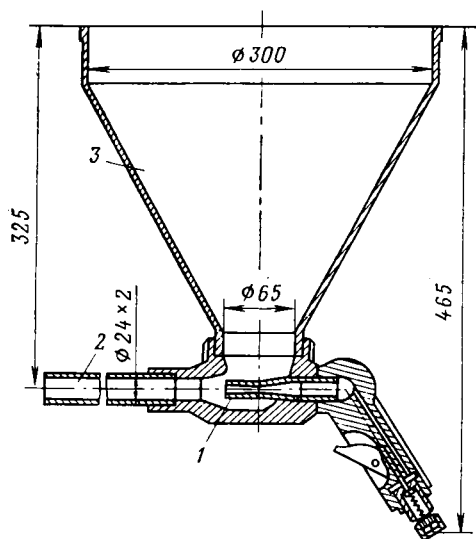


Рис. 11.26. Эжекторный зарядчик «Курама»

1 — эжектор; 2 — зарядный патрубок; 3 — бункер

ные, эжекторные и комбинированные.

Эжекторные зарядчики характеризуются простотой конструкции, легкостью, удобством эксплуатации и малой стоимостью, а также относительно большими расходами воздуха и высокими скоростями перемещения транспортируемого материала, небольшой производительностью и дальностью транспортирования.

Для заряжания горизонтальных и слабонаклонных шпуров россыпными ВВ наиболее широко применяются зарядчики «Курама» (рис. 11.26). У этих зарядчиков эжектор типа «Вентури» непосредственно связан с емкостью для ВВ (5—8 кг) и зарядной трубкой. Небольшая длина (до 1 м) транспортирующей трубки обуславливает достаточную производительность зарядчика шпуров (0,2—0,25 кг/с). Емкость зарядчика в процессе заряжания периодически заполняется.

Для заряжания восстающих шпуров разработана модификация

зарядчика «Курама», в котором эжектор и зарядная трубка расположены вертикально по центру емкости для ВВ.

При отбойке руд число шпуров в комплекте может достигать 100 и более. В этих условиях для заряжания применяют нагнетательные зарядчики с емкостью для ВВ (100—200 л), устанавливаемые на платформы (тележки) на резиновом или рельсовом ходу.

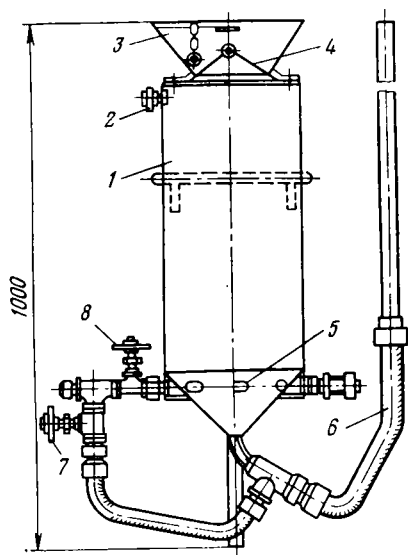


Рис. 11.27. Пневмозарядчик «Вахш-5»:

1 — емкость зарядчика; 2 — кран сброса давления; 3 — воронка; 4 — конусный затвор; 5 — воздушные сопла; 6 — нагнетательный шланг; 7 — кран подачи сжатого воздуха в нагнетательный трубопровод; 8 — кран включения

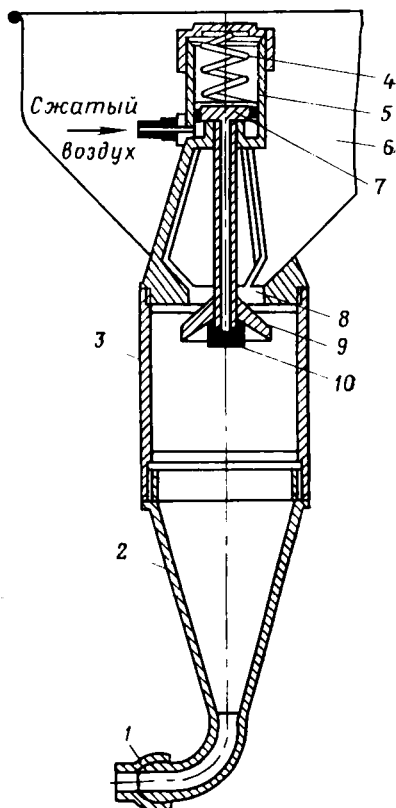


Рис. 11.28. Порционный зарядчик ЗП:

1 — трубопровод; 2 и 3 — цилиндрическая и конусная части дозирующей камеры; 4 — пружина; 5 — пневмоцилиндр; 6 — приемная воронка; 7 — поршень; 8 — загрузочное отверстие; 9 — запорный клапан; 10 — отверстие распределителя

Для заряжания скважин гранулированным ВВ наиболее широко применяются нагнетательные пневматические зарядчики типа «Вахш-5» (рис. 11.27). Они позволяют заряжать скважины глубиной до 20 м любого направления при диаметре 56 мм, а при диаметре 105 мм — до глубины 30 м при углах наклона до 50°. Отличительной чертой пневмозарядчиков этого типа является то, что рассыпное ВВ из камеры под давлением сжатого воздуха подается.

в трубопровод. В нагнетательном трубопроводе частицы ВВ подхватываются потоком сжатого воздуха, подводимого в трубопровод. При этом формирование заряда в скважине улучшается, а производительность зарядчика возрастает.

Порционный камерный зарядчик ЗП (рис. 11.28) прост по устройству, позволяет контролировать величину заряда по объему дозирующей камеры зарядчика.

При пневмозаряжении в транспортных шлангах возникают заряды статического электричества. Как показали исследования, разность потенциалов на расстоянии 1 м может превысить 500—600 В. Величина электрических зарядов зависит от типа ВВ, скорости движения и размеров частиц ВВ. Чем больше скорость и чем меньше размеры частиц, тем выше электризуемость.

В результате электризации могут происходить опасные вспышки взвешенного в воздушном потоке ВВ, приводящие к разрушению шлангов и зарядчиков, а иногда и к несчастным случаям.

Кроме того при пневмозаряжении образуется и выделяется много пыли ВВ. Для борьбы с пылью и электризацией в современных зарядчиках в смесь ВВ с воздухом впрыскивается до 4 % воды. При этом гранулы несколько размягчаются и при подаче их в скважину смачиваются, а мелкие фракции ВВ коагулируют. Благодаря этому повышается плотность заряжения, и ВВ хорошо удерживается даже в вертикальных скважинах.

ГЛАВА 12

ВЗРЫВАНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

12.1. МЕТОДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Название метода взрывных работ определяется выработкой или системой выработок, сооруженных для размещения и производства взрывов зарядов промышленных ВВ.

На карьерах применяются следующие методы ведения взрывных работ.

Метод скважинных зарядов — это основной метод взрывания на карьерах. Для разрушения массива заряды ВВ размещают в вертикальных и наклонных скважинах диаметром 100—320 мм, глубиной 5 — 20 м.

Метод шпуровых зарядов применяют на мелких карьерах, а на крупных — при вспомогательных работах. ВВ размещают в вертикальных, наклонных или горизонтальных шпурах диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м.

Метод котловых шпуровых и скважинных зарядов применяют сравнительно редко из-за его ненадежности. Для размещения в нижней части большого заряда ВВ шпуры и скважины предварительно простреливают небольшими зарядами. Лучшие результаты получаются при расширении зарядасмой части скважины специальными механическими расширителями или с помощью огневого бурения в породах, поддающихся термическому разрушению.

Метод камерных зарядов применяют в основном для взрывания на выброс и сброс при строительстве плотин, дамб, каналов. Сосредоточенные заряды большой массы от нескольких до тысяч тонн размещают в камерах.

Метод малокамерных зарядов (рукавов) применяется редко на карьерах небольшой производственной мощности. Заряды размещают в горизонтальных углублениях сечением до 30×30 см, глубиной до 3 м для взрывания уступов небольшой высоты.

Метод наружных (накладных) зарядов: заряды укладывают на разрушаемые объекты (крупные куски породы, козырьки уступов, зависание руды в дучках и т. д.).

12.2. МЕТОД СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Параметры расположения скважин. Во взрываемом массиве бурят вертикальные или наклонные скважины диаметром 80 — 320 мм глубиной свыше 5 м. В отдельных случаях для увеличения массы заряда нижнюю часть скважины расширяют механическим или огневым способом до диаметра 400 мм.

На уступе скважины можно располагать в один ряд (однорядное взрывание), два ряда и более (многорядное взрывание).

Возможные схемы расположения вертикальных скважин при взрывании уступов приведены на рис. 12.1.

Расположение скважин на уступах карьеров характеризуют следующие величины (рис. 12.2): диаметр скважины (заряда) d ;

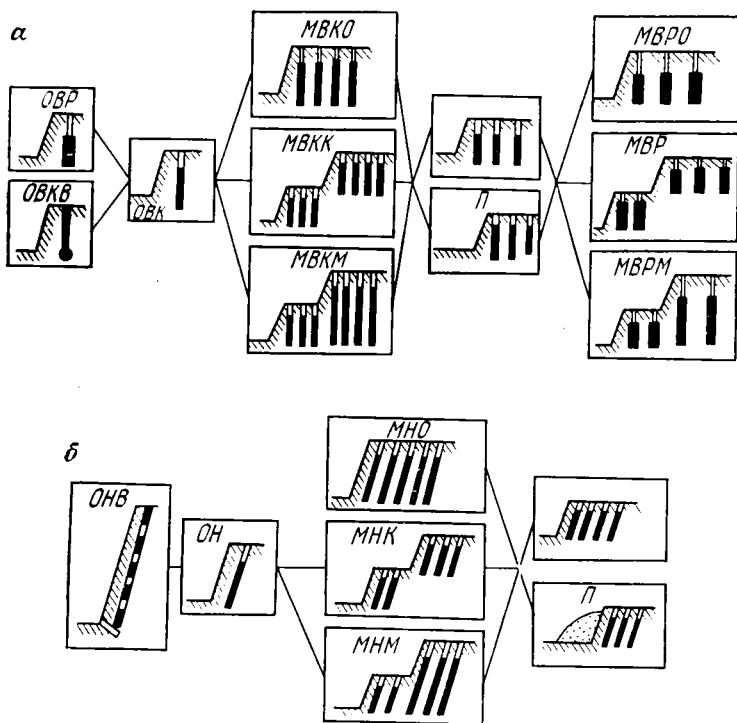


Рис. 12.1. Возможные схемы расположения взрывных скважин на уступе:

a — при вертикальных скважинах; b — при наклонных скважинах; O — однорядное одноуступное; B — вертикальное; P — с расширением; KB — котловое взрывание; K — колонковое; M — многорядное многоуступное; KK — колонковое каскадное; KM — колонковое многоуступное; P — с подпорной стенкой; H — наклонное

высота уступа H , м; сопротивление по подошве W , м; расстояние между скважинами a , м; расстояние между рядами b , м; безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа c , м; длина заряда l_z , м; длина перебура l_n , м; длина забойки $l_{заб}$, м; длина (глубина) скважины L , м; угол откоса уступа α .

12.3. ПОДГОТОВКА МАССОВОГО ВЗРЫВА

Массовый взрыв на карьере выполняют по специальному проекту.

Технология выполнения массового взрыва включает следующие этапы и операции.

I. *Подготовительный этап выполнения массового взрыва*, который включает: подготовку исходных материалов для составления проекта взрыва с целью определения расчетного расхода ВВ, диаметра скважин, сопротивления по подошве, величины перебура и забойки, расстояния между скважинами, величины заряда в скважине, составление проекта массового взрыва, определение границ опасной зоны и ее ограждение, охрану места взрыва, установление системы сигнализации при взрывных работах.

II. *Выполнение массового взрыва*, которое включает: изготовление патронов-боевиков; заряжание и забойку шпуров, скважин и камер; монтаж взрывной сети и производство взрыва; осмотр забоя и ликвидацию отказавших зарядов.

На всех этапах подготовки, проведения и оценки результатов взрыва производится его маркшейдерское обслуживание.

Маркшейдерское обслуживание массовых взрывов включает в себя следующие операции: 1) выдачу плана-задания на массовый взрыв; 2) проведение маркшейдерско-геологической съемки блока, намечаемого к взрыву, и составление плана и характерных разрезов блока с указанием свойств пород и руд (трещиноватости, крепости, рудоносности и т. д.); 3) перенесение скважин или минных выработок с проекта в натуру, определение расчетных объемов взрываемого блока; 4) съемку фактического положения пробуренных скважин (величины перебура, расстояния между скважинами, расстояния скважин первого ряда от верхней бровки уступа, значения с. п. п., углов откоса уступа); 5) оценку результатов взрыва (объема взорванной горной массы, величины развала, линии и угла откоса развала, коэффициента разрыхления, выхода горной массы с 1 м скважины, фактического удельного расхода ВВ, полноты отрыва пород по подошве уступа, величины заколов и т. д.).

Маркшейдерская документация массовых взрывов во всех случаях должна состоять из: плана — задания (масштаб 1:1000); предварительного плана — проекта расположения скважин на уступе (масштаб 1:500); поперечных профилей скважин первого ряда (масштаб 1:500 или 1:200) с таблицей расчета зарядов; геолого-промышленного плана блока (масштаб 1:500); сводного плана буровых и взрывных работ (масштаб 1:1000).

Подготовка исходных материалов

Диаметр скважин необходимо выбирать исходя из следующих соображений.

В породах I — II категорий трещиноватости диаметр заряда следует выбирать возможно большим (250—320 мм), и величина его ограничивается лишь технологическими соображениями (мощность карьера, производительность станка, устойчивость уступов и т. д.).

В породах III—IV категорий в случае применения многорядного взрывания диаметр зарядов может быть принят 200—250 мм.

В породах V категории, а также неоднородных и часто перемежающихся по фронту уступа породах IV категории для отбойки рудных тел небольшого размера, при узких рабочих площадках уступов, при ограничиваемых величинах одновременно взрываемых зарядов, при небольшом масштабе взрывных работ и т. п. следует принять диаметр заряда 150—200 мм. Уменьшение диаметра заряда следует обосновывать опытными взрывами и технико-экономическими расчетами.

Основной причиной малого распространения скважин уменьшенного диаметра является низкая производительность буровых установок и высокая стоимость бурения: сменная линейная производительность станков при бурении скважин различного диаметра (105—250 мм) находится на уровне 35—60 м. Поскольку выход горной массы с 1 м скважины можно принять пропорциональным квадрату диаметра заряда, то в такой же степени увеличивается производительность станков по обуренной горной массе при скважинах большого диаметра и снижается стоимость обуривания 1 м³. Поэтому в современных условиях наметилась тенденция применения скважин увеличенного диаметра, особенно для карьеров большой производственной мощности.

При высоких удельных расходах ВВ, больших скоростях смещения (разлета) отдельных интенсивность дробления массива скважинами большого диаметра может незначительно отличаться от интенсивности его дробления скважинами меньшего диаметра, если скорости смещения (соударения) отдельных при малом диаметре меньше, чем при большом.

При многорядном взрывании эта разница может быть еще меньше из-за интенсивного взаимодействия (соударения) перемещающихся масс породы при взрыве скважин большого диаметра, а также при взрывании массивов, сложенных хорошо дробящимися от механического соударения отдельностями.

Для карьеров производственной мощностью по горной массе более 2 млн. м³ в год рационально применение мощных станков СБШ-250МН, СБШ-320 и др., для средних карьеров производственной мощностью 0,5—2 млн. м³ рациональны станки 2СБШ-200Н, для малых карьеров — станки пневмоударного и вращательного бурения с диаметром долота 105—160 мм, а также станки для шарошечного бурения скважин уменьшенного диаметра. Заслуживает внимания также применение самоходных станков для бурения скважин диаметром 60—70 мм мощными бурильными молотками с независимым вращением.

Определение величины с. п. п. для обеспечения нормального разрушения массива на уровне подошвы. Максимально преодолеваемое с. п. п. (м) рекомендуется определять по формуле

$$W = W_{\text{од}} + k_0 d (1,2 - m), \quad (12.1)$$

где $k_0 = 30 \sqrt{\rho}$ — коэффициент взаимодействия зарядов; $m = a/W$ — коэффициент сближения скважин.

С. п. п. для одиночной скважины (м) определяется по формуле С. А. Давыдова:

$$W_{\text{од}} = 53k_T d \sqrt{\Delta/(\rho e)}, \quad (12.2)$$

где k_T — коэффициент трещиноватости, равный для монолитных пород 1, для трещиноватых 1,2; Δ — плотность заряда ВВ, кг/дм³; e — относительная работоспособность ВВ.

Трест Союзвзрывпром рекомендует определять с. п. п. одиночной скважины по формуле

$$W_{\text{од}} = \sqrt{p/q_p}, \quad (12.3)$$

где p — вместимость ВВ в 1 м скважины, кг/м; q_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³.

Решив совместно уравнения (12.2) и (12.1) и приняв $k_T=1,1$, $e=1$ и $\Delta=0,9$ г/см³, найдем

$$W = 30d(3-m)/\sqrt{\rho}. \quad (12.4)$$

С. п. п. (м) с учетом взаимодействия зарядов можно определять по формуле Союзвзрывпрома

$$W = W_{\text{од}}(1,6 - 0,5m). \quad (12.5)$$

Кроме того, величина с. п. п. (м) проверяется из условия безопасного ведения работ по формуле

$$W_{\perp} = H \operatorname{ctg} \alpha + c, \quad (12.6)$$

где H — высота уступа, м; α — угол откоса уступа; $c=3$ м — минимально допустимое расстояние от оси скважин до верхней бровки уступа, м.

Приравняв правые части уравнений (12.4) и (12.6), найдем диаметр вертикальных скважин, который обеспечивает нормальную проработку подошвы уступа при данной высоте и угле откоса уступа:

$$d = \frac{(H \operatorname{ctg} \alpha + c) \sqrt{\rho}}{30(3-m)}. \quad (12.7)$$

Если определенный по этой формуле диаметр скважины получается большим, чем позволяет бурить применяемый на карьере станок, то следует применять скважины парносближенные или наклонные.

Парносближенные скважины. Парное расположение скважин применяется при больших величинах с. п. п., когда одиночные скважины даже при коэффициенте сближения $m=0,6$ не обеспечивают нормальную проработку подошвы уступа, из-за чего в нижней части образуются пороги, а за линией скважин наблюдаются интенсивные заколы. Парносближенные скважины располагают одну от другой на расстоянии четырех — шести диаметров. Они обеспечивают нормальную проработку подошвы при W на 30—40 % больше, чем при одиночных скважинах.

Для парносближенных зарядов с. п. п. определяются как для одиночной скважины эквивалентной вместимости ($2p$) по формуле

$$W = \sqrt[3]{2p/q_p}. \quad (12.8)$$

Наклонные скважины малого диаметра бурят параллельно откосу уступа при большой его высоте в трудновзрываемых породах. Взрывание наклонными скважинами все шире применяется на

Рис. 12.3. Схемы однорядного к. з. в.

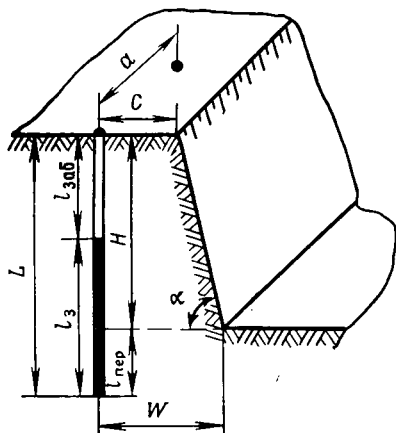
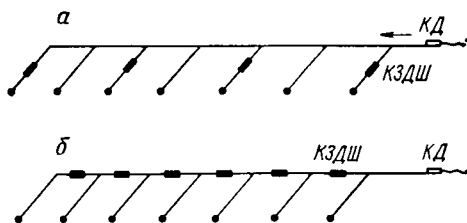


Рис. 12.2. Схемы и элементы расположения скважин на уступе при взрывании на карьерах



карьерах, так как этот метод обеспечивает лучшее дробление массива, хорошую проработку подошвы уступа, резко уменьшает заколы за линию скважин.

Угол к вертикали, под которым необходимо бурить скважину, определяется в соответствии с рис. 12.2, а также по формуле

$$\beta = \arctg (c + H \operatorname{ctg} \alpha - \sqrt[3]{p/q})/H.$$

Короткозамедленное взрывание скважин. В последние годы на карьерах широко применяется многорядное к. з. в. скважинных зарядов, которое обеспечивает более высокие технико-экономические показатели взрывных работ, чем мгновенное взрывание.

При к. з. в. детонирующим шнуром с помощью пиротехнических замедлителей КЗДШ применяют разнообразные схемы соединения зарядов, которые должны обеспечить надежность передачи детонации по всей сети, обеспечить высокую интенсивность дробления; формировать развал породы желаемых геометрических параметров; обеспечить минимальные разрушения в глубь массива, а также минимальный сейсмический эффект воздействия взрыва на окружающие сооружения и объекты.

Для повышения надежности схем применяют резервные магистрали, периферийные линии и кольцевые схемы ДШ, дублирование боевиков в скважинах. Эти способы увеличивают расход ДШ на взрыв, в связи с этим они менее экономичны.

Наиболее просты схемы при однорядном взрывании при соединении зарядов в сети через один (рис. 12.3, а) или с замедлением

на каждую скважину (рис. 12.3, б). Схемы выполнены в виде монтажных эскизов и построены для условий взрывания детонирующим шнуром с помощью замедлителей КЗДШ, так как этот способ имеет наибольшее распространение. На рисунках цифрами и пунктиром показана очередность взрывания зарядов, характеризующая принцип работы схемы. С точки зрения дробления горной

Рис. 12.4. Порядная схема к. з. в.:

а—монтажная схема; б—последовательность взрыва

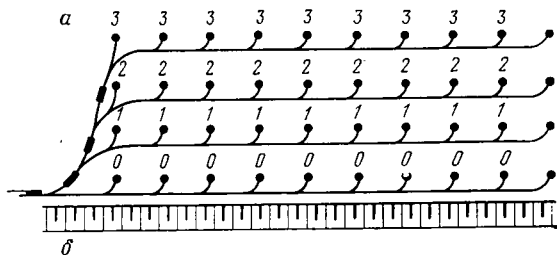
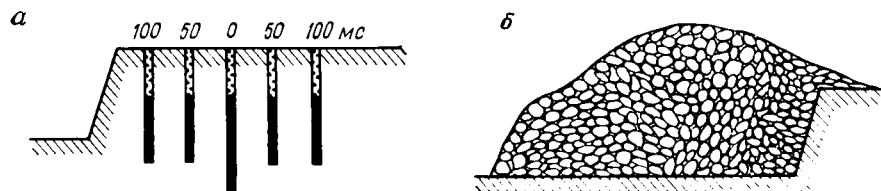


Рис. 12.5. Порядная схема к. з. в. с врубовым рядом:

а—порядок замедлений;
б—развал породы после взрыва



породы и уменьшения ширины развала, более эффективно взрывание с последовательным замедлением взрыва каждой скважины. Интервал замедления между взрывами зависит от физико-технических свойств горных пород и находится экспериментальным путем в пределах 20—50 мс. С увеличением крепости пород интервал замедления уменьшают. Расстояние между скважинами для исключения подбоя одного заряда другим рекомендуется принимать не менее 28 их диаметров.

При больших объемах добычи полезного ископаемого целесообразнее применять многорядное к. з. в., обеспечивающее сокращение расходов на путевые работы, уменьшение числа взрывов в карьере.

При многорядном расположении скважин применяются разнообразные схемы, сущность которых заключается в создании взрывом первых зарядов дополнительной открытой поверхности, облегчающей работу последующих, или создании взрывом первой серии зарядов по контуру разрушаемого участка массива раздробленного экрана (щели). Экран снижает разрушение горной породы за пределами оконтуренного участка и уменьшает сейсмическое действие взрыва, а также схлопывает трещины в массиве, обеспечивая тем

самым лучшим распространением энергии и дроблением при взрыве.

Взрывание по рядам представляет наиболее простой вариант многорядных схем. В соответствии с этим различают взрывание продольными, поперечными и диагональными рядами. Когда первый ряд взрывают мгновенно, а последующие ряды с замедлением, имеем простую порядную схему с продольными рядами (рис. 12.4).

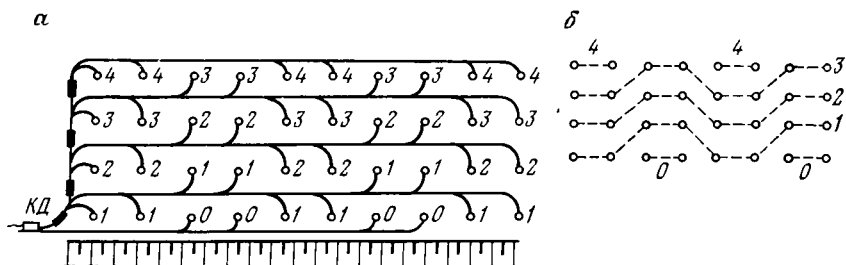


Рис. 12.6. Схема короткозамедленного взрывания парами скважин:

а — монтажная схема; б — последовательность взрывания зарядов

В некоторых случаях первым взрывают второй или третий ряд, в результате чего достигается уменьшение ширины развала.

При трех и более рядах скважин применяют порядную врубную схему (рис. 12.5), когда мгновенно взрывается средний врубный ряд более глубоких скважин с большими зарядами, а затем с замедлением последовательно с обеих сторон на «вруб» — остальные ряды. Эта схема обеспечивает хорошее дробление и неширокий развал взорванной массы. Однако высота развала в месте расположения «врубного» ряда бывает большой, что повышает опасность ведения погрузочных работ при смирзании пород.

При завышенных с. п. п. заряды следует взрывать по схемам, обеспечивающим взаимодействие их в ряду; предельно преодолеваемое с. п. п. при этих схемах увеличивается на 15—20 %. В таком случае можно взрывать по группам зарядов, например по парам скважин (рис. 12.6).

Для обеспечения минимальной ширины развала применяют диагональную (рис. 12.7), а также порядную схемы. При диагональной схеме широкий навал образуется в одном углу блока, а основная масса породы перемещается в сторону заряда, взорванного первым.

При такой схеме скважины бурят по квадратной сетке, а взрывают по шахматной схеме с коэффициентом сближения скважин, равным двум. В результате этого уменьшением фактических значений W и увеличением a улучшается дробление породы и в массиве не образуются зоны с пониженными напряжениями.

При проходке траншей лучшим дроблением обеспечивают врубные схемы: взрывом одного из рядов образуется вруб, на который и выполняется взрывание остальных рядов. Скважины врубного

ряда бурят по сближенной сетке $a = (0,6 \div 0,7) W$ и перебур увеличивают на 1 м. В породах невысокой крепости скважины врубового ряда можно не сближать.

На предприятиях применяется, а в литературе описано большое число разнообразных схем к. з. в., но по существу все они являются той или иной разновидностью рассмотренных выше основных схем.

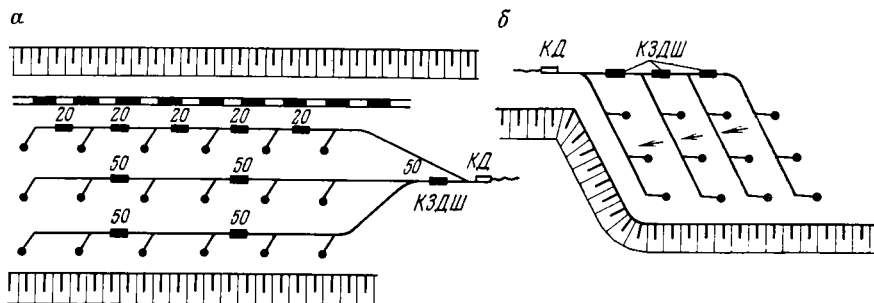


Рис. 12.7. Схемы к. з. в., обеспечивающие минимальную ширину развала:
а — для защиты ж.-д. путей от повреждения (20, 50 — интервал замедлений); б — с минимальной шириной развала

Изменение схем обычно связано с местными геологическими и техническими условиями. Так, при крутом падении пластов желательно, чтобы действие большинства зарядов было направлено вкрест простирания. В массиве, имеющем ориентированную систему трещиноватости, направление движения пород при взрыве должно совпадать с направлением этих трещин. При возникновении тех или иных требований должно быть соблюдено основное условие направленного взрывания: последующие заряды должны быть взорваны после того как горная масса, отбитая предыдущими зарядами, уже пришла в движение и образовалась дополнительная открытая поверхность.

Многорядное к. з. в. широко применяется на крупных карьерах, разрабатывающих породы скальные (крепкие) и средней крепости.

В связи с углублением карьеров, уменьшением ширины рабочих площадок процент применения крупных взрывов уменьшается, от многорядного взрывания производственники вынуждены возвращаться к двух- или однорядному взрыванию.

Определение величины перебура и забойки. Перебур скважин делается для улучшения разрушения массива на уровне подошвы и размещения в нижней части массива большего заряда ВВ. Опытными взрывами установлено, что с увеличением глубины перебура свыше $12 \div 15 d_3$, преодолеваемое с. п. п. не изменяется. Поэтому глубина перебура принимается равной для некрепких пород $10d_3$, для крепких, трудновзрываемых $15d_3$.

Трестом Союзвзрывпром рекомендовано определять перебур для вертикальных и наклонных скважин по формуле $l_{\text{пер}} = 0,5qW$.

Величина забойки влияет на разлет породы при взрыве, ширину развала породы и использование энергии взрыва на разрушение массива. С увеличением длины забойки уменьшается разлет породы и ширина развала, повышается коэффициент использования энергии ВВ на дробление. Однако при этом уменьшается величина заряда в скважине, что приводит к сближению сетки скважин. Поэтому рекомендуется принимать минимальную величину забойки по условиям безопасности и технологичности развала.

Длину забойки принимают равной $20 \div 30 d_3$ или $(0,5 \div 0,75) W$, для обеспечения минимальной ширины развала $(0,8 \div 1,0) W$.

Выбор коэффициента сближения зарядов и расстояния между рядами. При мгновенном взрывании зарядов в ряду и относительноном расстоянии $m = 0,6$ предельная с. п. п. увеличивается примерно на 20 % по сравнению со взрывом одиночной скважины. При к. з. в. с большим интервалом или при $m \geq 1,2$ взаимодействия зарядов и увеличения с. п. п. не происходит. На практике принимают для вертикальных скважин $m = 0,8 \div 1,1$, а для наклонных $m = 0,9 \div 1,3$.

При диагональных схемах к. з. в. фактическое значение m увеличивается до двух — трех.

Расчетный удельный расход ВВ определяется на основе результатов опытных или промышленных взрывов с учетом свойств пород, ориентировочные его значения можно определить по табл. 8.1.

При использовании вместо аммонита №6ЖВ других ВВ расчетный удельный расход их определяется с учетом коэффициента относительной работоспособности e (см. табл. 8.2).

Удельный расход ВВ при многорядном взрывании принимается для первого ряда из приведенных таблиц, а для второго и последующих рядов — увеличивается на 5—10 % в породах I—III категорий трещиноватости и на 10—15 % в породах IV—X категорий.

Величина заряда определяется исходя из принципа максимального заполнения взрывчатим веществом выбуренного объема скважины. Расчетные формулы приведены в п. 8.5.

Поправка к расчетному расходу ВВ на размер кусков имеет следующие значения:

Расчетный размер кусков, мм	250	500	750	1000	1250	1500
Поправочный коэффициент к удельному расходу ВВ	1,3	1,0	0,85	0,75	0,7	0,65

Составление проекта массового взрыва

В типовом проекте проведения массового взрыва приводятся: краткая геологическая и гидрогеологическая характеристика пород месторождения, классификация пород (руд) по взрываемости, типы буровых станков, виды ВВ, способы взрывания, конструкция зарядов, параметры расположения скважин на уступах в зависимости от категории пород, высоты уступа и т. д., расчетные показа-

тели взрыва (удельный расход ВВ, выход горной массы с 1 м скважины и т. д.), расчет сейсмически безопасных расстояний для инженерных сооружений, подземных выработок и бортов карьеров, расчет безопасных расстояний по действию у. в. в. и разлету отдельных кусков породы, схемы взрывной сети, интервалы замедления, расчеты зарядов ВВ, организация ведения взрывных работ и мероприятия по вопросам безопасности.

Для составления проекта взрыва по скважинам первого ряда составляют профили перпендикулярно к линии нижней бровки уступа с указанием геологических особенностей и всех деталей этого уступа.

По данным профилей выполняется первичное определение значений с. п. п., глубины скважины, величины перебура, расстояний между скважинами и их рядами, удаление скважин от верхней бровки уступа, а также производится предварительный расчет зарядов. После бурения скважин на основании геолого-маркшейдерской съемки фактического их расположения определяют фактическое значение с. п. п., глубину скважин и другие параметры и на основании этих данных окончательно рассчитывают заряды ВВ по тем же формулам. После этого составляют (корректируют) проект взрыва.

Определение границ опасной зоны

Расстояние, в пределах которого может возникнуть опасность поражения людей, повреждения механизмов и сооружений, называется опасной зоной.

Границы опасной зоны для людей на открытой местности устанавливаются проектом с учетом местных условий, но должны быть не менее следующих расстояний (м), регламентированных «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» для различных методов ведения взрывных работ:

для наружных зарядов 300; шпуровых зарядов 200; скважинных зарядов 200; котловых скважинных зарядов 300; камерных зарядов 300; рукавов 200; при простреливании шпуров и скважин соответственно 50 и 100.

Расчет безопасных расстояний по сейсмическому и воздушному действию взрывов приведен в п. 8.4 и 8.5, а также в «Единых правилах безопасности при взрывных работах».

Безопасные расстояния, обеспечивающие сохранность зданий, сооружений, механизмов и других объектов от повреждений, устанавливаются руководителем взрывных работ с учетом местных условий.

Охрана места взрыва производится на границе опасной зоны инструктированными рабочими с красными флажками или рациями. Руководитель взрыва инструктирует персонал постов о степени опасности, порядке выполнения оцепления, предпринимаемых мерах безопасности, недопустимости входа посторонних в оцепленную зону до сигнала отбоя. При этом охрана организуется так, что-

бы все пути движения людей и животных в опасную зону были под постоянным наблюдением постов, а каждый пост был в поле зрения соседнего.

При каждом крупном массовом взрыве должны устанавливаться специальные посты, которые контролируют содержание ядовитых продуктов взрыва на карьерах. Необходимость постов и их число определяются главным инженером карьера.

В закрытой от обзора местности, а также при регулярном ведении взрывных работ на границе опасной зоны и на расстоянии 1000 м от места взрыва устанавливаются щиты с надписями, предупреждающими об опасности, с указанием значений подаваемых сигналов и времени выполнения взрывов.

О всех видах взрывных работ, которые могут угрожать окружающим зданиям, сооружениям и работающим там людям, а также о таких, выполнение которых не предусмотрено в разрешении предприятия на производство взрывных работ, необходимо извещать милицию и инспекцию по охране труда. Если место взрыва находится вблизи подземных горных выработок, то о взрыве ставят в известность главного инженера рудника. Взрывание следует выполнять только в промежутке между сменами, когда в подземных выработках нет людей, в соответствии с письменным сообщением главного инженера.

При взрывании скважинных и камерных зарядов аммиачно-селитренных ВВ разрешается не выводить всех не связанных с заряданием лиц из пределов опасной зоны до начала укладки боевиков в заряды, если эти лица находятся на расстоянии не менее 50 м от ближайшего заряда. При этом на месте зарядания не должно быть детонаторов. Радиус опасной зоны 50 м относится только к рабочей площадке уступа, где ведется зарядание. На ниже и вышерасположенных площадках уступов на расстоянии ближе 50 м (по горизонтали) от крайней заряженной скважины разрешается только движение транспорта по установленным трассам. При взрывании с помощью ДШ людей выводят из опасной зоны перед началом монтажа взрывной сети.

Сигнализация при взрывных работах: звуковые и световые сигналы, хорошо слышимые (или видимые) на границах опасной зоны и хорошо известные рабочим (см. п. 2.7).

12.4. ВЫПОЛНЕНИЕ МАССОВОГО ВЗРЫВА

Изготовление патронов-боевиков. Для обеспечения надежности взрыва заряда ВВ в скважинах и камерах при любом способе взрывания применяются патроны-боевики. При взрывании с помощью ДШ при небольших зарядах в шпурах и скважинах диаметром до 100 мм разрешается не использовать боевики при условии, что ВВ устойчиво детонирует от одного ДШ. Патрон-боевик представляет собой один или несколько патронов ВВ, в один из которых вставлен КД, ЭД (боевик может быть обвязан детонирующим

шнуром). Патроны-боевики изготовляют в специально отведенном месте или будке, расположенной на расстоянии не менее 50 м от места заряжания. В зимнее время патроны-боевики можно изготовлять в помещении здания подготовки ВМ, которое расположено вне территории склада ВМ. Дальность подноски боевиков при этом не должна превышать 500 м.

Для шпуровых зарядов КД или ЭД разрешается размещать непосредственно в заряде рассыпного порошкообразного ВВ (см. гл. 7).

Заряжание шпуров, скважин и камер. Перед заряжанием место вокруг устья шпура, а при наружных зарядах место размещения заряда очищают от разрушенной породы. Сами шпуры очищают от буровой мелочи, шлама и в случае применения неводоустойчивых ВВ из шпуров удаляют воду.

Если диаметр патронов значительно меньше диаметра шпура, то бумажную оболочку патронов необходимо надрезать вдоль оси патрона и осторожно уплотнить до заполнения всего сечения зарядной полости.

Для обеспечения хорошей детонации всего заряда необходимо правильно располагать патроны-боевики. При заполнении материалом забойки всей незаряженной части шпура боевик вводят в шпур последним. При электрическом взрывании разрешается патрон-боевик располагать первым у дна шпура, т. е. применять обратное инициирование заряда. При огневом взрывании обратное инициирование разрешается руководителем предприятия по согласованию с органами Госгортехнадзора. Во всех случаях необходимо, чтобы доннышко КД или ЭД было направлено в сторону основной части заряда.

Скважины заряжают с помощью зарядных автомашин или вручную. Иногда между частями заряда вводят забойку или оставляют воздушный промежуток. При заряжании вручную у каждой скважины заранее кладется число мешков с ВВ, соответствующее проектной массе заряда. Заранее готовится забоечный материал (песок, отходы обогатительных фабрик, породная мелочь). После доставки ВВ выставляются посты охраны малой опасной зоны и предупредительные красные флажки. После подачи предупредительного сигнала взрывники приступают к заряжанию скважин.

В нижней части заряда рекомендуется размещать наиболее мощные ВВ. ДШ прокладывается по всей длине скважины. Концы ДШ или электрические провода должны выходить из скважины на длину не менее 1 м. Их надо прочно закрепить, чтобы они не могли упасть в скважину в процессе ее заряжания и забойки.

В нижней части скважины, как правило, скапливается вода или жидкий шлам. Поэтому следует перед опусканием боевика засыпать в скважину 40—80 кг ВВ, а затем опустить боевик, чтобы он не попал в шлам, обеспечив нормальную детонацию заряда.

Ручное заряжание скважин

На карьерах принимается следующая последовательность выполнения ручного заряжания.

1. Устье скважины очищают от породы в радиусе 0,7 м и для удобства заряжания над ним устанавливается металлическая воронка.

2. На дно скважины опускают первый патрон-боевик, а конец ДШ или провода ЭД закрепляется у устья.

3. Взрывник укладывает мешок ВВ у воронки и на нем делает Т-образный или Х-образный разрез, а затем высыпает ВВ через воронку в скважину.

4. После высыпания одного — двух мешков замеряют уровень ВВ в скважине, чтобы следить за правильным размещением заряда. При случайном попадании в скважину крупных кусков ВВ может произойти перекрытие ее выше уровня заряда. В этом случае деревянным шестом, привязанным на прочном шнуре ликвидируют образовавшуюся пробку. Иногда для ее ликвидации в скважину вливают 10—15 л воды, которая частично растворяет аммиачную селитру, и пробка разрушается.

5. В верхней части заряда устанавливают второй боевик, концы ДШ или провода от которого также закрепляют у устья.

6. После этого высыпается оставшееся ВВ и выполняется забойка скважины.

Для крупных массовых взрывов по опыту Кривбассвзрывпрома боевики из отрезков ДШ с привязанными шашками-детонаторами можно готовить заранее на складе ВМ.

Обводненные скважины заряжают гранулотолом, алюмотолом. При зарядании неводоустойчивыми ВВ заряд должен быть помещен в водоустойчивую оболочку.

В обводненные скважины ВВ следует засыпать небольшими порциями (5—10 кг), чтобы исключить образование в них пробок из не успевшего потонуть ВВ. В полностью заряженную обводненную скважину забойку начинают засыпать не ранее чем через 15 мин после окончания заряжания, чтобы заряд ВВ полностью осел на дно скважины, так как в противном случае оседающим зарядом могут быть оборваны ДШ или провода ЭД, заземленные забойкой.

Скважины с непроточной водой можно заряжать по приведенной выше технологии с использованием тех же ВВ, а также с применением горячельющихся ВВ, заряд которых твердеет в скважине в процессе его охлаждения.

Скважины с непроточной водой достаточно эффективно заряжаются неводоустойчивыми ВВ с предварительной откачкой воды из скважины. После осушения скважины зарядание ведется по обычной технологии. Такой заряд может находиться в скважине 5—10 ч и устойчиво детонировать. Применение предварительной откачки воды из скважины позволяет снизить стоимость взрывания обводненных скважин (пород) путем уменьшения потребления дорогих водоустойчивых ВВ.

Если для зарядания скважин применяется несколько сортов ВВ, то каждый из них размещается отдельным слоем, а боевики помещаются в наиболее мощном ВВ.

При заряджании скважин рассредоточенным зарядом каждую отдельную часть его снабжают отдельным боевиком, а если взрывание выполняется с помощью ДШ, то его пропускают вдоль всего заряда. В этом случае боевики помещают только в самом нижнем заряде.

Камеры заряжают с учетом обводненности пород, и при крупных взрывах разрабатывают проект заполнения камеры взрывчатым веществом.

Забойка шпуров, скважин и камер. Оставшееся после размещения ВВ свободное пространство в шпуре, скважине или камере частично или полностью заполняется забоечным материалом.

Забоечный материал не должен содержать камней, способных повредить средства инициирования, кроме того следует исключить образование искр в процессе забойки. Лучшим забоечным материалом для вертикальных шпуров и скважин являются мелкозернистый, слегка увлажненный песок, буровая мелочь, отходы обогащенных фабрик, сухая глина, глина, смешанная с песком, для горизонтальных шпуров — патроны с песком, сухие глиняные или целлофановые оболочки, наполненные водой.

При полной забойке все свободное пространство над зарядом заполняют забоечным материалом до устья шпура или скважины. При неполной забойке заполняют $\frac{1}{3}$ — $\frac{1}{2}$ незаряженного объема шпура (скважины). Воздушную забойку выполняют введением в шпур или скважину бумажного пыжа на глубину 50—70 см от устья и заполнением нормальной забойкой оставшегося пространства. Применение неполной забойки ограничивается вследствие повышенного разлета кусков породы.

На ряде карьеров испытывается способ увеличения эффективности забойки путем размещения в устье скважин небольших запирающих зарядов. Масса такого заряда составляет 10—15 кг граммонита 79/21 или гранулотола при диаметре заряда 150—250 мм, который взрывается от магистрали ДШ одновременно с основным зарядом. Заряд размещается на бумажную пробку, устанавливаемую на расстоянии 2—4 м от верха основного заряда. При этом качество взрывов не ухудшается, а трудоемкость работ по забойке скважин сокращается до минимума. Запирающие заряды можно рекомендовать для проверки на карьерах.

Монтаж взрывной сети и выполнение взрыва. Взрывную сеть монтируют после окончания заряджания и забойки скважин и вывода людей и оборудования из опасной зоны.

Магистраль, обычно состоящая из двух питок ДШ, во избежание отказов протягивается вдоль заряженных скважин, на расстоянии 0,3—0,5 м от них. Линии ДШ при этом соединяются между собой через 10 м. Отрезки ДШ, идущие из скважин, подсоединяют к магистрали внакладку, внакрутку, морским узлом или петлей. Участок скрутки ответвления от магистрали, совпадающий по направлению с ней, должен быть не короче 10 см. Ответвления ДШ из скважины должны иметь одинаковую длину во избежание подбоя. При монтаже магистрали используется ДШ одной партии и

применяется один тип соединения — внакладку или двойной морской узел.

При применении замедлителей КЗДШ-69 в местах их присоединения к магистрали оставляют специальные разрывы. В точке инициирования магистралей ДШ их связывают вместе с двумя КД или ЭД.

При многорядном взрывании увеличивается расход ДШ. При использовании замедлителей КЗДШ, снаряженных на заводе отрезками ДШ, при к. з. в. в одной взрывной сети присутствуют ДШ разных партий. Практика многорядного взрывания показывает, что применение в одной взрывной сети ДШ различных партий возможно при последовательном их соединении, т. е. когда в одной части взрывного блока применяют ДШ одной партии, а в последующей — другой, и т. д.

При взрывании сети из ДШ огнем способом взрывник после подачи боевого сигнала зажигает контрольную и зажигательные трубки и уходит в укрытие.

При электрическом взрывании взрывники из укрытия проверяют с помощью приборов исправность смонтированной сети. В случае ее исправности подается боевой сигнал и включается ток во взрывную сеть.

Осмотр забоя, ликвидация отказавших зарядов. Убедившись в отсутствии отказавших зарядов и устранив повреждения, которые могли произойти при отбойке, ответственный за взрыв, проверив выполнение мероприятий по технике безопасности в зоне взрыва, дает указание о подаче сигнала отб о й.

Если при последующей работе в забое обнаружен отказ, об этом рабочий должен немедленно поставить в известность руководителей, а работу в забое прекратить до ликвидации отказа. Категорически запрещается вытаскивать из развала породы концы электропроводов, а также остатки ДШ или ОШ. Выходящие из шпура концы электропроводов отказавшего заряда следует испытать на проводимость с соблюдением всех правил безопасности и измерить сопротивление, после чего еще раз выполнить взрывание с помощью взрывной машинки, если л. н. с. не изменилась более чем на 10 %.

В случае отказов шпуровых зарядов при взрывании негабарита их ликвидируют взрыванием наружного сосредоточенного заряда. Для ликвидации отказавших скважинных зарядов применяют следующие методы.

Повторное взрывание допускается, если в скважине остались один или оба конца ДШ, идущие к боевикам. Перед повторным взрыванием отказавшего заряда в скважине визуально или замерами определяют фактическое расположение заряда относительно открытой поверхности уступа. Они должны отличаться не более чем на 10—15 % от расчетных по проекту. Если заряд приблизился к поверхности в результате частичного разрушения массива взрывом соседних зарядов, то повторное взрывание запрещается.

ется, так как это может привести к опасному разлету кусков породы.

Концы ДШ, выходящие из скважины, обычно инициируют тем же способом, что и при основном взрыве.

Разборка породы в месте нахождения заряда применяется, когда в устье скважины не сохранились ДШ.

При заряде из аммиачно-селитренных ВВ (гранулиты, граммолиты, гранулол, алюмогит, водосодержащие ВВ), когда в составе ВВ нет чувствительных компонентов, как гексоген или нитроэфиры, а заряды инициировались детонирующим шнуром и в нем отсутствует КД или ЭД, разборку породы можно выполнять экскаватором. Нужно установить точное положение заряда и исключить воздействие на него зубьев ковша экскаватора, которое при наличии в заряде остатков ДШ может привести к взрыву.

Если порода в месте расположения скважинного заряда не поддается разборке, разрешено постепенно взрывать породу шпуровыми зарядами, размещаемыми не ближе 1 м к оси ликвидируемого заряда. Места расположения отдельных шпуров и массу зарядов устанавливает руководитель взрывных работ.

Взрывание скважины, пробуренной на расстоянии не менее 3 м от отказавшего заряда. Величину заряда в скважине устанавливает руководитель взрывных работ.

Отказавшие камерные заряды ликвидируют при нормальной л.н.с. путем разборки забойки, введением в него нового боевика и повторным взрыванием. Если же л.н.с. заряда уменьшилась, то разбирают забойку и извлекают ВВ. Особую осторожность необходимо соблюдать при извлечении боевиков из зарядов.

Если для извлечения камерного заряда требуется проходка дополнительных выработок, то проект такой ликвидации заряда должен утверждать главный инженер предприятия. Отказавшие шпуровые заряды ликвидируют взрыванием заряда во вспомогательном шпуре, пробуренном параллельно отказавшему на расстоянии не ближе 30 см. Обнаруженные концы проводов ЭД, идущих из шпура, должны быть немедленно замкнуты.

Для точного определения направления отказавшего шпура разрешается извлечение из него забойки на длину до 0,2 м. После взрыва вспомогательного заряда взрывник осматривает забой, собирает остатки обнаруженных ВВ и средств инициирования и ликвидирует их. После этого в забое разрешается ведение горных работ.

Если ликвидация отказа не закончена в течение данной смены, то продолжение ее может быть поручено взрывнику следующей смены с соответствующей записью в его наряд-путевке. Допуск остальных рабочих может быть разрешен начальником смены, в которую выполняется ликвидация отказа.

При ликвидации отказавших наружных зарядов руками осторожно снимают забойку с заряда, устанавливают новый боевик, зажимательную трубку или ЭД, восстанавливают забойку и заряд взрывают повторно.

12.5. МЕХАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

Комплексная механизация взрывных работ является одним из путей повышения их эффективности: она способствует улучшению санитарно-гигиенических условий труда, повышению производительности труда и безопасности взрывных работ.

Схемы механизации и применяемые машины и механизмы выбирают в зависимости от масштаба производства и горнотехнических условий предприятия, целесообразного типа ВВ и других факторов.

Комплексная механизация подготовки массовых взрывов на карьерах включает: машины и механизмы по погрузке ВВ из железнодорожных вагонов; средства доставки ВВ в хранилища, а также из хранилища на пункты подготовки ВВ; стационарные (или передвижные) растаривающие установки; средства доставки ВВ в карьеры и зарядания скважин; средства осушения обводненных скважин; средства механизации забойки скважин и вспомогательных процессов.

Условиями, определяющими технологию работ и выбор средств комплексной механизации на базисных и расходных складах, являются: годовой объем поставки ВВ с завода-поставщика; способ поставки ВВ; максимальное количество ВВ, отпускаемых одновременно; способ выдачи ВВ со склада; расположение хранилищ относительно железной дороги.

Механизация погрузочно-разгрузочных работ на складах ВМ. На складах ВМ широко применяется механизированная погрузка и разгрузка железнодорожных вагонов, транспортирования ВВ в хранилища и операции с ними в хранилищах, загрузка зарядных машин. Для операций с ВВ используются аккумуляторные погрузчики ЭВП-1,25, серии 612 во взрывобезопасном исполнении.

Мешки с ВВ укладываются по 20—25 в пакеты, затем на деревянные двухзаходные поддоны, которые размещаются в хранилищах в один ряд.

Применение аккумуляторных электропогрузчиков и поддонов позволило повысить производительность труда рабочих при разгрузке и погрузке в 6—8 раз и довести ее до 120 т в смену.

ИГД МЧМ СССР разработана и внедрена на Качканарском ГОКе схема механизации взрывных работ при поставке ВВ в мягких контейнерах МКР-1,0С. Такие контейнеры представляют собой закрытую конструкцию в виде мешка с квадратным дном. Грузовыми элементами являются две петли.

Для герметичности внутрь вставляется полиэтиленовый вкладыш, горловина которого после заполнения ВВ перевязывается шпагатом и пломбируется.

Контейнеры из вагона электропогрузчиком, оборудованным штыревым захватом, доставляются на рамку, устанавливаются на поддон и далее вилочным погрузчиком транспортируются в хранилище.

Производительность комплексной бригады в составе трех чело-

век на разгрузке ВВ в мягких контейнерах МКР-1,0С из вагона в хранилище составляет 160 т/смену.

Контейнеры МКР-1,0С — тара одноразового использования. Для разгрузки контейнера днище разрезается специальным ножом. С целью многократного использования тары сконструировано опрокидывающее устройство, позволяющее разгружать контейнер в бункер-накопитель через горловину полиэтиленового вкладыша.

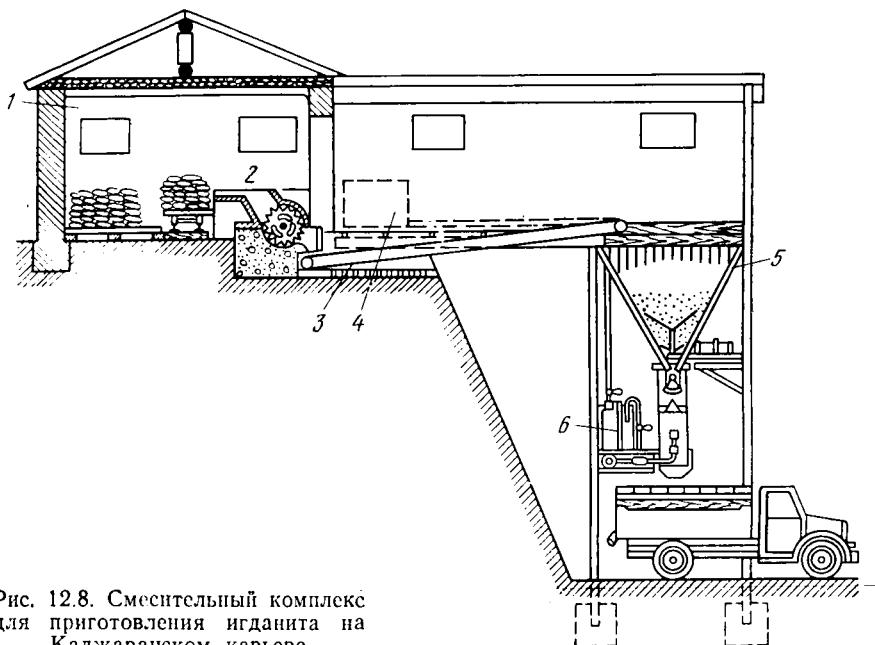


Рис. 12.8. Смесительный комплекс для приготовления игданита на Каджаранском карьере

Перспективным направлением механизации работ на складах ВВ, по опыту хранения аммиачной селитры, является бестарный способ хранения в герметизированных бункерах или башнях вместимостью 200—600 т. Для механизированной загрузки ВВ в емкости и их разгрузки в транспортно-зарядные машины хранилища должны быть снабжены пневмодозаторами, а также устройствами против слеживания и перегрева ВВ.

Стационарные установки для механизированного приготовления простейших ВВ и компонентов водосодержащих ВВ подразделяются на: установки для приготовления игданита; механизированные пункты растаривания и зарядания гранулированных ВВ в транспортно-зарядные машины; пункты приготовления компонентов водосодержащих ВВ.

На Каджаранском карьере Зангезурского комбината работает стационарный пункт приготовления игданита (рис. 12.8). В здании 1 находятся мешки с селитрой, которая через растаривающую установку 2 конвейером 3 подается в бункер-смеситель 5. Одновре-

менно туда из емкости 4 через дозатор 6 подается жидкий горючий компонент. Готовый игданит через секторный затвор самотеком подается в транспортно-зарядную машину. Сменная производительность пункта 150 т.

Для зарядания скважин используется транспортно-зарядная машина ТЗМ-1 на базе автомобиля МАЗ-205, задний борт которого

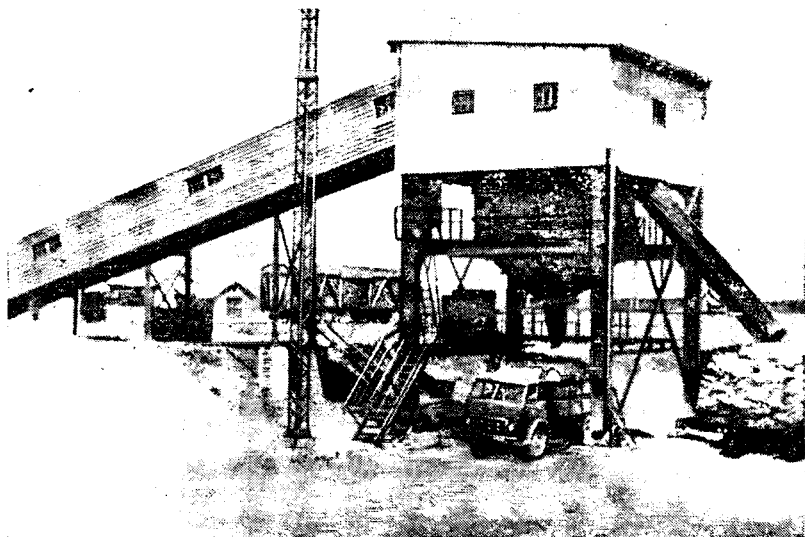


Рис. 12.9. Пункт подготовки гранулированных ВВ для снаряжения зарядных машин

го съемный с выпускной точкой, имеющей секторный затвор. Продолжительность зарядания одной скважины игданитом (300—350 кг) составляет около 3 мин.

Стационарные пункты переработки гранулированных ВВ предназначены для растаривания мешков с ВВ и загрузки его в транспортно-зарядные машины.

К пункту (рис. 12.9) в вагонах навалом или на поддонах подаются мешки с ВВ и сгружаются на конвейер, установленный в эстакаде. Мешки с ВВ конвейером подаются к растаривающей установке УРВ-2, расположенной над бункером-накопителем, из которого производится снаряжение зарядной машины. Пустые мешки по трубопроводу сбрасываются в накопительную емкость. Производительность пункта до 250 т/смену. К месту производства взрывных работ ВВ доставляются однобункерными машинами МЗ-8.

Пункты переработки гранулированных ВВ могут оборудоваться двумя бункерами-накопителями, в один из которых подается тротил, а во второй — аммиачная селитра, а также емкостью для

жидкого компонента. Применение в комплексе с ними двухбункерных машин позволяет иметь на взрываемом блоке гранулол для обводненных скважин и игданит для сухих (сухой части скважин) и вести зарядание с минимальным расходом гранулолота.

Институтом геотехнической механики (ИГТМ) АН УССР совместно с Кривбассвзрывпромом создана передвижная погружно-



Рис. 12.10. Передвижная растаривающая установка МПР-30

растаривающая машина МПР-30 (рис. 12.10). Она смонтирована на базе шасси автомобиля МАЗ-503А и состоит из наклонного ленточного конвейера, закрепленного на опорно-поворотной платформе, растаривающей головки барабанного типа с шипами для захвата мешков с ВВ и ножами (вертикальный и горизонтальный клиновидный) для разрезания мешков.

Производительность машины МПР-30 достигает 30 т/ч (120 т/смену).

Стационарные пункты для приготовления водосодержащих ВВ. Промышленный комплекс Норильского ГМК состоит из пункта подготовки раствора (плава) окислителей, пункта подготовки твердых компонентов (тротила, алюмотола), пункта смешения. Компоненты водосодержащих ВВ загружаются в транспортно-зарядные машины и транспортируются к заряжаемому блоку, на котором смесительно-зарядные машины и машина для транспортирования раствора соединяются шлангом и электрическим кабелем, работая как одна смесительно-зарядная машина.

На Соколовско-Сарбайском ГОКе для зарядания ифзанитом применяют комплекс из двух установок: стационарной НСУ-1 (на-

гревательно-смесительная установка для приготовления раствора аммиачной селитры) и смесительно-зарядной машины МЗ-ЗВ НИПИГормаша.

Машины и механизмы для зарядания, забойки и осушения скважин. Для механизированного зарядания скважин на горных предприятиях применяется большое число различных видов машин.

По назначению и техническим возможностям транспортно-зарядные машины можно подразделить на:

1) машины для транспортирования ВВ с пунктов приготовления и механизированного зарядания скважин готовыми ВВ; 2) с использованием навесного оборудования для приготовления игданита на месте зарядания; 3) для транспортирования и приготовления гранулированных ВВ и игданита; 4) для транспортирования и приготовления на месте зарядания водосодержащих ВВ; 5) универсальные для транспортирования и приготовления игданита, гранулированные и водосодержащие ВВ.

На зарядных машинах применяются четыре способа механизированного зарядания: шнековая подача, пневмоподача, самотечное поступление и гидropодача ВВ.

Зарядная машина МЗ-З разработана НИПИГормашем и предназначена для зарядания сухих и обводненных скважин готовыми гранулированными ВВ и приготовления в процессе зарядания игданитов. На машине МЗ-З установлен камерный дозатор с двумя загрузочными отверстиями (по одному на шнек), которые на время пневмозагрузки герметизируются. Весовой контроль количества ВВ выполняется непрерывным взвешиванием его в процессе загрузки. Производительность зарядной машины МЗ-З составляет 11 т/ч.

Зарядная машина на базе КрАЗ-256Б состоит из двухсекционного бункера вместимостью 8 м³, в днище которого установлены шнеки для подачи компонентов ВВ в камеру питателя. Машина оборудована баком для жидкого компонента (0,3 м³), а для приготовления водосодержащих ВВ — баком для воды вместимостью 0,5 м³ с подогревом выхлопными газами автомобиля.

Транспортно-зарядная машина МЗ-8 на базе шасси автомобиля МАЗ-503Б разработана ИГТМ АН УССР и Кривбассвзрывпром. Машина предназначена для транспортирования и зарядания гранулированных ВВ заводского изготовления (рис. 12.11). Она оборудована бункером из нержавеющей листовой стали с пневмодифрагмами и полком для подачи ВВ в наклонный дозатор. Управление осуществляется с пульта. Грузоподъемность машины 7,5 т, производительность 400 кг/мин.

Забойка скважин осуществляется забоечной машиной (рис. 12.12), выполняющей транспортирование и механизированную подачу песка и другого забоечного материала в скважины.

Забоечный материал из бункера выходит через питатель в донной части бункера, выполненный на основе скребкового конвейера,

и откидной лоток. Достигнутая производительность машины ЗС-1М в условиях Учалинского ГОКа 24 т/смену.

Криворожским горнорудным институтом (КГРИ) совместно с Кривбассвзрывпромом разработана машина ЗМК для забойки скважин на карьерах. Она смонтирована на базе автомобиля МАЗ-



Рис. 12.11. Зарядная машина МЗ-8

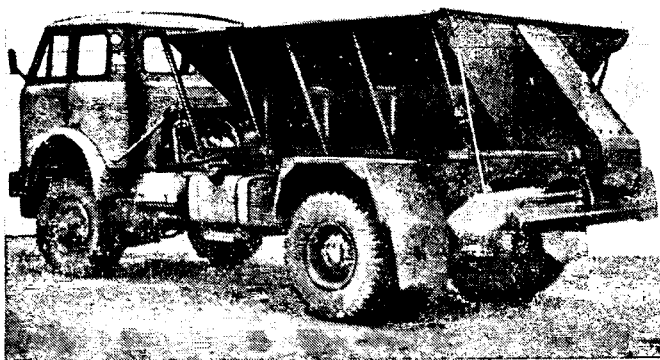


Рис. 12.12. Забоячная машина ЗС-1М

509 и состоит из двух одинаковых емкостей, заполняемых геллий-образующими водными растворами.

Применение гидрогелевой забойки на карьерах позволяет при массовых взрывах уменьшить выброс в атмосферу ядовитых газов в пересчете на условную окись углерода в 2,5—3,5 и пыли в 2—2,5

раза по сравнению с существующей технологией забойки скважин.

Осушение обводненных скважин производится в условиях непроточной или мало проточной воды, когда после откачки скважина в течение 1 ч и более не заполняется водой.

При создании машин применяются следующие принципы осушения: погружными насосами; вытеснением сжатым воздухом; вытеснением пеной.

На карьерах комбината Ураласбест имеется осушающая машина МОС-1, на которой установлены: компрессор 5 м³/мин, пневматическая лебедка ЛТ-2, гидрокран и барабан со шлангами. Погружной насос работает на принципе вытеснения жидкости из замкнутого сосуда сжатым воздухом.

На карьерах Михайловского ГОКа совместно с НИИКМА разработана машина 1МО на базе автосамосвала БелАЗ-540А. Установленный на машине компрессор производительностью 5 м³/мин создает в скважине пеновоздушную подушку, вытесняющую из нее воду.

Достигнутая производительность машины 180 скважин в смену. Затраты при осушении составляют 1,59 руб на 1 т ВВ.

Основным недостатком осушения скважин является недостаточная информация о степени проточности воды (времени восстановления прежнего уровня воды в скважине).

Наиболее эффективно и экономично для обводненных скважин применять комбинированные заряды: обводненную часть целесообразно заряжать гранулолом, а сухую — неводоустойчивыми бестроиловыми ВВ. При этом в обводненную скважину вначале заряжают гранулол, а через 12—48 ч после снижения уровня воды в скважине до первоначального — неводоустойчивое ВВ.

При этой технологии время заряжания можно сократить путем предварительной откачки воды из скважины, чтобы после засыпки гранулола уровень воды не поднялся выше первоначального. При этом можно сразу дозаряжать скважину неводоустойчивым ВВ.

Схемы комплексной механизации взрывных работ. Совместными усилиями ряда научно-исследовательских институтов, проектных организаций и горнодобывающих предприятий разработаны разные схемы комплексной механизации взрывных работ на карьерах Кривбасса, Балхашского, Михайловского и Лебединского ГОКов, Сорского молибденового комбината, на комбинатах Печенгауголь, Ураласбест и других.

Внедрение комплексной механизации взрывных работ позволило улучшить контроль по хранению, учету и расходу ВВ, санитарно-гигиенические условия труда; повысить безопасность работ, квалификацию работников, занятых на взрывных работах.

Разработаны ряд типовых схем и средств комплексной механизации взрывных работ, включающих перемещение, переработку и заряжание ВВ.

В основу типовых схем комплексной механизации взрывных работ на карьерах заложены следующие основные требования: мак-

симальная механизация всех операций и минимальные сроки простоя вагонов и транспортно-зарядных машин; обеспечение действенного контроля и учета ВВ в процессе переработки, доставки, заряжания и сокращение круга лиц, имеющих доступ к ВВ; создание нормальных санитарно-гигиенических и эстетических условий, обеспечение охраны и безопасности труда обслуживающего персонала.

На рис. 12.9 приведен вариант типовой схемы механизации взрывных работ, предусматривающий комплексную механизацию при переработке на базисном складе затаренных гранулированных ВВ в пакетах, растаривании, загрузке транспортно-зарядных машин, заряжании и забойке скважин.

В результате внедрения средств механизации уровень механизации на погрузочно-разгрузочных работах возрос и достиг 65—98 %, на заряжании и забойке скважин 70—90 %. За последние 5 лет примерно вдвое сократилось время подготовки массовых взрывов и, например, на карьерах, обслуживаемых промышленно-производственным предприятием Кривбассвзрывпрома, составляет два — три дня при объеме отбиваемой горной массы до 800 тыс. м³ и взрывании 600—800 т ВВ.

Практика работы Кривбассвзрывпрома свидетельствует о целесообразности создания специализированных предприятий по производству взрывных работ в горнопромышленных районах с большим объемом горных работ (КМА, Урал, Казахстан, Кольский полуостров и др.). Создание таких специализированных организаций способствует повышению эффективности взрывных работ, снижению числа организаций, ведущих взрывные работы, повышению квалификации и производительности труда взрывников, снижению травматизма и повышению общего уровня безопасности выполнения взрывных работ.

12.6. ОТРИЦАТЕЛЬНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ВЗРЫВОВ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ И СПОСОБЫ ИХ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ

Низкое качество взрыва может быть получено из-за неправильного выбора расчетного расхода ВВ, параметров расположения зарядов во взрываемом массиве и схемы коммутации взрыва отдельных зарядов.

При этом получают повышенный выход негабарита, усиленный выброс породы на верхнюю бровку (рис. 12.13, а), образуются пороги в подошве уступа (рис. 12.13, б), козырьки на верхней бровке уступа (рис. 12.13, в), а также заколы массива за линию скважин (рис. 12.13, г), увеличенный развал взорванной породы (рис. 12.13, д). Указанные факторы снижают эффективность последующих процессов переработки горной массы (погрузки, транспортирования, первой стадии дробления).

При повышенном выходе негабарита увеличивается в целом по взрыву средний размер куска, что затрудняет работу машин по-

грузочно-транспортно-дробильного комплекса из-за необходимости их работы на более крупной взорванной массе.

Усиленный выброс породы на верхнюю бровку уступа приводит к большим дополнительным затратам на очистку верхней площадки от породы для обеспечения последующей работы буровых станков. Выброс породы на верхнюю бровку, как правило, объяс-

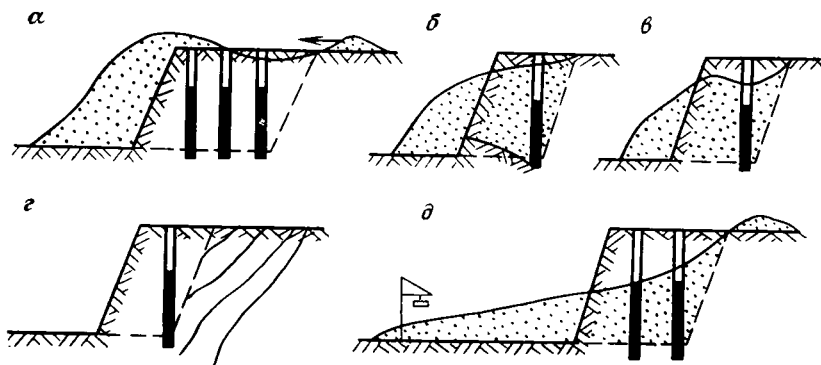


Рис. 12.13. Примеры некачественных массовых взрывов на карьерах

няется усиленным действием взрыва в сторону массива и сопровождается заколами за линию скважин, которые затрудняют обуривание следующих рядов скважин и ухудшают устойчивость уступов.

Образование порогов в подошве уступа весьма затрудняет работу экскаваторов. Перед настилкой пути пороги требуется ликвидировать взрывами шпуровых и скважинных зарядов небольшого (до 100 мм) диаметра. Образование козырьков в верхней части откоса уступа из-за чрезмерной величины забойки повышает опасность работы экскаватора в забое.

Повышенный развал породы приводит к снижению производительности экскаватора на погрузке и иногда к авариям на железнодорожных путях и линиях электропередач, расположенных на нижележащем уступе. Перечисленные недостатки выполнения взрыва могут встречаться как отдельно, так и в совокупности.

Выполняемые расчеты параметров массового взрыва, как правило, требуют опытной проверки и корректировки. Эта работа проводится по специальной методике проведения опытных массовых взрывов на карьерах, разработанной МГИ. Этой же методикой следует пользоваться при оценке эффективности применения новых типов ВВ, других параметров скважин, схем к. з. в. и т. д.

12.7. КОНТУРНОЕ ВЗРЫВАНИЕ СКВАЖИН

Этот метод уменьшения разрушающего действия взрыва в желаемом направлении применяется для увеличения устойчивости

Причины некачественных результатов взрыва и способы их устранения

Результаты взрыва	Причины	Способ устранения
Повышенный выход негабарита	Недостаточный расчетный удельный расход ВВ Низкое расположение заряда в скважине (недостаточный заряд в каждой скважине) Недостаточная мощность применяемого ВВ Неправильная последовательность взрыва зарядов, неправильный интервал замедления	Увеличить расход ВВ Расширить сетку скважин, увеличить заряд в скважине, рассредоточить заряд ВВ Заменить ВВ на более мощное Изменить последовательность взрывания зарядов и интервал замедления
Усиленный выброс породы на верхнюю бровку уступа, заколы массива за линию скважины	Чрезмерно большой диаметр скважин (в трудно-взрываемых породах) Завышенный расчетный удельный расход ВВ Недостаточный интервал замедления Неправильная последовательность замедлений	Уменьшить диаметр скважин Уменьшить расход ВВ, увеличить длину забойки Увеличить интервал замедления Изменить последовательность взрыва зарядов
Образование порогов	Недостаточный перебур скважин Недостаточная мощность ВВ в нижней части скважин Применение в обводненных скважинах неводоустойчивых ВВ Чрезмерная величина с. п. п.	Увеличить перебур скважин Применить ВВ повышенной мощности Применить водоустойчивое ВВ
Образование козырьков	Чрезмерная величина забойки в скважине	Приблизить скважины к верхней бровке уступа, применить скважины большего диаметра, парносближенные или наклонные скважины
Повышенный развал породы	Повышенный расчетный удельный расход ВВ Недостаточная величина с. п. п. для данного диаметра скважин	Увеличить заряд в скважине, применить рассредоточенные заряды Уменьшить удельный расход ВВ Увеличить величину с. п. п.

бортов карьеров скальных пород при их выходе на проектный контур и весьма широко в гидротехническом строительстве, где требуется получить стенки каналов, места врезки в берега тела плотин с минимальными нарушениями. Применяются два основных метода контурного взрывания: а) метод предварительного щелеобразования (рис. 12.14, а), когда по проектному контуру борта карьера или выемки бурят ряд сближенных скважин, обычно уменьшенного диаметра (60—100 мм); б) метод завершающего контурного взрывания, когда разрушаемый массив дорабатывается до проектного контура (рис. 12.14, б).

Скважины контурного ряда заряжаются гирляндами рассредоточенных зарядов.

Физическая сущность действия взрывов при контурном взрывании основана на учете различных форм проявления действия взрыва двух (или нескольких) зарядов, взрывааемых одновременно при изменении расстояния между ними. Во всех случаях, как известно,

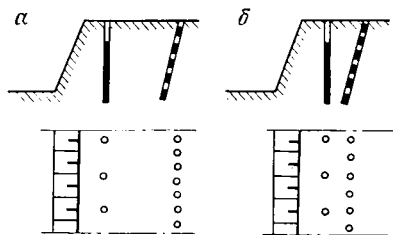


Рис. 12.14. Схемы контурного взрывания

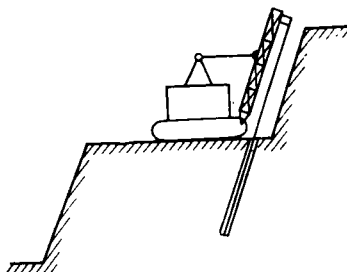


Рис. 12.15. Схема бурения контурного ряда специальным станком с отщипательным углом наклона мачты

вокруг заряда образуется зона разрушения, величина которой при контурном взрывании должна быть минимальных размеров. Это достигается за счет применения зарядов специальной конструкции, уменьшения плотности заряжания, а также подбором ВВ с минимальным бризантным действием. Для этого на практике создают радиальный зазор между патроном ВВ и стенками скважины, так как известно, что давление газов взрыва обратно пропорционально плотности заряжания при одновременном взрыве двух рядом расположенных зарядов. Как известно, поле напряжений на линии, соединяющей скважинные заряды, оказывается выше, чем во всех других направлениях. Поскольку скорость роста трещин увеличивается с ростом напряжений, то на линии, соединяющей заряды, в первую очередь образуется трещина, при этом происходит прорыв газов в атмосферу с резким снижением давления в зарядных камерах.

Разрушительное действие таких зарядов при небольшой плотности заряжания будет очень ограниченным. На массиве остается 30—50 % окружности поперечного сечения скважин без видимых следов разрушения стенок.

Расстояние между оконтуривающими зарядами определяется отношением $\sigma_{сж}/\sigma_p$, которое изменяется в пределах 10—30 для всех пород, и коэффициентом Пуассона, диапазон колебаний которого тоже невелик и может быть принят равным 0,3.

Расчеты показывают, что расстояние между зарядами должно быть $a = (4,5 \div 9) d_z$. На практике расстояние между оконтуривающими скважинами при их диаметре 100 мм и диаметре заряда 32 мм принимается 50—90 см или $(16 \div 28) d_z$.

Для расчета расстояния между скважинами рекомендуется формула Гидроспецстроя:

$$a = 22d_3 K_3 K_y,$$

где K_3 — коэффициент зажима, равный 0,25 при полном зажиме (оконтуривание котлована), 1 при оконтуривании на уступе и числе рядов скважин больше трех, 1,1 при числе рядов скважин до 3; K_y — коэффициент геологических условий, он равен 1 при отсутствии ярко выраженной трещиноватости; 0,9 и 0,85 — при угле между господствующей системой трещин и плоскостью линий оконтуривания соответственно 90, 20—70°; —1, 15 — при совпадении плоскостей трещин с линией оконтуривания.

Величина заряда в 1 м скважины принимается равной: 0,4—0,6 кг для крепких пород; 0,2—0,3 кг для пород средней крепости. Длина забойки принимается 2—4 м. Глубина контурных скважин обычно принимается одинаковой или несколько глубже скважин рыхления, расстояние между контурными скважинами и скважинами рыхления 10÷20 d_3 .

Если взрываемые массивы склонны к заколообразованию, к оконтуриванию предъявляются повышенные требования, глубина оконтуривающих скважин берется на 7—12 их диаметров глубже скважин рыхления. Заряды опускают в скважины на шпигате в виде гирлянд. Если угол наклона скважин больше или меньше

ТАБЛИЦА 12.1

Параметры расположения зарядов для метода предварительного
щелеобразования при диаметре заряда 32 мм (ВВ аммонит № 6ЖВ)

Горная порода	Группа пород по СНиПу	Направление щели по отношению к основной системе трещин	Расстояние между скважинами	
			см	в диаметрах заряда
Известняк горизонтального залегания с глинистыми пропластками и вертикальными трещинами разбит на блоки размером 20—50 см в наибольшем ребре	VI, VII	Параллельное	90	28
То же	VI, VII VII	Под углом 30—70°	70	22
Известняк, пласты перемытые, сильно трещиноватые		Параллельное	80	25
То же	VII	Под углом 30—70°	70	22
Песчаник тонкозернистый крупноблочный	VI	Вертикальной трещиноватости нет	60—70	19—22
Гранит мелкозернистый трещиноватый	X	Господствующая система трещиноватости отсутствует	60	19
Диабаз, трещиноватый, крупноблочный	X	Параллельное	70	22
То же	X	Под углом 30—70°	50	16

55°, гирлянды зарядов привязывают к рейкам, на которых заряды подают в скважины. При этом целесообразно, чтобы рейка находилась между зарядами и оконтуривающей поверхностью.

При предварительном щелеобразовании заряды лучше взрывать заранее, до бурения скважин рыхления. Если это невозможно, то оконтуривающие скважины взрывают с опережением не менее 100 мс в средних и не менее 75 мс в крепких породах. При бурении контурных скважин необходимо особенно точно выдерживать их направление, и поэтому станки обычно устанавливают на специальных рамах, с которых возможно бурение сразу нескольких скважин, а точность положения на массиве достаточно высока. Для бурения контурного ряда скважин требуется создавать станки, способные бурить скважины с отрицательными углами наклона по отношению к оси станка (рис. 12.15). Их применение позволит максимально уменьшить размеры рабочих площадок между уступами на проектном контуре, уменьшив объем выемки вскрышных пород.

Ркомендуемые Гидроспецпроектom параметры расположения зарядов при контурном взрывании приведены в табл. 12.1.

12.8. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Промышленное внедрение и применение методов регулирования дробления приводит к изменению его интенсивности, снижению выхода крупных негабаритных фракций, увеличению производительности экскаваторов, эффективности работы транспорта и цеха крупного дробления.

Улучшение дробления, как правило, способствует увеличению затрат на первичные буровзрывные работы.

На карьере необходимо получить такое дробление горных пород, чтобы затраты на единицу продукции по всему комплексу добычи и механическому дроблению первой стадии были минимальны. Этому условию соответствует рациональная степень дробления горных пород взрывом.

Рациональная степень дробления горных пород, учитывая взаимосвязь основных технологических процессов, влияющих на конечную стоимость полезного ископаемого, определяется по формуле

$$C_{\text{общ}} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7, \quad (12.9)$$

где приняты следующие обозначения стоимости, руб/м³: $C_{\text{общ}}$ — отбитой породы; C_1 — первичных буровых работ; C_2 — первичных взрывных работ; C_3 — вторичных буровых работ; C_4 — вторичных взрывных работ; C_5 — погрузки породы; C_6 — транспортирования породы; C_7 — первой стадии крупного дробления.

При использовании невзрывных способов дробления негабарита вместо суммы $C_3 + C_4$ в формуле учитывается стоимость дробления негабарита.

В некоторых случаях в формуле необходимо учитывать увеличение конечной стоимости полезного ископаемого вследствие увеличения выхода мелких некондиционных фракций (отходов).

Целесообразная мощность погрузочно-транспортного и дробильного оборудования определяется по минимуму затрат на вторичное взрывание и переработку полезного ископаемого до второй стадии дробления. В общем виде это выражается формулой

$$(\Delta C_3 + \Delta C_4 + \Delta C_5) / \Delta C_7 \approx 1,$$

где $\Delta C_4 + \Delta C_3$ — изменение затрат на вторичное дробление негабарита при изменении допустимого размера кусков, руб/м; ΔC_5 — изменение затрат на погрузку породы в связи с аналогичным изменением допустимого размера куска и применением более мощных экскаваторов, руб/м³; ΔC_7 — изменение затрат на механическое дробление первой стадии в связи с установкой дробилки большей мощности, руб/м³.

Если левая часть этого уравнения меньше или больше, то целесообразно соответственно увеличение или уменьшение допустимого размера куска.

Подсчеты, выполненные для карьеров, разрабатывающих крепкие породы, показывают, что только для мелких карьеров с производственной мощностью менее 50 000 т в год возможно установить допустимый размер куска 0,5 м, а для карьеров с производственной мощностью более 300 000 т допустимый размер куска должен быть более 1 м.

В случае применения техники непрерывного действия на карьерах большой производственной мощности, разрабатывающих скальные породы, рациональная степень дробления определяется аналогичным способом. При этом увеличение стоимости буровзрывных работ даже в кратное число с целью интенсивного измельчения полезного ископаемого может оказаться целесообразным благодаря большой экономической эффективности применения роторных экскаваторов, конвейеров и устранению одной стадии дробления на фабриках.

При современном состоянии опыта и теории дробления пород взрывом необходимо определять рациональную степень дробления пород на предприятии методом последовательного приближения по данным экспериментальных взрывов с графическим анализом результатов.

На карьере обычно проводится несколько экспериментальных взрывов по стандартной методике с разными расчетными расходами ВВ, типами ВВ, диаметрами скважин и другими параметрами.

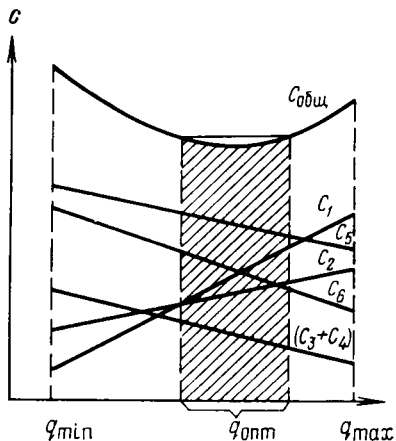


Рис. 12.16. Зависимость рациональной степени дробления горных пород взрывом от удельного расхода ВВ

Результаты каждого взрыва оцениваются по выходу негабарита, производительности механизмов (экскаваторов, транспортных средств и дробилки крупного дробления). Подсчитывается стоимость отдельных процессов, а затем строится график (рис. 12.16). Зона минимальной стоимости добычи обычно на графике выражена нечетко, и имеется определенный диапазон значений удельных расходов ВВ, при котором стоимость добычи минимальна. Эти параметры и рекомендуются применять при проектировании взрывов для каждой категории пород.

12.9. МЕТОД ШПУРОВЫХ ЗАРЯДОВ

Параметры расположения шпуров. На карьерах шпуровой метод применяется при небольших объемах работ, раздельной (селективной) выемке и малой мощности месторождения полезного иско-

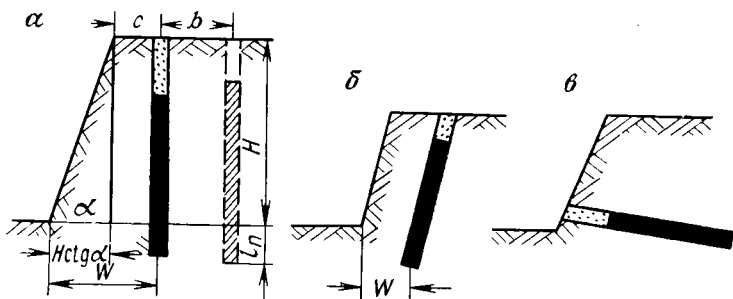


Рис. 12.17. Схемы и элементы расположения шпуров при взрывании на карьерах

паемого, при добыче крупных блоков строительного и отделочного камня, разработке особо ценных руд в тех случаях, когда требуется сохранить структуру полезного ископаемого или не допустить излишнего его измельчения, для дробления негабаритов и рыхления мерзлоты. Вертикальные (рис. 12.17, а), наклонные (рис. 12.17, б) или горизонтальные (слабонаклонные) (рис. 12.17, в) шпуров диаметром 32—70 мм и глубиной до 5 м на карьерах для лучшего отрыва породы бурят с перебором, составляющим 10—15 % высоты уступа. Если в подошве уступа залегают более слабые породы, то шпуров бурят на глубину, равную высоте уступа. При наличии в подошве уступа глинистых или слабых прослоев шпуров недобуривают до этого слоя на 15—20 см.

Расстояние между шпурами в ряду должно быть таким, чтобы исключить повреждение соседних зарядов, взрываемых с замедлениями.

Расстояние между шпурами в ряду (м) принимают: при огневом взрывании

$$a = (1,2 \div 1,5) W, \quad (12.10)$$

при электрическом взрывании и взрывании с помощью ДШ

$$a = (0,8 \div 1,3) W. \quad (12.11)$$

Масса шпурового заряда

$$Q = qaHW, \quad (12.12)$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; H — высота уступа, или мощность взрываемого слоя, м; W — с. п. п., м.

Для интенсивного дробления пород и хорошей проработки подошвы уступа значения W не должны превышать: $20 \div 25 d_3$ для крепких пород, $25 \div 35 d_3$ для средних пород.

При взрывании шпуров с величиной с. п. п. меньше 1 м фактический удельный расход ВВ увеличивается. Поэтому в расчетную формулу определения заряда вводится поправочный коэффициент K_W , значения которого следующие:

W	1,0	0,9	0,8	0,7	0,6	0,5	0,4	0,3
K_W	1,0	1,15	1,37	1,8	2,4	3,5	5,4	8,8

Достоинства метода шпуровых зарядов: равномерное и мелкое дробление взрываемых пород, возможность применения в любых горно-геологических условиях, простота, высокая маневренность. Недостатки метода: большой объем бурения, высокая стоимость работ, необходимость заряжания и взрывания большого числа шпуров, сложность организации работ при необходимости отбойки значительных объемов породы.

12.10. МЕТОД КОТЛОВЫХ ЗАРЯДОВ

Забой шпура или скважины разрушают взрывами небольших зарядов ВВ (*I* на рис. 12.18), в результате чего образуется эллипсовидная камера (*II*). В эту камеру после ее охлаждения в тече-

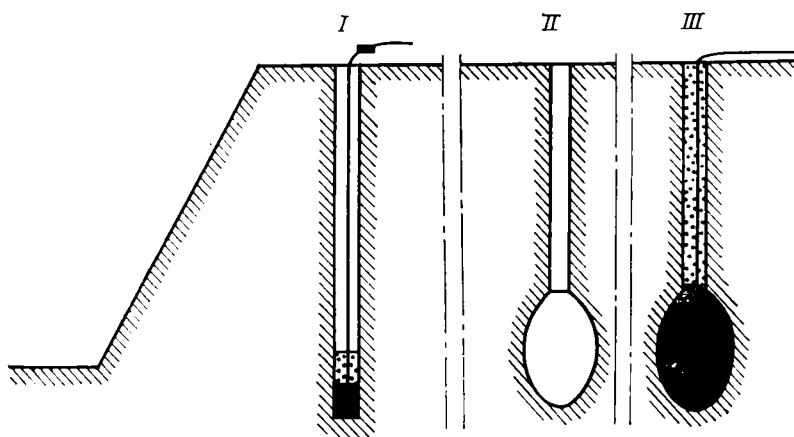


Рис. 12.18. Последовательность операций при котловом взрывании

ние не менее 15 мин помещают значительно больший заряд ВВ (III). Полученное на дне шпура или скважины расширение называют котлом, а помещенный в нее заряд ВВ — котловым зарядом. Объем котла должен соответствовать массе заряда, намечаемого расчетом.

Котловое взрывание применяется в тех случаях, когда требуемая величина заряда не размещается в шпуре или в скважине, а также в тех случаях, когда с. п. п. настолько велика, что заряд ВВ, помещенный в нижней части скважины, не в состоянии ее преодолеть. Метод котловых зарядов применяется для одиночного и серийного взрывания, преимущественно при разработке трещиноватых достаточно устойчивых пород, допускающих возможность образования взрывом котловых расширений.

Главным недостатком котловых шпуров и скважин является ненадежность результатов взрыва. В зависимости от свойств породы котел может получиться чрезмерно большим и не заполниться полностью взрывчатым веществом, или очень маленьким, из-за чего в нем не разместится расчетный заряд. Если котел образуется выше уровня подошвы, из-за частичного обрушения породы в скважине при взрыве остаются пороги. При простреливании довольно часты полные обрушения скважин, в этом случае требуется трудоемкая чистка скважин или перебуривание этого участка. При взрыве котловых зарядов образуется большое количество негабарита. В непосредственной близости к сосредоточенному заряду порода подвергается излишне мелкому дроблению, а с удалением от заряда — разрушается на очень крупные отдельности. Производительность погрузки снижается, кроме того требуется увеличение расходов ВМ на вторичное взрывание. Поэтому котловые заряды применяются весьма редко.

На некоторых карьерах применяется и испытывается взрывание скважин с расширенной нижней частью, где размещается заряд ВВ (с 243 до 450 мм). Этот способ относится к методу скважинных зарядов, а не котловых, хотя в литературе и на производстве его характеризуют как метод взрывания с котловыми расширениями.

12.11. МЕТОД КАМЕРНЫХ ЗАРЯДОВ

Взрывание ведется крупными сосредоточенными зарядами (от нескольких до сотен и тысяч тонн), помещаемыми в выработки (камеры). Для этого в массиве проходят шурфы (рис. 12.19, а) или штольни (рис. 12.19, б) и в их ответвлениях сооружают камеры, объем которых соответствует объему установленных расчетом зарядов ВВ.

Подготовительные выработки проходят обычно Т- или Г-образной формы, чтобы затруднить выброс газов из камеры при взрыве и максимально использовать энергию ВВ для разрушения и перемещения массива. Сечение подводящих выработок принимается минимальным, но не менее 1,2 м² для штолен и 1 м² для шурфов.

Опыт Союзвзрывпрома показал, что эффект взрыва почти не

ухудшается, если размещать заряды при Т-образной выработке в штреках без проходки специальных камер. Это намного ускоряет подготовку и снижает трудоемкость взрывных работ и их стоимость.

При наличии притока воды вдоль стенок выработок устраивают водоотливные канавки, а шурфы заканчиваются водосборниками (зумпфами). Для лучшего оттока воды штольни проходят с подъемом 1—2°.

Целесообразность подготовки взрыва с помощью штолен или шурфов определяется рельефом места взрыва и технико-экономическим расчетом. Камерный способ взрывания применяется для массового обрушения и перемещения больших объемов скальных и мягких горных пород взрывами на сброс и выброс, для образования различных выемок глубиной до 20 м и более, при строительстве дорог в гористой местности.

На карьерах камерные заряды изредка применяют при высоте уступа не менее 15 м, при невозможности бурения взрывных скважин из-за неровной поверхности верхней площадки уступа.

Для камерных зарядов расчетная л. н. с. принимается равной 0,75—0,95 высоты уступа, расстояние между зарядами $(0,8 \div 1,4) H$. Величину камерного заряда (кг), предназначенного для рыхления массива, обычно определяют по формуле для сосредоточенных зарядов:

$$Q = k_{вз} q_p W^3, \quad (12.13)$$

где q_p — расчетный удельный расход ВВ, кг/м³; W — расчетная л. н. с., м; коэффициент взаимодействия соседних сосредоточенных зарядов вводится в расчет при коэффициенте сближения меньше 1,25 и вычисляется по формуле

$$k_{вз} = 0,5 (1 + m_{\phi}/m_p).$$

где m_{ϕ} и m_p — коэффициент сближения скважин соответственно фактический и расчетный.

Величина зарядов второго ряда при одновременном взрывании с зарядами первого ряда увеличивается на 15—20 % по сравнению с расчетными. Пол камер располагают на уровне нижней отметки взрываемой выемки.

Ширина развала породы после взрыва имеет величину в пределах $(1,6 \div 2) H$, а высота $(0,7 \div 0,8) H$.

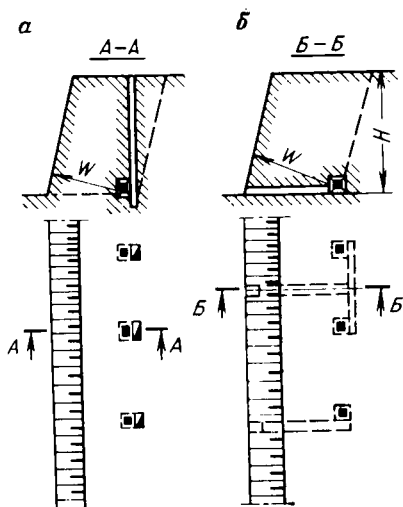


Рис. 12.19. Схема размещения камерных зарядов

К достоинствам камерных взрывов относится возможность отбойки больших объемов породы при сложном рельефе местности. Недостатки взрывания камерными зарядами: худшее дробление породы и трудоемкость подготовительных работ. Метод камерных зарядов в настоящее время почти не применяется на карьерах, а широко используется в гидротехническом дорожном и мелиоративном строительстве.

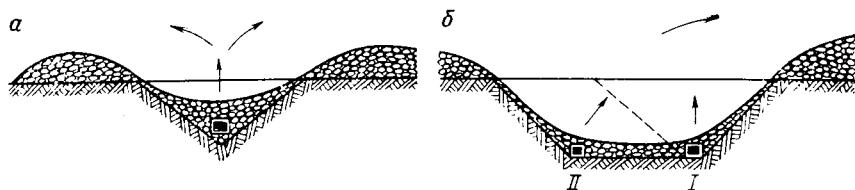


Рис. 12.20. Схемы размещения взорванной породы при взрывах на выброс

Взрывы камерных зарядов на выброс и сброс рассчитываются по формуле М. М. Борескова.

При $W > 25$ в формулу М. М. Борескова вводится поправочный коэффициент $\sqrt{W/25}$, предложенный Г. И. Покровским и трестом Союзвзрывпром.

Размер выемки в свету поверху B_B и понизу B_H при взрывах на выброс определяется по формулам

$$B_B = 2nW + b(m - 1); \quad B_H = b(m - 1),$$

где m — число рядов зарядов. Расстояние между зарядами в ряду рассчитывается по формуле

$$b = a = 0,5W(n + 1).$$

Расчетный расход ВВ принимается по табл. 8.1.

Взрыв на выброс обычно выполняется с двусторонним (рис. 12.20, а) или односторонним (рис. 12.20, б) размещением выброшенной породы.

12.12. ОТКАЗЫ ЗАРЯДОВ ПРИ МАССОВЫХ ВЗРЫВАХ, СПОСОБЫ ИХ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ

Под отказом заряда понимается отсутствие или прекращение детонации в одном или нескольких зарядах после подачи инициирующего импульса. Отказы можно классифицировать по числу отказавших зарядов на одиночные, групповые (два и более зарядов) и массовые (весь взрываваемый блок или его часть); по возможности обнаружения на очевидные, когда отказ обнаруживается во время осмотра взорванного блока, и скрытые, когда его обнаруживают только в процессе уборки взорванной породы.

Причины отказов делятся на технические и технологические. К техническим относятся причины, связанные с низким ка-

чеством ВМ и вредным воздействием окружающей среды на ВМ. К технологическим относятся причины, связанные с неправильным заряданием скважин и установкой в них боевиков, неправильным выбором параметров взрывания или их несоблюдением, неправильным выбором или выполнением схем взрывных сетей на блоке. Обе группы причин являются следствием недостаточно тщательного организационного контроля лиц инженерного руководства и надзора за выполнением массового взрыва.

При взрывании с помощью ДШ происходят отказы в скважинах (ДШ, шашка, заряд ВВ) и в поверхностной взрывной сети (магистраль, ответвления ДШ, КЗДШ). Появление отказов зависит от качества ВМ, от правильности технологии зарядания, особенно обводненных скважин, от правильности монтажа и выполнения соединений во взрывной сети.

Характеристика отказов при взрывании детонирующим шнуром и причин их появления

Характеристика отказа	Причина отказа
Повреждение ДШ в скважине	Подбой шнура за счет завышенной колонки заряда, завышенный интервал замедления между соседними зарядами, суженная сетка скважин, отрыв шнура при оседании заряда в обводненной скважине
Отказ без повреждения ДШ в скважине или при его полной детонации (флегматизация СИ)	Сильная обводненность скважин, длительные сроки зарядания, повреждение оболочки ДШ, замокание шашки в скважине
Отказ в поверхностной сети ДШ	Неправильный монтаж сети, попадание в сеть недоброкачественных ДШ и КЗДШ, неправильное выполнение соединений сети, неправильная установка КЗДШ

При электрическом взрывании происходят отказы из-за попадания во взрывную сеть недоброкачественных ЭД во время монтажа сети. К этим дефектам ЭД относятся: уменьшение чувствительности ЭД к току из-за чрезмерной флегматизации или отсыревания головки воспламенителя, снижение импульса плавления мостика из-за дефектов проволоочки, уменьшение времени передачи из-за недостаточной флегматизации состава воспламенителя или неправильного расположения капельки на мостике.

При взрывании от осветительных сетей электродетонаторов замедленного действия отказы могут происходить вследствие возникновения электрической дуги на вилочке мостика, которая прожигает стенку ЭД. При этом давление в детонаторе снижается и возможно затухание замедляющего состава. Возможно появление отказов из-за утечки тока на землю при нарушенной (плохой) изоляции проводов, особенно в обводненных условиях.

Отказы возможны при последовательном соединении, особенно при использовании переменного тока, из-за того что наиболее чувствительный ЭД взорвется и разорвет цепь раньше, чем сработает воспламенитель наименее чувствительного.

Для предупреждения отказов необходимо непрерывно анализировать опыт ведения взрывных работ с точки зрения появления от-

казов и контролировать их, начиная со стадии проектирования взрывов и кончая монтажом и проверкой взрывной сети.

При взрывании с помощью ДШ необходимо выбирать сетку скважин и интервалы замедления, исключаяющие подбой зарядов, выбирать типы ВВ и СИ, отвечающие условиям взрыва по обводненности и агрессивности окружающей среды. Для сухих условий

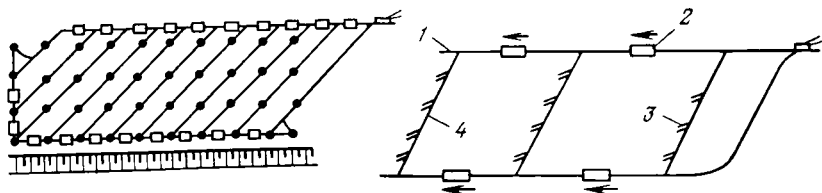


Рис. 12.21. Схема к.з.в. массового взрыва с кольцевой магистралью:

1 — основная магистраль ДШ; 2 — КЗДШ-69; 3 — ДШ в скважины; 4 — участковые магистрали ДШ

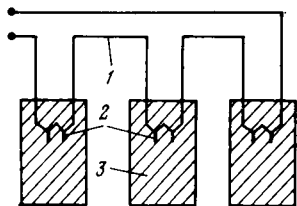


Рис. 12.22. Схема последовательного соединения взрывной цепи с парным введением ЭД в заряды:

1 — цепь; 2 — ЭД; 3 — заряды ВВ

разрешается применять любой ДШ, для обводненных условий шнур ДШ-А или ДШ-В при времени подготовки взрыва соответственно до 12 и до 48 ч. При большой длительности подготовки взрыва разрешается применять только шнур ДШЭ-12.

В скважинах, пробуренных станками огневого бурения или заряжаемых игдантами, следует применять шнур с агрессивной оболочкой.

Интервал замедления в зависимости от расстояния между скважинами (м) $\tau = 10 W$.

При монтаже взрывной сети лучше применять схемы с кольцевой магистралью (рис. 12.21).

При взрывании скважин глубиной более 15 м (и камерных зарядов) взрывную сеть следует всегда резервировать дублированием нитей ДШ в скважинах и применением кольцевой магистрали в поверхностной сети.

При монтаже магистрали в одну нитку следует ставить дополнительные перемычки через четыре-пять скважин в ряду.

При электрическом взрывании скважинных и камерных зарядов для предупреждения отказов необходимо в качестве источника тока применять силовые или осветительные сети как более надежные по сравнению с автономными. Взрывные машинки и приборы рекомендуется применять при отбойке шпуровыми зарядами и вторичном взрывании.

Площадь сечения участковых проводов должна быть не менее $0,2 \text{ мм}^2$, а магистральных — не менее $0,5 \text{ мм}^2$. Провода должны быть в резиновой или пластиковой изоляции. Хлопчатобумажная изоляция проводов допускается только для взрывания в сухих местах на земной поверхности.

Наиболее надежна и проста последовательная сеть, особенно при парно-последовательном введении ЭД в заряды (рис. 12.22). Схемы и расчет взрывных сетей должны обеспечить с учетом мощности применяемого источника тока поступление в каждый ЭД тока, величина которого должна быть не меньше: 1 А при постоянном токе (выпрямительный сетевой прибор) до 100 ЭД при последовательном соединении; 1,3 А при 100—300 ЭД; 1,2 А при взрывании тиристорным сетевым прибором (эффективное значение переменного тока); при взрывании сетевым прибором с прямым включением тока (эффективное значение переменного тока): 2,5 А при последовательном соединении ЭД; 1 А при параллельном соединении (через ЭД).

Все случаи обнаружения отказавших скважинных и камерных зарядов подлежат расследованию в трехдневный срок, назначаемый приказом по предприятию комиссией, составляющей акт технического расследования отказа.

12.13. ВЗРЫВАНИЕ ПОРОД В СТЕСНЕННЫХ УСЛОВИЯХ СТРОИТЕЛЬСТВА

Взрывные работы на строительных площадках осложнены тем, что в непосредственной близости находятся действующие или строящиеся промышленные здания и сооружения, жилые дома, автодороги, линии электропередач и другие объекты.

В таких условиях необходимо принимать меры, исключающие повреждения объектов, находящихся вблизи места взрыва как от сейсмических воздействий взрыва и ударной воздушной волны, так и от повреждений в результате разлета кусков взорванной породы.

Наиболее распространенным способом защиты от кусков породы при их разлете является установка над взрываемой поверхностью специальных укрытий. Иногда возводятся защитные устройства над легкоуязвимыми частями зданий, сооружений, машин и т. д. Применяются в основном два вида укрытий места взрыва: — газонепроницаемые, к которым относятся укрытия из металлических листов, бревенчатых матов, мешков с песком и т. п.; газопроницаемые, к которым относятся жесткие (решетки, рамы с панцирными сетками и т. д.) и эластичные укрытия (маты из якорных цепей, стальных колец, резиновых полос).

Сплошные газонепроницаемые укрытия задерживают разлет породы и одновременно снижают интенсивность у. в. в. . Вместе с тем непроницаемость таких укрытий требует значительно большей массы для предотвращения разлета кусков породы.

Газопроницаемые укрытия невосприимчивы к газам взрыва, что позволяет снизить их массу. Такие укрытия можно укладывать на взрываемую площадь до заряжания и даже до бурения шпуров или скважин, что упрощает организацию буровзрывных работ. Бурение, а затем и заряжание выполняются через отверстия в укрытиях.

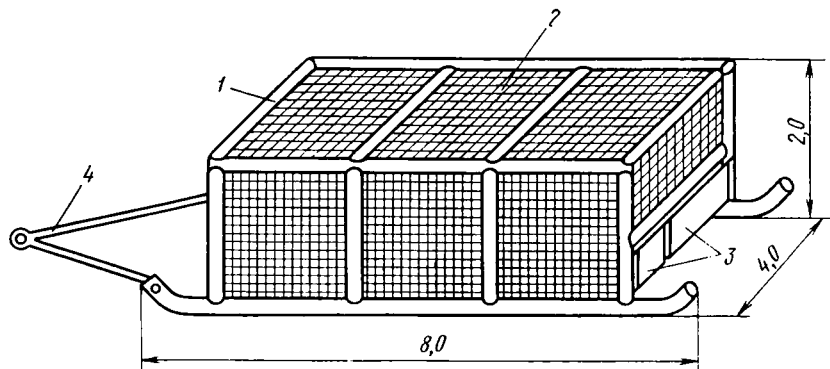


Рис. 12.23. Схема коробчатого укрытия (размеры в м):

1 — труба диаметром 200 мм; 2 — пластины; 3 — задняя шторка; 4 — дышло

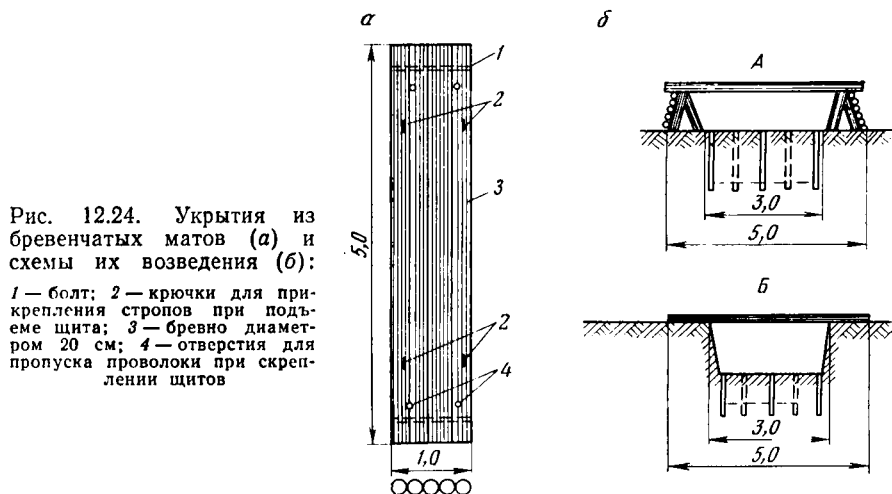
По типу конструкции укрытия подразделяются на щитовые и арочные.

Арочные укрытия типа «домик» применяются при проходке траншей, при взрывании поблизости от важных объектов. Преимущества арочных укрытий в том, что их конструкция позволяет вести заряжание непосредственно под укрытием, а газообразные продукты взрыва практически свободно сбрасываются в атмосферу, при этом существенно снижается воздействие взрыва на укрытие. Основной недостаток этого типа укрытий заключается в том, что после взрыва разрыхленная порода занимает свободное пространство внутри «домика», и сдвинуть его с развала очень трудно. Сложно транспортировать эти громоздкие конструкции с участка на участок. Для исключения пробоя отдельными кусками металлической сетки Гидроспецпроект рекомендует ограничивать приведенную глубину заложения заряда величиной $W/3\sqrt{Q} \geq 1,2$, при которой максимальный удельный расход ВВ не может превышать $0,58 \text{ кг/м}^3$. Такой удельный расход ВВ не обеспечивает качественного дробления крепких пород.

Арочные укрытия, применяемые на объектах объединения Гидроспецстрой, представляют собой сварной каркас из труб диаметром 200 мм, к которому изнутри приварены металлические полосы шириной 20÷30 мм, образующие квадратную решетку со стороной 15—20 см. К решетке проволокой укреплен сетка Рабица в два — три слоя. Ширина укрытия 4 м, длина 8 м, высота 2 м, масса 6—8 т (рис. 12.23). В рабочей зоне такое укрытие транспор-

тируется бульдозером. Для облегчения снятия укрытия с развала породы после взрыва задний торец оборудован подвижной стенкой.

Наибольшие объемы взрывных работ с применением укрытий в стране выполняются трестом Союзвзрывпром. На участках треста применяются в основном щитовые укрытия, досто-



инства которых подтверждены многолетней практикой. Такие укрытия с помощью автокрана можно доставить практически в любое труднодоступное место и укрыть ими площадь значительных размеров (рис. 12.24). Кроме того, щитовые укрытия прочнее и дешевле прочих, легко транспортируются.

Щитовые укрытия изготавливаются из металлических листов толщиной 10—40 мм, длиной 2,5—5,5 м и шириной 1,5—2,5 м. При толщине металлического листа 20—40 мм мат изготавливают однослойным. Если для матов используют тонкий лист, то его укладывают в пачки из нескольких слоев и скрепляют болтами.

Для уменьшения расхода металлических листов расчетная масса укрытия достигается с помощью пригрузов, для чего используются железобетонные блоки. При проходке траншей укрытия располагаются с зазором (схема А на рис. 2.24) или вплотную к поверхности взрываемого объекта (схема Б). Для создания зазора между укрытием и поверхностью взрываемого объекта применяются бревна диаметром не менее 20 см или отработанные автомобильные покрышки. При разработке глубоких траншей, котлованов или котлованов больших размеров уступами, когда несколько зарядов взрывается при наличии двух открытых поверхностей, укрытие места взрыва производят как сверху, так и с плоскости забоя.

В зарубежной практике взрывания в стесненных условиях (США, ФРГ, Швеция, Япония) в качестве укрытий наиболее широко применяют тяжелые и легкие маты. Тяжелые маты изготавливают из скрепленных цепями бревен, стальных колец, резины, легкие маты — из технического войлока, проволочных сеток. Наиболее распространены маты из старых автопокрышек (рис. 12.25)

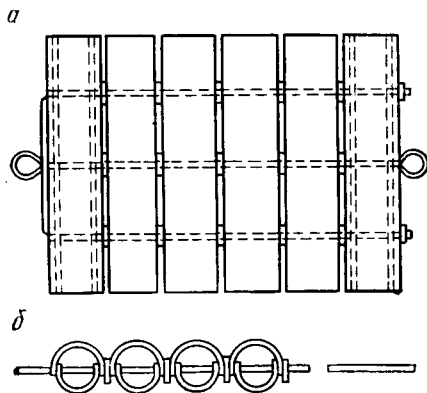


Рис. 12.25. Эластичный мат из автопокрышек для взрывных работ:

a — общий вид мата; *б* — поперечный разрез

площадью 10—12 м². При необходимости несколько матов соединяют вместе. В системе треста Союзвзрывпром массу укрытий на единицу взрываваемой площади рассчитывают по методике, основанной на приведении массы заряда рыхления к относительной массе заряда нормального выброса. Масса укрытия (кг) на 1 м² площади

$$M = k_y W \rho N_q^{1/3},$$

где k_y — коэффициент, зависящий от типа укрытия и равный 0,35 для матов из сплошных металлических листов (газонепроницаемых); 0,2 — для матов

из якорных цепей (газопроницаемых); ρ — плотность взрываемого грунта, кг/м³. Относительная масса заряда

$$N_q = Q/q_v W^3,$$

где Q — масса данного заряда, кг; q_v — расчетный расход ВВ заряда нормального выброса, кг/м³.

Для предотвращения разлета кусков взрываваемой породы массу укрытия, полученную по формуле, следует увеличить в 2,5 — 3 раза.

Данный метод расчета дает надежные результаты при расчете укрытий для шпуровых зарядов, при скважинных зарядах часто наблюдается несоответствие расчетной массы укрытия и фактически необходимой. Это объясняется тем, что заряд здесь рассматривается как сосредоточенный, т. е. не учитываются различия в действии на открытую поверхность сосредоточенного и удлиненного зарядов.

Недостатки данного метода расчета укрытий устранены в формуле канд. техн. наук В. Л. Барона

$$M = 2Q/[Ha(R + 1,6)],$$

где H — глубина рыхления, м; R — заданный радиус разлета кусков породы, м; a — воздушный зазор между укрытием и поверхностью взрываемого блока ($a \geq 0,6$ м).

Институтом Гидроспецпроект получено, что скорость (высота) подбрасывания укрытия зависит от массы взрываемого заряда, дли-

ны забойки, массы 1 м заряда ВВ и газопроницаемости укрытия.

Масса укрытия, при которой высота подбрасывания укрытия составляет 0,9 ширины основания

$$M = 120n Q_1 \frac{\sqrt{\rho \Gamma}}{k_r l_{\text{заб}}},$$

где n — число зарядов ВВ, шт; Q_1 — масса единичного заряда, кг; ρ — вместимость скважины, кг/м; Γ — коэффициент газопроницаемости, равный отношению площади всех газонепроницаемых элементов укрытия к общей площади поверхности укрытия. Коэффициент геологических условий в зависимости от коэффициента крепости пород изменяется следующим образом:

$k_r = 0,6 \div 0,8$ при $f > 15$; $k_r = 0,8 \div 1$ при $f = 4 \div 15$; $k_r = 1 \div 1,2$ при $f < 4$.

Полное предотвращение разлета может быть получено при глубине скважин не более 3,5 м. При большей глубине скважин арочное укрытие способно только ограничивать дальность разлета кусков породы в соответствии с достигнутой величиной перекрытия поверхности взрываемого блока.

В МГИ разработана методика расчета щитовых укрытий, основанная на различном воздействии на открытую поверхность удлиненного и сосредоточенного зарядов. Формула для определения массы укрытия (кг) имеет вид:

$$M = 10^6 \frac{n}{H_{\text{п}}} \frac{N_{\text{т}}^2 H_{\text{в}}}{H_{\text{у}}},$$

где n — число взрываемых зарядов, шт; $H_{\text{п}}$ — высота подбрасывания укрытия, м;

$$N_{\text{т}} = \frac{\sqrt[3]{Q_{\text{с}} e d}}{l_{\text{заб}}}; \quad Q_{\text{с}} = \beta l_{\text{заб}} \rho;$$

e — относительная работоспособность ВВ; q — расчетный удельный расход ВВ зарядов нормального рыхления, кг/м³; $H_{\text{р}}$ — глубина рыхления, м.

Коэффициент, учитывающий свойства пород, ВВ и направление инициирования:

$$\beta = \frac{0,43 \sqrt[3]{ke}}{A + B \frac{c}{D} - 0,2 \sqrt[3]{qe}}.$$

Высота вспучивания породы $H_{\text{в}} = 0,2 H_{\text{р}} q$, м; высота установки укрытия $H_{\text{у}} \geq 0,2 H_{\text{р}} k$, м. Значения A и B при обратном инициировании следующие:

$c \leq D$	$c > D$
$\begin{matrix} A & B \\ 1 & 0,43 \end{matrix}$	$\begin{matrix} A & B \\ -1 & 2,43 \end{matrix}$

Здесь D — скорость детонации ВВ, м/с. Скорость продольных волн в массиве $c = 1500 \sqrt{f}$, м/с.

Дальность разлета кусков породы из-под укрытия (м) регулируется величиной перекрытия поверхности взрываемого блока

$$H_{\text{пер}} = (W + H_y) k_{\text{пер}},$$

где $k_{\text{пер}} = a - R/b$;

R — заданный радиус разлета кусков породы, м; a и b — коэффициенты, имеющие следующие значения: для поскважинной, врубовой, порядной схем к. з. в. коэффициент a равен соответственно 2,04; 2,23; 2,35, коэффициент b соответственно 61,2; 62,3; 71,3.

Во всех случаях применение укрытий вызывает ряд осложнений: необходимо уменьшить параметры буровзрывных работ (уменьшить удельный расход ВВ, увеличить длину забойки); необходимо ограничить объем взрывания; требуются дополнительные затраты труда на установку и снятие укрытий; увеличивается стоимость работ.

12.14. ПОДВОДНОЕ ВЗРЫВАНИЕ

Одной из многочисленных областей применения энергии взрыва является дробление и перемещение горных пород под водой. Необходимость этой операции связана с разработкой месторождений твердых полезных ископаемых на дне морей и океанов, со строительством и углублением портов и каналов, проходкой подводных траншей для трубопроводов и с другими видами работ. Подводный взрыв может служить как для дробления горных пород с последующей экскавацией, так и для перемещения их (взрывы на выброс). Зачастую, несмотря на высокий расход ВМ и повышенный объем бурения, взрывы на выброс более экономичны, так как исключают дорогостоящие в подводных условиях выемочные и транспортные работы. К примеру, при расчистке русла р. Ангары в 1965—1967 гг. взрывами на выброс было удалено 5000 м³ диабазовых пород X—XI групп по СНИП. Взрывание выполнено на глубине 0,5—1,5 м при скорости течения до 5 м/с. Удельный расход ВВ (алюмотола) — до 14,1 кг/м³, что превышает максимальный удельный расход ВВ при обычном подводном взрывании. Но, несмотря на увеличение расхода бурения и ВМ при сближенной сетке скважин, стоимость работ по новой технологии ниже, чем при механизированной уборке породы. Влияние воды на размеры и форму образующихся при взрыве полостей огромно. Характерным примером является приведенный на рис. 12.26 профиль воронки, образовавшейся при взрыве заряда в кораллах.

При выборе параметров подводных взрывов на дробление необходимо учитывать тип погрузочного оборудования, требуемую степень дробления, вид горной породы и ее мощность, глубину воды, течение и погодные условия. Выбор рационального удельного расхода ВВ может быть решен только экспериментами. Предельные значения удельного расхода ВВ в зависимости от применяемого погрузочного оборудования и требуемой для него степени дробления для разных пород приведены в табл. 12.2.

При незначительных отклонениях от оптимальных параметров взрывных работ значения удельного расхода могут резко возрастать. Так, при взрывной отбойке гипсов с коэффициентом крепости $f=3\div 5$ на глубине 8 м при изменении длины скважин с 2 до 8 м удельный расход ВВ возрастает с 1,1 до 3 кг/м³, а затраты на буровзрывные работы — с 1,3 до 3,6 руб/м³.

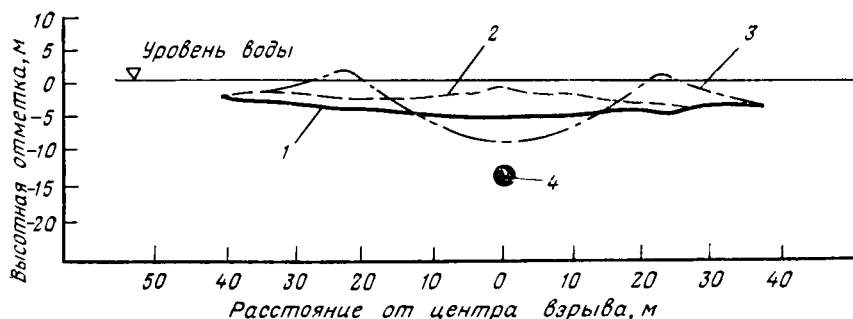


Рис. 12.26. Профиль воронки от взрыва заряда массой 10 т:

1 — профиль воронки от подводного взрыва; 2 — профиль дна перед взрывом; 3 — профиль воронки от наземного взрыва; 4 — заряд

ТАБЛИЦА 12.2

Экскаватор	Максимальный размер кондиционного куска, мм	Удельный расход ВВ, кг/м ³	
		в слабых породах	в крепких породах
Многочерпаковый	600	0,9	3,0
Роторный	300	1,2	3,0
Грейферный	450	1,1	2,4
Драглайн	750	0,6	2,8

При увеличении глубины воды, на которой выполняется взрывание, удельный расход ВВ и затраты на буровзрывные работы возрастают.

Влияние водной среды на процесс разрушения. Известно, что комплексным показателем, отражающим влияние свойств среды на сопротивляемость действию взрыва, является акустическая жесткость. С ее увеличением возрастает значение ударных волн в процессе разрушения.

Основными факторами, определяющими действие воды на взрывную волну, являются: рассеяние энергии волны напряжения на контакте порода — вода; гидростатическое давление, препятствующее сдвигу границы разрушаемого массива.

Потери энергии из-за рассеяния волны напряжения в слое покрывающего материала зависят от отношения акустических жесткостей среды и воды $m=\rho_0 c_0/\rho c$, где ρ_0 , c_0 и ρ , c — соответственно плотность и скорость звука в среде и в воде.

К примеру, для границы раздела гранит — вода при $m=7$ теряется 44 % энергии взрывной волны. Чем больше акустическая жесткость породы, тем меньше энергии волны напряжений рассеивается в воде. В то же время, учитывая что разрушение материалов с высокой акустической жесткостью происходит под воздействием взрывных волн на открытую поверхность, влияние рассеяния энергии для таких пород следует ожидать наиболее значительным.

Влияние гидростатического давления в процессе разрушения. На первоначальных стадиях развития взрыва оно оказывает положительное действие, препятствует процессу раскрытия трещин, что обеспечивает более полное прохождение волны напряжений во все точки массива.

Но в последующие моменты, при раскрытии трещин и сдвигении массива под воздействием взрыва, гидростатическое давление имеет отрицательное значение, так как необходима дополнительная энергия на его преодоление. При этом вода при больших скоростях нагружения (смещения) приближается по свойствам к несжимаемому телу (особенно в начальной стадии) и резко ухудшает эффективность разрушения пород с увеличением глубины. Максимальная эффективность взрыва достигается лишь при свободной подвижке породы по направлению л. н. с.

Отбойка пород небольшими слоями малопроизводительна, так как в подводных условиях выгоднее обуривать и взрывать уступы большой высоты. Разработка методов ведения подводных взрывных работ, позволяющих эффективно разрушать уступы высотой 8—15 м, весьма актуальна. При этом наиболее важным является создание условий для свободной подвижки породы под водой. Это может быть достигнуто образованием газовых полостей при взрывании зарядов перед поверхностью уступа, на которые можно направлять последующую отбойку породы (рис. 12.27, а). Возможно применение пузырьковых завес, снижающих плотность, а следовательно, и противодавление воды (рис. 12.27, б). Для создания такой завесы сжатый воздух можно подавать по шлангам к подножию разрушаемого уступа, можно использовать пиротехнические газогенераторы, интенсивно выделяющие CO_2 , N_2 и O_2 при инициировании.

Для пород с высокой акустической жесткостью улучшения дробления можно достигнуть, создав перед поверхностью уступа экран из газа, образовавшегося при взрыве удлиненных зарядов (например, ДШ). При этом энергия волны, рассеивающаяся при подводном взрывании на границе раздела поверхность — вода, используется для разрушения породы.

Технология бурения и заряджания. Под водой применяется техника, аналогичная наземной, с поправками на более высокую плотность среды, в которой выполняется работа. Применяют три варианта ведения буровзрывных работ: 1) для бурения и заряджания скважин (шпуров) используют бурильные молотки или гусеничные буровые установки; 2) бурение и заряджание с платформ

или плавучих барж; 3) размещение зарядов на дне водоема, т.е. взрывание наружными зарядами.

Первый вариант применяется при небольших глубинах и малых объемах работ, при взрывании вблизи чувствительных к взрывным воздействиям сооружений. Целесообразно его применение при контурном взрывании.

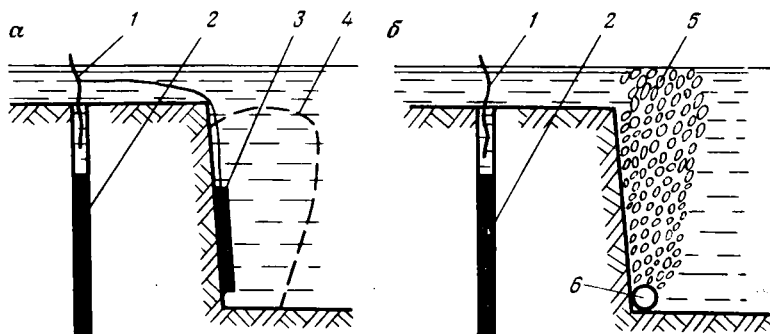


Рис. 12.27. Способы снижения гидростатического давления воды на открытую поверхность взрываемого массива:

1 — ДШ; 2 — заряд ВВ; 3 — заряд в воде; 4 — граница газового пузыря; 5 — пузырьковая завеса; 6 — перфорированная труба для подачи сжатого воздуха

Второй вариант наиболее распространен при ведении подводных взрывных работ. Выбор бурового оборудования зависит от глубины воды, погодных условий и объема работ. Обычно взрываема порода покрыта слоем наносов, бурение и зарядание в этом случае ведется по способу Линде.

Вначале в грунт с палубы забуривается обсадная труба (I), через которую производится бурение скважины (II) (рис. 12.28). После извлечения бурового инструмента III в скважину с помощью штанги опускается монозаряд или патроны (IV), вводится боевик с детонирующим шнуром и выполняется забойка. На обсадную трубу опускается петля, которой улавливается детонирующий шнур после извлечения обсадной трубы на поверхность (V). Жесткие монозаряды целесообразно применять для зарядания скважин в сильно трещиноватых мягких породах. В остальных случаях возможно применение водоустойчивых гранулированных и жидких ВВ. При использовании гранулированных ВВ плотность зарядания рекомендуется повышать с помощью пневматических зарядчиков. Возможно применение жидких ВВ, зарядание при этом ведется по гибкому шлангу, ВВ от воды отделяется сепарирующей жидкостью. Эту жидкость изготовляют на кремнийорганической основе, ее плотность 1,1—1,3 г/см³. Суммарная высота столба и сепарирующей жидкости зависит от диаметра скважин и вязкости сепаратора. Заливку скважин можно выполнять по одному или двум шлангам, самотеком или насосом. Сначала в скважину

по опущенным до дна шлангам заливают сепарирующую жидкость, которая вытесняет воду со дна, затем заливают ВВ с плотностью большей, чем плотность жидкости. По мере заряжания ВВ вытесняет вверх сепарирующую жидкость. Слой ее остается в скважине над ВВ, предохраняя его от контакта с водой.

В некоторых случаях, когда невозможно или нецелесообразно бурить скважины (шпуры) для размещения зарядов, применяются

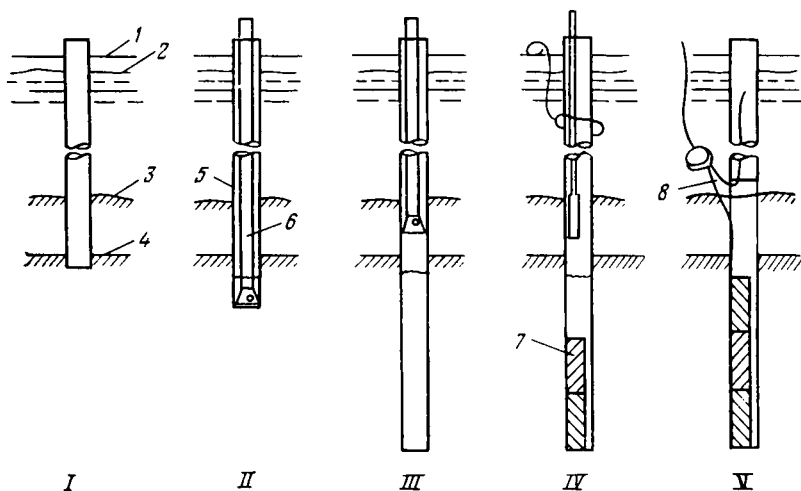


Рис. 12.28. Бурение и зарядание по методу Линде:

1 — уровень палубы; 2 — уровень воды; 3 — уровень ила; 4 — уровень скальной породы; 5 — обсадная труба; 6 — буровой инструмент; 7 — патрон ВВ; 8 — ДШ

накладные заряды. Применение этого варианта в основном ограничено некрепкими горными породами при мощности разрушаемого слоя, не превышающего 0,5 м. Для его применения не требуется больших капитальных затрат, кроме того, он позволяет выполнять работы быстро и практически при любых погодных условиях. Но из-за неблагоприятного воздействия на окружающую среду (сильные гидроударные волны и рассеяние продуктов взрыва в воде) и высокого удельного расхода ВВ объем работ, выполняемых по этому варианту, снижается.

Для инициирования зарядов при подводном взрывании обычно применяют детонирующий шнур ДШВ, в качестве боевиков — тротиловые шашки. Особое внимание следует уделять влагоизоляции концов и мест скрутки ДШ.

Значительно реже применяется электрическое инициирование. Трудности, связанные с тщательной изоляцией от воды мест скрутки проводов, а также их чувствительность к механическим воздействиям зачастую непреодолимы. Следует отметить применение в Японии принципиально нового метода электрического взрыва-

ния — электромагнитного. Иницирование по этому методу выполняется с помощью электродвижущей силы, наведенной в цепи электромагнитным полем. Благодаря отсутствию магистральных проводов этот метод особенно эффективен при высоких скоростях течения.

При благоприятных условиях возможно иницирование зарядов через влияние. Шпурь заряжают, располагая часть заряда над породой в воде, чтобы ударная волна от взрыва предыдущего заряда могла вызвать детонацию последующего. Применение этого метода приводит к усилению сейсмических и гидроударных волн.

Воздействие взрыва на окружающую среду. Основными вредными воздействиями подводных взрывов на окружающую среду являются: гидроударная волна, сейсмическое давление, загрязнение ядовитыми взрывчатыми веществами, продуктами взрыва и донными отложениями. Для небольших водоемов может быть значительным воздействие гравитационной волны.

Наиболее неблагоприятное действие оказывает взрыв накладных зарядов. Известно, что давление гидроударной волны от взрыва заряда в скважине составляет лишь 10—14 % от давления при взрыве накладного заряда.

Единственным средством для снижения сейсмического действия взрыва является уменьшение суммарного заряда или применение короткозамедленного взрывания.

Для снижения давления гидроударной волны наиболее эффективным средством является пузырьковая завеса, которая, кроме того, создает заслон растеканию ядовитых отходов ВВ и донной мути. Возможно применение и других средств гашения гидроударной волны. Предлагается на поверхность взрываемого скального грунта укладывать буферное устройство, состоящее из проволочного гибкого каркаса, наполненного упругими шарообразными телами. Эффективное гашение энергии взрывной волны достигается вследствие ее поглощения упругими шарообразными телами и в результате многократного отражения от поверхности этих тел.

Особое внимание при подводном взрывании следует уделять последовательности иницирования зарядов и опасности передачи детонации через влияние. Чтобы избежать этого, рекомендуется оставлять незаряженной около $15d_z$ верхней части скважины.

ВЗРЫВНОЕ РАЗРУШЕНИЕ НЕГАБАРИТНЫХ КУСКОВ

13.1. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ДРОБЛЕНИЯ

При отбойке пород скважинными зарядами выход негабаритных кусков, особенно в трудно взрываемых породах, достигает 10 % и более. Высокий выход негабарита ухудшает технико-экономиче-

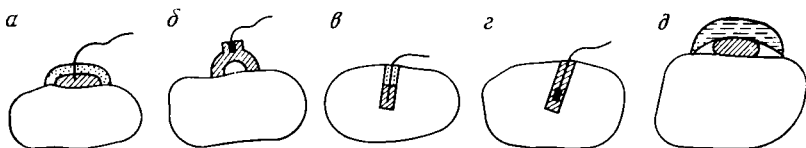


Рис. 13.1. Способы взрывного дробления негабарита:

а — наружный заряд; *б* — кумулятивный наружный заряд; *в* — шпуровой заряд; *г, д* — гидровзрывание (шпуровое и наружным зарядом)

ские показатели работы рудников и карьеров, усложняет технологический процесс добычи, снижает эффективность работы погрузочных механизмов и транспорта, повышает себестоимость добычи полезного ископаемого.

Для дробления негабарита разработано много способов и средств разрушения (рис. 13.1). По характеру физических и механических процессов, происходящих в кусках породы при ее разрушении, основные методы дробления негабарита могут быть разделены на взрывные, механические, термические, электрофизические.

I. Взрывные способы разрушения: без бурения шпуров: наружными зарядами с породной забойкой или пакетом с водой, кумулятивными зарядами;

с бурением шпуров: шпуровыми зарядами, микрочарядами ВВ, гидровзрывной.

II. Механические способы разрушения: статическое с помощью гидроклина, динамическое — пневмобутобоями и падающим грузом.

III. Термические способы разрушения: термитом, огнеструйными горелками.

IV. Электрофизические способы разрушения: электрогидравлическое, токами высокой и промышленной частоты.

V. Комбинированные способы разрушения: ударное и электро-термическое воздействие на породу; механическое воздействие на породу в высокочастотном электромагнитном поле; сочетание воздействия высокотемпературных газовых струй и механического воздействия.

Эффективность применения термических, электрофизических и комбинированных способов разрушения негабарита зависит от

электрических и тепловых свойств горных пород. Взрывные и механические способы универсальны и мало чувствительны к свойствам горных пород.

Ниже рассмотрены основные способы дробления негабарита.

13.2. ВЗРЫВНЫЕ СПОСОБЫ ДРОБЛЕНИЯ

Разрушение негабарита взрывом шнурового заряда. В негабарите бурильными молотками или легкими буровыми каретками на гусеничном или пневмошинном ходу бурят шнуры глубиной 0,3—0,5 его толщины.

В шнур помещают заряд рассыпного ВВ и вводят узел ДШ, вставляют зажигательную трубку или электродетонатор и монтируют взрывную сеть. Часто массовый взрыв и взрывание негабарита выполняются одновременно. В этом случае монтируют одну общую взрывную сеть. Расчетный удельный расход ВВ для негабаритов уменьшается с увеличением размера куска, и его принимают 0,5—0,2 кг/м³.

Недостатки данного способа: высокая стоимость работ, тяжелые условия труда при бурении (вибрация, пыль, шум).

Разрушение негабарита взрывом микрочаряда. В шнуры, заполненные водой, помещают микрочаряды величиной 20—50 г в водостойчивых оболочках. В качестве ВВ рекомендуется аммонит № 6ЖВ. При этом способе взрывания разлет кусков весьма незначителен, и безопасное расстояние по согласованию с органами Госгортехнадзора может составлять не более 50 м.

При взрывании микрочарядами на негабарит объемом до 6 м³ требуется пробурить один шнур глубиной 0,5—1 м и зарядить в него 20—40 г ВВ. Расход ВВ на 1 м³ негабарита уменьшается более чем в 10 раз.

При гидровзрывании шнуры заполняют водой не больше чем наполовину. Расстояние между шнурами принимают равным 0,5—0,7 толщины куска. Расстояние от шнура до ближайшей открытой поверхности негабарита не должно быть более глубины шнура.

Разновидностью гидровзрывания является способ, при котором шнур на 90 % его глубины заполняют труднозамерзающей горючей смесью. В шнур вводят заряд ВВ с одной нитью ДШ (для трудноразрушаемых пород) или две нити ДШ без заряда ВВ (для легко взрывааемых пород). Разрушающий эффект обеспечивается гидравлическим ударом при совместном воздействии продуктов взрыва заряда ВВ или ДШ и газов, образованных от вспышки горючей смеси.

Данный способ целесообразно применять взамен гидровзрывания в условиях отрицательных температур. Параметры взрывания подбирают на основе опытных взрывов.

Известно безразлетное *дробление негабарита небольшими зарядами ВВ* (20—40 г), когда оставшуюся свободной часть шнура заполняют быстротвердеющим цементным раствором, а заряд размещают примерно в центре разрушаемого куска.

Разрушение негабарита наружным зарядом. На негабарит насыпается заряд ВВ, который взрывают с помощью ДШ, КД или ЭД. Негабарит разрушается в основном действием ударной волны, газообразные продукты взрыва в разрушении негабарита почти не участвуют. Удельный расход ВВ в десятки раз превышает удельный расход ВВ при дроблении шпуровыми зарядами и составляет 1—2 кг/м³. При этом наблюдается чрезвычайно сильный звуковой эффект и образуется мощная воздушная волна, поэтому суммарная масса наружного заряда не должна превышать 20 кг. Опасная зона при взрывании наружных зарядов составляет не менее 300 м. На предприятиях, где преобладают крепкие, но хрупкие породы, этот способ широко применяют.

Применение наружной забойки из глины или полиэтиленовых пакетов, наполненных водой, уменьшает расход ВВ в 2—3 раза при одинаковом эффекте разрушения.

Разрушение негабарита наружными зарядами широко применяется в подземных условиях при выпуске и доставке руды. Появление даже отдельного крупного куска во время выполнения этих работ может остановить процесс, поэтому разрушение негабарита должно происходить в минимальное время, что как раз и обеспечивает применение наружных зарядов.

При ликвидации завесаний и пробок в дучках и выпускных выработках возможно применение только наружных зарядов, подаваемых на шестах. При образовании пробок на большой высоте применяются реактивные гранатометы, представляющие собой разновидность наружных зарядов.

Разрушение негабарита кумулятивными зарядами. Применение кумулятивных зарядов ЗКП и ЗКН позволяет в 8—9 раз снизить удельный расход ВВ на вторичное дробление 1 м³ негабарита. В прессованном заряде ЗКП имеются кумулятивная выемка, облицованная сталью, промежуточный детонатор и проволоочная скоба для крепления ДШ.

Применение кумулятивных зарядов массой 0,2—4,0 кг для разрушения негабаритов позволяет уменьшить разлет осколков породы и снизить силу взрывной волны.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Физика взрыва*/Ф. А. Баум, Л. П. Орленко, К. П. Станюкович и др. Физматгиз, 1975.
2. *Дубнов Л. В., Бахаревич Н. С., Романов А. И.* Промышленные взрывчатые вещества М., Недра. 1973.
3. *Единые правила безопасности при взрывных работах.* М., Недра, 1976.
4. *Ерофеев И. Е.* Повышение эффективности взрывных работ на рудниках. М., Недра, 1977.
5. *Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых*/К. И. Иванов, М. С. Варич, В. И. Дусев, В. Д. Андреев. М., Недра, 1974.
6. *Кутузов Б. Н.* Взрывное и механическое разрушение горных пород. М., Недра, 1973.
7. *Проектирование взрывных работ*/Б. И. Кутузов, Ю. К. Валухин, С. А. Давыдов и др. М., Недра, 1974.
8. *Безопасность взрывных работ*/Б. И. Кутузов, Ф. М. Галаджий, С. А. Давыдов и др. М., Недра, 1977.
9. *Миндели Э. О.* Разрушение горных пород. М., Недра, 1974.
10. *Мосинец В. Н.* Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М., Недра, 1976.
11. *Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов.* М., Недра, 1977.
12. *Поздняков З. Г., Росси Б. Д.* Справочник по промышленным взрывчатым веществам и средствам взрывания. М., Недра, 1977.
13. *Покровский Г. И.* Взрыв. М., Недра, 1980.
14. *Родионов В. Н., Адушкин В. В., Костюченко В. В.* Механический эффект подземного взрыва. М., Недра, 1971.
15. *Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности.* М., Недра, 1972.
16. *Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве.* М., Энергия, 1967.
17. *Ханукаев А. Н.* Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М., Недра, 1974.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Введение	3
Основные термины и понятия	5
Краткая история развития	9
Глава 1. Способы бурения шпуров и скважин	14
1.1. Классификация и общая характеристика способов бурения	14
1.2. Способы бурения шпуров	15
Вращательное бурение шпуров	16
Ударный способ бурения шпуров	20
1.3. Способы бурения скважин	29
Глава 2. Общие вопросы организации ведения взрывных работ	55
2.1. Основные сведения	55
2.2. Требования к руководящему персоналу при взрывных работах и хранении взрывчатых материалов	56
2.3. Получение разрешения на право производства взрывных работ, приобретения, хранения и перевозки взрывчатых материалов	59
2.4. Хранение взрывчатых материалов	60
2.5. Учет расходования взрывчатых материалов	65
2.6. Перевозка и переноска взрывчатых материалов	66
2.7. Охрана опасной зоны и сигнализация при взрывных работах	69
2.8. Уничтожение взрывчатых материалов	71
Глава 3. Описание взрыва и промышленных взрывчатых веществ	73
3.1. Классификация взрывов	73
3.2. Энергия взрыва	73
3.3. Описание промышленных взрывчатых веществ	74
3.4. Кислородный баланс, ядовитые газы взрыва	77
3.5. Детонация промышленных взрывчатых веществ	80
3.6. Теория плоских ударных волн	81
3.7. Теоретические основы детонации взрывчатых веществ	87
3.8. Особенности детонации промышленных взрывчатых веществ	90
3.9. Факторы, влияющие на устойчивость детонации зарядов взрывчатых веществ	93
Глава 4. Методы оценки эффективности и качества промышленных взрывчатых веществ	97
4.1. Общие положения о работе и балансе энергии при взрыве	97
4.2. Классификация методов испытаний промышленных взрывчатых веществ	99
4.3. Оценка свойств взрывчатых веществ	99
4.4. Методы проверки качества взрывчатых веществ	106
4.5. Оценка технологической стойкости взрывчатых веществ	108
4.6. Оценка чувствительности взрывчатых веществ	113
Глава 5. Непредохранительные промышленные взрывчатые вещества	115
5.1. Классификация промышленных взрывчатых веществ	115
5.2. Принципы выбора промышленных взрывчатых веществ	117
5.3. Основные компоненты промышленных взрывчатых веществ	120
5.4. Простейшие взрывчатые вещества, не содержащие тротила	124
5.5. Тротилсодержащие взрывчатые вещества	125
5.6. Водосодержащие взрывчатые вещества	129
5.7. Пороха для открытых работ	132
5.8. Совершенствование ассортимента промышленных взрывчатых веществ	133

	Стр.
Глава 6. Предохранительные промышленные взрывчатые вещества	137
6.1. Основы теории воспламенения метано-воздушной среды и методы испытания предохранительных взрывчатых веществ	137
6.2. Причины отказов и выгорания предохранительных взрывчатых веществ	144
6.3. Характеристика предохранительных взрывчатых веществ	146
6.4. Способы и средства беспламенного взрывания	148
6.5. Способы предупреждения отказов и выгорания зарядов взрывчатых веществ, а также предотвращения вспышки метано-пылевоздушной смеси	149
Глава 7. Средства и способы инициирования зарядов	153
7.1. Классификация способов инициирования зарядов	153
7.2. Средства огневого инициирования	154
7.3. Технология огневого и электроогневого взрывания	155
7.4. Средства электрического инициирования	159
7.5. Источники тока для электрического взрывания	162
7.6. Контрольно-измерительная аппаратура	164
7.7. Основные схемы и элементы расчета электровзрывных сетей	165
7.8. Технология электрического взрывания зарядов	169
7.9. Предотвращение отказов и преждевременных взрывов при электрическом взрывании	171
7.10. Взрывание зарядов с применением детонирующего шнура	172
7.11. Промежуточные детонаторы	175
Глава 8. Разрушающее, сейсмическое и воздушное действие взрыва зарядов взрывчатого вещества	176
8.1. Общие сведения	176
8.2. Разрушающее действие взрыва одиночного заряда	178
8.3. Разрушение пород при одновременном взрывании нескольких зарядов	188
8.4. Разрушение пород при короткозамедленном взрывании	192
8.5. Общие принципы расчета разрушающего действия зарядов	195
8.6. Сейсмическое действие взрыва	201
8.7. Действие ударных воздушных волн на окружающие сооружения	206
8.8. Элементы теории подобия при разрушении горных пород взрывом	210
Глава 9. Регулирование степени дробления горных пород взрывом	214
9.1. Основные требования к качеству взрыва	214
9.2. Степень дробления горных пород взрывом	214
9.3. Зоны дробления взрывом трещиноватого массива	218
9.4. Классификация методов регулирования дробления пород взрывом	220
9.5. Расчетный расход взрывчатых веществ	221
9.6. Диаметр заряда и сетка расположения скважин	226
9.7. Конструкция зарядов	230
9.8. Короткозамедленное взрывание зарядов	232
9.9. Взрывание высоких блоков (уступов)	233
9.10. Внутрискважинное замедление и направление инициирования заряда	235
9.11. Влияние качества забойки на эффективность взрыва	236
9.12. Применение парносближенных скважин	237
9.13. Взрывание в зажатой среде	238
9.14. Применение промежуточных шпуров и скважин	239
9.15. Применение пучков и дробящих вееров скважин	240
9.16. Физико-технические свойства пород и кондиционный размер куска	241
Глава 10. Взрывание горных пород при проведении подземных горных выработок	245
10.1. Общие принципы ведения работ	245
10.2. Расчет параметров взрывания	251
10.3. Выбор диаметра шпуров	252
10.4. Контурное взрывание	253
10.5. Короткозамедленное взрывание при проведении выработок	254

	Стр.
10.6. Особенности взрывных работ в опасных условиях угольных шахт	255
Глава 11. Взрывание угля и руды при подземной добыче	261
11.1. Взрывание при добыче угля	261
11.2. Взрывание при добыче руды	265
11.3. Определение расчетного расхода ВВ и параметров расположения скважин	271
11.4. Взрывание руды шпуровыми и камерными зарядами	275
11.5. Механизация взрывных работ в подземных условиях	280
Глава 12. Взрывание горных пород на земной поверхности	289
12.1. Методы взрывных работ	289
12.2. Метод скважинных зарядов	289
12.3. Подготовка массового взрыва	290
12.4. Выполнение массового взрыва	300
12.5. Механизация взрывных работ на карьерах	306
12.6. Отрицательные результаты взрывов скважинных зарядов и способы их предупреждения	313
12.7. Контурное взрывание скважин	314
12.8. Определение рациональной степени дробления горных пород взрывом	318
12.9. Метод шпуровых зарядов	320
12.10. Метод котловых зарядов	321
12.11. Метод камерных зарядов	322
12.12. Отказы зарядов при массовых взрывах, способы их предупреждения	324
12.13. Взрывание пород в стесненных условиях строительства	327
12.14. Подводное взрывание	332
Глава 13. Взрывное разрушение негабаритных кусков	338
13.1. Классификация способов дробления	338
13.2. Взрывные способы дробления	339
Список литературы	341

Афанасий Филимонович Суханов,
Борис Николаевич Кутузов

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Редактор издательства И. Д. Мелихов
Переплет художника В. А. Сергеева
Художественный редактор О. Н. Зайцева
Технические редакторы Н. В. Жидкова, О. Ю. Тrepенoк
Корректор М. П. Курылева
ИБ № 2382

Сдано в набор 11.05.83. Подписано в печать 26.09.83. Т-18478. Формат 60×90^{1/16}. Бумага типографская № 1. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл. печ. л. 21,5. Усл. кр.-отт. 21,5. Уч.-изд. л. 23,57. Тираж 8400 экз. Заказ № 469/7054—9. Цена 1 р. 10 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633, Москва, К-12,
Третьяковский проезд. 1/19

Владимирская типография «Союзполиграфпрома» при Государственном комитете СССР
по делам издательств, полиграфии и книжной торговли
600000, г Владимир, Октябрьский проспект, д. 7