

Б. Н. КУТУЗОВ

# ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

*Допущено Министерством высшего  
и среднего специального образования СССР  
в качестве учебника для горных техникумов*



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕ ДРА»  
Москва 1974

УДК [622.235 + 622.233 + 662.2/.4] (075)

**Кутузов Б. Н. Взрывные работы.** М., «Недра», 1974. 368 с.

В книге изложены основные свойства горных пород, приведена их классификация применительно к буровзрывным работам, описаны способы бурения шпуров и скважин, применяемые на карьерах. Дана общая характеристика промышленных взрывчатых веществ, средств и способов взрывания, процесса детонации зарядов и явлений взрыва. Рассмотрены вопросы, связанные с расчетом параметров взрывных работ, монтажом взрывной сети, заряданием и забойкой зарядов, проектированием и организацией массовых взрывов. Изложены сущность и способы короткозамедленного взрывания, методы оценки и принципы регулирования степени дробления горных пород при взрыве, способы вторичного дробления, негабарита.

В отдельных главах книги изложены взрывные работы в пластичных и неустойчивых грунтах, при образовании камуфлетных полостей, в лесном и сельском хозяйстве, при торпедировании нефтяных, газовых и водяных скважин, а также основные правила безопасности при хранении, транспортировании и подготовке ВМ к применению.

Книга предназначена в качестве учебника для учащихся горных техникумов, а также может служить практическим руководством для инженерно-технических работников при ведении взрывных работ на карьерах.

Табл. 57, ил. 204, список лит. 7 назв.

К  $\frac{30705-094}{043(01)-74}$  298-74

© Издательство \*

## ВВЕДЕНИЕ

Дальнейшее значительное развитие горнодобывающей промышленности, обеспечивающей минеральными ресурсами практически все отрасли народного хозяйства нашей страны, предусматривается на основе преимущественного развития открытого способа добычи полезных ископаемых, который отличается от подземного более высокой производительностью труда при меньших капитальных затратах.

Начальным процессом добычи скальных пород является их разрушение с помощью буровзрывных работ. При этом в массиве пород бурят шпуры, скважины или проходят камеры, в которых размещают, а затем взрывают заряды взрывчатых веществ. Трудоемкость буровзрывных работ составляет 15—30% общей трудоемкости добычи. С увеличением крепости пород относительная трудоемкость буровзрывных и, в первую очередь, буровых работ существенно возрастает.

Качество выполнения взрыва, характеризуемое в основном крупностью кусков породы, полученных при взрыве, определяет эффективность остальных технологических процессов добычи: погрузки, транспортирования, механического дробления на фабриках. В настоящее время горные предприятия быстро оснащаются мощными высокопроизводительными буровыми станками, экскаваторами, автосамосвалами и думпкарами. При обычной циклической технологии добычи производительность экскаваторов в результате хорошего дробления породы взрывом увеличивается в 1,5—2 раза и более, а надежность и долговечность работы экскаваторов возрастает в 2—3 раза. От качества дробления горных пород зависит также эффективность применения циклично-поточной технологии добычи, внедряемой на некоторых карьерах.

Значительному повышению эффективности буровзрывных работ и производительности погрузочного оборудования как на подземных, так и на открытых работах способствует внедрение новых видов ВВ — зерногранулитов, гранулитов, алюмотолов и акватолов, а также механизация процессов заряжания и забойки скважин.

Вследствие повышения требований к качеству взрывания необходимо соответствующее повышение квалификации технического персонала, выполняющего взрывные работы. Только на основе глубоких знаний процесса и закономерностей дробления массивов горных

пород взрывом различных зарядов можно высококачественно подготовить породы для погрузки и последующей переработки при обеспечении безопасных условий выполнения работ.

Взрывные работы на карьерах и других объектах должны вестись в строгом соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» и «Техническими правилами ведения взрывных работ на дневной поверхности», которыми регламентированы основные действия и приемы обращения со взрывчатыми материалами и знание которых обязательно для руководителей взрывных работ. Учебник написан с учетом этих правил и в соответствии с программой курса «Взрывные работы» для техникумов.

Автор выражает благодарность рецензентам рукописи, докт. техн. наук П. М. Кошулько и канд. техн. наук Ф. А. Авдееву за ценные замечания, позволившие существенно улучшить содержание книги, а также сотрудникам Московского ордена Трудового Красного Знамени горного института кандидатам технических наук В. И. Комащенко, В. Ф. Носкову, Р. Г. Шмидту, горному инженеру А. А. Трусову за помощь при подготовке материалов рукописи к изданию.

Все замечания и предложения по улучшению содержания книги автор примет с признательностью.

## ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ

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

**Шпур** — искусственное цилиндрическое углубление в горной породе диаметром не более 75 мм и глубиной до 5 м, пробуренное, как правило, перфоратором или сверлом.

**Скважина** — искусственное цилиндрическое углубление диаметром больше 75 мм при глубине до 5 м и любого диаметра при глубине больше 5 м, пробуренное, как правило, буровыми станками.

Для размещения больших зарядов (до десятков и сотен тонн) применяют зарядные минные камеры, обычно прямоугольной формы. Камеры, предназначенные для размещения зарядов ВВ на карьерах, сооружают в конце выработок (в штольнях или шурфах) или в боковых нишах. При горизонтальном расположении выработки ее называют **штольней**, при вертикальном — **шурфом**. Иногда заряды располагают непосредственно в шурфах или штольнях.

**Зарядом** называется определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву.

Процесс размещения заряда в зарядной камере называется **заряжанием**.

Для взрывания зарядов в них размещают средства взрывания: капсулы-детонаторы, электродетонаторы, детонирующий шнур, более чувствительные к внешним воздействиям по сравнению с промышленными ВВ, от взрыва которых детонирует весь заряд.

После заряжания оставшуюся свободной часть шпура, скважины или камеры заполняют инертным материалом (песком, мелкой породой, глиной и т. п.), который называется **забойкой**. Эти работы также называются **забойкой шпуров, скважин, камер**.

**Наружным** или **накладным**, называется заряд, расположенный на взрываемом объекте. Такой заряд применяют для дробления негабаритов, иногда для обрушения козырьков, образующихся в зимнее время или вследствие неправильно выполненного взрыва в верхней части уступа.

**Внутренним** называется заряд, расположенный внутри взрываемого объекта.

**Сосредоточенным** называется заряд, имеющий форму куба, шара, или цилиндра, длина которого не превышает трех его

диаметров или параллелепипеда с тем же соотношением минимального и максимального размеров.

Удлиненным (колонковым) называется заряд, длина которого больше трех его диаметров.

Сплошным называется заряд, не разделенный на части.

Рассредоточенным называется заряд, отдельные части которого разделены промежутками воздуха, воды, породы, дерева и т. д.

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

Взрывом ВВ называется его чрезвычайно быстрое сверхзвуковое химическое превращение за счет прохождения по заряду детонационной волны, при котором выделяется тепло и большое количество газов, способных производить механическую работу разрушения и перемещения окружающей среды.

Взрывание — процесс детонирования зарядов ВВ в заданной последовательности способами, обеспечивающими полную безопасность выполнения этих работ.

Взрывными называются работы по заряданию, забойке шпуров, скважин и камер, монтажу взрывных сетей и взрыванию.

Детонация — распространение взрыва по ВВ с постоянной для данного ВВ и диаметра заряда сверхзвуковой скоростью, обусловленное прохождением по заряду детонационной волны.

Детонационная волна — ударная волна сжатия, распространяющаяся по заряду ВВ со сверхзвуковой скоростью и обеспечивающая возникновение за фронтом волны быстрой химической реакции во взрывчатом веществе. Детонация заряда ВВ возбуждается в результате его инициирования с помощью капсюля, электродетонатора или детонирующего шнура.

На каждом карьере мощность погрузочного и транспортного оборудования рассчитана на куски породы определенной крупности. На прием кусков таких же размеров должна быть рассчитана дробилка на фабрике, перерабатывающей ископаемое. При взрывании массив, как правило, разрушается на куски, из которых многие превышают допустимый размер; поэтому взорванную породу принято разделять на кондиционную (габаритную), по крупности соответствующую требованиям предприятия, и некондиционную (негабаритную), размер кусков которой превышает установленные пределы по крупности.

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

Трудность взрывания массива определяется его трещиноватостью.

Крепость горных пород — способность пород сопротивляться разрушению от действия внешних усилий (при бурении, взрывании и т. п.), характеризуемая коэффициентом крепости.

**К о э ф ф и ц и е н т к р е п о с т и п о р о д** по шкале проф. М. М. Протоdjяконова\* равен частному от деления предела прочности породы на одноосное сжатие на 100 кгс/см<sup>2</sup>.

**Б у р и м о с т ь** — сопротивляемость горных пород разрушению при бурении, характеризуемая чистой скоростью бурения при стандартных условиях проведения опыта.

**В з р ы в а е м о с т ь** — сопротивляемость горных пород разрушению действием взрыва; характеризуется расходом ВВ на 1 м<sup>3</sup> породы для ее разрушения до кусков определенной крупности при стандартных условиях взрывания.

Буровзрывные работы на карьерах разделяются на основные, или первичные, при которых производится дробление массива породы, и дополнительные, или вторичные, при которых производится дробление негабарита, выравнивание неровностей подошвы, ликвидация навесов, заколов и т. п.

Первичные буровзрывные работы на карьерах производятся следующими методами: 1) удлиненными зарядами в вертикальных или наклонных скважинах диаметром 100—300 мм и глубиной 7—20 м; 2) удлиненными зарядами в шпурах диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м; 3) котловыми зарядами в скважинах и шпурах. Для этого скважины или шпуры перед их заряданием предварительно простреливают небольшими зарядами и основные заряды помещают в образованные при прострелке в нижней части скважин или шпуров расширения. В настоящее время на некоторых карьерах применяется расширение нижней части скважин с 200—250 мм до 350—400 мм механическими (шарошечными) или огневыми расширителями. Однако этот метод правильнее отнести к методу удлиненных зарядов, так как при этом отношение длины заряда к его диаметру, как правило, больше 10; 4) камерными сосредоточенными зарядами массой от нескольких тонн до тысяч тонн, располагаемыми в штольнях или шурфах, применяемыми в основном для взрывания на выброс или сброс. Кроме того, могут применяться комбинации перечисленных методов, например, удлиненными и котловыми, удлиненными и камерными зарядами и т. д.

Вторичные взрывные работы для дробления негабарита производятся: шпуровыми зарядами, размещаемыми в шпурах, и накладными зарядами, помещаемыми непосредственно на негабаритные куски. Кроме того, для дробления негабарита предложены и испытаны механические, термические, электрические и комбинированные способы разрушения.

#### **КРАТКАЯ ИСТОРИЧЕСКАЯ СПРАВКА О РАЗВИТИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ**

История развития взрывных работ тесно связана с производством ВВ, с зарождением военной техники и промышленности.

\* В настоящем учебнике обозначение крепости пород принято по шкале проф. М. М. Протоdjяконова.

Первым известным человечеству ВВ был черный порох, который применяли для фейерверков и огнестрельного оружия. Применение пороха в России в созидательных целях относится к середине XVI в., когда его использовали для подрывания скал и камней, мешавших судоходству по рекам. В горном деле порох впервые был применен в 1627 г. в Германии при проведении штольни.

Бурное развитие промышленности во второй половине XIX в. способствовало созданию и производству новых мощных ВВ и средств взрывания. В 1812 г. в России П. Л. Шилинг впервые применил электрический воспламенитель для взрывания зарядов; в 1831 г. в Англии Бикфорд изобрел огнепроводный шнур; в 1846 г. в Италии А. Собrero получил тринитроглицерин. В 1853 г. в России академик Н. Н. Зинин и В. Ф. Петрушевский предложили ВВ на основе нитроглицерина, аналогичное по составу динамитам.

Шведский инженер А. Нобель в 1866 г. начал выпускать пластичные динамиты на основе нитроглицерина с добавками 25% кизельгура (инфузорной земли). В 1867 г. А. Нобель запатентовал и детонатор (в виде заряда гремучей ртути) под названием «запал Нобеля».

В 1867 г. шведскими химиками И. Ольсеном и И. Норбином были предложены и запатентованы ВВ на основе аммиачной селитры, близкие по составу к современным аммиачно-селитренным ВВ. Однако А. Нобель купил этот патент и более чем на 20 лет задержал внедрение аммиачно-селитренных ВВ в горную промышленность.

В 1885 г. в качестве ВВ начали использовать пикриновую кислоту, которую длительное время до этого использовали как краситель тканей. С 1877 г. применяется тетрил, который в настоящее время является основным вторичным иницирующим ВВ.

В начале XX в. начали использовать тротил, ставший в настоящее время одним из наиболее распространенных ВВ, применяемых в горном деле.

В 20-х годах XX в. получены тэн и гексоген, применение которых непрерывно расширяется. С 30-х годов в нашей стране нитроглицериновые динамиты стали заменять на более безопасные аммиачно-селитренные ВВ: аммониты, представляющие собой смесь тротила, селитры и горючих добавок, и динамоны, к 40-м годам ставшие основными ВВ для карьеров. Динамоны особенно широко применялись в период Великой Отечественной войны, когда страна испытывала недостаток тротила. С 1953 г. динамоны перестали применять, так как было установлено, что они изменяют свойства при зарядании скважин на карьерах.

Большая заслуга в разработке и внедрении аммонитов в горной промышленности принадлежит канд. техн. наук В. А. Ассонову.

К выпуску простейших ВВ — игданитов промышленность приступила в конце 50-х годов на основе работ акад. АН СССР Н. В. Мельникова, проф. Г. П. Демидюка и других ученых, исследовавших взрывчатые свойства ВВ из смеси гранулированной селитры и 6% солярового масла.

С середины 50-х годов начата разработка группы более совершенных аммиачно-селитренных ВВ: мощных скальных аммонитов с добавками гексогена, грубодисперсных игданитов, гранулитов и зерногранулитов, водонаполненных и льющихся ВВ. Пониженная по сравнению с порошкообразными чувствительность и хорошая сыпучесть гранулированных ВВ позволили решить задачу механизации заряжания скважин. Созданы водонаполненные и горячельющиеся твердеющие ВВ для взрывания обводненных пород; промежуточные детонаторы в виде зарядов из тротила и гексогена для инициирования низкочувствительных ВВ, пиротехнические замедлители для короткозамедленного взрывания (к. з. в.) детонирующим шнуром на карьерах и т. д.

К середине XIX в. относится первая попытка составить классификацию горных пород рудников Колывано-Воскресенских заводов по трудоемкости их добычи (добываемости).

Проф. М. М. Протоdjяконов в 1910 г. опубликовал первую научно обоснованную классификацию горных пород по крепости, которая до настоящего времени широко применяется в горной промышленности при проектировании взрывных работ и сметных расчетах.

Расчетные методы при взрывании применяли французские военные инженеры в минноподрывном деле начиная с XVII в. В дальнейшем формулы, выведенные для условий взрывания грунтов и образования воронок определенных размеров, стали применяться в горном деле.

В 1871 г. М. М. Боресков на основе работ М. М. Фролова предложил формулу для расчета зарядов на выброс, которую широко используют до настоящего времени.

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

Большая работа по созданию классификации горных пород по буримости и взрываемости проделана под руководством проф. А. Ф. Суханова. Эти классификации явились методической основой для составления местных классификаций на различных предприятиях.

Фундаментальные работы по классификации горных пород на основе их базовых свойств проводятся под руководством чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевского. На основе этой классификации по значениям пределов прочности на сжатие, сдвиг, растяжение, объемный вес породы и т. д. представляется возможным определить показатель трудности разрушения породы при различных технологических процессах (бурение, взрывание) и дать количественное сравнение различных разрабатываемых пород.

Советские ученые — академики Н. Н. Семенов, Я. Б. Зельдович, Ю. Б. Харитон, М. А. Садовский, М. А. Лаврентьев, Н. В. Мельников, чл.-корр. АН СССР Л. Я. Компанец и другие — выполнили комплекс фундаментальных работ, связанных с изучением процесса детонации и зарядов ВВ, действием взрыва в непосредственной близости и на расстоянии от заряда. Большой вклад в анализ физических явлений, связанных с действием взрыва на горную породу,

а также в создание методов расчета зарядов для различных условий сделан докторами техн. наук А. Ф. Беляевым, Ф. А. Баумом, Г. П. Демидюком, М. М. Докучаевым, Г. И. Покровским, А. Ф. Сухановым и др.

Фундаментальные исследования механизма разрушения горных пород взрывом проведены проф. Г. И. Покровским, и развиты в трудах профессоров А. Н. Ханукаева, Ф. И. Кучерявого, М. Ф. Друкованого и др.

Большой вклад в разработку теоретических основ действия и моделирования взрыва сделан проф. О. Е. Власовым. Примененный им метод моделирования с помощью электрогидродинамических аналогий (метод ЭГДА) широко применяется для решения ряда задач взрывного дела.

С начала 50-х годов на карьерах СССР начинает внедряться короткозамедленное взрывание, которое обеспечило переход от однорядного к многорядному взрыванию, позволило существенно увеличить масштаб взрывов и улучшить степень дробления пород.

Проводятся систематические исследования по разработке методов регулирования степени дробления горных пород при взрывании на карьерах. Изучается изменение степени дробления различных горных пород в зависимости от диаметра заряда, расхода и типа ВВ, сетки расположения и конструкции зарядов, интервала замедления, точки инициирования и т. д. Эти работы являются научной основой для выполнения взрывов с получением заданной крупности дробления. Такие взрывы позволяют применить циклично-поточную и поточную технологию работ на карьерах, разрабатывающих скальные породы, что обеспечит резкое увеличение производительности труда на этих предприятиях.

Большую работу по развитию и совершенствованию взрывов на выброс проводят инженеры треста Союзвзрывпром. Так, в 1952—1953 гг. взрывами трех серий зарядов на Алтын-Топканском полиметаллическом месторождении при линии наименьшего сопротивления (л. н. с.) отдельных зарядов, превышающей 50 м, и их массе до 1600 т было взорвано более 1 млн. м<sup>3</sup> горной породы. В результате этого срок ввода карьера в строй сократился на 16 месяцев, а стоимость вскрытия была снижена на 40%.

Широко применяется перемещение больших масс грунта взрывом для созидательных целей (строительство плотин, насыпей и т. д.).

Для защиты г. Алма-Аты от селевых потоков в долине р. Малая Алмаатинка в Медео были произведены в 1966 и 1967 гг. два взрыва серий зарядов на выброс обоих откосов ущелья для образования противоселевой каменно-набросной плотины. Общая масса зарядов составила 5290 т при л. н. с. основного заряда 75 м. В результате взрывов выброшено и разрушено около 3 млн. м<sup>3</sup> гранита и образована плотина средней высотой 84 м, шириной поверху около 100 м, а в основании до 500 м. Эта плотина в 1973 г. задержала огромный селевый поток и спасла г. Алма-Ату от катастрофических разрушений.

В 1968 г. на р. Вахш взрывом на выброс серии зарядов общей массой 2000 т образована набросная плотина общим объемом более 860 тыс. м<sup>3</sup>. Особенностью этого взрыва был крутой (более 60°) обрушаемый склон берега, в результате чего удалось использовать кинетическую энергию падающей породы после взрыва для формирования тела плотины.

Большое число взрывов на выброс выполнено при сооружении Аму-Бухарского канала и ряда других в сложных климатических и технических условиях.

В разработке взрывов на выброс советские ученые и производственники занимают ведущее положение среди всех стран.

## Глава I

### СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

#### § 1. Свойства горных пород, определяющие эффективность их разрушения при бурении и взрывании

Эффективность разрушения горных пород при бурении и взрывании зависит от их физико-механических свойств.

Изучение различных свойств пород, разработка методики их определения и учета имеет большое значение для выбора рационального способа отбойки породы, типа применяемых машин и механизмов, установления норм выработки и т. д.

При бурении и взрывании на эффект разрушения свойства пород влияют по-разному. Это связано с тем, что при бурении зона разрушения под лезвием инструмента имеет небольшие размеры (доли сантиметра) и зависит от микросвойств горных пород: твердости, абразивности, зернистости, вязкости и т. д. При взрывании на карьерах зарядами диаметром 200—300 мм зона разрушения имеет размеры нескольких метров (до 10) и эффект разрушения при этом зависит от макросвойств массива пород и, прежде всего, его трещиноватости.

Рассмотрим основные свойства горных пород и их влияние на буровые и взрывные работы.

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

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

Твердость и абразивность влияют, главным образом, на износ инструмента при бурении и выбор величины осевого давления на буровой инструмент.

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

**Хрупкость** — свойство пород разрушаться без пластических деформаций.

Свойство пластичности и хрупкости у одних и тех же пород проявляется по-разному, в зависимости от скорости приложения

нагрузки. При медленном воздействии на каменную соль, стекло они могут изменять свою форму, не разрушаясь, т. е. ведут себя, как пластические тела. При бурении и взрывании все твердые горные породы можно рассматривать, как хрупкие тела. Наиболее пластичные свойства имеет глина. Для разрушения пластичных пород требуется увеличенный расход ВВ.

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

**Зернистость** характеризуется крупностью зерен минералов, образующих породу; различают крупнозернистые породы — с зернами больше 5 мм, среднезернистые — с зернами 1—5 мм и мелкозернистые породы — с зернами меньше 1 мм. Чем меньше зерна минералов и чем прочнее цемент, соединяющий вещества, тем труднее разрушается порода при бурении.

**Пористость** — характеризуется относительной величиной мельчайших пустот в горной породе.

**Водоносность** — свойство пород задерживать воду и выделять ее при разработке месторождения. Водоносность пород должна учитываться при выборе способа осушения месторождения, выборе типа ВВ.

**Плотность** называется масса единицы объема горной породы в ее естественном состоянии (табл. 1).

Таблица 1

Плотности, коэффициенты разрыхления и углы естественного откоса некоторых горных пород

Порода	Плотность, т/м <sup>3</sup>	Коэффициент разрыхления	Угол естественного откоса, градус
Песок . . . . .	1,6—1,95	1,1—1,2	30—35
Растительный грунт . .	0,8—1,2	1,2—1,3	30—40
Глина . . . . .	1,2—2,1	1,3—1,4	30—45
Песчаники . . . . .	1,8—2,5	1,25—1,5	60—70
Сланцы . . . . .	2,3—2,6	1,4—1,6	60—65
Известняки . . . . .	1,5—2,7	1,25—1,5	60—80
Каменный уголь . . . .	1,2—1,4	1,4—1,5	60—70
Изверженные породы	2,6—2,9	1,8—2,5	60—70
Железные руды . . . . .	3,1—4,0	1,35—1,8	60—70

Колебания плотности сыпучих и рыхлых пород объясняются их различной влажностью, а твердых — степенью трещиноватости и пористости. От плотности горных пород зависит удельный расход ВВ, особенно при проведении взрывов на выброс.

**Разрыхляемость** — свойство горных пород занимать больший объем в разрушенном состоянии по сравнению с объемом в массиве или целике. Отношение объема разрыхленной породы

к ее первоначальному объему называется коэффициентом разрыхления. Наибольшим коэффициентом разрыхления обладают крепкие, вязкие и абразивные породы.

Устойчивость — свойство горных пород сохранять боковую поверхность обнажения уступа. Этот показатель обычно характеризуется углом естественного откоса, т. е. углом, при котором обнаженный откос породы находится в устойчивом состоянии. Величина его для различных пород меняется от 0 до 80° (см. табл. 1). Устойчивость существенно влияет на выбор диаметра и направления взрывных скважин.

Особенно важное значение приобретает устойчивость пород при разработке глубоких горизонтов карьеров (300 м и более), так как чем устойчивее откосы уступов, тем меньший объем вскрыши необходимо выполнить для извлечения полезных ископаемых. Разрабатываются специальные методы увеличения устойчивости бортов карьеров.

Слоистость — свойство пород относительно легко разделяться по плоскостям наложения. При ведении работ в слоистых породах шпур и скважины следует располагать перпендикулярно плоскостям наложения, так как это улучшает эффективность взрыва и уменьшает вероятность искривления шпуров и, особенно, скважин.

Трещиноватость — характеризуется частотой и пространственным расположением трещин в массиве горной породы, которыми он разделен на отдельные различия размеров. Монолитные, т. е. не имеющие трещин, породы практически не встречаются при разработке месторождений полезных ископаемых.

Естественная трещиноватость уступа горной породы, которая определяется геологической характеристикой месторождения, дополняется искусственной, зависящей от свойств пород и методов ведения работ. Искусственная трещиноватость образуется в результате воздействия взрыва на массив; при этом с увеличением диаметра заряда степень трещиноватости возрастает.

При больших диаметрах зарядов (>200 мм) трещиноватость оказывает основное влияние на кусковатость породы, получаемой при взрыве, а следовательно, на выход негабарита. Одни и те же по химическому и петрографическому составу породы при интенсивной трещиноватости хорошо разрушаются, не образуя негабарита, и наоборот, при слабой трещиноватости дают в результате взрыва большой выход негабарита.

Поэтому при выборе методов ведения взрывных работ на карьере и установлении допустимого размера куска необходимо учитывать трещиноватость разрабатываемых пород. Трещиноватость массива характеризуется удельной трещиноватостью, т. е. числом открытых трещин всех систем, приходящихся на единицу прямой, проведенной в произвольном направлении. Величина, обратная удельной трещиноватости, дает среднее расстояние между трещинами, которое численно равно диаметру средней естественной отдельности.

Содержание крупных или мелких отдельностей в массиве до взрыва выражается в процентах к его объему. Отдельности, превышающие заданный кондиционный размер, принято называть крупными (негабаритными), меньше его — мелкими отдельностями.

Для массивов одного происхождения, имеющих сложную систему трещин, различие в степени трещиноватости на отдельных участках объясняется многократностью действия напряжений. Учитывая длительность процесса трещинообразования, можно предположить, что более трещиноватые массивы образовались из менее трещиноватых. Средний объем крупных отдельностей, слагающих массив, зависит от типа трещиноватости массива, и чем больше содержание в массиве крупных отдельностей, тем больше их средний объем.

Все породы по степени трещиноватости или содержанию в массиве крупных отдельностей разделены на пять категорий (табл. 2).

Т а б л и ц а

Классификация пород по трещиноватости Междуведомственной комиссии по взрывному делу

Категория трещиноватости	Характеристика степени трещиноватости (блочности) массива	Удельная трещиноватость, м <sup>-1</sup>	Средний диаметр отдельностей, м	Содержание (%) в массиве отдельностей размером крупнее		
				300 мм	700 мм	1000 мм
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные) . . . . .	Более 10	До 0,1	До 10	Близко 0	Нет
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные) . . . . .	2—10	0,1—0,5	10—70	До 30	До 5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные) . . . . .	1—2	0,5—1,0	70—100	30—80	5—40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные) . . . . .	1,0—0,65	1,0—1,5	100	80—90	40—80
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные) . . . . .	Менее 0,65	Свыше 1,5	100	100	100

В общем случае в пределах карьерного поля имеются породы различной степени трещиноватости. Поскольку для каждой категории пород по трещиноватости можно выбрать наиболее рациональный диаметр скважин, параметры их расположения и взрывания, то для каждого карьера целесообразно составить карту трещиноватости, на которой указывается в процентах содержание пород разных категорий на данный период и на перспективу. Такая карта карьера позволяет более обоснованно выбирать диаметр буримых скважин (тип бурового станка) и ассортимент применяемых ВВ. Для составления карт трещиноватости карьерное поле разбивается на ряд участков, в пределах которых породы однородны.

Степень и категория трещиноватости пород могут быть определены различными методами: по анализу разведочных кернов горных

пород, планиметрическими и фотопланиметрическими измерениями по поверхности забоев, измерением отдельностей после взрыва и др.

Для действующих карьеров основными при районировании являются планиметрический метод и метод прозвучивания, для проектируемых — метод изучения кернов.

**Планиметрический метод оценки трещиноватости.** Для определения удельной трещиноватости вдоль забоя натягивается шнур

(лента рулетки) и подсчитывается число естественных трещин  $n$ , пересекающихся с ним на участке длиной  $L$  не менее 10 м, а затем вычисляется удельная трещиноватость

$$\lambda = \frac{n}{L}; \frac{1}{\text{м}}, \quad (1.1)$$

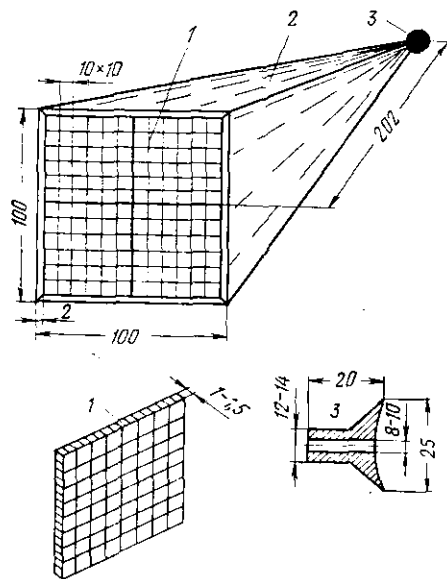


Рис. 1. Шаблон для подсчета трещин на обнажении уступа:

1 — экран; 2 — корпус; 3 — окуляр

Измерения на данном участке повторяются не менее двух раз. При измерениях необходимо учитывать только естественные трещины, которые отличаются от вызванных взрывом следующими особенностями: относительной прямолинейностью, меньшей шириной, заполненностью трещин. Взрывные трещины обычно заканчиваются в пределах каждой отдельности или пласта.

В тех случаях, когда непосредственные измерения по забоям произвести затрудни-

тельно или опасно, можно пользоваться количественным подсчетом числа трещин на обнажении уступа. При этом забой рассматривается с определенного расстояния (20 м) через шаблон (рис. 1), на экране которого нанесена масштабная сетка. С помощью этой сетки может быть определено как среднее расстояние между трещинами, так и количество крупных отдельностей, так как через сетку шаблона на обнажении уступа видны площадки размерами 1×1 м.

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

**Фотопланиметрический метод оценки трещиноватости.** При этом методе вдоль поверхности забоя опускаются две ленты с делениями через 0,5 или 0,2 м, расстояние между лентами 10 м. Забой фотографируется и делаются отпечатки размером не менее 13×18 см.

По делениям на ленте проводятся линии, вдоль которых измеряются размеры кусков (рис. 2).

При пользовании этим методом возможны ошибки, связанные с трудностью отличия естественных и искусственных трещин на фотопанограммах. Рационально сочетать планиметрический и фотопланиметрический методы.

**Метод оценки трещиноватости по кернам** основан на том, что керн разделяется на части по естественным трещинам. По упрощенному способу категория трещиноватости определяется по удельной трещиноватости, определяемой по формуле (1.1), где коэффициенты будут иметь следующий смысл:  $L$  — длина интервала замера керна;  $n$  — число разделений керна по естественным трещинам.

**Акустический метод оценки трещиноватости** основан на сопоставлении скоростей продольных волн в массиве и отдельности. Методика таких измерений разработана в МГИ, а степень трещиноватости оценивают по акустическому показателю трещиноватости, определяемому величиной отношения квадратов скоростей продольных волн в образце ( $v_1$ ) и в массиве ( $v_2$ ), т. е.

$$A_t = \left( \frac{v_1}{v_2} \right)^2. \quad (1.2)$$

В результате исследований на многих карьерах установлено соотношение между категорией пород и акустическим показателем:

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

Степень трещиноватости не является абсолютной характеристикой и может изменяться в результате воздействия на массив различных факторов, из которых наиболее существенным является влияние предшествующих взрывов.

После взрыва поверхность массива нарушается трещинами-заколами, которые обычно параллельны бровке уступа. При вертикальных зарядах зона заколообразования по кровле уступа составляет около 100 диаметров заряда  $d$ , а вдоль оси заряда в глубь массива  $(7-10)d$ .



Рис. 2. Фотопланиметрический метод оценки трещиноватости массива

Граница между целиком и нарушенным массивом может быть установлена различными методами: по изменению скорости утечки воды из скважины при ее заполнении до различного уровня, по изменению скорости бурения, по изменению скорости прохождения сейсмических волн на различной глубине. Однако все эти методы дают только качественную оценку: на данной глубине трещины больше, чем на другой, но определить по этим данным интенсивность трещиноватости без сравнительной оценки изменений трещиноватости и, например, скорости бурения, нельзя.

Нарушение массива предшествующим взрывом приводит к ухудшению степени дробления горной массы и требует применения специальных методов взрывных работ (например, многорядного к. з. в., взрывания в зажатой среде и т. д.).

Каждая из рассмотренных характеристик горных пород может служить для ориентировочной оценки эффективности процессов бурения и взрывания.

Для более полной характеристики горной породы, с точки зрения буровзрывных работ, введены понятия: крепость, буримость и взрываемость, которые определяются совместным влиянием рассмотренных выше физико-механических характеристик пород. Эти понятия положены в основу классификаций горных пород по крепости, буримости и взрываемости.

## § 2. Классификации горных пород

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

Ниже приведены наиболее распространенные в СССР классификации горных пород.

**Классификация горных пород проф. М. М. Протоdjаконова.** В основу этой классификации положен коэффициент крепости горных пород  $f$ , который характеризуется относительной прочностью горных пород на раздавливание при одноосном сжатии. Принято, что порода с прочностью на раздавливание  $100 \text{ кгс/см}^2$  имеет коэффициент крепости, равный единице. Таким образом, порода, обладающая прочностью, например,  $1000 \text{ кгс/см}^2$ , имеет коэффициент крепости по классификации

$$f = \frac{1000 \text{ кгс/см}^2}{100 \text{ кгс/см}^2} = 10, \quad (1.3)$$

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

Проф. М. М. Протоdjаконов считал, что величина коэффициента крепости характеризует породу во всех производственных процессах, т. е. если данная порода крепче другой, например при бурении, то она, как правило, во столько же раз крепче и при других производственных процессах, например при взрывании.

В действительности такого совпадения может не наблюдаться из-за того, что при различных процессах разрушения преобладающими являются те или иные напряжения (сжатие, растяжение, сдвиг) и имеют место различные проявления напряженного состояния массива (бурение, взрывание).

Классификация проф. М. М. Протодьяконова (табл. 3) имеет категории от I до X, часть из которых разбита на подкатегории (III—VII). Породы самые крепкие относятся к I категории, самые слабые — к X категории. Соответственно каждой группе пород изменяется и коэффициент крепости от 0,3 до 20. Эта классификация до настоящего времени применяется на многих горнодобывающих предприятиях СССР для ориентировочной оценки свойств пород, а также при укрупненных проектных и сметных расчетах.

Для оперативного нормирования классификация пород проф. М. М. Протодьяконова непригодна. Для этих целей пользуются классификациями по буримости и взрываемости.

**Единая классификация горных пород по буримости.** Специальной комиссией при б. Институте горного дела АН СССР в 50-х годах была разработана на основе исследований проф. А. Ф. Суханова единая классификация по буримости.

Буримость пород в этой классификации характеризуется чистой скоростью бурения шпура при следующих определенных (стандартных) условиях опыта: тип бурильного молотка — ПР-19; давление сжатого воздуха — 4,5 кгс/см<sup>2</sup>; характеристика бурового инструмента: диаметр головки бура — 42 мм; форма лезвия бура — крестовая; угол приострения лезвия — 90°; длина штанги — 1 м; глубина бурения — до 1 м.

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

В связи с внедрением на карьерах шарошечного, пневмоударного и огневого способов бурения скважин на предприятиях для нормирования буровых работ составляются соответствующие классификации, в которых дается чистая скорость бурения данным станком при определенных величинах осевого давления, скорости вращения и типе инструмента, давления сжатого воздуха, расхода горючего и окислителя и т. д. Однако общепринятой классификации для каждого из этих способов бурения пока нет.

Сопоставление некоторых распространенных классификаций горных пород приведено в табл. 4.

Существует также классификация пород по взрываемости, основанная на величине удельного расхода определенного ВВ при

\* А. Н. Бахчисарайцев. Классификации горных пород и технические нормы выработки на бурение шпуров. М., Госгеолтехиздат, 1963.

Таблица 3

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

Категория	Степень крепости	Породы	Коэффициент крепости
I	В высшей степени крепкие породы	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20 и более
II	Очень крепкие породы	Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир, очень крепкий сланец. Менее крепкие, нежели указанные выше, кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гравитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10
IIIa	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор, доломит, колчеданы	8
IV	Довольно крепкие породы	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5
V	Породы средней крепости	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
Va	То же	Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированная галька	2
VIa	То же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшийся сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие породы	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкие навозы, глинистый грунт	1,0
VIIa	То же	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий	0,8
VIII	Землистые породы	Растительная земля, торф, легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные породы, грунты	0,3

Таблица 4

Сравнение основных классификаций горных пород

Категория пород по СН и П	Единая классификация горных пород по буримости			Классификация пород проф. М. М. Протодяконова		Категория относительной крепости пород Главнахстрой	Категория по буримости ударно-капительными станками	Класс по классификации норм и расценок 1965 г.
	класс пород	скорость бурения (мм/м) бурами		категория	коэффициент			
		стальными	армированными					
XI	1	12	31	I	20	Вне-категорные	X IX VIII	XVI XV XIV XIII XII
	2	15	40					
	3	20	50					
X	4	26	60	II	15	I	VII	XI IX
	5	30	75					
IX	6	40	90	III	10	II	VI V	VIII VII
	7	50	110					
VIII	8	65	130	IVa	8	III	IV	X IX
	9	85	160					
VII	10	110	200	Va	5	IV	III	VIII VII VI
	11	150	250					
	12	200	300					
	13	250	350					
VI	14	325	400	VIa	2	V	II	V
	15	425	500					
V	16	550	600	VIIa	1,0	VI	II	IV
IV	—	—	—	VIII	0,6	VII	—	III
III	—	—	—	IX	0,5	—	I	II
II	—	—	—	X	0,3	—	—	I

стандартных условиях взрывания. При этом в результате взрыва порода должна получаться в кусках определенной крупности. Однако эта классификация не получила широкого распространения.

Для определения трудности разрушения горных пород при различных производственных процессах чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевский предлагает исходить из базовых свойств горных пород, таких как прочность пород на сжатие, растяжение, сдвиг, их плотность. В различных процессах эти свойства могут проявляться по-разному, однако совокупное их влияние на трудность разрушения породы очевидно.

### § 3. Общая оценка сопротивления горных пород разрушению (по В. В. Ржевскому)

Разрушение породы происходит в результате возникновения в определенных объемах под действием внешних сил напряжений сжатия  $\sigma_{сж}$ , сдвига  $\sigma_{сдв}$  и растяжения  $\sigma_{раст}$ , превышающих ее пределы прочности.

Суммарное действие разрушающих сил при разной степени участия напряжений сжатия, сдвига и растяжения может быть условно оценено предельным сопротивлением породы разрушению

$$\sigma_p = K_1 \sigma_{сж} + K_2 \sigma_{сдв} + K_3 \sigma_{раст}, \text{ кгс/см}^2 \quad (1.4)$$

Значения коэффициентов  $K_1$ ,  $K_2$  и  $K_3$  не одинаковы для различных процессов разрушения. Для относительной оценки сопротивления пород разрушению (трудности разрушения) можно принять условие равного участия пределов прочности на сжатие, сдвиг и растяжение в сопротивлении разрушению, т. е.

$$\sigma_p = \frac{1}{3} (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}), \text{ кгс/см}^2. \quad (1.5)$$

Предельное сопротивление разрушению породы в массиве  $\sigma_{p.м}$  отличается от сопротивления разрушению образца  $\sigma_p$  и зависит от его трещиноватости и от плотности породы  $\gamma$ :

$$\sigma_{p.м} = K_{тр} \sigma_p + K_b l \gamma, \text{ кгс/см}^2, \quad (1.6)$$

где  $K_{тр}$  — коэффициент влияния трещиноватости, величина которого не одинакова для различных процессов разрушения;

$K_b$  — степень влияния плотности породы;

$l$  — путь преодоления силы тяжести кусками породы (м), численно равный средней ширине развала.

При общей относительной оценке сопротивления массива породы разрушению ( $K_{тр} \approx \lambda$ ):

$$\sigma_{p.м} = \frac{1}{3} \lambda (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 33\gamma, \text{ кгс/см}^2. \quad (1.7)$$

Для практических расчетов удобнее пользоваться показателем трудности разрушения породы

$$P_{тр} = 0,005\lambda (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,5\gamma. \quad (1.8)$$

Примеры.

1. Диабаз:  $\sigma_{сж} = 3000$ ;  $\sigma_{сдв} = 490$ ;  $\sigma_{раст} = 320$ ;  $\gamma = 3,04$ ;  $K_{тр} = 1$ ;

$$P_{тр} = 0,005 (3000 + 490 + 320) + 0,5 \cdot 3,04 \approx 21.$$

2. Уголь каменный (Кузбасс):  $\sigma_{сж} = 195$ ;  $\sigma_{сдв} = 100$ ;  $\sigma_{раст} = 10$ ;  $\gamma = 1,9$ ;  $K_{тр} = 0,7$ ;

$$P_{тр} = 0,005 \cdot 0,7 (195 + 100 + 10) + 0,5 \cdot 1,9 \approx 2.$$

3. Подмосковский бурый уголь:  $\sigma_{сж} = 105$ ;  $\sigma_{сдв} = 25$ ;  $\sigma_{раст} = 2$ ;  $\gamma = 1,2$ ;  $K_{тр} = 0,833$ ;

$$P_{тр} = 0,005 \cdot 0,833 (105 + 25 + 2) + 0,5 \cdot 1,2 \approx 1,1.$$

4. Глинистые сланцы:  $\sigma_{сж} = 586$ ;  $\sigma_{сдв} = 165$ ;  $\sigma_{раст} = 39$ ;  $\gamma = 2,9$ ;  $K_{тр} = 0,833$ ;

$$P_{тр} = 0,005 \cdot 0,833 (586 + 165 + 39) + 0,5 \cdot 2,9 \approx 4,8.$$

Пределы прочности горных пород на сжатие изменяются в диапазоне от 1 до 4500 кгс/см<sup>2</sup>, на сдвиг — от 0,1 до 750 кгс/см<sup>2</sup>, на растяжение — от 0 до 430 кгс/см<sup>2</sup>, плотность пород — от 1,2 до 4,8 кг/дм<sup>3</sup>. Какая-либо определенная связь между данными показателями пока не установлена.

На основе обработки экспериментальных данных более 500 типов горных пород чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевским все породы по трудности разрушения разделены на пять классов:

V класс — весьма трудно разрушаемые скальные породы ( $P_{тр} = 20,1 \div 25,0$ ; категории пород: 21, 22, 23, 24, 25).

IV класс — трудно разрушаемые скальные породы ( $P_{тр} = 15,1 \div 20,0$ ; категории пород: 16, 17, 18, 19, 20).

III класс — средней трудности разрушения скальные породы ( $P_{тр} = 10,1 \div 15,0$ ; категории пород: 11, 12, 13, 14, 15).

II класс — легко разрушаемые скальные породы ( $P_{тр} = 5,1 \div 10,0$ ; категории крепости пород: 6, 7, 8, 9, 10).

I класс — полускальные, плотные и связные мягкие породы ( $P_{тр} = 1,0 \div 5,0$ ; категории пород: 1, 2, 3, 4, 5).

Таким образом, по трудности разрушения все породы делятся на 25 категорий; показатель категории совпадает с величиной  $P_{тр}$ . Редко встречаемые породы с  $P_{тр} > 25$  относятся к внекатегорным.

Достаточная строгость расчета показателя  $P_{тр}$  и широкий диапазон категорий позволяют достичь высокой точности классификации пород по трудности разрушения. Ошибка на одну категорию ведет к ошибке в определении технических и экономических показателей не более 4—5%, что не выходит за пределы точности инженерных расчетов.

Буримость горных пород чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевским характеризуется следующим образом. Эффективность бурения шпуров и скважин определяется скоростью бурения, которая зависит от физико-технических характеристик горной породы, определяющих ее способность разрушаться под действием бурового инструмента на забое скважины (основной фактор); формы бурового инструмента и способа его воздействия на забой (ударное, вращательное, ударно-вращательное и т. д.); скорости вращения, осевого давления и скорости воздействия бурового инструмента на забой скважины; диаметра скважины и в ряде случаев ее глубины; способа и тщательности удаления из забоя скважины продуктов разрушения, которые препятствуют разрушению породы.

Все факторы, кроме первого, определяют технологические параметры буровых станков; они выбираются в соответствии с физико-техническими характеристиками породы, прежде всего, с буримостью данной породы. В свою очередь, буримость одной и той же породы существенно зависит от вида бурового инструмента и других вышеуказанных факторов, так как от них зависят условия разрушения породы в забое: характер развиваемых сжимающих и скалывающих усилий, крупность и форма отделяемых от забоя частиц породы и т. п.

В качестве физико-технической основы сопоставления пород по буримости (зависящей только от свойств пород) при выборе технических средств бурения для конкретных условий и последующих технологических и экономических расчетов принимается

относительный показатель трудности бурения породы  $P_{тб}$ , устанавливаемый из следующих соображений.

Решающее значение для разрушения породы при бурении имеют развиваемые инструментом усилия сжатия и скола; растягивающие усилия практического значения не имеют. При ударном бурении преобладают разрушение от усилий сжатия, при вращательном — скола. Для относительной оценки пород по трудности бурения степень участия в разрушении сжимающих и скалывающих усилий можно принять равной.

Трещиноватость пород можно не учитывать, если экспериментально установлены пределы прочности породы в образце на сжатие  $\sigma_{сж}$  и сдвиг  $\sigma_{сдв}$ , которые уже учитывают эту трещиноватость.

При оценке буримости необходимо учитывать плотность породы, так как она определяет эффективность удаления буровой мелочи с забоя и степень измельчения. Исходя из этого величина  $P_{тб}$  может быть определена из выражения

$$P_{тб} = 0,007(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7\gamma. \quad (I.9)$$

Примеры.

1. Змеевик (Лениногорск):  $\sigma_{сж} = 4150$  кгс/см<sup>2</sup>;  $\sigma_{сдв} = 450$  кгс/см<sup>2</sup>;  $\gamma = 2,57$  г/см<sup>3</sup>;

$$P_{тб} = 0,007(4150 + 450) + 0,7 \cdot 2,57 \approx 34,1.$$

2. Гранит-порфир (Соколовск-Сарбайское месторождение):  $\sigma_{сж} = 2000$  кгс/см<sup>2</sup>;  $\sigma_{сдв} = 440$  кгс/см<sup>2</sup>;  $\gamma = 2,63$  г/см<sup>3</sup>;

$$P_{тб} = 0,007(2000 + 440) + 0,7 \cdot 2,63 \approx 18,8.$$

3. Алевролит (Кузбасс):  $\sigma_{сж} = 750$  кгс/см<sup>2</sup>;  $\sigma_{сдв} = 260$  кгс/см<sup>2</sup>;  $\gamma = 2,52$  г/см<sup>3</sup>;

$$P_{тб} = 0,007(750 + 260) + 0,7 \cdot 2,52 \approx 8,8.$$

4. Уголь каменный (Кузбасс):  $\sigma_{сж} = 190$  кгс/см<sup>2</sup>;  $\sigma_{сдв} = 100$  кгс/см<sup>2</sup>;  $\gamma = 1,8$  г/см<sup>3</sup>;

$$P_{тб} = 0,007(190 + 100) + 0,7 \cdot 1,8 \approx 3,3.$$

Все горные породы в соответствии с величиной  $P_{тб}$ , классифицируются на 5 классов и на 25 категорий по буримости:

V класс — исключительно труднобуримые ( $P_{тб} \geq 21$ ; категории 21, 22, 23, 24, 25);

IV класс — весьма труднобуримые ( $P_{тб} = 16 \div 20$ ; категории пород 16, 17, 18, 19, 20);

III класс — труднобуримые ( $P_{тб} = 11 \div 15$ ; категории 11, 12, 13, 14, 15);

II класс — средней буримости ( $P_{тб} = 6 \div 10$ ; категории 6, 7, 8, 9, 10);

I класс — легкобуримые ( $P_{тб} = 1 \div 5$ ; категории 1, 2, 3, 4, 5).

Введение показателя  $P_{тб}$  облегчает технологические расчеты буровых установок, их мощности, режима и технической скорости бурения в конкретных горно-геологических условиях.

**Взрываемость горных пород** чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевским характеризуется удельным расходом ВВ ( $\text{г/м}^3$ ), необходимым для достижения заданного эффекта дробления.

Сложный процесс взрывания породы не поддается достаточно строгому предварительному расчету, в том числе и расчету удельного расхода ВВ. Из-за этого на карьерах обычно применяют ведомственные классификации взрываемости пород, удовлетворяющие местным требованиям. На карьерах промышленности строительных материалов используют шкалу взрываемости пород треста Союзвзрывпром и др. Местные классификации основываются не на теоретическом расчете, а на конкретном опыте и трудно сопоставимых местных признаках классификации; при этом идентичные по свойствам породы часто относятся к различным категориям взрываемости, что затрудняет использование полученных показателей при проектировании взрывов. Вместе с тем, многочисленные наблюдения и производственный опыт показывают, что для относительной оценки сопротивления пород взрыванию необходим и достаточен учет показателей, которые могут быть получены экспериментально, большей частью в лабораторных условиях при механических испытаниях образцов породы: пределов прочности породы на сжатие, сдвиг и растяжение; плотности породы, что необходимо для учета влияния действия сил тяжести и оценки кинетической энергии взрыва; трещиноватости породы (через коэффициент  $K_T$ ).

Для единой оценки и классификации горных пород по взрываемости вводится теоретический (эталонный) удельный расход ВВ — расход (в граммах) эталонного ВВ (аммонит № 6ЖВ), необходимый для взрывного дробления куба монолитной породы, имеющего шесть свободных поверхностей (свободно подвешенное состояние), с размерами граней от 1 м до кусков с линейным размером 0,25 м при размещении заряда ВВ в центре куба. Условно можно принять, что такой кубический образец породы дробится на 64 кубика с размерами граней 0,25 м. При этом площадь общей поверхности новых кусков после взрыва, не считая поверхности переизмельченных частиц, увеличивается в 4 раза по сравнению с площадью начальной поверхности куба, так как она обратно пропорциональна линейному размеру средних кусков.

Приняв равную степень участия во взрывном разрушении сжимающих, сдвигающих и растягивающих усилий, что допустимо для относительной оценки взрываемости, теоретический эталонный удельный расход ВВ можно определить по выражению

$$q_3 = 0,1K_T(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 40\gamma, \text{ г/м}^3. \quad (I.10)$$

Рассчитанная по формуле (I.10) величина  $q_3$  для большинства горных пород изменяется от 40 до 1000  $\text{г/м}^3$ , а для внекатегорных пород достигает 1,5—2,0  $\text{кг/м}^3$ .

По аналогии с классификацией пород по трудности бурения, выражаемой показателем  $H_{т.б.}$ , по сопротивлению взрыванию горные породы могут быть разделены на пять классов и 25 категорий:

V класс — исключительно трудно взрывающиеся породы ( $q_3 = 801 \div 1000$  г/м<sup>3</sup>; категории пород 25, 24, 23, 22, 21);

IV класс — весьма трудно взрывающиеся породы ( $q_3 = 601 \div 800$  г/м<sup>3</sup>; категории пород 20, 19, 18, 17, 16);

III класс — трудно взрывающиеся породы ( $q_3 = 401 \div 600$  г/м<sup>3</sup>; категории пород 15, 14, 13, 12, 11);

II класс — средне взрывающиеся породы ( $q_3 = 201 \div 400$  г/м<sup>3</sup>; категории пород 10, 9, 8, 7, 6);

I класс — легко взрывающиеся породы ( $q_3 \leq 200$  г/м<sup>3</sup>; категории пород 5, 4, 3, 2, 1).

Расчет теоретического удельного расхода ВВ необходим как для классификации пород по взрываемости, так и в качестве начальной стадии определения расчетного удельного расхода ВВ и технологических расчетов взрывания.

Расчетный удельный расход ВВ  $q_p$ , помимо сопротивления взрыванию в образце, учитывает такие реальные условия взрывания, как трещиноватость и блочность массива (коэффициент  $K_{бл}$ ), объем и форму части массива, взрываемой зарядом ВВ (коэффициент  $K_V$ ), число и взаимное положение свободных поверхностей (коэффициент  $K_{сл}$ ).

Величина  $q_p$  зависит не только от свойств и состояния породы в массиве, но и от типа ВВ и способа расположения заряда ВВ в породе. Большая степень сосредоточения заряда позволяет уменьшить величину  $q_p$ , но при этом ухудшается качество дробления. Это может быть учтено коэффициентом сосредоточения заряда  $K_{с.з}$ . При скважинах большого диаметра  $K_{с.з} = 1$ ; при скважинах малого диаметра  $K_{с.з} = 0,85 \div 0,9$ ; при рассредоточении заряда большого диаметра  $K_{с.з} = 0,95$ .

С учетом влияния всех указанных факторов

$$q_p = q_3 K_{бл} K_{сл} K_V K_{с.з}, \text{ г/м}^3. \quad (I.11)$$

Расчетный удельный расход ВВ характеризует взрываемость горной породы как физического объекта и справедлив для расчета одиночного заряда. Однако он не учитывает технических и организационных условий промышленного взрыва на карьере: расположения скважин относительно свободных поверхностей, формы и размеров сетки скважин, последовательности взрывания группы скважин, масштаба взрыва, заданной кусковатости взорванной породы и т. п. Эти факторы учитываются при определении проектного удельного расхода ВВ применительно к каждому взрыву.

Проектный удельный расход ВВ  $q_n$  устанавливается по величине  $q_p$  и обязательно уточняется опытным путем по результатам экспериментальных взрывов для конкретных условий, технологии и типа ВВ и др. Фактический удельный расход ВВ является частным от деления израсходованного количества ВВ на взорванный объем пород и устанавливается на основании ряда промышленных взрывов, выполненных на данном предприятии с целью выбора наилучших технико-экономических показателей взрывных работ.

## Глава II

### СПОСОБЫ БУРЕНИЯ ШПУРОВ И СКВАЖИН

#### § 4. Классификация способов бурения и их общая характеристика

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

Для бурения скважин и шпуров применяют разнообразные бурильные молотки, буровые каретки, буровые станки и буровые установки, использующие разные принципы воздействия бурового инструмента на забой и очистки скважин или шпуров в процессе бурения от продуктов разрушения.

Однако при всех способах процесс бурения состоит из выполнения следующих основных операций: подготовки и установки бурильной машины для начала работ, бурения с очисткой скважины от продуктов разрушения (буровой мелочи), наращивания бурового става для достижения требуемой глубины бурения и его разборки после окончания работ, смены изношенного бурового инструмента и передвижения машины на новую точку бурения.

В настоящее время на карьерах получили распространение вращательные, ударно-поворотные, ударно-вращательные и вращательно-ударные способы бурения шпуров и скважин, которые иногда называют механическими способами бурения, и огневое бурение. Проходит экспериментально-промышленную проверку взрывное и электроимпульсное бурение.

В последние 10—15 лет в области буровых работ на карьерах произошли коренные изменения, приведшие к полному обновлению парка применяемых станков и инструмента. Вместо низкопроизводительных ударно-канатных станков с 60-х годов применяются станки для бурения скважин шарошечными долотами, погружными пневмоударниками, горелками ракетного типа. Внедрение этих буровых машин обеспечило увеличение производительности труда на бурении в 2—5 раз при некотором снижении стоимости работ.

**Механические способы бурения** делятся на вращательные и ударные.

При вращательном бурении инструмент вращается вокруг оси, совпадающей с осью шпура или скважины и одновременно с определенным усилием подается на забой. Величина

усилия задается из расчета превышения предела прочности породы на вдавливание на площади контакта режущих лезвий инструмента с породой. При этом происходит последовательное скалывание частиц породы и углубление инструмента по винтовой линии. Продукты разрушения удаляются с забоя с помощью витых штанг (при бурении шпуров), шнеков (при бурении скважин) или очисткой забоя водой или воздухом.

К вращательным способам бурения относятся: бурение резцами шпуров с помощью ручных и колонковых сверл; бурение резцами (долотами режуще-скалывающего действия) скважин с помощью буровых станков; бурение алмазным инструментом.

На карьерах применяют только вращательное бурение скважин с механическим удалением продуктов разрушения штангами-шнеками, из-за чего этот способ бурения иногда называют шнековым.

При ударном бурении инструмент наносит удар по забою и разрушает породу под лезвием. В промежуток времени между смежными ударами инструмент поворачивается на некоторый угол, обеспечивая таким образом получение круглого сечения шпура или скважины.

При ударно-поворотном бурении обычными и погружными перфораторами инструмент поворачивается только в промежутках между ударами специальным поворотным устройством. К ударно-поворотному относится и ударно-канатное бурение скважин. В некоторых конструкциях перфораторов инструмент поворачивается в период нанесения удара поршнем по хвостовику бура.

При ударно-вращательном бурении погружными пневмоударниками и перфораторами с независимым вращением удары наносятся по непрерывно вращающемуся инструменту. При названных двух способах бурения порода разрушается только в результате ударов.

При вращательно-ударном бурении специальными машинами удары наносятся по непрерывно вращающемуся под большим осевым давлением инструменту. Разрушение происходит в результате ударов и вращательного движения инструмента.

Бурение шарошечными долотами относится к ударному при долотах чистого качения и к вращательно-ударному при долотах, в которых зубцы наряду с перекатыванием срезают породу скользящим движением по забою (долота со скольжением).

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

Для обеспечения долговечности работы горелки она изготавливается из меди и охлаждается водой или воздухом.

При взрывном бурении скважин порода разрушается последовательными взрывами на забое небольших зарядов ВВ. Известно два метода взрывного бурения: с помощью патронов жидких или твердых ВВ, взрывающихся на забое от удара, и струйный, при котором

из взрывного бура, расположенного над забоем, производится подача жидких компонентов ВВ (горючего и окислителя) на забой и формирование плоского заряда, взрыв которого вызывается впрыскиванием инициатора (сплава калия и натрия). Опытные работы последних лет показали, что при взрывном бурении на забое может быть достигнута чрезвычайно высокая мощность и получены скорости проходки 30—60 м/ч, недоступные для механических способов бурения, особенно в крепких породах.

При электроимпульсном бурении разрушение породы происходит за счет электрического пробоя участка забоя скважины высоковольтным (до 200 кВ) разрядом. Мгновенно выделяемая энергия в канале пробоя разрушает породу, которую с забоя удаляют с помощью солярового масла или воды.

ИГД им. А. А. Скочинского, НИИКМА им. А. Д. Шевякова проведены работы по созданию и исследованию комбинированного ударно-шарошечного инструмента для бурения скважин диаметром 160—200 мм. Перспективные работы проводятся институтом Гиромашобогатение, МГИ, НИПИГормаш по созданию комбинированных станков для термо-шарошечного способа бурения скважин. Рядом организаций создаются станки для расширения заряжаемой части скважин комбинированными способами, а также станки для взрывного бурения.

## § 5. Вращательное бурение шпуров

Вращательный способ применяется только при бурении шпуров в некрепких породах (в угольных пластах, глинистых и песчанистых сланцах) с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова до 6. В более крепких породах бурение производят ударными способами.

Машины вращательного бурения в мягких породах работают с высокой производительностью, издают значительно меньший шум, чем ударные. По роду потребляемой энергии они делятся на пневматические, электрические и гидравлические, а по мощности и способу установки — на ручные и колонковые.

Ручные машины массой до 20 кг предназначены для бурения шпуров диаметром до 46 мм и глубиной до 2 м в мягких породах при осевом давлении до 30 кгс и имеют мощность двигателя до 1,5 кВт. Сверление ими производится с руки или со вспомогательной легкой распорной колонки.

Колонковые сверла являются более мощными буровыми машинами массой 100—120 кг с двигателем мощностью от 2,5 до 5 кВт. Они применяются при сверлении шпуров и скважин диаметром до 50 мм, глубиной до 5 м и более в породах с коэффициентом крепости до 8.

Ручные электросверла ЭР-15, ЭР-16, СЭР-19М (рис. 3) принципиально выполнены одинаково и отличаются только некоторыми

Техническая характеристика электросверл

Показатели	Ручные сверла			Колонковые сверла			
	ЭР14Д-М	ЭР18Д-М	ЭРП18Д-М	ЭБК-5	СЭК-1	ЭВГ	ЭДШ-2
Мощность двигателя, кВт . . .	1	1,4	1,4	3,6—4,8	3,6—4,8	3	2,8
Скорость вращения шпинделя, об/мин . . . . .	860	640	300	102/205	152/305	155/305	—
Максимальный ход шпинделя, мм . . . . .	—	—	—	950	870	900	2000
Осевое усилие, кгс . . . . .	—	—	300	200—1500	200—1500	0—1150	0—1000
Основные размеры, мм . . . . .	375×316× ×230	388×316× ×230	468×316× ×230	1460×407× ×360	1680×422× ×407	1245×400× ×370	2500×400× ×445
Масса сверла без колонки и кабеля, кг . . . . .	16	17	24	110	112	110	150

Примечание. ЭБК—электробур колонковый, СЭК—сверло электрическое колонковое, ЭВГ—электробур с гидродатчей.

параметрами (табл. 5). Эти электросверла состоят из электродвигателя, редуктора, шпинделя, пускового устройства, вентилятора, закрепленного на свободном конце вала электродвигателя, кожуха и вводной муфты. Электродвигатель имеет литой алюминиевый

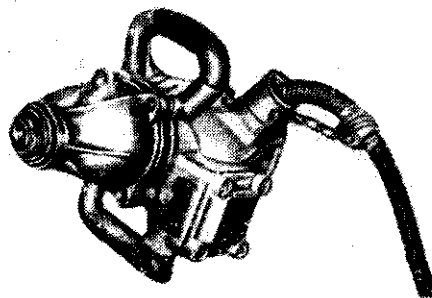


Рис. 3. Ручное электросверло

корпус с ребрами для лучшего охлаждения. Для удобства работы на ручном электросверле на передней крышке предусмотрены две

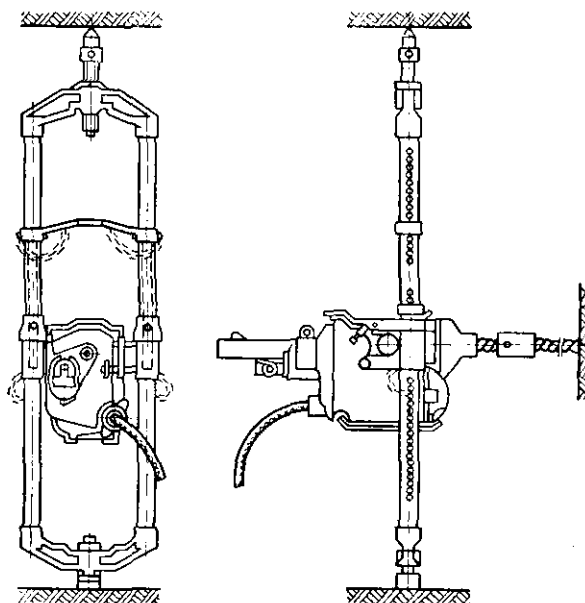


Рис. 4. Колонковое электросверло

рукоятки. На правой рукоятке имеется рычаг, при нажатии на который срабатывает пусковое устройство.

Ручные сверла с принудительной подачей ЭРШ18Д-м, СРШ-1, СВШ-1 могут работать как с рук, так и с легких раздвижных колонок. Для обеспечения принудительной подачи служит специальный

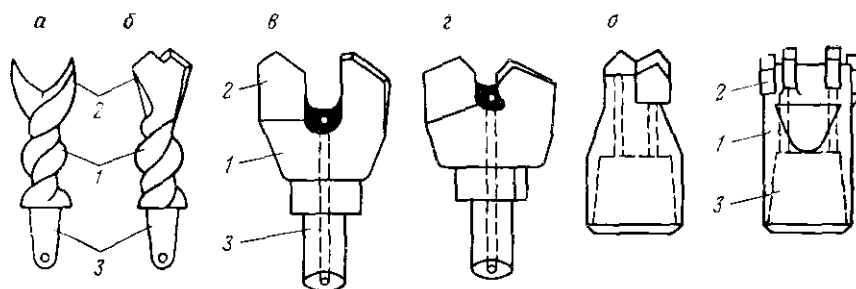


Рис. 5. Резцы для вращательного бурения шпуров:

а, б, в — для мягких пород; г — для пород средней крепости; д — для крепких пород;  
1 — корпус; 2 — режущие лезвия; 3 — хвостовик

механизм, который находится на корпусе редуктора и состоит из червячной пары и барабана с тросиком, закрепляемым на забое специальным крючком. При работе сверла происходит натяжение тросика червячной парой и развивается осевое давление на инструмент до 300 кгс. Это дает возможность ручным способом бурить более крепкие породы.

При подземной разработке применяют также пневматические и гидравлические ручные сверла.

**Колонковые электрические сверла** предназначены для бурения шпуров в породах средней и выше средней крепости (см. табл. 5). При работе сверла крепятся на колонках (рис. 4), манипуляторах или буровых каретках.

Колонковое электросверло состоит из двухскоростного электродвигателя, редуктора, встроенных в алюминиевой оболочке механизма ручного управления подачей шпинделя и подающего устройства. Переключение скоростей электродвигателя

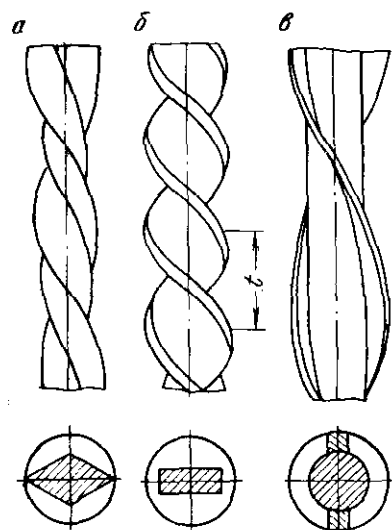


Рис. 6. Штанги для вращательного бурения шпуров

достигается изменением числа пар полюсов при переключении статорной обмотки контроллером, который рассчитан на работу с дистанционным и местным управлением.

Осевое усилие шпинделя на забой может регулироваться специальным механизмом в широких пределах (200—1500 кгс), что

дает возможность легко подбирать необходимый режим работы сверла в зависимости от крепости породы.

**Буровой инструмент.** При вращательном бурении шпуров применяются резцы со стальными лезвиями (рис. 5, *a, б*) или с армированными пластинками твердого сплава (рис. 5, *в, г, д*). Для армирования лезвий применяют пластинки из твердых сплавов ВК6В, ВК8, ВК8В.

Витые штанги для вращательного бурения шпуров изготавливают из полосовых сталей У7, У10 ромбического (рис. 6, *a*), прямоугольного (рис. 6, *б*) и круглого (рис. 6, *в*) сечений. При вращательном бурении с промывкой водой применяют шестигранные или круглые штанги с центральным отверстием диаметром 6—8 мм. Соединение резцов со штангами аналогично соединениям бурового инструмента, предназначенного для ударного бурения.

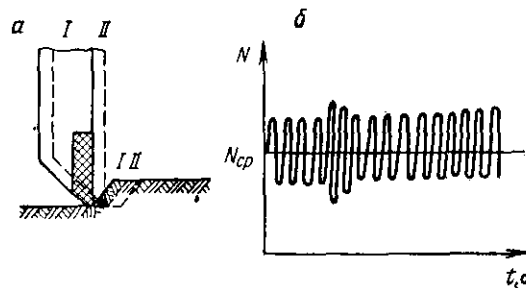
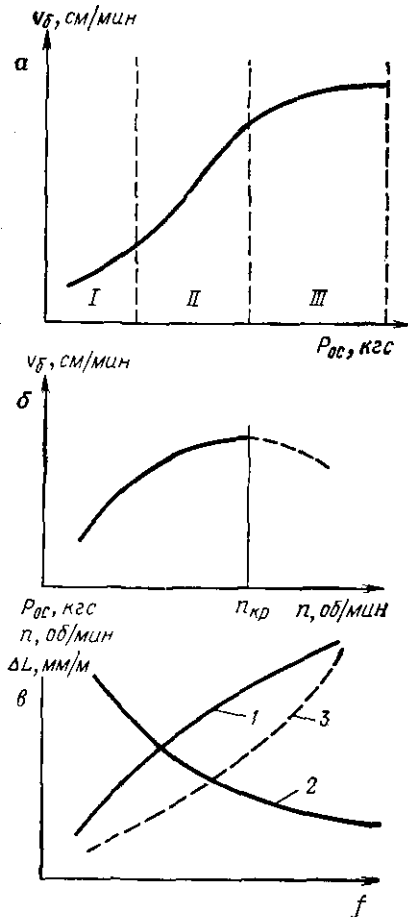


Рис. 7. Механизм разрушения породы при вращательном бурении

**Механизм и закономерности разрушения породы.** Процесс разрушения породы лезвиями резца при вращательном бурении состоит в последовательном периодическом сколе (*I, II*) определенных объемов породы в виде элементов стружки (рис. 7, *a*). При этом скол происходит за счет давления определенного объема разрушающей породы (главного объема давления) перед передней гранью лезвия резца. Подтверждением такой последовательности разрушения служит график потребляемой мощности  $N$  двигателем сверла с резкими колебаниями во времени  $t$  от минимума до максимума (рис. 7, *б*). В процессе образования объема давления перед передней гранью сопротивление продвижению лезвия и потребляемая мощность резко увеличиваются, а в момент скола потребляемая мощность снижается до минимальных величин.

С увеличением осевого давления для определенной породы скорость бурения увеличивается до некоторого предела, при котором дальнейший рост скорости замедляется из-за недостаточного удаления продуктов разрушения с забоя (рис. 8, *a*). Наилучшие условия для бурения на участке *II*, где скорость увеличивается пропорционально осевому давлению  $P_{ос}$ . При малых значениях  $P_{ос}$  (участок *I*)

разрушение носит характер истирания и неэффективно для бурения. При чрезмерно больших  $P_{ос}$  (участок III) абразивный износ и число поломок лезвий увеличиваются.



С увеличением скорости вращения скорость бурения сначала пропорционально увеличивается, а затем темп роста снижается и возникают вибрации, при которых бурение невозможно (рис. 8, б). С увеличением крепости породы рациональные значения осевых давлений возрастают, а скорости вращения уменьшаются (рис. 8, в).

Во всех случаях целесообразно применять максимально возможные по техническим характеристикам сверл осевые давления, а скорости вращения выбирать из допустимого уровня вибраций при бурении. С увеличением крепости пород снижается скорость бурения, а удельный износ инструмента растет. Технико-экономическим анализом определяется рациональная область применения вращательного бурения шпуров.

Практическое отсутствие пыления при бурении, небольшой шум и незначительные вибрации, использование дешевой электроэнер-

Рис. 8. Закономерности разрушения породы при вращательном бурении: 1 — осевые давления; 2 — скорости вращения; 3 — удельный износ инструмента

гии позволяют считать вращательное бурение одним из перспективных способов проходки шпуров в породах невысокой крепости.

## § 6. Ударное бурение шпуров

**Перфораторы и каретки.** Для ударно-поворотного бурения шпуров применяются пневматические перфораторы. Они имеют меньшую массу на единицу развиваемой мощности, невелики по габаритам и просты в обслуживании. Ими можно бурить шпуры в породах любой крепости при подземной разработке месторождений, а также при отбойке пород на карьерах небольшой производительности и для вторичного дробления негабарита.

Перфораторы делятся на ручные, телескопные и колонковые. На карьерах применяются легкие (18—20 кг) и средней массы (20—25 кг) ручные перфораторы (рис. 9) для бурения шпуров в негабаритах и подбуривания завышенной подошвы.

При бурении поршень-ударник 1, помещенный в цилиндре 2, совершает поступательно-возвратные движения. При рабочем ходе (вправо) поршень наносит удар по хвостовику бура 3, удерживаемого в перфораторе буродержателем 4. При холостом ходе (влево) поршень с помощью геликоидального стержня 5 храпового устройства 6 поворачивается на некоторый угол, поворачивая при этом через

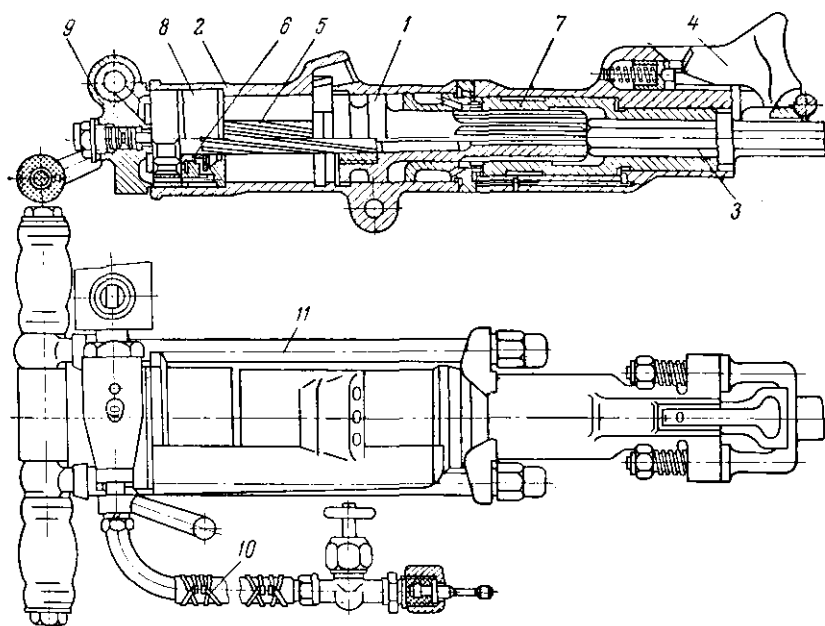


Рис. 9. Ручной перфоратор ПР-19

поворотную и соединительную муфту 7 буровой инструмент. Воздухораспределение производится устройством 8, в которое сжатый воздух поступает через крышку перфоратора 9. Вода для промывки подается по шлангу 10, а все узлы перфоратора стягиваются болтами 11. Бурение перфораторами на карьерах должно производиться с промывкой шпуров водой или с отсосом пыли.

Колонковые перфораторы массой 100 кг и более применяют для бурения шпуров и скважин на уступах. Принципиально колонковые перфораторы по устройству аналогичны ручным.

Колонковые перфораторы (табл. 6) монтируются на подающих механизмах, установленных на буровых каретках (тележках) (рис. 10). Отличаются от ручных большей массой, энергией удара и возмож-

ной глубиной бурения до 12 м шуров и скважин диаметром до 75 мм.

Таблица 6

Техническая характеристика перфораторов

Показатели	Легкие				Средней массы				Колонковые	
	ПР-10	ПР-13Л	ПР-18Л	ПР-19	ПР-24Л	ПР-24ЛБ	ПР-25	ПРС-4	ПК-5	КС-50
Диаметр буровой коронки, мм . . . . .	32	32	45	46	49	49	49	49	До 85	До 85
Мощность перфоратора, л. с. . . . .	1,3	1,25	2	1,4	2,75	2,87	2,85	2,3	—	—
Энергия удара поршня, кгс·м . . . . .	1,72	2	3,5	3,5	5	5	5	4	9,25	9,0
Число ударов в минуту . . . . .	3400	2800	2700	1850	2500	2600	2600	2600	2600	1700
Максимальный крутящий момент, кгс·см . . . . .	68	50	100	100	200	250	200	225	350	250
Коэффициент крепости пород $f$ . . . . .	До 10				До 14				До 16	
Скорость бурения гранита ( $f=10 \div 12$ ), мм/мин . . . . .	85	2	3	75	140	135	120	115	150	150
Глубина бурения, м . . . . .	2	2	3	4	4	4	4	4	12	12
Ход поршня, мм . . . . .	25	38	40	50	40	40	35	35	—	—
Диаметр воздушного шланга, мм . . . . .	25	16	25	25	25	25	25	25	25	25
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	2,2	1,8	2,8	2,5	3	3,2	2,8	3,2	5	5
Расход воды, л/мин . . . . .	2	2	3	3	3	3	3	3	5	5
Диаметр буровой стали, мм . . . . .	22	22	22	25	25	25	25	25	32	32
Длина хвостовика бура, мм . . . . .	82	82	82	108	108	108	108	108	93	—
Длина перфоратора, мм . . . . .	470	500	570	612	610	670	632	547	555	709
Масса перфоратора, кг . . . . .	11	13	18	22	26	25	25	26	42	50

Примечания. 1. Взамен легких перфораторов намечен к выпуску перфоратор ПР-12. 2. Взамен перфораторов средней массы намечено выпускать перфоратор ПР-25.

В СССР выпускаются три типа колонковых перфораторов: легкие — массой до 40 кг, средние — массой от 40 до 50 кг и тяжелые — массой более 50 кг.

**Буровой инструмент.** В качестве инструмента при ударно-поворотном бурении применяются цельные и составные буры. Наиболее широко распространены составные буры. Цельный бур представляет собой стержень из специальной буровой стали, имеющий с одного конца, предназначенного для разрушения породы в забое, головку. Хвостовик бура помещают в поворотную буксу перфоратора. Составные буры (рис. 11) имеют штангу с хвостовиком и съемную коронку. Съемные коронки имеют резьбовое или конусное, под углом  $3^\circ 30'$ , соединение со штангой.

Для бурения мягких пород угол приострения лезвия должен составлять  $90^\circ$ , для пород средней крепости  $100-110^\circ$  и для крепких пород  $120^\circ$ . В зависимости от крепости и строения пород применяют коронки различной формы. Наибольшее распространение имеют

коронки крестовой и долотчатой формы (рис. 12). Коронки долотчатой формы обеспечивают наибольшую скорость бурения в монолитных породах. Коронки крестовой формы применяют для бурения шпуров в трещиноватых породах. Съемные коронки выпускают долотчатой и крестовой формы семи типоразмеров — 28, 32, 36, 40, 43, 46, 52 мм.

В процессе бурения происходит затупление лезвия коронки, износ ее по диаметру. Поэтому при замене затупившейся коронки следующей необходимо брать не-

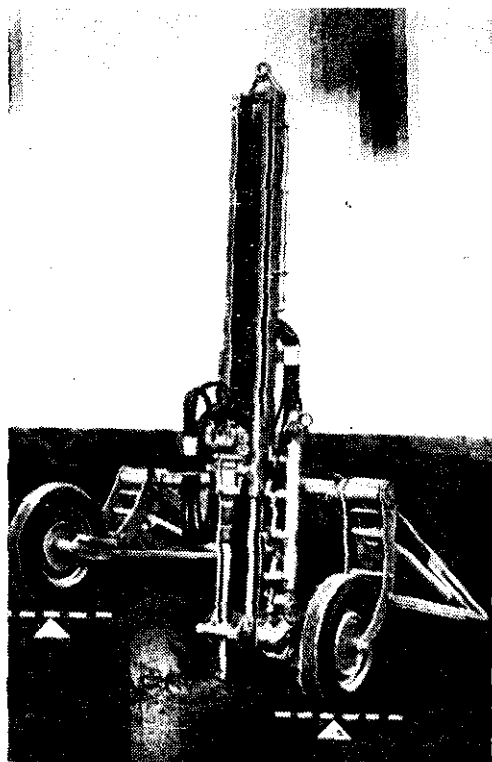


Рис. 10. Колонный перфоратор на каретке для карьеров

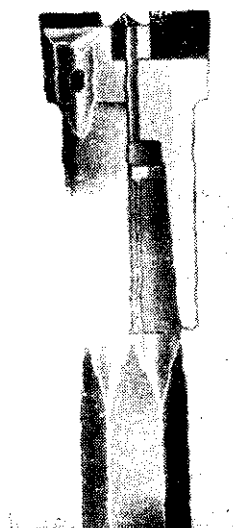


Рис. 11. Буровой инструмент для бурения перфораторами

сколько меньшего диаметра. Разницу в диаметрах двух последовательно работающих коронок называют *шагом*. Шаг коронок, армированных твердым сплавом, составляет 1—2 мм.

Набор коронок (при бурении сплошными бурами — набор буров), необходимых для выбуривания шпура, называют *комплект*ом. Самый короткий бур в комплекте, которым начинают бурение шпура, называют *забурником*.

Штанги для бурения перфораторами применяют из стали 55С-2 или 98ХНМА шестигранные или круглые с центральным промывочным каналом диаметром 6—8 мм. В последние годы для бурения

мощными перфораторами применяют составные штанги с резьбой веревочного профиля (рис. 13), что существенно упрощает их восстановление, соединение с коронками и между собой посредством муфт.

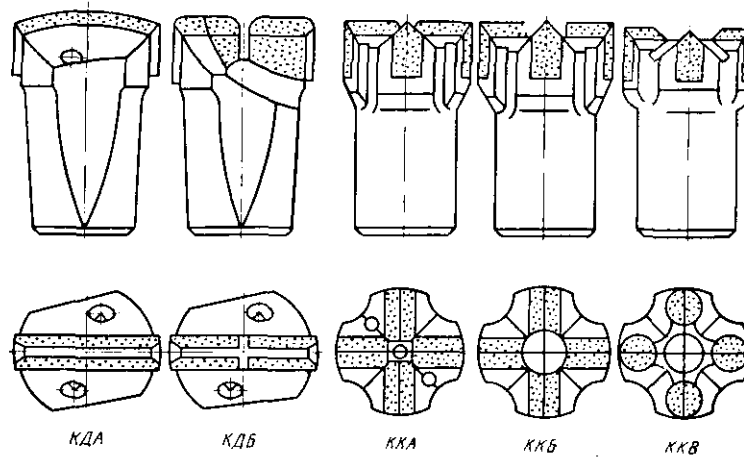


Рис. 12. Коронки для бурения перфораторами

Механизм и закономерности разрушения породы при бурении перфораторами состоит в следующем. При ударе поршня по хвостовику бура энергия удара передается по буру в виде волны, распространяющейся по штанге со скоростью 5000 м/с и в виде движения всего бура, исходя из классической теории удара.

Скорость бура определяется коэффициентом восстановления при соударении и соотношением масс бура и поршня. При внедрении



Рис. 13. Штанги веревочного профиля

лезвия в породе вокруг него (рис. 14, а) образуется зона тонко измельченной породы. При достаточной энергии контур зоны разрушения в сечении имеет форму элемента окружности, к которой примыкает зона трещиноватости с породой, разрушенной трещинами на столбики — сектора. Трещины у поверхности забоя изгибаются и, выходя на поверхность, образуют зону скола. При внедрении инструмента размеры зон измельченной породы и трещиноватости увеличиваются не постепенно, а дискретно, на одно, два, три зерна, из которых состоит разрушаемая порода. При хрупких породах их разрушение может происходить также под влиянием волны напряжений, которая, распространяясь по штанге, при плотном контакте лезвия с поро-

дой, переходит в породу и производит разрушение. После этого лезвие поворачивают на такой угол, что при следующем ударе происходит внедрение инструмента и скол секторов породы между двумя смежными ударами (рис. 14, б).

Скорость бурения перфоратором зависит от осевого давления, давления сжатого воздуха, диаметра и глубины буримых шпуров. С увеличением осевого давления скорость бурения достигает максимума благодаря лучшей передаче энергии от поршня через бур

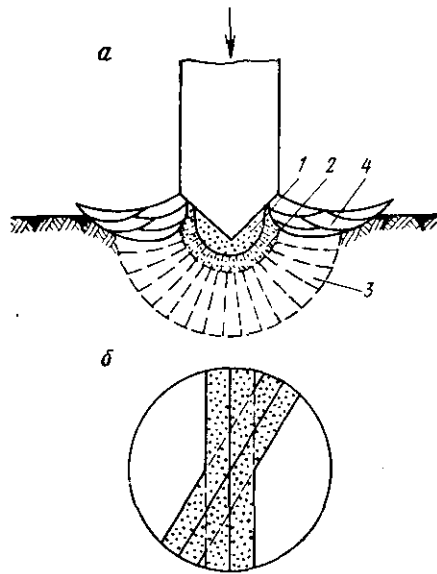


Рис. 14. Механизм разрушения породы при ударном бурении:

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

породе (рис. 15), а затем перфоратор начинает работать неустойчиво, так как крутящий момент на буре становится недостаточным для преодоления силы трения бура о забой. При бурении перфо-

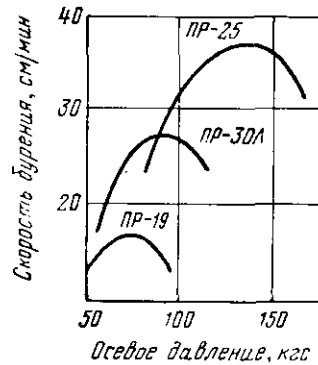


Рис. 15. Зависимость скорости бурения перфоратором от осевого давления

ратором следует работать на предельных осевых давлениях.

С увеличением давления воздуха увеличивается сила, действующая на поршень, увеличиваются его скорость и частота ударов. Скорость бурения при этом также растет. Однако вместе с этим увеличиваются шум, вибрации и число поломок перфоратора и, особенно, инструмента. Поэтому рекомендуется применять при бурении давление сжатого воздуха 5—7 кгс/см<sup>2</sup>.

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

$$\frac{V_0}{V_x} = \left( \frac{d_x}{d_0} \right)^2. \quad (II.1)$$

На практике показатель степени может меняться от 1 до 2,5. С возрастанием глубины шпуров за счет увеличения массы бура, ухудшения условий очистки забоя и увеличения необходимой величины крутящего момента скорость бурения снижается. Поэтому в технических характеристиках перфораторов приводится максимальная глубина шпуров, при которой скорость бурения снижается незначительно.

### § 7. Бурение скважин шарошечными долотами

Бурение шарошечными долотами является одним из самых распространенных и перспективных способов проходки вертикальных и наклонных скважин диаметром 160—320 мм в породах с  $f \geq 6$ .

**Буровые станки.** В настоящее время на основе опытных образцов станков БШ-150, БСШ-1м, БСШ-2м, БСВ-1Е, П-25 и других созданы

Таблица 7

Техническая характеристика шарошечных станков для бурения скважин на карьерах

Показатели	2СВШ-200	2СВШ-200Н	СВШ-230	СВШ-250МН	СВШ-250К	СВШ-320	БШ-250	БШ-320
Диаметр бурения, мм	214	190, 214	243	243, 269	400	320	243, 269	320
Глубина бурения, м . . .	32	40	32	32	19	40	27,5	30
Направление бурения к горизонту, градус . . .	90	60, 75, 90	90	90—60	90	90	90	90
Осевое усилие, тс . . . .	22	30	30	30	30	60	32	70
Скорость вращения долота, об/мин . . . . .	15—316	15—240	81, 157	30—152	0—150	30—130	30—300	0—200
Производительность компрессора, м <sup>3</sup> /мин	20	20	18	25	25	50	27	40,5
Ход подачи, м . . . . .	1,1	1,1	8	8	9,5	19,5	0,5	1
Мощность привода, кВт	28—40	40	75	60	60	100	54	100
Крутящий момент, кгс·м	560, 300	665—212	722, 372	420	420	870	400	600
Установленная мощность, кВт . . . . .	168	282	322	386	351	712		458
Основные размеры, м:								
высота с поднятой мачтой . . . . .	12,2	13,8	14,5	15,3	25,5	25,2	17,2	24,7
высота с опущенной мачтой . . . . .	8,4	5,65	5,3	5,6	6,07	7,83	5,8	6,1
длина с поднятой мачтой . . . . .	5,6	10,25	7,8	8,6	8,6	12,5	11,25	11,3
ширина . . . . .	4,2	4,88	4,8	4,9	4,96	5,4	5,6	5,6
Масса станка, т . . . . .	30	34,9	55	65	68,5	110	65	98

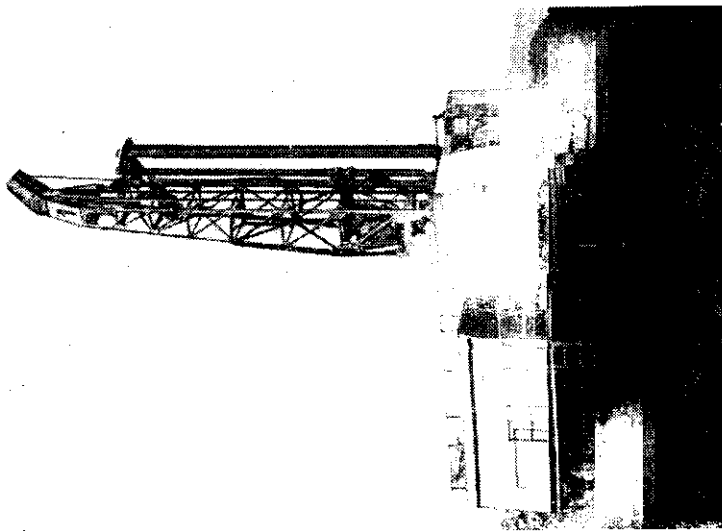


Рис. 16. Шарошечный станок 2БШ-200

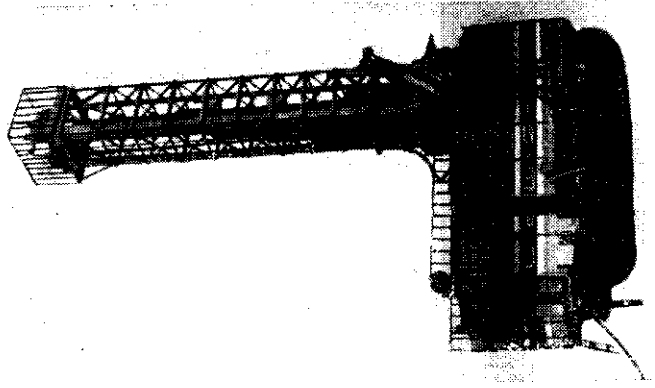


Рис. 17. Шарошечный станок  
СБШ-250МН

и серийно выпускаются станки 2СБШ-200 (рис. 16), 2СБШ-200Н и СБШ-250МН (рис. 17); выпущены опытные образцы станков СБШ-320 (табл. 7). Эти станки на гусеничном ходу достаточно маневренны при большой массе, необходимой для создания высоких осевых

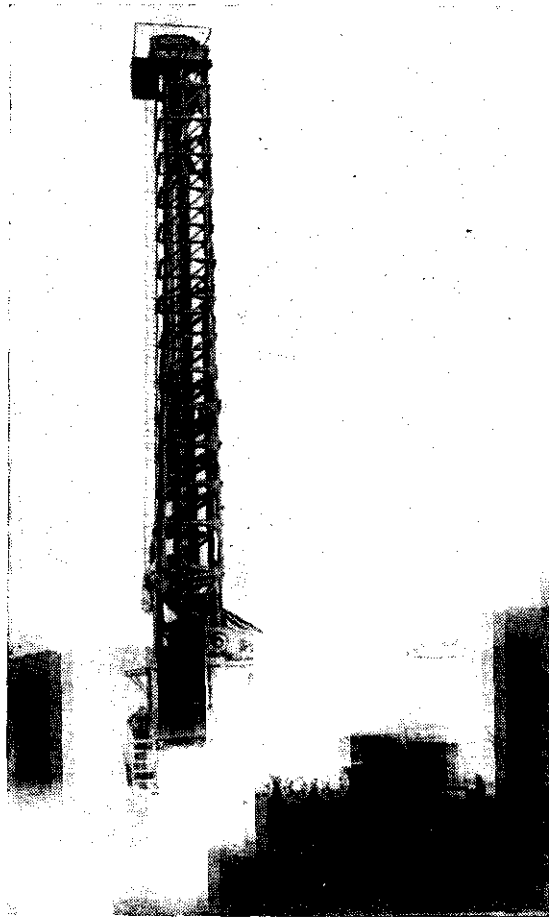


Рис. 18. Шарошечный станок СБШ-320

давлений на шарошечные долота (1000—2000 кгс на 1 см диаметра долота) и отличаются устройством вращательно-подающего механизма — основного органа станка.

Осевое давление на забой в станках 2СБШ-200 создается при помощи двух гидроцилиндров подачи (рис. 19), которые через траверсу и зажимной патрон передают осевое давление буровому ставу. Вращение буровому ставу передается через тот же зажимной патрон

от вращателя через шестигранный шпindel, внутри которого проходит буровой став. Подача производится на длину хода цилиндров, а затем патрон освобождает буровой став и цилиндры возвращают патрон в первоначальное исходное верхнее положение, после чего буровой став снова захватывается патроном, и бурение продолжается опять на длину подачи.

В станках СБШ-250МН осевое давление создается при помощи четырехкратной канатно-полиспастной подачи (рис. 20) на полную длину штанг, а их вращение производится с торца при помощи вращателя, расположенного в верхнем торце бурового става через гидрошпинную муфту, исключая передачу осевых и крутильных вибраций на вращатель и электродвигатель.

Привод вращателя осуществляется от асинхронного электродвигателя, при этом обеспечивается плавное регулирование скорости вращения долота. Спуско-подъемные операции, включая свинчивание, развинчивание штанг, установка их в кассеты и замена изношенного долота, полностью механизированы.

Станки, предназначенные для бурения взрывных скважин глубиной до 40 м (см. табл. 7), имеют соответствующей высоты мачту и могут бурить скважину с наращиванием или без наращивания штанг.

Последние модели станков (СБШ-250К, СБШ-320) создаются из расчета бурения скважин глубиной до 20 м без наращивания штанг, что упростит выполнение работ.

**Буровой инструмент.** При шарошечном бурении разрушение породы производится шарошечными долотами (рис. 21), представляющими собой конструкцию, сваренную из трех-четырех лап, на консольных осях которых на роликовых и шариковых опорах вращаются шарошки. Шарошки представляют собой конусы, на поверхности которых имеется несколько рядов (венцов) зубцов; при вращении долота зубцы перекатываются по забою и разрушают породу. Если зубья выполнены из одного материала с шарошкой, то долото называется **зубчатым**, если зубья выполнены в виде запрессованных или запаянных цилиндрических вставок твердого сплава с клино-

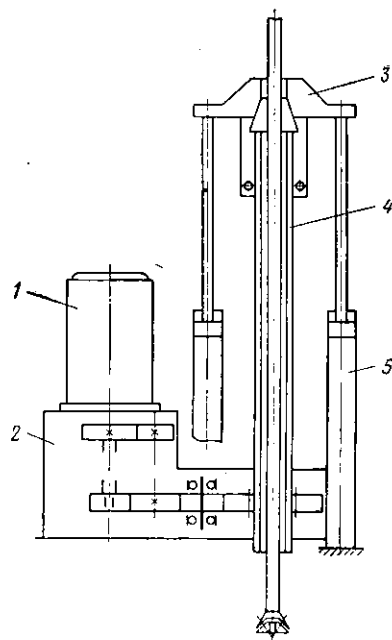


Рис. 19. Схема вращательно-подающего механизма станка 2СБШ-200: 1 — электродвигатель; 2 — вращатель; 3 — траверса с зажимным патроном; 4 — шпindel; 5 — гидроцилиндры подачи

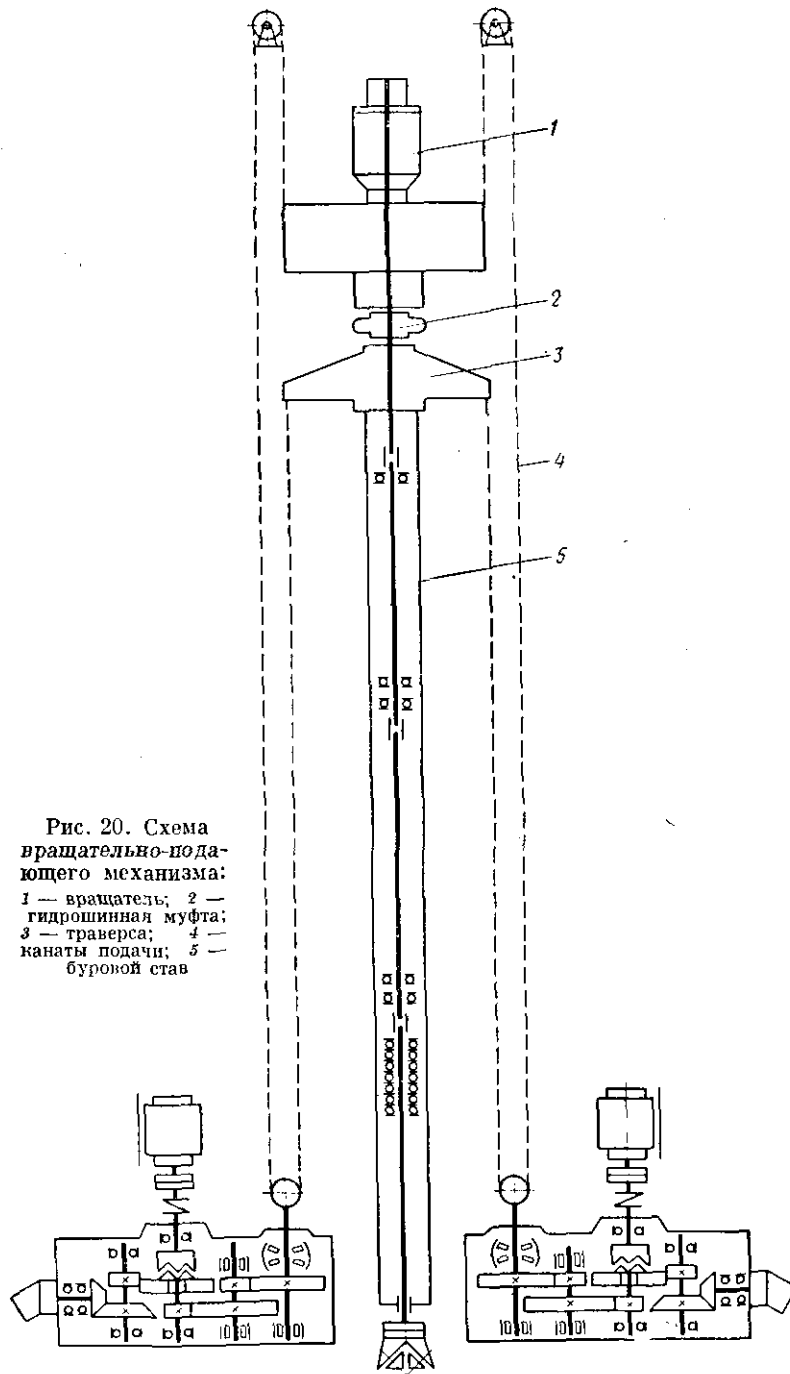


Рис. 20. Схема  
 вращательно-пода-  
 ющего механизма:  
 1 — вращатель; 2 —  
 гидрозинная муфта;  
 3 — траверса; 4 —  
 канаты подачи; 5 —  
 буровой став



Рис. 21. Шарошечные долота:  
а — зубчатое; б — штыревое; в — комбинированное

вой или сферической рабочей поверхностью, то долото называется **штыревым**.

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

Штыревые шарошечные долота с клиновыми зубками имеют индекс ТЗ.

Область применения долота обозначена буквой в его марке: С — для средних пород, СТ — для пород средней твердости, Т — для твердых, К — для крепких, ОК — для очень крепких пород. Долота, имеющие в лапах сверления для подачи сжатого воздуха или смазки в подшипники опор, имеют в марке букву П.

Таким образом, в марке долота дается полная информация о заводе-изготовителе, диаметре долота, предпочтительной области применения и особенности конструкции опоры. Некоторые марки долот приведены в табл. 8.

Таблица 8

Серийно выпускаемые шарошечные долота для бурения на карьерах

Диаметр долота, мм	Для пород средней твердости с включенными твердыми и абразивными породами	Для твердых малоабразивных пород	Для твердых и абразивных пород	Для твердых с пропластками крепких и абразивных пород	Для крепких хрупких и абразивных пород	Для самых крепких абразивных пород
214	1К-214СТП	1К-214ТП	1К-214ТЗП	1К-214ТКП	2К-214КП	3К-2140КП 13Р-2140КП
243	—	1У-243ТП	1У-243ТЗП Р-243ТЗП	2У-243ТКП	У-243КП Р-243КП	3У-2430КП 1В-2430КП Р-2430КП
269	—	—	—	—	2У-269КП 3Р-269КП	2У-2690КП 3Р-2690КП
320	—	—	—	—	—	Ш-3200КП

Примечание. В шифре долота первая буква означает индекс завода-изготовителя (К — Куйбышевский долотный завод; У — Дрогобычский долотный завод; Р — Поваровский опытный завод; В — Верхне-Сергинский долотный завод; Ш — Востокмашзавод); последняя буква П в шифре долота означает выполнение долота с продувкой опор шарошек.

В настоящее время зубчатые долота выходят из строя из-за износа вооружения, а штыревые в основном из-за заклинивания подшипников опор. Причем при заклинивании опоры даже одной шарошки из трех долото приходится заменять. А поскольку на карьерах пока недостаточно налажены службы восстановления долот, то стоимость бурения вследствие этого существенно возрастает. Институтом ВНИИБТ и другими организациями ведутся работы по созданию долот, в которых улучшены условия удаления разрушенной

породы с забоя. Их опора более надежна и выдерживает большие осевые нагрузки.

Удаление продуктов разрушения из скважины при шарошечном бурении производится сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью. Для изготовления буровых штанг применяются стальные

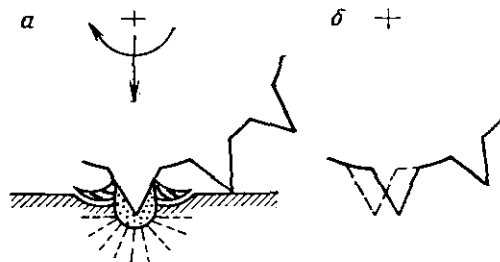


Рис. 22. Механизм разрушения породы зубцами шарошечного долота

бесшовные холоднотянутые, холоднокатаные или горячекатаные бесшовные трубы.

Механизм и закономерности разрушения пород при шарошечном бурении, установленные на основе большого числа экспериментов, показывают, что при вращательном движении долота разрушающие

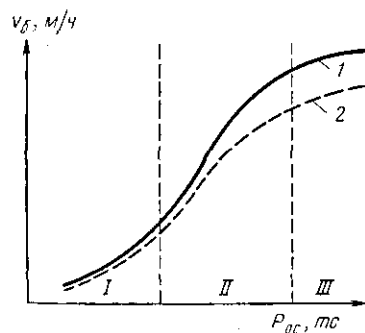


Рис. 23. Зависимость эффективности разрушения от осевого давления по В. С. Федорову и Л. А. Шрейнеру:

1 — нормальная очистка забоя; 2 — недостаточная очистка забоя

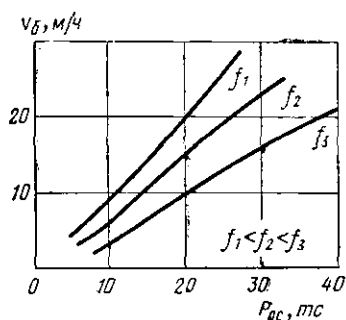


Рис. 24. Экспериментальные зависимости скорости бурения от осевого давления

элементы (зубки или штыри) внедряются в породу, как при ударном бурении (рис. 22, а). В некоторых случаях долота выполняются таким образом, чтобы зубки в момент внедрения в породу еще смещались на некоторое расстояние параллельно забою скважины (долота со скольжением). При этом движении они могут срезать выступы породы (рис. 22, б), т. е. процесс разрушения получается аналогичным вращательно-ударному бурению.

Выбор рациональных режимов шарошечного бурения представляет собой технико-экономическую задачу нахождения зоны работы

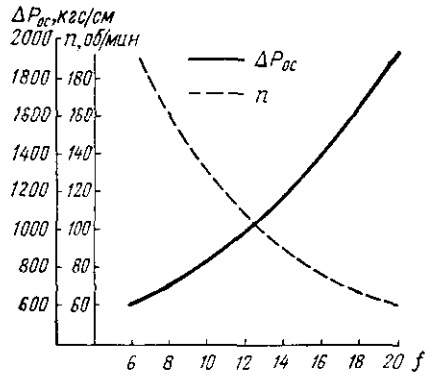


Рис. 25. Рациональные осевые давления и скорости вращения долот в зависимости от коэффициента крепости пород  $f$

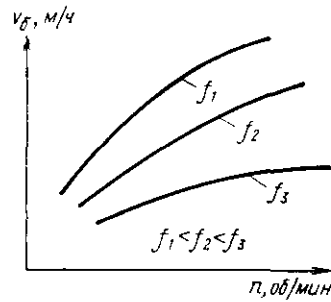


Рис. 26. Зависимость скорости бурения от скорости вращения долота

станка, где при высокой производительности обеспечивается минимальная стоимость бурения. Эта зона определяется экспериментально с учетом изменения скорости бурения от режимов, коэффициента использования станка на бурении и стойкости шарошечных долот.

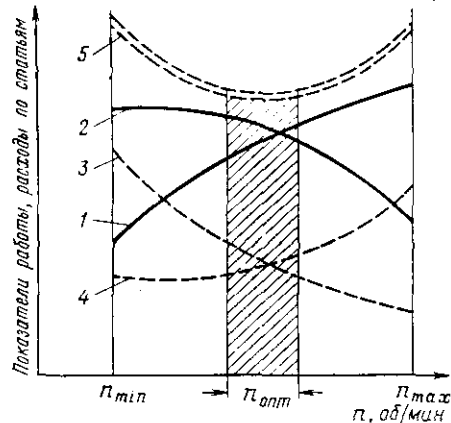


Рис. 27. Графическое определение рациональной скорости вращения шарошечных долот по экспериментам:

1 — производительность станка, м/см; 2 — стоимость 1 м бурения по статье машиносемена, руб; 3 — стоимость долота, м; 4 — стоимость 1 м бурения по статье инструмент; 5 — общая стоимость бурения 1 м скважины руб

Под режимами шарошечного бурения понимают величину осевого давления на долото, скорость вращения инструмента и количество воздуха, подаваемого для очистки скважины. На работающих станках производительность компрессоров постоянна и выбираются только величины осевого давления и скорости вращения.

Осевое давление определяет объем разрушения при единичном цикле взаимодействия. При малых осевых давлениях (рис. 23) эффективность разрушения весьма незначительна, происходит так называемое поверхностное

разрушение породы (зона I). При больших осевых давлениях (зона II) происходит объемное разрушение с линейным увеличением объема разрушения и увеличением осевого давления. В зоне III наступают

условия на забое, когда разрушенная порода недостаточно эффективно удаляется с забоя и темп роста объема разрушения снижается, а в некоторых случаях на кривой наблюдается максимум. При ухудшении условий очистки забоя эффективность разрушения породы ниже, и максимум достигается при меньших значениях осевого давления (пунктирная кривая на рис. 23).

На практике бурение ведется, как правило, в средней зоне, т. е. скорость бурения пропорциональна осевому давлению (рис. 24). Только в породах некрепких при больших осевых давлениях может наблюдаться выполаживание кривой. Таким образом, из условий разрушения целесообразно применять максимально возможные осевые давления на долото. На практике принято выбирать максимальное значение осевого давления на 1 см диаметра долота, исходя из прочности его элементов. Эта величина для разных типов долот составляет: для долот типа С, СТ 400—600 кгс/см; для долот типа Т 600—800 кгс/см; для долот типа К 800—1200 кгс/см; для долот типа ОК 1200—2000 кгс/см.

С увеличением диаметра долота оно выдерживает большие удельные нагрузки. Поэтому в крепких породах эффективно применение долот большего диаметра (269, 320 мм). На эти величины осевых давлений и создаются шарошечные станки. С увеличением крепости пород рациональные значения осевых давлений увеличиваются (рис. 25).

**Скорость вращения долота** определяет частоту воздействия зубков долота на забой, и с ее увеличением скорость растет (рис. 26). Однако увеличение скорости вращения имеет следующие недостатки: требует соответствующего увеличения количества воздуха для очистки забоя, так как иначе порода не успевает удаляться с забоя и эффективность процесса разрушения снижается; резко снижается стойкость опор шарошечных долот (в 3—5 раз) из-за перегрева и заклинивания подшипников; резко увеличиваются вибрации на станке, что делает невозможным бурение на таких режимах. Поэтому при существующей технологии шарошечного бурения рекомендуются ориентировочные значения скоростей вращения, показанные на рис. 25.

При определении рациональных скоростей вращения на карьере проводится отработка трех—пяти долот на различных скоростях 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 (рис. 27), из которого получают рациональные значения скорости вращения шарошечных долот при минимальной стоимости бурения. Обычно они находятся в пределах (80—150) об/мин. С увеличением крепости пород скорости вращения снижаются.

**Перспективы совершенствования техники и технологии шарошечного бурения скважин** включают следующие направления, которые в ближайшие годы будут широко использоваться при работе на карьерах.

Для повышения скорости и производительности бурения путем повышения скорости вращения долот необходимо применять принудительную смазку подшипников опор. При этом стойкость долот

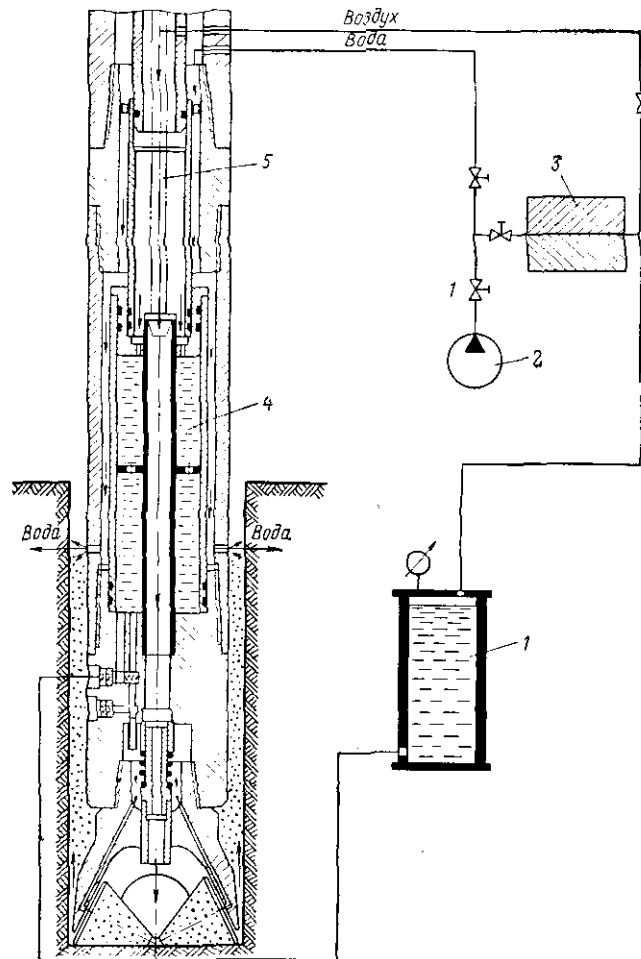


Рис. 28. Принципиальная схема бурового става для принудительной смазки подшипников опор долот при бурении:  
 1 — бак для смазки; 2 — насосная установка; 3 — компрессор ВК-11; 4 — смазка; 5 — центральный канал для воздуха.

не зависит от скорости вращения, а стоимость бурения при ее увеличении снижается. Схема бурового става для принудительной смазки опор приведена на рис. 28.

Для снижения уровня вибраций на станках применяются забойные амортизаторы (рис. 29), устанавливаемые между долотом и бу-

ровыми штангами. Упругие элементы амортизатора гасят осевые и крутильные вибрации, возникающие при работе долота на забое. Уровень вибрации на станках снижается в 2—5 раз, а стойкость долот увеличивается на 30—60%. Скорость бурения при одинаковых осевых давлениях с амортизатором и без него примерно одинакова или даже несколько (на 15—20%) увеличивается. Внедрение забойных амортизаторов позволяет в сочетании с устройствами для смазки подшипников опор долот повысить в 1,5—2 раза технико-экономические показатели шарошечного бурения.

Одним из перспективных направлений в повышении эффективности шарошечного бурения является применение магнитоэлектрических буровых ставов, которые передают на долота высокочастотные (до 400 Гц) вибрации, вследствие действия которых увеличивается динамика воздействия зубков долота на забой. Для защиты станка от вибраций над магнитоэлектриком установлен специальный амортизатор.

По данным испытаний магнитоэлектрических буровых ставов на станках СВШ-250МН на карьере Оленегорского ГОКа по породам с  $f = 12 \div 16$  скорость бурения увеличивается в 1,5—2,5 раза при одновременном снижении осевого давления на долота с 30 до 20 тс. Применение магнитоэлектриков, кроме повышения производительности, позволит бурить скважины большого диаметра более легкими станками.

Заслуживают внимание опытные работы Казахского политехнического института

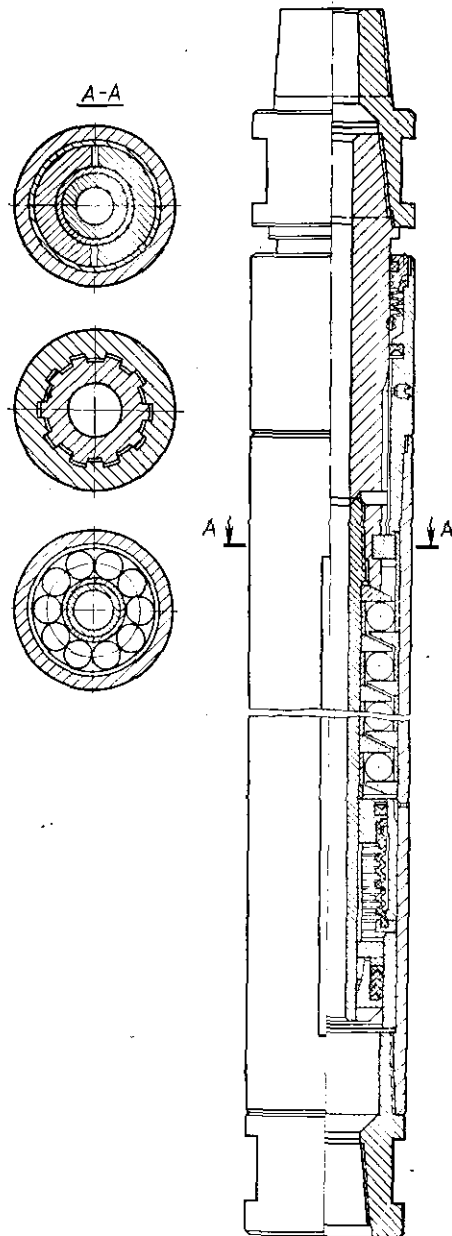


Рис. 29. Схема забойного амортизатора для шарошечного бурения

по созданию шарошечных расширителей для увеличения диаметра заряжаемой скважины с 243 до 350 мм. В сочетании с магнитоэриционными бурами это может дать большой технико-экономический эффект.

### § 8. Вращательное (шнековое) бурение скважин

Вращательным способом бурят скважины диаметром 110—160 мм в породах с коэффициентом крепости  $f \leq 6$ , продукты разрушения с забоя удаляются шнеками. Для вращательного бурения (табл. 9) выпускают легкие буровые станки на шагающем ходу СБР-125 (БСН-1) и тяжелые на гусеничном ходу СБР-160 (СВБ-2м). Станок БСН-1 (рис. 30) позволяет бурить вертикальные и наклонные скважины.

Таблица 9

Техническая характеристика станков вращательного бурения для карьеров

Показатели	БСН-1	СВБ-2м	СБР-125	СБР-160
Диаметр скважины, мм . . . . .	120	160	125	160
Глубина бурения, м . . . . .	25	25	25	25
Скорость вращения бурового инструмента, об/мин . . . . .	220	120—200	220	120—200
Осевое давление на инструмент, кгс	400	5000	До 1000	До 8000
Мощность двигателя вращения, кВт . .	14	40	22	40
Масса станка, т . . . . .	1,345	9,8	2,3	12

На карьерах и угольных разрезах в настоящее время применяют станки БС-110/25м, БСН-1, СВБ-2 (рис. 31) и проходят испытания станки СБР-125, СБР-160, которые будут выпускаться в дальнейшем. Во всех станках при бурении вращатель движется по направляющим и своей массой вместе со ставом штанг создает осевое давление на забой.

Сменная производительность легких станков при бурении скважин по углю достигает 100 м, но при увеличении крепости пород их производительность из-за недостаточного осевого давления на резец резко снижается и их применение в породах с  $f > 3$  становится экономически невыгодным. Производительность станков СВБ-2 изменяется от 80 до 20 м по породам с  $f = 3 \div 6$  соответственно. В более крепких породах из-за низкой производительности и малой стойкости резцов их применение нецелесообразно. Стоимость бурения 1 м скважины изменяется в зависимости от типа станка и свойств буримых пород от 0,2 до 3 руб. Причем особенно низкие технико-экономические показатели получаются в абразивных породах (песчаники, песчаные сланцы и т. п.).

Инструмент для вращательного бурения состоит из набора штанг-шнеков и резцов. Штанга-шнек (рис. 32, а) представляет собой

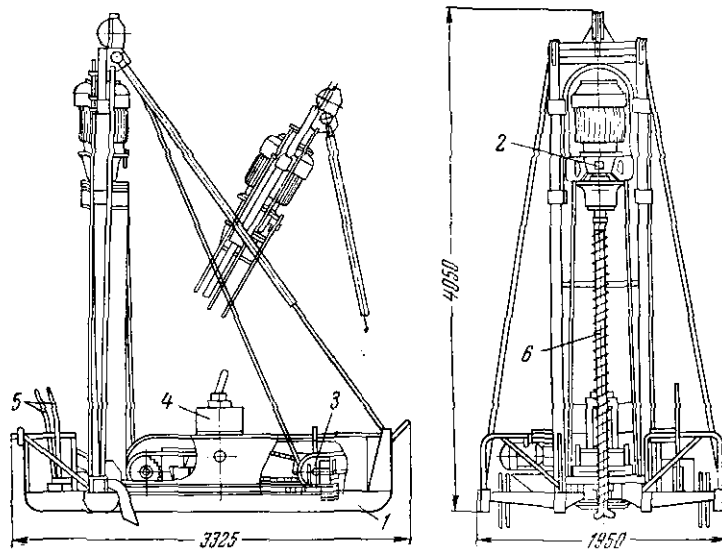


Рис. 30. Станок вращательного бурения БСН-1:  
 1 — рама; 2 — вращатель с электродвигателем; 3 — лебедка; 4 — механизм  
 шагания; 5 — рычаги управления; 6 — буровые штанги-шнеки

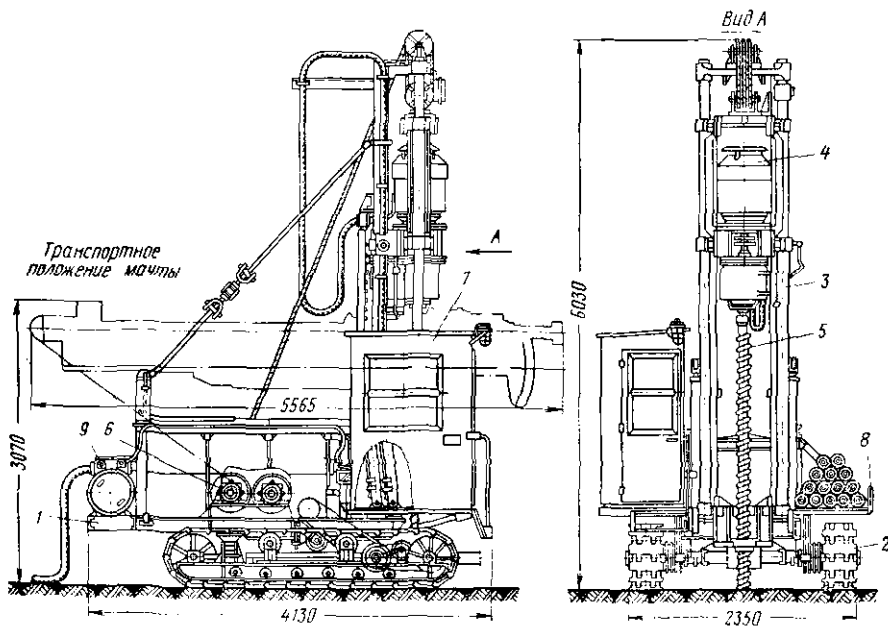


Рис. 31. Станок вращательного бурения СВБ-2:  
 1 — рама; 2 — гусеничный ход; 3 — мачта; 4 — вращатель с электроприводом; 5 — буро-  
 вой став; 6 — привод станка; 7 — кабина; 8 — стеллажи со штангами; 9 — подвод энергии

трубу 1 с приваренной с ней спиралью 2 из полосовой стали, внешняя сторона которой наплавлена твердым сплавом. Получили широкое распространение резцы с закругленными лезвиями, армированные цилиндрическими вставками твердого сплава (рис. 32, б).

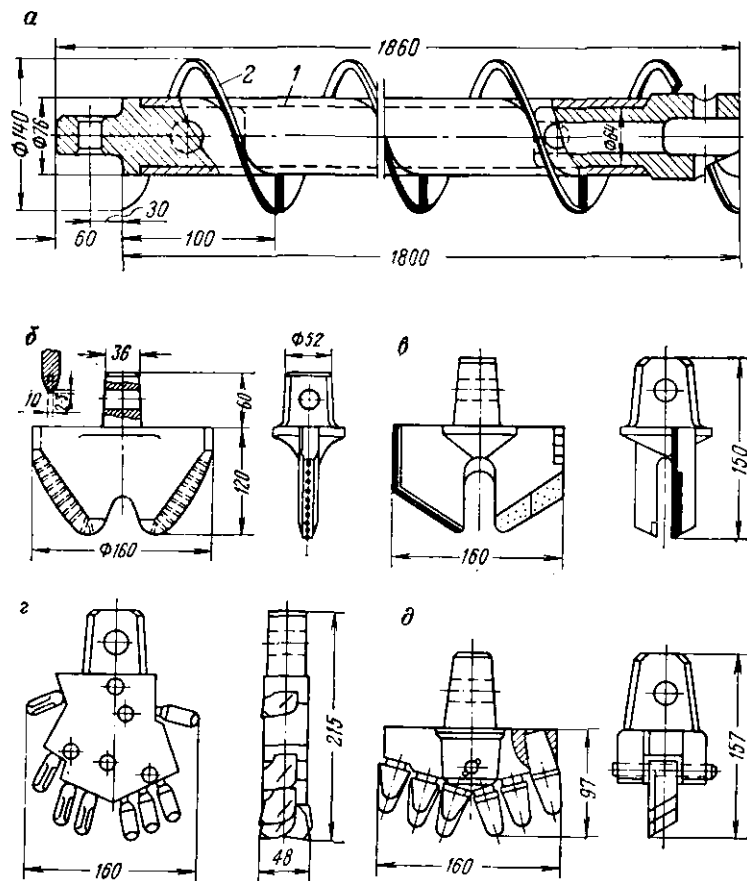


Рис. 32. Буровой инструмент для вращательного бурения

Новочеркасским, Кузбасским и Иркутским политехническими институтами разработаны долота со съёмными резцами, выполненными в виде специальных элементов (рис. 32, б) или из зубцов комбайнов (рис. 32, г, д). Эти резцы обеспечили по породам с  $f = 4 \div 6$  увеличение скорости бурения в 1,5—3 раза и снижение стоимости скважины в 2 раза.

Механизм и закономерности разрушения при вращательном бурении на карьерах аналогичны полученным при бурении шпуров, однако отличаются по величине.

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

Одним из важных недостатков шнекового бурения является значительная потеря глубины скважины (до 15%) из-за неполного удаления шнеками разрушенной породы. Б. А. Катановым предложена шнеко-пневматическая технология очистки забоя, при которой по трубам шнека в скважину подается сжатый воздух (в количестве 2—5 м<sup>3</sup>/мин), резко повышающий эффективность очистки скважины.

Основное время при бурении затрачивается на ручное наращивание и разборку става из штанг-шнеков, что сдерживает рост производительности бурения. В последних моделях станков операции наращивания и разборки бурового става механизированы.

### § 9. Бурение скважин погружными пневмударниками

Погружные пневмударники применяются на карьерах небольшой и средней производительности для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 100—160 мм. Разработан станок СБУ-200 (рис. 33) для бурения скважин диаметром 200 мм. Простота конструкции и обслуживания, небольшая масса и высокая маневренность создают предпосылки для широкого распространения буровых станков с погружными пневмударниками на открытых горных работах.

Станки для бурения скважин погружными пневмударниками делятся на легкие на пневмоколесном или гусеничном ходу для бурения скважин 100—125 мм, средней массы и тяжелые на гусеничном ходу для бурения скважин диаметром 150 (160) и 200 мм соответственно (табл. 10).

Станок СБМК-5 (рис. 34) разработан на базе станка БМК-4, а ходовая часть взята от углепогрузочной машины УП-3. Операции спуска и подъема бурового става, создание осевого усилия на долото осуществляются пневматическими податчиками.

Погружной пневмударник наносит удары по хвостовику долота, его вращение производится непрерывно электрическим вращателем, находящимся на поверхности. Вращение бурового става, свинчивание и развинчивание буровых штанг механизированы и выполняются вращателем.

Снабжение сжатым воздухом производится от передвижного компрессора. Создана более совершенная типовая модель легкого станка СБУ-125 (рис. 35); на базе станка «Урал-61» создан станок «Урал-64» (СБУ-160), рассчитанный на бурение скважин диаметром до 160 мм (рис. 36). Компрессоры размещены на раме станка: масса станка до 29 т, на этих станках в дальнейшем будут устанавливаться винтовые компрессоры. Станок прошел промышленные испытания, при которых его сменная производительность достигла 35—40 м по породам с  $f = 14 \div 16$ .

Техническая характеристика станков для бурения скважин погружными пневмоударниками на карьерах

Показатели	БМК-4м	СВМК-5	1СБУ-125		Урал-64	СБУ-160	СБУ-200
			на гусеничном ходу	на пневмошинном ходу			
Диаметр скважины, мм	105	105	105, 125	105, 125	155	125, 160	200
Глубина бурения, м . . .	35	35	22	22	19	32	32
Направление бурения от вертикали . . . . .	0—100°	—30°, +120°	14—114°	20—104°	0—30°	0—30°	0—30°
Скорость вращения бурового снаряда, об/мин	41	41	27, 40, 80	0—60	25—48	0—60	0—50
Пневмоударник . . . . .	МП-3	М-1900УК, П-105	М-1900УК, П-105, П-125	М-1900УК, П-105, П-125	М-32К, П-160	М-32К, П-125	П-200
Максимальное усилие подачи, кгс . . . . .	0—760	0—760	0—1500	2400	2100	3000	
Ход подачи, мм . . . . .	1000	1000	2500	600	370		
Диаметр штанги, мм . . . .	89	89	89	114	89; 114	159	
Длина штанги, мм . . . . .	960	960	2500	9000	—	9000	
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	7	7	4,2; 8	14,4	—	25	25
Основные размеры станка, мм . . . . .	2175×1000××2070	3100×1850××2300	4000×2500××5000	7980×4070××23920	5200×3500××7250	7865×4510××12530	5200×3500××7250
Установленная мощность электродвигателей, кВт . . . . .	3	13,8	39	180	136	256	—
Масса станка, т . . . . .	0,45	3,34	5	9	16,5	29	36

Таблица 11

Техническая характеристика пневмоударников (при рабочем давлении 5 кгс/см<sup>2</sup>)

Показатели	М-1900УК	МП-3	П-105	П-105 * МП-3	МП-7	П-125	П-125 * МП-7	М-32К	П-160	П-160 * М-32К	П-200
Диаметр скважины, мм . . . . .	105	105	105	—	125	125	—	155	160	—	200
Энергия удара, кгс·м . . . . .	7,5	8,5	9,8	1,15	12	15,5	1,3	15	32	2,13	42
Частота ударов в минуту . . . .	1750	1600	1620	1,01	1500	1250	0,84	1800	1275	0,71	1150
Ударная мощность, л. с. . . . .	2,9	3	3,5	1,17	4	4,3	1,08	6	9,1	1,57	10,7
Скорость движения поршня в момент удара, м/с . . . . .	9,3	9,6	7,9	0,83	7,5	7,4	0,98	7,3	7,9	1,08	6,6
Масса ударника, кг . . . . .	1,7	1,8	3,1	1,72	4,2	5,6	1,33	5,5	10	1,82	19
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	5,7	6	5,7	0,95	7,5	7	0,93	14	12	0,86	16
Удельный расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин/л. с. . . . .	1,96	2	1,62	0,81	1,87	1,62	0,87	2,33	1,32	0,57	1,5
Диаметр корпуса, мм . . . . .	92	92	92	—	112	110	—	140	140	—	176
Длина пневмоударника, мм . . . .	380	474	605	—	—	652	—	492	760	—	900
Масса пневмоударника, кг . . . .	11,7	12,6	20,0	1,59	36	31	0,86	40	58	1,45	110
Тип долота . . . . .	БК-105	БК-105	К-105	—	БК-125	К-125, К-125-1	—	БК-155	К-165	—	К-205
Масса долота, кг . . . . .	3,4	3,4	3,5	1,03	—	5,6	—	8	13	1,6	23

В Норильском ГМК для увеличения производительности бурения создан двухшпиндельный станок НБС-5: которым можно бурить одновременно две параллельные сближенные скважины диаметром 155 мм на глубину до 18 м с расстоянием между ними 950 мм. Мачта станка телескопическая. Производительность станка НБС-5 по

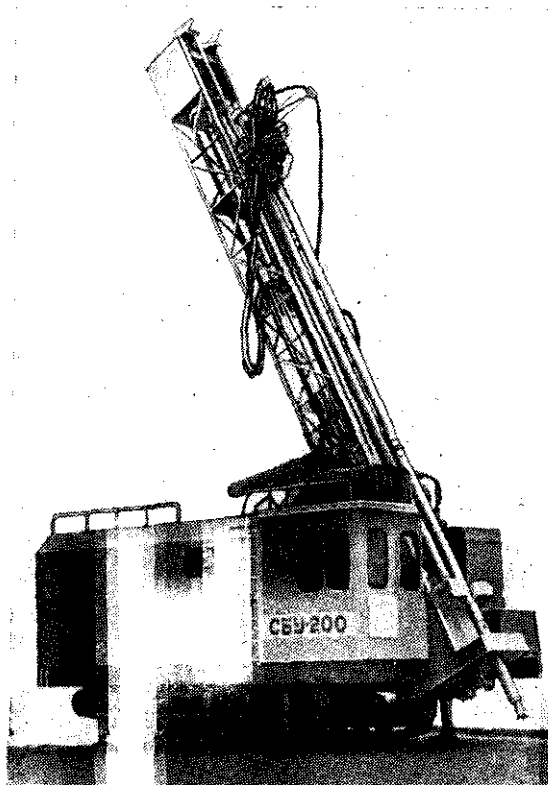


Рис. 33. Пневмоударный станок СБУ-200

горной массе в 1,5 раза выше производительности одношпиндельного станка.

Станки СБУ-160 и СБУ-200 имеют собственную компрессорную установку, а питание сжатым воздухом станка СБУ-125 предусмотрено от передвижного компрессора.

Для обеспечения нормальных санитарно-гигиенических условий труда пневмоударники на отечественных станках работают на воздушно-водяной смеси, которая обеспечивает снижение запыленности при бурении до санитарных норм.

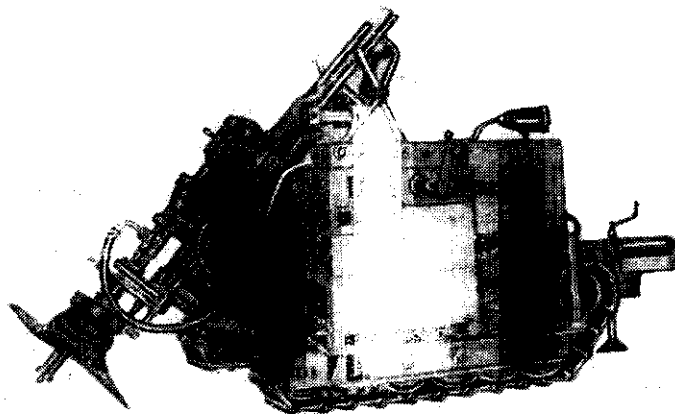
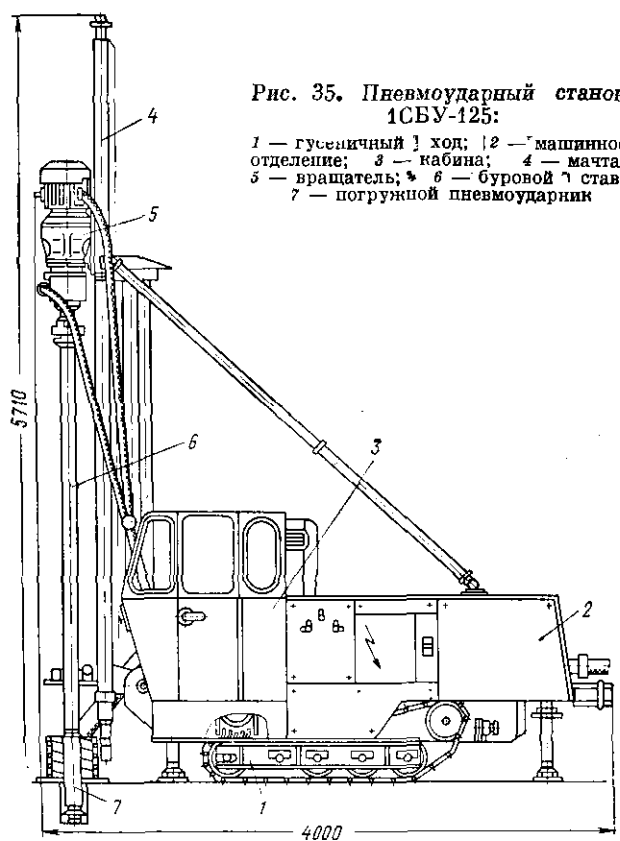


Рис. 34. Пневмоударный станок СБМК-5



На зарубежных карьерах применяют большое число различных пневмоударных станков для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 76—200 мм.

**Погружные пневмоударники и инструмент.** В качестве основного рабочего органа пневмоударных станков применяют погружные пневмоударники, одна из наиболее совершенных моделей которых показана на рис. 37.

Поршень-ударник в пневмоударнике совершает поступательно-возвратное движение, нанося при рабочем ходе удар по хвостовику

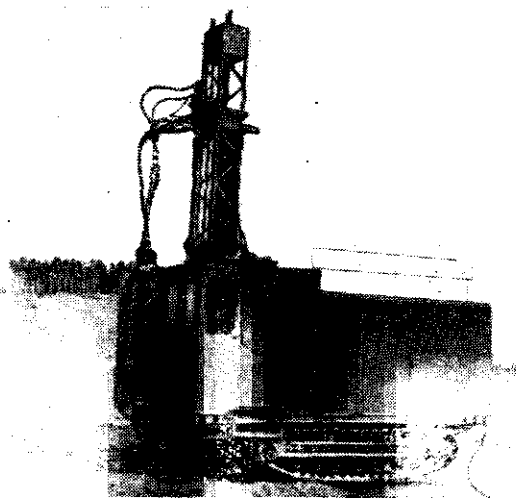


Рис. 36. Пневмоударный станок СБУ-160

долота. Особенностью данной модели является ее простота, выполнение *бесклапанного воздушного распределения* самим поршнем и *рычковое крепление долота в цилиндре*, что намного уменьшает потери энергии удара на трение в узле крепления по сравнению с погружными пневмоударниками, выпускаемыми в настоящее время (рис. 38).

На базе этой конструкции выполнен типажный ряд бесклапанных погружных пневмоударников для скважин диаметром 105, 125, 160 и 200 мм (табл. 11).

В качестве породоразрушающего инструмента при пневмоударном бурении применяются долота трехперые с опережающим лезвием и крестовые, лезвия которых армированы пластинками твердого сплава ВК8В, ВК15. Разработаны долота, породоразрушающие элементы в которых выполнены в виде цилиндрических вставок твердых сплавов со сферической рабочей поверхностью. Некоторые типы долот для пневмоударного бурения показаны на рис. 39.

Сменная производительность пневмоударных станков изменяется в пределах от 10 до 40 м в зависимости от крепости породы и, особенно,

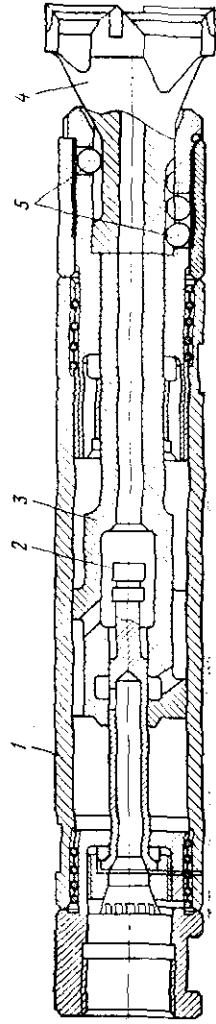


Рис. 37. Беспламенный погружной пневмударник П-105:

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

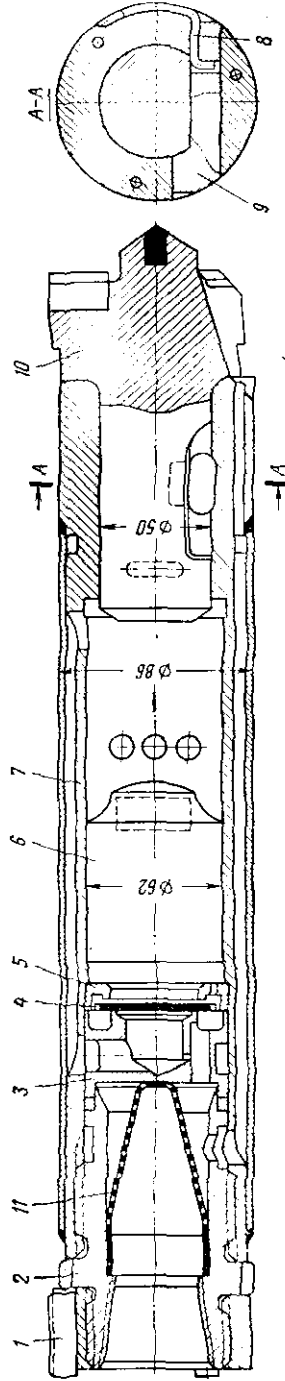


Рис. 38. Погружной пневмударник с клапанным воздухораспределением:

1 — направляющий фюзарь; 2 — переходник; 3 — клапанная коробка; 4 — пластинчатый клапан; 5 — крышка клапана; 6 — ударник; 7 — ствол; 8 — стопор; 9 — шпонка; 10 — долото; 11 — сетка

трещиноватости и разрушенности верхней части уступа. Стойкость долот до перезаточки 10—40 м в зависимости от абразивности пород, при трех-пяти переточках общая стойкость долот составляет 30—200 м. Проходка на один пневмоударник 200—800 м. Разработанные

новые модели пневмоударников обеспечивают в 2—4 раза большую стойкость. По сменному объему обуренной породы и по стоимости бурения на 1 м<sup>3</sup> породы пневмоударные станки уступают шарошечным в два и более раз. Однако в определенных условиях, указанных выше, их применение эффективно.

**Механизм и закономерности разрушения породы при бурении погружными пневмоударниками** аналогичны закономерностям бурения перфораторами, но имеют некоторые отличия в связи с особенностями конструкции. В связи с тем, что энергия удара на единицу длины лезвия пневмоударника в среднем в два раза ниже, чем у перфоратора, удельный объем разрушения также существенно ниже, поэтому долота пневмоударников изнашиваются больше на единицу длины пробуренной скважины. Для увеличения удельной энергии удара на лезвие и, следовательно, скорости бурения разница между диаметрами цилиндра и долота пневмоударника должна быть минимальна. Геометрическая форма и размеры поршня ударника и долота выбираются примерно одинаковой длины и по возможности цилиндрической формы с плавными переходами, что обеспечивает больший эффект разрушения породы.

Давление сжатого воздуха оказывает, в связи со сказанным, особенно большое влияние на скорость бурения. С увеличением давления сжатого воздуха с 5 до 10 кгс/см<sup>2</sup> скорость бурения, по зарубежным данным, также увеличивается в два раза. Ограничивающими факторами здесь будут прочность деталей пневмоударника

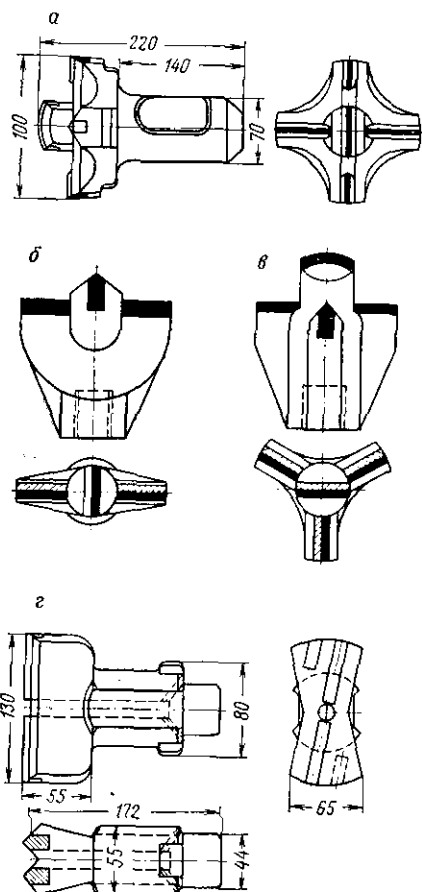


Рис. 39. Долота для пневмоударного бурения:

а — крестовое долото с опережающим лезвием; б — долото с двумя основными и одним опережающим лезвием; в — трехперое долото с опережающим лезвием; г — долото с добавочными буровыми лезвиями

и долота, а также отсутствие компрессоров для повышенного до 10—15 кгс/см<sup>2</sup> давления сжатого воздуха.

Осевое давление оказывает влияние на скорость бурения: с его увеличением улучшаются условия передачи энергии и эффективность разрушения. Большие осевые давления приводят к увеличению абразивного износа лезвий. Кроме того, с увеличением осевого давления возрастают сила трения долота о породу и потери энергии удара в узле соединения долота с цилиндром пневмударника (рис. 37, 38). Поэтому изменение скорости бурения с увеличением осевого давления для выпускаемых пневмударников имеет максимум (рис. 40).

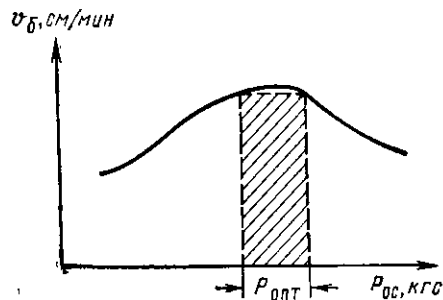


Рис. 40. Изменение скорости бурения с увеличением осевого давления для пневмударника М-1900 (М-48) диаметром 105 мм

С увеличением крепости и абразивности породы осевое давление и скорость вращения долота должны уменьшаться.

В наиболее крепких и абразивных породах целесообразно бурить без осевого давления, так как потери в скорости перекрываются уменьшением абразивного износа и увеличением времени бурения более острым долотом, а скорость вращения долота должна быть 25—30 об/мин.

### § 10. Ударно-канатное бурение скважин

В течение почти четырех десятилетий, с 30-х годов, способ ударно-канатного бурения был основным на карьерах, разрабатывавших породы с  $f > 6$ . Это объясняется простой конструкцией станков и их универсальностью: станки работали в любых климатических и горно-геологических условиях. Однако условия труда рабочих буровых бригад, особенно в суровых климатических условиях, были весьма тяжелыми — рабочие всю смену находились около станка, выполняя тяжелые работы по замене инструмента, чистке скважин и т. д.

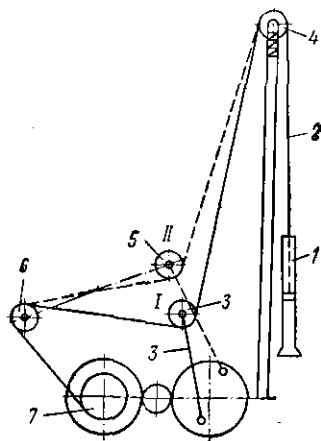


Рис. 41. Схема станка ударно-канатного бурения

В настоящее время этот способ по своим показателям уступает шнековому бурению (в породах небольшой крепости), шарошечному и пневмударному бурению (в породах с  $f > 6$ ). Легкие станки ударно-канатного бурения полностью сняты с производства, а тяжелые станки БС-1м изготавливаются в ограниченном количестве.

При ударно-канатном бурении буровой снаряд *I* (рис. 41) массой 1000—3000 кг со стальным долотом диаметром 200—300 мм долотчатой, крестовой или копытообразной формы, подвешенный на канате *2*, поднимается на высоту 0,8—0,9 м, а затем падает на забой скважины, нанося удар и разрушая породу. После каждого удара буровой снаряд с помощью канатного замка поворачивается на некоторый угол.

Подъем *I* и сбрасывание *II* бурового снаряда осуществляются кривошипно-шатунным механизмом *3*. От бурового снаряда канат, огибая головной блок *4* с амортизатором, проходит под оттяжным блоком *5* балансира и, огибая блок *6*, закрепляется на барабане *7*.

При опускании катуна *3* блок *5* также опускается и, натягивая канат, поднимает буровой снаряд над забоем. При быстром подъеме блока канат освобождается и буровой снаряд свободно падает на забой скважины.

Во время бурения в скважину непрерывно или периодически подается вода. Измельченная порода, смешиваясь с водой, переходит во взвешенное состояние, образуя шлам. В процессе бурения его периодически удаляют из скважины с помощью желонки. Производительность станков изменяется от 30 до 4 м/смену при увеличении крепости пород *f* с 6 до 18, а стоимость бурения 1 м скважины при этом увеличивается с 1,5 до 15 руб.

#### § 11. Огневое бурение скважин

С увеличением крепости пород эффективность механических способов разрушения снижается, а стоимость бурения растет. Поэтому испытываются и внедряются способы бурения, эффективность которых не зависит от крепости буримых пород. К их числу относится огневое бурение, при котором порода разрушается в результате быстрого разогрева поверхностного слоя породы раскаленными струями газа, вылетающими из горелки (рис. 42, б) со скоростью более 2 км/с и при температуре более 2000° С.

Вследствие низкой теплопроводности горных пород в поверхностном слое образуется очень резкий перепад температур, в результате чего в нем возникают высокие термические напряжения. Кроме того, кварц при температуре около 500° С переходит в другие кристаллические модификации со значительным изменением объема. При этом с поверхности отслаиваются чешуйки породы, которые подхватываются потоком раскаленных газов и выносятся из скважины.

В применяемых горелках тепловой поток образуется при сгорании горючего (бензин или керосин) в смеси с кислородом или сжатым воздухом. Общий вид станка СБО-5 для огневого бурения показан на рис. 42, а.

Недостаток огневого бурения — в избирательности буримых пород. Этим способом эффективно разрушаются в основном кварцсодержащие породы, по которым сменная производительность до-

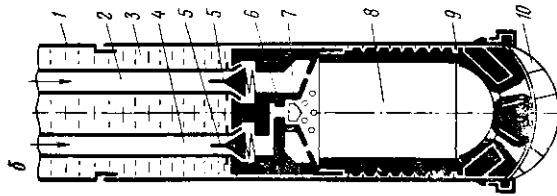
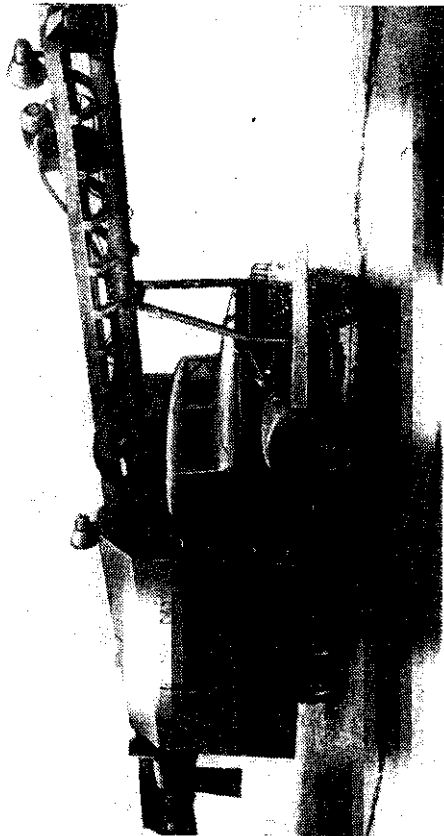


Рис. 42. Станок (а) и горелка (б) для огневого бурения:  
1 — штанга; 2 — иеросин; 3 — вода; 4 — кислород; 5 — обратный клапан; 6 — головка намеры сторанин;  
7 — форсунка; 8 — камера сторанин; 9 — соловая крышка; 10 — бацман

стигает 20—35 м при диаметре скважин 200—250 мм (табл. 12). При другом химическом составе пород их буримость термическим способом хуже и иногда становится невыгодной по технико-экономическим показателям, так как часто наблюдается не шелушение, а плавление породы, что препятствует образованию скважины, и бурение фактически прекращается.

При огневом бурении особенно эффективно происходит расширение нижней заряжаемой части скважин. Огневое бурение в промышленных масштабах применяется на ЮГОКе, а для расширения скважин (до диаметра 350—400 мм) — на некоторых других карьерах Кривого Рога, причем скважины бурят шарошечным станком СБШ-250МН, а расширяют станком СБО-2. Институт Гипромаш-обогатение создает станок СБШ-250К для шарошечного бурения и огневого расширения скважин.

Таблица 12

**Технико-экономические показатели различных способов бурения скважин на карьерах**

Бурение	Диаметр скважин, мм	Коэффициент крепости породы $f$	Сменная производительность, м	Стоимость бурения 1 м скважины, руб.
Шарошечное . . . . .	214—320	Больше 6	100—30	1,5—8
Вращательное . . . . .	110—160	Меньше 6	100—12	0,8—3
Пневмударное . . . . .	150—160	Больше 14	40—10	1,5—4
Ударно-канатное . . . . .	200—300	Больше 6	30—4	2—12
Огневое . . . . .	200—250	Больше 16	35—10	4—12

Перспективные исследования проводятся по огневому бурению в сочетании с резким охлаждением части забоя скважины, что повышает эффективность и расширяет диапазон термобуримых пород.

Интересные исследования проводятся на шарошечных станках по подаче в забой вместе с воздухом перегретого пара. Нагревание поверхности забоя и улучшение очистки забоя значительно увеличивают скорость бурения и стойкость шарошечных долот, особенно при бурении крепких пород.

### Глава III

## ОСНОВЫ ТЕОРИИ И СВОЙСТВА ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

### § 12. Классификация взрывов

По своей природе взрывы делятся на:

**Физические**, при которых происходят только физические преобразования 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 химические реакции с выделением тепла 800—1400 ккал/кг и газов (взрывы ВВ, метана, угольной пыли).

**Ядерные**, при которых происходят цепные реакции деления ядер с образованием новых элементов. Существует два способа выделения атомной энергии при взрыве: превращение тяжелых ядер в более легкие (радиоактивный распад и деление атомных ядер) и образование из легких ядер более тяжелых (соединение и образование новых 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 вещества, чем при химическом:  $1,6 \cdot 10^{10}$  ккал/кг при ядерном и  $10^{11}$  ккал/кг при термоядерном, а при взрыве химического ВВ выделяется в среднем  $10^3$  ккал/кг. Ядерные взрывы являются наиболее мощными из известных человечеству в настоящее время.

При взрывных работах на карьерах применяются химические взрывы ВВ, которые и рассмотрены в учебнике. Имеются технические возможности применения ядерных взрывов для вскрытия крупных месторождений, расположенных в отдаленных районах на значительной глубине (120 м и более).

### § 13. Характеристика взрыва промышленных взрывчатых веществ

**Взрывчатыми веществами** называются химические соединения или механические смеси, которые под действием внешнего импульса способны взрываться (детонировать), т. е. чрезвычайно

быстро со сверхзвуковой скоростью в результате прохождения по заряду ВВ детонационной волны вступать в химическую реакцию с выделением тепла и газов, способных производить разрушение и перемещение окружающей среды.

Если в заряде обеспечены условия нормального распространения детонации, то она происходит с постоянной характерной для данного типа ВВ и заряда скоростью, т. е. процесс детонации имеет самораспространяющийся характер, не требующий для своего нормального протекания дополнительного подвода энергии, кроме начального импульса.

Известно большое число химических соединений и смесей, способных взрываться, но к промышленным ВВ (пригодным для применения в промышленных взрывах) относятся соединения и смеси, достаточно безопасные в изготовлении и обращении, эффективные в применении, технически и экономически доступные в изготовлении, не меняющие своих химических и физических свойств при длительном хранении.

Энергия при взрыве промышленных ВВ выделяется вследствие протекания химической реакции окисления содержащихся в составе ВВ водорода — в воду и углерода — в окись (СО) или двуокись (СО<sub>2</sub>) углерода кислородом, входящим также в состав молекул компонентов ВВ. Это обеспечивает высокую концентрацию энергии в единице объема ВВ (объемную концентрацию энергии).

При обычном горении веществ реакция окисления происходит за счет кислорода воздуха. Так, при сжигании 1 л стехиометрической смеси (смесь, в которой все компоненты полностью вступают в реакцию) спирт — кислород выделяется всего 3,5 ккал, водород — кислород — 1,8 ккал, а при взрыве 1 л мощного жидкого ВВ нитроглицерина выделяется 2350 ккал тепла. Низкая объемная концентрация энергии 1 л смеси обычных горючих и кислорода объясняется тем, что на сжигание 1 л спирта требуется около 2000 л кислорода и при его теплотворной способности 7100 ккал/кг теплота на 1 л смеси будет 7100/2000, т. е. 3,5 ккал.

В то же время тепловая энергия (теплота взрыва, выделяющаяся при взрыве 1 кг ВВ и составляющая примерно 1000 ккал/кг) значительно меньше теплоты сгорания обычных горючих: керосина 11 000 ккал/кг, каменного угля 7000 ккал/кг и т. д. У промышленных ВВ скорость распространения реакции равна 2—8 км/с. Это обеспечивает получение чрезвычайно большой мощности взрыва, характеризуемой количеством энергии, выделяемой в единицу времени.

Так, при взрыве патрона аммонита № 6ЖВ весом 200 г при теплоте взрыва 1000 ккал/кг выделяется 200 ккал, или  $200 \text{ ккал} \times 427 \text{ кгс}\cdot\text{м/ккал} = 85\,400 \text{ кгс}\cdot\text{м}$  энергии. При скорости детонации ВВ 3500 м/с в момент взрыва выделяется мощность, равная  $15 \cdot 10^8 \text{ Дж}$ , или  $14,6 \cdot 10^6 \text{ кВт}$ .

В момент взрыва ВВ образуется значительное количество газов (600—1000 л на 1 кг). Выделяемое при взрыве тепло нагревает про-

дукты взрыва до температуры 1900—4500° С, что обеспечивает получение чрезвычайно высокого давления газов взрыва (100 тыс. кгс/см<sup>2</sup> и больше) в начальный момент.

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

Таким образом, отличительными признаками взрыва ВВ являются: высокая объемная концентрация энергии; большая скорость выделения энергии; экзотермичность процесса; образование газообразных продуктов.

#### § 14. Общие сведения о взрывчатых веществах и их классификация

По своему физическому состоянию известные ВВ могут быть: твердыми соединениями или смесями (гексоген, аммиачная селитра + тротил и т. д.); смесями жидких и твердых веществ (аммиачная селитра + жидкое горючее, жидкие нитроэфиры + аммиачная селитра, жидкий кислород + твердое горючее и т. д.); газовыми смесями (метан + воздух, ацетилен + кислород и т. д.); смесями твердых или жидких веществ с газами (угольная, древесная и т. п. органическая пыль, брызги керосина, бензина с воздухом и т. д.); жидкими веществами (нитроглицерин, нитроглицоль); смесями жидких веществ (тетранитрометан + бензол, четырехокись азота + соляровое масло и т. д.).

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.

Существуют три основные формы химического превращения ВВ: детонация, медленное химическое превращение, горение.

При детонации энергия по заряду ВВ передается детонационной волной, которая распространяется по ВВ со сверхзвуковой скоростью от 2 до 8 км/с. Это нормальный процесс взрыва промышленных 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 определенной, довольно узкой зоне — фронте химической реакции, который перемещается по ВВ. Скорость его перемещения определяется величиной выделяющейся энергии и способом передачи ее к соседним слоям вещества. При горении тепло передается путем теплопередачи. Это сравнительно медленный процесс, поэтому и скорость горения может быть от долей сантиметра до десятков метров в секунду.

По характеру действия на окружающую среду ВВ делятся на две группы: бризантные (дробящие) ВВ и метательные ВВ (пороха).

Среди бризантных ВВ в особую группу выделяют обладающие высокой чувствительностью инициирующие ВВ, которые применяют для изготовления средств взрывания (капсюль-детонатор, электродетонатор, детонирующий шнур).

Для изготовления средств взрывания, применяемых в горной промышленности, используют гремучую ртуть  $\text{Hg}(\text{CNO})_2$ , азид свинца  $\text{PbN}_6$ , тетрил  $\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_4\text{NCH}_3$ , гексоген  $\text{C}_3\text{H}_6\text{N}_6\text{O}_6$ , тэн  $\text{C}_5\text{H}_8(\text{ONO}_2)_4$  и ТНРС  $\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{O}_2\text{PbH}_2\text{O}$ . Гексоген и тэн применяются также в качестве компонентов мощных промышленных ВВ.

Промышленные ВВ предназначаются для дробления, разрушения и перемещения окружающей среды. Это наиболее многочисленный класс ВВ.

Применяются промышленные ВВ типа химических соединений (однокомпонентные ВВ) и механических смесей (двух и многокомпонентные ВВ). Как правило, ВВ типа химических соединений входят в состав смесевых ВВ.

К ВВ типа химических соединений относятся: нитросоединения ароматического ряда: тротил (тринитротолуол)  $\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$ , пикриновая кислота (тринитрофенол)  $\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{OH}$ ; нитропроизводные аминов: гексоген (триметилентринитрамин) и др.; нитраты или эфиры азотной кислоты: нитроглицерин (глицеринтринитрат)  $\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_3$ ; нитроглицоль (этиленглицольдинитрат)  $\text{C}_2\text{H}_4(\text{ONO}_2)_2$ ; тэн (пентаэритриттетранитрат) и т. д.

Из многокомпонентных смесевых ВВ применяются следующие основные группы ВВ: **динамоны** — смеси аммиачной селитры с жидкими или твердыми невзрывчатыми горючими добавками; **аммониты** — порошкообразные смеси аммиачной селитры с добавкой тротила, гексогена, горючих добавок в разном процентном отношении; **аммоналы** — такие же смеси с добавкой алюминиевой пудры; **зерногранулиты** — смеси из гранулированного или чешуйчатого тротила и гранулированной аммиачной селитры; **алюмотол** — гранулированный сплав тротила и алюминиевой пудры; **водонаполненные многокомпонентные ВВ**, содержащие тротил, аммиачную селитру, алюминиевую пудру и насыщенный или перенасыщенный раствор селитры, обладающие повышенной плотностью; **динамиты** — многокомпонентные патронированные смеси на основе нитроглицерина и нитроглицоля; **детониты** — патронированные смеси аммонала с добавками нитроэфиров; **оксиквиты** — патроны из органических поглотителей с большой удельной поверхностью (торф, камыш и т. п.), пропитанные жидким кислородом; **метательные ВВ** (дымные пороха) — применяются для отбойки стучного камня, когда надо отколоть блок от массива с минимальным дробящим эффектом.

По физическому состоянию применяемые промышленные ВВ могут иметь следующие разновидности: порошкообразные, шнекованные, прессованные, литые.

гранулированные (чешуйчатые), водонаполненные, льющиеся, горячельющиеся.

Компоненты гранулированных ВВ имеют гранулы размером 1—3 мм или чешуйки того же размера. Водонаполненные ВВ за счет добавок воды с загустителем имеют слаботекущую медообразную консистенцию. Льющиеся ВВ имеют легкоподвижную консистенцию, допускающую их транспортирование по шлангам. Горячельющиеся водонаполненные ВВ легкоподвижной консистенции в горячем состоянии твердеют при нормальной температуре.

По применению ВВ делятся на шесть классов, каждый из которых отличают цветом бумажной оболочки патронов или мешков:

I класс — ВВ, предназначенные для взрывания только на земной поверхности (выпускаются только в мешках массой 40 кг из неокрашенной бумаги);

II класс — ВВ, предназначенные для взрывания в шахтах и рудниках, не опасных по газу и пыли, и на карьерах (выпускаются в мешках массой 40 кг, порошкообразные — в патронах диаметром 32—36 мм и 60—120 мм, прессованные — в патронах диаметром 35—45 мм и в шнекованных патронах диаметром 130—210 мм). Патрон изготавливают из бумаги красного цвета, на мешках по диагонали нанесена красная полоса;

III класс — предохранительные ВВ для взрывания только породы и руды (выпускаются в патронах 32—36 мм из бумаги синего цвета);

IV класс — ВВ повышенной предохранительности для взрывания угля и породы (выпускаются в патронах 36 мм из бумаги желтого цвета);

V, VI класс — высокопредохранительные ВВ для взрывания в особо опасных условиях угольных шахт (выпускаются в патронах 36 мм из бумаги желтого цвета).

Предохранительные ВВ, предназначенные для взрывания в серных, нефтяных и озокеритовых шахтах, выпускаются в патронах диаметром 36 мм из бумаги зеленого цвета.

Термостойкие ВВ, предназначенные для взрывания в нефтяных и газовых скважинах при высоких температурах, выпускаются в патронах из бумаги черного цвета.

По скорости детонации (бризантному действию на горные породы) ВВ делятся на высокобризантные, имеющие скорость детонации  $v_d > 4,5$  км/с, бризантные  $v_d = 3,5 \div 4,5$  км/с, низкобризантные  $v_d = 2,5 \div 3,5$  км/с, метательные  $v_d < 2,5$  км/с.

## § 15. Основные компоненты промышленных взрывчатых веществ

ВВ типа химических соединений (нитроглицерин, тротил, тэнгексоген и т. п.) содержат в своем составе все элементы, необходимые для нормального протекания реакции взрыва. Свойства и характеристики смесевых ВВ определяются теми компонентами, которые

вводятся в состав ВВ. Перечень и свойства основных компонентов ВВ приведены ниже.

**О к с и л и т е л и** — вещества, содержащие избыточный кислород, расходуемый при взрыве на окисление горючих элементов. В качестве окислителя применяют аммиачную, калиевую, натриевую селитры, хлораты и перхлораты калия и аммония, жидкий кислород и т. п.

**Г о р ю ч и е д о б а в к и** — твердые или жидкие компоненты, как правило, невзрывчатые: тонкоизмельченный уголь, древесная мука, соляровое масло, богатые углеродом и водородом, или пудры металлов (алюминия, магния и т. п.), легко окисляющихся и выделяющих при этом большое количество тепла. Горючие добавки вводят в состав ВВ для увеличения количества энергии, выделяемой при взрыве. Роль горючих веществ выполняют также взрывчатые компоненты (тротил, гексоген и т. п.), имеющие в своем составе недостаточное количество кислорода для полного окисления содержащихся в них горючих элементов: при этом часть углерода, выделяемого при взрыве таких ВВ в виде окиси, в свободном состоянии или в виде горючих соединений реагирует с избыточным кислородом окислителя, повышая теплоту и общую энергию взрыва ВВ.

**С е н с и б и л и з а т о р ы** — вещества, вводимые в состав ВВ для повышения его чувствительности к восприятию и передаче детонации. Это, как правило, ВВ, чувствительные к инициатору, которые в смеси с малочувствительными (аммиачная селитра и т. п.) или с невзрывчатыми веществами (жмыховая, древесная или хлопковая мука) обеспечивают нормальную чувствительность смеси к инициированию ее капсюлем-детонатором или детонирующим шнуром и повышают энергетические характеристики смеси. Обычно в качестве сенсibilизаторов применяют чувствительные мощные ВВ: тротил, нитроглицерин, нитроглицоль, гексоген и т. п.

Роль сенсibilизатора могут выполнять и невзрывчатые вещества (горючие добавки): соляровое масло, древесная мука или уголь, которые образуют с аммиачной селитрой простейшие ВВ — динамоны.

В малых количествах (до 6%) соляровое масло в смеси с аммиачной селитрой выполняет роль сенсibilизатора, в избыточных — флегматизирует взрывчатую смесь, делает ее нечувствительной к инициированию.

**С т а б и л и з а т о р ы** — вещества, которые вводятся в состав ВВ для повышения их химической и физической стойкости. В качестве стабилизатора используют мел и соду в динамитах, древесную, жмыховую и торфяную муку в аммонитах. При этом последние стабилизаторы также выполняют роль горючих добавок и разрыхлителей, уменьшая слеживаемость ВВ.

**Ф л е г м а т и з а т о р ы** — легкоплавкие вещества, масла, имеющие высокую теплоемкость и высокую температуру вспышки, обволакивающие частицы ВВ и не вступающие с ним в реакцию. Введение флегматизаторов снижает чувствительность ВВ к механи-

ческим воздействиям и обеспечивает более безопасные условия его применения.

В качестве флегматизатора используют: вазелин, парафин, различные масла, тальк и т. д. Например, перед использованием в промышленных ВВ гексогена его флегматизируют добавлением 5% парафина.

Пламегасители вводят только в состав предохранительных ВВ для снижения температуры взрыва и уменьшения вероятности воспламенения метано-воздушных смесей в шахтах, опасных по газу или пыли. В качестве пламегасителей применяют хлористый натрий, хлористый калий, хлористый аммоний и т. п.

#### § 16. Кислородный баланс и реакции превращения взрывчатых веществ

Рецептуры ВВ составляют с таким расчетом, чтобы при реакции взрыва образовались в основном пары воды, азот и углекислый газ, т. е. газообразные продукты, наименее опасные для человеческого организма. Когда в составе ВВ недостаток или избыток кислорода по сравнению с необходимым количеством его, при взрыве образуются соответственно ядовитые окись углерода и окислы азота. Образование ядовитых газов зависит также от полноты детонации заряда, что, в свою очередь, определяется правильностью заряжания и выбранными размерами заряда.

Отравляющее действие окиси углерода СО (угарного газа) объясняется его способностью образовывать при вдыхании прочные соединения с красными кровяными тельцами, являющимися переносчиками кислорода из легких к тканям, вследствие чего человеческий организм начинает испытывать кислородное голодание, а затем при больших концентрациях окиси углерода в крови (>1%) быстро наступает смерть.

Окислы азота NO, NO<sub>2</sub> при вдыхании образуют в легких азотную и азотистую кислоту, действие которых приводит к отеку легких и смерти. Особую опасность окислы азота представляют из-за того, что они накапливаются в организме. Поэтому по своему токсическому действию они считаются в 6,5 раз более ядовитыми, чем окись углерода.

Кислородный баланс характеризуется отношением избытка или недостатка кислорода в составе ВВ к его количеству, необходимому для полного окисления горючих элементов ВВ.

Кислородный баланс наиболее просто определяется выраженным в процентах отношением грамм-атомного веса избытка или недостатка кислорода к грамм-молекулярному весу ВВ.

Различают нулевой, положительный и отрицательный кислородный баланс.

Кислородный баланс считается нулевым, если в составе ВВ содержится количество кислорода, необходимое для полного окисления горючих компонентов. Если в составе ВВ не хватает кислорода

для полного окисления горючих элементов, то такое ВВ имеет отрицательный, а при избытке кислорода — положительный кислородный баланс.

При взрыве ВВ с нулевым кислородным балансом образуется минимальное количество ядовитых газов и выделяется максимальное количество энергии. При недостатке кислорода образуется ядовитая окись углерода. Образование этого соединения идет с меньшим выделением тепла (27,17 ккал/г·моль), чем при образовании двуокиси углерода (94,5 ккал/г·моль). При избытке кислорода последний образует с азотом весьма ядовитые окислы. Реакции образования окислов азота эндотермичны, т. е. протекают с поглощением тепла. Таким образом, и в этом случае количество тепла, выделившегося при взрыве единицы массы ВВ, будет меньше, чем при нулевом кислородном балансе.

**Пример.** Определить кислородный баланс нитроглицерина, формула которого  $C_3H_5(ONO_2)_3$ .

Для полного окисления 3 атомов углерода (в углекислоту) требуется 6 атомов кислорода и для окисления 5 атомов водорода (в воду) — 2,5 атома кислорода, всего 8,5 атомов кислорода. В нитроглицерине содержится 9 атомов кислорода, т. е. имеется избыток кислорода 0,5 атома, значит, кислородный баланс положительный.

Грамм-атомный вес избытка 0,5 атома кислорода равен  $0,5 \times 16 = 8$ , а грамм-молекулярный вес нитроглицерина равен 227. Таким образом, кислородный баланс нитроглицерина

$$K_6 = \frac{8 \cdot 100}{227} = 3,52 \%$$

Расчет кислородного баланса ВВ, представляющего собой смесь нескольких химических соединений, производится суммированием произведения доли каждого компонента на его кислородный баланс.

**Пример.** Определить кислородный баланс аммонита № 6ЖВ (21% тротила, 79% аммиачной селитры), химическая формула которого  $C_7H_5(NO_2)_3 + 10,5NH_4NO_3$ .

Для окисления водорода в воду требуется  $\frac{5 + 4 \cdot 10,5}{2} = 23,5$  атома кислорода.

Для окисления углерода в углекислый газ требуется  $7 \times 2 = 14$  атомов кислорода.

В аммоните содержится кислорода  $6 + 10,5 \cdot 3 = 37,5$  атома.

Таким образом, в аммоните № 6ЖВ содержится количество кислорода, необходимое для получения нулевого кислородного баланса.

Зная кислородный баланс исходных компонентов (табл. 13), можно составить смесевое ВВ с любым кислородным балансом.

**Пример.** Составим и определим соотношение компонентов ВВ из аммиачной селитры и солярового масла (игданит). Чтобы кислородный баланс ВВ был нулевым, на одну часть солярового масла требуется аммиачной селитры (табл. 13)

$$\frac{316,7}{20} = 15,83 \text{ частей.}$$

В расчете на 100 г смеси необходимо:

Таблица 13

## Кислородный баланс некоторых ВВ и их компонентов

Вещество	Химическая формула	Атомный или молекулярный вес	Кислородный баланс, %	Теплота образования при постоянном объеме, ккал/г·моль
<b>Химические соединения</b>				
Алюминий	Al	27	-89	—
Аммиачная селитра	NH <sub>4</sub> NO <sub>3</sub>	80	+20	84,75
Бумага (оболочка патронов)	—	—	-130	—
Гексоген	C <sub>3</sub> H <sub>6</sub> N <sub>6</sub> O <sub>6</sub>	222	-21,6	-20,86
Гремучая ртуть	Hg(CNO) <sub>2</sub>	284	-11,3	-65,3
Динитрогликоль	C <sub>2</sub> H <sub>4</sub> (ONO <sub>2</sub> ) <sub>2</sub>	152	0	55,75
Динитронафталин	C <sub>10</sub> H <sub>6</sub> (NO <sub>2</sub> ) <sub>2</sub>	218	-139,4	-9,4
Калиевая селитра	KNO <sub>3</sub>	101	+30,6	116,95
Калия хлорат	KClO <sub>3</sub>	122,6	+39,2	93,2
Калия перхлорат	KClO <sub>4</sub>	138,5	+46,2	104,5
Керосин	—	—	-343	—
Клетчатка	C <sub>6</sub> H <sub>10</sub> O <sub>5</sub>	162	-118,5	230,3
Магний	Mg	25,3	-65,8	—
Мука злаков	C <sub>16</sub> H <sub>25</sub> O <sub>11</sub>	381	-132	—
Мука древесная	C <sub>15</sub> H <sub>22</sub> O <sub>10</sub>	362	-137	4690 *
Натриевая селитра	NaNO <sub>3</sub>	85	+47	111,72
Натрия хлорат	NaCl	106,5	+45	83,6
Натрия перхлорат	NaClO <sub>4</sub>	122,5	+52,2	93,0
Нитроглицерин	C <sub>3</sub> H <sub>5</sub> (ONO <sub>2</sub> ) <sub>3</sub>	222	+3,5	83,71
Нитроклетчатка (коллоидионная)	C <sub>24</sub> H <sub>31</sub> NgO <sub>38</sub>	1105,3	-38,7	661,9
Нитроклетчатка (пироксилин)	C <sub>24</sub> H <sub>29</sub> N <sub>11</sub> O <sub>42</sub>	1143	-28,6	570,7
Парафин (твердый)	C <sub>24</sub> H <sub>50</sub>	338,5	-346	11 190 *
Пикриновая кислота	C <sub>6</sub> H <sub>2</sub> (NO <sub>2</sub> ) <sub>3</sub> OH	229	-45,4	54,4
Тетранитрометан	C(NO <sub>2</sub> ) <sub>4</sub>	196	+49	-8,4
Тетрил	C <sub>6</sub> H <sub>2</sub> (NO <sub>2</sub> ) <sub>4</sub> NCH <sub>3</sub>	287	-47,4	-9,91
Тротил	C <sub>3</sub> H <sub>5</sub> (NO <sub>2</sub> ) <sub>3</sub>	227	-74	17,5
Тэн	C <sub>6</sub> H <sub>8</sub> (ONO <sub>2</sub> ) <sub>4</sub>	316	-10,1	122,41
Углерод (аморфный)	C	12	-266,7	8130 *
Вода (пар)	H <sub>2</sub> O	18	—	57,8
Оксид алюминия	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	102	—	98,1
Оксид кальция	CaO	56	—	150,8
Оксид азота	NO	30	—	22,6
Оксид углерода (газ)	CO	28	—	27,17
Углекислота (газ)	CO <sub>2</sub>	44	—	94,51
Целлюлоза	C <sub>10</sub> H <sub>6</sub> O <sub>6</sub>	162	—	226
<b>Взрывчатые смеси</b>				
Аммонит № 6ЖВ	—	—	-0,64	—
Аммонит № 7ЖВ	—	—	+0,2	—
Аммонит АП-5-ЖВ	—	—	+0,37	—
62%-ный труднозамерзающий динамит	—	—	+0,3	—
Аммонит ПЖВ-20	—	—	+0,72	—
Аммонит № 9ЖВ	—	—	+2,9	—
Аммонит № 10ЖВ	—	—	+1,5	—

\* Теплота сгорания вещества, ккал/г.

солярового масла

$$m_{\text{см}} = \frac{100}{15,83} = 6,3 \text{ г (\%)};$$

аммиачной селитры

$$m_{\text{ас}} = 100 - 6,3 = 93,7 \text{ г (\%)}.$$

В гранулированной аммиачной селитре содержится до 3% примесей, поэтому приведенный расчет относится к игданиту на химически чистой селитре.

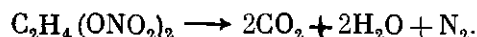
Аналогично производится расчет многокомпонентных ВВ.

Промышленные ВВ, выпускаемые в патронах, обычно имеют незначительный положительный кислородный баланс — от 0,1 до 3—4%. Избыток кислорода расходуется на окисление бумажных оболочек и парафинового покрытия патронированных ВВ.

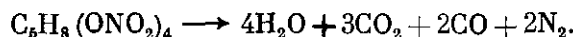
Масса бумажной оболочки не должна превышать 2 г и парафина 3 г на 100 г ВВ.

Для ориентировочного расчета состава продуктов взрыва принято все ВВ делить на три группы:

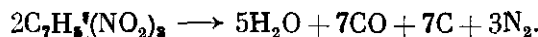
1. ВВ с количеством кислорода, достаточным (или избыточным) для полного окисления горючих элементов. В этом случае весь углерод превращается в углекислый газ, а водород — в воду и выделяются свободный кислород и азот. Так протекает реакция разложения динитрогликоля



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 оставшаяся часть кислорода образует с окисью углерода углекислый газ. Так протекает реакция разложения тэна



3. ВВ с количеством кислорода, недостаточным для полного газообразования. В этом случае водород окисляется в воду, а часть углерода в окись углерода и выделяется свободный углерод. Так протекает реакция разложения тротила



Это правило составления реакций дает только ориентировочный состав газообразных продуктов взрыва и не позволяет найти вторичные продукты реакции, которые часто, особенно у ВВ с отрицательным кислородным балансом, резко меняют состав газов взрыва.

Характеристика взрывчатых превращений некоторых ВВ типа химических соединений приведена в табл. 14.

На карьерах разрешается применять ВВ с кислородным балансом, отличным от нулевого, однако при крупных взрывах и при взрывах на глубоких горизонтах карьеров при определении опасной зоны

Таблица 14

## Характеристика взрывчатых превращений некоторых ВВ

ВВ	Реакция взрывчатого разложения	Объем газов взрыва, л/кг	Температура взрыва, °С	Теплота взрыва, ккал/кг
Нитроглицерин	$4C_3H_5(ONO_2)_3 = 12CO_2 + 10H_2O + 6N_2 + O_2$	715	4100	1560
Динитроглицерин	$C_2H_4(ONO_2)_2 = 2CO_2 + 2H_2O + N_2$	738	4200	1700
Тротил	$2C_8H_7(NO_2)_3CH_3 = 5H_2O + 7CO + 7C + 3N_2$	750	2950	1010
Аммиачная селитра	$2NH_4NO_3 = 4H_2O + 2N_2 + O_2$	980	1950	375
Динитронафталин	$C_{10}H_8(NO_2)_2 = CO + 3H_2O + 3N_2 + 9C$	750	2500	596
Коллоидный хлопок	$C_{22,5}H_{28,8}O_{33,1}N_{8,7} = 14,4H_2O + 21,7CO + 0,8C + 4,35N_2$	936	260	810
Гексоген	$C_3H_6N_6O_6 = 3H_2O + 3CO + 3N_2$	890	3800	1300
Тэн	$C_6H_8(ONO_2)_4 = 4H_2O + 3CO_2 + 2CO + 2N_2$	790	4000	1420
Тетрил	$2C_8H_2(NO_2)_4NCH_3 = 5H_2O + 6CO + 8C + 5N_2$	740	3900	1163

необходимо учитывать направление движения газового облака после взрыва, чтобы избежать случаев отравления рабочих. С увеличением глубины карьеров целесообразность применения ВВ с нулевым кислородным балансом, с точки зрения санитарно-гигиенических условий атмосферы, будет увеличиваться.

В ряде случаев при взрывах на глубоких горизонтах карьеров целесообразно применять специальные вентиляторные установки для удаления или осаждения образовавшегося после взрыва газового облака. В качестве такой установки может быть использована турбореактивная установка для образования и выброса в газовое облако водяного тумана.

### § 17. Физическая сущность детонации промышленных взрывчатых веществ

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

Согласно гидродинамической теории, детонация обусловлена распространением по ВВ детонационной волны, которая вызывает в момент прохождения скачкообразное изменение давления, температуры и плотности ВВ. На фронте волны происходит интенсивное разогревание тонкого слоя ВВ и протекает интенсивная химическая реакция, за счет энергии которой поддерживаются постоянно

параметров детонационной волны и постоянство детонационного процесса в целом.

При взрыве детонатора, выполняющего роль инициатора (начального импульса), продукты взрыва производят резкий удар по прилегающему к детонатору слою ВВ и формируют ударную волну, имеющую следующие особенности: скорость ее распространения всегда выше скорости звука в данной среде; на фронте волны происходит скачкообразное изменение давления, плотности и температуры среды (рис. 43, а); среда движется вслед за фронтом ударной волны; скорость ударной волны зависит от величины ее амплитуды; ударная волна распространяется в виде однократного скачка уплотнения (рис. 43, а).

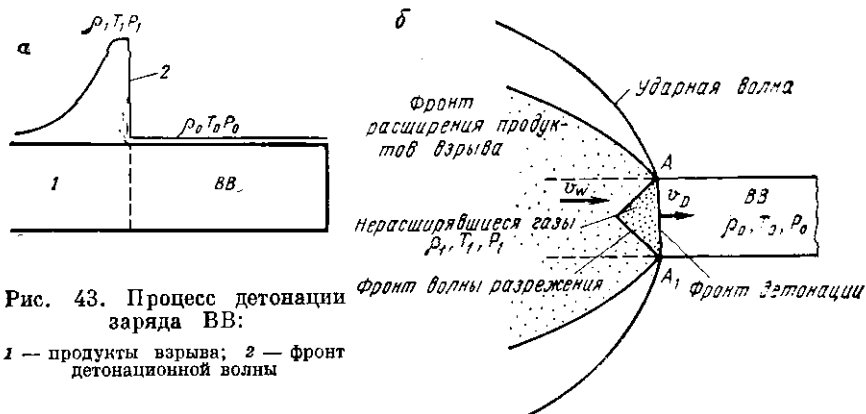


Рис. 43. Процесс детонации заряда ВВ:

1 — продукты взрыва; 2 — фронт детонационной волны

В результате действия ударной волны на ее фронте возбуждается интенсивная, чрезвычайно быстро протекающая химическая реакция с выделением тепла и газов. Энергия реакции этого слоя поддерживает амплитуду и скорость распространения ударной (детонационной) волны на определенном уровне, обеспечивая постоянство скорости детонации для данного диаметра заряда.

Следовательно, при детонации в каждый момент времени в реакции участвует очень ограниченная масса ВВ в слое, находящемся под действием переднего фронта детонационной волны.

Ширина зоны химической реакции очень мала и составляет для порошкообразных ВВ доли миллиметра, у гранулированных ВВ она увеличивается до 3—4 см. За фронтом детонационной волны начинается расширение продуктов детонации с образованием волны разрежения, распространяющейся к оси заряда (рис. 43, б). Фронт волны разрежения не достигает фронта детонационной волны, и остается динамически стабильный определенный объем нерасширившихся газов, прилегающих к детонационной волне, который поддерживает стабильность параметров волны. Если это динамическое равновесие нарушается, то скорость детонации или увеличивается (при увеличении объема нерасширившихся газов), или затухает

(в случае, когда волна разрежения соприкасается с фронтом детонационной волны).

Теория детонации наиболее глубоко разработана для газовых смесей. Основы теории детонации твердых ВВ разработаны советскими учеными Л. Д. Ландау и К. П. Станюковичем. Они впервые уподобили состояние продуктов во фронте детонации состоянию кристаллической решетки твердого тела.

Известно, что энергия твердого тела складывается из упругой энергии, обусловленной силами взаимодействия между молекулами, и из тепловой энергии колебаний частиц около их положений равновесия.

Л. Д. Ландау и К. П. Станюкович показали, что в условиях детонации можно учитывать только упругую энергию. Исходя из этого они установили, что давление во фронте детонации  $P$  пропорционально кубу плотности ВВ.

Скорость детонации определяется по формуле

$$v_d = w + c,$$

где  $c$  — скорость звука в продуктах детонации, м/с;

$w$  — скорость движения продуктов взрыва, м/с.

Скорость детонации может быть определена в зависимости от энергетической характеристики ВВ по формуле

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

где  $Q_{TV}$  — теплота взрыва ВВ при постоянном объеме, ккал/кг.

Значение  $k$  для  $Q_{TV} = 1000$  ккал/кг в зависимости от начальной плотности может быть принято равным:

$\rho_0$ , г/см <sup>3</sup>	0,1	0,25	0,5	0,75	1	1,25	1,7
$k$	1,3	1,6	2,22	2,8	3,05	3,21	3,4

Из приведенных формул видно, что скорость детонации является всегда сверхзвуковой, и ее величина непосредственно зависит от энергетических характеристик ВВ, которые также определяют и остальные параметры взрыва (табл. 15).

Таблица 15

Расчетные параметры детонации некоторых ВВ

ВВ	Плотность ВВ, г/см <sup>3</sup>	Скорость детонации, км/с	Скорость распространения продуктов детонации, км/с	Плотность продуктов детонации, г/см <sup>3</sup>	Давление на фронте волны, кгс/см <sup>2</sup>
Тротил	1,6	7	1,75	2,12	200 000
Тетрил	1,63	7,41	1,87	2,16	240 000
Гексоген	1,69	8,34	2,08	2,24	300 000
Нитроглицерин	1,6	8,4	2,1	2,12	300 000
Аммонит № 6ЖВ	1,0	4,8	1,2	1,33	59 000

В теоретических исследованиях принято, что плоский фронт детонационной волны, распространяясь по заряду, сжимает впереди лежащие слои ВВ, вызывая их химические превращения. Такой механизм детонации, называемый *г о м о г е н н ы м* (однородным), может иметь место при скоростях детонации 6—7 км/с. Расчеты показывают, что при меньших скоростях детонации разогрев на фронте волны однородного слоя ВВ не будет достаточным для возникновения интенсивной химической реакции. В этом случае реакция возникает в результате разогрева отдельных очагов в сечении заряда. Таким очагом для порошкообразных, и для гранулированных ВВ являются пузырьки газа между частицами.

При прохождении ударной волны газовые включения в ВВ разогреваются сильнее твердых частиц и становятся активными очагами инициирования процесса взрывного горения частиц, так как давление и температура в зоне действия этого механизма весьма высоки.

Такой механизм детонации аналогичен ранее описанному А. Я. Апиным механизму взрывного горения для порошкообразных ВВ, согласно которому при детонации имеет место горение отдельных зерен, а их воспламенение происходит в результате адиабатического сжатия газовых включений в ВВ или за счет струй газов взрыва, проникающих между частицами ВВ (пробойноструйчатый механизм детонации). Сложность теоретического описания процесса детонации делает необходимым экспериментальное изучение факторов, влияющих на скорость и устойчивость детонации зарядов.

#### **§ 18. Факторы, влияющие на скорость и устойчивость детонации зарядов взрывчатых веществ**

Установлено, что скорость детонации заряда ВВ зависит от характеристик самого ВВ (состав ВВ, дисперсность, плотность), диаметра и условий взрывания (наличия и характеристики оболочки). Эти факторы существенно влияют на скорость и устойчивость детонации зарядов, а поэтому должны учитываться при ведении взрывных работ. Во всех случаях задача сводится к оценке устойчивости детонации или определению величины критического диаметра заряда.

Основной объем взрывов на карьерах выполняется зарядами в скважинах диаметром 100—300 мм, для которых эти зависимости несущественны, так как при этих диаметрах детонация всегда устойчива. Однако на карьерах взрывают также шпуровые и накладные заряды, для которых разбираемые зависимости существенны.

**Диаметр и оболочка заряда.** Исследованиями зависимости скорости детонации от диаметра заряда при данной плотности его установлено, что, начиная с некоторого диаметра, названного предельным  $d_n$ , скорость детонации при его дальнейшем увеличении остается постоянной. Если брать диаметры заряда меньше  $d_n$ , то

скорость детонации уменьшается и при некотором диаметре, названном критическим  $d_{кр}$ , становится неустойчивой (рис. 44). Влияние диаметра на скорость детонации заряда было впервые теоретически объяснено Ю. Б. Харитоновым и развито Ф. А. Баумом.

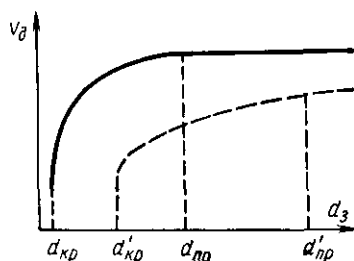


Рис. 44. Зависимость скорости детонации зарядов ВВ от диаметра: — ВВ с большой теплотой взрыва; - - - ВВ с малой теплотой взрыва

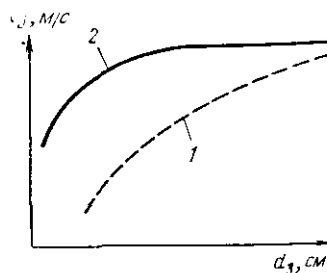


Рис. 45. Изменение скорости детонации открытого заряда 1 и в оболочке 2 при увеличении диаметра

Высокое давление на фронте волны детонации вызывает интенсивный разлет продуктов детонации в стороны. Возникающая при этом волна разрежения будет проникать в зону реакции и снижать давление и температуру продуктов взрыва, а следовательно, снижать скорость детонации за счет снижения величины энергии подпора фронта детонации (см. рис. 43).

Протекание этого явления зависит от соотношения ширины зоны химической реакции и диаметра заряда. Если заряд окружен оболочкой, затрудняющей разлет продуктов взрыва, критический диаметр заряда уменьшается. Например, аммиачная селитра порошкообразная ( $\rho = 1 \text{ г/см}^3$ ) в стеклянной трубке имеет  $d_{кр} = 100 \text{ мм}$ , а в стальной трубке с толщиной стенок в 20 мм  $d_{кр} = 7 \text{ мм}$ .

Оболочка не оказывает заметного влияния на скорость детонации зарядов однокомпонентных ВВ большой плотности, но сильно сказывается на скорости детонации зарядов средней плотности. На скорость детонации влияют, главным образом, инерционные свойства оболочки и ее сжимаемость. При малых плотностях заряжения оказывает влияние на устойчивость детонации и прочность оболочки. Необходимо подчеркнуть, что оболочка позволяет только при меньших диаметрах получить предельные скорости детонации

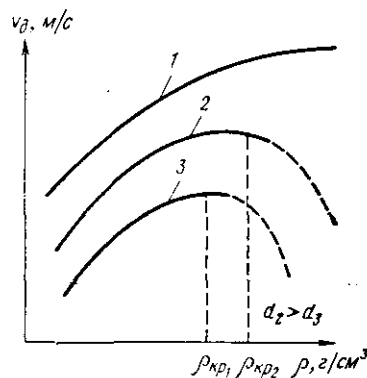


Рис. 46. Зависимость скорости детонации от плотности ВВ:

1 — для ВВ типа химических соединений; 2, 3 — для смесевых ВВ

для данного ВВ, а при больших диаметрах скорости детонации для зарядов открытых и в оболочках становятся практически одинаковыми (рис. 45).

В табл. 16 приведены критические диаметры для некоторых ВВ при примерно одинаковых условиях и близких физических состояниях вещества: порошкообразное ВВ плотностью 0,9—1 г/см<sup>3</sup> с размером частиц 0,18 мм.

Таблица 16

Значение критических диаметров для некоторых ВВ

ВВ	Критический диаметр, мм	
	в стеклянной трубке	в бумажной оболочке
Азид свинца . . . . .	0,01—0,02	—
Тэн . . . . .	1,0—1,5	—
Гексоген . . . . .	1,0—1,5	4
Тротил . . . . .	8—10	11
Аммонит № 6ЖВ (21% тротила + 79% аммиачной селитры) . . . . .	10—12	12
Аммиачная селитра порошкообразная . . . . .	100	—

Если применяются ВВ в зарядах малого диаметра, необходимо обеспечить тщательное заполнение ВВ щура, чтобы последний выполнял роль оболочки. При взрывах зарядов большого диаметра это не влияет на устойчивость детонации, и должны выбираться другие критерии для оценки качества зарядания.

Плотность ВВ по-разному влияет на скорость детонации для однокомпонентных и смесевых ВВ. Для первых скорость детонации увеличивается с увеличением плотности до максимальных значений (рис. 46). Смесевые ВВ имеют критическую плотность (1,4—1,5 г/см<sup>3</sup>), при которой скорость детонации максимальна.

При дальнейшем увеличении плотности происходит снижение скорости детонации или заряд вообще не взрывается. Это можно объяснить тем, что в смесевых ВВ активными очагами развития химической реакции при прохождении детонационной волны являются воздушные поры между частицами ВВ. С уменьшением размеров пор до некоторого предела процесс ускоряется, но затем наступают условия, когда воздушные поры уже не могут служить очагами разогрева, и ВВ должно детонировать по другому механизму.

При сильном уплотнении аммиачная селитра в аммонитах ведет себя как инертное вещество и, поглощая энергию, делает невозможным распространение детонации по заряду. С другой стороны, при большом содержании мощного компонента в составе ВВ (тротил, гексоген) можно достичь такого уплотнения, что детонация будет идти только по этому компоненту, в результате чего скорость увеличится. С увеличением диаметра заряда или размещением его в оболочке критическая плотность увеличивается (рис. 46).

**Тип, дисперсность и состав ВВ.** С увеличением теплоты взрыва скорость детонации ВВ увеличивается, а критический диаметр уменьшается. Так, теплота взрыва тротила 1010 ккал/кг, скорость детонации 7 км/с, критический диаметр 10 мм, а для гексогена эти же величины соответственно равны 1300 ккал/кг, 8,4 км/с и 1,5 мм (см. табл. 16). На величину критического диаметра существенное влияние оказывает дисперсность ВВ. Тротил с размером частиц 0,01 мм имеет критический диаметр 9 мм, а при частицах 0,5 мм — 28 мм. При простом смешивании селитры и тротила критический диаметр аммонита 20 мм, а при обработке этой же смеси в шаровой мельнице в течение двух часов критический диаметр уменьшится

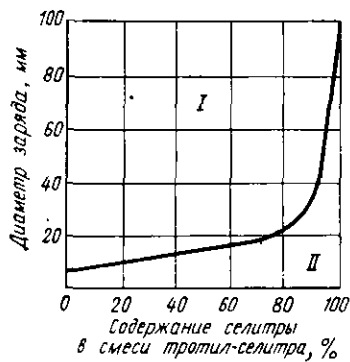


Рис. 47. Изменение критического диаметра заряда взрывчатой смеси тротил — селитра: I — устойчивая детонация; II — неустойчивая детонация

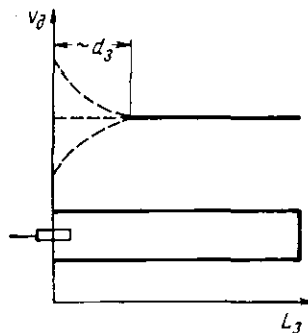


Рис. 48. Развитие детонации заряда ВВ в зависимости от мощности (скорости детонации) начального импульса

до 8 мм. Все грубодисперсные ВВ имеют большие критические диаметры, чем порошкообразные ВВ того же состава.

Критический диаметр для смесевых ВВ зависит от процентного соотношения компонентов. Так, с уменьшением содержания тротила в аммонитах с 21 до 5% их критический диаметр увеличивается с 12 до 25 мм (рис. 47).

Критический диаметр ВВ зависит от физического состояния вещества. Например, для открытого заряда из сухого гранулированного тротила  $d_{кр} = 60$  мм, для зарядов из водонаполненного тротила  $d_{кр} = 30$  мм.

Влияние мощности начального импульса сказывается лишь на начальном участке детонации заряда, где в зависимости от величины импульса может быть получена скорость детонации выше или ниже характерной для данного заряда, но в любом случае на участке, равном примерно диаметру заряда, эта скорость стабилизируется и дальше будет постоянной на всей длине заряда (рис. 48).

С этой точки зрения для инициирования любого заряда необходимо иметь достаточно мощный точечный источник, от которого детонация будет распространяться с характерной для данного диаметра скоростью.

В некоторых случаях, правда довольно редких, можно наблюдать различные скорости детонации ВВ. Так, с большой и малой скоростью могут детонировать порошкообразные тротил, тэн, тетрил, гексоген. Значительно реже различаются малые и большие скорости детонации у жидких нитроэфиров ВВ и смесевых, изготовленных на их основе (нитроглицерин, динамиты, детониты).

#### Глава IV

### МЕТОДЫ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ И КАЧЕСТВА ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

#### § 19. Общие положения о работе и балансе энергии при взрыве

При взрыве работа проявляется в полезных формах, для чего производится взрыв, и бесполезных, представляющих собой потери энергии. При изменении условий взрыва и его целей формы работы и к. п. д. взрыва могут существенно меняться. Применительно к взрывным работам в скальных породах наибольшее значение имеет работа дробления больших объемов пород, в рыхлых — простреливание (образование полостей) и выброс.

Работа взрыва совершается за счет теплоты  $Q_T$ , выделившейся при взрыве,

$$Q_v = Q_0 Q_{вв}, \quad (IV.1)$$

где  $Q_0$  — удельная теплота взрыва, ккал/кг;

$Q_{вв}$  — масса заряда, кг.

Работу, произведенную взрывом в пределах сфер разрушения в породе, называют полной работой взрыва. Полная работа составляет часть полной энергии (теплоты) взрыва:

$$A_{\pi} = E \eta_{\pi}, \quad (IV.2)$$

где  $E$  — энергия взрыва, кгс·м;

$\eta_{\pi}$  — полный к. п. д. взрыва.

Величина полного к. п. д. взрыва достигает 0,7—0,8, однако полезный к. п. д. составляет всего несколько (от 1 до 10) процентов. При изменении условий взрыва полная работа изменяется несущественно, а отдельные формы проявления работы взрыва могут изменяться значительно. Так, если взрыв произведен на поверхности массива, то полная работа взрыва остается прежней, работа на разрушение среды уменьшится, а затраты энергии на образование воздушной волны увеличатся.

Если принять, что к. п. д. взрыва для различных ВВ примерно одинаков, то сравнение эффективности этих ВВ может быть произведено путем сравнения их теплоты взрыва (см. табл. 14).

Максимальную работу, которую могут совершить газы взрыва при условии перехода всей внутренней энергии в механическую работу, называют потенциалом ВВ.

На рис. 49 приведена схема баланса энергии при взрыве. В качестве исходной взята потенциальная химическая энергия ВВ. Из-за возможности частичного разброса непрореагировавшего ВВ, недостаточной полноты взрывчатого превращения или других процессов фактическая теплота взрыва будет меньше на величину потерь.

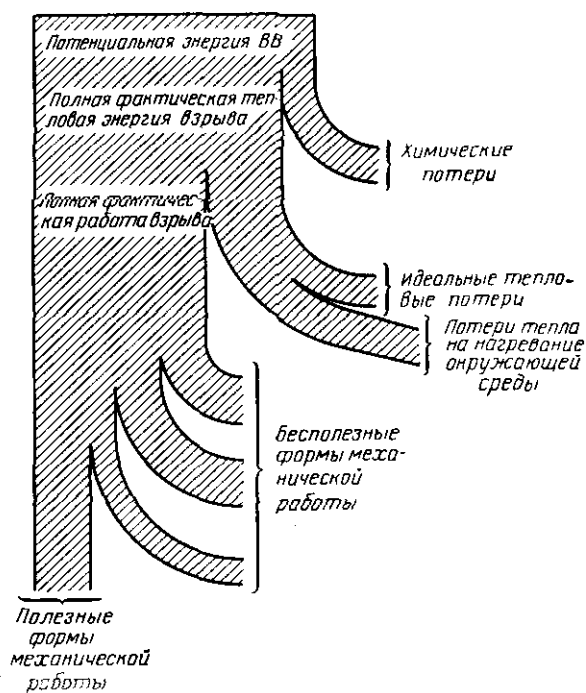


Рис. 49. Схема баланса энергии при взрыве (по А. Ф. Беляеву)

Фактическая теплота взрыва не может быть полностью превращена в работу, так как газы теряют способность производить работу по разрушению и отбрасыванию породы, имея достаточно высокую температуру, а, как известно, полная работа газов рассчитывается при их охлаждении до  $0^{\circ}\text{C}$ . Таким образом, полная работа будет меньше фактической теплоты взрыва на величину тепловых потерь. Часть полной работы взрыва расходуется на те или иные полезные формы общего (фугасного) или местного (бризантного) действия взрыва. Кроме того, значительная часть энергии затрачивается на бесполезные формы работы взрыва (отбрасывание породы, образование воздушной и сейсмической волны).

Существующие методы испытаний ВВ, рассмотренные ниже, позволяют оценивать только часть энергии, идущую на ту или иную работу деформирования или разрушения, причем чаще это делается в относительных величинах, позволяющих только качественно сравнивать ВВ между собой.

#### **§ 20. Классификация методов испытаний взрывчатых веществ**

Все новые ВВ, средства и приборы для взрывания, машины для механизированного заряжания должны проходить лабораторно-полигонные или стендовые испытания в следующих институтах: МакНИИ, ВостНИИ, ВНИИТБ, ВНИИ Геофизике или другом научно-исследовательском институте по безопасности работ, а также промышленные испытания в производственных условиях, по результатам которых в соответствии с инструкцией «Единых правил безопасности при взрывных работах» о порядке допуска к применению новых взрывчатых материалов, принадлежностей и приборов взрывания принимается решение о допуске их к постоянному применению.

Для оценки взрывчатых свойств ВВ, характеризующих производственную эффективность, производится экспериментальное определение скорости детонации, бризантности, работоспособности. Кроме того, экспериментальным или расчетным путем для новых сортов определяются теплота и работа продуктов взрыва, объем, температура и давление газов взрыва.

Для оценки чувствительности и опасности ВВ в обращении определяется чувствительность к тепловому импульсу, к удару и трению, к инициированию, дается оценка химической и физической стойкости ВВ.

Дымные пороха проверяются на наличие в них пыли, и делается проверка прочности порохового зерна. Бездымные пороха испытываются в соответствии с ведомственной инструкцией.

Для проверки качества уже выпускаемых ВВ, их соответствия ГОСТу и пригодности к применению производится наружный осмотр тары и отобранных патронов ВВ, определение способности к передаче детонации от патрона к патрону, а также влажности ВВ.

Для ВВ, содержащих нитроэфир в количестве более 30%, определяют наличие эксудата (выделение на поверхности патронов жидких нитроэфиров).

#### **§ 21. Методы оценки параметров взрыва взрывчатых веществ**

**Определение скорости детонации.** Наиболее простой метод определения скорости детонации основан на сравнении известной скорости детонации детонирующего шнура со скоростью детонации испытываемого заряда (метод Дотриша). На боковой поверхности по оси заряда 1 (рис. 50), заключенного в металлическую трубку 2 с внутренним диаметром 30 мм, толщиной стенок 4 мм и длиной 300 мм, делают два отверстия на расстоянии  $a = 200$  мм, в которые

вставляют концы отрезка детонирующего шнура 3. Расстояние от отверстия до капсюля-детонатора 4 с промежуточным детонатором 5 составляет 80—120 мм. Торцы трубки закрывают металлическими пробками на резьбе. Детонирующий шнур крепят на свинцовой или жестяной с прокладками пластинке 6 так, чтобы его середина точно совпадала с меткой на пластинке, которая помещается в трубу 7.

При взрыве детонация распространяется вдоль по заряду и по обеим ветвям детонирующего шнура. В месте встречи детонационных волн на пластинке образуется углубление.

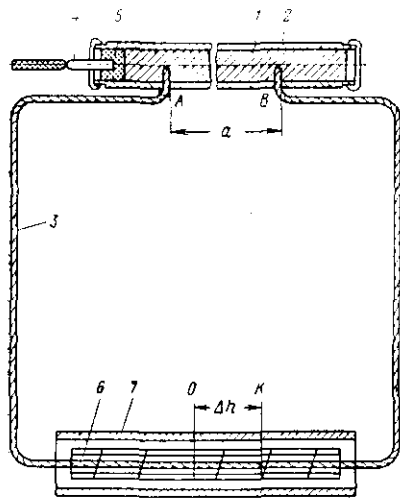


Рис. 50. Определение скорости детонации по Дотришу

онных волн  $\Delta h$  измеряется в миллиметрах.

В зависимости от цели испытаний заряд ВВ может быть в порошкообразном или прессованном виде с требуемой плотностью. Точность определения скорости детонации по этому методу  $\pm(3-5)\%$ .

Точные методы определения скорости детонации основаны на фиксации электронным осциллографом или высокоточным секундомером времени прохождения детонационной волной фиксированного расстояния по заряду или на дешифровке скоростной киносъемки свечения детонирующего заряда. Эти методы применяются только при исследовательских работах.

**Определение бризантности ВВ.** По характеру действия взрыва на окружающую заряд ВВ породу принято различать местное (бризантное), или д р о б я щ е е, действие и общее, или фугасное действие.

Б р и з а н т н о е действие взрыва характеризуется измельчением породы на контакте и в непосредственной близости от заряда. Эта работа определяется плотностью энергии во фронте детонационной волны и пропорциональна плотности ВВ и квадрату скорости детонации. Для оценки бризантного действия ВВ приме-

Скорость детонации рассчитывают исходя из равенства времени распространения детонационных волн до места их встречи (точка К), т. е.

$$\frac{AO + \Delta h}{v_{\text{дш}}} = \frac{200}{v_{\text{ВВ}}} + \frac{BO - \Delta h}{v_{\text{дш}}}. \quad (\text{IV.3})$$

Учитывая, что  $AO = BO$ , после простых преобразований получим

$$v_{\text{ВВ}} = v_{\text{дш}} \frac{a}{2\Delta h}, \quad (\text{IV.4})$$

где  $v_{\text{ВВ}}$  и  $v_{\text{дш}}$  — скорости детонации испытуемого ВВ и детонирующего шнура, м/с.

Расстояние от середины пластины до места встречи детонационных волн

няется проба на бризантность на свинцовых столбиках (метод Гесса) или на дробящее действие взрыва на породных образцах. Эти пробы служат для лабораторной сравнительной оценки ВВ.

К фугасным формам работы взрыва относятся разрушение породы на расстоянии от заряда, движение породы при взрыве, разрушения, производимые ударными волнами и поршневым действием газов при взрыве. Эффект фугасной формы работы взрыва пропорционален общей энергии ВВ. Для оценки фугасной формы работы взрыва применяются определение работоспособности в свинцовой бомбе (метод Трауцля), на баллистической мортире, на баллистическом маятнике, по воронке выброса, по дроблению образцов. Результаты сравнительных испытаний ВВ на баллистической мортире используются в США и в некоторых других странах для определения переводных коэффициентов при расчете удельных расходов различных ВВ. Для этих же целей могут быть использованы данные, полученные при испытаниях ВВ в свинцовой бомбе и на породных образцах.

Для определения бризантности по методу Гесса на столбик из рафинированного свинца высотой 60 мм и диаметром 40 мм помещают стальную пластинку толщиной 10 мм и диаметром 41 мм и заряд массой 50 г в бумажном патроне диаметром 40 мм при плотности  $\sim 1$  г/см<sup>3</sup>; в заряде делается отверстие под капсюль-детонатор глубиной 15 мм (рис. 51). Свинцовый столбик с пластиной и зарядом располагают на массивной стальной подставке. При взрыве свинцовый 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, его размещают в стальном кольце. Однако получаемые при таких испытаниях результаты не сравнимы с результатами, полученными при взрыве открытых зарядов.

Для наиболее мощных ВВ (гексоген, тэн) для определения бризантности применяют заряд массой 25 г, так как заряд массой 50 г полностью разрушает столбик. Эти результаты также трудно сопоставимы со стандартными.

**Определение работоспособности ВВ в свинцовой бомбе и на породных образцах.** Бомба Трауцля в виде цилиндра высотой 200 мм и диаметром 200 мм изготавливается из рафинированного свинца с отверстием диаметром 25 мм и глубиной 125 мм для помещения заряда ВВ массой 10 г с электродетонатором (рис. 52). Забойка песчаная. После взрыва в бомбе образуется расширение (раздутие), величина которого в кубических сантиметрах за вычетом объема отверстия (61—62 см<sup>3</sup>) и расширения, производимого электродетонатором (30 см<sup>3</sup>), и характеризует работоспособность ВВ.

Коэффициент относительной работоспособности испытуемого ВВ определяется как частное от деления 360 см<sup>3</sup> (значение работоспо-

способности для аммонита № 6ЖВ) на полученное при взрыве значение расширения  $V$ , см<sup>3</sup>, т. е.

$$e = \frac{360}{V}.$$

При расчете зарядов коэффициент относительной работоспособности служит для перерасчета расчетного удельного расхода ВВ в случае замены одного типа ВВ на другой.

Л. И. Бароном предложено испытывать ВВ в кубических блоках

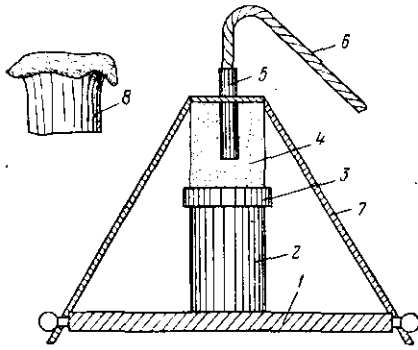


Рис. 51. Испытание ВВ на бризантность:

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

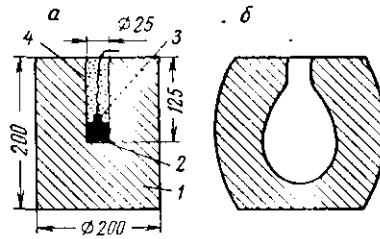


Рис. 52. Определение работоспособности ВВ в свинцовой бомбе:

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

из горной породы (базальта) или песчано-цементного раствора с размером ребра 200 мм. Дробящее действие ВВ характеризуется выходом мелких кусков (фракция мельче 7 мм) на 1 кг массы блока.

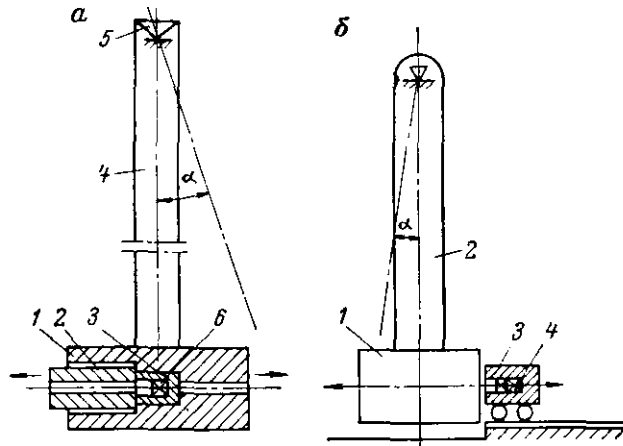


Рис. 53. Определение работоспособности:

а — баллистической mortar: 1 — mortar; 2 — снаряд; 3 — вкладыш; 4 — подвеска; б — опора; в — заряд ВВ; б — с помощью баллистического маятника: 1 — маятник; 2 — подвеска; 3 — mortar; 4 — заряд

**Определение работоспособности на баллистической мортире.** Баллистическая мортира представляет собой массивный цилиндр (рис. 53), подвешенный на тросах в виде маятника. В корпусе имеется взрывная камера, в которой подрывается заряд (обычно массой 10 г), и расширительная камера, в которой помещается массивный поршень-снаряд. При взрыве поршень-снаряд выталкивается из мортиры, а сама мортира отклоняется на некоторый угол, который фиксируется специальным устройством.

По углу отклонения оценивается эффективность ВВ. Взяв за стандарт отклонение мортиры взрывом заряда тротила 10 г, можно найти эквивалентный заряд другого ВВ, вызывающего такое же отклонение мортиры. Близка к описанной методике оценки ВВ на баллистическом маятнике (рис. 53, б).

## § 22. Расчетно-экспериментальные характеристики взрывчатых веществ

Рассмотренные выше характеристики дают относительную оценку эффективности ВВ, не выраженную в размерностях энергии, объема газов, температуры, давления. Это затрудняет использование этих характеристик при количественной оценке эффективности ВВ. Поэтому в дополнение к вышеприведенным применяются характеристики теплоты и работы продуктов взрыва, температуры, объема и давления газов взрыва, определяемые расчетным или экспериментальным методом. Эти величины характеризуют параметры идеализированного процесса взрыва и не учитывают коэффициента полезного использования энергии. Тем не менее они дают вполне объективную характеристику энергетического эффекта взрыва и могут быть использованы на практике.

**Теплота взрыва** является одной из основных характеристик с точки зрения оценки эффективности ВВ при разрушении пород. Зная затраты энергии на разрушение единицы объема породы и энергию, выделяемую при взрыве единицей массы ВВ, можно количественно оценить эффективность данного ВВ.

В последнее время получает распространение понятие объемная концентрация энергии ВВ, характеризующая количество энергии в единице объема ВВ и определяемая произведением удельной энергии ВВ на его плотность. Эта величина дает более объективную энергетическую оценку ВВ, плотность которых существенно отличается от единицы, что хорошо видно из данных, приведенных в табл. 17. Для ВВ, плотность которых близка к единице, эта величина дает одинаковый результат с расчетами, проведенными по теплоте взрыва.

Теплота взрыва определяется теоретически или экспериментально.

В качестве стандартных условий принимают температуру  $0^{\circ}\text{C}$ , и  $18^{\circ}\text{C}$  (иногда  $25^{\circ}\text{C}$ ) и давление в  $1\text{ кгс/см}^2$ .

Таблица 17

Энергетические переводные коэффициенты для некоторых промышленных ВВ

ВВ	Теплота взрыва, ккал/кг	Плотность заряда, кг/дм <sup>3</sup>	Величина энергии в 1 л ВВ (удельная объемная энергия), ккал/л	Переводной коэффициент к аммониту № 6ЖВ		
				по объемной энергии	по теплоте взрыва	их отношение
Гранулотол	825	1,0	825	0,7	0,8	—
Алюмотол	1260	1,1	1390	1,2	1,2	—
Зерногранулиты:						
79/21	1030	0,95—1,05	980	0,9	1,0	—
30/70	870	1,1	1080	0,95	0,8	—
50/50-В	880	0,95—1,35	965	0,85	0,8	—
			835	0,7	0,8	1,25
30/70-В	911	0,95—1,35	1185	1,0	0,9	1,22
			870	0,8	0,9	1,22
			1230	1,1	0,9	1,33
Акватол 65/35	920	1,45	1330	1,2	1,2	1,25
Акватол МГ	1205	1,43	1720	1,5	1,4	1,29
Акватол М-15	1474	1,38	2038	1,8	0,9	—
Игданит	910	0,85—1,15	774	0,8	0,9	—
			1045	0,9	0,9	—
Гранулит М	920	0,9—1,15	830	0,7	0,9	—
			1060	0,9	1,2	—
Гранулит АС-8	1242	0,9—1,05	1120	1,0	1,1	—
			1300	1,1	1,0	—
Гранулит АС-4	1080	0,83—1,15	895	0,8	0,7	—
			1240	1,1	0,9	—
Гранулит С-2	917	0,83—1,05	760	0,7	0,8	—
			960	0,8	1,0	—
Аммонит № 6ЖВ	1030	Плотность патронов	133	1,0	1,0	—
		1,1				
Аммонит № 7ЖВ	995	1,03	1025	0,9	1,0	—
Аммонал скальный № 3	1360	1,05	1430	1,3	1,3	—
Аммонал водоустойчивый	1180	1,03	1215	1,1	1,1	—
Аммонит скальный № 1	1292	1,48	1915	1,7	1,3	1,31

Вычисление теплоты взрыва ведется 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.

$$Q_{\tau_1} + Q_{\tau_2} = Q_{\tau_3} \quad (\text{IV.5})$$

Индексы 1, 2, 3 обозначают соответственно начальное, промежуточное и конечное состояния системы.

Теплота взрыва может быть рассчитана, если известна теплота образования ВВ  $Q_{\tau_1}$  из элементов и уравнение реакции взрыва.

Обозначив теплоту взрыва  $Q_{тв}$  и теплоту образования продуктов взрыва из элементов  $Q_{тн}$ , найдем

$$Q_{тв} = Q_{тн} - Q_{тг}, \text{ ккал/г моль.} \quad (\text{IV.6})$$

Для расчетов термохимических параметров взрыва составлены специальные таблицы теплоты образования веществ при постоянном объеме (см. табл. 13).

Для определения теплоты взрыва 1 кг ВВ пользуются формулой

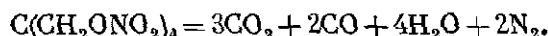
$$Q'_{тв} = \frac{Q_{тв} \cdot 1000}{M}, \text{ ккал/кг.} \quad (\text{IV.7})$$

В развернутом виде эта формула имеет вид

$$Q'_{тв} = \frac{(n_1 q_1 + n_2 q_2 + \dots + n_k q_k) 1000}{M} - \frac{Q_{тн} \cdot 1000}{M}, \text{ ккал/кг,} \quad (\text{IV.8})$$

где  $M$  — молекулярный вес ВВ;  
 $n_1, n_2, \dots, n_k$  — число молекул продуктов взрыва;  
 $q_1, q_2, \dots, q_k$  — теплоты образования соответствующих продуктов взрыва.

В качестве примера приведем расчет температуры взрыва тэна, реакция взрывчатого разложения которого



Как следует из приведенных выше рассуждений, теплота взрыва будет

$$Q_{тв} = 3Q_{\text{CO}_2} + 2Q_{\text{CO}} + 4Q_{\text{H}_2\text{O}} - Q_{\text{тэна}}.$$

Подставив значения теплоты образования указанных веществ из табл. 13, получим

$$Q_{тв} = 3 \cdot 94,51 + 2 \cdot 27,17 + 4 \cdot 57,49 - 122,41 = 445,42 \text{ ккал/гмоль,}$$

а в расчете на 1 кг ВВ

$$Q'_{тв} = \frac{445,42 \cdot 1000}{316} = 1410 \text{ ккал/кг.}$$

Для экспериментального определения теплоты взрыва применяется калориметр (рис. 54) с бомбой 5 л. Калориметрическая бомба, показанная на рис. 54, рассчитана на давление 500 кгс/см<sup>2</sup> при 100° С и позволяет подрывать заряды в массивной оболочке. В бомбе можно определить теплоту взрыва, объем газов и их состав. В бомбах малого размера можно испытывать заряды массой 1—2 г, которые воспламеняют раскаленной с помощью электрического тока проволокой. Такие бомбы пригодны для испытания инициирующих ВВ. Для испытания аммонитов и тротила применяют бомбы большого размера, где взрывают заряд массой 50—100 г электродетонатором. Заряд ВВ иногда окружают свинцовой оболочкой, благодаря которой детонация происходит более полно в условиях, близких к практическим условиям применения ВВ.

Для замера тепла, выделяющегося при взрыве, бомбу помещают в сосуд с точно замеренным количеством воды. В некоторых случаях для определения теплоты взрыва непосредственно замеряют температуру тела бомбы без погружения ее в воду.

Количество тепла, выделившегося в бомбе и поглощенного телом бомбы или бомбой и водой, вычисляют умножением теплоемкости

бомбы или системы бомба плюс вода на разность между конечной и начальной температурами воды или тела бомбы и относят полученный результат на 1 кг ВВ:

$$Q_T = (c + c_0)(T_K - T_H), \text{ кал}, \quad (\text{IV.9})$$

$$Q'_T = \frac{Q_T}{Q_{ВВ}} 1000, \text{ кал/кг}, \quad (\text{IV.10})$$

где  $Q_T$  — количество тепла, выделившегося в бомбе, кал/кг;

$c$  — теплоемкость общего количества воды, окружающей бомбу, кал/°С;

$c_0$  — теплоемкость аппаратуры, кал/°С;

$T_K, T_H$  — конечная и начальная температура воды и бомбы, °С;

$Q_{ВВ}$  — навеска ВВ, г.

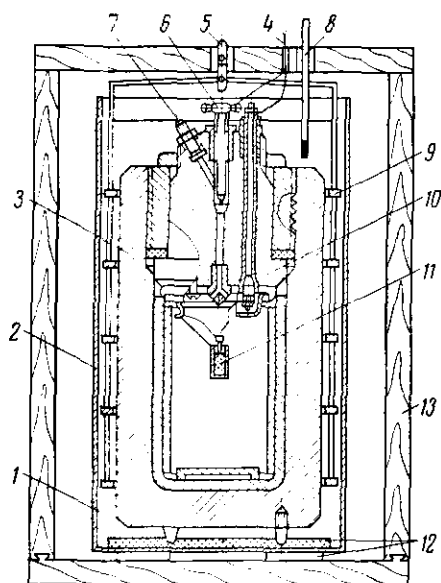


Рис. 54. Экспериментальная калориметрическая установка для определения теплоты взрыва:

1 — жидкость; 2 — сосуд; 3 — бомба; 4 — электрические провода; 5 — мешалка; 6 — вентиль; 7 — выпускной ниппель; 8 — термометр; 9 — лопасти мешалки; 10 — крышка; 11 — заряд ВВ в оболочке; 12 — изоляция; 13 — теплоизоляционная оболочка

К моменту измерения температуры практически вся вода, образовавшаяся при взрыве, находится в жидком состоянии. Поэтому непосредственные измерения относятся к воде жидкой. Более правильной характеристикой ВВ является теплота взрыва при воде парообразной, так как в момент совершения работы она в продуктах взрыва находится в этом состоянии. Пересчитать результаты опыта на воду парообразную нетрудно, если знать количество воды, образовавшейся при взрыве. В этом случае из теплоты, полученной экспериментально, нужно вычесть теплоту испарения того количества воды, которая образовалась при взрыве.

Количество образующейся при взрыве воды может быть найдено продуванием бомбы после взрыва сухим воздухом и улавливанием влаги, уносимой воздухом из бомбы.

Теплота взрыва некоторых ВВ приведена в табл. 17.

**Определение температуры взрыва.** Температура взрыва — это максимальная температура, до которой нагреваются продукты взрыва. Из-за сложности опытного определения по спектру светового излучения температура взрыва обычно определяется расчетным методом. При этом процесс взрыва принимается адиабатическим. В действительности имеют место потери тепла на нагревание окружающей среды и некоторое расширение газов. Однако время реакции для промышленных ВВ настолько мало, что этими факторами можно пренебречь.

Температура газов взрыва вычисляется по формуле

$$t = \frac{Q_{\tau}}{c_V}, \quad (\text{IV.11})$$

где  $Q_{\tau}$  — теплота взрыва ВВ, ккал/г·моль;

$c_V$  — средняя теплоемкость всех продуктов взрыва при постоянном объеме в интервале от 0 до  $t^{\circ}\text{C}$ .

Теплоемкость в зависимости от температуры может быть определена по формуле

$$c_V = a + bt, \text{ кал/моль} \cdot ^{\circ}\text{C}, \quad (\text{IV.12})$$

где  $a$  — значение теплоемкости газов при  $t = 0^{\circ}\text{C}$ ;

$b$  — коэффициент, учитывающий прирост теплоемкости газов с увеличением температуры.

Подставив значение  $c_V$  из формулы (IV.12) в формулу (IV.11), получим уравнение

$$bt^2 + at - Q_{\tau} = 0. \quad (\text{IV.13})$$

Решив это уравнение относительно  $t$ , найдем

$$t = \frac{-a + \sqrt{a^2 + 4bQ_{\tau}}}{2b}. \quad (\text{IV.14})$$

Теплоемкости некоторых газов в зависимости от температуры (кал/моль· $^{\circ}\text{C}$ ) можно найти по формулам:

для двухатомных газов ( $\text{CO}$ )	$4,8 + 4,3 \cdot 10^{-4} t$ ;
для трехатомных газов ( $\text{NO}_2$ )	$7,2 + 4,5 \cdot 10^{-4} t$ ;
для четырехатомных газов ( $\text{NH}_3$ )	$10 + 4,5 \cdot 10^{-4} t$ ;
для паров воды ( $\text{H}_2\text{O}$ )	$4,0 + 21,5 \cdot 10^{-4} t$ ;
для углекислого газа ( $\text{CO}_2$ )	$9,0 + 5,8 \cdot 10^{-4} t$ .

При определении теплоемкости смеси газов по приведенным формулам их почленно складывают для определения суммарных величин  $a$  и  $b$ .

В качестве примера определим температуру взрыва тротила, уравнение взрывчатого превращения которого



Теплота взрыва тротила 223,6 ккал/гмоль.

Теплоемкости продуктов взрыва соответственно равны:  
для CO и N<sub>2</sub>

$$c_V = 5(4,8 + 0,00045t) = 24,0 + 0,0023t, \text{ кал/моль} \cdot ^\circ\text{C};$$

для H<sub>2</sub>O

$$c_V = 2,5(4,0 + 0,00215t) = 10,0 + 0,0054t, \text{ кал/моль} \cdot ^\circ\text{C};$$

для C

$$c_V = 3,5 \cdot 6,4 = 22,4 \text{ кал/моль} \cdot ^\circ\text{C}.$$

Сложив почленно значения полученных величин, получим общую теплоемкость газовой смеси:

$$\sum c_V = 56,4 + 0,0077t,$$

т. е.  $a = 56,4$ ;  $b = 0,0077$ .

Подставив найденные значения  $a$  и  $b$  в формулу (IV.14), получим величину температуры газов при взрыве

$$t = \frac{-56,4 + \sqrt{56,4^2 + 4 \cdot 0,0077 \cdot 223,6 \cdot 1000}}{2 \cdot 0,0077} \approx 3000^\circ \text{C}.$$

**Определение объема газов при взрыве.** Объем газов при взрыве определяется по реакции взрывчатого разложения ВВ на основе закона Авогадро, согласно которому объем, занимаемый грамм-молекулой различных газов при температуре 0° С и давлении 760 мм, равен 22,42 л. Для определения объема газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, пользуются формулой

$$V = \frac{22,42 (n_1 + n_2 + \dots + n_n) 1000}{m_1 M_1 + m_2 M_2 + \dots + m_n M_n}, \text{ л/кг}, \quad (\text{IV.15})$$

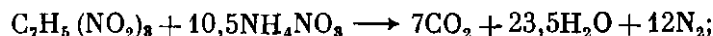
где  $n_1, n_2, \dots, n_n$  — число грамм-молекул газообразных продуктов взрыва;

$m_1, m_2, \dots, m_n$  — число грамм-молекул составных частей ВВ;

$M_1, M_2, \dots, M_n$  — молекулярный вес составных частей ВВ.

Объем газов, образуемый какой-либо смесью компонентов, определяется как сумма объемов газов, образуемых отдельными компонентами смеси.

В качестве примера определим объем газообразных продуктов, образованный при взрыве аммонита № 6ЖВ, разложение которого протекает по уравнению



$$V = \frac{22,42(7 + 23,5 + 12)}{1 \cdot 227 + 10,5 \cdot 80} = 896 \text{ л/кг}.$$

Для опытного определения объема продуктов взрыва взрывают некоторое количество ВВ (обычно до 100 г) в калориметрической бомбе. Объем охлажденных до комнатной температуры газообразных продуктов измеряют газометром.

**Определение давления газов при взрыве.** Возникающее при взрыве давление газов в зарядной камере может быть определено исходя из газового уравнения Клайперона:

$$pV = RT = \frac{p_0 V_0}{273} \quad (\text{IV.16})$$

где  $p$  — давление газов при взрыве, кгс/см<sup>2</sup>;  
 $V$  — объем зарядной камеры, л;  
 $p_0$  — атмосферное давление при 0° С и давлении 760 мм рт. ст., равное 1,033 кгс/см<sup>2</sup>;  
 $V_0$  — объем газов при взрыве 1 кг ВВ при  $t = 0^\circ$  и давлении 760 мм рт. ст.;  
 $T$  — абсолютная температура газов при взрыве.  
 Для идеальных газов давление определяется из выражения

$$p = \frac{RT}{V} \quad (\text{IV.17})$$

Поскольку при взрыве давление достигает чрезвычайно высоких значений, то необходимо учитывать собственный объем молекул (коволум —  $\alpha$ ) газообразных продуктов взрыва. Кроме того, при взрыве некоторых ВВ в продуктах взрыва могут содержаться твердые остатки, которые можно учесть коэффициентом  $\beta$ . С учетом этого фактический объем для размещения газов в зарядной камере будет равен

$$V - (\alpha + \beta), \text{ л.} \quad (\text{IV.18})$$

Тогда формула (IV.17) будет иметь вид

$$p = \frac{RT}{V - (\alpha + \beta)}. \quad (\text{IV.19})$$

Коволум на 1 кг ВВ можно определить из выражения

$$\alpha = \frac{n_1 \alpha_1 + n_2 \alpha_2 + \dots + n_k \alpha_k}{m_1 M_1 + m_2 M_2 + \dots + m_k M_k}, \text{ л/кг,} \quad (\text{IV.20})$$

где  $n_1, n_2, \dots, n_k$  — число грамм-молекул газообразных продуктов взрыва;

$\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_k$  — величины коволюма для газов, равные для азота  $N_2$  — 0,00062, водорода  $H_2$  — 0,00025, кислорода  $O_2$  — 0,00051, воды  $H_2O$  — 0,00036,  $CO_2, CO$  — 0,00068;

$m_1, m_2, \dots, m_k$  — число молекул компонентов ВВ;

$M_1, M_2, \dots, M_k$  — молекулярные веса компонентов ВВ.

Объем твердых остатков определяется по формуле

$$\beta = \frac{(n_1 \beta_1 + n_2 \beta_2 + \dots + n_k \beta_k) 1000}{m_1 M_1 + m_2 M_2 + \dots + m_k M_k}, \text{ л/кг,} \quad (\text{IV.21})$$

где  $\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_k$  — объем молекул твердых остатков в продуктах взрыва, л.

Давление газов, образующихся при взрыве в зарядной камере  $N$  кг ВВ, вычисляется по формуле

$$p = \frac{RTN}{V - N(\alpha + \beta)}, \text{ кгс/см}^2. \quad (\text{IV.22})$$

Разделив числитель и знаменатель на объем зарядной камеры  $V$ , получим окончательно

$$p = \frac{RT\Delta}{1 - \Delta(\alpha + \beta)}, \text{ кгс/см}^2, \quad (\text{IV.23})$$

где  $\Delta$  — плотность заряда, кг/дм<sup>3</sup>.

Несмотря на введение поправочного коэффициента, эта формула не дает точных результатов при плотности заряда  $\Delta > 0,6$  г/см<sup>3</sup>.

### § 23. Методы проверки качества взрывчатых веществ

Свойства ВВ могут изменяться в процессе транспортирования и хранения. Поэтому при поступлении на склад и в процессе хранения все ВВ периодически должны испытываться для определения их пригодности к дальнейшему хранению и безопасному использованию для взрывных работ.

При поступлении ВВ на базисные склады производится весь комплекс испытаний, предусмотренный «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». На расходных складах ВВ подвергают только наружному осмотру, если они поступают туда с базисного склада.

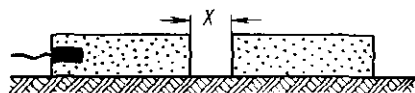


Рис. 55. Схема испытаний на передачу детонации

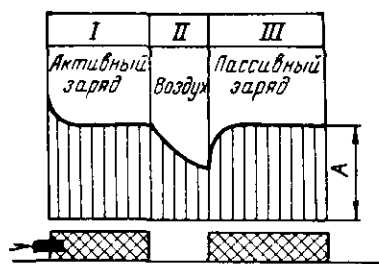


Рис. 56. Взаимные переходы детонационной и ударной волны при передаче детонации на расстояние

Испытания ВВ производят взрывники или лаборанты под руководством заведующего складом в следующие сроки: ВВ, не содержащих жидких нитроэфиров, — в конце гарантийного срока и каждые три месяца после его истечения; ВВ, содержащих жидкие нитроэфиры, — в конце гарантийного срока и через каждый месяц после его истечения. Если возникает сомнение в доброкачественности ВВ, то их испытывают независимо от сроков хранения.

Испытания проводят на территории склада на специально отведенных площадках.

В случае обнаружения дефектов при осмотре или испытаниях вся партия ВВ бракуется и составляется акт, который направляется заводу-изготовителю и Госгортехнадзору. Возможность дальнейшего

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

**Аммиачно-селитренные ВВ и тротил** подвергаются следующим испытаниям.

**Н а р у ж н ы й о с м о т р т а р ы**, при котором устанавливается наличие внешних повреждений на ящиках или мешках, проверяется обвязка и пломбировка тары, отсутствие следов подмокания. Такому осмотру подвергаются все ВВ, поступающие на склад в упаковке. Ящики с дефектами отбирают в отдельную партию, составляют акт, а затем проверяют внутреннюю упаковку. При целой внутренней упаковке испытания проводят по обычной методике. При нарушенной внутренней упаковке испытанию подвергают каждый ящик.

**Н а р у ж н ы й о с м о т р п а т р о н о в**, при котором из поступившей партии отбирают пять пачек, которые распаковывают, и все патроны осматривают. На патронах должен стоять штамп с указанием типа ВВ, массы патрона, даты изготовления, марки завода и номера ящика. На патронах не должно быть следов подмокания или увлажнения. Торцы патронов должны быть аккуратно заделаны, чтобы исключить высыпание из них ВВ или затекание теплоизолирующего состава внутрь патрона. Недопустимо, чтобы в торцах патронов были углубления более 7 мм. При осмотре патронов нитроэфировых ВВ не должно быть следов жидкости на патронах и ящиках. При разворачивании бумажной оболочки патрона на ее внутренней стороне также не должно быть следов жидкости. Допускается только наличие блестящей полоски на внутреннем крае бумажной оболочки патрона шириной не более 6 мм.

**И с п ы т а н и е н а п е р е д а ч у д е т о н а ц и и**, при котором проверяется соответствие паспортным данным чувствительности ВВ к взрыву другого заряда. Для этого на плотном грунте укладывают два патрона ВВ (рис. 55) на расстоянии, указанном в характеристике 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 происходит.

В случае отказа число опытов удваивается. Если при этом будут снова отказы, партия ВВ бракуется. ВВ, поступившие на склад в мешках, не испытываются на передачу детонации, однако если возникает такая необходимость, то из них изготавливают патроны диаметром  $34 \pm 1$  мм, массой по 200 г с плотностью около 1 г/см<sup>3</sup> и затем проводят испытания. Испытание на передачу детонации водоустойчивых ВВ проводят после выдержки патронов в воде на глубине 1 м от нижнего торца в вертикальном положении в течение 1 ч. Патроны помещают в специальные футляры с отверстиями. При испытании к нижнему концу активного заряда должен обращаться верхний конец пассивного заряда. Далее испытания проводят по обычной методике.

Слежавшиеся патроны ВВ при испытаниях не разминаются, кроме торца, в который вставляется детонатор.

Взаимные переходы детонационной волны в ударную и обратно при передаче детонации на расстояние схематично показаны на рис. 56. С выходом детонационной волны из ВВ в активном заряде она превращается в ударную волну и распространяется по воздушному промежутку с затуханием, так как происходит потеря энергии на сжатие среды и расхождение фронта волны. Если энергии на фронте ударной волны, достигшей границы пассивного заряда, достаточно для возбуждения в нем детонации, то ударная волна снова переходит в детонационную волну, которая стабилизируется на участке длиной, равной примерно диаметру заряда, и распространяется по заряду с постоянной скоростью и амплитудой давления на фронте волны.

**Определение влажности ВВ.** Из пяти патронов, взятых для осмотра из пяти пачек, после смешивания берут две навески ВВ массой по 10 г, помещают их в стаканчиках в термостаты и сушат при температуре  $+65^{\circ}\text{C}$  до получения пробы постоянной массы.

Влажность определяется по формуле

$$B = \frac{Q_1 - Q_2}{Q_3} 100, \%, \quad (\text{IV.24})$$

где  $Q_1$  — масса навески ВВ со стаканчиком до сушки, г;

$Q_2$  — масса навески ВВ со стаканчиком после сушки, г;

$Q_3$  — масса навески ВВ без стаканчика до сушки, г.

Влажность ВВ должна соответствовать требованиям ГОСТа или техническим условиям на данное ВВ.

**Бездымные пороха**, применяемые иногда на карьерах, перед использованием подвергаются следующим испытаниям: определяют состояние тары, физико-химическое состояние, способность к детонации и их работоспособность.

При физико-химической оценке обращают внимание на отсутствие следов разложения пороха: при разложении изменяется цвет зерен пороха, появляются желтоватые вадутия и трещины. У нитроглицериновых и нитроглицериновых порохов может наблюдаться выделение компонентов в виде капель жидкости (экссудация). Капельку нужно промокнуть промокательной бумагой, а затем ударить по ней молотком на металлическом листе. Хлопок или треск свидетельствуют об экссудации пороха. Такие пороха подлежат уничтожению.

Детонационную способность пороха определяют в зарядах массой 8 кг, располагаемых на глубине 1 м в шурфах или канавах. Если порох не детонирует от детонатора из аммонита массой 2 кг, партия бракуется.

Работоспособность пороха определяется проведением сравнительных взрывов с аммонитом или тротилом в грунте и находят переводные коэффициенты по объему выброшенного грунта при

постоянных массе и глубине заложения зарядов. Если  $V_{\text{тнт}}$  — объем разрушения от взрыва тротила, а  $V_{\text{п}}$  — от пороха, то переводной коэффициент для определения расчетного удельного расхода ВВ

$$k = \frac{V_{\text{п}}}{V_{\text{тнт}}}. \quad (\text{IV.25})$$

**Испытания дымного пороха.** Из 10% прибывших мешков с ВВ отбирают навески по 0,5 кг и осматривают. Зерна пороха должны быть сизо-черного цвета с блестящей поверхностью. Белые или желтые кристаллы на зернах, слипшиеся комки пороха должны отсутствовать.

При высыпании пороха на белом листе не должно оставаться пыли или черных пятен. Если пробы не соответствуют указанным требованиям, партия бракуется.

#### § 24. Определение стойкости и чувствительности взрывчатых веществ

**Стойкостью** называется способность ВВ сохранять постоянными свои первоначальные химические и физические свойства. Различают химическую и физическую стойкость. **Химическая стойкость** — способность ВВ сохранять неизменными свои химические свойства. Она зависит от состава ВВ (нитроэфировые ВВ менее стойки, чем аммониты), от чистоты (наличие следов кислот в нитроэфировых ВВ сильно снижает их стойкость) и т. д. **Физическая стойкость** — способность ВВ сохранять неизменными свои физические свойства и структуру при хранении и применении.

При характеристике физической стойкости различают:

**гигроскопичность** — способность ВВ поглощать влагу из атмосферы;

**слеживаемость** — способность порошкообразных ВВ терять при хранении сыпучесть и превращаться в сплошную массу со снижением или полной потерей восприимчивости к детонации;

**водоустойчивость** — способность патронов ВВ при непосредственном соприкосновении с водой сохранять в течение определенного времени взрывчатые свойства. Методика испытания зарядов ВВ на водоустойчивость предусматривает выдерживание их в воде в течение определенного времени на определенной глубине.

**Расслаиваемость** — свойство ВВ в условиях транспортирования и заряжания терять однородность состава за счет перераспределения компонентов с разной плотностью; в результате расслаиваемости ухудшается детонационная способность ВВ.

**Чувствительность ВВ к инициированию** характеризуется величиной начального импульса, необходимой для возбуждения взрыва заряда. Процесс возбуждения детонации ВВ приложением начального импульса к заряду называется **иницированием**.

Чувствительность к инициированию принято оценивать минимальным зарядом, который необходим для возбуждения детонации (табл. 18).

Т а б л и ц а 18

Восприимчивость ВВ к инициированию

ВВ	Предельный инициирующий заряд, г	
	гремучей ртути	азида свинца
Тротил (порошкообразный) . . . . .	0,36	0,09
Аммонит № 6ЖВ . . . . .	0,3	—
Диннафталит . . . . .	0,6	—
Тетрил . . . . .	0,29	0,025

Чувствительность ВВ к удару определяется на специальных копрах. При испытаниях на навеску ВВ, заключенную между двумя металлическими поверхностями (рис. 57), сбрасывают груз определенной массы. При испытании инициирующих ВВ принимают рычажный копер с грузом массой 0,5—1,8 кг. Для бризантных ВВ применяют вертикальные копры с грузами массой 5—20 кг и высотой падения до 3 м.

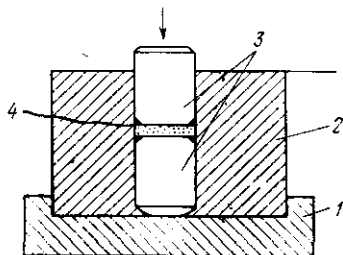


Рис. 57. Узел прибора для размещения навески ВВ при определении чувствительности на удар:

1 — основание; 2 — муфта; 3 — стальные ролики; 4 — навеска ВВ

В качестве критерия чувствительности принимается процент взрывов из 25 и более испытаний 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 происходит при каждом сбрасывании.

Испытания на чувствительность к удару дополняются испытаниями на чувствительность к трению. Это может производиться на маятнике трения или растиранием навески в фарфоровой ступке. В настоящее время испытание на трение производится путем сдвига боковым ударом ролика (рис. 58), прижатого с определенной силой к поверхности ВВ. Чувствительность к трению характеризуется процентом взрывов при разных усилиях прижатия и выражается кривыми на графиках (рис. 59).

Кроме того, чувствительность ВВ к механическому воздействию определяется путем испытания навески ВВ в смеси с песком, увеличивающим чувствительность ВВ, на приборе вращательного действия. При этом определяется минимальная нагрузка (кгс/см<sup>2</sup>),

при которой при шести опытах не происходит вспышки навески ВВ. Сущность испытания состоит в том, что на приборчике типа сверла

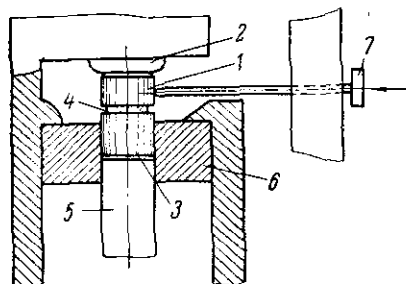


Рис. 58. Узел прибора К-44-Ш для определения чувствительности ВВ к трению:

1 — подвижный ролик; 2 — упор; 3 — неподвижный ролик; 4 — навеска ВВ; 5 — горшень, создающий давление на ВВ; 6 — муфта; 7 — ударник

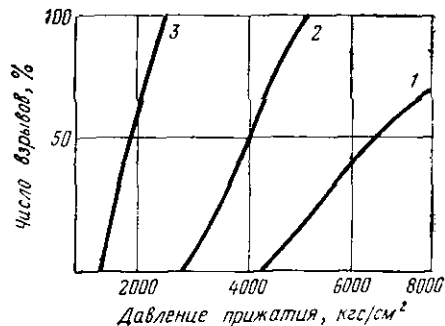


Рис. 59. Кривые определения чувствительности ВВ к трению:

1 — тротил; 2 — гексоген; 3 — азид свинца

между двумя плоскими стальными поверхностями размещается навеска 0,05 г и растирается при скорости вращения верхней поверхности 150 об/мин в течение 10 с и определенном давлении, которое создается подвешиванием на рычаг прижатия грузов массой 5, 10 и 20 кг. Давление определяют по формуле

$$p = \frac{Q_r L}{l S}, \quad (\text{IV.26})$$

где  $Q_r$  — масса груза, кг;  
 $L$  — плечо подвески, см;  
 $l$  — расстояние от оси рычага до центра навески ВВ, см;  
 $S$  — площадь пуансона для растирания навески ВВ, см<sup>2</sup>.

Схема прибора приведена на рис. 60.

Чувствительность ВВ к механическим воздействиям (табл. 19) имеет большое значение при выборе и создании машин для механизации зарядания ВВ.

Чувствительность ВВ к тепловому импульсу определяется

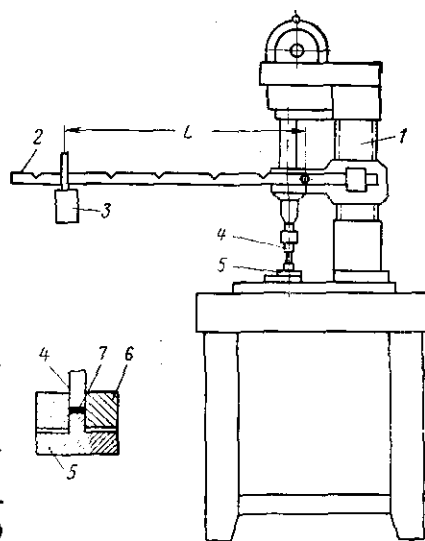


Рис. 60. Прибор для испытания ВВ на чувствительность к трению:

1 — сверлильный станок; 2 — рычаг нажатия; 3 — груз; 4 — верхний пуансон; 5 — нижний пуансон; 6 — корпус; 7 — навеска ВВ

Таблица 19

## Чувствительность промышленных ВВ к механическому воздействию

ВВ	Частота взрывов (%) на копре при ударе груза массой 10 кг с высоты 250 мм	Минимальная нагрузка, при которой происходит взрыв навески с песком в приборе вращательного действия, кгс/см <sup>2</sup>
Детониты, победиты . . . . .	32—84	1770—2160
Углениты . . . . .	40—80	2600—3000
Аммонит скальный № 1 . . . . .	32—62	1230—1535
Акванит ЗЛ . . . . .	0	2900
Гранулотол и алюмотол измельченные	24—50	1930—2080
Аммонал водостойчивый . . . . .	12—36	1950
Аммонал скальный № 3 . . . . .	40—50	1535
Аммониты № 6ЖВ, № 7ЖВ, ПЖВ-20, АП-4ЖВ, АП-5ЖВ, Т-19; динатфалит, зерногранулит 79/21 (измельченный)	12—32	2160—2900
Гранулиты С-2, АС-4, АС-8 (измельченные) . . . . .	0—12	Более 3000
Граммонал А-8 . . . . .	24—26	2200
Игданит . . . . .	0—4	Более 3000

температурой вспышки (табл. 20). 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.

Таблица 20

## Чувствительность к тепловому импульсу и удару некоторых ВВ типа химических соединений

ВВ	Температура вспышки, °С	Чувствительность к удару (минимальная высота падения груза массой 2 кг, при которой происходит взрыв), см
Азид свинца . . . . .	330	3
Гексоген . . . . .	230	—
Гремучая ртуть . . . . .	170	2
Нитроглицерин . . . . .	200	4
Тетрил . . . . .	195	30
ТНРС . . . . .	270	11
Тротил . . . . .	310	70
Тэн . . . . .	220	28

## Глава V

### ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА ДЛЯ ВЗРЫВАНИЯ НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

#### § 25. Требования к взрывчатым веществам для взрывания на карьерах

Специфические условия ведения взрывных работ на земной поверхности и, прежде всего, на карьерах определяют требования, которым должны отвечать применяемые в этих условиях ВВ, а также перспективные направления в разработке их рецептур для различных условий. В настоящее время основной объем горных пород на карьерах отбивают зарядами, размещаемыми в вертикальных и наклонных скважинах диаметром 100—300 мм. ВВ, применяемые на карьерах, должны отвечать следующим требованиям:

1. ВВ могут иметь критический диаметр  $> 100$  мм, т. е. пониженную детонационную способность в зарядах малого диаметра. Это могут быть грубодисперсные гранулированные ВВ с широкой зоной химической реакции. ВВ с такой характеристикой обеспечивают более равномерное дробление породы при взрыве путем уменьшения зоны переизмельчения у заряда.

2. При отбойке на земной поверхности у ВВ нет жестких ограничений по количеству ядовитых газов, выделяемых при их взрыве, вследствие чего имеется возможность использовать ВВ с кислородным балансом отличным от нулевого. Однако при применении ВВ с отрицательным кислородным балансом, особенно при имеющейся тенденции увеличения масштабов взрывов и интенсивном углублении карьеров, удаление вредных газов из зоны карьера осложняется. Кроме того, ядовитые газы в течение почти 100 ч могут находиться в развале взорванной породы, проникать по трещинам в подземные выработки и вызывать отравление работающих там людей. Поэтому применение таких ВВ должно быть четко регламентировано.

3. Большие объемы взрывов требуют одновременной зарядки большого числа скважин. Поэтому ВВ должны обладать хорошей сыпучестью, минимальной слеживаемостью при хранении, минимальным пылением при пересыпке и быть малочувствительными ко всякого рода механическим воздействиям с тем, чтобы работы

по заряджанию скважин могли выполняться зарядными агрегатами, резко увеличивающими производительность этих работ.

4. При больших значениях л. н. с. и диаметров заряда основное влияние на интенсивность дробления пород при взрыве оказывает трещиноватость пород. Мощность ВВ при этом имеет меньшее значение, чем при отбойке шпурами и скважинами малого диаметра (70—100 мм). Поэтому основная масса ВВ может иметь относительно невысокую теплоту взрыва (до 1000 ккал/кг). Такие ВВ обеспечивают в большинстве случаев хорошее дробление породы при относительно невысокой стоимости самих ВВ.

Наряду с этим, примерно 15% от общего количества ВВ должно обладать наиболее высокими взрывчатыми характеристиками с теплотой взрыва не ниже 1200 ккал/кг. Эти ВВ должны быть предназначены для трудновзрываемых и обводненных пород.

5. Значительная часть ВВ должна быть водоустойчивой и иметь действительную плотность ВВ выше 1 г/см<sup>3</sup>, чтобы при заряджании обводненных скважин ВВ хорошо тонуло в воде. Смесь ВВ и воды должна устойчиво детонировать от мощного инициатора.

#### **§ 26 Общие сведения о взрывчатых веществах для взрывания на карьерах**

На карьерах СССР в настоящее время в основном применяются аммиачно-селитренные ВВ, в состав которых входят: аммиачная селитра, тротил, горючие добавки (древесная мука, соляровое масло, алюминиевая пудра и некоторые другие компоненты).

Аммиачно-селитренные ВВ представляют собой смеси аммиачной селитры с взрывчатыми или невзрывчатыми веществами. Это основные ВВ, применяемые в настоящее время в горной промышленности, которые выпускают в следующих разновидностях:

**Динамоны** — смеси аммиачной селитры с невзрывчатыми горючими добавками — жидкими или твердыми (древесная мука, органическая мука, сажа, алюминиевая пудра, соляровое масло и т. д.). Эту группу ВВ принято называть **простейшими**, которые, в свою очередь, делятся на:

**Обычные динамоны** — смесь порошкообразной селитры с твердыми неметаллическими горючими добавками, соляровым маслом и алюминиевой пудрой.

**Игданиты** — смесь гранулированной или чешуйчатой селитры с соляровым маслом, приготовленная на предприятии у места взрыва, в зарядной машине или на стационарном пункте, размещаемом на расходном складе ВМ или на специально отведенном месте.

**Гранулиты** — смеси заводского изготовления, аналогичные игданитам. Для уменьшения потерь солярового масла в гранулиты добавляется древесная или другая органическая мука или алюминиевая пудра.

**Аммониты** — порошкообразные смеси аммиачной селитры с тротилом и твердыми органическими тонкоизмельченными горю-

чими добавками (древесная мука, торф, мука хлопкового жмыха и т. д.) или без последних.

Скальные аммониты содержат, кроме того, в своем составе гексоген и алюминиевую пудру.

Аммоналы по составу аналогичны аммонитам с добавками алюминиевой пудры. Гранулированные сплавы, по составу аналогичные аммоналам, называются граммоналами.

Зерногранулиты — двухкомпонентные смеси гранулированного или чешуйчатого тротила с аммиачной селитрой.

Акватолы — водонаполненные текучие ВВ, аналогичные по составу аммонитам с добавками алюминиевой пудры.

Акваниты — составы, аналогичные акватолам, но обладающие менее подвижной консистенцией.

Ифваниты — водонаполненные ВВ, аналогичные по составу акватолам. Водонаполнение производится горячим, пересыщенным раствором аммиачной селитры. Заряд, льющийся в горячем состоянии, затвердевает при охлаждении в скважине.

Для взрывания обводненных пород, особенно с проточной водой, применяется гранулированный тротил (гранулотол) и его сплавы с алюминиевой пудрой (алюмотол). В отдельных случаях могут применяться бездымные пороха, передаваемые горнякам оборонной промышленностью по истечении срока их хранения.

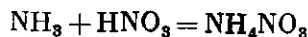
В 30-х годах на карьерах применялись в опытном порядке окисливиты, представляющие собой патроны с тонкоизмельченным органическим поглотителем, пропитанные жидким кислородом. Кроме того, иногда забракованные партии ВВ, предназначенные для подземных работ, используются на карьерах. Эти случаи редки и здесь не рассматриваются.

Детониты — составы из селитры, тротила, горючих добавок и 6—15% жидких нитроэфиров — на карьерах не применяются.

Дымный порох, состоящий из смеси древесного угля, селитры и серы, применяется для отбойки штучного камня, когда требуется отколоть блок от массива с минимальными его повреждениями в результате бризантного действия взрыва.

## § 27. Основные компоненты аммиачно-селитренных взрывчатых веществ для карьеров

Аммиачная селитра является основным компонентом большинства промышленных ВВ. Это белый кристаллический порошок, с плотностью 1,56—1,74 г/см<sup>3</sup>, в зависимости от формы кристаллов, получается при реакции соединения аммиака и азотной кислоты по уравнению



и выпускается в виде гранул, чешуек или кристаллов.

Для изготовления водоустойчивых аммиачно-селитренных ВВ выпускается водоустойчивая аммиачная селитра марки ЖВ. Для

ее изготовления в расплавленную аммиачную селитру в небольшом количестве вводится водный раствор сернокислого железа с последующей обработкой смесью жирных кислот и парафинов.

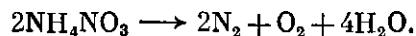
Селитра при изменении влажности воздуха слеживается, превращаясь в камнеобразную массу. Поэтому для уменьшения слеживаемости изготавливают гранулированную селитру.

Аммиачная селитра может существовать в нескольких кристаллических модификациях. При нагревании или охлаждении при температурах  $-16^{\circ}$ ,  $+32^{\circ}$ ,  $+85^{\circ}$ ,  $+125^{\circ}$  С она переходит из одной модификации в другую. При таких переходах слеживаемость селитры резко увеличивается.

Насыпная плотность аммиачной селитры  $0,86-0,97$  г/см<sup>3</sup>. В процессе хранения в условиях перепада температур иногда наблюдается сильное увеличение объема увлажненной аммиачной селитры. Температура плавления аммиачной селитры  $169^{\circ}$  С. При наличии влаги температура плавления селитры значительно снижается. Аммиачная селитра обладает высокой гигроскопичностью, хорошо растворяется в воде со значительным поглощением тепла: при растворении шести частей селитры в десяти частях воды температура раствора понижается на  $27^{\circ}$  С.

Образование азотной кислоты в процессе хранения и транспортирования горячей (выше  $60^{\circ}$  С) аммиачной селитры иногда является причиной самовозгорания бумажных мешков. Добавки, способствующие разрушению азотной кислоты (мочевина, дифениламин), увеличивая термическую стойкость смеси аммиачной селитры с горючими веществами (древесная мука, крахмал, бумага и др.), уменьшают самовозгорание таких смесей.

Теплота взрыва аммиачной селитры при прохождении реакции взрывного разложения по уравнению



составляет  $375$  ккал/кг, т. е. существенно меньше теплоты взрыва аммонитов ( $800-1200$  ккал/кг).

Сухая, тонкоизмельченная селитра при плотности  $0,8$  г/см<sup>3</sup> устойчиво детонирует в открытых зарядах диаметром  $100$  мм; гранулированная или чешуйчатая селитра с влажностью около  $1\%$  детонирует неустойчиво даже в заряде диаметром  $300$  мм. Один грамм аммиачной селитры при разложении выделяет  $0,2$  г свободного кислорода. Из-за этого свойства аммиачную селитру используют в качестве компонента взрывчатых смесей. От других окислителей (калиевой или натриевой селитры, хлората или перхлората калия и т. п.) аммиачная селитра отличается тем, что в продуктах ее разложения не содержится твердых веществ; поэтому ВВ на ее основе являются более работоспособными. Примеси органических веществ, даже в небольших количествах, значительно повышают энергию взрыва аммиачной селитры.

Парафин и подобные ему вещества, являющиеся флегматизаторами для ВВ, имеющих обычно отрицательный или нулевой кисло-

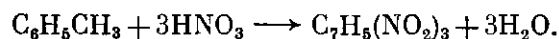
родный баланс, по отношению к аммиачной селитре выполняют роль сенсбилизаторов, так как, участвуя в реакции и повышая энергию взрыва, они повышают и восприимчивость селитры к детонации при положительном и нулевом кислородном балансе смеси. При избытке солярового масла или парафина кислородный баланс смеси становится отрицательным, она флегматизируется и способность ее к детонации снижается.

Горение чистой селитры в больших объемах (склады, трюмы пароходов, железнодорожные вагоны) в большинстве случаев переходит в ее детонацию. При неблагоприятных условиях хранения вследствие развития окислительных процессов может иметь место самопроизвольное воспламенение селитры. Поэтому необходимо создавать при хранении селитры условия, исключаящие очаги местного разогрева, что достигается правильным расположением и хорошим проветриванием складов.

Для изготовления патронированных и водонаполненных ВВ разработана стабилизированная аммиачная селитра с добавками сульфидо-спиртовой барды и бихромата калия. Мощность ВВ, изготовляемых на такой селитре, увеличивается на 20—30%.

Для лучшего удержания жидких горючих добавок игданитами и гранулитами выпускается в опытном порядке пористая гранулированная аммиачная селитра.

Тротил (тринитротолуол или тол) является одним из самых распространенных химических ВВ. Тротил получают путем нитрации толуола смесями азотной и серной кислот по реакции



Серная кислота добавляется для поглощения воды и более активного протекания реакции.

Чистый тротил состоит из кристаллов ромбической формы светло- или темно-желтого цвета с температурой плавления 80° С. В порошкообразном виде тротил имеет насыпную плотность 0,9 г/см<sup>3</sup> и хорошо прессуется под давлением около 4000 кгс/см<sup>2</sup> до 1,6 г/см<sup>3</sup>. Литой тротил имеет плотность 1,54—1,59 г/см<sup>3</sup>. Плотность гранул или чешуек из-за усадочных раковин меньше плотности литого тротила — 1,5 г/см<sup>3</sup>.

Тротил практически не растворим в воде, имеет высокую химическую стойкость. Температура вспышки тротила 310° С. Вспышка обычно не сопровождается взрывом. Переход горения в детонацию наблюдается только при горении тротила в замкнутом пространстве или в очень больших количествах.

Применяется тротил в порошкообразном, прессованном, чешуйчатом, гранулированном виде, а иногда в виде кусков и литых шашек. При попадании в тротил песка или других твердых примесей резко возрастает его чувствительность к удару, что необходимо учитывать при зарядании скважин. Наиболее восприимчив к инициированию порошкообразный тротил, наименее — литой.

Порошкообразный и прессованный тротил взрывается от капсюля-детонатора или нескольких витков детонирующего шнура. Гранулированный или литой тротил требует более мощного промежуточного детонатора из тротильных шашек или патронов аммонита.

**Гранулотол** (гранулированный тротил) с размером гранул 3—5 мм применяется как самостоятельное ВВ для взрывания обводненных скважин и в качестве компонента в составе зерногранулитов и граммоналов. В сухом состоянии гранулотол имеет теплоту взрыва 810 ккал/кг, а водонаполненный — 1000 ккал/кг в пересчете на 1 кг сухого ВВ. Работоспособность водонаполненного гранулотола на баллистическом маятнике и в свинцовой бомбе (с промежуточным детонатором) на 10—13% выше работоспособности сухого тротила в тех же условиях.

Критический диаметр сухого порошкообразного тротила 8—10 мм, гранулотола в открытых зарядах около 60 мм, водонаполненного 25—30 мм, а скорость детонации изменяется от 4,5 до 6,5 км/с.

Гранулотол имеет хорошую сыпучесть в сухом и мокром состоянии, негигроскопичен и нерастворим в воде. При хранении не слеживается и не спекается. Гранулотол обладает практически неограниченной водостойкостью. Его заряды могут продолжительное время находиться в воде, в том числе и проточной, без потери взрывчатых свойств, поэтому он пригоден для подводного взрывания. Для инициирования гранулотола необходим промежуточный мощный детонатор, так как он недостаточно чувствителен к промышленным средствам взрывания.

Таблица 24

**Характеристика гранулированных водостойчивых ВВ**

Показатели	Гранулотол	Алюмотол
Состав, %		
Тротил . . . . .	100	85
Алюминиевая пудра . . . . .	—	15
Взрывчатые характеристики		
Теплота взрыва, ккал/кг . . . . .	810—995	1340
Работоспособность, см <sup>3</sup> . . . . .	290	420—440
Бризантность, мм:		
в сухом состоянии . . . . .	24—26	14—16
в водонаполненном состоянии . . . . .	32—34	26—30
Скорость детонации, км/с:		
в сухом состоянии . . . . .	4,5—5,0	4
в водонаполненном состоянии . . . . .	5,5—6,5	5,5
Плотность, г/см <sup>3</sup> :		
насыпная в сухом состоянии . . . . .	0,95—1	0,95—1
гранул . . . . .	1,48—1,54	1,52—1,68
в водонаполненном состоянии . . . . .	1,3—1,35	1,4—1,5

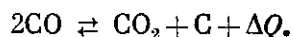
Гранулотол рекомендуется применять в водонаполненном состоянии, так как вода, заполняя промежутки между гранулами, увеличивает плотность заряжения до 1,3—1,35 г/см<sup>3</sup>, за счет чего повышается скорость детонации и улучшается эффект взрыва. Применение этого ВВ в сухих скважинах нерационально. Гранулотол удобен для механизированного заряжения скважин. Взрывчатые характеристики гранулотола приведены в табл. 21.

Порошкообразный, чешуйчатый и гранулированный тротил широко применяются для изготовления аммиачно-селитренных ВВ. Для повышения энергетических показателей ВВ в расплавленный тротил добавляется алюминиевая пудра. ВВ, получаемое при этом, называется а л ю м о т о л.

Алюмотол представляет собой гранулированный сплав с гранулами размером до 5 мм серого цвета, состоящий из 85% тротила и 15% алюминиевой пудры, с теплотой взрыва 1340 ккал/кг. Плотность гранул 1,5—1,7 г/см<sup>3</sup>. Алюмотол хорошо сыпуч в сухом и мокром состоянии, пригоден для механизированного заряжения скважин. Нерастворим в воде, обладает высокой стабильностью взрывчатых свойств. Алюмотол не увлажняется и не слеживается. Предназначен для применения в обводненных скважинах, в том числе с проточной водой. На карьерах возможно смешивание алюмотола с гранулированной аммиачной селитрой в соотношении 70% на 30% в специальных дозировочных устройствах. Это повышает плотность заряжения до 1,4 г/см<sup>3</sup> и увеличивает теплоту взрыва до 1500 ккал/кг. Взрывчатые характеристики алюмотола приведены в табл. 21.

Для его инициирования необходимы мощные промежуточные детонаторы. Недостаток алюмотола — его высокая стоимость.

При взрывании гранулированных ВВ с отрицательным кислородным балансом в воде давление и скорость детонации (см. табл. 21) повышаются благодаря большой плотности заряда и увеличению теплоты взрыва. Увеличение теплоты взрыва ВВ с отрицательным кислородным балансом при повышении его плотности в результате добавления воды объясняют тем, что при этом увеличиваются скорость и давление на фронте детонационной волны, что, в свою очередь приводит к образованию из двух молекул СО одной молекулы СО<sub>2</sub> и углерода, что сопровождается выделением дополнительного тепла ΔQ:



При взрывании тротила в больших зарядах наблюдается явление вторичных взрывов (хлопков), когда через некоторый промежуток времени (от нескольких секунд до часов) после взрыва в массе взорванной породы происходит довольно сильный хлопок, который иногда сопровождается выбросом пламени. Сила вторичного взрыва незначительна, и разброс породы обычно не происходит. В этом случае происходит вспышка газов, образовавшихся при взрыве и достигших в смеси с воздухом взрывоопасной концентрации, содержащих окись углерода, метан и другие горючие газы. После

взрыва ВВ горение газов, выходящих из взорванной горной массы, может продолжаться несколько часов.

Тротил входит в состав аммиачно-селитренных ВВ в качестве как сенсibilизатора, так и активной горючей добавки, так как имеет, как указано выше, большой отрицательный кислородный баланс. Содержание тротила в составе ВВ изменяется от 5 до 70%. Для грубодисперсных ВВ применяется гранулированный и чешуйчатый тротил, а для патронированных — порошкообразный.

**Гексоген** (циклотриметилентринитрамин) получают нитрацией уротропина азотной кислотой, он представляет собой белый кристаллический порошок с плотностью  $1,8 \text{ г/см}^3$  и насыпной плотностью  $1,1 \text{ г/см}^3$ . Температура плавления  $203^\circ \text{C}$ , нерастворим в воде, ядовит, имеет высокую химическую стойкость. Разложение гексогена начинается при температуре  $200^\circ \text{C}$ . В небольшом количестве он сгорает без взрыва.

Ввиду высокой чувствительности гексогена к механическим воздействиям его применяют в флегматизированном виде, после введения 5% воска или парафина.

Гексоген — одно из наиболее мощных ВВ. Работоспособность в свинцовой бомбе  $475 \text{ см}^3$ , бризантность при заряде 25 г составляет 16 мм. При заряде 50 г свинцовый столбик разрушается. Скорость детонации  $8,6 \text{ км/с}$  при плотности  $1,7 \text{ г/см}^3$ , теплота взрыва  $1300 \text{ ккал/кг}$ .

В последнее время гексоген используют в качестве сенсibilизирующего компонента мощных промышленных ВВ (скальных аммонитов), вторичного инициирующего ВВ (вместо тетрила) для капсулей-детонаторов, а также для изготовления некоторых детонирующих шнуров и промежуточных детонаторов для инициирования ВВ пониженной чувствительности.

**Горючие и другие добавки аммиачно-селитренных взрывчатых веществ.** Кроме перечисленных основных взрывчатых компонентов в состав аммиачно-селитренных ВВ входят невзрывчатые органические горючие добавки, богатые горючими элементами (водородом и углеродом), которые окисляются избыточным кислородом аммиачной селитры, выделяя при этом дополнительную энергию.

Твердые горючие добавки вводят в состав ВВ в тонкоизмельченном виде, чтобы увеличить поверхность соприкосновения с селитрой (древесная, торфяная мука, мука хлопкового жмыха и т. д.). Эти добавки выполняют в составе ВВ также функцию разрыхлителя, снижая слеживаемость ВВ при хранении.

Из жидких горючих добавок применяется соляровое масло (до 6%). Комбинация жидкой и твердой горючих добавок обеспечивает лучшее удержание солярового масла в составе ВВ.

В качестве металлической горючей добавки все шире применяется алюминиевая пудра, которая повышает теплоту взрыва за счет большого количества тепла, выделяемого при окислении алюминия, и повышает объемную концентрацию энергии ВВ благодаря увеличению его плотности.

В состав водоустойчивых ВВ вводят гидрофобные добавки (пара-

фин, асфальтит, стеарат кальция и т. п.), которые также выполняют роль горючих.

В состав водонаполненных ВВ вводят добавки (загустители), превращающие водный раствор аммиачной селитры в медообразную консистенцию, затрудняющую вымывание водой, находящейся в скважине, аммиачной селитры из заряда. В качестве таких загущающих добавок применяют гуаргам, карбоксиметилцеллюлозу и т. п.

### § 28. Простейшие взрывчатые вещества

Гранулированная аммиачная селитра используется для получения игданита (назван по б. Институту горного дела АН СССР, где были начаты разработки этого ВВ). Игданит представляет собой смесь селитры с соляровым маслом, изготовляемую непосредственно на карьере. Он предназначен для использования в сухих вабоях или заряжания сухой части скважины при комбинированных зарядах.

Для открытых работ наиболее распространен игданит 94/6, содержащий 94% гранулированной селитры и 6% солярового масла (табл. 22). При содержании дизельного топлива более 6% у игданита резко снижается чувствительность к детонации и даже от мощного инициатора он не взрывается.

Таблица 22

Характеристика простейших гранулированных ВВ

Показатели	Гранулиты				Игданит 94/6
	АС-4	АС-8	С-2	М	
Состав, %					
Аммиачная селитра гранулированная . . . . .	92	90	92,8	95	94
Минеральное масло . . . . .	4	2	4,2	5	6
Алюминиевая пудра . . . . .	4	8	—	—	—
Древесная мука . . . . .	—	—	3	—	—
Взрывчатые характеристики					
Теплота взрыва, ккал/кг . . . . .	1030	1240	920	920	900—920
Бризантность в стальном кольце, мм . . . . .	22—26	24—28	15—20	15—20	15—20
Работоспособность, см <sup>3</sup> . . . . .	350—400	400—430	320—340	320—340	320—330
Скорость детонации, м/с . . . . .	3,2—3,5	3—3,6	2,4—3	2,5—3,6	2,2—2,7
Насыпная плотность, г/см <sup>3</sup> . . . . .	0,85—0,9	0,95	0,8—0,85	0,9	0,8—0,9
Допустимая влажность, % . . . . .	3	1,5	3	2	1,5

Игданит изготовляется несколькими способами: соляровое масло валивают непосредственно в мешки с селитрой на месте заряжания, после чего производят заряжание, используют специальные зарядные автомашинны для приготовления и зарядки игданита, используют

стационарные пункты приготовления, а машины применяют только для доставки игданита к месту взрыва и зарядки скважин. Практическое распространение получили только последние два способа механизированного заряжания игданита.

Игданиты безопасны в обращении, имеют низкую стоимость, удобны для механизированного заряжания.

Недостатками игданита являются: возможность применения только в сухих скважинах, частичная потеря взрывчатых свойств при длительном зарядании из-за плохого удержания солярового масла гладкими гранулами селитры, флегматизация детонирующего шнура соляровым маслом, из-за чего происходят отказы, низкое качество дробления крупноблочных пород большой крепости.

Игданит относится к ВВ невысокой мощности и предназначен преимущественно для взрывания пород ниже средней и средней крепости. Область его применения расширяется, а объем потребления достигает 30% всех гранулированных ВВ. С выпуском гранулированной пористой селитры качество игданитов повысится, а область применения расширится как на открытых, так и на подземных работах.

Для использования преимуществ простейших ВВ разработаны гранулиты — простейшие ВВ заводского изготовления, состоящие из гранулированной аммиачной селитры, пропитанной минеральным маслом и опудренной твердой мелкодисперсной горючей добавкой (см. табл. 22). Гранулиты не имеют недостатков, свойственных игданитам. Цвет гранулитов зависит от цвета горючей добавки: серый — у гранулитов С (покрыты древесной мукой), серебристый — у металлизированных гранулитов АС (покрыты алюминиевой пудрой).

Гранулиты имеют низкую чувствительность к механическим воздействиям, могут детонировать при влажности до 5%, имеют хорошую сыпучесть и низкую слеживаемость, невысокую водостойчивость, относительно невысокую стоимость и пригодны для механизированного заряжания. Гранулиты АС-8 и АС-4 пригодны для взрывания крепких пород в сухих и влажных забоях (без наличия воды). Гранулиты С-2 и М используются при взрывании пород ниже средней и средней крепости в сухих забоях.

Самостоятельной группой простейших аммиачно-селитренных ВВ являются динамоны, которые широко применялись на карьерах до 1953 г. С этого времени их выпуск был прекращен из-за нестабильности их характеристик и расслаиваемости при зарядании скважин.

Выпускаемые в настоящее время мощные металлизированные динамоны АМ-8 и АМ-10, изготовленные на основе водостойчивой аммиачной селитры с добавкой 8 и 10% алюминиевой пудры, применяются для механизированного заряжания шпуров и скважин в подземных условиях. Взрывчатые свойства этих динамонов достаточно высоки: работоспособность 420—450 см<sup>3</sup>; бризантность от 14 до 17 мм; скорость детонации 3,5—4,2 км/с; теплота взрыва 1180—1290 ккал/кг; плотность от 0,9 до 1,1 г/см<sup>3</sup>.

## § 29. Аммониты

Эти сорта ВВ получают путем механического смешивания в шаровых мельницах аммиачной селитры (79—85%) с тротилом (5—21%) и другими компонентами. Их выпускают для карьеров россышью в мешках массой 40 кг, а отдельные сорта (аммонит В-3) в виде прессованных или шнекованных патронов диаметром 130—210 мм.

Тротил вводят для повышения мощности и чувствительности ВВ, горючие невзрывчатые добавки (древесная мука) вводят для улучшения структуры аммонитов против слеживаемости и как горючий материал для повышения теплоты взрыва, получения нулевого кислородного баланса ВВ. Цвет аммонитов зависит от цвета добавки и обычно бывает белый, желтый и темно-серый. Восприимчивость аммонитов к начальному импульсу зависит от качества обработки, количества тротила и продолжительности хранения.

**Аммониты — химически стойкие ВВ.** Все аммониты гигроскопичны, как и аммиачная селитра, входящая в их состав. Для защиты аммонитов от увлажнения оболочки патронов и упаковку покрывают сплавом парафина с петролатумом. Повышенная водоустойчивость достигается введением в состав аммонитов 1,5% гидрофобных добавок двух типов — пленкообразующих (парафинистый мазут или парафин) и твердых мелкодисперсных (мелкоизмельченный асфальтит). На основе такой комбинированной гидрофобной добавки разработан водоустойчивый аммонит В-3. В качестве гидрофобных добавок применяются также нерастворимые соли некоторых металлов, жирных кислот, например стеарат кальция. Повышенной водоустойчивостью обладают аммониты на основе водоустойчивой аммиачной селитры марки ЖВ.

Вследствие незначительной смачиваемости и насыпной плотности меньше 1 г/см<sup>3</sup> водоустойчивые порошкообразные аммониты не тонут в воде при свободной засыпке их в скважины, заполненные водой. Аммониты на порошкообразной селитре слеживаются. Слежавшийся аммонит, как правило, не детонирует от капсуля-детонатора № 8. Детонационная способность слежавшегося аммонита в значительной мере восстанавливается его измельчением до порошкообразной структуры. Меньшую слеживаемость имеют аммониты, содержащие древесную муку или селитру марки ЖВ. Для уменьшения слеживаемости в состав ВВ вводят селитру с примесью красителей (фуксина).

Насыпная плотность аммонитов 0,8—0,9 г/см<sup>3</sup>, аммониты, содержащие древесную муку (№ 7ЖВ, № 9ЖВ, № 10ЖВ), имеют насыпную плотность 0,7—0,75 г/см<sup>3</sup>. Патронированные аммониты имеют плотность 1—1,15 г/см<sup>3</sup>. Для того, чтобы плотность заряжения шпуров аммонитами была близкой к плотности патронов, на оболочке патронов перед заряжением делают косой осевой надрез и патроны в шпуре раздавливают забойником. При этом нельзя допускать излишнего уплотнения ВВ, которое может привести к отказу заряда.

Увеличение плотности аммонитов до 1,3—1,4 г/см<sup>3</sup> достигается их прессованием или шнекованием. Критическая плотность большинства аммонитов 1,5—1,4 г/см<sup>3</sup>, скальные аммониты имеют плотность 1,5 г/см<sup>3</sup>. Жесткие прессованные и шнекованные заряды не изменяют своей формы в процессе заряжания. Это ухудшает условия использования ВВ, так как между зарядом и стенками шнура или скважины остается зазор, снижающий плотность заряда.

Аммониты, кроме скальных, относительно безопасны в обращении. От луча огня огнепроводного шнура аммониты не загораются. Зажженные аммониты на открытом воздухе сгорают без взрыва. В замкнутом пространстве или при большой массе ВВ возможен переход горения аммонита во взрыв. Аммониты устойчиво детонируют от капсюля-детонатора № 8. Увлажненные и слежавшиеся, а также переуплотненные аммониты обладают пониженной восприимчивостью к детонации.

В табл. 23 приведен состав некоторых аммонитов, в табл. 24 — взрывчатые свойства аммонитов. Специально для карьеров из ВВ, указанных в табл. 23, 24, выпускается аммонит В-3 шнекованный и порошкообразный, № 6ЖВ, № 9ЖВ, № 10ЖВ.

Т а б л и ц а 23

Состав некоторых аммонитов

Применение ВВ	Марка ВВ	Содержание компонентов, %					
		Аммиачный азот (с шнуром ЖВ)	Нитросоединения		Горючие добавки		Пламегаситель (хлористый натрий)
			тротил	прочие	древесная мука	прочие	
Только для открытых работ	Аммонит № 9ЖВ	87	5	—	8	—	—
	Аммонит № 10ЖВ	85—87	8	—	5—7	—	—
Для подземных работ, кроме шахт, опасных по газу или пыли	Аммонит № 7ЖВ	81,5	16	—	2,5	—	—
	Аммонит № 6ЖВ	79	21	—	—	—	—
	Аммонит В-3	82	16,5	—	—	Парафин 0,5	—
	Аммонит скальный № 1	66	5	Гексоген 24	—	Алюминий 5,0	—
Предохранительные аммониты для шахт, опасных по газу или пыли	Породный аммонит АП-4ЖВ	68	17	—	—	—	15
	Породный аммонит АП-5ЖВ	70	18	—	—	—	12
	Аммонит ПЖВ-20	64	16	—	—	—	20

Таблица 24

## Взрывчатые свойства и характеристики аммиантов

Область применения	Марка ВВ	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва (вода- пар), ккал/кг	Удельный объем газов, л/кг	Температура взрыва, °С	Работоспособность в винтовой бомбе, см²	Бризантность, мм	Перелача детонации между патронами, см		
								сухими	после выдерж- ки в воде в течение 1 ч	
									32	36
Только для от- крытых работ	Аммонит № 9ЖВ	+2,7	850	933	2460	300-320	10-12	---	---	---
	Аммонит № 10ЖВ	+1,5	908	924	2610	300-340	11-13	---	---	---
Для подземных работ, кроме шахт, опасных по газу или пыли	Аммонит № 7ЖВ	+0,34	995	905	2850	350-370	13-15	4-6	5-7	2-3
	Аммонит № 6ЖВ	-0,42	1031	896	2960	360-380	14-16	5-7	7-9	4-6
	Аммонит В-3 шнекованный	-0,64	1000	910	2870	360-380	---	---	---	---
Для шахт, опас- ных по газу или пыли	Аммонит скальный прессо- ванный № 1	-0,7	1292	830	3620	450-480	23-27	---	6-8	4-7
	Породный аммонит АП-4ЖВ	+0,45	864	761	2500	285-300	13-14	---	5-8	2-4
	Породный аммонит АП-5ЖВ	+0,16	907	787	2520	320-330	14-16	---	5-8	2-4
	Аммонит ПЖВ-20	+0,4	813	717	2220	265-280	13-14	---	5-8	---

**Аммонит В-3** выпускается в мешках по 40 кг и в шнекованных патронах от 30 до 210 мм длиной 420 мм, плотностью 1,3 г/см<sup>3</sup>, хорошо тонущих в воде при зарядании обводненных скважин, даже с проточной водой. Гидрофобная (водосталкивающая) добавка, состоящая из асфальтита и парафина, придает аммониту водоустойчивость и является цементатором, позволяющим изготовить патроны необходимой прочности и размеров.

Патроны обертываются в пропитанную битумом бумагу, которая предохраняет ВВ от увлажнения в течение 5—9 ч в период нахождения заряда в обводненной скважине. Иницирование производится двумя или четырьмя нитками детонирующего шнура, пропущенными в центральное отверстие патронов при их опускании в скважину. Для удобства опускания в скважину шашки имеют петлю из шпагата. Применяется для взрывания пород средней крепости. По энергетическим характеристикам аммонит В-3 аналогичен аммониту № 6ЖВ, так как при более высокой объемной концентрации энергии в патронах (за счет их более высокой плотности) плотность шнекованного жесткого заряда в скважине не выше плотности порошкообразного аммонита № 6ЖВ.

**Аммонит № 6ЖВ** представляет собой плохосыпучий, пылящий порошок желтого цвета. При тщательном изготовлении и хорошей упаковке мало слеживается. Из обычных аммонитов имеет наиболее высокие взрывчатые характеристики (см. табл. 24). Выпускается в патронированном виде и в многослойных бумажных крафтцеллюлозных мешках. Предназначен для взрывания пород средней и выше средней крепости в сухих и влажных забоях. Аммонит № 6ЖВ используется как для зарядания скважин и шпуров, так и в качестве промежуточных детонаторов для иницирования водонаполненных и гранулированных ВВ: гранулитов, игданитов, зерногранулитов, гранулола, алюмотола и других низкочувствительных ВВ. Непатронированным аммонитом заряжать обводненные скважины не рекомендуется из-за плохого его потопления и возможности вымывания селитры из заряда проточной водой.

**Аммониты № 9ЖВ и № 10ЖВ** — однородные, малосыпучие, рыхлые порошкообразные ВВ. Наличие в их составе водоустойчивой селитры и древесной муки обеспечивает малую слеживаемость, хорошую детонационную способность даже при значительном увлажнении (до 5% и более). К механическим воздействиям малочувствительны, но более чувствительны к огню из-за наличия в их составе повышенного количества древесной муки. По взрывчатым свойствам они слабее аммонита № 6ЖВ, но мало уступают ему по водоустойчивости.

Аммониты № 9ЖВ и № 10ЖВ — ВВ ниже средней мощности, применяемые для взрывания пород ниже средней крепости. С внедрением в практику взрывных работ простейших ВВ потребление этих аммонитов значительно снизилось. Выпускаются только в мешках по 40 кг.

### § 30. Зерногранулиты и граммоналы

Наша промышленность выпускает для использования на открытых работах следующие зерногранулиты: 50/50-В; 30/70-В; 30/70 и 79/21 (табл. 25). Индекс «В» означает, что ВВ водоустойчиво и может применяться в скважинах, заполненных водой. Числитель дроби в марке зерногранулитов означает содержание селитры, а знаменатель — содержание тротила.

Таблица 25

Характеристика зерногранулитов и граммонала

Показатели	50/50-В	30/70-В	30/70	79/21	А-8
Состав, %					
Аммиачная селитра водоустойчивая, гранулированная . . . . .	50	30	30	79	80
Тротил . . . . .	50	70	70	21	12
Алюминиевая пудра . . . . .	—	—	—	—	8
Взрывчатые характеристики					
Теплота взрыва, ккал/кг . . . . .	880	910	870	1030	1280
Работоспособность, см <sup>3</sup> . . . . .	340	320	330	360	420—440
Бризантность в стальной оболочке, мм:					
в сухом состоянии . . . . .	23—25	24—27	24—27	20—26	26—30
в водонаполненном состоянии . . . . .	23—30	32—34	—	—	—
Скорость детонации, км/с:					
в сухом состоянии . . . . .	3,6	4	—	3,6	4,6
в водонаполненном состоянии . . . . .	5,2	5,6	5,5	—	—
Плотность, г/см <sup>3</sup> :					
насынная . . . . .	0,93	0,95	0,95	0,9	0,9
в водонаполненном состоянии . . . . .	1,3	1,35	1,3	—	—

Зерногранулиты имеют хорошую сыпучесть, не пылят, не слеживаются, пригодны для механизированной зарядки, используются для зарядки сухих и обводненных скважин. От аммонитов они отличаются меньшей чувствительностью к механическим воздействиям, к пламени и к начальному импульсу. Внешне зерногранулиты представляют гранулированную хорошо сыпучую смесь желтого или желтовато-белого цвета. Заряд зерногранулитов взрывается от промежуточного детонатора более мощного ВВ (патроны аммонита № 6ЖВ или шашка промежуточного детонатора).

Гранулы селитры в зерногранулитах 50/50-В и 30/70-В покрыты слоем расплавленного тротила, благодаря чему они имеют повышенную водоустойчивость. Степень их водоустойчивости зависит от толщины слоя тротила. Зерногранулит 30/70-В более водоустойчив, чем зерногранулит 50/50-В, поскольку содержит в своем составе большее количество тротила. Он может применяться в забоях, сильно обводненных непроточной водой. Заряды могут находиться

в воде до трех суток. При наличии слабых проточных вод срок пребывания их ограничивается сутками из-за возможного растворения селитры.

Зерногранулит 50/50-В используется для заряжания скважин с непроточной водой, срок пребывания в воде один сутки. Для иницирования этих ВВ в скважинных зарядах необходимы промежуточные детонаторы.

Зерногранулит 30/70 представляет собой механическую смесь 30% гранулированной аммиачной селитры и 70% гранулированного или чешуйчатого тротила. Смесь изготавливается в заводских условиях или на месте применения в смесительно-зарядном агрегате в процессе заряжания. Это ВВ пригодно для заряжания скважин с непроточной водой. Через некоторое время после засыпки его в обводненную скважину образуется суспензия гранулола в растворе селитры, что увеличивает плотность заряжания до 1,30—1,35 г/см<sup>3</sup>. Это способствует его детонации с высокой скоростью, при правильной технологии применения превосходит гранулол по эффективности. Взрывается только от промежуточного детонатора.

Зерногранулит 79/21 является хорошо сыпучей механической смесью гранулированной селитры с гранулированным или чешуйчатым тротилом. При заряжании механическим способом он немного пылит, поэтому его предварительно увлажняют. Заряжание вручную не сопровождается существенным пылением. Зерногранулитом 79/21 можно заряжать сухие и влажные щуры и скважины. Для иницирования требуется промежуточный детонатор. Плотность заряжания скважин 0,9—1 г/см<sup>3</sup>. Может быть изготовлен на месте в смесительно-зарядных машинах из гранулированной селитры и тротила.

С применением двухбункерных зарядных машин типа СУЭН-5, заполняемых гранулированными тротилом и селитрой, и использовании по опыту карьеров комбината Ураласбест машин с погружными насосами для откачки воды из обводненных скважин требования к ассортименту ВВ, получаемых базисным складом, существенно изменяются. На склад целесообразно поставлять отдельно гранулол (алюмотол) и гранулированную аммиачную селитру, которую размещают в хранилище, примыкающем к стационарному узлу подготовки селитры для зарядных машин. Заполнение бункеров селитрой и гранулолом и размещение на машине емкости с соляровым маслом позволяет создавать любое ВВ: игданит, зерногранулиты 80/20, 30/70 и т. д., применять гранулол или алюмотол в скважинах с проточной водой. Это позволит крупным горным предприятиям, использующим зарядные машины, получить большую экономию средств и уменьшить потребление более дорогих водоустойчивых ВВ, так как после откачки воды до 70% скважин могут быть заряжены более дешевыми по сравнению с гранулолом или алюмотолом зерногранулитами. Кроме того, доставка отдельно гранулола и селитры стоит дешевле, чем доставка ВВ.

Удобное и простое изменение состава ВВ с использованием машин позволит более рационально и гибко менять состав ВВ при зарядке и применять ВВ с высоким содержанием более дорогого гранулолола или алюмотола только в необходимых случаях.

Основное направление в создании ВВ для карьеров — разработка дешевых гранулированных ВВ, в большинстве водоустойчивых, с необходимым диапазоном взрывчатых характеристик.

В настоящее время выпускается один сорт граммоналов: **г р а м м о н а л А-8**, который представляет собой гранулированный аммонал с содержанием 12% тротила и 8% алюминиевой пудры (см. табл. 25). Это сыпучее ВВ, серебристого цвета, с гранулами размером 1—3 мм. При хранении не слеживается, пригоден для механизированной зарядки скважин. Хорошо детонирует в сильно увлажненном (до 10—12%) состоянии. Для инициирования требует применения промежуточного детонатора. Предназначен для взрывания крепких и весьма крепких пород в обводненных условиях, в скважинах без проточной воды.

Граммоналы А-45 и А-15 с высоким содержанием тротила и алюминиевой пудры выпускается опытными партиями.

### § 31. Принципы составления рецептов водонаполненных взрывчатых веществ

**Водонаполненные ВВ**, как и другие, должны содержать два основных компонента — окислитель и горючее. Количество окислителя может быть 40—70%, горючего — 10—30%. Кроме этих компонентов, в составе водонаполненных ВВ должно быть определенное количество растворителя (чаще всего воды) для растворения окислителя (аммиачной селитры и т. п.) и обеспечения текучести (подвижности) и пластичности ВВ.

Многие водонаполненные ВВ содержат нитросоединения, выполняющие роль сенсibilизатора и горючего. В состав всех водоустойчивых и пластичных водонаполненных ВВ вводят небольшое количество специальных веществ для превращения жидкой суспензии в текучую медообразную подвижную массу или студень. В отдельных случаях с аммиачной селитрой используют другие нитраты или перхлораты, более богатые кислородом; наряду с твердыми компонентами применяют жидкие, а также алюминий. В отличие от гранулированных ВВ, почти все водонаполненные ВВ являются многокомпонентными. Изготовление водонаполненных ВВ сложнее, и при использовании их возникают некоторые трудности.

В качестве окислителя чаще всего используют аммиачную селитру, иногда натриевую селитру. Натриевая селитра, обладая меньшей растворимостью, чем аммиачная, в охлажденном водонаполненном ВВ в основном находится в кристаллическом состоянии. Так как плотность ее кристаллов довольно большая (2,25 г/см<sup>3</sup>), то путем введения определенного количества такой селитры в состав

водонаполненных ВВ можно повысить его плотность с 1,4—1,5 до 1,60—1,65 г/см<sup>3</sup>.

В качестве невзрывчатого горючего в составе водонаполненных ВВ часто используют алюминий (в виде пудры, порошка или чешуек), сажу и угольную пыль. Мелкодисперсное состояние этих веществ обеспечивает не только более полное протекание реакции окисления между ними и окислителем, но и физическую стабильность (предотвращение расслаивания) ВВ при зарядке.

Для образования жидкой фазы водонаполненных ВВ применяют воду. В пластичных составах ее содержится 5—10%, а в свободно-текучих — 15—20%. В составах водонаполненных ВВ, изготавливаемых на месте зарядания, содержание воды чаще всего составляет 13—18%. Для того чтобы растворить в таком количестве воды селитру, входящую в состав водонаполненных ВВ, раствор нагревают до 80—90° С.

Важным компонентом водонаполненных ВВ является загуститель, представляющий собой вещество, которое, растворяясь в жидкой фазе, образует с ней коллоидную систему (гель). При переходе текучей суспензии в гелеобразное состояние она приобретает водоустойчивость и физическую стабильность. Содержание загустителя обычно составляет 0,5—3%.

Наряду с загустителем многие водонаполненные взрывчатые вещества имеют добавки, усиливающие или ускоряющие желатинацию жидкой фазы. Введение этих добавок способствует улучшению физической структуры геля и дает возможность уменьшить содержание в водонаполненных ВВ дорогостоящего загустителя. В некоторых составах применяют также добавки, понижающие температуру замерзания.

Водонаполненные ВВ, применяемые на карьерах, обычно имеют кислородный баланс от положительного (+10%) до отрицательного (—30%). Типичное содержание компонентов в составе водонаполненных ВВ следующее (%): аммиачной селитры 50—65, натриевой селитры до 20, тротила и его сплавов с другими ВВ 10—30, алюминия до 20, воды 5—18, загустителя 0,5—3 и прочих добавок до 0,05.

На практике применяют следующие разновидности составов водонаполненных ВВ (по содержанию основных компонентов): окислитель—сенсibilизатор—вода; окислитель—сенсibilизатор—металл—вода; окислитель—металл—вода.

### § 32. Технология приготовления водонаполненных взрывчатых веществ

Для получения хороших показателей водонаполненных ВВ желательно, чтобы большая часть селитры в виде мелких кристаллов была равномерно распределена среди твердых горючих компонентов в составе водонаполненных ВВ. В таком состоянии селитра в наибольшей степени принимает участие в процессе детонации заряда.

Процесс растворения аммиачной селитры сильно зависит от

температуры воды (табл. 26). При растворении происходит большое теплоглощение, т. е. снижается температура раствора.

Если взрывчатую смесь, содержащую 50—60% аммиачной селитры, смешать с 13—18% воды, имеющей температуру 15—20° С, то вследствие поглощения теплоты при растворении селитры температура смеси понизится до минус 5—10° С и вместо подвижной суспензии получится кашицеобразная масса. Чтобы ускорить процесс растворения и добиться высокой однородности ВВ, почти всегда применяют воду, подогретую до высокой температуры (85—90° С). При введении воды в сухую смесь компонентов производят интенсивное механическое перемешивание массы и при необходимости слегка подогревают смесь для частичной компенсации теплотеря при растворении селитры.

Перемешивание с помощью сжатого воздуха не рекомендуется из-за того, что в массе водонаполненных ВВ остается слишком много воздушных пузырьков, заметно снижающих ее плотность. Эффективным способом получения водонаполненного ВВ является предварительное растворение селитры в заданном количестве воды и поддержание температуры раствора в специальной емкости на необходимом уровне до момента смешения его с твердыми компонентами и загустителем. В этом случае по мере остывания образовавшейся гелеобразной суспензии в ней равномерно по всей массе образуются микрокристаллы селитры, которые, являясь мелкодисперсным наполнителем, еще в большей степени стабилизируют ВВ, препятствуя осаждению его крупнозернистых твердых компонентов.

Способ предварительного растворения селитры в воде применяют при изготовлении водонаполненных ВВ в заводских условиях, а также непосредственно на горных предприятиях. Только таким способом можно получить в условиях горного предприятия однородные по составу и по консистенции водонаполненные ВВ, которые не будут расслаиваться при длительном нахождении в скважине.

### § 33. Состав и свойства водонаполненных взрывчатых веществ

Для всех водонаполненных ВВ характерны следующие свойства: а) большая плотность и подвижность их массы, обеспечивающие высокую плотность заряжания; б) высокая степень водостойкости

Таблица 26

Изменение растворимости аммиачной селитры в зависимости от температуры

Температура, °С	Растворимость на 100 г воды	Температура, °С	Растворимость на 100 г воды
-16,9	73,3	60	410
-15	81,7	70	499
-10	89,6	80	600
0	122	90	740
10	150	100	843
20	178	110	1330
25	214	120	1900
30	232	125	212
40	294	140	4060
50	346		

и большая скорость детонации; в) очень низкая чувствительность к внешним воздействиям, что дает основание считать их наиболее безопасными из всех используемых в настоящее время ВВ. По своим мощностным характеристикам, водоустойчивости и плотности водонаполненные ВВ не уступают высокопроцентным динамитам, а по стоимости в 2—3 раза дешевле.

Плотность, подвижность и водоустойчивость водонаполненных ВВ зависят от рецептурного состава и технологии изготовления и могут изменяться в широких пределах.

Плотность водонаполненных ВВ, состоящих из аммиачной селитры, тротила и воды, составляет 1,4—1,5 г/см<sup>3</sup>. Более сложные гелеобразные суспензии, в составе которых присутствуют натриевая селитра и другие высокоплотные компоненты, имеют плотность 1,6—1,75 г/см<sup>3</sup>. Льющиеся суспензии имеют сравнительно невысокую плотность (1,3—1,35 г/см<sup>3</sup>).

Водонаполненные ВВ в зависимости от количества в них воды, количества и качества загустителя могут иметь различную консистенцию — от подвижных масс типа бетонного раствора до пластичных связанных малоподвижных студенистообразных, сохраняющих свою форму и обладающих упругостью.

При изготовлении водонаполненных ВВ, применяемых на открытых горных работах, этим ВВ целесообразно придавать хорошую подвижность для облегчения заряжания скважин. Высокая плотность и гелеобразное состояние массы водонаполненных ВВ обеспечивают им хорошую потопляемость при заряжении обводненных скважин и водоустойчивость при нахождении заряда в скважине.

Применяемые в настоящее время отдельные виды водонаполненных ВВ обладают настолько высокой водоустойчивостью, что способны находиться в обводненной скважине до 30 суток, не теряя при этом чувствительности к детонации и своей первоначальной мощности. Другие водонаполненные ВВ выдерживают пребывание в воде всего несколько часов, что, в большинстве случаев, вполне достаточно для подготовки взрыва.

Водонаполненные ВВ имеют высокую объемную концентрацию энергии и большую скорость детонации (4,5—6,7 км/с). Хотя энергия взрыва многих не содержащих алюминия водонаполненных ВВ составляет всего 780—900 ккал/кг, а алюмосодержащих 1280—1460 ккал/кг, высокая их плотность позволяет повысить концентрацию энергии в объеме заряда в 1,5—1,7 раза. Высокая скорость выделения энергии развивает давление детонации в зоне разрушения горной массы до 70 тыс. кгс/см<sup>2</sup> при взрывании не содержащих алюминия ВВ и до 170 тыс. кгс/см<sup>2</sup> при взрывании алюмосодержащих ВВ, а смесь игданит — лишь 30—35 кгс/см<sup>2</sup>.

Механизмы детонации водонаполненных и гранулированных ВВ существенно различаются. В гранулированных ВВ химические реакции взрывчатого превращения во фронте детонации возбуждаются вследствие адиабатического сжатия и разогрева воздушных включений и процесс взаимодействия окислителя с горючими про-

текает в несколько стадий. Химические превращения в водонаполненных ВВ происходят очень быстро благодаря сильному разогреву ВВ в зоне реакции, вызываемому детонационной волной и высокоплотными продуктами детонации. Поэтому водонаполненные ВВ детонируют со скоростью, в 2—2,5 раза большей скорости детонации гранулированных смесей АС-ДТ.

Все водонаполненные ВВ нечувствительны к обычным средствам взрывания, и для их инициирования требуется промежуточный детонатор. Наименьшую чувствительность к различным внешним воздействиям имеют водонаполненные ВВ, в которых не содержится нитросоединений или содержится тротил. В водонаполненном состоянии такие ВВ являются самыми безопасными. Более чувствительны суспензии на гексогене, еще более — на тэне. Обращение с этими суспензиями после испарения воды из их состава так же опасно, как обращение с обычными ВВ.

При изготовлении и механизированном зарядании водонаполненных ВВ может произойти естественная подсушка их с образованием корок на оборудовании. В этих случаях необходимы соответствующие меры предосторожности. Наиболее действенной мерой, обеспечивающей безопасность, является применение водонаполненных ВВ с высокочувствительными сенсibilизаторами в полиэтиленовых эластичных патронах.

Водонаполненные ВВ изменяют свою пластичность и текучесть при изменении температуры. При понижении температуры они твердеют, при повышении ее — размягчаются (разжижаются). Большинство применяемых водонаполненных ВВ замерзает при температуре минус 13—15° С. Суспензии, в состав которых входит натриевая селитра, замерзают при температуре минус 20—23° С, а некоторые ВВ при минус 30—40° С.

Будучи по физической структуре грубодисперсными суспензиями, почти все водонаполненные ВВ в спокойном состоянии склонны к расслаиванию. Для восстановления первоначальной однородности расслоившихся водонаполненных ВВ полезно повторное перемешивание их (разминание пластичных) перед употреблением.

Технология изготовления и применения водонаполненных ВВ сложнее, чем гранулированных ВВ, и необходимо использовать специальные механизмы для зарядания.

**Акваторы и акваниты.** В настоящее время в СССР выпускаются из водонаполненных ВВ акваторы 65/35, МГ, М-15 и акваниты 3Л, № 2, № 3. В акваторе МГ вместо гранулозола применен алюмотол, а акватор М-15 выполнен на чешуйчатом тротиле. Акваторы МГ и М-15 допущены к широким промышленным испытаниям.

При правильном подборе состава ВВ и соблюдении режима водонаполнения заряды акваторов могут находиться в скважинах под водой необходимое время (1—3 суток) без существенного их разжижения и потери селитры.

При соблюдении технологии изготовления акваниты представляют собой пластичную тестообразную массу, легко формуемую

и сохраняющую приданную ей форму, а акватолаы при обычной температуре — плотные, однородные по внешнему виду подвижные массы, напоминающие густой мед или цементно-песчаный раствор. Они способны медленно течь и передвигаться по зарядным плангам под давлением 1—3 кгс/см<sup>3</sup>.

При снижении температуры текучесть и пластические свойства их резко снижаются. При температурах 40—45° С акватолаы, содержащие 15% воды, способны под действием собственного веса течь из опрокинутого сосуда. При понижении температуры до 20°—15° С они сильно загустевают, и для их перемещения необходимо внешнее воздействие. При температурах, близких к нулю, акватолаы настолько загустевают, что их можно транспортировать по трубопроводам только после интенсивного механического перемешивания. При минус 13—15° С они твердеют.

В табл. 27 приведены основные взрывчатые и физико-химические характеристики акванитов и акватолаов, полученные расчетным и экспериментальным путем.

Таблица 27  
Характеристика водонаполненных акватолаов и акванитов

Показатели	Акватолаы			Акваниты	
	65/35	МГ	М-15	3Л	№ 2
Плотность, г/см <sup>3</sup> . . . . .	1,4—1,45	1,45—1,5	1,4—1,45	1,45—1,5	1,55—1,6
Кислородный баланс, % . . . . .	-12,5	-14,7	-21	-0,47	—
Теплота взрыва, ккал/кг . . . . .	897	1280	1474	840	1124
Объемная концентрация теплоты взрыва, ккал/л . . . . .	1275	1890	2100	1260	1770
Удельный объем газов, л/кг . . . . .	925	—	672	680	680
Работоспособность, см <sup>3</sup> . . . . .	330—345	420—440	450—480	330—440	400
Бризантность по стандартной пробе, мм * . . . . .	—	—	—	18—20	25—28
Обжатие свинцового цилиндра при взрывании заряда в стальном кольце, мм . . . . .	25—28	28—30	30—32	—	Разрушение столбика
Скорость детонации в стальной трубе диаметром 40 мм, км/с	4,8—5,5	4,9—5,3	4,8—5,8	5—5,5	5,5—6,5
Критический диаметр детонации, мм:					
открытого заряда . . . . .	100—150	100—150	100—150	40—45	20—25
заряда в стальной оболочке	36—40	40—50	30—36	—	10—15

\* Инициирование 10-граммовой тетриловой шашкой.

Данные табл. 27 показывают, что по энергетическим показателям и работоспособности алюмосодержащие акватолаы значительно превосходят не содержащие алюминий акватола 65/35 и акваниты. Наиболее высоки эти показатели у акватола М-15. Скорость дето-

нации акваторов в скважине на 500—1000 м/с выше, чем в стальной трубе диаметром 40 мм.

Низкая детонационная способность акваторов обусловлена флегматизирующим действием воды, содержащейся в них в большом количестве, и сплошной структурой водонаполненной массы. Поэтому для возбуждения детонации зарядов водонаполненных ВВ даже в прочной стальной оболочке капсуля-детонатора № 8 или нитки детонирующего шнура недостаточно. Необходим промежуточный детонатор из шашки прессованного тетрила массой 15—20 г. Оптимальная масса промежуточного детонатора из тротила, необходимая для обеспечения надежного возбуждения скважинных зарядов акваторов, составляет 400—600 г.

При использовании акваторов следует иметь в виду, что в замерзшем состоянии они детонируют плохо. Критический диаметр заряда в этих условиях возрастает до 200 мм. Для возбуждения детонации необходим более сильный начальный импульс. Разбавление водой акваторов также приводит к потере взрывчатых свойств.

При оценке целесообразности применения алюмосодержащих акваторов по экспериментальным характеристикам взрывчатых свойств следует учитывать не весовую мощность (теплоту взрыва 1 кг ВВ), а объемную концентрацию энергии взрыва в единице объема зарядной полости и стоимость этой энергии (табл. 28). Из табл. 28 видно, что в единице объема скважины при использовании акваторов удается разместить большее количество энергии, а стоимость энергии у акваторов также ниже. Отсюда очевидна технико-экономическая целесообразность применения акваторов на карьерах при взрывании сухих скважин. При взрывании обводненных скважин эффективность применения акваторов будет ниже, а при проточной воде и длительной зарядке алюмотол и гранулотол будут предпочтительнее. Кроме того, как показывают опытные взрывы, качество дробления породы при применении акваторов, особенно алюмосодержащих, существенно лучше.

Таблица 28

Сравнительная расчетная эффективность акваторов, алюмотола и гранулотола

Показатели	Акваторы			Алюмотол	Гранулотол
	65/35	МГ	М-15		
Плотность заряда ВВ, г/см <sup>3</sup> . . . . .	1,4	1,45	1,4	0,95	0,9
Теплота взрыва, ккал:					
на 1 кг ВВ . . . . .	897	1280	1474	1240	1020
на 1 л ВВ . . . . .	1275	1890	2100	1180	918
Стоимость 1000 ккал энергии взрыва, руб. . . . .	0,26	0,263	0,224	0,432	0,338
Оптовая цена 1 т невводнаполненного ВВ, руб.	233	300 *	330 *	536	345

\* Ориентировочная цена для валового выпуска ВВ.

Акваниты, за исключением льющегося ЗЛ, в отличие от акватолов, не обладают явно выраженной текучестью и могут быть снаряжены в бумажные или полиэтиленовые патроны. Содержание воды в составе акванитов не превышает 4—10%, плотность 1,45—1,65 г/см<sup>3</sup>. При хранении акваниты способны твердеть. По мере охлаждения акваниты густеют и при 15° С становятся твердыми, а при высокой температуре (30° С) они сильно разжижаются и теряют свойство липкости.

На заводе сухую акватольную смесь готовят из гранулированной аммиачной селитры, гранулолома и загустителя по технологии производства зерногранулитов и доставляют на предприятия в бумажных мешках массой 40 кг. Сухую акватольную смесь с водой смешивают непосредственно на местах применения в стационарных установках (Кальмакырский рудник), оборудованных растворосмесителями с моторами во взрывобезопасном исполнении, или в передвижных зарядных установках на автомашинах, с помощью которых производят водонаполнение акватолов и зарядку им скважин (машины «Акватол-1», «Акватол-2»).

**Ифзаниты.** Так названы по предложению Института физики Земли АН СССР акватолов, которые изготавливаются по технологии горячего смешения. Научной основой создания этих ВВ в нашей стране явились исследования Н. В. Мельникова, Г. П. Демидюка, Л. В. Дубнова, А. Н. Ханукаева и др.

Состав ифзанитов мало отличается от состава акватолов 65/35. Принципиальное отличие состоит в том, что это ВВ изготавливается путем водонаполнения гранулолома горячим пересыщенным раствором аммиачной селитры, загущенной карбоксиметилцеллюлозой, при концентрации аммиачной селитры 84—85%, температуре 75—80° С, плотности раствора 1,39 г/см<sup>3</sup>.

Раствор изготавливается в специальной стационарной установке, смешение с гранулолом выполняется в зарядной машине, которая по шлангу подает взрывчатую смесь на дно скважины (под столб воды). Охлаждаясь в скважине, взрывчатая смесь затвердевает, приобретая следующие параметры: содержание раствора (по массе) не менее 40%; соотношение компонентов: аммиачной селитры 65—70%, тротила 20—25%, воды 6—10%; температура готовой смеси — не менее 55—60° С; плотность смеси 1,4—1,6 г/см<sup>3</sup>.

Затвердевшие заряды ифзанита обладают абсолютной водоустойчивостью и стабильностью свойств при длительном нахождении в обводненной скважине, что в сочетании с низкой чувствительностью к механическим воздействиям и к детонации создает интересные перспективы по принципиально новой технологии взрывных работ на карьерах, когда скважины, особенно наклонные, в обводненных породах будут заряжаться сразу после бурения, а их взрывание выполняться после завершения обуривания и зарядания всего блока. Скорость детонации ифзанитов 4,5—6 км/с.

Испытаниями, выполненными сектором физико-технических горных проблем ИФЗ АН СССР под руководством академика Н. В. Мель-

никова в условиях Соколовско-Сарбайского ГОКа, Ленинградским горным институтом под руководством проф. А. Н. Ханукаева на Ждановском ГОКе и Норильском ГМК, а также на ряде других предприятий, установлены хорошие эксплуатационно-технические качества ифзанитов и возможность получения значительного технико-экономического эффекта при их применении.

Водонаполненные ВВ являются новыми и еще не во всех отношениях исследованным классом ВВ. Поэтому вопрос о перспективности их и области применения требует дальнейшего изучения. При этом прежде всего подлежат решению вопросы высокопроизводительного механизированного их приготовления, заряжания и взрывания при длительном нахождении заряда в скважине.

### § 34. Пороха и окисляквиты

**Бездымные пороха** горная промышленность получает из оборонной промышленности в том случае, когда их свойства изменились и не отвечают требованиям соответствующих стандартов. Они применяются для взрывания на карьерах и при взрывах на выброс. Бездымные пороха, как правило, не способны детонировать от детонаторов и для их взрывания требуется мощный промежуточный детонатор; по химическому составу они делятся на пироксилиновые пороха, изготовленные на летучих растворителях (спирто-эфирная смесь, ацетон и т. п.) и нитроглицериновые пороха, изготовленные на труднолетучих растворителях (нитроэфир). Эти пороха обладают худшей детонационной способностью. Мелкозернистые и пористые пороха лучше детонируют, в том числе и в обводненных скважинах.

При детонации пироксилиновых порохов со скоростью 6,3 км/с выделяется 1000 ккал/кг тепла и образуется около 900 л/кг газов; работоспособность 370—380 см<sup>3</sup>, бризантность 14 мм. Плотность бездымных порохов 1,5—1,6 г/см<sup>3</sup>.

Бездымные пороха менее чувствительны к удару и трению, чем компоненты, входящие в состав их, и поэтому в обращении они достаточно безопасны. При засорении песком и другими твердыми примесями они становятся более чувствительными к механическим воздействиям. При работе с порохом во избежание их электризации и вспышек все приспособления и сами пороха следует перед использованием смачивать водой.

Вопрос о детонационной способности бездымных порохов и необходимой величине промежуточного детонатора для взрыва заряда пороха обычно решается опытным путем.

**Дымный порох** обычно содержит 75% калиевой селитры, 15% древесного угля и 10% серы. Дымные пороха представляют собой зерна однообразного черно- или аспидно-серого цвета со слегка блестящей поверхностью. Величина зерен крупного пороха 3—8,5 мм, мелкого 1,5—3 мм.

Плотность пороховых зерен  $1,6—1,75 \text{ г/см}^3$ , насыпная  $0,9—1 \text{ г/см}^3$ . Дымный порох чрезвычайно чувствителен к действию пламени, искр и трению, поэтому он очень опасен в обращении. В шнурах или скважинах дымный порох сгорает со скоростью около  $400 \text{ м/с}$ . Запрессованный до плотности  $1,8 \text{ г/см}^3$ , он приобретает способность гореть параллельными слоями с меньшей скоростью.

Поскольку нарастание давления при сгорании порохов идет сравнительно медленно, то работа пороха проявляется в виде раскалывающего или метательного действия. Он применяется в настоящее время для добычи штучного камня и для изготовления огнепроводного шнура.

Оксиликвиты изготавливаются путем пропитки жидким кислородом или смесью его с  $15—30\%$  жидкого азота патронов из измельченных углеродистых материалов типа древесного угля и сажи или же целлюлозных поглотителей — мха, сфагнума, торфа и т. п.

Оксиликвиты быстро меняют взрывчатые свойства из-за интенсивного испарения жидкого кислорода из патронов. Принято выделять три стадии существования оксиликвита: точка  $\text{CO}_2$ , когда кислорода достаточно для получения полного окисления углерода до  $\text{CO}_2$ ; точка  $\text{CO}$ , когда кислорода достаточно только для полного газообразования, т. е. образования  $\text{CO}$ ; третья стадия, когда кислорода недостаточно для полного газообразования и заряд начинает терять взрывчатые свойства.

Время с момента извлечения насыщенного кислородом патрона из термоса до момента, когда он начинает терять способность к детонации, характеризует «жизненность» оксиликвита, которая меняется от  $5—10 \text{ мин}$  для патронов диаметром  $30—40 \text{ мм}$  до  $2—3 \text{ ч}$  для патронов диаметром  $160—180 \text{ мм}$ .

Пригодным для взрывных работ считается патрон оксиликвита, в котором кислорода достаточно для полного газообразования (точка  $\text{CO}$ ).

Расчетная теплота взрыва оксиликвитов в точке  $\text{CO}_2$  (когда кислорода достаточно для окисления углерода до  $\text{CO}_2$  и водорода до  $\text{H}_2\text{O}$ ) составляет  $1600—2300 \text{ ккал/кг}$ , что значительно выше теплоты взрыва промышленных ВВ, рассмотренных выше. В практических условиях эффект взрыва оксиликвитов мало отличается от эффекта взрыва аммиачно-селитренных ВВ, так как взрывание зарядов оксиликвита из-за низкой жизненности производится, как правило, позже точки  $\text{CO}_2$ , низкой плотности заряда из-за жестких патронов и взрывания без забойки. Скорость детонации оксиликвитов  $2—4 \text{ км/с}$ , работоспособность  $250—600 \text{ см}^3$ , бризантность  $16—20 \text{ мм}$ . Оксиликвитами нельзя заряжать обводненные скважины.

Оксиликвиты взрываются от азидо-тетрилового капсюля-детонатора или от детонирующего шнура. Оксиликвиты легко воспламеняются, что почти всегда приводит к взрыву. Особенно опасна пыль горючих поглотителей, которая сильно электризуется в потоке испаряющегося кислорода.

В настоящее время окисликвиты не применяются, однако имеются проекты их применения для взрывного бурения скважин.

### § 35. Техничко-экономическая оценка эффективности применения новых взрывчатых веществ

До недавнего времени существовали общие качественные положения о методике выбора типа ВВ для взрывных работ. В настоящее время разработан количественный метод, в основу которого положен энергетический критерий экономической эффективности ВВ, сущность которого состоит в определении для каждого ВВ суммарной стоимости эквивалентных зарядов по запасу энергии и стоимости бурения шпура, скважины или проходки камеры для размещения этого заряда. Остальные затраты (расходы на средства взрывания, зарядание и т. д.) для обоих типов ВВ принимаются постоянными.

Стоимость эталонного  $C_{ВВ.эт}$  и эквивалентного заряда  $C_{ВВ.н}$  нового ВВ определяются по формулам:

$$C_{ВВ.эт} = Q_{эт} C'_{эт};$$

$$C_{ВВ.н} = Q_n C'_n,$$

где  $Q_{эт}$  — масса заряда эталонного ВВ, кг;  
 $Q_n$  — масса эквивалентного заряда нового ВВ, кг;  
 $C'_{эт}$ ;  $C'_n$  — стоимости 1 кг эталонного и нового ВВ.

Стоимость бурения шпуров или скважин для размещения зарядов определяется по формулам:

$$C_{б.эт} = V_{б.эт} C'_б;$$

$$C_{б.н} = V_{б.н} C$$

где  $V_{б.эт}$  и  $V_{б.н}$  — объемы зарядных камер для размещения эталонного и нового зарядов ВВ,  $дм^3$ ;

$C'_б$  — стоимость бурения 1  $дм^3$  скважины, руб.

Величина заряда может быть ориентировочно пересчитана по отношению теплот взрыва эталонного и нового ВВ:

$$Q_n = \frac{Q_{т.эт}}{Q_{т.н}} Q_{эт}, \text{ кг},$$

где  $Q_{т.эт}$  и  $Q_{т.н}$  — удельные теплоты взрыва эталонного и нового ВВ, ккал/кг.

Объем зарядной камеры можно определить для каждого ВВ по формуле

$$V_б = \frac{Q}{\Delta_{ВВ} \varphi \cdot 2/3} \text{ дм}^3,$$

где  $\Delta_{ВВ}$  — плотность заряда в скважине;

$\varphi$  — коэффициент, учитывающий содержание активных компонентов в заряде ВВ (для обычных ВВ  $\varphi = 1$ , для водонаполненных акваторов, гранулола, алюмотола  $\varphi = 0,85$ );



Таблица 30

Отпускная цена промышленных ВВ заводского изготовления  
(по прейскуранту № 05—12\*)

ВВ	Действующая цена на 1970 г., руб. за 1 т	Расфасовка
ВВ россыпью		
Зерногранулит 79/21	167—00	В бумажных 8-слойных мешках по 40 кг
Зерногранулит 30/70	230—00	То же
Гранулотол	345—00	»
Алюмотол	536—00	»
Акватол 65/35 сухая смесь	233—00	»
Акватол М-15 ** сухая смесь	409	»
Гранулит С-2 **	115—00	»
Аммонит № 6ЖВ порошок	180—00	»
Аммонит № 7ЖВ	167—00	»
Граммонал А-8 **	231—00	В сдвоенных 4-слойных крафт-бумажных мешках по 40 кг
Гранулит М **	112—00	В сдвоенных 4—6-слойных битумированных мешках с внутренним дополнительным полиэтиленовым мешком — по 40 кг
Гранулит АС-4	152—00	В 4—6-слойных битумированных бумажных или в бумажных 6-слойных ламинированных мешках — по 40 кг
Гранулит АС-8	185—00	То же
Зерногранулит 50/50-Р **	270—00	В сдвоенных 4—5-слойных битумированных бумажных мешках, ламинированных полиэтиленом
Зерногранулит 30/70-В **	330—00	То же
ВВ в патронах		
Аммонит скальный № 1	900—00	Прессованные патроны диаметром 35—45 мм в бумажных пачках по 2,5 и 4 кг, в деревянных ящиках
Аммонал скальный № 3 **	630—00	Набивные патроны диаметром 32—36 мм в бумажных пачках по 2 и 2,5 кг, в деревянных ящиках
Аммонал водостойчивый	329—00	То же
Аммонит № 6ЖВ в патронах	315—00	»
Аммонит № 7ЖВ	290—00	»
Детонит М	545—00	»
Детонит М	564—00	Набивные патроны диаметром 28 мм в бумажных пачках по 1,5 кг, в деревянных ящиках

\* Дополнительные сведения о стоимости ВВ заводского изготовления имеются в прейскуранте № 05—12 «Оптовые цены на взрывчатые вещества и средства взрывания». М., Прейскурант ГИЗ, 1967.

\*\* Цены временные.

ВВ	Действующая цена на 1970 г., руб. за 1 т	Расфасовка
ВВ в патронах		
Динифталит	348—00	Набивные патроны диаметром 32—36 мм в бумажных пачках по 2—2,5 кг, в деревянных ящиках
Нефтяной аммонит № 3ЖВ	457—00	То же
Аммонит серный № 1ЖВ	445—00	»
Победит ВП-4	394—00	»
Аммонит АП-4ЖВ	295—00	Набивные патроны диаметром 36 мм в бумажных пачках по 2—2,5 кг, в деревянных ящиках
Аммонит АП-5ЖВ	294—00	То же
Аммонит ПЖВ-20	276—00	»
Аммонит Т-19 **	318—00	»
Угленит Э-6 в патронах	490—00	»
Угленит № 7 **	360—00	»
Угленит № 5	350—00	»
Селектит № 1 **	340—00	»
Патроны ЛВП-1-у	300—00 ***	»
Аммонит № 6ЖВ	291—00	Патроны диаметром 60—120 мм, массой 1,4—4 кг, в деревянных ящиках
Динамон АМ-10	365—00	То же
ВВ льющиеся		
Акванит ЗЛ **	300—00	Во флягах с герметичными крышками или в двойных полиэтиленовых мешках, в деревянных ящиках
Акватол МГ **	400—00	В двойных полиэтиленовых мешках, в деревянных ящиках

\*\* Цены временные.

\*\*\* Цена 1000 патронов.

2/3 — коэффициент заполнения скважин или шпуров ВВ.

Абсолютное значение экономической эффективности может быть вычислено на одну скважину:

$$\mathcal{E} = (C_{\text{ВВ. ст}} + C_{\text{б. ст}}) - (C_{\text{ВВ. н}} + C_{\text{б. н}}), \text{ руб.}$$

Экономическая эффективность нового ВВ подсчитывается по формуле

$$\mathcal{E} = \left[ 1 - \frac{(C_{\text{ВВ. н}} + C_{\text{б. н}})}{(C_{\text{ВВ. ст}} + C_{\text{б. ст}})} \right] 100, \%$$

Предпочтительные области применения различных ВВ на карьерах, разрабатывающих различные по крепости породы при раз-

личных методах ведения взрывных работ, определенные из изложенных соображений, приведены в табл. 29, а отпускная цена для промышленных ВВ заводского изготовления — в табл. 30.

**Выпускаемые взрывчатые вещества и допущенные  
Госгортехнадзором СССР к применению**

<b>ВВ только для открытых работ</b>	<b>ВВ россыпью для открытых и подземных работ</b>
Акватор МГ *	Зерногранулит 79/21
Акватор М-15 *	Гранулит АС-8
Акватор 65/35	Гранулит АС-4
Алюмотол	Гранулит С-2
Аммонит В-3 пневмованный в пашках диаметром 130—210 мм	Гранулит М
Аммонит № 9ЖВ	Игданит
Аммонит № 10ЖВ	Граммонал А-8
Гранулотол	Аммонит № 6ЖВ
Зерногранулит 30/70}	Аммонит № 7 ЖВ
Зерногранулит 30/70-В * (водоустой- чивый)	
Зерногранулит 50/50-В * (водоустойчи- вый)	

**Патронированные ВВ для подземных работ**

Акванит 3Л *	Детонит М
Аммонал скальный № 3 *	Детонит 6А
Аммонит скальный № 1	Детонит 10А
Аммонал водоустойчивый	Детонит 15А-10
Аммонит № 6ЖВ	Динафталит
Аммонит № 7ЖВ	Динамон АМ-10
	Динамон АМ-8

**ВВ для шахт, рудников, опасных по газу или пыли**

Аммонит Т-19	Победит ВП-4
Аммонит ПЖВ-20 (улучшенный)	Селектит № 1 *
Аммонит АП-4ЖВ	Угленит Э-6
Аммонит АП-5ЖВ	Угленит № 5
Патроны ПВП-1-У	Угленит № 7
	Серый аммоний № 1ЖВ
	Нефтяной аммонит № 3ЖВ

\* Допущен к широким промышленным испытаниям.

## Глава VI

### СРЕДСТВА И СПОСОБЫ ВЗРЫВАНИЯ ЗАРЯДОВ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

#### § 36. Способы возбуждения взрыва зарядов промышленных взрывчатых веществ

Импульс, необходимый для возбуждения взрыва, сообщается заряду промышленного ВВ взрывом небольшого по величине заряда иницирующего ВВ, размещенного в капсуле-детонаторе, электродетонаторе, непосредственно или через более мощный промежуточный детонатор (для гранулированных и водонаполненных ВВ).

Детонация иницирующих ВВ, обладающих значительно большей чувствительностью к внешним тепловым и механическим воздействиям, возбуждается тепловым импульсом: в капсулях-детонаторах — горячей сердцевинной огнепроводного шнура, в электродетонаторах — горячей капелькой воспламенительного состава, расположенной на мостике накаливания, или пламенем замедлителя.

На открытых работах роль заряда-инициатора, размещаемого в основном заряде промышленного ВВ, выполняет детонирующий шнур, сердцевина которого выполнена из мощного ВВ — тэна или гексогена. Для возбуждения взрыва детонирующего шнура обязательно применение капсуля-детонатора или электродетонатора. Таким образом, во всех случаях возбуждение взрыва зарядов промышленных ВВ осуществляется капсулем-детонатором или электродетонатором.

#### § 37. Классификация способов и средств взрывания зарядов

Совокупность принадлежностей для инициирования зарядов промышленных ВВ называется средствами взрывания.

В зависимости от способа возбуждения взрыва детонатора различают:

о г н е в о е взрывание зарядов, когда детонатор взрывается от луча огня искр огнепроводного шнура; э л е к т р и ч е с к о е взрывание зарядов, когда детонатор взрывается от электровоспламенителя; э л е к т р о о г н е в о е, когда детонатор взрывается от пламени огнепроводного шнура, поджигаемого электровоспламенителем.

Иногда в самостоятельный способ выделяют взрывание с помощью детонирующего шнура.

Средства огневого взрывания: капсули-детонаторы, огнепроводный шнур, средства зажигания огнепроводного шнура.

Средства электрического взрывания: электродетонаторы, соединительные провода, источники тока и контрольно-измерительная аппаратура.

Средства электроогневого взрывания: капсули-детонаторы, огнепроводный шнур, электрозажигательные патроны.

Средства взрывания с помощью детонирующего шнура: детонирующий шнур и средства огневого, электроогневого или электрического взрывания.

### § 38. Взрывчатые вещества для изготовления средств взрывания

Иницирующими называются ВВ, обладающие значительно более высокой чувствительностью к внешним воздействиям, чем промышленные ВВ, способные в малых количествах (доли грамма) взрываться под действием относительно слабого импульса (искры огня, трения, удара, укола и т. д.).

По чувствительности иницирующие ВВ делятся на первичные и вторичные (табл. 31).

Таблица 31

Характеристика иницирующих ВВ

Показатели	Первичные			Вторичные		
	Гремучая ртуть	Азид свинца	ТНРС	Тетрил	Тав	Гексоген
Теплота взрыва, ккал/кг . . . . .	405	381	418	1078	1410	1310
Объем газов, л/кг . . . . .	316	308	448	412	780	890
Температура взрыва, °С . . . . .	4450	4300	3030	3810	4000	3850
Плотность, г/см <sup>3</sup> . . . . .	3,5	4,6	2,9	1	1	1,05
Кислородный баланс, % . . . . .	-11,8	—	-56	-47,4	-10,1	-20,1
Скорость детонации, км/с . . . . .	5,4	5,3	5,2	7,2	8,2	8,3
Работоспособность в свинцовой бомбе, см <sup>3</sup> . . . . .	110	115	110	350	500	520
Температура вспышки, °С . . . . .	165	327	270	195	220	203
Чувствительность к удару (высота падения груза массой 2 кг), см . . . . .	2	4	11	30	30	30

Отличительными особенностями первичных иницирующих ВВ являются: способность взрываться в малых количествах (0,1—0,5 г) и диаметрах (4—5 мм); весьма высокая чувствительность

к механическим и тепловым воздействиям; горение этих ВВ почти мгновенно переходит в детонацию.

Первичные инициирующие ВВ (гремучая ртуть, азид свинца, ТНРС) инициируют более мощные вторичные инициирующие ВВ (тетрил, гексоген, тэн), вызывающие взрыв заряда промышленного ВВ или пашки промежуточных детонаторов, от которых происходит основной взрыв.

Инициирующие ВВ применяются для снаряжения капсюлей-детонаторов, электродетонаторов и детонирующего шнура.

Промежуточные детонаторы изготавливаются из зарядов тротила и гексогена массой от 200 до 800 г с отверстиями в центре для детонирующего шнура; в некоторых случаях промежуточный детонатор делается путем обвязки детонирующим шнуром нескольких патронов ВВ.

Гремучая ртуть  $\text{Hg}(\text{CNO})_2$  — кристаллический ядовитый порошок белого или серого цвета с температурой воспламенения  $160^\circ \text{C}$ . В сухом порошкообразном состоянии чрезвычайно чувствительное ВВ даже к слабым механическим воздействиям. Например, пересыпание или перемешивание сухой порошкообразной гремучей ртути может вызвать ее взрыв.

Это наиболее чувствительное из всех применяемых инициирующих ВВ. При содержании 10% влаги гремучая ртуть только горит, не детонируя; при содержании 30% влаги она даже не загорается. Поэтому гремучая ртуть хранится в сосудах с водой. Прессованная гремучая ртуть менее чувствительна к внешним воздействиям. Поэтому для изготовления детонаторов гремучая ртуть применяется в прессованном виде. Концентрированная серная кислота вызывает взрыв сухой гремучей ртути. При наличии влаги гремучая ртуть вступает в реакцию с медью, образуя весьма чувствительные фульминаты меди. Поэтому медные детонаторы, снаряженные гремучей ртутью, необходимо предохранять от влаги. С алюминием гремучая ртуть реагирует, образуя неварывчатые соединения, из-за чего ею не заряжают алюминиевые гильзы.

Азид свинца  $\text{Pb}(\text{N}_3)_2$  — белый мелкокристаллический порошок. Азид свинца негигроскопичен, не растворяется в воде и не теряет детонационной способности при увлажнении. Под воздействием углекислого газа в присутствии влаги азид свинца переходит в углекислые соли, в связи с чем его чувствительность снижается. С медью азид свинца образует весьма чувствительные и опасные соединения, поэтому азид свинца запрессовывается обычно в алюминиевые гильзы. Азид свинца наиболее мощное первичное инициирующее ВВ и менее токсичное, чем гремучая ртуть. Поэтому в промышленности расширяется область применения детонаторов с азидом свинца. Степень уплотнения и температура азид свинца не оказывают влияния на его чувствительность. Недостаточная чувствительность азид свинца к лучу огня вызывает необходимость его применения в сочетании с более чувствительным к воспламенению тринитрорезорцином свинца.

**ТНРС** (тринитрорезорцинат свинца)  $C_2H_3(NO_2)_3PbH_2O$  — золотисто-желтый кристаллический порошок. С металлами не взаимодействует. По чувствительности занимает промежуточное положение между азидом свинца и гремучей ртутью. По иницилирующей способности ТНРС слабее азид свинца и гремучей ртути. Поэтому ТНРС применяется только как промежуточный заряд массой 0,1 г, который детонирует от луча огня огнепроводного шнура или электровоспламенителя и вызывает взрыв азид свинца, а последний — иницирует взрыв заряда вторичного иницилирующего ВВ.

Вторичные иницилирующие ВВ предназначены для увеличения энергии начального импульса и передачи детонации основному заряду ВВ. Вторичные иницилирующие ВВ менее чувствительны к внешним воздействиям, но имеют большую скорость детонации и теплоту взрыва, а также более высокую иницилирующую способность по сравнению с первичными иницилирующими ВВ.

**Тетрил** (тринитрофенилметилпикратин)  $C_6H_2(NO_2)_4NCH_3$  — кристаллический порошок бледно-желтого цвета. При воспламенении быстро горит, причем горение может перейти во взрыв. С металлами тетрил не взаимодействует. Обладает высокими взрывчатыми характеристиками (см. табл. 31). Применяется в качестве вторичного иницилирующего ВВ в большинстве выпускаемых детонаторов.

**Тэн**  $C_6H_3(ONO_2)_4$  — кристаллический порошок белого цвета. Не гигроскопичен и не растворим в воде. Воспламеняется с трудом, в небольших количествах горит спокойно. Относится к мощным вторичным иницилирующим ВВ. Применяется в горной промышленности в основном для изготовления детонирующего шнура и в качестве вторичного иницилирующего в некоторых электродетонаторах. За рубежом тэн применяется для изготовления мощных промышленных ВВ, а также специальных шашек промежуточных детонаторов (в сплаве с тетрилом) для иницирования зарядов низкочувствительных ВВ.

### § 39. Средства огневого взрывания

**Капсюль-детонатор** (рис. 61) представляет собой цилиндрическую гильзу 1 (медную, алюминиевую или бумажную) диаметром 6—7 мм и длиной 47—51 мм, снаряженную зарядами первичного 2, 2' и 2'' и вторичного 3 иницилирующего ВВ.

Заряд первичного иницилирующего ВВ (гремучая ртуть 2, ТНРС 2' и азид свинца 2'') берется таким, чтобы возбудить взрыв вторичного иницилирующего ВВ 3. Заряд вторичного иницилирующего ВВ (тетрил) подобран в серийных детонаторах (№ 8) исходя из условий безотказного взрывания зарядов порошкообразных аммиачно-селитренных промышленных ВВ. Для усиления иницилирующего действия доньшко капсюля-детонатора имеет кумулятивное углубление 4.

В гильзу детонатора запрессовывается сначала вторичное иницилирующее ВВ, а затем вводится первичное иницилирующее ВВ в металлической чашечке 5 с отверстием в центре диаметром 2—2,5 мм. Для предотвращения высыпания ВВ из чашечки отверстие закрыто

шелковой сеточкой, которая мгновенно сгорает от луча огня. Отверстие выполнено заглубленным, чтобы вводимый в гильзу огнепроводный шнур заряда не касался первичного инициирующего ВВ.

В настоящее время промышленностью выпускаются капсюль-детонаторы, которые в зависимости от состава заряда первичного инициирующего ВВ делятся на гремучертутно-тетриловые и азидо-тетриловые.

Гремучертутно-тетриловые капсюль-детонаторы изготовляют в медных, бумажных или биметаллических гильзах, они содержат заряд 0,3–0,5 г гремучей ртути и 1 г тетрила.

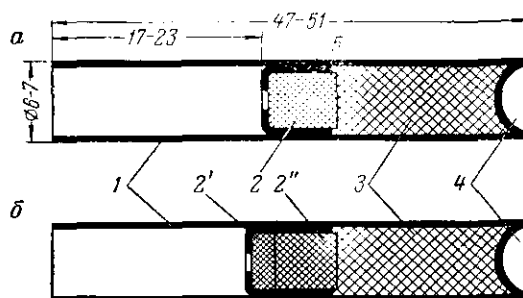


Рис. 61. Капсюль-детонатор:  
а — гремучертутно-тетриловый; б — азидо-тетриловый

Азидо-тетриловые капсюль-детонаторы изготовляют в алюминиевых или бумажных гильзах, они содержат заряд 0,1 г ТНРС, 0,2 г азид свинца и 1 г тетрила; иногда вместо тетрила применяют тэн. Для инициирования низкочувствительных ВВ разработаны детонаторы повышенной мощности с увеличенным до 1,5 г зарядом вторичного ВВ.

В марку капсюля-детонатора входит название применяемых инициирующих ВВ, номер и буква, обозначающая материал гильзы: М—медь, Б—бумага, А—алюминий (табл. 32).

Таблица 32

Характеристика капсюлей-детонаторов

Капсюль-детонатор	Масса заряда ВВ, г				Материал гильзы	Длина, мм	Высший диаметр, мм
	тетрила	гремучей ртути	азид свинца	ТНРС			
Гремучертутно-тетриловый:							
№ 8М	1	0,5	—	—	Медь	47	6,9
№ 8Б	1	0,5	—	—	Бумага	49	7,5
Азидо-тетриловый:							
№ 8А	1	—	0,2	0,1	Алюминий	47	6,9
№ 8Б	1	—	0,2	0,1	Бумага	51	7,5

Заряд инициирующих ВВ занимает примерно две трети высоты гильзы. Верхняя, свободная часть гильзы (дульце) предназначена для введения огнепроводного шнура или электровоспламенителя.

Капсюли-детонаторы имеют высокую чувствительность к трению, удару, сжатию и огню, поэтому при обращении с ними нужно соблюдать максимальную осторожность.

**Огнепроводный шнур** служит для передачи луча огня на некоторое расстояние в течение определенного промежутка времени и возбуждения взрыва инициирующего ВВ в капсюлях-детонаторах или воспламенения пороховых зарядов. Огнепроводный шнур (рис. 62) представляет собой прессованную из дымного пороха сердцевину 2 с направляющими нитями 1, завернутую в нитяные оплетки 3, 5, 7 с гидроизоляционными прослойками 4, 6.

Наружный диаметр огнепроводного шнура 5—6 мм. Скорость горения — 1 см/с. «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» предусмотрено, что отрезок огнепроводного шнура длиной 60 см должен сгорать за 60—69 с. Применение огнепроводного шнура обеспечивает требуемый интервал времени для удаления взрывника от места взрыва на безопасное расстояние, после того как он произвел его поджигание.

Огнепроводный шнур выпускают следующих видов: асфальтированный ОША (для сухих и влажных забоев), двойной асфальтированный ОШДА (для мокрых забоев), с пластиковым покрытием ОШП (для обводненных забоев). Стоимость одной бухты обычного огнепроводного шнура 0,3 руб., а с пластиковым покрытием 0,7 руб.

**Средства зажигания огнепроводного шнура.** При взрывании нескольких зарядов (поджигании нескольких отрезков шнура) «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» разрешается зажигать их тлеющим фитилем, отрезком огнепроводного шнура или специальными патрончиками. Спичкой разрешается зажигать шнур при взрывании только одиночного заряда. Зажигательный тлеющий фитиль состоит из пропитанной раствором калиевой селитры сердцевинки (пучок хлопчатобумажных или льняных нитей) диаметром 6—8 мм, заключенной в хлопчатобумажную оплетку. Он легко загорается от спички и хорошо поджигает огнепроводный шнур. Фитиль тлеет со скоростью 0,4—1 см/мин. Для зажигания отрезком огнепроводного шнура («затравкой») предварительно в нем делают косые надрезы (рис. 63), из которых при горении вылетают искры, хорошо поджигающие шнуры. Число надрезов на шнуре должно

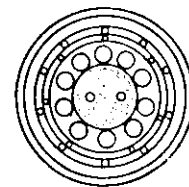
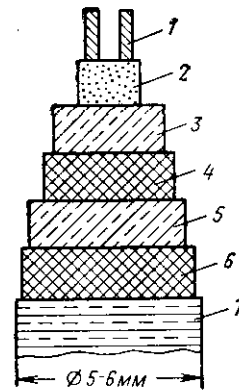


Рис. 62. Огнепроводный шнур

быть равно числу поджигаемых зарядов, а его длина должна быть на 60 см короче отрезка шнура, идущего к заряду.

Зажигательные патроны (рис. 64), применяемые для группового зажигания 10—40 отрезков огнепроводных шнуров, представляют собой бумажные стаканчики, на дне которых помещен в виде лепешки пороховой воспламенительный состав. Собранные в пучок огнепроводные шнуры вводят в стаканчик вплотную к пороховой лепешке и плотно обвязывают шпагатом. Одно-

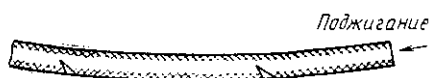


Рис. 63. Зажигание отрезков огнепроводного шнура «затравкой»

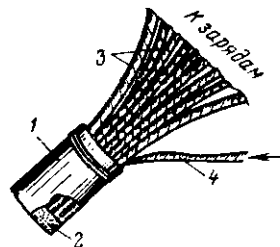


Рис. 64. Зажигательный патрон:

1 — корпус патрона; 2 — зажигательный состав; 3 — отрезки шнуров от зарядов ВВ; 4 — воспламеняющий отрезок

временно в патрон вводят короткий (15—30 см) воспламеняющий отрезок шнура. Зажженный воспламеняющий отрезок огнепроводного шнура воспламеняет пороховую лепешку, от которой загораются все помещенные в патрончик шнуры.

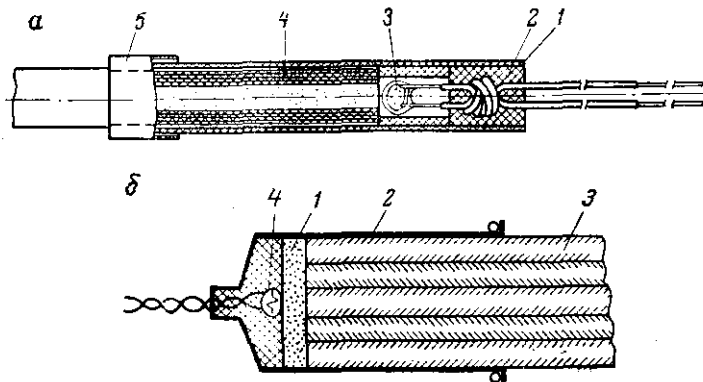


Рис. 65. Средства электроогневого взрывания:

а — электрозажигатель ЭЗОП-Б электроогневого взрывания: 1 — гильза; 2 — пластиковая пробка; 3 — электровоспламенитель; 4 — огнепроводный шнур; 5 — металлическая втулка; б — электрозажигательный патрон ЭЗП-Б: 1 — пороховая воспламенительная лепешка; 2 — стенки патрона; 3 — отрезки ОП; 4 — электровоспламенитель

Число зажигательных патрончиков, воспламеняемых за один прием, должно быть не более шести.

Огневое взрывание запрещается в тех случаях, когда своевременный отход взрывников в укрытие затруднен из-за необходимости

пользоваться лестницами, веревками, полками или преодоления каких-либо препятствий, встречающихся при проходке вертикальных и наклонных свыше 30° к горизонту выработок.

В таких условиях применяется электроогневое взрывание, при котором отрезки огнепроводных шнуров воспламеняют электровоспламенителем после того, как взрывники удаляются в безопасное место, откуда по проводам и подается от источника тока необходимый импульс для воспламенения электровоспламенителей и шнуров.

Электрозажигатель ЭЗОШ-Б (рис. 65, а) предназначен для зажигания огнепроводного шнура в сухих условиях. Электрозажигатель прикрепляется к огнепроводному шнуру путем обжатия металлической втулки 5 на шнуре.

Электрозажигательный патрон ЭЗП-Б (рис. 65, б) состоит из бумажной гильзы с зажигательным составом и электровоспламенителя и предназначается для электрического зажигания пучка отрезков огнепроводного шнура.

#### § 40. Технология огневого и электроогневого взрывания

Огневое взрывание зарядов применяется на карьерах, в рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли. Для выполнения огневого взрывания зарядов необходимо: нарезать огнепроводный

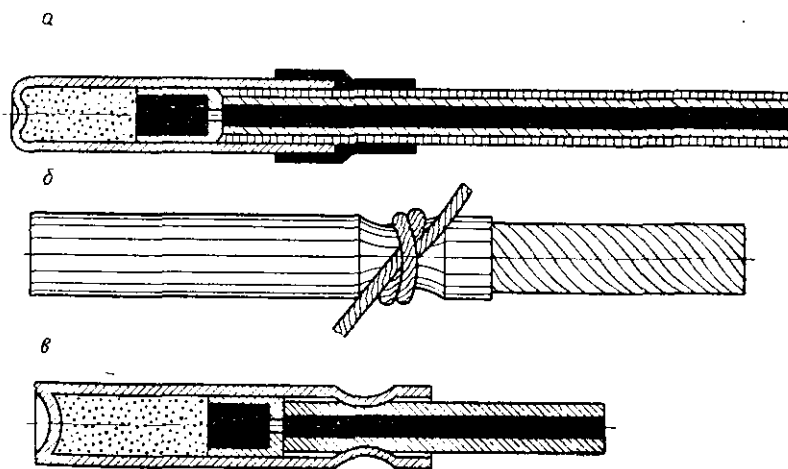


Рис. 66. Соединение капсуля-детонатора с огнепроводным шнуром: а — изоляционной лентой; б — шнурком; в — обжимом металлической гильзы

шнур на отрезки заданной длины; проверить каждый капсуль-детонатор; изготовить зажигательные и контрольные трубки в здании подготовки взрывчатых материалов или в специальных камерах; изготовить патроны-боевики; произвести зарядание и забойку шнуров или скважин в соответствии с паспортом; произвести зажигание

контрольной трубки, отрезков огнепроводного шнура, идущих к боевикам, и уйти в безопасное укрытие; вести счет взрывающихся зарядов; осмотреть забой после проветривания и, при обнаружении отказавших зарядов, произвести их ликвидацию.

Зажигательная трубка представляет собой капсюль-детонатор с закрепленным в дульце отрезком огнепроводного шнура. Для зажигательных трубок применяют отрезки шнуров не короче 1 м и не длиннее 10 м. Длина шнуров зажигательных трубок для выполнения одного взрыва должна быть одинаковой и выбирается такой, чтобы концы огнепроводных шнуров выступали из шнура не менее чем на 25 см. От каждой бухты огнепроводного шнура предварительно отрезают с обоих концов отрезки по 5 см, которые уничтожают. При обнаружении дефектов в шнуре (пережимы, утолщения, разрывы) этот участок вырезают и уничтожают.

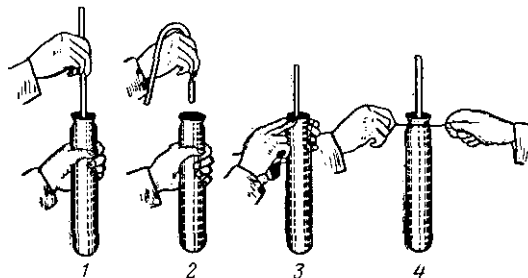


Рис. 67. Последовательность изготовления патрона-боевика при огневом взрывании:  
1—4 — стадии изготовления

Один срез огнепроводного шнура делают прямым (для введения в капсюль-детонатор), а другой прямым или косым (для удобства зажигания). При использовании зажигательных патрончиков и электроогневом взрывании оба конца шнура обрезаются под прямым углом. Капсюль-детонатор с огнепроводным шнуром при бумажной гильзе соединяют с помощью изоляционной ленты (рис. 66, а) или шнура (рис. 66, б), а при металлической гильзе путем обжимки конца гильзы вокруг огнепроводного шнура щипцами-обжимками (рис. 66, в). Шнур в детонатор вводят без вращения.

Перед соединением с огнепроводным шнуром внутреннюю часть капсюля-детонатора осматривают, и, если внутри детонатора обнаружены какие-то частицы, они удаляются путем осторожного постукивания краем дульца о ноготь пальца. При работах в мокрых забоях соединение капсюля-детонатора с огнепроводным шнуром изолируется специальной мастикой.

Патрон-боевик при огневом взрывании представляет обычный патрон ВВ, в который вставлен капсюль-детонатор зажигательной трубки. Патрон-боевик взрывается от капсюля-детонатора зажигательной трубки и вызывает взрыв всего заряда ВВ. Патроны-боевики

изготавливаются взрывниками на месте производства взрывных работ, на расстоянии 50 м от места заряжания. Последовательность выполнения операций показана на рис. 67.

При применении только р о с с ы п н ы х ВВ патроны-боевики изготавливают, завертывая в прочную бумагу определенное количество ВВ. При взрывании шпуров и заряжании их порошкообразным ВВ на карьерах патроны-боевики можно не изготавливать, а зажигательную трубку при этом вводят непосредственно в заряд, полностью погружая в него капсюль-детонатор зажигательной трубки. Патроны-боевики при применении п р е с с о в а н н ы х аммонитов разрешается изготавливать только из патронов с гнездами заводского изготовления под детонаторы.

При скважинных или небольших камерных зарядах патроны-боевики готовят так же, как и для шпуров, или для этих целей используют специальные пашки промежуточных детонаторов. При крупных зарядах боевик устанавливают в ящик с ВВ. Патроны-боевики вводят в зарядные камеры с максимальной осторожностью с помощью забойника при горизонтальном размещении зарядов или на специальном шнуре в вертикальные зарядные полости. Запрещается опускание боевиков на огнепроводном шнуре зажигательных трубок.

При взрывных работах в обводненных условиях места ввода зажигательных трубок в патроны-боевики покрываются гидроизоляционной мастикой—холодной или подогретой до температуры не выше 60° С.

После заряжания ВВ и помещения в заряд 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 в качестве забойки часто используют буровую мелочь, мелко-раздробленную породу, отходы дробильно-сортировочных и обогащительных фабрик; при камерных зарядах используют породу, извлекаемую из камер при их проходке. Первые порции забойки вводят с повышенной осторожностью, чтобы не производить ударов по боевику. Следующие порции забойки вводят с последующим уплотнением (при необходимости), но так, чтобы не повредить огнепроводные шнуры, идущие от зарядов.

Перед поджиганием свободные концы зажигательных трубок, идущие от боевиков, должны быть распрявлены. При ведении взрывных работ на карьерах и зажигании более пяти зажигательных трубок для контроля времени, затрачиваемого на зажигание, применяют контрольную трубку, изготовленную из капсюля-детонатора с бумажной гильзой. Огнепроводный шнур контрольной трубки должен быть не менее чем на 60 см короче шпуров в зажигательных трубках патронов-боевиков.

Взрывник зажигает шнур контрольной трубки и кладет в стороне от пути своего отхода за камень и начинает поджигание остальных шпуров. Если одновременно работают несколько взрывников, то назначается старший взрывник, руководящий действиями остальных.

После взрыва контрольной трубки или сгорания отрезка шнура «затравки» взрывники должны немедленно уйти в безопасное место, так как примерно через 60 с начнут взрываться заряды. При обнаружении отказа (или при подозрении на него) взрывник должен немедленно выставить отличительный знак у невзорвавшегося заряда, уведомить об этом руководителя взрывных работ или заменяющее его лицо сменного технического надзора и ликвидировать отказавший заряд согласно «Единым правилам безопасности при взрывных работах» с учетом местных условий.

Достоинства огневого взрывания: простота выполнения работ и низкая стоимость.

Недостатки огневого взрывания: повышенная опасность, так как взрывник находится в момент поджигания непосредственно у зарядов; невозможность получения точных интервалов между взрывами; невозможность контроля исправности средств взрывания, образование большого количества ядовитых газов при сгорании шнура.

В вертикальных и наклонных выработках с углом наклона более  $30^\circ$ , где затруднен отход взрывников в безопасное место, применяется электроогневое взрывание, отличие которого от обычного огневого взрывания состоит в электрическом поджигании из безопасного места отрезков огнепроводного шнура с помощью электрозажигателей ЭЗОШ-Б или электрозажигательных патрончиков ЭЗП-Б. Технология выполнения работ при электроогневом взрывании аналогична вышеописанной.

#### § 41. Электродетонаторы для электрического взрывания

**Общие сведения об электродетонаторах.** Электродетонатор представляет собой капсуль-детонатор с закрепленным в нем электровоспламенителем.

Электродетонаторы различают: по роду находящегося в них заряда инициирующего ВВ (гремучертутно-тетриловые и азидотетриловые); по времени срабатывания (мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия); по конструктивному оформлению и по назначению (общего назначения, для сейсморазведки, для торпедирования нефтяных скважин и др.); по условиям применения (в сухих или обводненных местах, в условиях шахт, опасных или не опасных по газу или пыли); по величине заряда (обычные и повышенной мощности).

В СССР для взрывных работ в горной промышленности применяют электровоспламенители с металлическими мостиками сопротивлением 0,5—5 Ом. Мостики электровоспламенителей изготавливают из нихромовой (сплав 80% никеля и 20% хрома) проволоки диаметром 24—54 мк, длиной 0,5—5 мм.

При эластичном способе крепления мостик 1, на который нанесена воспламенительная головка 2, припаивается или приштампов-

выводятся к концам выводных проводов 3 (рис. 68). При жестком креплении мостика (рис. 69) основой для закрепления мостика 1 служит каркас, состоящий из двух тонких латунных контактных полосок 2, обернутых полоской из тонкого электроизоляционного

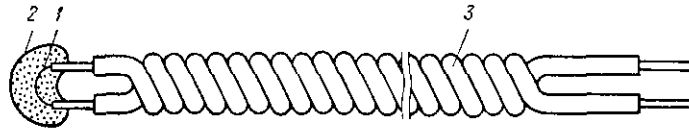


Рис. 68. Электровоспламенитель с эластичным креплением

картона 3, которая, в свою очередь, охвачена латунной скобкой 4, обжатой по картону в нескольких местах. Мостик припаивается к концам контактных полос, а к другим концам 5 припаиваются выводные провода.

На мостик накаливания наносят однослойную или двухслойную 6, 7 воспламенительные головки. Состав прилегающей к мостику

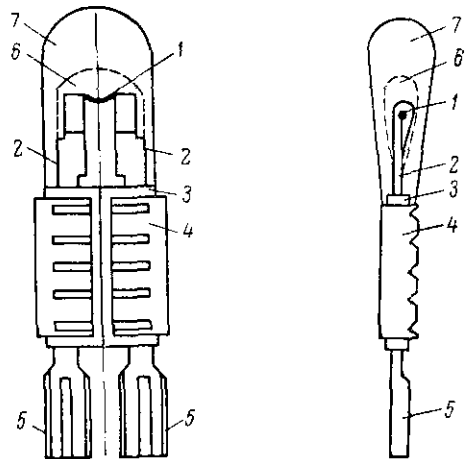


Рис. 69. Электровоспламенитель с жестким креплением

накаливания головки легко воспламеняется при пропускании электрического тока через мостик, а наружный слой создает достаточно мощный луч огня для иницирования заряда первичного иницирующего ВВ. Для предохранения от влаги воспламенительные головки покрывают водонепроницаемым лаком.

Жесткое крепление мостика обеспечивает стабильные свойства, достаточную прочность крепления, большую безопасность в обращении, а также возможность создания автоматических линий по их сборке.

Электровоспламенитель в гильзе ЭД крепят путем обжимки гильзы в пластиковой пробке, сквозь которую пропущены провода. Выводные провода делают одножильными. При этом медные провода обычно имеют диаметр 0,5 мм и сопротивление 0,09 Ом/м, а стальные провода — диаметр 0,6 мм и сопротивление 0,4—0,5 Ом/м. Выводные провода могут иметь полихлорвиниловую, резиновую, хлопчатобумажную и другие виды изоляции и длину от 1 до 4 м (один конец). Свободные концы проводов на заводе очищают от изоляции на длину 20—40 мм, закорачивают и свертывают в бунтики длиной 10—15 см.

Электродетонаторы мгновенного действия. В настоящее время выпускаются следующие электродетонаторы мгновенного действия

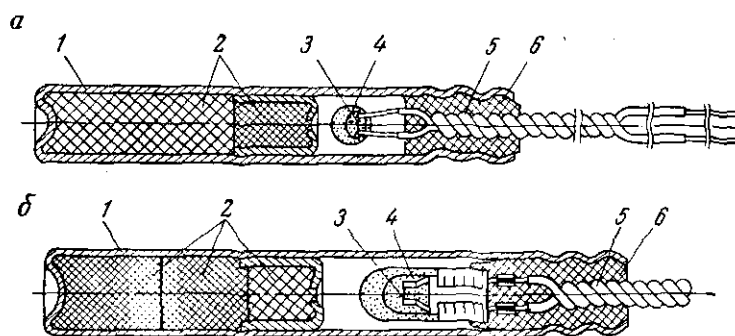


Рис. 70. Схема электродетонаторов:

1 — гильза; 2 — заряд детонатора; 3 — мостик; 4 — двухслойная воспламенительная головка; 5 — приводные провода; 6 — пластиковая пробка

(табл. 33): неводостойкие ЭД-8-ЗПС; водостойкие ЭД-8-Э (рис. 70, а), ЭД-8-Ж (рис. 70, б); сейсмические ЭДС; предохранительные ЭД-8-П-59, ЭД-8П; мощные предохранительные (ЭД-8-ПМ). В названиях типов электродетонаторов буквы означают: Э, Ж — соответственно эластичный или жесткий способ крепления мостика накаливания; С — сейсмические; П и ПМ — соответственно предохранительные и предохранительные мощные.

Электродетонатор ЭД-8-Ж отличается от ЭД-8-Э жестким креплением мостика. В связи с вредным действием на людей соединений ртути, все больше увеличивают выпуск электродетонаторов на основе азида свинца: ЭД-9-60 или ЭД-АП-Ж (40% нитрата свинца и 60% азид свинца).

Выпущены электродетонаторы с пониженной к механическим воздействиям чувствительностью (ЭДБ), достигаемой благодаря применению только вторичных инициирующих ВВ. В этом детонаторе в металлическом колпачке размещается 0,3 г воспламенителя и 0,55 г тэна, в гильзу детонатора запрессован заряд гексогена массой 0,6 г.

Таблица 33

## Характеристика электродетонаторов мгновенного действия

Марка	Размер, мм		Время срабатывания при токе 1 А, мс	Толщина стенок гильзы, мм	Масса вторичного иницирующего ВВ, г	Иницирующая способность	Применение
	наружный диаметр	длина					
ЭД-8Э	7,2	50—60	2—10	0,2—0,3	1	Аналогична капсулю детонатору № 8	На открытых и подземных работах
ЭД-8Ж	7,2	50—60	2—10	0,2—0,3	1		
ЭД-8П	9,7	44—48	2—10	0,45—0,5	1	То же	В шахтах, опасных по газу или пыли
ЭД-8-ПМ	7,7	72	2—6	На поверхность гильзы наносится пламегаситель толщиной 0,1 мм	1,6	Вызывает взрыв переплотненных ВВ	То же
ЭД-6	7,2	72	2—10	0,2—0,3	Не содержит первичного иницирующего ВВ	Аналогична капсулю-детонатору № 8	На открытых и подземных работах
ЭД-8-ЗПС	7,2	50—60	2—10	0,2—0,3	1	То же	При взрывных работах в сухих местах

Испытываются электродетонаторы не предохранительные повышенной мощности, имеющие в качестве вторичного иницирующего заряд гексогена массой 1,6 г.

Перечисленные электродетонаторы применяются при температурах не более 40° С. При более высоких температурах (до 230—250° С) применяются термостойкие электродетонаторы ТЭД-250, ТЭД-230. Стоимость электродетонаторов мгновенного действия 90—120 руб. за 1000 шт.

Электродетонаторы замедленного действия взрываются через строго определенный промежуток времени после пропускания электрического тока через мостик накаливания. Замедление достигается с помощью столбика замедляющего состава, размещаемого между электровоспламенителем и иницирующим ВВ (рис. 71). В зависимости от времени замедления различают: электродетонаторы короткозамедленного действия ЭДКЗ с замедлениями от 15 до 250 мс.

Мощные предохранительные электродетонаторы ЭДКЗ-ПМ имеют большую массу вторичного инициирующего (1,5 г против 1 г),<sup>2</sup> а на наружной поверхности гильз нанесен слой пламегасителя. Эти

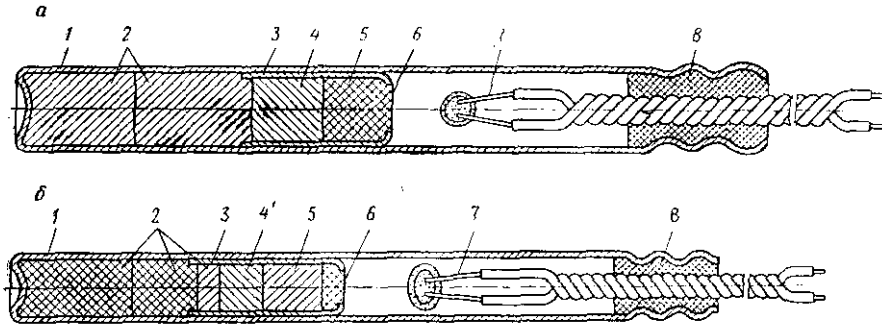


Рис. 71. Электродетонаторы замедленного действия:

а — ЭДКЗ; б — ЭДЗД; 1 — гильза; 2 — тан; 3 — колпачок; 4 — азид свинца; 5 — замедляющий состав; 6 — шелковая сетка; 7 — электровоспламенитель; 8 — пластиковая пробка

электродетонаторы вызывают детонацию переуплотненных до  $1,6 \text{ г/см}^3$  зарядов аммонитов.

Электродетонаторы замедленного действия ЭДЗД имеют интервалы замедлений от 0,5 до 10 с (см. с. 151) и конструктивно не отли-

Таблица 34

Характеристика электродетонаторов замедленного действия

Марка	Наружный диаметр, мм	Длина, мм	Иницирующая способность	Применение
ЭДКЗ-25	7,2	72	Аналогичен капсулю-детонатору № 8	При производстве взрывных работ в мягких горных породах на открытых и подземных работах
ЭДКЗ-15	7,2	72	То же	При производстве взрывных работ в породах крепких и средней крепости на открытых и подземных работах
ЭДКЗ-ПМ-25	7,7	72	Иницирует переуплотненные до $1,6 \text{ г/см}^3$ ВВ типа аммонита ПЖВ-20	В мягких породах в шахтах, опасных по газу или пыли
ЭДКЗ-ПМ-15	7,7	72	То же	В шахтах, опасных по газу или пыли, для пород крепких и средней крепости
ЭДКЗ-15У	6,6	72	Аналогичен капсулю-детонатору № 8	При производстве взрывных работ в угольных шахтах, опасных по газу или пыли
ЭДЗД	7,2	72 ÷ 80	То же	При производстве взрывных работ на карьерах, на выброс, сброс и т. д.

чаются от ЭДКЗ. Разброс по времени срабатывания делается таким, чтобы электродетонатор с большим замедлением не взорвался раньше электродетонатора с меньшим замедлением.

Необходимая величина замедления достигается подбором состава замедлителя и длиной его столбика. Номинальное время срабатывания электродетонатора указывается на доннышке гильзы или на металлической бирке, прикрепленной к выводным проводам. В качестве замедлителей применяют составы, сгорающие с образованием только твердых веществ, в результате чего повышается точность интервала замедления.

Интервалы замедлений (мс) различных электродетонаторов следующие:

ЭДКЗ-15 . . . . .	15	30	45	60	75	90	105	120
ЭДКЗ-25 . . . . .	25	50	75	100	150	250		
ЭДКЗ-ПМ-25 . . . . .	25	50	75	100				
ЭДКЗ-ПМ-15 . . . . .	15	30	45	60	75	90	105	120
ЭДКЗ-15У . . . . .	15	30	45	60	75	90	105	120
ЭДЗД . . . . .	500	750	1000	1500	2000	4000	8000	10 000

Стоимость электродетонаторов замедленного действия 90—130 руб. за 1000 шт.

**Параметры электродетонаторов:** сопротивление, безопасный ток, длительный воспламеняющий ток, стомиллисекундный воспламеняющий ток, импульс воспламенения, импульс плавления мостика, время передачи, время срабатывания.

Рассмотрим перечисленные параметры электродетонаторов, их значение для практики и факторы, от которых они зависят.

**С о п р о т и в л е н и е** электродетонатора складывается из электрического сопротивления мостика и выводных проводов. Величина сопротивления дает возможность судить об отсутствии серьезных неисправностей в электровоспламенителе, как-то обрыв мостика, замыкание вилочки, неустойчивый контакт между мостиками и вилочкой, замыкание в выводных проводах. Знать сопротивление электродетонаторов необходимо для расчета электро-взрывной сети.

**Б е з о п а с н ы й т о к  $I_0$**  — максимальное значение (верхний предел) постоянного тока, который не вызывает взрыва электродетонатора, какое бы время он ни протекал через него.

**Д л и т е л ь н ы й в о с п л а м е н я ю щ и й т о к  $I_{дл}$**  — минимальное значение (нижний предел) постоянного тока, который, протекая через электродетонатор более 1 мин, вызовет его взрыв.

**С т о м и л л и с е к у н д н ы й в о с п л а м е н я ю щ и й т о к  $I_{100}$**  — минимальное значение постоянного тока, который, протекая через электродетонатор в течение 100 мс, вызовет его взрыв.

**И м п у л ь с в о с п л а м е н е н и я  $K_v$**  — наименьшее значение импульса тока (постоянного), при котором происходит воспламенение электродетонаторов. Размерность импульса воспламенения  $A^2c$ . На практике обычно пользуются величиной, в тысячу раз меньшей, которая обозначается  $mA^2c$ .

При малой силе тока вследствие значительных потерь тепла импульс воспламенения будет большим и по мере увеличения тока он будет уменьшаться (рис. 72) из-за относительного уменьшения тепловых потерь.

Относительное постоянство импульса воспламенения наступает при токе, примерно равном двукратному значению стомиллисекундного воспламеняющего тока. Такое значение импульса воспламенения называют **н о м и н а л ь н ы м**  $K_n$ .

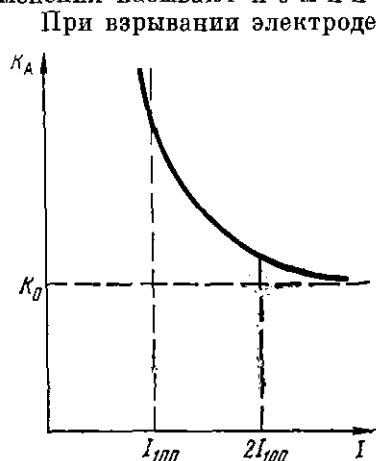


Рис. 72. Зависимость импульса воспламенения от силы тока

При взрывании электродетонаторов в последовательных группах обычно применяется ток, величина которого не меньше двукратного значения стомиллисекундного тока.

**И м п у л ь с** п л а в л е н и я мостика  $K_{пл}$  — наименьшее значение импульса тока (постоянного), при котором происходит плавление (перегорание) мостика электродетонатора.

**В р е м я** п е р е д а ч и  $\theta$  — время от момента воспламенения электровоспламенителя до момента выхода луча огня из его головки, а у электродетонаторов мгновенного действия — практически до взрыва электродетонатора.

**В р е м я** с р а б а т ы в а н и я  $\tau$  — время от момента включения тока до момента взрыва электродетонатора. Для электродетонатора мгновенного действия время срабатывания

$$\tau = t_b + \theta. \quad (VI.1)$$

Для электродетонатора короткозамедленного и замедленного действия время срабатывания складывается из времени воспламенения  $t_b$ , времени передачи воспламенительного состава  $\theta$  и времени горения замедляющего состава  $\theta_3$ , т. е.

$$\tau = t_b + \theta + \theta_3. \quad (VI.2)$$

Время горения замедляющего состава от величины воспламеняющего тока не зависит.

Основные параметры выпускаемых электродетонаторов следующие:

Сопротивление, Ом:	
электродетонаторов с эластичным креплением мостика и медными проводами . . . . .	2—4,2
электродетонаторов с жестким креплением мостика и медными проводами . . . . .	1,6—3,8

электродетонаторов со стальными проводами длиной, м:	
2 . . . . .	2,9—5,6
2,5 . . . . .	3,3—6,5
3 . . . . .	3,7—7,5
3,5 . . . . .	4,1—8,5
4 . . . . .	4,5—9,5
Безопасный ток, А . . . . .	0,18
Длительный воспламеняющий ток, А . . . . .	0,3
Стомиллисекундный ток, А . . . . .	0,375
Номинальный импульс воспламенения, $\text{mA}^2 \cdot \text{с}$ . . . . .	0,6—2,5

Для электродетонаторов, предназначенных для шахт, опасных по газу или пыли

Минимальное время передачи, мс . . . . .	0,6
Расчетное время передачи, мс . . . . .	Принимается 1,2
Время срабатывания электродетонаторов мгновенного действия, мс . . . . .	2—10 или 2—6

У электродетонаторов короткозамедленного и замедленного действия время срабатывания соответствует времени замедления, указанному на детонаторе. Минимальный импульс плавления мостика  $5,5 \text{ mA}^2 \cdot \text{с}$ .

#### § 42. Определение гарантийной величины тока

Если взрывание одиночных или параллельно соединенных электродетонаторов может быть произведено стомиллисекундным током, то для взрывания электродетонаторов мгновенного действия, включенных последовательно или по смешанной схеме, ток такой величины будет недостаточен. При последовательном соединении первым взорвется электродетонатор с наименьшим временем срабатывания, и, если он разорвет взрывную цепь раньше, чем успеет зажечься воспламенительный состав у наименее чувствительных электродетонаторов, последние не взорвутся.

Минимальный ток, который, проходя через последовательно включенные электродетонаторы, вызывает воспламенение всех электровоспламенителей, называется г а р а н т и й н ы м. При использовании постоянного тока его гарантийная величина должна быть не менее двукратного значения стомиллисекундного тока и обычно принимается равной 1 А при взрывании одновременно до 100 электродетонаторов.

При одновременном взрывании до 300 электродетонаторов величина постоянного гарантийного тока увеличивается до 1,3 А. Гарантийная величина переменного тока в настоящее время принимается равной 2,5 А.

#### § 43. 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 применяемые в настоящее время конденсаторные взрывные машинки. В конденсаторных машинках источником тока для взрыва служит конденсатор, который заряжается в течение 10—20 с от маломощного первичного источника тока, вмонтированного в машинку, а затем весьма быстро, в течение 3—4 мс, разряжается в сеть.

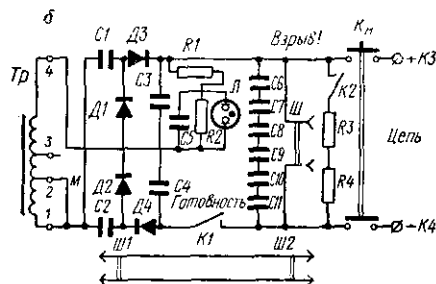
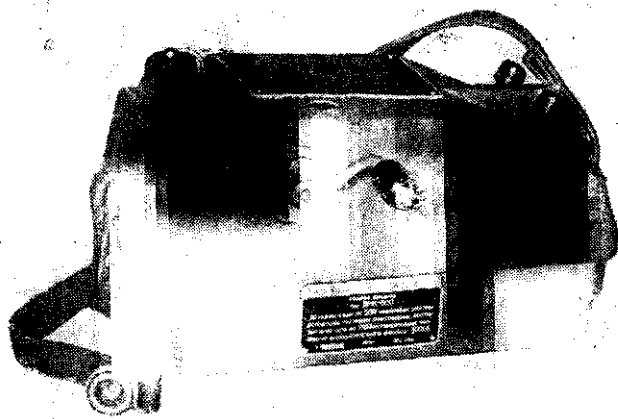


Рис. 73. Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500

Нашей промышленностью выпускаются конденсаторные взрывные машинки следующих типов:

ВМК-500, КПМ-1А, ВМК-1/35П, ВМК-1/100П — с миниатюрными генераторами (индукторные);

ВМА-50/100 и ВМА-100/200 — с малогабаритными аккумуляторами (аккумуляторные);

БКВМ-1/30, БКВМ-1/50, КВП-1/100м — с миниатюрными гальваническими батареями (батареиные).

Взрывные машинки ВМК-500 и КПМ-1А предназначены для карьеров и шахт, не опасных по газу и пыли, и рассчитаны в среднем на 2000 взрываний.

Машинка ВМК-500 относится к наиболее мощным из выпускаемых

машинки. Общий вид ее представлен на рис. 73, а, а принципиальная схема — на рис. 73, б.

Напряжение, развиваемое индуктором  $M$  при вращении приводной ручки, повышается автотрансформатором  $Tr$  и схемой умножения напряжения, состоящей из четырех селеновых выпрямителей  $D1—D4$  и четырех конденсаторов  $C1—C4$ . Выпрямленный ток повышенного напряжения заряжает блок конденсаторов-накопителей. Контакт  $K1$  автоматически замыкается с началом вращения приводной ручки и удерживается в этом положении при скорости вращения не менее 4 об/с.

Когда напряжение на блоке конденсаторов-накопителей достигает номинального значения (3000 В), начинает светиться индикаторная лампа  $L$ . С прекращением вращения ручки лампа гаснет, контакт  $K1$  размыкается и отключает блок конденсаторов-накопителей от зарядной цепи, чем исключается возможность разряда его через схему выпрямителя. При нажатии кнопки  $Kн$  «Взрыв!» ее контакты подключают блок конденсаторов-накопителей к линейным зажимам  $K3, K4$ , и электрический заряд поступает в электровзрывную цепь. При снятии приводной ручки контакт  $K2$  блокирующего устройства замыкается на последовательно соединенные разрядные сопротивления  $R3$  и  $R4$  и блок конденсаторов-накопителей при этом полностью разряжается.

При взрывании большого числа электродетонаторов машинки ВМК-500 могут работать совместно. Для этого две машинки соединяют с помощью кабеля. Для отключения разрядных сопротивлений приводные рукоятки вставляют в гнезда обеих машинок. Конденсаторы-накопители заряжаются от вращения ручки любого прибора, а подача тока во взрывную сеть производится кнопкой той машинки, к клеммам которой она подключена.

Т а б л и ц а 35

Число одновременно взрываемых электродетонаторов взрывной конденсаторной машинкой ВМК-500

Соединение	Общее сопротивление цепи, Ом	Сопротивление одной ветви, Ом	Число электродетонаторов во взрывной сети
<b>О т о д н о й м а ш и н к и</b>			
Последовательное	2100	2100	800
Последовательно-параллельное из двух ветвей	850	1300	1000
<b>О т д в у х м а ш и н о к , с о е д и н е н н ы х п а р а л л е л ь н о</b>			
Последовательное	2700	2700	1000
Последовательно-параллельное из двух ветвей	1100	2200	1700
Последовательно-параллельное из трех ветвей	535	1600	1900

Для проверки исправности каждой машинки при испытаниях к зажимам машинки подсоединяется пульт-пробник. При нормальной работе машинки неоновая лампа пульта-пробника вспыхивает в момент нажатия кнопки «Взрыв».

Число одновременно взрывааемых электродетонаторов машинкой ВМК-500 приведено в табл. 35.

Взрывная машинка КПМ-1А, являющаяся усовершенствованным вариантом ранее выпускавшихся машинок КПМ-1, КПМ-2, показана на рис. 74, а, а ее электрическая схема дана на рис. 74, б.

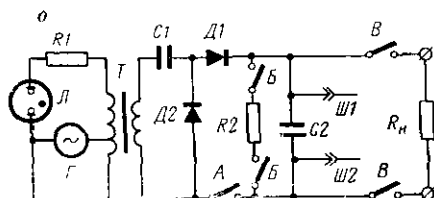
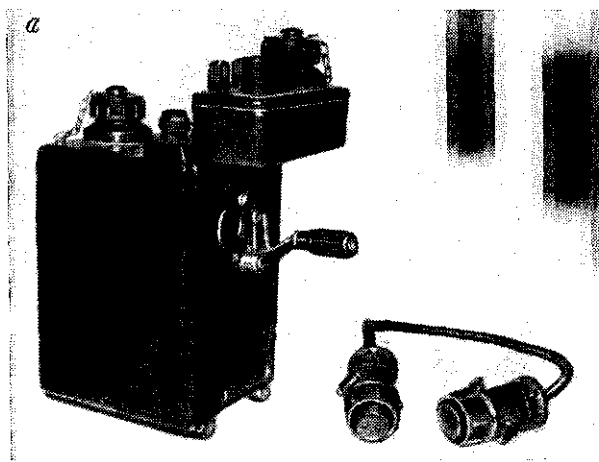


Рис. 74. Взрывная машинка КПМ-1А

Работа машинки (рис. 74, б) происходит следующим образом. Если рукоятка индуктора не вставлена в свое гнездо и кнопка «Взрыв» не нажата, то выключатель *A* разомкнут, а выключатель *B* замкнут. При этом конденсатор-накопитель  $C_2$  шунтирован резистором  $R_2$ . Когда рукоятка индуктора вставляется в гнездо корпуса машинки, автоматически размыкается выключатель *B* и разрядный резистор  $R_2$  отключается от конденсатора-накопителя. С началом вращения рукоятки индикатора (со скоростью не менее 4,5 об/мин) автоматически замыкается выключатель *A*, зарядное устройство схемы подключается к конденсатору-накопителю и начинается его зарядание.

Через несколько секунд после начала вращения индуктора загорается неоновая лампочка *L*, сигнализируя о готовности машинки

к взрыву. После этого нажимается кнопка «Взрыв», контакты *В* замыкаются и присоединяют конденсатор-накопитель к взрывной цепи.

Машинка КИМ-1А имеет два дополнительных вывода от конденсатора *С2* (в виде штепсельных разъемов *Ш1* и *Ш2*). Это дает возможность параллельно соединить конденсаторы-накопители двух машинок и одновременно взрывать вдвое большее число электродетонаторов.

При совместном использовании двух машинок взрывная сеть должна подключаться к зажимам одной машинки, а рукоятки индукторов (для размыкания выключателей *В*) должны быть вставлены в гнезда обеих машинок. Заряд конденсаторов-накопителей в обеих машинках производится вращением рукоятки одной любой машинки, а взрывание нажатием кнопки «Взрыв» — той машинки, к которой подключена взрывная сеть. Вторую машинку можно заменить конденсаторной приставкой (емкостью 2 мкФ и рабочим напряжением 1500 В), присоединяемой к дополнительным выводам первой машинки.

Для контроля исправности машинки КИМ-1А используется пульт-пробник, представляющий собой сопротивление 100 Ом, смонтированное в пластмассовом корпусе. Пульт-пробник имеет два вывода, которыми его присоединяют к зажимам взрывной машинки, и два зажима для подключения к нему двух параллельно соединенных электродетонаторов, взрыванием которых проверяют машинку. При проверке сопротивление пульта-пробника оказывается включенным последовательно с взрываемыми электродетонаторами.

Электрические схемы машинок ВМК-1/35 и ВМК-1-100, предназначенных для взрывания в шахтах, опасных по газу или пыли, аналогичны схеме машинки КИМ-1А. Аккумуляторные и батарейные взрывные машинки не имеют принципиальных отличий от индукторных.

Взрывные машинки ПИВ-100 выпускаются с смонтированными приборами для измерения величины сопротивления цепи перед взрывом.

Техническая характеристика конденсаторных взрывных машинок приведена в табл. 36.

Для подключения взрывных сетей к осветительно-силовым линиям напряжением 110—380 В на карьерах и в шахтах, не опасных по газу или пыли, применяют стационарные взрывные (минные) станции (рис. 75). Такие станции имеют два выключателя, чтобы исключить случайную подачу тока во взрывную сеть. Кроме того, имеются контрольные лампы, горение которых свидетельствует о наличии напряжения в источнике тока и во взрывной сети.

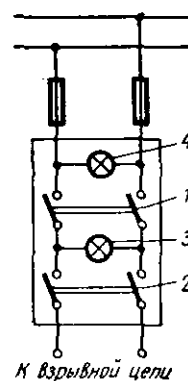


Рис. 75. Схема стационарной минной станции:

- 1 — контрольный выключатель; 2 — боевой выключатель; 3
- 4 — контрольные лампы

Техническая характеристика конденсаторных взрывных машинок

Тип машинки	Исполнение	Напряжение на конденсаторе-накопителе, В	Емкость конденсатора-накопителя, мкФ	Сопротивление последовательной взрывной сети при использовании электродетонаторов ЭД-8-56С, Ом	Число последовательных электродетонаторов ЭД-8-56С	Длительность поджога конденсатора к сети, мс	Первоначальный источник тока	Размеры машинки, мм	Масса, кг
ВМК-1/35П ВМК-1/100П КПМ-1А	РВ*	400	10	160	50	2-4	Индуктор	150×120×74	2,2
	РВ	600	8	300	100	2-4		150×120×82	2,4
	Нормальное	1500	2	300	100	Не ограничивается		103×87×166**	1,6
ВМК-500	То же	3000	3,3	2100	800	То же	260×165×165**	6,5**	
Аккумуляторные взрывные машинки									
ВМА-50/100	РВ	500	20	300	100	3	Аккумуляторная батарея из двух элементов То же	168×174×64	4,1
	РВ	1200	5	600	200	3		175×190×78	
БКВМ-1/30 ВКВМ-1/50 КВП-1/100м	РВ	120	20	90	30	2-4	Батарейные взрывные машинки Батарея на 120 В Батарея на 450 В Три сухих элемента	172×114×81	1,9
	РВ	450	40	250	80	2-4		198×148×99	3,9
	РВ	600	10	380	100	2-4		152×122×100	2

\* Рудничное взрывобезопасное.  
\*\* Без футляра.

Переносная минная станция типа 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 или пыли. Общий вид станции показан на рис. 76, а, а принципиальная схема — на рис. 76, б.

Сетевыми зажимами СЗ1—СЗ2 переносную минную станцию подключают к сети переменного тока, а к линейным зажимам ЛЗ1 ÷ ЛЗ2 присоединяют электровзрывную сеть. Напряжение, пониженное трансформатором Тр до 0,5 В, выпрямляется диодом Д и поступает на прибор И (если кнопка КнЗ находится в положении V).

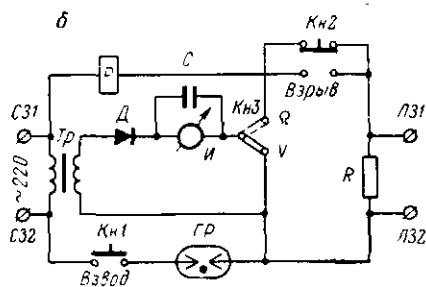
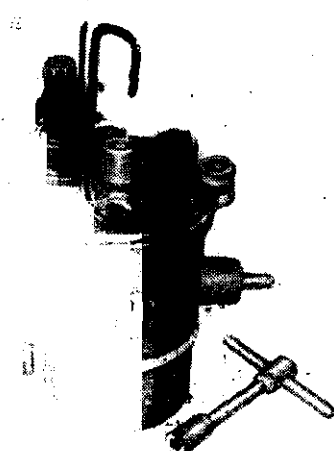


Рис. 76. Схема станции ПМС-220

Конденсатор С сглаживает пульсации выпрямленного тока, проходящего через прибор. Шкала измерительного прибора (микроамперметра) имеет градуировку в вольтах и омах. В положении V кнопки КнЗ прибор работает как вольтметр, измеряя напряжение сети переменного тока, а в положении Ω — как омметр, измеряя сопротивление взрывной сети.

Чтобы воспламеняющий ток включался в фиксированной точке синусоиды вблизи ее максимума, в схеме используется газовый разрядник ГР с потенциалом зажигания около 200 В.

Схема прибора ПМС-220 работает следующим образом. При включении прибора в сеть переменного тока напряжение 220 В поступает на первичную обмотку трансформатора Тр и к разомкнутым контактам кнопок Кн1 и Кн2. При нажатой кнопке КнЗ контакты замкнуты в положении V.

Если напряжение сети отличается по величине от расчетного значения не более чем на 10%, то производят дальнейшие операции по выполнению взрыва. К линейным зажимам ЛЗ1—ЛЗ2 подключают взрывную сеть и нажатием кнопки КнЗ в положение Ω.

измеряют ее сопротивление. Если величина сопротивления близка к расчетной, то производят взрыв. Для этого нажимают кнопку *Кн1* «Взвод», причем контакты *Кн1* замыкаются и удерживаются в замкнутом состоянии с помощью куркового соединения, управляемого токовым реле *P*. При нажатии кнопки *Кн2* «Взрыв» ее нижние (по схеме) контакты замыкаются и напряжение сети через взрывную цепь оказывается приложенным к газовому разряднику *ГР*.

В тот момент, когда мгновенное значение напряжения достигает потенциала зажигания разрядника (200 В), последний зажигается и включает ток во взрывную сеть. При прохождении тока по обмотке реле *P* оно срабатывает и освобождает кнопку *Кн1*. Контакты *Кн1* размыкаются и отключают сеть переменного тока. Сопротивление *R* выбрано с таким расчетом, что при разомкнутой взрывной цепи сила тока, проходящего через обмотку реле, будет достаточна для его срабатывания.

Основные технические данные станции ПМС-220: максимально допустимое сопротивление одной группы последовательно соединенных электродетонаторов 210 Ом; допустимое число последовательно соединенных электродетонаторов в группе — 70 шт.; число параллельных групп электродетонаторов — 80; число одновременно взрываемых электродетонаторов — 5600 шт. Срок службы при правильной эксплуатации и отсутствии внешних механических повреждений — 20 000 взрывов. Основные размеры станции — 173×90×63 мм. Масса станции — 1,6 кг.

В настоящее время имеется ряд приборов, позволяющих взрывать от линии переменного тока напряжением 220—380 В большое число последовательно соединенных электродетонаторов. Одни из них основаны на использовании для взрывания выпрямленного тока или тока конденсатора, заряженного от линии переменного тока через выпрямитель. Другие основаны на включении взрывной сети в тот момент, когда мгновенное значение тока в линии близко к его максимальной величине.

#### § 44. Контрольно-измерительная аппаратура для электрического взрывания зарядов

Перед производством взрывных работ должна быть проверена исправность электровзрывной сети с помощью контрольно-измерительных приборов. Контрольно-измерительные приборы, выпускаемые промышленностью, рассчитаны на подачу при измерении в сеть безопасной величины тока (не более 50 мА). По конструкции все контрольно-измерительные приборы делятся на три группы — с индикаторами стрелочного, светового и звукового типов.

Приборы первого и третьего типов позволяют установить факт исправности электровзрывной сети и получить численное значение ее сопротивления. Приборы второго типа позволяют определить проводимость сети, однако не могут измерить величину сопротивления и обнаружить короткое замыкание в сети.

Малый омметр М-57Д (рис. 77, а) может быть использован для проверки электродетонаторов и электровзрывных цепей на проводимость тока (отсутствие разрывов цепи и короткого замыкания), а также для измерения их сопротивления.

На верхнем торце корпуса прибора находятся линейные зажимы и кнопка для их закорачивания. На задней стенке прибора расположен винт магнитного шунта для установки стрелки на 0 при нажатой кнопке *Кн*.

Шкала омметра неравномерная. При разомкнутых и свободных зажимах стрелка прибора должна находиться в крайнем правом положении на значении бесконечность. На передней стенке прибора расположен корректор, с помощью которого стрелку устанавливают

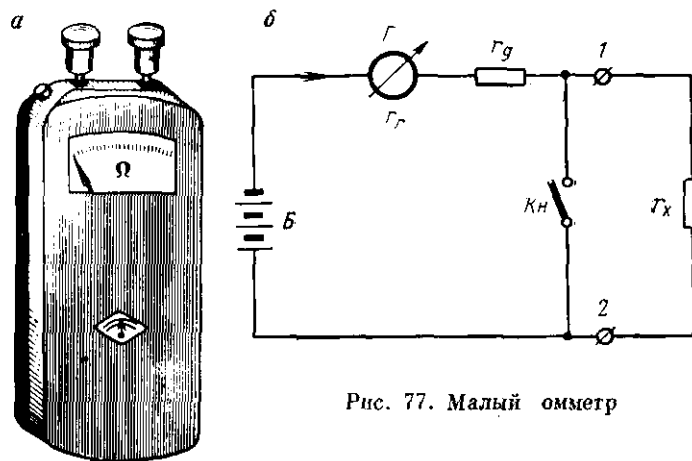


Рис. 77. Малый омметр

на отметку 0. Принципиальная схема прибора приведена на рис. 77, б. Рабочей частью шкалы является область показаний от 20 до 1500 Ом.

Малый омметр М-57Д предназначен для определения сопротивления электровзрывных цепей. Недопустимо применение малого омметра для определения сопротивления отдельного электродетонатора, так как при перегорании добавочного сопротивления сила тока может превысить безопасное значение и вызвать его взрыв.

Омметр-классификатор электродетонаторов ОКЭД-1 (рис. 78, а) предназначен для проверки и классификации электродетонаторов по сопротивлению. Прибор имеет два предела измерения и три шкалы. Первый предел имеет две шкалы: верхнюю — от 0,6 до 2,4 Ом с ценой деления 0,1 Ом, среднюю — от 0,5 до 5,5 Ом с ценой деления 0,1 Ом. Второй предел имеет одну шкалу — от 3 до 8,5 Ом с ценой деления 0,1 Ом.

Ток, протекающий через измеряемое сопротивление, не более 25 мА. Питание прибора осуществляется от аккумуляторного блока напряжением 2,5 В.

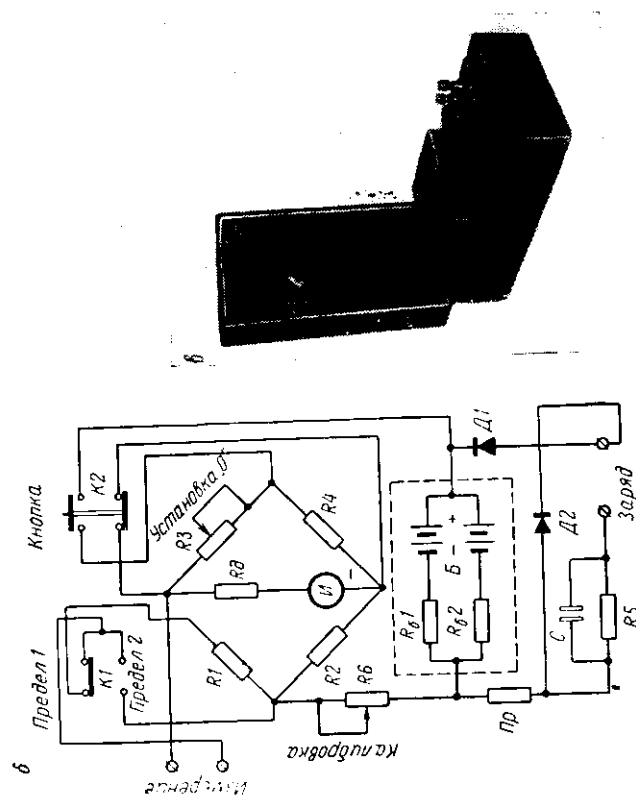
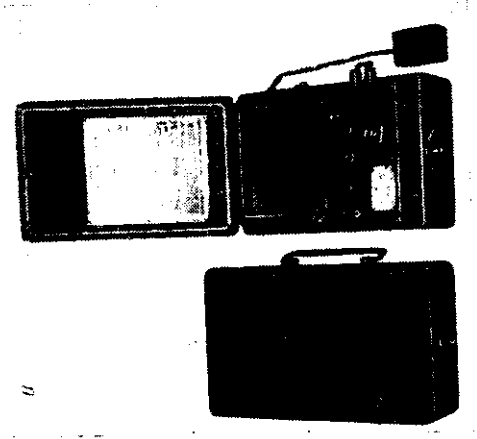


Рис. 78. Омметр-классификатор ОКД-1



Принципиальная схема ОКЭД-1 приведена на рис. 78, б. В одну диагональ моста включен источник питания с последовательно соединенным потенциометром  $R_3$ , предназначенным для подачи на мост необходимого напряжения. Ручка этого потенциометра на лицевой стороне панели прибора имеет надпись «Калибровка». В другую диагональ моста включены индикатор и сопротивление  $R_d$ , которое подбирается в процессе сборки таким образом, чтобы обеспечить постоянное сопротивление 900 Ом в диагонали индикатора.

Для производства необходимых операций предназначены переключатель пределов  $K1$  и контактная группа  $K2$ . Переключатель  $K1$  служит для подключения измеряемого сопротивления электродетонатора на соответствующий предел. Ручка этого переключателя имеет два положения и выведена на лицевую сторону панели прибора с надписью «Предел». Контактная группа  $K2$  обеспечивает подключение источника питания к измерительной цепи только во время измерения, автоматическое отключение источника питания и короткое замыкание индикатора в положении без измерения.

Источник питания состоит из двух параллельно включенных батарей. В цепь батарей включены токоограничивающие сопротивления. Параллельно к источнику питания через предохранитель  $Pr$  и одну из клемм заряда подключен выпрямитель, служащий для зарядки источника питания. Для производства измерений необходимо:

1. Установить стрелку индикатора на 0.
2. Установить предел измерения в зависимости от типа электродетонатора.
3. Уравновесить мост, присоединить к клеммам прибора рабочий зажим и подключить к нему эталонную вилку с калибровочным сопротивлением, а в случае работы с рабочей приставкой — непосредственно вилку с калибровочным сопротивлением: 0 Ом — при работе на пределе «1», 3 Ом — при работе на пределе «2». Нажать кнопку «Измерение». С помощью ручки потенциометра «Установка 0» совместить стрелку индикатора с начальной отметкой соответствующей шкалы. Отпустить кнопку «Измерение» и отсоединить эталонную вилку.
4. Откалибровать прибор. Присоединить к клеммам прибора рабочий зажим и подключить к нему эталонную вилку с калибровочным сопротивлением. В случае работы с рабочей приставкой — непосредственно к клеммам прибора подключить эталонную вилку с калибровочным сопротивлением: 3 Ом — при работе на пределе «1»; 6 Ом — при работе на пределе «2». Нажать кнопку «Измерение» и с помощью ручки потенциометра «Калибровка» совместить стрелку индикатора с красной калибровочной отметкой. Отпустить кнопку «Измерение» и отсоединить эталонную вилку. После этого прибор готов к работе.

Электродетонатор в защитной трубке присоединяется к рабочим зажимам или к рабочей приставке; после нажима на кнопку «Измерение» производится отсчет по соответствующей шкале.

Для операции проверки по сопротивлению нужно описанным способом измерять сопротивление каждого электродетонатора. Для операции классификации по сопротивлению при заданном разбросе шкалы приборы сцифрованы с учетом быстрой и легкой классификации с ценой деления основных интервалов 0,3 Ом и 0,5 Ом. Все электродетонаторы, попадающие по сопротивлению между отметками основных интервалов, представляют отклассифицированную группу с разбросом, меньшим 0,3 Ом (верхняя шкала) или 0,5 Ом (нижняя и средняя шкалы).

Переносный мост Р-353 (рис. 79) предназначен для измерения сопротивления электровзрывных линий и электродетонаторов и представляет собой усовершенствованную модель прибора ЛМ-48.

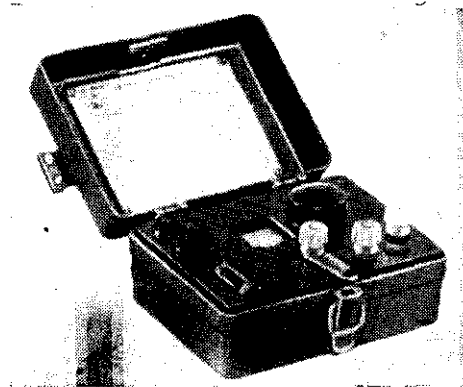


Рис. 79. Переносный мост Р-353

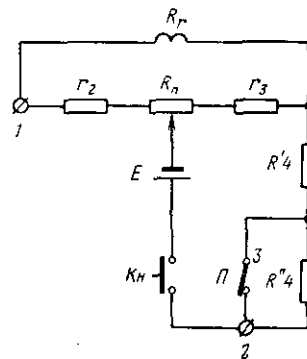


Рис. 80. Принципиальная схема моста Р-353

На лицевой стороне панели расположены: переключатель для переключения пределов измерения, корректор прибора, окно со шкалой и стрелкой и шкала, имеющая два ряда цифр, рукоятка для уравновешивания моста, кнопка для включения источника тока, зажимы для присоединения измеряемого сопротивления, крышка источника тока. Мост имеет два предела измерения: от 0,2 до 50 Ом с рабочей частью шкалы от 0,3 до 30 Ом и от 20 до 5000 Ом с рабочей частью шкалы от 30 до 3000 Ом.

Отличительной особенностью моста Р-353 является плавное регулирование отношения плеч, достигаемое изменением сопротивления  $R_n$  (рис. 80). Клеммы 1—2 служат для подключения измеряемого сопротивления. Для перехода от одного предела измерения к другому нужно переключкой П соединить клеммы 2 и 3. Резисторы  $R'4$ ,  $R''4$  используются на пределе 0,2—50 Ом, а один  $R'4$  — на пределе 20—5000 Ом;  $R_r$  — внутреннее сопротивление индикатора. Кнопка  $K_n$  служит для включения в цепь источника тока  $E$  и, в отличие от моста ЛМ-48, для удобства эксплуатации пере-

сена с вращающейся ручки на лицевую панель прибора. Кроме кнопки  $K_H$ , на панели расположены камера для гальванического элемента, вращающийся лимб, на котором укреплена катушка  $R_n$  сравнительных сопротивлений плеч моста и подгоночные сопротивления  $r_2, r_3$ .

В качестве источника тока применен специальный сухой гальванический элемент типа МЦ-4К. Категорически запрещается применять источники питания, создающие ток более 50 мА в цепи, замкнутой на внешнее сопротивление 0,5 Ом.

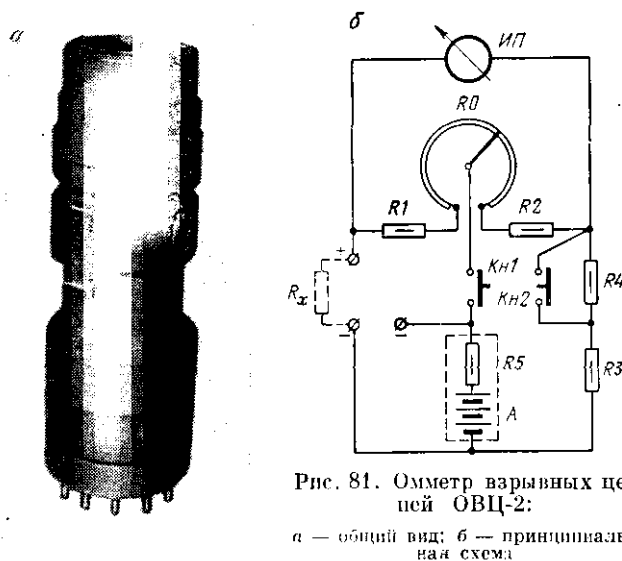


Рис. 81. Омметр взрывных цепей ОВЦ-2:  
а — общий вид; б — принципиальная схема

По сравнению с мостом ЛМ-48 мост Р-353 значительно удобнее в эксплуатации, требует меньше времени для замера и имеет повышенную точность измерений. Однако необходимость использования дефицитных источников питания типа МЦ-4К ограничивает спрос на эти приборы.

Перед началом измерений необходимо ручку реохорда повернуть не менее трех раз, подключить концы электродетонатора или линии к зажимам «1—2», соединить перемычкой два крайних зажима при измерении сопротивлений от 0,2 до 50 Ом или отсоединить перемычку при измерении сопротивлений от 20 до 5000 Ом.

Нажать кнопку и поворотом ручки шкалы совместить стрелку гальванометра со средней отметкой шкалы показывающего прибора. Отпустить кнопку, и сделать отсчет величины сопротивления по шкале против нулевой риски шкалы показывающего прибора в соответствии с выбранным пределом измерения.

Омметр взрывных цепей типа ОВЦ-2 (рис. 81, а) предназначен для измерения сопротивлений отдельных электродетонаторов, а также их групп при последовательном и смешанном соединении.

Он может применяться на подземных и открытых работах при температуре окружающего воздуха от  $-5$  до  $+45^{\circ}\text{C}$ . Омметр размещен в цилиндрическом корпусе диаметром 52 мм, высотой 155 мм.

#### Техническая характеристика омметра ОВЦ-2

Пределы измерений, Ом:	
в первом диапазоне . . . . .	От 1 до 50
во втором . . . . .	От 10 до 500
Время измерительного цикла, мин . . . . .	1—1,5
Точность измерений, % . . . . .	$\pm 5$
Напряжение источника питания, В . . . . .	2,5
Максимальный ток короткого замыкания, мА . . . . .	40
Исполнение прибора . . . . .	Рудничное искробезопасное
Масса прибора, г . . . . .	425

Электрическая часть омметра ОВЦ-2 (рис. 81,б) представлена мостовой схемой для измерения сопротивлений. Два плеча моста образованы резисторами  $R1$  и  $R2$  и измерительным реохордом  $R0$ , третье плечо — резисторами  $R3$ ,  $R4$  и четвертое — измеряемым сопротивлением  $R_x$ . Контакт измерительного реохорда выполнен жестко с вращающимся лимбом, отградуированным в омах.

Момент равновесия моста фиксируется стрелочным индикатором  $ИИ$  (вибро- и тряскопрочным микроамперметром М364-11 на 580 мкА), включенным в диагональ моста. В качестве источника постоянного напряжения использованы два аккумулятора Д-0,2 напряжением 2,5 В, емкостью 0,2 А·ч.

Для замера сопротивлений в первом диапазоне измеряемую цепь подключают к клеммам прибора и нажимают кнопки  $Kn1$  и  $Kn2$ . Вращая лимб, совмещают стрелку индикатора с нулевым штрихом шкалы, затем отпускают обе кнопки и отсчитывают показания на лимбе в омах.

Замер сопротивлений во втором диапазоне отличается тем, что нажимают одну кнопку  $Kn1$  и отсчет показаний умножают на 10. Измерение неизвестных сопротивлений рекомендуется начинать с большого диапазона, чем исключается опасность повреждения стрелочного индикатора.

Нормально заряженным аккумулятором можно произвести 200—220 измерений, а сам аккумулятор допускает 80—100 циклов «заряд—разряд». Для проверки исправности омметра к его клеммам подключают эталонное сопротивление, нажимают кнопку  $Kn1$  и совмещают начало шкалы лимба с указателем стрелки индикатора. При этом стрелка должна выходить за пределы красной точки, нанесенной на стрелке индикатора. Если же она не доходит до этой точки, то аккумулятор необходимо зарядить. Длительность заряда аккумулятора 20 ч. Зарядные выпрямители для ОВЦ-2 поставляются заводом по специальному заказу.

Проверку чувствительности прибора производят подключением эталонного сопротивления 30 Ом к зажимам прибора и выведением

шкалы реохорда в положение, соответствующее величине этого сопротивления. Стрелка индикатора при двух нажатых кнопках должна совместиться со средним (нулевым) штрихом.

#### § 45. Схемы электровзрывных сетей

Электровзрывная сеть состоит из электродетонаторов с выводными проводами, концевых проводов, идущих от выводных проводов до поверхности, участковых проводов, соединяющих концевые и магистральные провода, которые идут к источнику тока. Сеть монтируется из изолированных одно- и многожильных медных, алюминиевых или стальных проводов. Для взрывных работ применяются провода марок ВМВ, ЭР, ЭВ, саперные провода СП-1, СП-2, установочные провода ПР, АПР, АПВ, ПВ, характеристика которых приведена в табл. 37.

Т а б л и ц а 37  
Характеристика проводов для монтажа взрывных сетей

Марка	Изоляция	Число жил	Число прово- локов в жиле	Сечение жи- лы, мм <sup>2</sup>	Сопротивле- ние 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	То же	1	1	0,75	25	10,3
СП-1	Резиновая в хлопчатобу- мажной оплетке	1	7	0,75	25	30
СП-2	Резиновая	2	7	0,75	25	60

Провода ПР и ПВ медные одно- и многожильные в резиновой и полихлорвиниловой изоляции сечением жилы от 0,75 до 70 мм<sup>2</sup>. Провода АПР и АПВ одножильные и алюминиевые в резиновой (Р) и полихлорвиниловой (В) изоляции сечением от 3,75 до 105 мм<sup>2</sup>, что соответствует сечению медных проводов 2,5—70 мм<sup>2</sup>.

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 величину их сопротивления и прочность. Нецелесообразно монтировать сеть из проводов сечением меньше 0,2 мм<sup>2</sup> из-за их малой прочности. Для магистральных проводов сечение должно быть не менее 0,75 мм<sup>2</sup>.

При взрывных работах на карьерах применяются следующие схемы соединения электродетонаторов в сети: последовательная (рис. 82), параллельная, где, в свою очередь, различают пучковую схему (рис. 83, а), когда все провода от электродетонаторов подсоединяют в двух точках, и ступенчатую (рис. 83, б), когда провода подсоединяют к разным точкам участковых проводов; смешанные: последовательно-параллельная (рис. 84, а) и

параллельно-последовательная (рис. 84, б). В первых электродетонаторы в группах соединены последовательно, а группы — параллельно, а во вторых соединении в группах параллельное, а группы соединены последовательно.

В крупные заряды (в боевики) вводят по два электродетонатора,

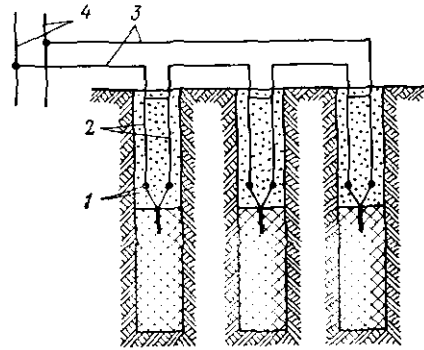


Рис. 82. Элементы электровзрывной сети:

1 — выводные провода; 2 — концевые провода; 3 — участковые провода; 4 — магистральные провода

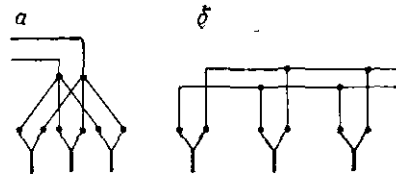


Рис. 83. Параллельное соединение электродетонаторов

соединяемые последовательно (рис. 85, а) или параллельно (рис. 85, б) Это так называемое парно-последовательное и парно-параллельное соединение. Для повышения надежности взрыва иногда электровзрывные сети дублируют.

**Последовательное соединение** имеет следующие достоинства: через все электродетонаторы проходит равный ток; требуется источник тока минимальной мощности; меньшая длина проводов; простота

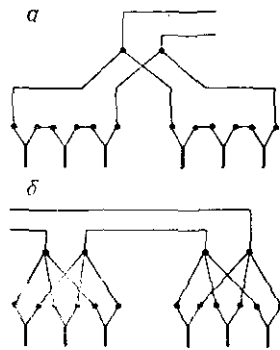


Рис. 84. Смешанное соединение электродетонаторов

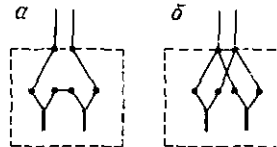


Рис. 85. Установка двух электродетонаторов в боевике

и наглядность схемы соединения; простота расчета и проверки исправности цепи.

Недостатком этого соединения является возможность получения группового отказа при попадании в сеть дефектного электродетонатора.

**Параллельное соединение** имеет следующие достоинства: при обрыве проводов электродетонатора отказ возможен только в одном заряде, а если в боевике имеется два электродетонатора, отказа не

будет; попадание недоброкачественного электродетонатора не ведет к отказу сети.

Вместе с тем эта схема имеет следующие недостатки: требуется значительно более мощный источник тока; практически невозможно определить с помощью приборов исправность сети; для монтажа требуется больше проводов, монтаж и особенно расчет ступенчатых схем значительно сложнее. Поэтому параллельное соединение, как правило, не рекомендуется для применения.

Последовательно-параллельное соединение применяется, когда надо взорвать большое число электродетонаторов от источника тока с недостаточным для последовательного соединения напряжением. Параллельно-последовательное соединение менее удобно и надежно и редко применяется на практике.

Таким образом, последовательное соединение электродетонаторов наиболее удобно и надежно и должно применяться во всех случаях, когда можно обеспечить получение гарантийной величины тока для включенных в сеть электродетонаторов.

#### § 46. Элементы расчета электровзрывных сетей

Методика расчета взрывных сетей зависит от источника тока, применяемого для взрывания. При применении электрических взрывных машинок определяют сопротивление взрывной сети и сравнивают полученный результат с предельным значением сопротивления сети для конденсаторных машинок, приводимого в паспорте.

По полученным данным на основе приближенных формул определяют условия безотказности взрыва:

для простых последовательных сетей

$$R_{\text{пос}} = R_{\text{п}}, \text{ Ом}; \quad (\text{VI.3})$$

для последовательных сетей с парно-параллельным включением электродетонаторов

$$R_{\text{парн}} = \frac{1}{4} R_{\text{п}}, \text{ Ом}; \quad (\text{VI.4})$$

для параллельно-пучковых сетей

$$R_{\text{п. пучк}} = \frac{1}{n^2} R_{\text{п}}, \text{ Ом}; \quad (\text{VI.5})$$

для смешанных пучковых сетей простых и с парно-последовательным включением электродетонаторов

$$R_{\text{с. пучк}} = \frac{1}{n^2} R_{\text{п}}, \text{ Ом}; \quad (\text{VI.6})$$

для смешанных пучковых сетей с парно-параллельным включением электродетонаторов

$$R_{\text{с. пучк. п}} = \frac{1}{4n^2} R_{\text{п}}, \text{ Ом}; \quad (\text{VI.7})$$

где  $R_n$  — предельно допустимое сопротивление, указанное в паспорте машинки для последовательных сетей;

$n$  — число параллельных ветвей.

При использовании силовых и осветительных сетей в качестве источника тока определяют сопротивление сети, а затем рассчитывают величину тока, проходящего через отдельный электродетонатор, и сравнивают найденную величину с гарантийным значением тока для безотказного взрыва.

**Последовательное соединение.** Сопротивление взрывной сети определяется по формуле

$$R = m r_d + L_k r_k + L_y r_y + L_m r_m, \quad \text{Ом}, \quad (\text{VI.8})$$

где  $m$  — число электродетонаторов;

$r_d$  — сопротивление одного электродетонатора, Ом;  
 $L_k, L_y, L_m$  — длина концевых, участковых и магистральных проводов, м;

$r_k, r_y, r_m$  — сопротивление 1 м концевых, участковых и магистральных проводов, Ом.

Полученное значение силы тока, проходящего через электродетонатор,  $I = U/R$  сравнивается с гарантийным, причем обязательным является условие

$$I \geq I_{\text{гар}}. \quad (\text{VI.9})$$

**Параллельно-пучковое соединение.** Сопротивление отдельной произвольной ( $i$ -ой) ветви  $R_{vi}$  находится по формуле

$$R_{vi} = r_d + L_{ki} r_{ki} + L_{yi} r_{yi}, \quad (\text{VI.10})$$

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

$$R = L_m r_m + L_c r_c + \frac{1}{\frac{1}{R_{v1}} + \frac{1}{R_{v2}} + \dots + \frac{1}{R_{vn}}}; \quad (\text{VI.11})$$

где  $L_c, L_m$  — длина соединительных и магистральных проводов, м;  
 $r_c, r_m$  — сопротивление 1 м соединительных и магистральных проводов, Ом;

$R_{v1}, R_v$  — сопротивление отдельных ветвей, Ом.

При одинаковых сопротивлениях ветвей

$$R = L_m r_m + L_c r_c + \frac{R_v}{n}, \quad (\text{VI.12})$$

где  $n$  — число параллельных ветвей.

Сила тока в магистрали

$$I_m = \frac{U}{R}.$$

Сила тока, протекающего через отдельную ветвь (электродетонатор),

$$I_{\text{в}} = \frac{I_{\text{м}}}{n} = \frac{U}{Rn}, \quad (\text{VI.13})$$

также должна быть не меньше гарантийной  $I_{\text{гар}}$ , т. е. сила тока в магистрали при  $n$  параллельно соединенных электродетонаторах должна быть в  $n$  раз больше, чем его гарантийная величина для отдельного детонатора\*.

#### § 47. Предотвращение отказов и преждевременных взрывов при электрическом взрывании

В практике, несмотря на выполнение инструкций и предписаний, иногда происходят отказы электродетонаторов, а иногда преждевременные взрывы, что может приводить к тяжелым последствиям. Отказы связаны со скрытыми дефектами электродетонаторов (дефекты в воспламенительном составе головки, уменьшение сечения мостика и т. д.), которые не могут быть обнаружены предварительными испытаниями.

Для повышения надежности взрыва зарядов применяют размещение в зарядах двух последовательно соединенных электродетонаторов, а также двойные электровзрывные сети.

Преждевременные взрывы при электрическом взрывании могут вызываться неправильными действиями взрывников, неисправностью контрольно-измерительной аппаратуры, а также появлением во взрывной сети посторонних токов, поступающих в сеть из взрываемого массива.

К посторонним токам относятся: блуждающие токи, возникающие при применении 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 грозных разрядов, переходящие из атмосферы в массив породы; токи электромагнитных излучений, возникающие при радио и телевизионных передачах.

Наибольшую опасность в отношении преждевременных взрывов представляют блуждающие токи и токи утечки.

Для предотвращения преждевременных взрывов применяют следующие меры:

1. Обеспечение хорошей изоляции соединений взрывной сети.
2. Уменьшение блуждающих токов в районе взрывания путем улучшения изоляции электротехнического оборудования, а также прекращения подачи электроэнергии на участок на период подготовки и проведения взрыва.

\* При применении более сложных соединений электровзрывных сетей рекомендуем использовать специальную литературу по этому вопросу (например, А. И. Лурье. Электрическое взрывание зарядов, М., «Недра», 1973).

3. Установка во взрывной сети газовых разрядников, потенциал зажигания которых выше разности потенциалов блуждающих токов и ниже потенциала источника тока, применяемого для взрывания; при этом блуждающие токи не могут вызвать взрыва, так как сеть разомкнута разрядником. При подаче в нее мощного импульса от взрывной машинки ток проходит в сеть, так как разрядник срабатывает при таком напряжении, и происходит взрыв.

4. Применение полупроводниковых нелинейных сопротивлений, которые резко снижают свое сопротивление при увеличении напряжения в сети выше определенного предела. Таким образом, их действие аналогично действию газовых разрядников.

Перечисленные способы оказываются действенными только в случае, когда блуждающие токи попадают в сеть через магистраль. Если ток попадает через участки с нарушенной изоляцией, эти средства не оказывают защитного действия.

Наиболее надежным является применение специальных электродетонаторов, устойчивых против блуждающих токов.

#### § 48. Технология электрического взрывания

При электрическом взрывании зарядов необходимо: проверить и подобрать электродетонаторы по сопротивлению; изготовить патроны-боевики; произвести зарядание и забойку зарядов; смонтировать электровзрывную сеть; проверить исправность сети; подсоединить магистральные провода к источнику тока и произвести взрыв; после проветривания осмотреть взорванный забой; при наличии отказов ликвидировать их.

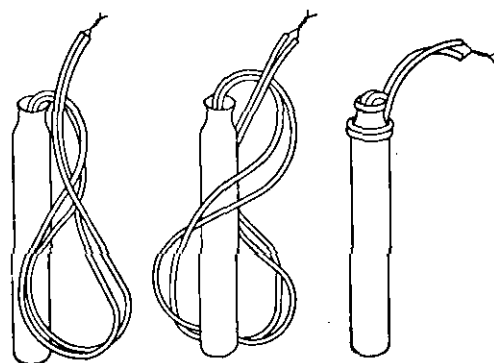


Рис. 86. Изготовление патрона-боевика при электрическом взрывании

тировать электровзрывную сеть; проверить исправность сети; подсоединить магистральные провода к источнику тока и произвести взрыв; после проветривания осмотреть взорванный забой; при наличии отказов ликвидировать их.

Все электродетонаторы перед выдачей для взрывания должны быть проверены на соответствие их сопротивлений указанным в паспортах в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». Провода

электродетонаторов после проверки их сопротивления должны быть замкнуты накоротко и в таком положении должны находиться до момента присоединения их к участковым или магистральным проводам.

Изготовление патронов-боевиков при электрическом взрывании может производиться различными способами, один из которых показан на рис. 86. Зарядание патронированными ВВ выполняется так же, как при огневом взрывании. Оболочки патронов, вводимых

первыми в шпур, обычно надрезаются вдоль оси и уплотняются, чем достигается повышение плотности заряда. Патрон-боевик вводится в шпур последним с повышенной осторожностью, без уплотнения.

Первые порции забойки вводят в шпур также без уплотнения. При зарядании скважины рассыпными ВВ в нее на шнуре опускают два патрона-боевика: в нижнюю и среднюю части заряда. Запрещается опускание боевиков на провода детонаторов.

Соединения проводов электровзрывной сети тщательно изолируются изоляционной лентой или специальными зажимами-контактами, наполненными солидолом (рис. 87). Монтаж сети ведется всегда только от зарядов к источнику тока.

При дублировании взрывных сетей основные и дублирующие провода должны иметь отличительные признаки. Монтаж взрывной

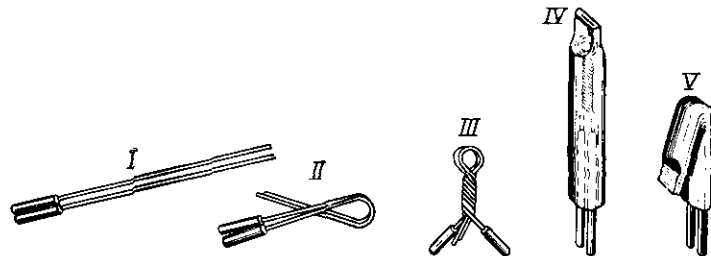


Рис. 87. Последовательность (I—V) соединения и изоляции проводов зажимами-контактами

сети начинается только после полного окончания зарядания и забойки зарядов.

Общее сопротивление всей электровзрывной сети должно быть заранее подсчитано и затем измерено из места взрывания при помощи электроизмерительных приборов. При расхождении фактически измеренного и расчетного сопротивлений сети более чем на 10% необходимо снова закортить концы проводов и устранить неисправности, вызывающие отклонения от расчетного сопротивления электровзрывной сети (плохо зачищенные концы проводов, слабые смотки, нарушение изоляции и т. п.).

Ключи от взрывных машинок и ящиков с рубильниками на все время подготовительных работ и до времени взрыва должны находиться у руководителя взрывных работ или взрывника. На время начала монтажа взрывной сети все электрические установки, находящиеся в пределах опасной зоны, должны быть обесточены.

Если взрыва при включении машинки не произошло, то магистральные провода отключают, закорачивают их и через 10 мин взрывник осматривает забой и устраняет неисправности сети. После взрыва взрывник осматривает забой и при обнаружении отказов ликвидирует их.

Достоинства электрического взрывания: относительная безопасность, возможность проверки сети перед взрывом, возможность осуществления любой последовательности взрывания серии зарядов, неограниченная область применения.

К недостаткам электрического взрывания относятся сложность монтажа сети, особенно при соединении большого числа электродетонаторов по смешанным схемам, повышенная по сравнению с огневым взрыванием стоимость и опасность преждевременного взрыва от блуждающих токов.

#### § 49. Средства и технология взрывания с помощью детонирующего шнура

Детонирующий шнур предназначен для передачи детонации от капсуля-детонатора к заряду ВВ или от заряда к заряду на большие расстояния. Если сеть детонирующего шнура имеет разветвление, то детонация передается по всем ветвям одновременно с одинаковой скоростью (около 6,5 км/с). Взрывание детонирующим шнуром основано на том, что заряды порошкообразных ВВ безотказно детонируют от введенных в них отрезков детонирующего шнура без капсулей-детонаторов.

Сердцевина детонирующего шнура 1 (рис. 88) изготавливается из тана с направляющими нитями 2 или без них и покрывается на оплеточной машине оплетками из льняных 3, 4 и хлопчатобумажных 5, 6 ниток.

Шнур для подводного взрывания ДШВ дополнительно покрывается полихлорвиниловой оболочкой. Гидроизоляция обычного детонирующего шнура ДША осуществляется покрытием наружных оплеток воском или озокеритом. Наружную оплетку шнура изготавливают красной или белой с двумя красными нитями, чтобы детонирующий шнур можно было легко отличить и заметить.

Детонирующие шнуры устойчиво детонируют от капсуля-детонатора при нагревании до температуры  $+55^{\circ}\text{C}$  в течение 6 ч, а также при охлаждении до температуры  $-28-35^{\circ}\text{C}$  в течение 2 ч (табл. 38).

Т а б л и ц а 38

Характеристика детонирующих шнуров

Марка	Диаметр, мм	Длина шнура в бухте, м	Масса ВВ в 1 м шнура, г	Скорость детонации, км/с	Материал оплетки
ДША	4,8—5,8	50	12	6,5	Две оплетки льняные, наружная хлопчатобумажная
ДШВ	4,8—5,8	50	13	6,5	Две оплетки льняные, наружная пластикатная

Выпущена опытная партия детонирующих шнуров, у которых сердцевина из тана помещена в полиэтиленовой оболочке.

Выпускаются опытные марки водоустойчивых детонирующих шнуров ДШВ-К, ДШВ-Л, ВДШМ-З, которые сохраняют свои взрывчатые свойства при длительном воздействии воды и агрессивных щелочно-кислотных сред. Детонирующие шнуры указанных марок имеют меньший диаметр и менее мощные, чем обычные детонирующие шнуры. Поэтому для них выпускаются специальные промежуточные детонаторы ПТ-350 и ПД-150.

Детонирующие шнуры ДШВ-К, ДШВ-Л одной ниткой обеспечивают надежное взрывание указанных промежуточных детонаторов, а также промежуточных детонаторов-шашек Т-450.

Маломощные детонирующие шнуры ВДШМ-З (водоустойчивые маломощные с массой заряда в 1 м шнура 3 г) в сочетании с промежуточным детонатором ПД-100 (300) применяются для обратного инициирования, т. е. инициирования взрыва заряда от дна скважины, и для внутрискважинного замедления.

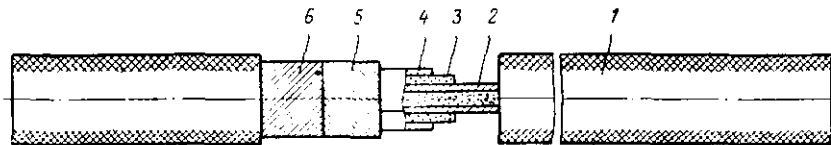


Рис. 88. Детонирующий шнур

Принципиально возможно при использовании детонирующих шнуров ДШВ-К и ДШВ-Л вместе с промежуточными детонаторами ПТ-300 заряжать скважины сразу после окончания их бурения.

Пиротехнические замедлители детонирующего шнура КЗДШ-58, КЗДШ-62-2 применяются для создания необходимых замедлений между взрывающимися зарядами при их инициировании детонирующим шнуром.

Конструкция КЗДШ-58 (рис. 89, а) предусматривает замедления 10, 20, 35 и 50 мс с разбросом по времени замедления от  $\pm 4$  до  $\pm 7$  мс соответственно. Реле состоит из жесткой бумажной трубки, в которую помещен замедляющий элемент, состоящий из капсуля-детонатора в металлической гильзе с пиротехническим замедлителем, из окиси меди и алюминиевой пудры. С обоих концов трубки с помощью алюминиевых колпачков закреплены отрезки детонирующего шнура, один касается доньшка капсуля-детонатора, другой расположен на расстоянии 100 мм от среза гильзы.

Замедлитель КЗДШ-58 для создания замедлений включается в разрыв сети детонирующего шнура. При взрыве первым детонирует входящий (длинный) отрезок шнура (на рис. 89, а слева). Детонационная волна воспламеняет замедлитель, пламя которого инициирует капсуль-детонатор, а взрыв последнего инициирует примыкающий к нему (короткий) отрезок детонирующего шнура, выходящий из трубки (на рисунке справа). При замедлениях, отличных от номинальных, допускается включение двух реле между зарядами ВВ последовательно.

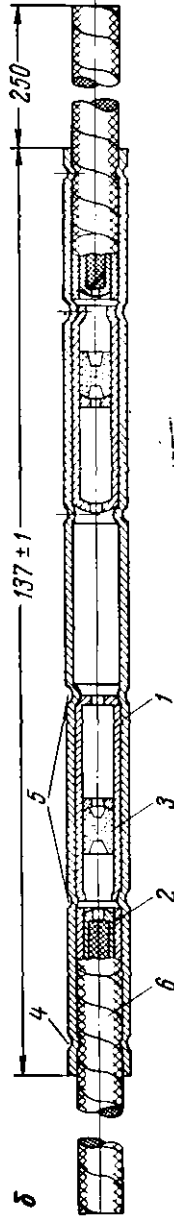
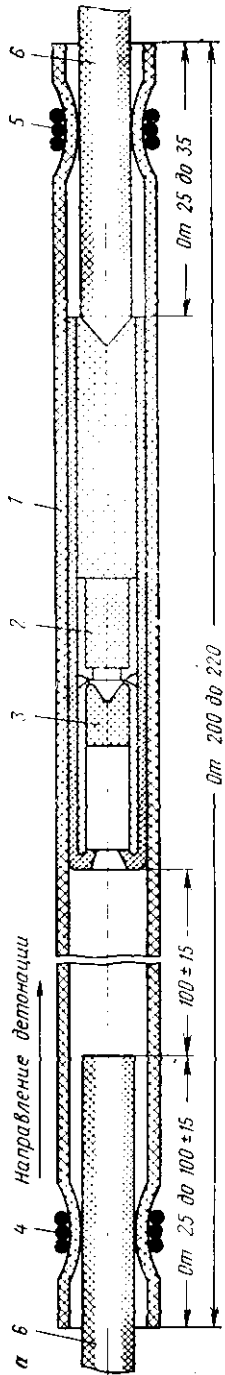


Рис. 89. Схемы пиротехнических замедлителей детонирующего шнура:  
 1 — трубка; 2 — капсуль-детонатор; 3 — замедлитель; 4, 5 — фиксаторы; 6 — отрезки ДШ

Замедлитель КЗДШ-58 передает детонацию только в одном направлении (на рисунке указано стрелкой), что требует повышенного внимания при монтаже сети. На трубке КЗДШ-58 стрелкой указано направление детонации, в котором замедлитель работает нормально. В настоящее время применяются пиротехнические замедлители двустороннего действия КЗДШ-62-2 (рис. 89, б), устройство которых принципиально аналогично КЗДШ-58, но которые могут в любом положении монтироваться во взрывную сеть детонирующего шнура.

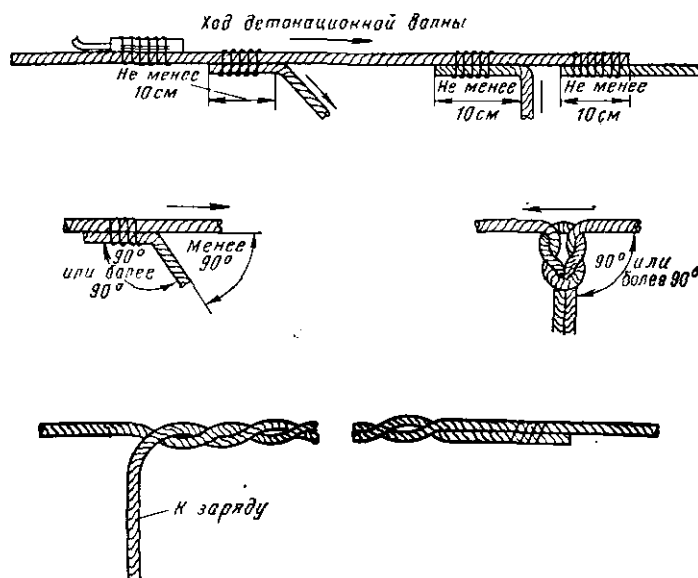


Рис. 90. Основные способы соединения детонирующего шнура при монтаже сети

Для взрывания необходимо: разрезать шнур на отрезки для изготовления патронов-боевиков; изготовить патроны-боевики; произвести зарядку и забойку, монтаж и проверку сети детонирующего шнура; подсоединить к магистрали капсулы-детонаторы или электродетонаторы и произвести взрыв; после взрыва осмотреть место взрыва; при наличии отказов ликвидировать их. Длина отрезков детонирующего шнура выбирается такой, чтобы после установки боевика на поверхности у скважины оставался конец шнура длиной 1—1,5 м.

При взрывах зарядов в скважинах или камерах патрон-боевик изготавливается на месте заряжения из нескольких патронов, обвязываемых детонирующим шнуром или из специальных шашек — промежуточных детонаторов. Отрезки шнуров (рис. 90) между собой соединяют *внакладку* или *внакрутку* на длине не менее 10 см. Отрезки

скрепляют изоляционной лентой или шпагатом, иногда шнуры связывают морским узлом.

Угол между ответвлением детонирующего шнура и магистралью по направлению детонации не должен быть больше  $90^\circ$ , так как это может привести к отказам.

При монтаже сети нельзя допускать витков и скруток на шнуре, пересекающиеся шнуры должны быть разделены грунтом или деревянной прокладкой толщиной не менее 10 см. Монтаж сети ведется от последних скважин к месту инициирования. После окончания монтажа взрывник и руководитель взрыва еще раз осматривают и проверяют правильность монтажа взрывной сети, а затем подсоединяют в месте инициирования капсулы-детонаторы или электродетонаторы.

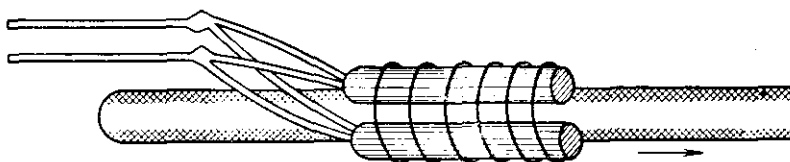


Рис. 91. Иницирование магистрали детонирующего шнура

Для большей надежности сети детонирующего шнура дублируют, при этом обе сети взрывают от одного инициатора. При взрывах больших зарядов сети детонирующего шнура взрывают не менее чем двумя электродетонаторами (рис. 91), которые прикрепляют на расстоянии 10—15 см от конца магистральной линии детонирующего шнура.

Достоинства взрывания с помощью детонирующего шнура: уменьшение опасности выполнения работ по заряданию и особенно ликвидации отказов, простота выполнения работ. Недостатки: только визуальный контроль исправности сети перед взрывом и высокая стоимость шнура (10 коп. за 1 м).

#### § 50. Промежуточные детонаторы для взрывания зарядов

В связи с тем, что на карьерах порошкообразные ВВ практически полностью заменены значительно менее чувствительными гранулированными и водонаполненными ВВ, для их надежного инициирования стало необходимо применять промежуточные детонаторы. Выпускавшиеся средства взрывания по мощности соответствовали требованиям инициирования более чувствительных порошкообразных ВВ.

На карьерах при взрывании скважинных и камерных зарядов «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» всегда

предусматривалось применение промежуточных детонаторов в виде патронов-боевиков из связки патроцированных ВВ (аммонита № 6ЖВ, скального аммонита и т. п.), обвязанных детонирующим шнуром (рис. 92).

В последние годы были созданы специальные промежуточные детонаторы из мощных прессованных ВВ в виде шашек различных форм и массы (рис. 93). Характеристика шашек-детонаторов приведена в табл. 39, а рекомендуемые промежуточные детонаторы для взрывания ВВ различных типов — в табл. 40. Все шашки взрываются с помощью пропущенных через осевое отверстие 1—4 ниток детонирующего шнура.

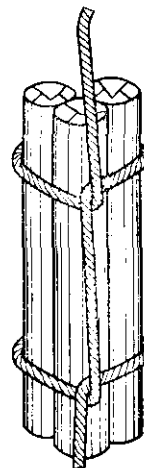


Рис. 92. Промежуточный детонатор из патронов ВВ и ДШ

Таблица 39

Характеристика шашек промежуточных детонаторов

Марка	ВВ	Масса шашки, г	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Скорость детонации, км/с	Размеры шашки, мм			Способ инициирования	Цена за штуку, коп.
					диаметр (ширина)	длина	высота		
Т-400	Тротил	400	1,50—1,59	6,4—7	70	70	—	4 нити детонирующего шнура	39,5
ТГ-500	Тротил—гексоген	500	1,58—1,64	7,2—7,8	70	83	—	То же	80 *
Тет-150	Тетрил	150	1,53—1,62	7—7,5	50	50	—	1 нить детонирующего шнура	42 *
ПТ-300	Пентолит	300	1,58—1,64	7,8—8,2	60	60	—	То же	—
Ш-400	Пиротил	400	1,48—1,59	6,2—6,8	51	101	51	4 нити детонирующего шнура	23,5

\* Цены временные.

12\*

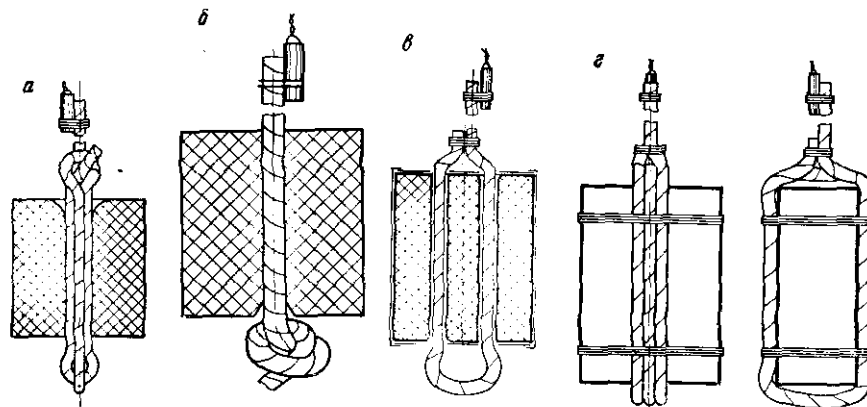


Рис. 93. Схемы промежуточных детонаторов:

а — Т-400; б — Тет-500; в — ПТ-150; г — Ш-400

Таблица 40

**Рекомендуемые промежуточные детонаторы для гранулированных и водонаполненных ВВ**

ВВ	Промежуточный детонатор	Число	Скорость детонации в патроне, км/ч
Зерногрануляты 79/21, 50/50-В, 30/70 и 30/70-В	Шашки-детонаторы Т-400, Тет-150, ТГ-500	Одна шашка	Не менее 4
	Аммониты или детониты	Патроны или пачки массой не менее 200 г	
Грануляты АС-8, С-2, АС-4,М Игданит Граммонал А-8 Динамон АМ-10	Шашки-детонаторы Т-400, ТГ-500, ПТ-300, Тет-150	Одна шашка	Не менее 5
	Детонит или аммонит скальный № 1	Для скважин — патроны или пачки общей массой не менее 500 г Для шпуров — один патрон	
Водонаполненные алюмотол, гранулотол, акватолы МГ, М-15 и 65/35, акванит 3Л	Шашки-детонаторы Т-400, ТГ-500, ПТ-300, Тет-150	Две шашки	Не менее 5
	Детонит или аммонит скальный № 1	Патроны или пачки массой не менее 1000 г Для шпуров — один патрон	

## Глава VII

### ФИЗИЧЕСКАЯ СУЩНОСТЬ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ

#### § 51. Основные понятия

Для разрушения (взрывания) массива горных пород при проходке в них выработок или при их дроблении для добычи применяют заряды ВВ, которые различают:

по положению: **н а р у ж н ы й** (накладной) заряд — расположенный на взрываемом объекте; **в н у т р е н н и й** заряд — расположенный внутри (в шпуре, скважине или камере) взрываемого объекта. Наружные заряды применяют для дробления негабарита,

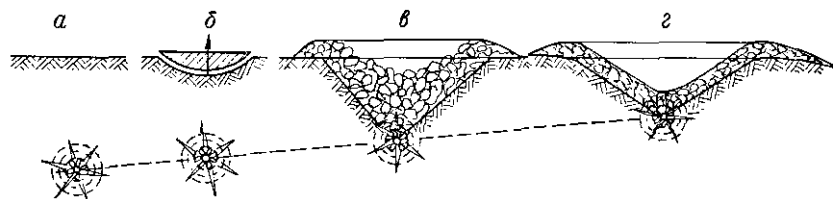


Рис. 94. Проявление действия взрыва различных зарядов

**внутренние** — для проходки выработок и отбойки пород для последующей переработки;

по форме: **с о с р е д о т о ч е н н ы й** и **у д л и н е н н ы й**. К удлиненным относят заряды, у которых отношение ширины к высоте составляет более 1 : 3. В зависимости от физико-механических свойств пород, типа ВВ и диаметра заряда соотношение между диаметром и длиной может изменяться; при взрывных работах преимущественно применяются удлиненные заряды;

по конструкции: **с п л о ш н о й** — не разделенный промежутками; **р а с с р е д о т о ч е н н ы й** — отдельные части которого разделены промежутками воздуха, мелкой породы, воды и т. п.;

по характеру действия: заряд **к а м у ф л е т а** (рис. 94, а), взрыв которого не проявляет видимого действия на поверхности; заряд **о т к о л ь н ы й** (рис. 94, б), при взрыве которого происходит откол породы по поверхности массива и разрушение вокруг заряда; з а р я д

рыхления (рис. 94, е) — вызывающий дробление породы; заряд выброса (рис. 94, з) — вызывающий дробление и выброс породы за пределы воронки взрыва. Изменение характера действия заряда может быть достигнуто путем уменьшения глубины заложения заряда постоянной массы (рис. 95, а) и путем увеличения массы заряда при постоянной л. н. с. (рис. 95, б).

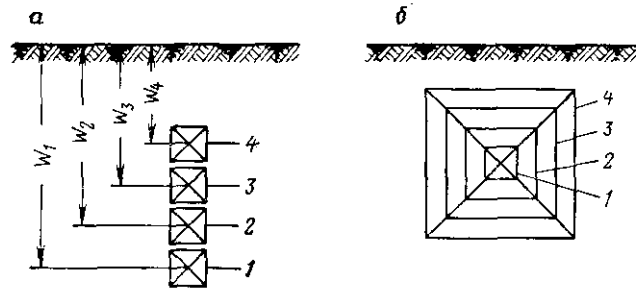


Рис. 95. Способы изменения характера действия взрыва

При взрывах зарядов рыхления и выброса в массивах горных пород образуется углубление, которое принято называть воронкой взрыва. Очертание воронки зависит от свойств взрывающей среды. При теоретических исследованиях одиночных сосредоточенных зарядов форму воронки взрыва принимают в виде опрокинутого конуса вращения с вершиной в центре заряда.

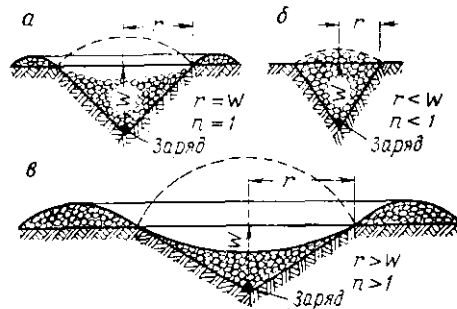


Рис. 96. Элементы воронки взрыва:

а — нормального; б — уменьшенного; в — усиленного действия

Различают следующие элементы воронки взрыва (рис. 96):  $W$  — глубина заложения заряда или л. н. с. — кратчайшее расстояние от центра заряда до ближайшей обнаженной поверхности. Глубиной заложения л. н. с. для удлиненных зарядов при их многорядном расположении является среднее расстояние между рядами или отдельными зарядами;  $2\alpha$  — угол раствора воронки взрыва;  $R$  — радиус действия взрыва

заряда;  $r$  — радиус воронки взрыва;  $n = r/W = \text{tg } \alpha$  — показатель действия взрыва.

В зависимости от величины показателя действия взрыва различают заряды (см. рис. 96): нормального выброса при  $n = 1$  и усиленного выброса при  $n > 1$ . При  $n < 1$  заряд только дробит породу, не выбрасывая ее из контуров воронки. Такой заряд называют зарядом рыхления.

Непосредственно в районе заложения заряда под действием удар-

ных волн и высокого давления газов взрыва образуется зона сжатия или измельчения. В пределах этой зоны происходит раздавливание и измельчение породы с образованием в месте расположения заряда полости определенных размеров. Порода полностью меняет свой вид, превращаясь в мелко раздробленную массу.

За пределами зоны измельчения происходит дробление породы, разделение ее трещинами без изменения ее структуры. Эта зона называется зоной разрыхления или трещинообразования. В более отдаленных от заряда участках массива происходит только сотрясение породы без заметного разрушения. Эту часть среды называют зоной сотрясения.

При взрывных работах в горном деле практическое значение имеет совокупность зон сжатия и рыхления, называемая общим термином «зона разрушения». Радиус этой зоны называют радиусом разрушения или радиусом действия взрыва заряда.

#### § 52. Разрушение массива пород взрывом одиночного заряда

Все породы по развитию процесса разрушения можно разделить на три группы: грунтовые массивы, крепкие монолитные массивы и трещиноватые массивы. Характеристика процесса разрушения каждой группы пород может быть дана следующим образом:

**Грунтовые массивы:** пески, супеси, некоторые глины и суглинки, которые разрушаются в результате запаса кинетической энергии, приобретенной средой при расширении газообразных продуктов взрыва. Разрушения под действием волн напряжений в этих породах незначительны. Последовательность разрушения грунтового массива показана на рис. 97 и характеризуется следующим. При взрыве вокруг заряда образуется шаровая полость (рис. 97), заполненная газами взрыва, которая в дальнейшем приобретает асимметрическую грушевидную форму с большой осью, направленной по линии наименьшего сопротивления. Изменение формы полости объясняется различной сопротивляемостью перемещению участков массива. В нижней части полости расширение быстро прекращается, в то время как размеры верхней части полости увеличиваются, уменьшая толщину слоя грунта, поднимаемого над полостью. В момент, близкий к концу взрыва, оболочка прорывается в верхней части полости, и дальнейшее движение породы происходит в результате свободного полета отдельных частиц. В процессе падения породы формируется открытая воронка. У краев воронки образуется гребень из разрушенной породы. Часть ее сползает вниз, придавая воронке угол естественного откоса и уменьшая ее объем.

**Крепкие монолитные массивы.** При рассмотрении процесса предполагается, что скорость детонации ВВ значительно выше скорости деформации породы. Поэтому поверхность породы воспринимает действие взрыва одновременно по всей площади соприкосновения заряда с последней.

Вблизи заряда породы быстро сжимаются и смещаются вслед за фронтом волны деформации. В результате этого образуется зона сильно деформированной породы (рис. 98) с системой многочисленных пересекающихся трещин, полностью изменяющих ее структуру. В этой зоне порода находится в состоянии неравномерного всестороннего сжатия.

По мере удаления от заряда напряжения в волне сжатия быстро уменьшаются и на определенном расстоянии становятся меньше сопротивления породы раздавливанию, вследствие чего характер деформации и разрушений среды изменяется.

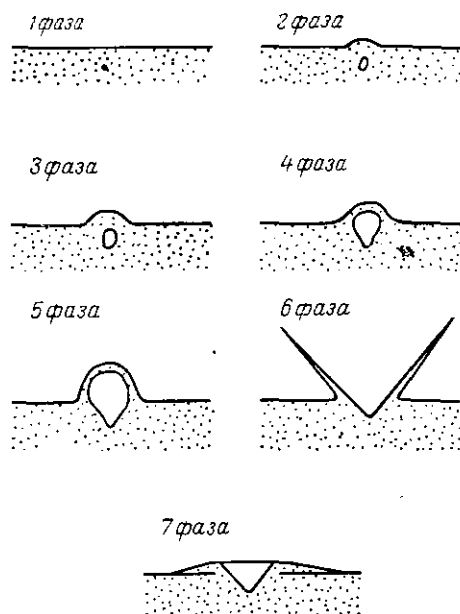


Рис. 97. Последовательность разрушения взрывом грунтового массива

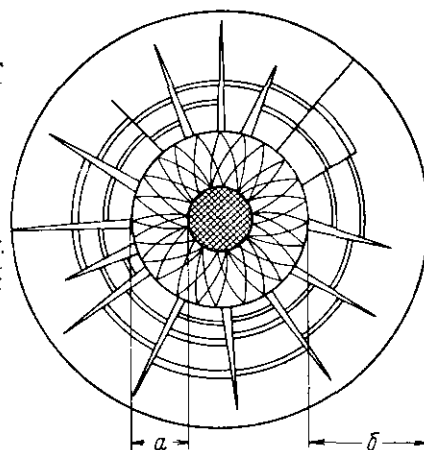


Рис. 98. Разрушение монолитной породы вокруг заряда по Г. И. Покровскому:

$a$  — радиус зоны измельчения;  $б$  — радиус зоны трещинообразования

Под действием прямой волны напряжений, распространяющейся от заряда, в среде в радиальном направлении возникают сжимающие напряжения, а в тангенциальном — растягивающие, которые обеспечивают появление радиальных трещин (рис. 99). Кроме того, порода под действием высокого давления деформируется и радиусы  $r_1$  и  $r_2$  условно выделенных вокруг заряда сфер увеличатся, в результате чего порода в радиальных направлениях будет испытывать растягивающие напряжения, которые и обеспечивают развитие радиальных трещин.

При дальнейшем удалении волны деформации от заряда растягивающие тангенциальные напряжения уменьшаются и становятся меньше величины сопротивления породы разрыву. Далее разруше-

ний, производимых прямым действием волны сжатия, не наблюдается, и происходят только колебательные смещения частиц породы.

После быстрого снижения давления газов в центре взрыва сильно сжатая порода смещается в сторону центра заряда и условный радиус выделенной сферы уменьшается до  $r_3$ . В результате этого в породе появляются кольцевые (откальные) трещины.

При взрыве заряда вблизи обнаженной поверхности волна напряжений  $3$  у ее границы вызывает смещение частиц среды, не имеющих преграды, в сторону свободной поверхности, вовлекая в этот процесс все более отдаленные от поверхности участки породы. По массиву, таким образом, начинает распространяться отраженная волна растяжения  $4$ , напряжения в которой по знаку противоположны напряжениям прямой волны.

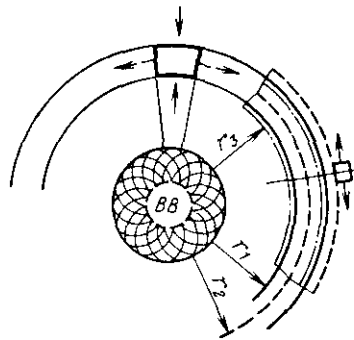


Рис. 99. Механизм образования радиальных трещин при взрыве

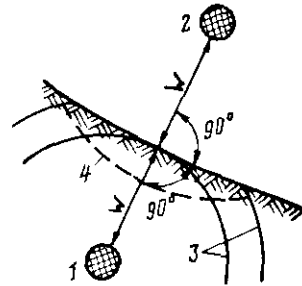


Рис. 100. Образование у обнаженной поверхности отраженной волны растяжения.

Волна растяжения представляет отраженную от обнаженной поверхности волну сжатия и распространяется так, как если бы она была образована от взрыва мнимого заряда  $2$  (рис. 100), величина которого одинакова с действительно взорвавшимся зарядом  $1$ , а расположен мнимый заряд снаружи на расстоянии от обнаженной поверхности, равном л. н. с. взорванного заряда.

Поскольку порода обладает в 10—30 раз меньшим сопротивлением растягивающим нагрузкам по сравнению со сжимающими, то у обнаженной поверхности происходит разрушение массива отраженной волной с образованием трещин и откольной воронки.

При достаточной массе заряда (его энергии) разрушения от поверхности, распространяющиеся в глубь массива, смыкаются с разрушениями, происшедшими вокруг заряда, и происходит разрушение всего объема породы внутри воронки.

Трещиноватые массивы разрушаются под воздействием газов взрыва и волн напряжений, а разрушения распространяются как от зарядной камеры, так и от обнаженных поверхностей навстречу

друг другу. Под действием высокого динамического давления газов в месте зарядной камеры образуется полость, вокруг которой расположена зона разрушений породы.

Сквозные трещины в массиве являются поверхностями раздела, которые препятствуют распространению волн напряжений и разрушений за пределами зоны, ограниченной этими трещинами. Процесс отражения волн напряжений зависит от размеров трещины и характера ее заполнения. Порода за пределами этой зоны разрушается в основном под действием механического удара разрушенной вокруг заряда породы. Поэтому в массиве породы создается несколько очагов разрушения под действием прямых и отраженных волн.

Разрушаемый взрывом массив горных пород на карьерах, как правило, разбит системой трещин, интенсивность которых определяется генетическими и тектоническими особенностями данного

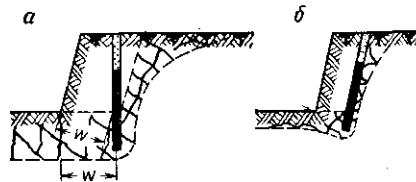


Рис. 101. Степень нарушенности массива предыдущими взрывами:

*a* — большой диаметр скважины, увеличенный перебур; *b* — меньший диаметр наклонных скважин, нормальный перебур

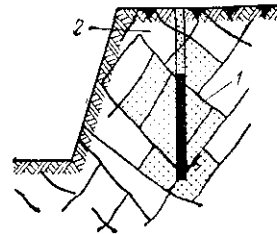


Рис. 102. Зоны дробления взрывом трещиноватого массива

массива, а также предшествующими методами взрывания. Так, при взрывании вертикальных скважин большего диаметра при больших л. н. с. увеличенной глубиной перебура разрушение массива, подлежащего последующему взрыванию, будет более интенсивным по сравнению с взрыванием наклонных скважин меньшего диаметра (рис. 101).

Трещины оказывают экранирующее действие на распространение энергии взрыва, уменьшают разрушение отдельных, расположенных на некотором расстоянии вокруг заряда.

Чем больше размер взрываемого массива, тем более неравномерным оказывается распределение энергии по массиву от взрыва, тем большее количество отдельных разрушается от их механического взаимодействия.

Во взрываемом трещиноватом массиве можно выделить две характерные зоны (рис. 102). В непосредственной близости от заряда все отдельные разрушаются на значительное число кусков от действия волн напряжений и давления газов взрыва. Изменяя параметры заряда, можно направленно изменить крупность дробления в этой зоне. Размеры зоны *I* увеличиваются с увеличением диаметра заряда дискретно, т. е. на одну, две, три разрушаемые

отдельности. Эту зону принято называть зоной регулируемого дробления.

За пределами зоны регулируемого дробления разрушение отдельностей, слагающих остальной объем взрываемого массива, происходит в результате динамического воздействия на него расширяющегося объема породы зоны регулируемого дробления. Разрушение отдельностей в этой зоне 2 носит вероятностный характер: отдельность может разрушиться на небольшое число частей (две-три) в результате динамического удара прилегающих участков породы. При наличии в отдельности дефектов или неоднородностей, ослабляющих ее в отдельных сечениях, вероятность разрушения увеличивается, причем по этим ослабленным плоскостям и происходит ее дробление.

Отдельность без дефектов, как правило, не разрушается в этой зоне, которую принято называть зоной практически нерегулируемого дробления. Задача методов регулирования состоит в том, чтобы тем или иным способом увеличить объем зоны регулируемого дробления и уменьшить или совсем ликвидировать зону практически нерегулируемого дробления. Существование

зоны практически нерегулируемого дробления можно установить взрывом составных образцов (рис. 103). При таком взрыве отдельности, прилегающие к заряду, интенсивно измельчаются, а внешние отбрасываются на некоторое расстояние. При этом, если во внешних отдельностях имелись дефекты, то они могут разрушаться.

### § 53. Разрушение пород при серийном взрывании

Взрывы одиночных зарядов на карьерах применяются довольно редко. Поэтому важно знать особенности взаимодействия нескольких зарядов, взрываемых одновременно.

Изучение механизма взаимодействия между зарядами на оптически активных и прозрачных моделях при скоростной киносъемке процесса развития взрыва показывает, что до момента встречи среда вокруг каждого заряда ведет себя так, как будто произошел взрыв одиночного заряда, а затем возникает сложное взаимодействие волн напряжений, распространяющихся от соседних зарядов (рис. 104, а, б), с заметной разницей в интенсивности дробления по линии, соединяющей заряды, и в направлении л. н. с., что хорошо видно при опытных взрывах на стеклянных образцах (рис. 104, б).

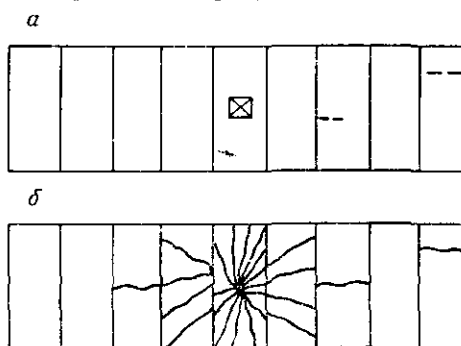


Рис. 103. Схема дробления составных образцов:

а — до взрыва; б — после взрыва

На рис. 104, а показаны опытные взрывы в прозрачном оптически активном материале. Развивающиеся при взрыве напряжения по

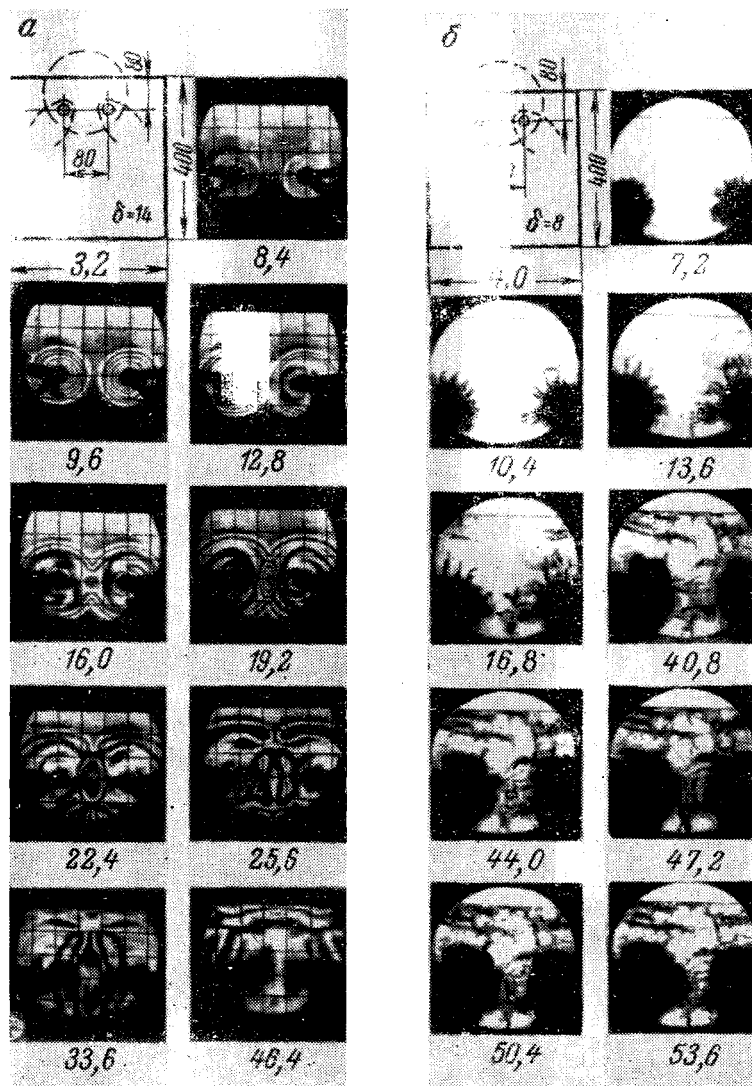


Рис. 104. Кинограммы взаимодействия соседних зарядов при их одновременном взрывании

цветовым (затемненным на кинограмме) полосам фиксировали с помощью скоростной киносъемки установкой СФР. Затемненные

области в стеклянных моделях на рис. 104, б — зоны более интенсивного дробления.

При встрече волн напряжений от соседних зарядов напряженное состояние среды меняется. На линии, соединяющей соседние заряды, действуют увеличенные по сравнению с одиночным взрыванием напряжения, что вызывает усиленное действие взрыва с образованием трещины по линии скважин без интенсивного дробления. Это особенно проявляется при небольшом коэффициенте сближения скважин (0,6—0,8).

В определенных объемах породы, расположенных между скважинами в глубине взрываемого массива, имеются зоны, где происходит взаимная компенсация напряжений, появляющихся в массиве от соседних зарядов, и общее ослабление напряженного состояния по сравнению с одиночным взрыванием. В этих зонах порода подвергается наименьшему дроблению. Минимальный объем этих зон получается при коэффициенте сближения зарядов  $m \geq 1$ .

#### § 54. Разрушение пород при короткозамедленном взрывании

Короткозамедленным называется последовательное взрывание серий или отдельных зарядов с интервалами в тысячные доли секунды. Иногда этот метод называют миллисекундным.

Короткозамедленное взрывание (к. з. в.) впервые было применено в 1934—1935 гг. инж. К. А. Берлиным при проходке ствола для получения конусообразного навала породы. В дальнейшем короткозамедленное взрывание стали широко применять с целью снижения сейсмического воздействия взрыва на окружающие выработки и сооружения, а затем и для улучшения дробления горных пород (с 1945 г. — в США, с 1949 г. — в Англии). На карьерах СССР этот метод начали внедрять с 1951 г.

Основными факторами, определяющими эффективность к. з. в., являются интервал замедления и последовательность разрушения массива. Эти параметры различны в зависимости от свойств пород, схемы расположения зарядов, задачи взрыва (дробление, перемещение породы и т. д.).

При короткозамедленном взрывании происходит взаимодействие взрывов зарядов смежных серий.

Получаемый при короткозамедленном взрывании эффект определяется следующими факторами: интерференцией волн напряжений, распространяющихся в массиве от взрыва соседних зарядов; образованием дополнительных обнаженных поверхностей для зарядов, взрывааемых с замедлением; соударением разлетающихся кусков при взрыве соседних зарядов.

При малых интервалах происходит интерференция волн напряжений, при средних — образование дополнительных обнаженных поверхностей, при больших — соударение кусков. Таким образом, все перечисленные факторы следует рассматривать как составные элементы единого процесса взаимодействия зарядов при к. з. в.

Рассмотрим основные виды взаимодействия взрывов при к. з. в. и их роль в увеличении эффекта разрушения.

**Интерференция ударных волн** происходит при взрыве в том случае, когда направления смещения частиц от действия волн напряжений предыдущего и последующего взрывов совпали (рис. 105). При этом увеличиваются суммарные смещения, напряжения и разрушение массива пород.

Волна напряжений  $I$ , распространяющаяся от заряда  $Q_1$ , распространяется до обнаженной поверхности, от которой отражается, образуя волну растяжения  $2$ , производит разрушение и распространяется в глубь массива в виде волны растяжения. В тот момент времени, когда волна достигает места расположения заряда  $Q_2$ , последний должен быть взорван. При этом волна растяжения от заряда  $Q_1$  облегчает отрыв породы взрывом заряда  $Q_2$ .

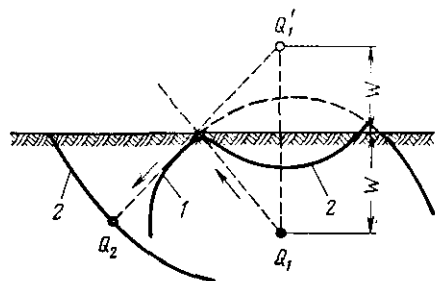


Рис. 105. Оценка влияния интерференции волн напряжений при к. з. в.

При отражении волны от обнаженной поверхности она распространяется так, как будто была образована мнимым зарядом  $Q_1'$ , расположенным над обнаженной поверхностью на расстоянии  $W$ .

Длительность упругих колебаний в массиве породы после взрыва в зоне разрушения не превышает 4—6 мс, в то время как применяемые на практике интервалы замедлений, обеспечивающие улучшение

дробления породы, составляют 20—70 мс. При трещиноватых породах на определенных расстояниях от заряда амплитуда волн резко снижается, и их роль в дроблении оказывается несущественной.

Использование волнового эффекта взаимодействия зарядов требует очень точного подбора интервала, а поскольку скорость волн напряжений, интенсивность трещиноватости и расстояния между зарядами меняются от скважины к скважине, то использовать этот эффект в реальных условиях проведения взрывных работ затруднительно до тех пор, пока не будут созданы средства, обеспечивающие взрыв заряда в момент прохождения через него волны напряжений от взрыва соседнего заряда.

**Дополнительные обнаженные поверхности** обеспечивают образование в массиве отраженных волн растяжения, увеличивающих эффект разрушения, ослабляют массив и облегчают его окончательное разрушение давлением газов взрыва. В сторону обнаженных поверхностей происходит сдвиг породы при ее разрушении.

С увеличением числа обнаженных поверхностей от одной до трех ( $I—III$ ) около взрываемого заряда объем разрушения увеличивается примерно пропорционально их числу (рис. 106), так как взрыв с точки зрения разрушения происходит в более благоприятных условиях.

Дробление породы происходит с увеличением ее первоначального объема и смещением в сторону обнаженных поверхностей. При недостаточной ширине щели разрушение будет затруднено, так как, не успевшая сдвинуться на достаточную величину после первого взрыва, порода будет оказывать дополнительное сопротивление следующему взрыву. Поэтому ширина щели между нарушенной

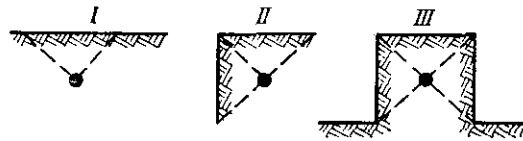


Рис. 106. Оценка влияния числа обнаженных поверхностей на объем разрушения

и ненарушенной частями массива должна быть пропорциональна  $l$ ,  $n$ ,  $c$  и коэффициенту рыхления данной породы.

Необходимая ширина пространства для получения обнаженной поверхности по данным опытов должна быть  $(1/20 \div 1/30)W$ . Схема разрушения массива при образовании дополнительных обнаженных поверхностей представлена на рис. 107. Этот же эффект достигается и при многорядных взрывах. Требуемый интервал замедления для получения этого эффекта при к. з. в. находится в пределах (15—75) мс. С увеличением крепости пород интервал замедления уменьшается.

**Соударение перемещающихся при взрыве кусков породы** происходит вследствие того, что разные участки массива после взрыва получают разные скорости движения и направления разлета. При столкновении кусков происходит их дополнительное дробление. Опыты показывают, что дробление породы улучшается, если направления разлета кусков породы пересекаются под углом не менее  $90^\circ$ . В случае порядного взрывания соударение кусков также имеет место вследствие того, что передний фронт взорванной породы последующего взрыва,двигающийся со скоростью 20—60 м/с, догоняет задний фронт породы,двигающийся от предыдущего взрыва со скоростью около 3—6 м/с.

Расчетами установлено, что при разности скоростей разлета более 15 м/с происходит дробление соударяющихся кусков. Очевидно, при взрыве разность скоростей может быть значительно выше, особенно при врубных и встречных схемах к. з. в.

При к. з. в. процесс разрушения массива зарядами первой очереди аналогичен разрушению взрывом одиночного заряда. В результате

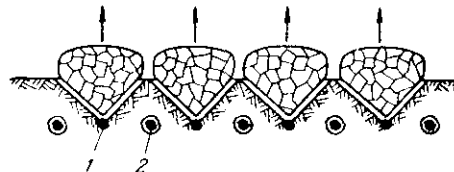


Рис. 107. Образование обнаженных поверхностей при к. з. в.

1 — заряды, взрывающиеся мгновенно; 2 — заряды, взрывающиеся с замедлением

действия взрыва призма выброса оказывается раздробленной, а под действием остаточного давления газообразных продуктов взрыва происходит ее сдвижение. Массив в этот период находится в напряженном состоянии. При взрыве второй и следующих очередей с малыми интервалами замедлений в массиве возникает сложная картина интерференции волн напряжений, прямых и отраженных от взрыва последующих зарядов, с остаточными волнами напряжений от взрыва предыдущих. Время нахождения участка массива в напряженном состоянии увеличивается, происходит уменьшение сейсмического эффекта действия взрыва на окружающие сооружения вследствие одновременного взрыва меньшего числа зарядов, уменьшаются заколы за линию шпуров или скважин.

Разновидностью к. з. в. является взрывание с внутрискважинными миллисекундными замедлениями отдельных частей зарядов в скважинах. При этом заряд в скважине разделяется на две-три части и более, и каждая часть инициируется отдельно своим боевиком так, что между частями заряда создаются интервалы замедления (10—20 мс). Таким приемом удается увеличить число очередей взрываемых зарядов и удлинить время воздействия взрыва на массив, в результате чего достигаются лучшие результаты взрыва по дроблению и сейсмике.

### § 55. Общие принципы расчета зарядов

Сущность применяемых в настоящее время методов расчета зарядов состоит в определении расчетного расхода ВВ на  $1 \text{ м}^3$  (т) взрываемого участка массива и определении расчетного объема разрушения при взрыве.

Расчетный удельный расход ВВ зависит от свойств пород, метода ведения взрывных работ (шпуровые, скважинные или камерные заряды) и цели взрыва (взрывы на простреливание, на дробление, на выброс породы). В настоящее время значение удельных расходов ВВ принимается на основе обобщения данных практики с последующим уточнением для каждого карьера с учетом анализа выполненных ранее взрывов. В дальнейшем для карьера составляется классификация горных пород по их взрываемости с приведением для каждой категории рекомендуемого удельного расхода ВВ.

Взрываемость пород на карьерах в основном определяется их трещиноватостью или блочностью (см. табл. 2). Для каждой категории трещиноватости пород приводится расчетный расход ВВ (в  $\text{кг}/\text{м}^3$ ). При определении объема взрыва обычно пользуются элементарным геометрическим расчетом. Как правило, фактический объем разрушения не соответствует расчетному и расчетный удельный расход ВВ, вводимый в расчетные формулы из таблиц, не соответствует фактическому удельному расходу ВВ. Но в дальнейшем в книге мы будем пользоваться для простоты понятием расчетный удельный расход ВВ с учетом сделанных оговорок, так как эта неточность не может влиять на конечный результат взрыва.

Рассмотрим в общем виде принципы расчета сосредоточенных и удлиненных зарядов рыхления (дробления) и выброса, на базе которых в дальнейшем изложении будут показаны конкретные способы расчета зарядов.

**Сосредоточенные заряды рыхления.** Расчеты ведутся из предположения, что при взрыве образуется воронка взрыва, угол при вершине которой составляет  $90^\circ$ . Объем такой воронки, называемой нормальной, равный объему конуса, определяется по формуле

$$V = \frac{1}{3} \pi r^2 W, \text{ м}^3, \quad (\text{VII.1})$$

Учитывая, что при нормальной воронке показатель действия взрыва  $n = 1$ , а следовательно,  $r = W$ , подставим в формулу вместо  $r$  величину  $W$  и, приняв значение  $\pi \approx 3$ , найдем

$$V = \frac{1}{3} 3W^2W \approx W^3, \quad (\text{VII.2})$$

и расчетная формула определения массы заряда примет вид

$$Q_n = q_n W^3, \text{ кг}, \quad (\text{VII.3})$$

где  $q_n$  — нормальный расчетный удельный расход ВВ для нормальных воронок,  $\text{кг/м}^3$ .

Эта величина расчетного удельного расхода ВВ принимается за стандарт, характеризующий взрываемость пород. На предприятиях составляются специальные классификации по взрываемости, в которых для разных пород определяются величины расчетных удельных расходов ВВ при стандартных условиях.

Установлено, что при уменьшении или увеличении массы заряда нормального выброса соответственно уменьшается или увеличивается показатель действия взрыва, и при расчетах оказывается, что разрушение породы при показателе действия взрыва меньше единицы происходит при меньших удельных расходах ВВ, а при показателе действия взрыва больше единицы — при большем, по сравнению со стандартным, удельном расходе, т. е. величина расчетного удельного расхода ВВ зависит от показателя действия взрыва. Это учитывается введением в расчетную формулу так называемой функции показателя действия взрыва  $f(n)$ , которая учитывает изменение расчетного удельного расхода ВВ при данном показателе действия взрыва по сравнению со стандартным (при воронке нормального выброса). При этом формула расчета зарядов принимает вид

$$Q = f(n) q_n W^3 \quad (\text{VII.4})$$

$f(n) > 1$  при  $n > 1$ ,  $f(n) = 1$  при  $n = 1$ ,  $f(n) < 1$  при  $n < 1$ .

Опытами треста Союзвзрывпром установлено, что для зарядов рыхления, где требуется только встряхивание массива и разделение его на отдельные, из которых он состоит, численное значение

функции показателя действия взрыва равно  $f(n) = 0,33$ , т. е. расчетная формула для определения сосредоточенного заряда рыхления  $Q_p$  имеет вид

$$Q_p = 0,33 q_n W^3, \text{ кг.} \quad (\text{VII.5})$$

Для определения значения функции  $f(n)$  имеется большое количество формул, однако большинство из них не получило распространения в практике взрывных работ. Обычно расчетный удельный

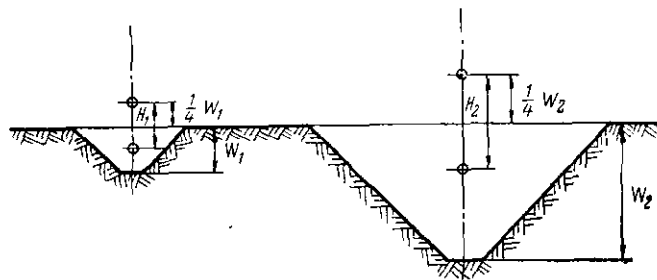


Рис. 108. Схема, поясняющая введение поправки Г. И. Порховского в формулу М. М. Борескова на глубину заложения заряда

расход ВВ принимается, как указано выше, по специально составленным таблицам (см. табл. 44), может быть вычислено по методике В. В. Ржевского и уточняется в процессе ведения работ.

**Сосредоточенные заряды выброса.** В отдельных случаях при строительстве карьеров и плотин для ускорения работ по удалению с месторождения полезных ископаемых покрывающих пустых пород или для быстрого создания перемычки на перекрываемой плотинной реке применяются взрывы зарядов для выброса большей части грунта из контуров воронки взрыва или перемещения грунта на определенные расстояния по горизонтали.

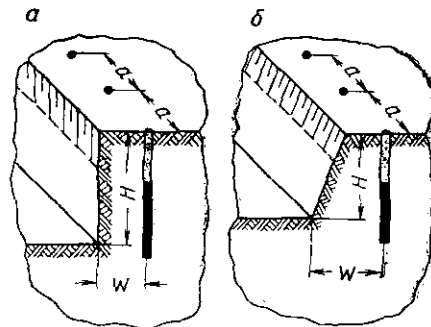


Рис. 109. Схемы к расчету удлиненных зарядов на карьерах

Применение этого способа при строительстве ряда карьеров и плотин позволило сократить сроки их сооружения и значительно снизить стоимость работ.

Заряд выброса рассчитывают по выведенной на основе обработки большого количества взрывов формуле М. М. Борескова

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) q_n W^3, \text{ кг,} \quad (\text{VII.6})$$

где  $f(n) = 0,4 + 0,6n^3$  — функция показателя действия взрыва, найденная М. М. Боресковым.

Наиболее часто при взрывании на выброс значения показателя действия взрыва  $n$  принимаются в пределах 1,5—2; величины расчетных коэффициентов ВВ для взрывания на выброс приведены в табл. 44.

При  $W > 25$  м формула М. М. Борескова дает заниженные результаты. Поэтому для этих условий Г. И. Покровским и трестом Союзвзрывпром введен поправочный коэффициент  $\sqrt{W/25}$ , и расчетная формула для больших  $W$  получила вид

$$Q = (0,4 + 0,6n^2) q_n \sqrt{\frac{W}{25}} W^2, \text{ кг.} \quad (\text{VII.7})$$

Введение такого коэффициента объясняется необходимостью придать массе грунта скорость, достаточную для выброса его из пределов контура воронки взрыва. Для этого необходимо энергией взрыва поднять центр тяжести грунта в воронке выброса на высоту

$$H = \frac{1}{3} W + \frac{1}{4} W = \frac{7}{12} W,$$

где  $\frac{1}{3} W$  — расстояние центра тяжести воронки от обнаженной поверхности, м;

$\frac{1}{4} W$  — необходимая высота подъема центра тяжести над обнаженной поверхностью, м.

С увеличением  $W$  значение скорости выброса грунта должно увеличиваться, чтобы обеспечить подъем центра тяжести выбрасываемого грунта на большую величину при больших значениях  $W$  (рис. 108).

**Удлиненные заряды рыхления.** Для взрывания серии удлиненных зарядов предложена схема расчета, исходя из объема породы, разрушаемого одним зарядом, который может быть вычислен (рис. 109, а) как геометрический объем:

$$V = WaH, \text{ м}^3, \quad (\text{VII.8})$$

где  $W$  — сопротивление по подошве для заряда, м;

$a$  — расстояние между смежными удлиненными зарядами, м;

$H$  — высота уступа, м.

При взрывании на карьерах уступы, как правило, имеют угол откоса меньше  $90^\circ$  (рис. 109, б), поэтому в расчетную формулу вводится значение сопротивления по подошве (с. п. п.) для скважины, а не л. н. с., как принимается для зарядов, расположенных параллельно обнаженной поверхности.

Расчетная формула определения массы заряда в скважине при этом примет вид

$$Q = qWaH, \quad (\text{VII.9})$$

где  $q$  — расчетный удельный расход ВВ, гк/м<sup>3</sup>.

В этой формуле кроме  $q$  существенно определение значения  $W$ , так как от ее величины при данном диаметре заряда зависят результаты взрыва. Методы определения  $W$  будут показаны в разделе по скважинной отбойке на карьерах.

*Глава VIII*  
**РЕГУЛИРОВАНИЕ СТЕПЕНИ ДРОБЛЕНИЯ  
ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ**

**§ 56. Основные требования к взрывным работам на карьерах**

К взрывным работам на карьерах предъявляются следующие основные требования:

1. При взрыве порода следует дробить на куски, не превышающие определенных размеров, а выход мелочи должен быть по возможности минимальным.

2. После взрыва не должно быть завывшений подошвы уступа (порогов), заколов за линию скважин. Выброс породы за линию скважин на верхнюю бровку уступа должен быть минимальным.

3. Развал взорванной породы должен быть заданной ширины и высоты, обеспечивающих высокопроизводительную и безопасную работу экскаваторов.

4. Запас взорванной массы в забое должен обеспечивать бесперебойную и высокопроизводительную работу погрузочного и транспортного оборудования.

Наличие во взорванной массе большого количества негабаритных кусков в 1,5—2 раза снижает производительность и срок службы погрузочно-транспортного оборудования. Вторичное дробление негабаритов, кроме того, нарушает ритм работы карьера.

Получение пужного дробления породы должно идти по пути выбора правильного метода ведения взрывных работ для конкретных условий, а также правильного сочетания и использования факторов, от которых зависит степень дробления породы при взрыве.

**§ 57. Методы взрывных работ, применяемые на карьерах**

В настоящее время применяются следующие методы ведения взрывных работ на карьерах:

Метод скважинных зарядов — когда для взрывания применяют вертикальные и наклонные скважины диаметром 100—300 мм. Глубина скважин меняется от 5 до 20 м и более и определяется техническими возможностями буровой техники и принятой системой разработки. Это основной метод взрывания на карьерах.

**Метод шпуровых зарядов** — когда для взрывания, как правило, на мелких карьерах применяют вертикальные, наклонные или горизонтальные шпуры диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м.

**Метод котловых шпуров и скважин** — когда для размещения в нижней части большого заряда ВВ их предварительно простреливают небольшими зарядами с целью образования котловых расширений. Этот способ применяется сравнительно редко из-за его ненадежности. Лучшие результаты получаются при расширении заряжаемой части скважины механическими расширителями или с помощью огневого бурения, как указано выше, с диаметра 200—250 мм до диаметра 350—400 мм.

**Метод камерных зарядов** — когда сосредоточенные заряды большой массы (от нескольких до тысяч тонн) размещают в камерах. Метод применяется на карьерах при отсутствии надлежащих условий для работы буровых станков и в основном применяется для взрывания на выброс и сброс.

#### **§ 58. Степень дробления горных пород взрывом и методы ее определения**

Наиболее полно степень дробления (кусковатость) характеризуется гранулометрическим составом горной массы, определение которого на практике весьма трудоемко, поэтому на карьерах степень дробления породы обычно характеризуют: процентом выхода негабаритных кусков (по объему) и их гранулометрическим составом; числом негабаритных кусков на 1 м<sup>3</sup> взорванной горной массы; процентом выхода мелких кусков (мелочи или отходов); средним диаметром негабаритного куска.

При оценке возможности и эффективности применения на скальных породах циклично-поточной и поточной технологии степень дробления целесообразно характеризовать средним размером куска взорванной массы, процентом выхода и предельно допустимыми размерами крупных кусков.

При практических расчетах применяют следующие методы определения выхода негабарита.

**Поштучный учет** (обмер) всего негабарита, подлежащего вторичному взрыванию.

**Планиметрические методы** измерения, при которых выход негабарита определяется как отношение суммарной площади негабаритных кусков в плане к общей площади, на которой проводятся измерения. Иногда вместо замеров развал фотографируют в определенном масштабе с некоторого расстояния и делают последующий анализ дробления породы по фотографиям. Этот метод называют фотопланиметрическим. При этом надо учитывать геометрические искажения масштаба при фотографировании развала не под прямым углом. Обычно для облегчения оценки масштаба изображения на фотографии на развал перед фотографированием в крайних

точках укладывают размеченные рейки или ленты, которые должны быть хорошо видны на снимках.

**Количественный метод**, при котором на развале выделяется определенная площадь и на ней подсчитывается число негабаритных кусков, находящихся на поверхности. Их число на  $1 \text{ м}^3$  горной массы вычисляется по формуле

$$N = \frac{n \sqrt{\bar{n}}}{S \sqrt{S}}, \quad (\text{VIII.1})$$

где  $n$  — число негабаритных кусков на замеренной площади  $S$  развала взорванной породы.

Относительный выход негабарита вычисляется по формуле

$$V_{\text{н}} = NV_{\text{сп}}, \quad (\text{VIII.2})$$

**Линейный метод**. По развалу взорванной породы на равных интервалах через 8—10 м натягивают ленты и измеряют длину всех негабаритных кусков, попавших на ленты. Выход негабарита определяется как отношение суммарной длины негабаритных кусков  $\sum l_{\text{н}}$  к общей длине линий  $\sum L$  и выражается в процентах:

$$V_{\text{н}} = \frac{\sum l_{\text{н}}}{\sum L} 100, \%. \quad (\text{VIII.3})$$

**Ситовый анализ**. При этом методе на ситах производится рассев определенного количества взорванной горной массы (например, каждого десятого автосамосвала при их погрузке экскаваторами). Определяется суммарная масса рассеянной породы и масса отдельных фракций. Средний диаметр куска взорванной породы вычисляется по формуле

$$d_{\text{сп}} = \frac{\sum \gamma_i d_i}{\sum \gamma_i}, \quad (\text{VIII.4})$$

где  $\gamma_i$  — массы отдельных фракций, кг (т);  
 $d_i$  — средний размер каждой фракции, см (м) (обычно среднее арифметическое размера фракции);

$\sum \gamma_i$  — суммарная масса анализируемой породы.

**Косвенные методы** определения выхода негабарита заключаются в анализе данных расхода ВВ и средств взрывания на вторичное дробление по отчетным данным предприятий. Зная, что на дробление одного негабарита расходуется один капсюль-детонатор и определенное количество ВВ, а также зная средний удельный расход ВВ на взрывание по соотношению общих расходов ВВ на первичное и вторичное дробление, а также по расходу капсюлей-детонаторов, можно ориентировочно оценить выход негабарита. Однако эти методы весьма приближенные, так как на карьерах

часто при взрывании негабарита применяется детонирующий шнур, которым соединяют несколько зарядов, расположенных в негабаритах.

### § 59. Классификация методов регулирования дробления

На основе экспериментов установлено, что все методы регулирования дробления можно разделить в зависимости от диапазона их влияния на два класса (табл. 41).

Таблица 41

Влияние основных параметров взрывания на регулирование степени дробления

Класс	Параметры	Примерные пределы регулирования выхода негабарита, %
I	Расчетный удельный расход ВВ, диаметр заряда, размер и сетка расположения зарядов	$(1,0 \div 0,1) V_{н.м}^*$
II	Тип ВВ, конструкция зарядов и длина, число рядов, высота уступа, последовательность взрывания, схема и интервал замедления, качество забойки, направление инициирования и т. п.	$(0,1 \div 0,01) V_{н.м}$

\*  $V_{н.м}$  — процент содержания крупных (негабаритных) отдельностей в массиве.

Параметры I класса — диаметр заряда, величина с. п. п., расстояние между зарядами, длина и масса заряда — взаимосвязаны между собой через расчетный удельный расход ВВ. Основными из них являются расчетный удельный расход ВВ и диаметр заряда, остальные параметры производные и зависят от величины расхода ВВ. Изменение одного из параметров влечет за собой изменение остальных, которые могут повлиять на результат взрыва.

Изменяя параметры I класса, можно достигать желаемого дробления пород любой категории. Возможности регулирования дробления параметрами II класса чаще находятся в пределах точности опыта (10—15) %, поэтому их количественная оценка на современном этапе развития науки о взрыве практически невозможна.

Рассмотрим физическую сущность регулирования дробления горных пород каждым параметром.

### § 60. Расчетный расход взрывчатых веществ

Для разрушения определенного объема породы до определенной крупности требуется затратить определенное количество энергии С увеличением степени измельчения удельный расход энергии (энергоёмкость) увеличивается. Такая же зависимость, известная из основных законов дробления, справедлива и для взрывного

дробления. Однако здесь имеется ряд особенностей, которые отличают взрывное дробление от механического. Механическое дробление имеет двустороннюю схему приложения сил (рис. 110, а), а взрывное (за исключением дробления негабарита накладным зарядом) и взрывания в зажатой среде — одностороннюю (рис. 110, б).

При механическом дроблении имеют дело, как правило, с отдельными кусками, при взрывном — с массивом пород значительных размеров. Трещины и неоднородности при механическом дроблении облегчают разделение крупных кусков и уменьшают удельную энергоёмкость. При взрыве трещины экранируют распространение энергии, уменьшают возможность дробления и в некоторых случаях требуют увеличения удельного расхода ВВ для достижения требуемого дробления.

Чем меньше диаметр заряда, тем меньше сопротивление по подошве, тем меньше вероятность экранирования распространения энергии взрыва трещинами.

При увеличении удельного расхода ВВ сначала происходит более интенсивное увеличение степени дробления массива (рис. 111), а затем наступает так называемое состояние насыщения массива энергией взрыва, когда последний не может поглотить большего

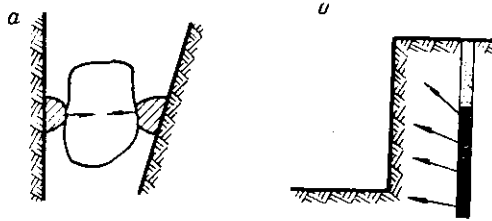


Рис. 110. Схема приложения сил при механическом (а) и взрывном (б) дроблении горных пород

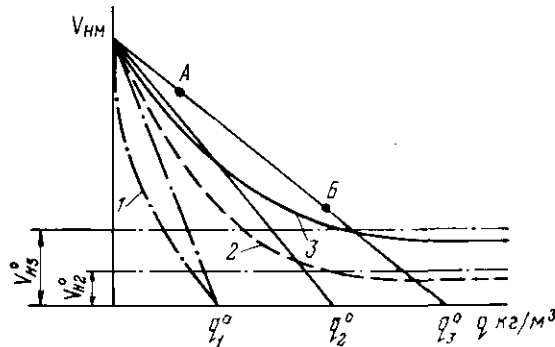


Рис. 111. Изменение выхода негабарита в зависимости от удельного расхода ВВ

количества энергии, и она расходуется бесполезно. Изменение интенсивности дробления при этом снизится и кривая будет идти примерно параллельно оси абсцисс. Выполаживание кривой будет увеличиваться также в результате существования зоны практически нерегулируемого дробления. При малом диаметре заряда кривая

пройдет ниже и в некоторых случаях может достигнуть оси абсцисс (выход негабарита будет равен нулю). При большем диаметре заряда ( $>200$  мм) кривая пройдет выше и практически при любом расходе ВВ в этом случае не удастся получить нулевой выход негабарита, а будут существовать предельно минимальные значения выхода негабарита  $V_{н.г}^0$ ,  $V_{н.г}^0$ . Кривая будет пересекать ось ординат в точке, которая характеризует процент содержания негабаритных отдельностей в массиве пород до взрыва. В зависимости от категории трещиноватости пород и абсолютного допустимого размера куска на предприятии эта величина может меняться от 100% от объема взрываемого массива до нуля. Выбор рационального расхода ВВ — это технико-экономическая задача, решаемая на основе подсчета конечной стоимости добычи полезного ископаемого по всем процессам. Однако в большинстве случаев следует стремиться при взрыве к получению выхода негабарита, близкого к нулю. Расход ВВ для получения такого дробления трудно определить по экспериментальным кривым 1, 2, 3 (рис. 111), соответствующим диаметрам заряда  $d_1$ ,  $d_2$ ,  $d_3$ . Поэтому В. К. Рубцовым предложено вместо криволинейной принять зависимость выхода негабарита от расхода ВВ прямой  $V_{н.г}$ ;  $q_1^0$ ;  $q_2^0$ ;  $q_3^0$  на рис. 111).

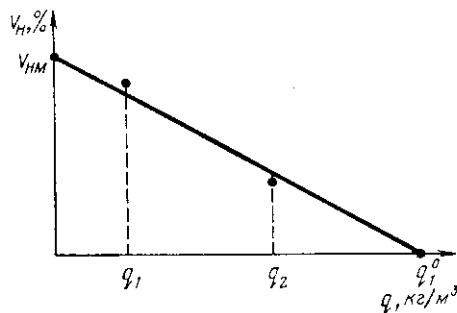


Рис. 112. Методы определения расчетного удельного расхода ВВ, обеспечивающего нулевой выход негабарита

Рациональные расходы ВВ для данного диаметра заряда получаются в точке пересечения прямой с осью абсцисс. Этот расход ВВ легко находится по двум точкам (рис. 112), исходя из двух вариантов подхода к решению этой задачи: одна точка находится на оси ординат и характеризует содержание негабарита в массиве до взрыва  $V_{н.г}$ ; вторая точка — выход негабарита при опытном взрыве с удельным расходом  $q_2$ ; две точки выхода негабарита на графике получены из опытных взрывов при существенно разных удельных расходах ВВ  $q_2$  и  $q_1$ .

Соединив эти точки и продолжив прямую до пересечения с осью абсцисс, получим искомый расход ВВ  $q_1^0$  для получения нулевого выхода негабарита. Очевидно, на величину найденного удельного расхода ВВ будут наложены технологические ограничения ширины развала породы, исходя из существующих рабочих площадок уступов и т. д.

Современные тенденции на карьерах характерны увеличением расходов ВВ с 0,4—0,5 до 0,7—0,8 кг/м³ и более, так как это в конечном счете позволяет путем улучшения дробления улучшить технико-экономические показатели работы погрузочно-транспортного оборудования и карьера в целом. Кроме того, с увеличением глубины

карьеров, как показывают наблюдения, блочность пород увеличивается, что требует для качественного дробления увеличенных расходов ВВ в сочетании с применением наклонных скважин уменьшенного диаметра (100—150 мм).

#### § 61. Диаметр заряда, линия наименьшего сопротивления и сетка расположения скважин

Практикой установлено, что для каждой категории пород существует линейная зависимость вида  $W = kd$  (рис. 113), угол наклона которой определяется крепостью и блочностью. С увеличением крепости породы наклон прямой уменьшается. Однако эта зависимость в предположении постоянного удельного расхода ВВ допус-

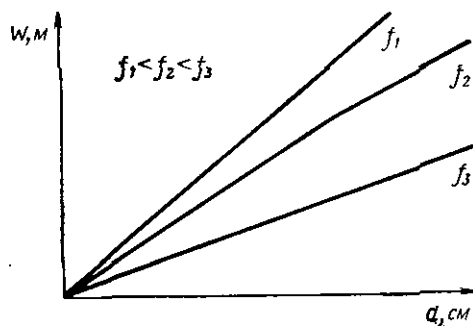


Рис. 113. Зависимость с. н. п. от диаметра заряда для разных пород

скают, что с увеличением диаметра заряда процент выхода крупных фракций при взрыве увеличивается. Это происходит потому, что с увеличением  $W$  все больший процент отдельных, слагающих массив, будет при взрыве попадать в зону практически нерегулируемого дробления. Уменьшив диаметр заряда, можно достигнуть положения, при котором все отдельные попадут в зону регулируемого

дробления. Поэтому диаметр заряда относится к одному из наиболее мощных параметров регулирования степени дробления. При меньших диаметрах зарядов, кроме того, уменьшаются заколы за линией зарядов в глубь массива, уменьшается относительный объем переизмельчения породы вокруг заряда и происходит распространение энергии по массиву с меньшим затуханием. Однако на некоторых предприятиях при уменьшении диаметра заряда с 200 до 100 мм (например, крупноблочные породы Первоуральского титано-магнетитового карьера) не было получено существенного снижения выхода негабарита. Это объясняется тем, что в настоящее время стоимость обуривания массива скважинами уменьшенного диаметра значительно выше. Поэтому на практике имеется тенденция расширить сетку скважин при меньшем диаметре, т. е. увеличить отношение  $W/d$ , что ведет в крупноблочных породах к ухудшению дробления.

Важным является правильный выбор коэффициента сближения скважин  $m = a/W$ . Работами, выполненными Союзвзрывпром, показано, что с увеличением  $m$  от 0,6 до 1 при средних удельных расходах ВВ дробление пород не ухудшается, а в ряде случаев даже улучшается вследствие более полного заполнения скважины ВВ

и уменьшения длины забойки. Поэтому в настоящее время применяют  $m = 0,8 \div 1$  при однорядном взрывании. При многорядном расположении зарядов по квадратной сетке (рис. 114) благодаря диагональной схеме коммутации взрыва скважин  $m$  увеличивается до двух ( $a_{\phi}/W_{\phi}$ ), а заряды взрываются в шахматном порядке. В результате этого степень дробления породы значительно улучшается.

Снижение затрат при отбойке целесообразно проводить в первую очередь по наиболее высоким статьям затрат на буровзрывные работы. С увеличением крепости пород с  $f = 6$  до  $f = 16 \div 18$  затраты на бурение растут значительно быстрее ( $\sim$  в 10 раз), чем затраты на взрывание ( $\sim$  в 2 раза).

При этом в породах ниже средней крепости взрывные работы составляют 70% общих расходов на отбойку, а в крепких, наоборот, затраты на буровые работы являются основными в стоимости отбойки (рис. 115). Поэтому в породах ниже средней крепости  $f \leq 7$  основное внимание следует уделять снижению расходов на взрывание (применение дешевых ВВ). В крепких породах  $f > 14 \div 16$  основное внимание надо уделять снижению стоимости буровых работ (применение более производительных способов бурения, большего диаметра скважин, лучшего качества инструмента и т. д.).

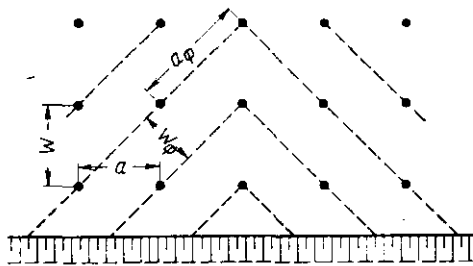


Рис. 114. Диагональная схема коммутации зарядов

Замена в крепких породах дешевых ВВ на более мощные с высокой объемной концентрацией энергии, но и более дорогие, может быть вполне целесообразна, если вследствие этого можно получить большее снижение стоимости обуривания массива и отбойки породы. При таком подходе снижение стоимости отбойки будет происходить более интенсивно при сохранении хорошего качества взрыва.

Современное состояние изученности вопроса не позволяет дать теоретическое решение и обосновать выбор диаметра заряда. Поэтому следует пользоваться данными практического опыта применительно к конкретным задачам. В частности:

1. В породах I—II категории трещиноватости (см. табл. 2) диаметр заряда должен выбираться возможно большим (250—350 мм) и ограничивается лишь технологическими возможностями предприятия.

2. В породах III категории, а также в однородных породах IV категории при возможности применения многорядного короткозамедленного взрывания предпочтительнее диаметры 200—250 мм.

3. В породах крупноблочных V категории, а также неоднородных и часто перемежающихся породах IV категории следует уменьшать применяемый диаметр до 100—150 мм.

С увеличением глубины карьеров происходит существенное изменение и усложнение условий взрывания, которые заключаются в следующем: с увеличением глубины разработки на многих месторождениях породы становятся более крупноблочными и трудно-взрываемыми; увеличивается обводненность скважин; уменьшается ширина рабочих площадок уступов; ухудшается устойчивость бортов карьеров и, следовательно, увеличивается опасность сейсмического воздействия взрывов.

Поэтому перспективен переход от многорядного взрывания вертикальных скважин большого диаметра к одно- или двухрядному взрыванию наклонных скважин среднего (200 мм) и уменьшенного (100—150 мм) диаметра; переход от маломощных неводоустойчи-

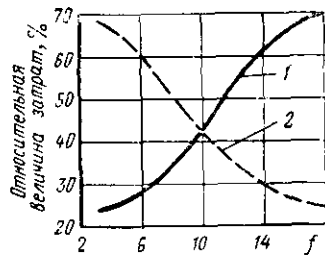


Рис. 115. Зависимость относительных затрат на бурение и взрывание от крепости пород  $f$ :

1 — относительные затраты на бурение; 2 — относительные затраты на взрывание

вых ВВ к более мощным водоустойчивым ВВ с высокой объемной концентрацией энергии; переход от мощных одношпиндельных станков к многошпиндельным, обеспечивающих одновременное бурение двух и более скважин меньшего диаметра со сменной производительностью, в 2—3 раза превышающей производительность современных станков; переход к заряданию и забойке наклонных скважин сразу после их бурения и к взрыванию блока по мере его готовности.

Установлено, что нарушения взрывом захватывают в основном район первого ряда зарядов. Поэтому возможности регулирования степени дробления при однопорядном взрывании более ограничены.

При многорядном расположении зарядов степень дробления горной массы улучшается в результате того, что заряды второго и последующих рядов работают в менее нарушенном массиве. Чем больше рядов зарядов, тем меньше относительный объем породы первого ряда, отнесенный ко всему объему взрыва, и тем меньше средний выход негабарита. Отсюда можно рассчитать выход негабарита при многорядном взрывании.

Приняв сетку расположения скважин и массу зарядов по рядам одинаковыми, средний выход негабарита при взрыве  $n$  рядов зарядов

$$V_n = \frac{V_0 + V(n-1)}{n} = V_0 \frac{1 + \frac{V}{V_0}(n-1)}{n}, \quad (\text{VIII.5})$$

где  $V_0$  — выход негабарита по первому ряду скважин, %;

$V$  — выход негабарита по второму ряду скважин и последующим рядам при тех же параметрах взрывания, %;

$V_n$  — средний выход негабарита при взрывании  $n$  рядов зарядов, %.

Зная отношение  $V/V_0$ , можно по результатам однорядного взрывания найти выход негабарита при переходе на многорядное расположение зарядов; величина отношения для средних условий равна 0,25—0,3. Поэтому окончательно расчетная формула имеет вид

$$V_n = V_0 \frac{1 + 0,3(n-1)}{n}. \quad (\text{VIII.6})$$

## § 62. Конструкция заряда

Существенное влияние на степень дробления оказывает конструкция заряда. При равном выходе горной массы с 1 м скважины и удельном расходе ВВ рассредоточение заряда (рис. 116, а, б) всегда приводит к улучшению дробления по сравнению со сплошным зарядом (рис. 116, в) вследствие увеличения зоны регулируемого дробления. Рассредоточение заряда возможно в случаях, когда емкость скважины используется не полностью при сплошных зарядах, т. е. оно наиболее рационально в том случае, если по каким-либо причинам в однородных породах применяется сближенная сетка расположения зарядов и сплошной заряд занимает незначительную часть скважины (меньше половины ее длины).

В неоднородных породах практически всегда целесообразно рассредоточивать заряд, чтобы последний располагался в наиболее трудновзрываемых участках породы (например, в крупноблочном пласте, перекрывающем кровлю уступа).

В качестве материала для рассредоточения используется забойка или воздушные промежутки. По данным акад. Н. В. Мельникова и докт. техн. наук Л. Н. Марченко, рассредоточение скважинных зарядов воздушными промежутками (рис. 116, б) улучшает дробление породы. Создание в скважине воздушных промежутков существенно изменяет характер действия взрыва в породе. После взрыва заряда без воздушных промежутков происходит переизмельчение породы вблизи заряда вследствие высокого давления газообразных продуктов взрыва в зарядной камере. Создавая в заряде воздушные промежутки, можно значительно снизить пиковое давление взрыва и тем самым сократить переизмельчение породы около заряда, увеличить время активного воздействия взрыва на среду за счет того, что газы верхнего заряда запирают газообразные продукты взрыва нижнего заряда.

В результате такого изменения параметров взрывного импульса (уменьшения давления и увеличения времени действия взрыва) доля энергии, идущей на местное переизмельчение, уменьшается,

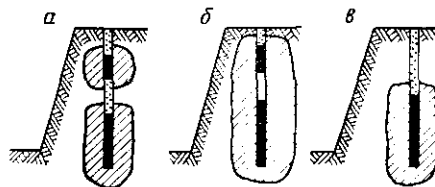


Рис. 116. Зоны регулируемого дробления

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 на карьерах.

При взрыве зарядов, разделенных воздушным промежутком, в нем происходит столкновение двух потоков, что приводит к резкому возрастанию давления и более равномерному дроблению породы даже в том месте скважины, где нет заряда ВВ.

Длина воздушного промежутка в большинстве случаев устанавливается опытными взрывами и зависит от длины колонки заряда, типа ВВ и физико-механических свойств горных пород. Воздушный промежуток малой длины не дает эффекта, а воздушный промежуток завышенной длины может привести к ухудшению дробления вследствие чрезмерного снижения давления в зарядной камере. Суммарную длину воздушных промежутков можно принимать в следующих пределах: для слабых пород — 0,3—0,4 длины колонки заряда, для пород средней крепости — 0,2—0,3 длины колонки заряда, для пород крепких — 0,15—0,2 длины колонки заряда.

Масса верхней части заряда принимается 0,25—0,35 от общей массы заряда.

Если расчетная длина воздушного промежутка превышает 3,5—4 м, следует рассредоточить заряд на несколько частей.

При зарядании обводненных скважин рассредоточения забойкой следует избегать, так как материал ее попадает в заряд, что приводит к ухудшению детонационной способности ВВ.

### § 63. Короткозамедленное взрывание зарядов и высота уступов

При взрывании пород III—V категорий трещиноватости степень дробления улучшается при к. з. в. по сравнению с мгновенным, в породах I—II категорий существенной разницы в дроблении нет.

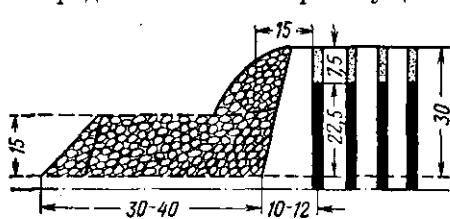


Рис. 117. Взрывание сдвоенных уступов

Лучший результат дробления достигается в тех схемах к. з. в., в которых наибольшее количество зарядов взрывается одновременно, а действие их направлено навстречу друг другу, обеспечивая максимум дробления от соударения кусков.

На степень дробления оказывают влияние схема и интервал короткозамедленного взрывания, ориентировка зарядов относительно господствующих систем трещин и другие факторы, которые должны учитываться в конкретных условиях карьера; при выборе их следует исходить не только из степени дробления, но также из условий технической возможности, безопасности и др.

Конкретные примеры эффективного применения различных схем к. з. в. приведены в § 94 гл. XI.

Высота уступа по-разному влияет на степень дробления. При однорядном взрывании увеличение высоты уступа может привести к ухудшению дробления из-за невозможности выдержать расчетную

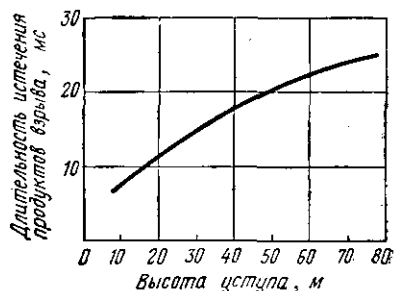


Рис. 118. Увеличение времени воздействия продуктов взрыва на массив с увеличением высоты уступа

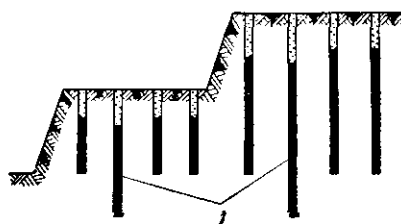


Рис. 119. Взрывы сдвоенных уступов с врубными скважинами

величину с. п. п., особенно при пологом угле откоса уступа. Высота уступа определяет не только результаты взрывных работ, но и все технико-экономические показатели открытых горных работ, определяемые проектом карьера. Поэтому в практических условиях приходится изыскивать резервы улучшения показателей и результатов буровзрывных работ при заданной высоте уступа. Решение об изменении высоты уступа можно принять только в результате проработки всех связанных с этим вопросов.

В породах I—II категорий по трещиноватости при соответствующих горнотехнических условиях (широкие рабочие площадки уступов и т. п.) по методу ГОКов Кривого Рога допустимо взрывание сразу на глубину двух и реже трех уступов с послышной разработкой горной массы (рис. 117). Применимость этого метода ограничена породами I—II категорий трещиноватости, где хорошее дробление горной массы и удовлетворительная проработка подошвы предопределяются интенсивной трещиноватостью пород. В средне- и крупноблочных породах этот метод пока недостаточно изучен.

С увеличением высоты уступа увеличивается длительность нахождения массива в напряженном состоянии, о чем можно судить по продолжительности истечения продуктов взрывов из скважин.

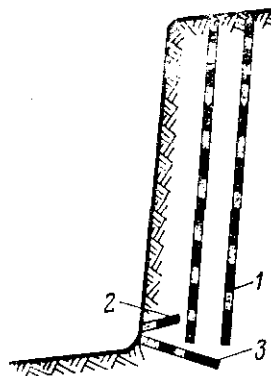


Рис. 120. Взрывание высоких уступов скважинами небольшого диаметра

В результате этого улучшится дробление при большей высоте уступа.

Отдельные взрывы высоких уступов в крепких породах давали отрицательные результаты из-за плохого разрушения нижней части забоя.

Основное условие качественного разрушения пород — смещение разрушаемого массива в пространстве — достигается взрыванием на свободную поверхность уступа, либо применением специальных методов взрывания.

Для взрывания высоких уступов разработаны мероприятия, обеспечивающие определенное пространственное смещение массива — это взрывание на врубовые ряды скважин *1* (рис. 119), а также одновременное инициирование отдельных частей рассредоточенных скважинных зарядов. В первом случае врубовые ряды скважин имеют заряды ВВ, превышающие по массе заряды остальных рядов скважин. Их взрывают мгновенно, а затем на созданную щель взрывают прилегающие ряды скважин и т. д. Такое взрывание особенно распространено при траншейных взрывах.

Следует подчеркнуть, что при этом методе взрывания происходит в основном разделение массива на слагающие его отдельные при пространственном смещении взрываемых участков породы. Дробление отдельных по монолиту весьма ограничено. Поэтому для крупноблочных массивов этот метод взрывания будет неэффективен.

Практика некоторых зарубежных карьеров небольшой мощности подтверждает целесообразность для улучшения степени дробления применения большой (60—70 м) высоты уступа. При этом используются скважины *1* небольшого (до 100 мм) диаметра с их расположением параллельно уступу (рис. 120), заряжаемые рассредоточенными зарядами патронированных ВВ повышенной мощности. Улучшение дробления достигается как в результате применения рассредоточенных зарядов небольшого диаметра, так и падения породы при взрыве с большой высоты. У подошвы уступа иногда бурят дополнительные горизонтальные *2* или наклонные скважины *3* для повышенной интенсивности дробления этой части массива.

#### **§ 64. Внутрискважинные замедления и направление инициирования зарядов**

Сущность метода состоит в распределении заряда, размещаемого в скважине, на несколько частей и взрывании этих частей заряда, инициируемых отдельными боевиками *1*, *2* с замедлением по отношению один к другому (рис. 121), что достигается установкой КЗДШ в разрывы сети *3*. В результате этого достигается увеличение общего времени воздействия взрыва на массив и улучшение степени дробления его. Схемы взрывания различаются в основном последовательностью инициирования «снизу» или «сверху» при соотношении между верхним и нижним зарядом  $1:2$  и длине промежутка между зарядами, принимаемой  $0,6 \div 0,8$  длины верхней части заряда.

Иницирование зарядов производится детонирующим шнуром с размещением его в верхнем заряде в резиновом или полихлорвиниловом шланге 4, исключающем взрыв верхнего заряда при взрыве детонирующего шнура, идущего в нижний заряд. В настоящее время, как указано выше, разработаны специальные марки детонирующих шнуров пониженной мощности, которые могут использоваться для внутрискважинных замедлений. Можно использовать также электродетонаторы соответствующих интервалов замедлений ( $10 \div 25$  мс), но это менее удобно, так как электродетонаторы необходимо размещать в скважине. Более эффективна схема замедления снизу, так как она в наибольшей степени увеличивает действие взрыва на массив.

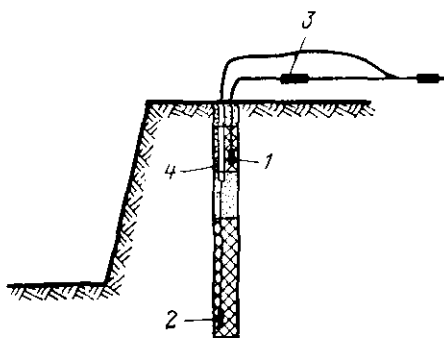


Рис. 121. Разновременное иницирование различных частей заряда в скважине

Работами последних лет Института геотехнической механики АН УССР, Днепропетровского горного института и др. установлено, что проработка подошвы уступа и степень дробления улучшаются при иницировании скважинного заряда снизу (рис. 122). При этом, как показывают съемки на прозрачных и оптических активных моделях, фронт волны напряжений при иницировании снизу более

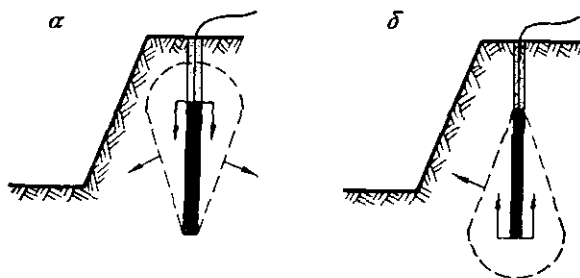


Рис. 122. Иницирование зарядов:  
а — сверху; б — снизу

равномерно воздействует на массив, а время его действия увеличивается вследствие более длительного времени разрушения массива. В определенных случаях может быть использовано встречное иницирование.

#### § 65. Влияние забойки на эффект взрыва

Устья шнуров и скважин, оставшиеся свободными после размещения зарядов, заполняются, как правило, забоечным материалом: глиной, песком, мелкой породой, отходами дробильно-сортировочных

и обогатительных фабрик и т. п. Анализом многочисленных исследований по определению влияния забойки на эффект взрыва установлено, что забойка: уменьшает потери энергии в процессе детонации заряда и обеспечивает более полное протекание реакции взрыва; обеспечивает более интенсивное дробление породы; увеличивает длительность воздействия газов взрыва на стенки зарядной камеры. Увеличение длительности воздействия взрыва заряда на массив, по данным М. А. Садовского и А. Ф. Беляева, способствует увеличению интенсивности дробления породы, обеспечивает завершение вторичных реакций, уменьшая количество выделяемых при взрыве ядовитых газов, резко уменьшает силу воздушной ударной волны, увеличивает коэффициент использования энергии взрыва на дробление массива.

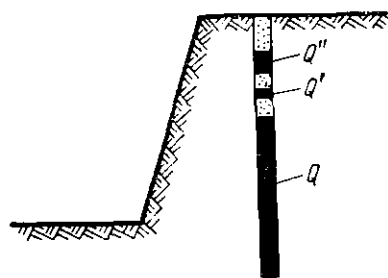


Рис. 123. Взрывание с запирающими зарядами

Применение качественной забойки обеспечивает увеличение эффективности взрывания на 10—20%. Наиболее эффективна песчаная забойка или из мелкодробленой породы, оказывающей наибольшее сопротивление газам взрыва.

Применение на карьерах вместо забойки бумажных пробок, присыпанных породой в устье скважины и выполненных из остатков мешков, ведет к повышению удельного расхода ВВ и повышенному разлету кусков. Необходимы дальнейшие исследования по установлению предельно минимальных значений забойки по соображениям безопасности ведения работ.

Сказанное свидетельствует о целесообразности во всех случаях применения качественной забойки зарядов перед взрывом.

Имеются предложения по применению запирающих зарядов в забойке, за счет чего ее длину можно значительно уменьшить. Сущность запирающих зарядов (рис. 123) состоит в том, что они (обычно один или два) размещаются в забойке и взрываются одновременно с основным зарядом. При взрыве в устье скважины создается давление, близкое к давлению, развиваемому основным зарядом, которое препятствует вылету газов взрыва.

Величина запирающего заряда рассчитывается так, чтобы его взрыв только разрыхлил породу в контуре разрушенного объема с поверхности без выброса.

## § 66. 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. 124). Как правило, промежуточные шпуры или скважины диаметром 60—100 мм бурят тяжелыми перфораторами и погружными пневмоударниками.

Несмотря на значительное улучшение дробления, этот способ можно рекомендовать для применения только на небольших карьерах при небольшой мощности погрузочно-транспортного и особенно дробильного оборудования с допустимыми размерами куска 0,3—0,6 м и высоким выходом негабарита при взрыве (20% и выше). Это объясняется тем, что комбинированное обуривание неудобно с точки зрения организации работ, малопродуктивно, а стоимость обуривания массива оказывается в 1,5—2 раза выше, чем при обычном способе.

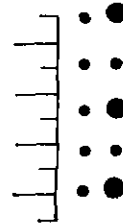
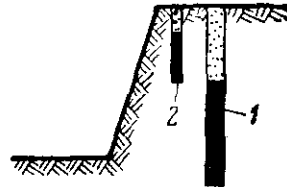


Рис. 124. Дополнительные промежуточные заряды в верхней части уступа

### § 67. Физико-механические свойства пород и допустимый размер кусков

Определяющими свойствами при оценке возможностей регулирования дробления породы являются ее прочность и трещиноватость. С увеличением прочности и вязкости породы для разрушения ее отдельных частей, слагающих массив, требуется большая энергия, а следовательно, уменьшаются возможности регулирования дробления.

Трещиноватость, определяющая размеры отдельных частей, слагающих массив, является одним из главных факторов, от которых зависит возможность изменения степени дробления породы.

На одном и том же предприятии вследствие различной трещиноватости массива на разных участках получается различная степень дробления породы при взрыве в зависимости от того, насколько отличаются размеры естественных отдельных частей, слагающих массив, от допустимых размеров куска на предприятии.

Гранулометрический состав взорванной породы в любом случае можно выразить графиками, показанными на рис. 125. Кривая 1 характеризует преимущественно выход негабарита мелких и средних фракций, а кривая 2 — выход преимущественно крупного негабарита.

Из графика видно, что с увеличением допустимого размера кусков ( $a_1$ ;  $a_2$ ;  $a_3$  и т. д.) количество крупной фракции породы, требующей вторичного дробления, во всех случаях, но особенно

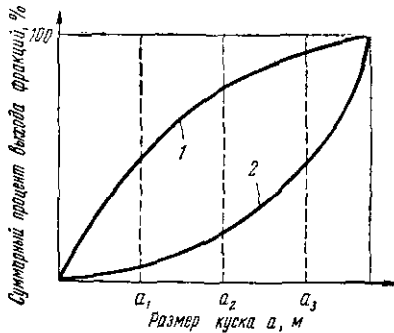


Рис. 125. Гранулометрический состав взорванной породы

при мелком негабарите, уменьшается. Таким образом, при постоянстве гранулометрического состава взорванной массы степень дробления, оцениваемая по выходу негабарита, может быть различной, различна будет и производственная оценка одного и того же взрыва на предприятиях с различным размером допустимого куска. Поэтому одни и те же породы при одинаковом гранулометрическом составе могут считаться легко взрывающимися или трудно взрывающимися в зависимости от принятых допустимых размеров кусков.

Возможности регулирования степени дробления породы зависят от допустимого размера кусков. При малых размерах кусков увеличением удельных расходов ВВ можно добиться

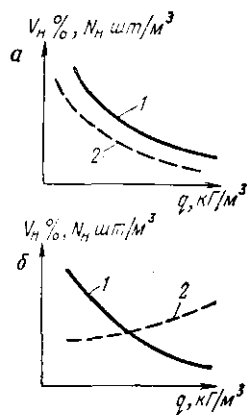


Рис. 126. Выход негабарита в зависимости от размера допустимого куска:

1 — выход негабарита по объему  $V_n$ , %; 2 — выход негабаритов по числу кусков на  $1 \text{ м}^3$  взрыва ( $N_n$ , шт./ $\text{м}^3$ )

снижения выхода негабарита, однако число негабаритных кусков на  $1 \text{ м}^3$  взорванной породы может уменьшиться, остаться постоянным и даже увеличиться — это зависит от соотношений между размерами естественных отдельных, слагающих взрываемый массив, и размерами негабарита.

При малых размерах негабарита крупные куски породы, разрушаясь, образуют несколько более мелких, но тоже негабаритных кусков. Если же негабариты и размеры естественных отдельных мало различаются 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 одном известняковом карьере. При большем размере допустимого куска — фракции  $>0,9 \text{ м}$  (рис. 126, а) с увеличением удельного расхода ВВ объем негабарита и число негабаритных кусков уменьшаются.

При малых размерах негабарита — фракция  $>0,3 \text{ м}$  (рис. 126, б) с увеличением удельного расхода ВВ число негабаритных кусков на  $1 \text{ м}^3$  взорванной породы растет, несмотря на уменьшение выхода негабарита по объему.

На основе изложенных выше закономерностей дробления массива составлена табл. 42, в которой приведены предпочтительные методы регулирования дробления в зависимости от свойств пород и допустимого размера куска на предприятии.

Предложенные рядом авторов расчетные методы определения параметров взрывания с учетом крупности дробления пока не получили распространения ввиду чрезвычайного разнообразия условий ведения работ. Поэтому целесообразно при выборе параметров отбойки для каждого предприятия, треста, комбината, отрасли составить классификацию разрабатываемых горных пород по добываемости, в которых необходимо совместно учесть: физические

Таблица 42

**Предпочитаемые средства эффективного дробления  
взрывом различных пород с учетом горнотехнических условий разработки**

Качественная характеристика массива	Отношение размера максимальной отдельности к размеру кондиционного куска	Требуемый характер воздействия на массив для получения высокой степени дробления при взрыве	Наиболее эффективные средства
Мелкоблочный	$\leq 1$	Разделение отдельностей практически без их дробления	Большой диаметр скважин 250 м. Средние удельные расходы ВВ. Порядные схемы к. з. в., ВВ пониженной и средней удельной энергии
Среднеблочный	1 + 2	Дробление крупных отдельностей минимум на две части	Средний диаметр скважин (150—250 мм). Средние и повышенные удельные расходы ВВ средней удельной энергии. Врубовые схемы к. з. в.
Крупноблочный	$> 2$	Интенсивное дробление крупных отдельностей на много частей	Малый диаметр скважин $< 150$ мм. Высокие удельные расходы ВВ средней и повышенной энергии

факторы; прочностные характеристики пород, характеристики применяемого ВВ с точки зрения параметров воздействия на массив; геологические факторы, к которым относится в основном характеристика трещиноватости взрываемого массива; технические (технологические) факторы, к которым относятся тип и мощность применяемого оборудования (допустимый размер куска).

Классификация составляется на получение заданного дробления при определенном допустимом размере куска. Если применяется на предприятии кондиционный кусок другого размера, то принимается поправка ( $k_k$ ) на удельный расход ВВ вида  $k_k = (d_k/d_t)^n$ , где  $d_k$  и  $d_t$  — фактический и табличный размеры кондиционного куска;

$n$  — показатель степени, принимаемый сейчас  $\sim 1$ .

Для заданных условий по классификации находятся удельный заряд ВВ и требуемый диаметр заряда. Очевидно, что достигнуть полной ликвидации выхода негабарита не удастся. Поэтому классификации должны составляться на максимальный выход негабарита до 3% (табл. 43).

Данная классификация дает табличные значения удельных расходов ВВ, которые уточняются в процессе ведения взрывов

Таблица 43

## Структурная схема классификации для одной категории пород по прочности

Категория пород (прочность)	Среднее расстояние между трещинами, м	Допустимый размер куска (м) в зависимости от диаметра заряда (числитель) и расчетного удельного расхода ВВ (знаменатель)				
		$\frac{40}{2,0}$	$\frac{100}{1,4}$	$\frac{150}{1,2}$	$\frac{200}{1,0}$	$\frac{300}{0,8}$
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	1,4	1,5

Примечание. Диаметр заряда — в миллиметрах, удельный расход ВВ в кг/м<sup>3</sup>.

с учетом конкретных горнотехнических условий предприятия, а также применяемых методов регулирования дробления.

По мере углубления карьеров усложняется ведение взрывных работ, особенно с повышенными удельными расходами ВВ, из-за недостаточной ширины рабочих площадок и увеличения обводненности пород. Поэтому в качестве стандарта можно принять однорядное расположение зарядов с замедлениями на каждую скважину при величине интервала  $\tau = AW$ , где  $A$  — эмпирический коэффициент, учитывающий свойства массива.

## *Глава IX*

### **ТЕХНОЛОГИЯ ВЫПОЛНЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ**

#### **1. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЙ ЭТАП ОБЕСПЕЧЕНИЯ ВЗРЫВА**

##### **§ 68. Получение разрешения на ведение взрывных работ**

Разрешения на право производства взрывных работ, хранение, приобретение и перевозку ВМ получают в соответствии с «Инструкцией о порядке хранения, использования и учета взрывчатых материалов» и «Инструкций о порядке получения разрешений на право производства взрывных работ, а также свидетельств на приобретение или перевозку взрывчатых материалов согласно «Единым правилам безопасности при взрывных работах».

При ведении взрывных работ на карьерах, в соответствии с изложенными выше инструкциями, составляется проект массового взрыва, который утверждает главный инженер рудника (рудоуправления, комбината).

Рекомендуемый распорядок массового взрыва приводится в приложении к проекту. После утверждения распорядка массового взрыва начальником рудника (рудоуправления, комбината) издается приказ на производство взрыва. С выходом приказа все взрывники знакомятся с документами по взрыву, проходят инструктаж о порядке выполнения работ и по технике безопасности, после чего получают разрешение на выполнение этого взрыва.

##### **§ 69. Подбор персонала для ведения взрывных работ**

К руководству взрывными работами допускаются лица, имеющие законченное горнотехническое образование или окончившие специальные учебные заведения или курсы, дающие право технического руководства горными или взрывными работами. Безопасность ведения взрывных работ в первую очередь зависит от взрывников. Взрывниками могут работать только лица, сдавшие экзамены квалификационной комиссии и получившие «Единую книжку взрывника».

К сдаче экзаменов на получение права производства взрывных работ на карьерах допускаются лица не моложе 19 лет, имеющие образование не ниже 7 классов и стаж работы не менее одного года.

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

«Единая книжка взрывника» выдается на руки взрывнику с талонами № 1, 2 и 3, удостоверяющими право на производство взрывных работ. «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» предусматривается через 2 года периодическая проверка знаний взрывников. Для проверки знаний на предприятии создается специальная комиссия под председательством представителя Госгортехнадзора.

При грубом нарушении взрывником требований «Единых правил безопасности при взрывных работах» может быть произведена внеочередная проверка знаний взрывника комиссией без представителя Госгортехнадзора.

За нарушение требований «Единых правил безопасности при взрывных работах» у взрывника (мастера-взрывника) отбирается и погашается талон № 1, при повторении нарушений — талон № 2. Если же взрывник продолжает нарушать правила безопасности, то у него вместе с талоном № 3 отбирается на три месяца «Единая книжка взрывника». «Единая книжка взрывника» может быть отобрана у взрывника при наличии всех талонов, если он допустил грубое нарушение правил безопасности.

Заведующими складами взрывчатых материалов разрешается назначать лиц, имеющих право руководства взрывными работами, а также лиц, окончивших вузы или техникумы и знающих технологию изготовления ВВ. В ряде случаев заведующими могут быть лица, имеющие право производства взрывных работ, прошедшие дополнительную подготовку по специальной программе. Заведующий складом утверждается руководителем предприятия, в распоряжении которого находится склад ВМ. На лиц, имеющих право руководства взрывными работами, могут быть возложены по совместительству обязанности заведующего складом.

## **III. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЙ ЭТАП К ВЫПОЛНЕНИЮ ВЗРЫВА**

### **§ 70. Подготовка документации, рабочей площадки взрыва и скважин**

Маркшейдерскому обслуживанию взрывных работ в период подготовки и производства массовых взрывов необходимо уделять исключительное внимание, так как число взрываемых скважин исчисляется несколькими сотнями и даже тысячами в месяц в зависимости от производительности карьера.

Значение маркшейдерского обслуживания взрывных работ с применением массовых взрывов увеличивается еще и в связи с тем, что по данным маркшейдерской службы обычно рассчитывают большую часть основных параметров, влияющих на эффективность буровзрыв-

ных работ и определяющих качество взрывов (взаимное расположение скважин, расстояние скважин от верхней бровки уступа, значение л. н. с. или с. п. п., величину перебуров, величину зарядов ВВ и т. д.), что дает возможность устанавливать наиболее выгодные их значения для каждого карьера и взрыва.

Маркшейдерское обслуживание буровзрывных работ при массовых взрывах на различных этапах выполнения включает в себя следующие операции:

1. Выдача задания на производство массового взрыва.

2. Производство маркшейдерско-геологической съемки блока, намечаемого к взрыву, и на основании этой съемки составление плана с указанием характера пород и руд.

3. Перенесение скважин или минных выработок с проекта в натуру.

4. Съемка фактического положения пробуренных скважин (величины перебура, расстояния между скважинами, удаление скважин первого ряда от верхней бровки уступа, значения с. п. п., углов откоса уступа).

5. Оценка результатов взрыва (объема взорванной горной массы, величины развала, линии и угла откоса, коэффициента разрыхления, выхода горной массы с 1 м скважины, удельного расхода ВВ, чистоты отрыва пород по подошве уступа, величины заколов и т. д.).

Ниже приведено краткое содержание перечисленных операций при массовых взрывах методом скважинных зарядов.

План-задание на производство массового взрыва на том или ином участке карьера (рис. 127) составляет главный инженер и маркшейдер с приложением выкопировки на кальке с основного маркшейдерского плана. Оно должно быть в полном соответствии с утвержденным календарным планом горных работ в карьере. Затем маркшейдерский отдел производит горизонтальную съемку участка, намечаемого для взрыва, с зарисовкой и указанием на плане его геологии (рис. 127, а), вертикальную и, с целью точного определения с. п. п. зарядов, профильную (рис. 127, б).

Иногда профильную съемку на карьерах не производят, а ограничиваются только горизонтальной съемкой верхней и нижней бровки уступа и сравнительно редко также съемкой характерных точек перегиба откоса уступа.

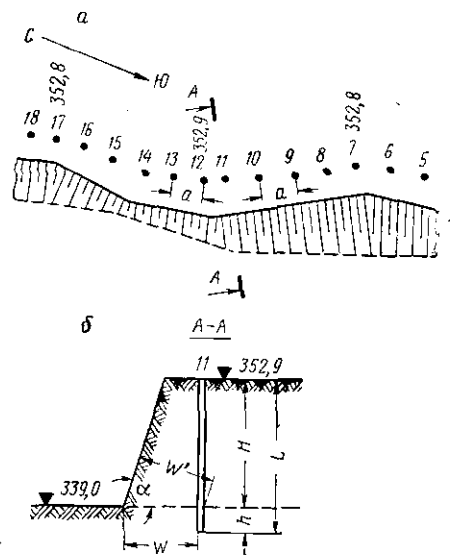


Рис. 127. План-задание массового взрыва

Одновременно со съемкой всех деталей уступа совместно с геологом необходимо производить и съемку контактов различных по своим свойствам сортов руд и пород, нарушений и т. п., которые в последующем также берутся в основу расчета и уточнения параметров буровзрывных работ. Маркшейдер переносит расположение скважин с проекта в натуру — инструментальным путем или с помощью рулетки от заранее проложенной линии.

Для замера глубины скважины пользуются размеченным шнуром или рулеткой с грузом. Одновременно с замером глубины скважин определяют и наличие воды в них, что необходимо учитывать при выборе ВВ.

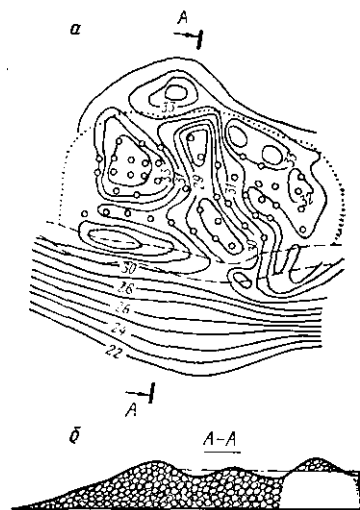


Рис. 128. План-проект расположения скважин

По окончании бурения скважин инструментальным путем определяют фактическое их расположение (рис. 128, а): расстояние между скважинами в ряду, расстояние между рядами скважин при многорядном их расположении, расстояние от устья скважин первого ряда до верхней бровки уступа, величины перебура скважин. На основании этого уточняют план и профили, а также определяют действительное значение с. п. п. и по полученным таким путем фактическим данным определяют ожидаемый объем взрываваемой горной массы.

и по ним определяют объем фактически взорванной горной массы, который корректируют в процессе работы карьера повагонным учетом и при окончательной уборке взорванной горной массы — маркшейдерским замером, а также определяют величину и угол развала, линию откоса, коэффициент разрыхления.

После взрыва производят горизонтальную съемку, пополняют первоначальные профили (рис. 128, б)

Таким образом, графическая 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; геологопромышленного плана блока (масштаб 1 : 500); сводного плана буровзрывных работ (масштаб 1 : 1000).

Учет буровзрывных работ и их конечных результатов целесообразно сосредоточить в специальных книгах учета (книга проектных глубин скважин; книга учета буровых работ, потерь при бурении и взрывных работах; книга остатков обуренной и взорванной горной массы; книга учета добычи горной массы и руды по взрывам).

## § 71. Выбор диаметра зарядов

Задача выбора диаметра заряда делится на две части: в какой степени при прочих равных условиях диаметр заряда влияет на качество взрывных работ (степень дробления) и каким образом выбрать буровое оборудование с тем, чтобы при минимальном отклонении от технически необходимого диаметра заряда обеспечить минимальную стоимость и максимальную производительность бурения.

В крупноблочных породах при одинаковом удельном расходе ВВ с уменьшением диаметра заряда и сгущением сетки зарядов степень дробления взорванной горной массы повышается; в мелкоблочных (карьеры Кривого Рога) изменение диаметра заряда не сопровождается существенным изменением степени дробления. При выборе диаметра заряда следует помнить об исключительной важности этого вопроса, так как одновременно определяется способ бурения и тип бурового станка — факторы, влияющие на эффективность и стоимость бурения. Как правило, удельные затраты на бурение с увеличением диаметра уменьшаются. Поэтому некоторая экономия на вторичном дроблении и экскавации, которую можно получить от взрывания скважин меньшего диаметра, обычно перекрывается удорожанием буровых работ. Отсюда очевидно, что при современном техническом уровне буровой техники для открытых работ рациональная область применения скважин уменьшенного диаметра ограничена.

При проектировании взрывов следует пользоваться следующими данными практического опыта применительно к конкретным задачам.

В породах I—II категорий трещиноватости (см. табл. 45) диаметр заряда должен выбираться возможно большим (300—350 мм) и ограничиваться лишь технологическими соображениями (мощностью карьера, производительностью станка, устойчивостью уступов и т. д.).

В породах III—IV категорий при возможности применения многорядного взрывания диаметр зарядов может быть принят 200—250 мм без существенного ухудшения степени дробления.

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 ограничениях по массе одновременно взрываемых зарядов, при небольшом масштабе взрывных работ и т. п. следует принять диаметр заряда 100—160 мм. Во всех случаях диаметр заряда следует выбирать на основе районирования пород карьера по степени трещиноватости в каждом конкретном случае. Уменьшение диаметра заряда следует обосновывать опытными взрывами и технико-экономическими расчетами.

Основной причиной малого распространения скважин уменьшенного диаметра является недостаточная производительность и высокая стоимость бурения: практически сменная линейная производительность станков различного диаметра (105—250 мм) примерно одинакова

и находится на уровне 35—60 м/смену. Поскольку выход горной массы с 1 м скважины пропорционален квадрату диаметра заряда, то в такой же степени увеличивается производительность станков по обуренной массе при скважинах большего диаметра; стоимость обуривания 1 м<sup>3</sup> снижается при скважинах большего диаметра. Поэтому в современных условиях основной тенденцией для карьеров является применение скважин увеличенного диаметра, особенно для карьеров большей производственной мощности. Буровой станок СБШ-250 с диаметром долота 243 мм в средних по крепости породах обеспечивает производительность обуривания 600—900 тыс. м<sup>3</sup> в год. Такой станок не может быть эффективно использован на небольших карьерах. Например, для промышленности строительных материалов типовыми являются карьеры производительностью 300 тыс. и 600 тыс. м<sup>3</sup> в год. Если разработка такого месторождения производится несколькими уступами, то на карьере необходимо иметь и несколько станков.

Таким образом, для карьеров производительностью по горной массе более 2—3 млн. м<sup>3</sup> в год рационально применение мощных станков СБШ-250МН, СБШ-320 и др., для средних карьеров производительностью 0,5—2,0 млн. м<sup>3</sup> рациональны станки 2СБШ-200, для малых карьеров — станки пневмоударного и вращательного бурения с диаметром долота 105—160 мм, а также станки шарошечные для бурения скважин уменьшенного диаметра.

## § 72. Определение величины сопротивления по подошве

**Вертикальные скважины.** При вертикальных скважинах их диаметр должен быть увязан с высотой и углом откоса уступа для обеспечения нормального разрушения массива на уровне подошвы (рис. 129). Максимально преодолеваемое сопротивление по подошве можно определить по формуле

$$W = W_{\text{од}} + k_0 d (1,2 - m), \text{ м}, \quad (\text{IX.1})$$

где  $W_{\text{од}}$  — с. п. п. для одиночной скважины, м;

$k_0 = 30/\sqrt{\gamma}$  — коэффициент взаимодействия зарядов;

$\gamma$  — плотность пород, т/м<sup>3</sup>;

$m = a/W$  — коэффициент сближения скважин.

Значение  $W_{\text{од}}$  определяется по формуле С. А. Давыдова

$$W_{\text{од}} = 53 K_{\tau} d \sqrt{\frac{\Delta l}{\gamma}}, \text{ м}, \quad (\text{IX.2})$$

Рис. 129. Параметры расположения удлиненного вертикального заряда

где  $K_{\tau}$  — коэффициент трещиноватости, равный 1—1,2;  
 $\Delta$  — плотность заряда ВВ, кг/дм<sup>3</sup>.

Трест Союзвзрывпром рекомендует определять с. п. п. одиночной скважины по формуле

$$W_{\text{од}} = \sqrt{\frac{p}{q}}, \text{ м}, \quad (\text{IX.3})$$

где  $p$  — вместимость 1 м скважины, кг;  
 $q$  — расчетный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Диаметр скважин  $d$  для заданной высоты уступа  $H$ , при котором скважина заполняется ВВ на  $\frac{2}{3}$  ее длины и более, определяется по формуле

$$d = 28H \sqrt{\frac{q_{\text{ф}}}{\Delta}}, \text{ мм}, \quad (\text{IX.4})$$

где  $q_{\text{ф}}$  — фактический расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Если величина с. п. п. меньше  $0,8H$ , то ее можно определить по формулам

$$W = 24d \sqrt{\frac{\Delta}{q_{\text{ф}}}} \text{ и } W = 0,9 \sqrt{\frac{p}{q_{\text{ф}}}}. \quad (\text{IX.5}) \text{ и } (\text{IX.6})$$

Подставив из (IX.2)  $W_{\text{од}}$  в формулу (IX.4) и приняв  $K_{\text{т}} = 1,1$ ,  $l = 1$  и  $\Delta = 0,9$ , окончательно найдем

$$W = \frac{30d}{\sqrt{\gamma}} (3 - m). \quad (\text{IX.7})$$

Трест Союзвзрывпром рекомендует определять с. п. п. с учетом взаимодействия зарядов по формуле

$$W = W_{\text{од}} (1,6 - 0,5m), \text{ м}, \quad (\text{IX.8})$$

формулы (IX.7) и (IX.8) справедливы при  $m \leq 1,2$ .

Кроме того, с. п. п. проверяется по условиям безопасного ведения работ по формуле

$$W = H \operatorname{ctg} \alpha + c, \quad (\text{IX.9})$$

где  $\alpha$  — угол откоса уступа;

$H$  — высота уступа, м;

$c$  — минимальное допустимое расстояние оси скважин от верхней бровки уступа, м.

Приравняв формулы (IX.7) и (IX.9), окончательно найдем диаметр вертикальных скважин, который обеспечивает нормальную проработку подошвы уступа при данной высоте и угле откоса уступа:

$$d = \frac{(H \operatorname{ctg} \alpha + c) \sqrt{\gamma}}{30(3 - m)}. \quad (\text{IX.10})$$

Если определенный по этой формуле диаметр скважины получается большим, чем позволяет бурить используемый на карьере станок, то надо применить станки для бурения большего диаметра, парносближенные или наклонные скважины. Такое положение наблюдается на некоторых карьерах при замене экскаваторов на более мощные и увеличении в связи с этим высоты уступов.

Основные параметры расположения удлиненных зарядов при взрывании уступа показаны на рис. 129. Основными для этого метода являются два параметра — с. п. п. и глубина перебура  $l_{пер}$ . С. п. п. определяется высотой  $H$  и углом откоса уступа  $\alpha$ ; в зависимости от условий обычно  $\alpha = 65-85^\circ$ . Необходимость учета величины с. п. п. обуславливается тем, что для скважинных зарядов определенного диаметра существует некоторая предельная величина с. п. п., превышение которой приводит к некачественной проработке подошвы уступа — завышению отметок подошвы уступа, образованию порогов, повышению выхода негабарита. Величина с. п. п., выраженная в диаметре зарядов, может при аммоните № 6ЖВ характеризовать взрываемость пород. Ориентировочно величина предельной с. п. п. для зарядов может быть определена по приведенным выше формулам (IX.1; IX.2), из которых видно, что величина с. п. п. пропорциональна диаметру заряда, т. е. можно принять

$$W = kd. \quad (IX.11)$$

Для средних условий величина предельной с. п. п. одиночного заряда аммонита № 6ЖВ находится в пределах 35—40 диаметров заряда. Предельная преодолеваемая величина с. п. п. равна радиусу разрушения заряда данного диаметра бесконечной длины. Для зарядов небольшой длины радиус разрушения зависит от длины заряда. По данным Союзвзрывпрома, для зарядов длиной более 40 диаметров радиус разрушения является постоянной величиной.

**Парносближенные скважины.** Парное расположение скважин применяется при больших величинах с. п. п., когда одиночные скважины при коэффициенте сближения  $m = 0,6$  не обеспечивают нормальную проработку подошвы уступа, из-за чего в нижней части образуются пороги. Парносближенные скважины располагают одна от другой на расстоянии четырех—шести диаметров, они обеспечивают нормальную проработку подошвы при  $W$  на 30—40% больше, чем при одиночных скважинах.

*С. п. п. для парносближенных скважинных зарядов определяется по формулам*

$$W_n = \sqrt{\frac{2p}{q}}, \text{ м}; \quad (IX.12)$$

$$W_n = 0,9 \sqrt{\frac{2p}{q_\Phi}}, \text{ м}. \quad (IX.13)$$

Парносближенные скважины рассчитываются как одиночные с эквивалентной вместимостью.

**Наклонные скважины** бурят параллельно откосу уступа при большой высоте уступа и в трудно взрывае­мых породах и при малом их диаметре. В настоящее время взрывание наклонными скважинами все шире применяется на карьерах, так как этот метод обеспечивает получение существенно лучшего дробления массива и проработку подошвы уступа.

С. п. п. для наклонных скважин определяется по формуле

$$W_n = \frac{1}{\sin \alpha} \sqrt{\frac{P}{q}}, \text{ м} \quad (\text{IX.14})$$

или

$$W_n = \frac{0,9}{\sin \alpha} \sqrt{\frac{P}{q_\Phi}}, \text{ м}, \quad (\text{IX.15})$$

где  $\alpha$  — угол наклона скважины к горизонту.

### § 73. Определение величины перебура и забойки

Обязательным условием качественной проработки подошвы уступа на уровне с. п. п. является некоторое заглубление скважины ниже проектной отметки уступа — перебура. Лишь в редких случаях, когда подошва уступа подстилается слоем рыхлых пород, при необходимости сохранения полезного ископаемого от нарушений и засорения пустой породой и в других подобных случаях, переbur скважин не делают, а сгущают для преодоления с. п. п. сетку скважин. Предельное с. п. п. зависит от глубины перебура. Начиная с глубины перебура 12—15 диаметров заряда, преодолеваемое с. п. п. не изменяется. Поэтому эффективная глубина перебура не превышает 0,3 с. п. п. Для слабых пород глубину перебура принимают равной 10 диаметрам зарядов, для крепких, трудно взрывае- мых — до 15 диаметров заряда.

Трестом Союзвзрывпром рекомендовано определять величину перебура для вертикальных и наклонных скважин по формуле

$$l_{\text{пер}} = 0,5qW. \quad (\text{IX.16})$$

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 обычно рекомендуется принимать минимальную величину забойки по условиям безопасности и технологичности развала.

Длина забойки принимается 30—40 диаметров скважины или (0,6—0,8)  $W$ . Для получения минимальной ширины развала величину забойки принимают (0,8—1,0)  $W$ .

### § 74. Выбор коэффициента сближения зарядов и расстояния между рядами

На карьерах обычно взрывают группу зарядов, расположенных в один или несколько рядов. Вследствие взаимодействия соседних зарядов величина преодолеваемой с. п. п. возрастает (рис. 130).

Т а б л и ц а 44

## Расчетный удельный расход взрывчатого вещества (аммонит № 6ЖВ)

Порода	Группа (категория) грунтов и пород по СНиП	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Средняя плотность породы, кг/м <sup>3</sup>	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	
				для зарядов рыхления $q$	для зарядов 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
Лёсс	III—IV	—	1700	0,3—0,4	0,9—1,2
Мел, вышеложенный 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, плотные, тяжелая пемза	V	1,5—2	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчия на известковом и глинистом цементе	IV—VI	2,3—3	2200	0,35—0,45	1,1—1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, слюдястый, 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, гранодiorит	VII—X	6—12	2800	0,5—0,7	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX—XI	6—8	3000	0,6—0,75	1,7—2,2
Кварцит	X	12—14	3000	0,5—0,6	1,6—1,9
Порфирит	X	16—20	2800	0,7—0,75	2,0—2,2

П р и м е ч а н и я. 1. В случае применения других ВВ приведенные в таблице значения  $q$  и  $q_B$  следует умножить на переводной коэффициент  $e$ .

2. Коэффициент  $q$  условно называют расчетным удельным расходом ВВ для зарядов нормального рыхления, его величина определена из выражения  $q = q_B N_q$ ; коэффициент  $q_B$  условно называют расчетным удельным расходом ВВ для зарядов выброса. Величина  $q_B$  для данного ВВ зависит от свойств породы.  $N_q$  — относительная масса заряда, определяющая характер действия взрыва, равная отношению масс данного заряда и заряда нормального действия при одной и той же л. н. с. Для зарядов нормального рыхления  $N_q$  принят равным приблизительно  $1/2$ . Для получения заданного характера действия взрыва заряда принимают следующие величины: для наибольшего камуфлета  $N_q \approx 0,2$ ; для нормального рыхления  $N_q \approx 0,33$ ; для выброса  $N_q \geq 1$ .

**Переводные коэффициенты  $e$  для расчета эквивалентных зарядов ВВ по идеальной работе взрыва (эталон — аммонит № 6ЖВ)**

ВВ	$e$	ВВ	$e$
Акватол	0,76	Гранулит АС-8	0,89
Аммонал скальный	0,8	Аммонал водостойчивый	0,91
Граммонал А-8	0,8	Гранулит АС-4	0,98
Аммонит скальный № 1	0,81	Аммонит № 6ЖВ	1,0
Детонит М	0,82	Зерногранулит 79/21	1,0
Алюмотол	0,83	Аммонит № 7ЖВ	1,04
Динамон АМ-10	0,84	Динафталит	1,08
Акватол МГ	0,92	Акватол 65/35	1,1
Зерногранулит 50/50-В	1,11	Зерногранулит 30/70-В	1,13
Гранулит С-2	1,13	Зерногранулит 30/70	1,14
Гранулит М	1,13	Акванит ЗЛ	1,16
Игданит	1,13	Гранулотол	1,20

Примечание. На основании практических данных треста Союзвзрывпром при взрывании гранулотолом на рыхление следует принимать  $e=1$ .

При мгновенном взрывании зарядов в ряду и относительном расстоянии  $m = 0,6$  предельная с. п. п. увеличивается примерно на 20%, при к. з. в. с большим интервалом или при  $m \geq 1,2$  взаимодействия зарядов и соответственно увеличения с. п. п. не происходит.

Обычно на практике принимают при вертикальных скважинах  $m = 0,8 \div 1,1$ , а при наклонных —  $m = 0,9 \div 1,3$ .

При диагональных схемах к. з. в.  $m$  увеличивается до величины 2—3 и более.

При многорядном расположении зарядов расстояние между рядами для вертикальных и наклонных скважин принимается (0,75—1,0)  $W$  — при короткозамедленном взрывании и 0,85  $W$  — при одновременном взрывании серии зарядов.

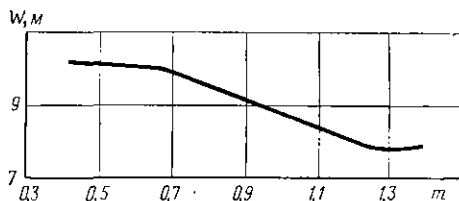


Рис. 130. Зависимость максимально преодолеваемого с. п. п. от коэффициента сближения зарядов  $m$

### § 75. Определение расчетного расхода взрывчатых веществ

Расчетный (удельный) расход ВВ определяется с учетом сказанного выше на основе опытных взрывов в процессе ведения работ. Ориентировочные значения можно определить по данным табл. 44.

При технологическом проектировании карьеров следует руководствоваться величинами эталонных расходов ВВ, указанных в табл. 45, с учетом крепости и трещиноватости взрываеваемых пород.

Таблица 45

Величина эталонного удельного расхода аммонита № 6ЖВ  
в зависимости от крепости и трещиноватости пород  
(при размере кондиционных кусков +500 мм)

Категории трещиноватости пород	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова		
	2—5	5—10	10—20
	Величина эталонного расхода ВВ, кг/м <sup>3</sup>		
I	До 0,3	До 0,35	До 0,45
II	0,3—0,5	0,35—0,6	0,45—0,75
III	0,5—0,75	0,6—0,9	0,75—1,1
IV	0,75—1	0,9—1,2	1,1—1,4
V	Свыше 1	Свыше 1,2	Свыше 1,4

Поправка для перехода к другим размерам кусков производится по формуле  $K_k = d_x(0,5)$ . Категория трещиноватости пород устанавливается по данным исследования кернов разведочного бурения или другим методом, рассмотренным в гл. I. Удельный расход ВВ при многорядном взрывании принимается по первому ряду из приведенных таблиц, а по второму и последующим рядам — в породах I—III категорий трещиноватости увеличивается на 5—10%, а в породах IV—V категорий — на 10—15%.

### § 76. Определение величины заряда

Расчет удлиненных зарядов ведут исходя из объема, разрушаемого одним зарядом,

$$V = aWH = mHW^2. \quad (\text{IX.17})$$

Величина заряда, необходимого для разрушения этого объема, определяется по формуле

$$Q_1 = qV = qmHW^2. \quad (\text{IX.18})$$

Расчетная масса заряда должна вестись в скважине, емкость которой характеризуется массой заряда на 1 м скважины (ее вместимостью).

Длина забойки принимается обычно из соображений безопасности по разлету кусков и составляет  $(0,6 \div 0,75) W$ . При использовании запирающих зарядов после проведения проверочных опытов величина забойки может быть уменьшена. В расчетах принимается максимальное значение длины забойки, равное  $0,75 W$ .

#### Поправка к расчетному расходу ВВ на размер кусков

Расчетный размер кусков, мм	250	500	750	1000	1250	1500
Поправочный коэффициент к эталонному расходу ВВ	1,3	1	0,85	0,75	0,7	0,65

Исходя из этого масса заряда определяется по формуле

$$Q_2 = p(l - 0,75W), \text{ кг.} \quad (\text{IX.19})$$

Приравняв  $Q_1 = Q_2$  и сгруппировав члены, получим квадратное уравнение общего вида относительно  $W$

$$qmHW^2 + 0,75pW - pl = 0. \quad (\text{IX.20})$$

Решив его при  $m = 1$ , получим расчетную формулу Союзвзрывпрома

$$W = \frac{\sqrt{0,56p^2 + 4qpHl} - 0,75p}{2qH}, \text{ м.} \quad (\text{IX.21})$$

При использовании этой формулы необходимо проверить заряд по вместимости скважины. Большинство приводимых в литературе расчетных формул отличаются от приведенных значением коэффициентов или формой записи. Основой расчета по всем формулам является правильное определение величины расчетного удельного расхода ВВ, которая зависит от свойств пород, характеристик ВВ и требований к качеству (степени дробления), как указано выше.

#### § 77. Составление проекта массового взрыва

Работы по подготовке и производству массовых взрывов организуются в три стадии: 1) составление проекта взрыва; 2) подготовительные работы к взрыву, бурение скважин и проведение вспомогательных работ — уборка оборудования за пределы опасной зоны; 3) производство взрыва: зарядка, забойка, монтаж взрывных сетей, взрывание, осмотр забоя и ликвидация обнаруженных отказов.

При составлении проекта массового взрыва в техническом отделе или во взрывном цехе карьера на плане предварительной геолого-маркшейдерской съемки взрываемого блока намечают расположение скважин.

В типовом проекте ведения буровзрывных работ 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., расходные коэффициенты и расчетные показатели взрыва (удельный расход ВВ, выход горной массы с 1 м скважины и т. д.), методика расчета сейсмически безопасных расстояний для инженерных сооружений, подземных выработок и бортов карьеров, методика расчета безопасных расстояний по действию воздушной волны и разлету отдельных кусков породы, рекомендуемые 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 линии нижней бровки уступа с указанием геологических особенностей и всех деталей этого уступа.

По данным плана профилей производят первичное определение значений с. п. п., глубины скважины, величины перебура, расстояний между скважинами и их рядами, удаления скважин от верхней бровки уступа и предварительно рассчитывают заряды. Затем, после бурения скважин, на основании геолого-маркшейдерской съемки фактического их расположения определяют фактическое значение с. п. п., глубину скважин и т. д., а на основании этих данных окончательно рассчитывают заряды ВВ по тем же формулам, составляют (корректируют) проект взрыва.

Типовой проект ведения буровзрывных работ составляется на основе утвержденного проекта разработки месторождения, результатов экспериментальных и промышленных взрывов, новейших литературных данных и производственного опыта по взрывным работам в аналогичных условиях, «Единых правил безопасности при взрывных работах» и утверждается главным инженером комбината (рудоуправления, рудника, карьера) и вводится в действие приказом директора. В приказе, в случае необходимости, указывают изменения в распорядке проведения массового взрыва.

#### § 78. Определение безопасных расстояний и ограждение зоны взрыва

За безопасное расстояние для людей принимается наибольшее из определенных расчетом — по воздушной волне, разлету кусков или по распространению пылегазового облака. Расстояние, в пределах которого может возникнуть опасность поражения людей, повреждения механизмов и сооружений, называется опасной зоной. Поэтому перед началом взрывных работ заранее устанавливаются границы опасной зоны.

Границы опасной зоны для людей на открытой местности устанавливаются проектом с учетом местных условий, но должны быть не менее следующих расстояний, м:

Метод наружных зарядов . . . . .	300	Метод камерных зарядов . . . . .	300
Метод шпуровых зарядов . . . . .	200	Метод рукавов . . . . .	200
Метод скважинных зарядов . . . . .	200	Простреливание шпуров . . . . .	50
Метод котловых скважинных зарядов . . . . .	300	Простреливание скважин . . . . .	100

При составлении проекта массового взрыва определяют расстояния, на которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом сосредоточенного заряда ВВ, становятся безопасными для зданий и сооружений, по формуле

$$r_c = k_c \alpha \sqrt[3]{Q}, \quad (\text{IX.22})$$

где  $r_c$  — расстояние от места взрыва, м;  
 $k_c$  — коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого сооружения;  
 $Q$  — масса заряда, кг;  
 $\alpha$  — коэффициент, зависящий от показателя действия взрыва  $n$ .

**Значение коэффициента  $k_c$  для расчета сейсмически безопасных расстояний для разных грунтов в основании охраняемого сооружения**

Скальные породы плотные . . . . .	3
Скальные породы нарушенные . . . . .	5
Галечниковые и щебнистые грунты . . . . .	7
Песчаные грунты . . . . .	8
Глинистые грунты . . . . .	9
Насыпные и почвенные грунты . . . . .	15
Водонасыщенные грунты (плавуны и торфяники) . . . . .	20

**Значение коэффициента  $\alpha$  для расчета сейсмически безопасных расстояний в зависимости от показателя действия взрыва  $n$**

$n$	$\leq 0,5$	1	2	3
$\alpha$	1,2	1,0	0,8	0,7

Для ближних зон (10—50 м) по формуле (IX.22) получаются заниженные результаты. Для таких условий рекомендуется вести расчет по формуле Союзвзрывпрома

$$r = \sqrt[3]{(3 \div 5) Q^2}. \quad (\text{IX.23})$$

Определяются также расстояния, безопасные по действию воздушной волны, т. е. такие, на которых воздушная взрывная волна на земной поверхности теряет способность наносить поражения заданной интенсивности:

$$r_b = k_b \sqrt{Q}, \text{ м}; \quad (\text{IX.24})$$

$$r'_b = k'_b \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \quad (\text{IX.25})$$

где  $Q$  — масса заряда ВВ, кг, в формуле (IX.25)  $Q > 10$  т;  
 $k_b$ ;  $k'_b$  — коэффициенты пропорциональности, величина которых зависит от условий расположения и величины заряда, а также характера повреждения окружающих объектов ( $k_b = 1 \div 150$ ;  $k'_b = 30 \div 400$ ).

Размеры зоны, безопасной по действию воздушной волны на человека, устанавливаются по формуле

$$r = 15 \sqrt[3]{Q}, \text{ м}, \quad (\text{IX.26})$$

где  $Q$  — масса взрываемого наружного заряда ВВ, кг.

Данная формула используется только в тех случаях, когда по условиям работ необходимо максимальное приближение обслуживающего персонала к месту работы.

Таким образом, безопасные расстояния, обеспечивающие сохранность зданий, сооружений, механизмов и других объектов от повреждений, устанавливаются руководителем взрывных работ с учетом местных условий и на основании расчетов по приведенным формулам.

## § 79. Охрана места взрыва

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 на производство взрывных работ, необходимо извещать милицию и инспекцию по охране труда. Если место взрыва находится вблизи подземных горных выработок, то об этом ставят в известность главного инженера подземного рудника. Взрывание должно производиться только в промежутке между сменами, когда в шахте нет людей.

Место взрыва на границе опасной зоны оцепляется сторожевыми постами и красными флажками. Все посты ограждения инструктируются руководителем взрыва о степени опасности, порядке выполнения оцепления, предпринимаемых мерах безопасности, недопустимости входа посторонних в оцепленную зону до сигнала отбоя. При этом охрана организуется так, чтобы все пути людей и животных в опасную зону были под постоянным наблюдением постов, а каждый пост был в поле зрения соседних постов.

При каждом массовом взрыве должны устанавливаться посты военизированной горноспасательной части (ВГСЧ), которые осуществляют контроль за содержанием ядовитых продуктов взрыва в карьерах. Количество постов ВГСЧ определяется командиром ВГСЧ и главным инженером карьера.

Допуск постов ВГСЧ в зону оцепления производится не ранее чем через 15 мин после производства взрыва. Допуск рабочих в карьер разрешается после снижения содержания вредных примесей в воздухе до установленных норм, но не ранее, чем через 30 мин после производства взрыва, рассеивания пылевого облака и полного восстановления видимости в карьере.

В закрытой от обзора местности, а также при регулярном ведении взрывных работ на границе опасной зоны (~ 300 м) и на расстоянии 1000 м от места взрыва устанавливаются щиты с надписями, предупреждающими об опасности, с указанием значения подаваемых сигналов и времени производства взрыва:

Стоп!

Опасно!

При поднятом красном флаге и сигнале сирены последует взрыв.

- Сигналы производства взрывов:

при первом сигнале сирены (продолжительном):

сейчас же идите в укрытие!

после второго сигнала сирены (два продолжительных):

производится инициирование зарядов и взрыв!

После третьего сигнала сирены (три коротких):

взрывание окончено!

Время взрывания от 12 до 12 ч 30 мин; от 16 до 16 ч 30 мин.

## § 80. Сигнализация при взрывных работах

При производстве взрывных работ необходимо применять звуковые и световые сигналы, хорошо слышимые (или видимые) на границах опасной зоны и известные рабочим. Сигналы подаются в следующем порядке.

**Первый сигнал** — предупредительный (один продолжительный), по которому все лица, не занятые взрыванием, удаляются за пределы опасной зоны, а взрывники приступают к заряджанию.

При взрывании скважинных и камерных зарядов аммиачно-селитренными 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 детонатора. При этом на месте заряджания не должны находиться детонаторы. При взрывании с помощью детонирующего шнура людей выводят из опасной зоны перед началом присоединения зажигательных трубок или электродетонаторов к магистральным нитям детонирующего шнура.

**Второй сигнал** — боевой (два продолжительных), подается после того, как лицо, ответственное за проведение взрыва, убедится в том, что все люди, не участвующие в подготовке взрыва, находятся в безопасном месте.

Затем поджигается огнепроводный шнур, а при электрическом взрывании проверяется электрическая сеть, магистральные провода подсоединяют к зажимам взрывной машинки и производится взрывание.

**Третий сигнал** — отбой (три коротких) — дается только по окончании взрывания, а именно: при мгновенном электрическом взрывании, а также при огневом, когда все взрывы были сосчитаны, спустя 5 мин после взрыва. Если применялись электродетонаторы замедленного действия или сосчитать взрываемые огневые заряды невозможно, то сигнал подается спустя 15 мин после взрыва. Работы можно продолжать лишь после осмотра взрывником места взрыва, если он установит, что все заряды взорвались.

Время взрывания следует устанавливать в промежутке между сменами. Если взрывание производится с помощью электродетонаторов, то подготовленные к взрыву заряды, в том числе в обводненных скважинах, в случае приближения грозы необходимо взорвать до ее начала.

## § 81. Проверка скважин перед заряданием

Перед заряданием взрываемого блока скважины тщательно проверяют, делают повторный замер, а также уточняют параметры, так как правильное их направление и расположение во взрываемом блоке является существенным, определяющим качество массового взрыва. В тех случаях, когда по каким-либо причинам

характеристики пород, направления скважины и их глубины отклоняются от проектных, заряды необходимо перерасчитывать.

Подготовка материалов и оборудования для производства взрыва состоит в предварительном детальном уточнении их перечня в соответствии с местными условиями с тем, чтобы в процессе выполнения отдельных операций производства взрыва не нарушалась принятая организация работ. Перечень должен быть составлен по отдельным операциям со следующей последовательностью их выполнения: испытание ВМ; гидроизоляция зарядов; оборудование зарядных камер; зарядание; забойка; монтаж взрывных сетей; противопожарные мероприятия и техника безопасности.

При массовых взрывах скважинными зарядами некоторые из этих операций не производятся, однако несмотря на это необходимо заранее составить подробный перечень материалов, инструментов и оборудования по выполняемым операциям. Одновременно необходимо наметить тип и количество забоечного материала, а также место его получения и складирования. Последнее должно быть выбрано так, чтобы оно не мешало производству работ при зарядании и обеспечивало возможность производить забойку при наименьших затратах труда и в наиболее короткий срок. При этом в зимнее и дождливое время необходимо принимать меры к разрыхлению забоечного материала перед заряданием, так как в этих случаях он может слеживаться и смерзаться.

Кроме того, необходимо непосредственно на месте работ обязательно уточнить: намеченные площадки для укладки ВВ, подвижного для зарядания; место для изготовления боевиков; намеченную схему подвоза ВМ; состояние дороги от места хранения ВВ до места зарядания; меры для укрытия ВВ и обеспечения нормального хода работ по производству взрыва.

В период подготовительных работ также необходимо уточнить подбор соответствующих кадров инженерно-технических работников, взрывников и рабочих для производства взрыва.

### **III. ВЫПОЛНЕНИЕ ВЗРЫВА**

#### **§ 82. Изготовление патронов-боевиков**

Для обеспечения надежности взрыва заряда ВВ при любом способе взрывания применяются патроны-боевики. Патрон-боевик представляет собой один или несколько патронов ВВ, в один из которых вставлен капсуль-детонатор, электродетонатор или они обвязаны детонирующим шнуром. Патроны-боевики изготавливают взрывники на месте производства взрывных работ в специально отведенном месте или будке, расположенной на расстоянии не менее 50 м от места зарядания; в зимнее время патроны-боевики можно изготавливать в отдельном помещении здания подготовки ВМ.

Боевики массой свыше 300 г для скважинных и камерных зарядов следует изготавливать только в специально отведенном месте или в будке, расположенной также не ближе 50 м от места зарядания.

Для шпуровых зарядов приготовление патрона-боевика необязательно, так как «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» разрешается размещать капсуль или электродетонатор непосредственно в заряде.

Способы и последовательность изготовления патронов-боевиков при различных способах взрывания рассмотрены в гл. VI. Во всех случаях и особенно при взрывании камерных зарядов патроны-боевики готовятся из наиболее доброкачественных и мощных ВВ, применяемых в данном взрыве.

### § 83. Заряжание шпуров, скважин и камер

Заряжением называется операция, при которой ВВ вводится в зарядную камеру (в шпур, скважину или камеру) в патронах или россыпью или прикладывается, накладывается на взрываемый объект (при взрывании накладными зарядами негабарита, козырьков и т. п.). В паспорте должны быть отмечены сведения о трещинах, пустотах и вывалах, обнаруженных при бурении, об оставленном в шпурах или скважинах буровом инструменте с тем, чтобы взрывник принял меры по обеспечению безопасности работ при заряжании.

Перед заряжением место вокруг устья шпура, а при наружных зарядах место заложения заряда очищают от разрыхленной породы. Сами шпуры очищают от буровой мелочи, шлама и в случае применения неводоустойчивых ВВ из шпуров удаляют воду.

После проверки и очистки шпуров можно приступать к заряжению. Оно может производиться только с разрешения лица, ответственного за взрывные работы. Заряжание производится под наблюдением лица, на имя которого выдано разрешение на производство взрывных работ, помощниками взрывника, перечисленными в разрешении и проходящими обучение и стажировку.

Если диаметр патронов значительно меньше диаметра шпура, то бумажную оболочку патронов необходимо надрезать вдоль оси патрона и осторожно уплотнять до заполнения всего сечения зарядной полости.

Шпуры большого диаметра можно заряжать с помощью цинковых или пластмассовых трубок, диаметр которых должен быть на 5 мм больше диаметра патрона.

Для обеспечения хорошей детонации всего заряда необходимо правильно располагать патроны-боевики. При заполнении материалом забойки всей незаряженной части шпура боевик вводят в шпур предпоследним, а в случае применения пустотной забойки — последним. Во всех случаях необходимо, чтобы доньшко капсуля-детонатора было направлено в сторону основной части заряда.

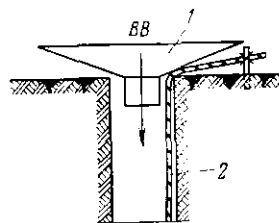


Рис. 131. Схема зарядки скважины вручную

Скважины заряжают вручную — насыпью и с помощью зарядников и других механизмов, установленных на автомашинах. Иногда между частями заряда вводят забойку или оставляют воздушный промежуток.

Рекомендуется размещать в нижней части заряда наиболее мощные ВВ. Детонирующий шнур прокладывается по всей длине скважины в две нитки с целью дублирования. Детонирующий шнур

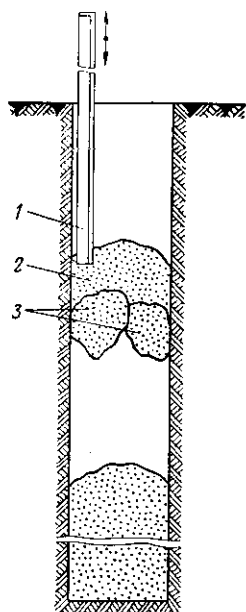


Рис. 132. Ликвидация пробки из ВВ в скважине:  
1 — деревянный пробойник; 2 — ВВ; 3 — куски слежавшегося ВВ

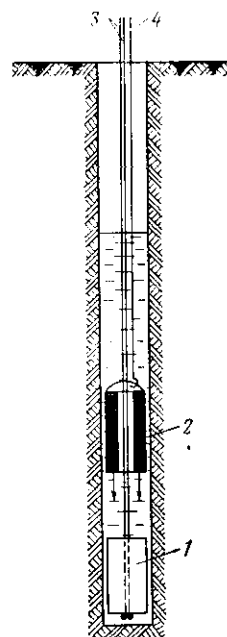


Рис. 133. Зарядка обводненной скважины патронированными ВВ:  
1 — патрон-боевик; 2 — опускаемый патрон; 3 — ДШ; 4 — шнур для опускания патронов

и электрические провода должны выходить из скважины на длину минимум 1 м. Их надо прочно укреплять, чтобы они не могли упасть в скважину в процессе заряжания и забойки.

Для безопасного выполнения взрывных работ при глубине скважин свыше 30 м для взрывания применяется только детонирующий шнур.

Скважины заряжают следующим образом.

1. Устье скважины очищают от породы в радиусе 0,5 м и над ним для удобства заряжания устанавливается металлическая воронка 1 (рис. 131).

2. На дно скважины опускают первый патрон-боевик, а конец детонирующего шнура 2 или провода закрепляется у устья.

3. Мешок с предварительно измельченным ВВ укладывается у воронки и на нем делается Т-образный или Х-образный разрез, а затем взрывник высыпает ВВ через воронку в скважину. При этом оставшиеся куски ВВ необходимо дополнительно измельчать в мешке.

4. После высыпания одного-двух мешков замеряют уровень ВВ в скважине, чтобы следить за правильным размещением заряда.

При слежавшихся порошкообразных ВВ и попадании неизмельченных кусков ВВ происходит перекрытие скважины выше уровня заряда. В этом случае деревянным шестом ликвидируют полученные пробки (рис. 132).

5. В верхней трети заряда устанавливают второй боевик, концы детонирующего шнура от которого также закрепляют у устья.

6. После этого высыпается оставшееся ВВ и производится забойка скважины.

**Особенности заряжания обводненных скважин.** Заряжание скважин с проточной водой можно производить патронированными шнекованными водостойчивыми ВВ типа аммонита В-3. При этом на дно скважины опускают водостойчивый патрон-боевик, от которого идут две или четыре нитки детонирующего шнура. На эти

нити детонирующего шнура последовательно нанизываются патроны, имеющие в центре осевое отверстие соответствующего диаметра, которые по шнуру опускаются в скважину (рис. 133). Шнур после опускания патрона отцепляется с помощью специального зажима или путем обрыва шпагата на патроне, к которому прикреплен шнур. Можно применять и другие ВВ в жестких или (что лучше) эластичных водостойчивых оболочках. Шнур при таких зарядах располагают сбоку заряда по его длине. Эластичные оболочки позволяют заполнить все сечение скважины и увеличить ее вместимость. После окончания заряжания забойка скважины не делается в течение 15—30 мин, чтобы дать возможность заряду полностью уплотниться в скважине. В противном случае при опускании (уплотнении) ВВ в заряде детонирующий шнур, защемленный забойкой, может оборваться.

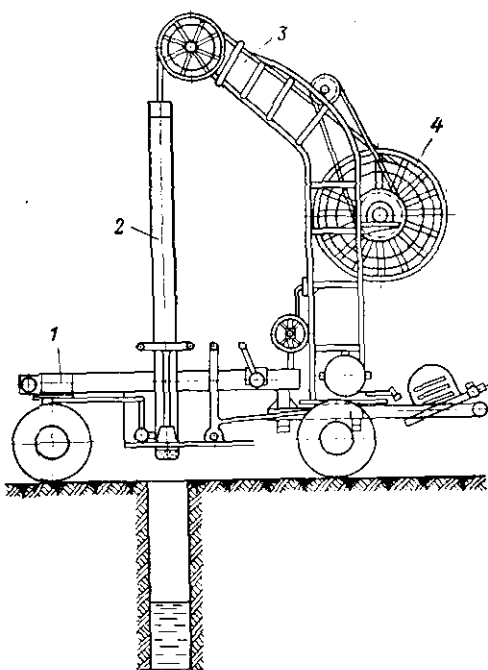


Рис. 134. Установка для откачки воды из скважины перед зарядкой:

1 — тележка; 2 — откачивающее устройство; 3 — мачта; 4 — барабан с шлангом

При зарядании скважин гранулированным водоустойчивым ВВ (гранулол, алюмотол) технология зарядания не отличается от работ в сухих скважинах, однако выдержка скважины перед забойкой обязательна. Применение относительно водоустойчивых ВВ типа зерногранулитов 30/70 и водонаполненных ВВ типа аквагола 65/35 в скважинах с проточной водой недопустимо вследствие вымывания селитры из заряда и снижения его разрушительного действия при взрыве.

Скважины с непроточной водой могут заряжаться по приведенной выше технологии с использованием тех же ВВ, а также с применением горячельющихся ВВ, заряд которых твердеет в скважине в процессе его охлаждения и постепенного заполнения всего сечения скважины. В случае, когда высота столба воды не превышает 20—25% высоты заряда, применяют зерногранулит 30/70, который заряжают по обычной технологии, или водонаполненные ВВ, подаваемые в водонасыщенном виде по шлангу на дно скважины.

Зарядание скважины с непроточной водой достаточно эффективно с применением предварительной откачки воды из скважины погружным насосом (рис. 134), установленным на пневмоходу или специальной автомашине. После осушения скважины в ней размещают заряд менее водоустойчивого или относительно водоустойчивого ВВ, заряжаемого по обычной технологии. Такой заряд может находиться в скважине 5—10 ч и устойчиво детонировать. Применение такой технологии позволяет снизить стоимость взрывания обводненных скважин (пород) и повысить производительность труда.

Камеры заряжают с учетом обводненности пород, и при крупных взрывах разрабатывают проект заполнения камеры взрывчатым веществом.

#### § 84. Забойка шпуров, скважин и камер

Оставшееся после размещения ВВ свободное пространство в шпуре, скважине или камере частично или полностью заполняется забоечным материалом. Наружные заряды покрывают забоечным материалом сверху. После зарядания шпуров, скважин или камер производят забойку, причем первую порцию забоечного материала должен вводить в шпур взрывник, на имя которого выдано разрешение на производство взрывных работ. Остальную часть могут вводить помощники, названные в разрешении и работающие под руководством взрывника. При взрывании скважин и камер с помощью детонирующего шнура это требование необязательно.

Забоечный материал не должен содержать камней, чтобы не повредить средства взрывания, а также исключить возможность образования 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.

Различают полную и неполную забойку. При полной забойке все свободное пространство над зарядом заполняют забоечным материалом до устья шпура или скважины.

Под неполной забойкой понимается такая забойка, когда заполняются от  $\frac{1}{3}$  до  $\frac{1}{2}$  незаряженного объема шпура или скважины. Пустотную забойку выполняют путем введения в шпур или скважину бумажного пыжа на глубину 50—70 см от устья и заполнения нормальной забойкой оставшегося пространства. Повышенный разлет кусков породы не позволяет широко применить неполную забойку зарядов.

На ряде карьеров испытывается метод увеличения эффекта забойки скважин путем размещения в устье небольших запирающих зарядов. Масса такого заряда составляет 10—15 кг зерногранулата 80/20 или гранулола при диаметре заряда 150—250 мм, который взрывается от магистрали детонирующего шнура 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. Эффективность применения запирающих зарядов доказана на практике, и они могут быть рекомендованы для широкой проверки на карьерах.

### § 85. Монтаж взрывной сети и производство взрыва

Взрывную сеть монтируют после окончания всех работ по заряданию и забойке скважин и ухода подсобных рабочих из опасной зоны. При применении огневого взрывания взрываются одиночные заряды, так как взрывная сеть отсутствует.

Монтаж сети при работе с детонирующим шнуром производится следующим образом. Магистраль, состоящая обычно из двух ниток детонирующего шнура, во избежание отказов протягивается вдоль заряженных скважин, на расстоянии 0,3—0,5 м от них. Линии детонирующего шнура при этом соединяются между собой через каждый метр. К магистрали присоединяются детонирующие шнуры, идущие из скважин, внакрутку под прямым углом. Участок скрутки ответвления с магистралью, совпадающий по направлению с ней, должен быть не менее 10 см. Причем ответвления детонирующего шнура из скважины должны иметь одинаковую длину во избежание возможного подбоя. При монтаже магистрали используется детонирующий шнур одной партии и применяется один тип соединения — внакрутку или двойной морской узел.

При применении пиротехнических замедлителей КЗДШ-58 и КЗДШ-62-2 в местах их присоединения к магистрали оставляются специальные окна. При соединении магистрали детонирующего шнура в точке инициирования с капсулем-детонатором или электродетонаторов их связывают вместе.

Схемы монтажа сетей при многорядном к. з. в. приведены в разделе «Многорядное взрывание». После завершения монтажа взрывник еще раз проверяет от конца сети до точки инициирования правильность монтажа.

При взрывании сети из детонирующего шнура огнем способом взрывник после подачи боевого сигнала зажигает контрольную и зажигательные трубки и уходит в укрытие.

**Монтаж сети при применении электродетонаторов.** Взрывная сеть из электродетонаторов в случае их привязывания к детонирующему шнуру, выходящему из скважин, монтируется заранее в зарядном помещении и сматывается на катушку, тем самым сокращается время монтажа на блоке. Магистральные провода, подающие электрический ток к электродетонаторам, разматываются от точки присоединения электродетонаторов к месту укрытия, одни концы провода присоединяются к сети, другие замкнуты до взрыва во избежание случайного взрыва от блуждающих токов.

**Производство взрыва.** При электрическом взрывании взрывники из укрытия проверяют приборами исправность смонтированной сети. В случае ее исправности после боевого сигнала ток подается в сеть от взрывной машинки или минной станции.

#### § 86. Осмотр забоя, ликвидация отказов

После проверки и устранения аварий или повреждений, которые могут произойти в процессе взрыва, ответственный за взрыв, убедившись, что мероприятия по технике безопасности выполнены, дает указание о подаче сигнала «отбой».

Однако бывают случаи отказа зарядов, которые представляют опасность для взрывников, рабочих и оборудования. Основным условием уменьшения отказов при взрывных работах является безупречное ведение взрывных работ хорошо обученными взрывниками и подготовленными рабочими, строго соблюдающими все требования правил безопасности.

При электрическом взрывании в случае отсутствия взрыва при включенном токе следует немедленно отсоединить провода взрывной сети от взрывной машинки и закоротить их. После этого в укрытии или вне зоны действия взрыва проверяется исправность взрывной машинки, магистральных проводов и сростков проводов и все обнаруженные дефекты устраняются; и затем производится повторно взрывание при соблюдении всех необходимых правил.

Взрывник по истечении положенного времени ожидания приходит на место взрыва и устанавливает причину отказов и по возможности обеспечивает их ликвидацию.

Если при работе в забое будет обнаружен отказ, который взрывник не смог обнаружить, об этом надо немедленно поставить в известность руководителей, а работы в забое немедленно прекратить до ликвидации отказа. Члены рабочего коллектива должны знать,

что отказы после взрыва обнаруживаются не всегда, поэтому категорически запрещается вытаскивать из шпуров или скважин торчащие концы проводов или остатки детонирующего или огнепроводного шнура. Торчащие из шнура концы электрических проводов от отказавшего заряда следует испытать на проводимость с соблюдением всех правил безопасности и измерить сопротивление, после чего еще раз произвести взрывание с помощью взрывной машинки.

В случае отказов шпуровых зарядов при взрывании негабарита ликвидацию их производят наружным сосредоточенным зарядом. Для ликвидации отказавших скважинных зарядов применяют следующие методы.

**Повторное взрывание**, если в скважине остались один или оба конца детонирующего шнура, идущие к боевикам. Причина такого отказа может быть в нарушении сети детонирующего шнура из-за неисправного соединения или его внутренних дефектов. Перед повторным взрыванием отказавшего заряда в скважине визуально или с помощью замеров определяют фактическое расположение заряда относительно обнаженных поверхностей уступа. Они должны отличаться не более чем на 10—15% от расчетных по проекту. Если заряд приблизился к поверхности в результате частичного разрушения массива взрывами соседних зарядов, то повторное взрывание **запрещается**, так как это может привести к большому и опасному для рабочих и оборудования разлету кусков породы.

Инициирование концов детонирующего шнура, выходящих из скважины, обычно производится тем же способом, что и при производстве основного взрыва.

**Разборка породы в месте нахождения заряда и его извлечение или вымывание из скважины.** Этот метод применяется, когда в устье скважины не сохранились детонирующие шнуры, идущие к боевикам.

При выполнении заряда из аммиачно-селитренных ВВ (гранулиты, зерногранулиты, гранулотол, алюмотол, водонаполненные ВВ), когда в составе ВВ нет таких компонентов, как гексоген или нитроэфиры, а заряды инициировались детонирующим шнуром и в нем отсутствует капсуль или электродетонатор, разборку породы можно производить экскаватором.

В случае, когда порода в месте расположения скважины не поддается разборке, разрешено постепенно взрывать породу в районе расположения заряда шпуровыми зарядами. При этом они располагаются не ближе 1 м к оси ликвидируемого заряда. Места расположения отдельных шпуров и масса зарядов устанавливаются руководителем взрывных работ.

**Взрывание рядом пробуренной скважины**, которая располагается на расстоянии не менее 3 м от отказавшего заряда. Величину заряда в скважине устанавливает руководитель взрывных работ.

Ликвидация отказавших **камерных зарядов** производится при нормальной л. н. с. путем разборки забойки заряда, введением в него нового боевика и повторным взрыванием. Если же

л. н. с. заряда после взрыва соседних зарядов существенно уменьшилась, то производят разборку забойки и извлечение ВВ. Особую осторожность необходимо соблюдать при извлечении боевиков из зарядов.

Если для извлечения камерного заряда требуется проходить дополнительные выработки, то проект такой ликвидации заряда должен утверждать главный инженер предприятия. Отказавшие шпуровые заряды ликвидируют пробуриванием параллельно отказавшему заряду вспомогательного шпура на расстоянии не ближе 30 см, его заряджанием и взрыванием. Обнаруженные концы проводов электродетонатора, 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 взрывания и производит их ликвидацию. После этого в забое разрешается производство обычных работ.

Если работы по ликвидации отказа не закончены в течение данной смены, то продолжение их может быть поручено взрывнику следующей смены с соответствующей записью в его наряде-путевке. Допуск остальных рабочих может быть разрешен начальником смены, в которую будет производиться ликвидация отказа.

При ликвидации **н а р у ж н ы х** зарядов руками осторожно снимают забойку с заряда, устанавливают новый боевик, зажигательную трубку или электродетонатор, восстанавливают забойку и производят повторное варывание заряда.

## Глава X

### МЕХАНИЗАЦИЯ ЗАРЯЖАНИЯ И ЗАБОЙКИ ПРИ ВЗРЫВАНИИ НА КАРЬЕРАХ

#### § 87. Классификация схем и машин для механизированного заряжания на карьерах

Механизация и организация взрывных работ на карьерах выполняются на основе внедрения принципов независимости процесса заряжания и забойки от других технологических процессов: погрузки, транспорта и т. д. Поэтому необходимо применять такие машины, которые способны без привлечения других средств выполнять комплекс работ по погрузке, разгрузке, перемещению ВВ и заряданию его в зарядную камеру или скважину.

Независимость процессов бурения и взрывания, экскавации и транспорта достигается четким обеспечением взрывчатыми материалами (ВМ) взрываемого блока, заряданием и забойкой взрывных полостей в короткое время. В этой главе рассмотрены только машины и оборудование для механизированного заряжания скважин, как наиболее распространенного способа ведения взрывных работ на карьерах.

На карьерах могут применяться стационарные пункты приготовления ВВ, куда доставляются исходные компоненты (аммиачная селитра, тротил и соляровое масло) в обычных транспортных машинах или конвейером. На пункте, обычно примыкающем к складу ВВ и селитры, из этих компонентов готовят любое ВВ, затем его в готовом виде в однобункерных машинах направляют к месту взрыва (игданит, зерногранулит). Недостаток данной схемы в слабом варьировании свойствами ВВ при зарядании, так как на место взрыва в зарядной машине поступает ВВ одного состава.

Таким способом, например, на стационарных пунктах изготавливается игданит и зерногранулиты. Кроме того, со стационарных пунктов может производиться заправка зарядных машин только исходными компонентами (селитра, соляровое масло, тротил), а изготовление ВВ производится непосредственно в процессе зарядания скважин. При этом пункт для снаряжения машин тротилом должен быть при расходном складе ВВ, а пункт для селитры и солярового масла может быть расположен в любом месте, так как эти

компоненты, как известно, не относятся к ВВ, однако эти пункты удобнее располагать на небольшом расстоянии из соображений быстрого заполнения зарядных машин. И, наконец, при небольших расходах ВВ снаряжение машин взрывчатым веществом может производиться непосредственно на расходных складах. Эта схема наименее

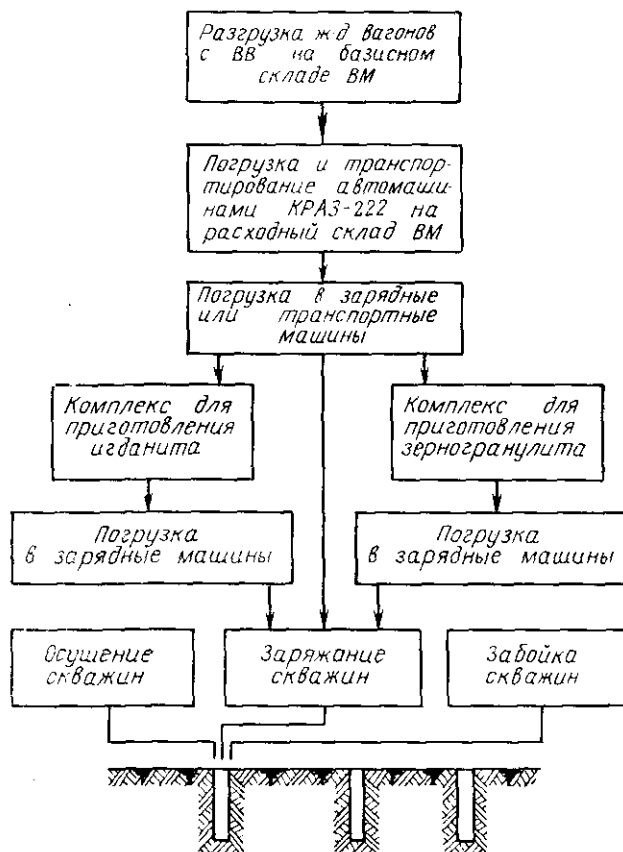


Рис. 135. Механизированные операции при взрывных работах на отдельном карьере большой производительности

производительна, так как снаряжение машин производится фактически вручную. Кроме того, при этой схеме нет возможности изменить состав ВВ в процессе заряжания скважин.

В зависимости от производительности карьеров технологические операции при выполнении механизированной зарядки и забойки скважин несколько отличаются. Принято различать:

1) схемы механизации взрывных работ на крупных карьерах производительностью 20—50 млн. т горной массы;

2) схемы механизации для ведения взрывных работ на карьерах небольшой производительности 50—100 тыс. т.

Схемы механизации и применяемые машины и механизмы различаются в зависимости от типа применяемого ВВ, масштаба производства. Схема операций по механизации взрывных работ для карьеров приведена на рис. 135.

Взрывчатые материалы с базисного склада доставляют на расходный склад, а оттуда в одно- или двухбункерных зарядных машинах — непосредственно на карьер или в транспортных машинах — на стационарный пункт приготовления ВВ и далее в однобункерных машинах — на карьер для механизированного заряжания.

Для карьеров небольшой производительности применение высокопроизводительных механизмов малоэффективно из-за низкого коэффициента использования этих машин. Поэтому на отдельных карьерах небольшой производительности допустимо применять также немеханизированное заряжание и забойку скважин с использованием универсальных машин на перевозке ВВ.

#### **§ 88. Механизация погрузочно-разгрузочных работ на складе взрывчатых материалов**

При погрузочно-разгрузочных работах на базисных складах в последнее время начато внедрение механизированных разгрузки железнодорожных вагонов, транспортирования ВВ в хранилища и операций с ними в хранилищах и загрузки зарядных машин, позволяющих резко увеличить производительность труда. Для транспортирования ВВ по складу используются аккумуляторные погрузчики ЭПВ-1 серии 612 во взрывобезопасном исполнении в сочетании с деревянными двухзаходными поддонами, на которых укладывается штабелем обычно 20—25 мешков с ВВ. Поддоны изготовляют размером 900×1100 мм. В хранилищах они размещаются в один ряд. Расстояние между штабелями ВВ, уложенными на поддоны, 1,5 м.

Применение аккумуляторных погрузчиков в сочетании с поддонами позволило повысить производительность труда рабочих при разгрузочных и погрузочных операциях с ВВ на складах в 6—8 раз и довести ее до 80—120 т в смену.

Заряжание аккумуляторных батарей электропогрузчиков производится в специальном помещении на территории склада.

Вагоны с ВВ подаются мотовозом по железнодорожным путям непосредственно к хранилищам.

Для выгрузки ВВ погрузчиками из вагона в хранилище вдоль железнодорожных путей устанавливаются подъездные рампы. В рампе смонтирован откидной мостик для соединения ее с полом вагона.

Погрузка ВВ на автомобили КРАЗ-222 производится также с помощью погрузчика ЭПВ-1.

В перспективе на базисных складах могут сооружаться бункеры емкостью 200—600 т, предназначенные для механизированной

загрузки их поступающими на склад ВВ и снабженные устройствами-дозаторами для загрузки зарядных машин, а также устройствами против слеживания и перегрева ВВ.

### § 89. Стационарные установки для механизированного приготовления взрывчатых веществ

**Комплексы для приготовления игданитов.** Оборудование комплексов должно обеспечивать высокопроизводительное и безопасное выполнение следующих операций: приемку аммиачной селитры и размещение ее в хранилище; хранение селитры в режиме, исключающем ее излишнее увлажнение и слеживание; подачу селитры в узел приготовления игданита; приготовление игданита и дозированную

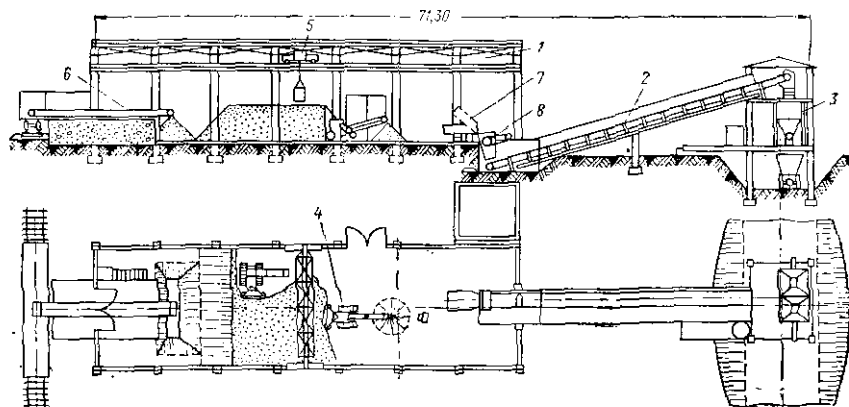


Рис. 136. Комплекс «Кривбасс» для приготовления игданита

погрузку полученного ВВ в зарядные машины. Примером такой стационарной установки для приготовления игданитов является комплекс «Кривбасс», построенный на Северном горнообогатительном комбинате Кривбасса.

Комплекс «Кривбасс» (рис. 136) состоит из прирельсового склада аммиачной селитры 1 емкостью 1000 т, галереи наклонного транспортера 2 и бункерно-смесительного отделения 3. Длина галереи 25 м, угол наклона 14°. Для механизации выгрузки из вагонов и внутрискладских операций (погрузка, перекидка) применяются две машины 4 типа МВС-4. В помещении склада установлен мостовой кран 5 грузоподъемностью 2,5 т, снабженный бадей емкостью 1,5 т, и конвейер 6. В комплекс входит механический опрокид 7 и роторная дробилка 8.

Для создания микроклимата в здании хранения имеются кондиционеры. В галерее установлен ленточный конвейер с лентой шириной 1000 мм, а в бункерно-смесительном отделении — два бункера емкостью 8 м<sup>3</sup> каждый. Компоненты смешиваются в двух шне-

ковых дозаторах-смесителях диаметром 300 мм. Основной запас жидких компонентов хранится в цистерне емкостью 70 м<sup>3</sup>, расположенной на отметке +10 м, что обеспечивает его самотек в промежуточную емкость объемом 5 м<sup>3</sup>. Из промежуточной емкости насосом ОН-2 соляровое масло под давлением 2 кгс/см<sup>2</sup> подается в напорную магистраль к форсункам, вмонтированным в кожух шнека. Распыленное соляровое масло смешивается с аммиачной селитрой и в виде готового ВВ — игданита загружается в транспортно-зарядные машины.

Непрерывное получение оптимального состава игданита АС: ДТ при соотношении компонентов 95 : 5 достигается благодаря тому, что производительность шнека-дозатора практически стабильна и равна 1600 кг/мин, а подача необходимого количества солярового масла регулируется системой вентиляей.

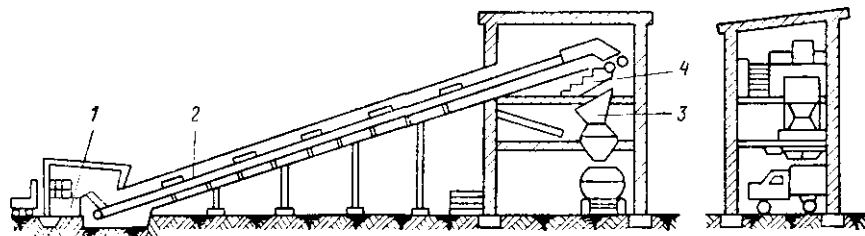


Рис. 137. Механизированная загрузка ВВ в зарядные машины

Все строительные конструкции комплекса выполнены из металлического каркаса, обшитого промышленным шифером ВУ-1. Установленное электрооборудование выполнено во взрывобезопасном исполнении.

**Механизированный пункт растаривания и загрузки ВВ в зарядные машины.** Большое значение для эффективности механизации зарядных работ имеет способ загрузки зарядных машин на территории расходных складов. На некоторых складах имеются механизированные пункты извлечения ВВ из тары и его загрузки в зарядные машины (рис. 137). Доставка ВВ на пункт предусматривается аккумуляторным погрузчиком ЭШ-181 грузоподъемностью 1000 кг.

Погрузчик опускает мешки с ВВ на площадку 1 у концевой части наклонного ленточного конвейера 2. Отсюда мешки поступают на ленту, поднимаются на верхнюю площадку и при спуске с конвейера захватываются приводными роликами с дисковыми ножами, которые измельчают ВВ и одновременно разрезают бумажную тару. Через виброрешетку 4 ВВ просыпается в приемный бункер 3, а бумажная упаковка вспомогательным конвейером направляется в деревянный ларь. Выпускные отверстия приемного бункера оборудованы затворами.

Доставка ВВ с пункта до места взрывов производится в специально оборудованных однобункерных автомашинах. Такой пункт

может иметь два бункера, в один из которых подается тротил, а во второй — аммиачная селитра, а также имеется емкость с соляровым маслом. Этими компонентами заправляются двухбункерные машины, а затем на месте взрыва из компонентов создается и применяется для зарядки любое ВВ от игданита до гранулолола.

### § 90. Машины для механизированного заряжания скважин

При создании машин применяются в основном два способа механизированного заряжания скважин — механический и пневматический. Наиболее простым из механических является способ, основанный на шнековой или самотечной доставке и уплотнении ВВ в скважине под действием собственного веса.

Разработано несколько конструкций машин для заряжания скважин.

**Машина для заряжания гранулированных ВВ СУЗН-2** (рис. 138) конструкции НИПИГормаш смонтирована на базе КРАЗ-222, имеет бункер 1 с двумя секциями для различных ВВ емкостью 8 м<sup>3</sup>, продольный 2 и поперечный 3 шнеки и бункер-дозатор 4. ВВ из основных бункеров продольным шнеком доставляется до поперечного шнека, а последний подает его в дозатор, расположенный сбоку от продольной оси машины. Такое расположение дозатора обеспечивает удобство заряжания и повышает маневренность при установке машин над устьем скважин. Установкой СУЗН-2 ВВ в скважину подается непрерывным потоком. С помощью этих машин можно заряжать скважины как готовыми ВВ (игданит, гранулит, зерногранулит), так и зерногранулитом, создаваемым в процессе заряжания. В этом случае один бункер наполняется тротилом, а другой — аммиачной селитрой.

**Транспортно-зарядная машина ТЗМ-1** (рис. 139) позволяет за 3 мин с учетом переезда от скважины к скважине зарядить 300—500 кг ВВ. Кузов 1 машины ТЗМ-1 для разгрузки бункера наклоняется и ВВ к скважине подается самотеком, а дозирование ВВ осуществляется вручную с использованием шибберных заслонок и мерных воронок. Воронка-дозатор 2 шарнирно прикреплена к заднему борту. Имеется возможность перемещать дозатор (показано стрелками) вдоль взаимно перпендикулярных стержневых направляющих 3 на 60 см, что позволяет быстрее совместить ось дозатора с осью скважин, не производя маневров машиной. На внутренней стенке воронки-дозатора сделана градуировка, позволяющая осуществлять дозирование ВВ с точностью до 5,0 кг. Емкость дозатора 160 кг. Такими машинами можно производить заряжание только готовых ВВ (игданита, гранулитов, зерногранулитов и т. д.). Машину обслуживают два человека.

**Машины для механизированного приготовления и заряжания игданита** отличаются от описанных выше тем, что на них смонтирована дополнительно емкость для солярового масла, из которой оно насосом дозированно подается к форсункам, расположенным в бункере-смесителе, куда из бункера подается гранулированная

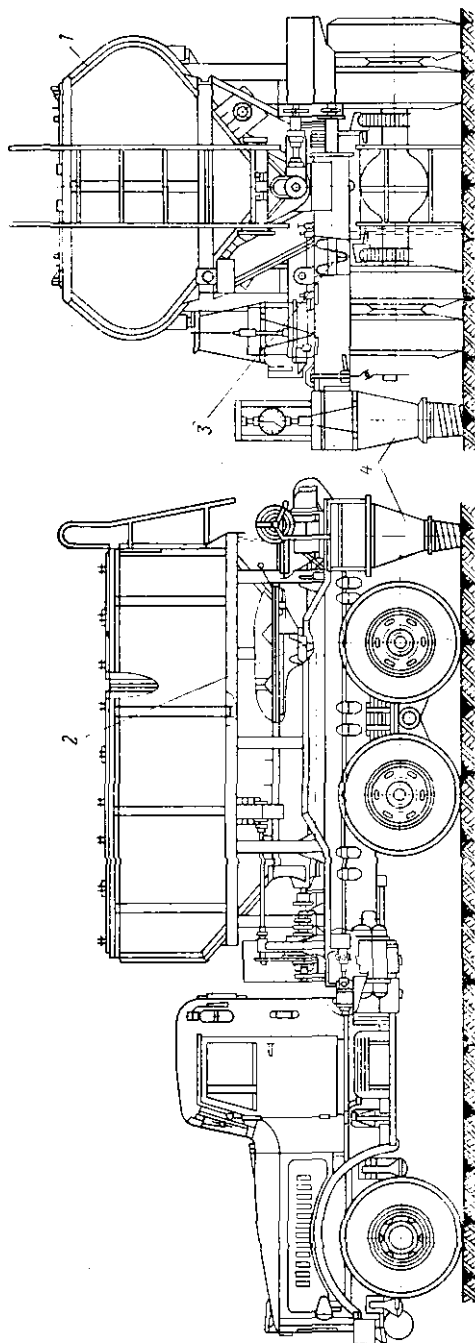


Рис. 138. Зарядная машина СУЗН-2

аммиачная селитра, тоже в дозированных количествах. После смещения затвор бункера открывается, и игданит ссыпается по рукаву в скважину.

**Пневматический способ зарядания** основан на пневмотранспорте россыпных ВВ по трубопроводу (нагнетательному шлангу) в скважину. При этом за счет кинетической энергии движения ВВ происходит его уплотнение в скважине. Пневматическое нагнетание россыпных ВВ в скважины осуществляется по двум принципиальным схемам.

По первой схеме (рис. 140, а) конец нагнетательного рукава лишь вставлен в устье скважины, гранулы ВВ после выхода из рукава сначала с большой, а затем со все меньшей скоростью

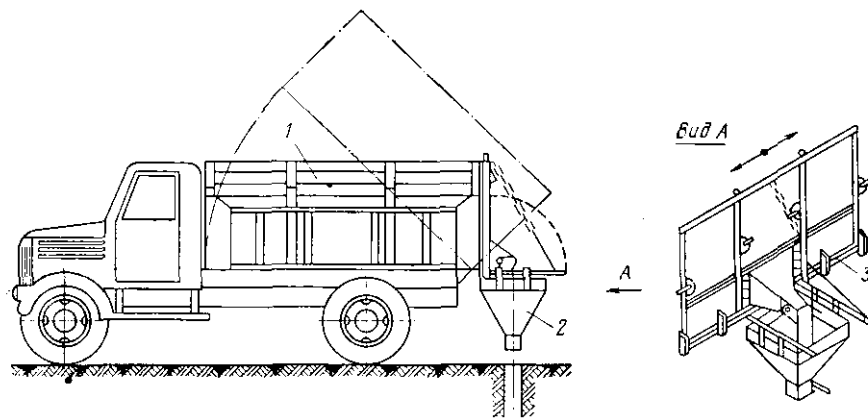


Рис. 139. Транспортно-зарядная машина ТЗМ-1

проходят от устья до забоя скважины, где они оседают, образуя заряд. По мере заполнения скважины ВВ расстояние от конца зарядного рукава до образующегося в скважине заряда уменьшается, а скорость гранул ВВ в момент встречи с зарядом возрастает, что способствует увеличению плотности заряда в верхних частях скважины. Такой способ зарядания не обеспечивает регулирования плотности укладки ВВ по высоте скважины.

По второй схеме (рис. 140, б) в скважину на всю глубину вводят нагнетательный шланг. Для получения высокой и равномерной плотности по всей глубине скважины расстояние от конца шланга до забоя скважины в процессе зарядания сохраняется постоянным. По такой схеме на карьерах можно зарядать с одной установки зарядного агрегата группу скважин, что значительно сокращает время на вспомогательные операции при зарядании. В случае необходимости можно регулировать плотность зарядания по высоте скважины при постоянной производительности установки

и концентрации потока путем изменения расстояния от среза шланга до поверхности заряда ВВ.

Последняя схема подачи ВВ в скважину использована в зарядном агрегате УЗС. Установка смонтирована на базе автомобиля КРАЗ-222 грузоподъемностью 10 т и состоит из двух бункеров, шнека, дозатора и компрессора (производительность 3 м<sup>3</sup>/мин, давление 3 кгс/см<sup>2</sup>). Два бункера (по 3 т каждый) предназначены для загрузки их различными ВВ. Подача ВВ из бункера в дозатор производится общим для обоих бункеров шнеком. В дозатор засыпается определенное количество ВВ, после чего горловина дозатора герметически закрывается коническим клапаном; в дозатор подается сжатый воздух, и ВВ по зарядному рукаву длиной 10 м поступает в скважину. Производительность установки 10 кг/мин (с учетом времени на выполнение всех вспомогательных операций).

**Пневмозаряжающая машина СУЗН-5** (рис. 141, 142), смонтированная на базе автомобиля КРАЗ-258, предназначена для приготовления различных смесей ВВ (игданита, зерногранулита с любым соотношением селитры и тротила) и заряжания ими сухих и обводненных скважин.

Для одновременного транспортирования двух различных ВВ или составных компонентов ВВ бункер машины разделен на два отсека продольной перегородкой. Внизу бункера устроены два корыта со шнеками, подающими из каждого бункера в питатель различные компоненты или ВВ. Питатель состоит из корпуса из нержавеющей стали и ротора с лопатками. При вращении ротора ВВ поступает в нижнюю часть корпуса питателя, откуда сжатым воздухом по гибкому шлангу длиной 10—15 м транспортируется в скважину. Работой машины при зарядании управляет взрывник-оператор, а второй взрывник следит в это время за процессом зарядания. Техническая производительность машины 150 кг/мин. Сменная производительность изменяется в широких пределах в зависимости от длины пути от склада ВВ до места взрыва.

Важным преимуществом двухбункерных машин СУЗН-5 является возможность получения на складе ВВ не готовых ВВ, а их компонентов — тротила и селитры — и создания в процессе зарядания на блоке любого ВВ. Это позволяет более гибко изменять взрывчатые характеристики применяемых ВВ в зависимости от свойств взрываемых пород и степени обводнения скважин, а также получить

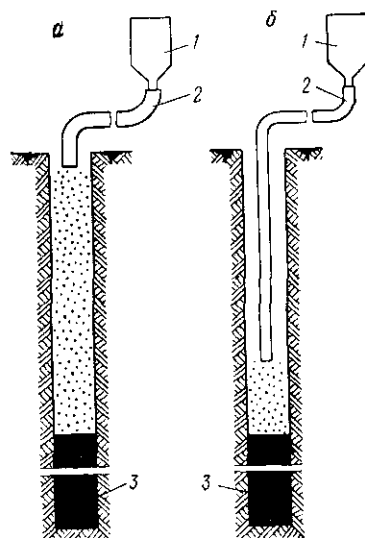


Рис. 140. Принципиальные схемы пневматического зарядания ВВ в скважины:

1 — дозатор; 2 — рукав; 3 — ВВ

существенную экономию за счет снижения транспортных расходов по доставке аммиачной селитры, как невзрывчатого соединения, на склады ВВ. При этом стоимость приготовленного на месте ВВ



Рис. 141. Общий вид зарядной машины СУЗН-5

снижается на 15—20%. Успешное развитие этого направления в области создания машин для механизированного заряжания скважин может существенно упростить требования к ассортименту выпускаемых промышленных ВВ для карьеров.

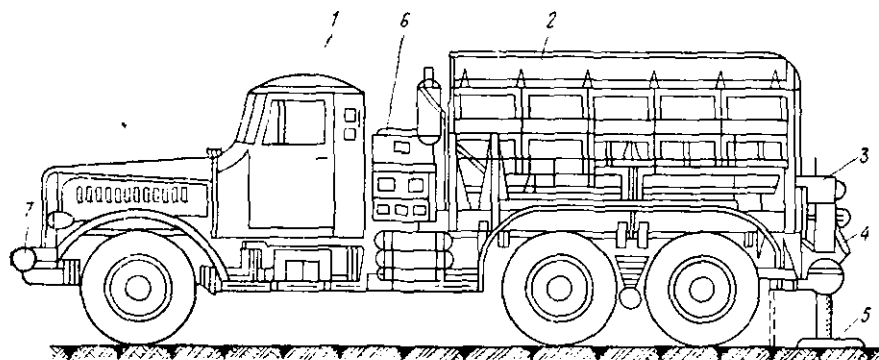


Рис. 142. Принципиальная схема зарядной машины СУЗН-5:

1 — кабина; 2 — бункер; 3 — шнеки; 4 — питатель; 5 — шланг подачи ВВ; 6 — пульт управления; 7 — искрогаситель

**Машины для заряжания водонаполненных ВВ.** Институтом Гипроникель создана зарядная машина «Акватол-1м», которая снаряжается сухим акватолом, а водосовмещение производится на месте

заряжания в смесительной установке. Горячая вода для этого размещается в специальной цистерне емкостью 1,5 м<sup>3</sup>. Техническая производительность машины 3,6 т/ч, среднесменная — 4—5 т.

Созданы опытные комплексы для заряжания горячелюющих ВВ, состоящие из стационарной емкости, в которой содержится горячий (80—85° С) насыщенный раствор аммиачной селитры, и транспортно-зарядной машины с теплоизолированной цистерной, которая на складе заполняется сначала сухой смесью, а затем дополняется горячим раствором селитры. В процессе доставки смеси к месту взрыва происходит равномерное перемешивание компонентов. На месте взрыва ВВ по шлангу подается в скважину под столб воды.

Температура смеси должна поддерживаться не ниже 70—80° С, так как иначе она теряет текучесть и производительность заряжания резко снижается.

Техника и технология приготовления и заряжания водонаполненных ВВ находятся в настоящее время в стадии промышленного освоения и изучения и быстро совершенствуются.

На отечественных карьерах все большее применение находят водонаполненные ВВ, обладающие большей, по сравнению с обычными ВВ, объемной концентрацией энергии за счет высокой плотности заряда в скважине (1,4—1,5 г/см<sup>3</sup>).

Так, в институте ВНИИЦветмет разработан и изготовлен на одном из крупных комбинатов цветной металлургии механизированный комплекс для заряжания водонаполненного акватол, состоящий из стационарной смесительной установки (рис. 143) и транспортно-зарядной машины (рис. 144).

Сухая смесь компонентов через вибросито поступает в бункер-дозатор, откуда шнеком подается в барабанно-лопастной смеситель; в смеситель одновременно подается горячая вода. Готовый акватол из смесителя подается в накопительную цистерну, откуда шнеком с под давлением сжатым воздухом подается для заполнения емкостей транспортно-зарядных машин.

Акватол, приготовленный в стационарной установке, загружается в цистерну зарядной машины, расположенную в обогреваемом кузове, и подается через специальный пневмодозатор с помощью

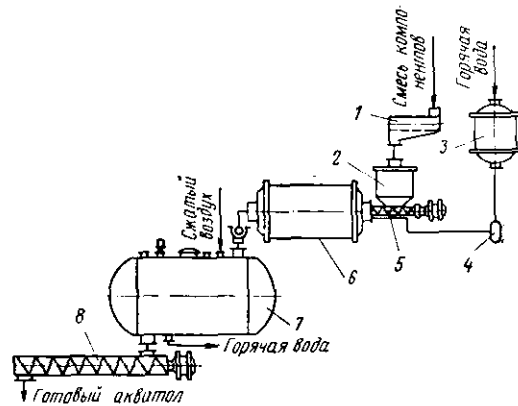


Рис. 143. Стационарная смесительная установка для приготовления водонаполненных ВВ:

1 — вибросито; 2 — бункер; 3 — бак с горячей водой; 4 — шестеренчатый насос; 5 — шнек; 6 — смеситель; 7 — накопительная емкость; 8 — шнек выгрузки готового ВВ

сжатого воздуха давлением  $1,5-2 \text{ кгс/см}^2$  по резиновому шлангу на забой скважины, под столб воды. При заполнении скважин акватол хорошо укладывается, вытесняя при этом воду из нижней части скважины.

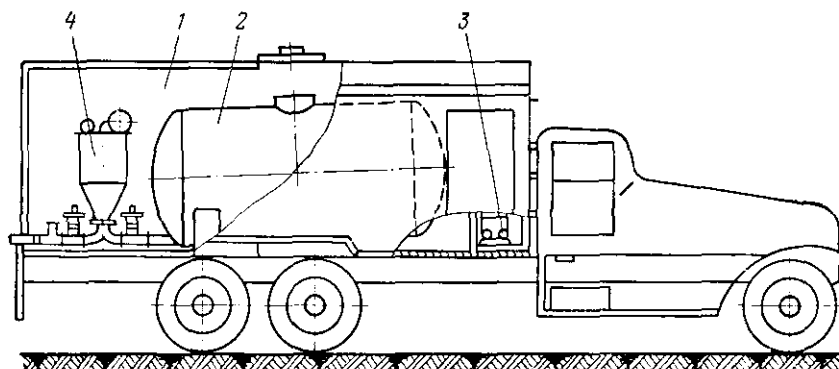


Рис. 144. Транспортно-зарядная машина для водонаполненных ВВ:  
1 — изотермический фургон; 2 — цистерна; 3 — компрессор; 4 — дозатор

Комбинированная система «Алтай» состоит из комплексов базисного склада, открытых и подземных работ, связанных между собой с помощью доставочно-зарядных автосамосвалов «Универсал-1». Комплекс базисного склада (рис. 145) включает вакуум-компрессорную станцию с двумя компрессорами ВК-11 и вакуум-насосами

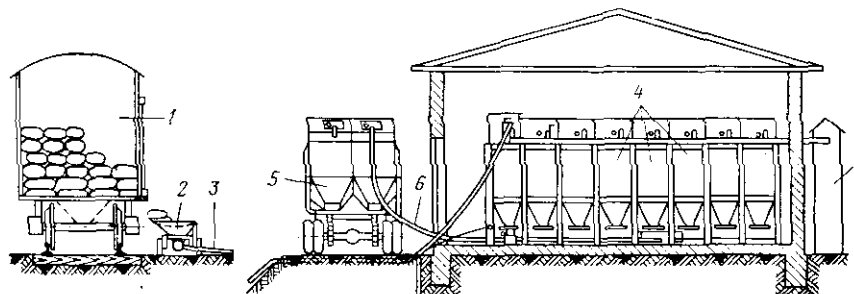


Рис. 145. Комплекс базисного склада стационарной комбинированной системы «Алтай»

ВВН-50, от которых проложены трубопроводы к разгрузочной площадке. Разгрузка мешков с ВВ и перегрузка ВВ производится из вагонов МПС I с помощью растаривателей-пневмопогрузчиков 2 типа РПП-1, транспортирующих гранулированные ВВ по трубопроводу 3 на расстояние до 400 м непосредственно в бункера 4 хранения.

При расстоянии базисного склада от железнодорожных путей более 400 м транспортирование ВВ производится с помощью автомашин «Универсал».

При выгрузке ВВ из хранилищ автосамосвал 5 типа «Универсал-1» загружается из бункеров по трубопроводу 6 самоходным дозатором МПД. В хранилищах установлены в разборных рамах бункера емкостью 5 м<sup>3</sup> каждый. Для пылеулавливания при загрузке бункеров служит вынесенная за пределы хранилища батарея фильтров 7.

Линию базисного склада проектной производительностью 150 т/смену обслуживает бригада из шести человек. Производительность растаривателя при длине пневмотранспортирования 180 м достигает 250 кг/мин, а самоходного дозатора при разгрузке ВВ из бункеров — до 400 кг/мин при использовании передвижных компрессоров ДК-9.

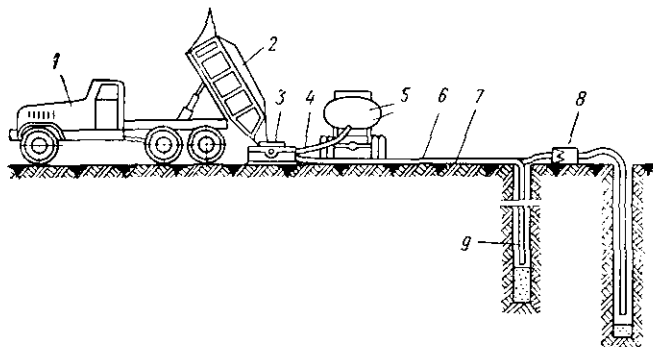


Рис. 146. Линия открытых работ системы «Алтай»

Линия открытых работ (рис. 146) предназначена для зарядания сухих и обводненных скважин гранулитами, зерногранулитами, граммоналами, игданитом и водонаполненными ВВ. Два последних ВВ готовят в процессе зарядания. У заряжаемого блока на автосамосвале 1 типа «Универсал-1» поднимается кузов, в котором закреплены два бункера 2. На течках бункеров устанавливаются унифицированные дозаторы 3 типа МПД, присоединенные к карьерной пневматической сети или передвижному компрессору. При зарядании скважин игданитом или водонаполненными ВВ к дозатору 3 присоединяется гидронасос, жидкость в который поступает по шлангу 4 от автоцистерны 5 с соляровым маслом или горячей водой. Сухие ВВ и жидкость подаются в скважины отдельно по трубопроводам 6 и 7 до смесителя 8, установленного на определенном расстоянии от конца зарядного шланга 9.

Зарядные машины с автоматическим управлением работой дозаторов АЗМ и СУЗН-5АМ в настоящее время разработаны, изготовлены и внедрены в тресте Кривбассвзрывпром. Машины предназначены для зарядания сухих и обводненных скважин всеми видами готовых ВВ, применяемых на открытых работах. Эти машины отличаются

от других зарядных машин, в том числе от выпускаемых серийно МЗС-1м и СУЗН-5А, более высокой производительностью, удобством в обслуживании, точным учетом расходуемого ВВ, полным использованием грузоподъемности автомобиля, отсутствием пылеобразования и шума при работе (табл. 46).

Таблица 46

Технические показатели зарядных машин

Показатели	АЗМ	МЗС-1м	СУЗН-5АМ	СУЗН-5А
Емкость бункера, м <sup>3</sup> . . . . .	7	4	10,5	8,2
Техническая производительность, кг/мин . . . . .	550	80	350	270
Сменная производительность, т . . . . .	35	12	40	24
Давление сжатого воздуха в системе транспортирования ВВ, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	1,2	1,2	1,2	8
Дальность транспортирования ВВ, м . . . . .	До 5	—	До 5	До 25
Диаметр зарядного шланга, мм . . . . .	125	—	125	50
Базовый автомобиль . . . . .	МАЗ-509П	МАЗ-509П	КрАЗ-256	КрАЗ-256
Коэффициент использования грузоподъемности при объемной плотности ВВ 0,9 т/м <sup>3</sup> . . . . .	0,9	0,46	0,8	0,6

Машина АЗМ выполнена на шасси автомобиля 1 (рис. 147) бункером 2 емкостью 7 м<sup>3</sup> с двумя люками для загрузки ВВ. В нижней части к бункеру крепится дозатор 3 емкостью 100 кг. В дозаторе имеется смотровое окно для наблюдения за его наполнением. Приемная воронка дозатора в месте его соединения с бункером перекрывается клапаном 4. Приводом клапана дозатора служит пневмоцилиндр 5 двустороннего действия, поршень которого соединен с клапаном штоком.

В верхней части дозатора размещен датчик 6 уровня ВВ, который оборудован вибрационным устройством и контактами для подачи команды в цепь автоматического управления. Из дозатора в скважину ВВ подается сжатым воздухом под давлением 1,2 кгс/см<sup>2</sup>, для чего на раме машины установлены компрессор 7 типа РК-4 и ресивер 8. Компрессор приводится в действие от коробки отбора мощности автомобиля. На раме со стороны водителя установлен пульт управления 9, на котором смонтирована аппаратура управления зарядным устройством. Течка дозатора соединена с зарядным шлангом 10, который с помощью троса поворотного кронштейна 11 подвешивается в транспортное и рабочее положения.

Пневмоэлектрическая схема цепи аппаратов автоматического управления работой дозатора включает циклопрограммное устрой-

ство 12, промежуточные реле 13, 14 и 15, пневмораспределитель 16, концевой золотник 17, пневмодиафрагменный переключатель 18, заслонку 19 продувки дозатора, электроконтактный манометр 20. Циклопрограммное устройство состоит из цифрового программного диска электроконтактной системы и механизма отсчета и фиксации

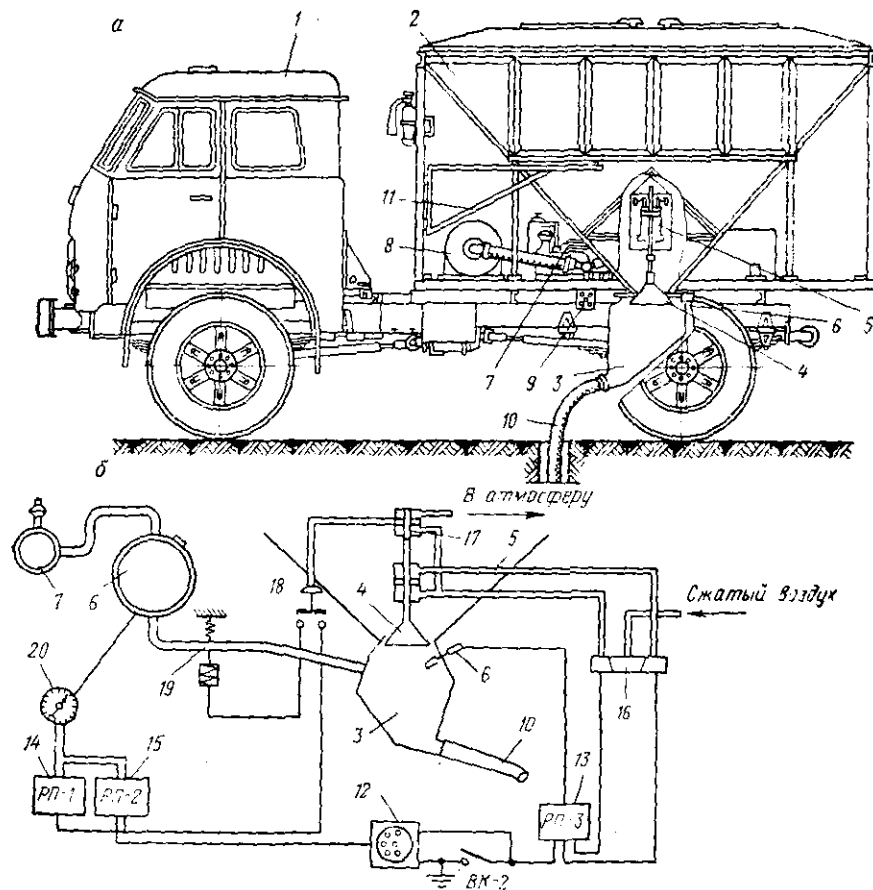


Рис. 147. Автоматизированная зарядная машина АЗМ (а) и цепь аппаратов автоматического управления работой дозатора (б)

циклов. Пневмоэлектрическая схема питается электроэнергией от аккумулятора, а сжатым воздухом — от пневмосистемы торможения автомобиля.

Принцип работы зарядной машины АЗМ заключается в следующем. У подготовленной к заряданию машины включают в работу компрессор и подают электрический ток и сжатый воздух в схему автоматического управления работой дозатора. Схема приводится в рабочее состояние, при этом автоматически включается в работу

датчик 6 уровня ВВ и срабатывает соленоид открывания пневмораспределителя 16. Сжатый воздух через распределитель поступает в верхнюю часть пневмоцилиндра 5 и толкает поршень вниз, отключая клапан 4 дозатора. На цифровом диске циклопрограммного устройства 12 набирают цифру — требуемое число доз ВВ для зарядки скважины.

ВВ через открытую приемную воронку поступает в дозатор и заполняет его. При наполнении дозатора вибрационное устройство датчика 6 затормаживается, в результате чего замыкаются контакты и закрывается пневмораспределитель 16. Теперь сжатый воздух поступает через пневмораспределитель в нижнюю часть пневмоцилиндра 5, толкает поршень вверх и закрывает клапан. За время наполнения дозатора и его герметизации компрессор 7 накачивает в ресивер 8 сжатый воздух до давления 1,2 кгс/см<sup>2</sup>, которое фиксируется электроконтактным манометром 20. При этом замыкаются верхние электрические контакты ЗКД (закрытия клапана дозатора), включается реле 14 и открывается заслонка 19 продувки дозатора. Сжатый воздух из ресивера 8 через открытую заслонку 19 поступает в дозатор 3 и выбрасывает ВВ в скважину.

После полного освобождения дозатора от ВВ давление в ресивере падает до нуля, при этом манометр размыкает подвижные контакты и замыкает неподвижные. Подвижные контакты обесточивают реле 14, которое, в свою очередь, обесточивает соленоид заслонки 19, и пружина закрывает ее. Неподвижные контакты включают реле 15, через контакты которого циклопрограммное устройство отсчитывает выполнение одного цикла работы. Одновременно при выгрузке ВВ из дозатора растормаживается вибрационный механизм и датчик 6 запускается в работу. Электрические контакты датчика размыкаются, реле 13 обесточивается и срабатывает соленоид открывания пневмораспределителя 16. Сжатый воздух поступает в верхнюю часть пневмоцилиндра 5, открывается клапан 4 дозатора и цикл повторяется. После отработки заданной программы (числа доз) схема автоматически приходит в рабочее состояние.

Для загрузки в скважину неполной дозы ВВ необходимо на циклопрограммном устройстве набрать цифру 1 и через окно наблюдать за наполнением дозатора по шкале, градуированной в килограммах. Затем нажатием кнопки включателя (ВК-2) запускают схему в работу.

На АЗМ предусмотрено ручное дублирование автоматической схемы работы дозатора. За 1971 г. машинами АЗМ заряжено более 3000 т ВВ. Машины показали высокие технико-эксплуатационные качества. Экономический эффект от внедрения одной зарядной машины АЗМ составляет 15000 руб. в год по сравнению с МЗС-1м.

Серийно выпускаемые зарядные машины СУЗН-5А имеют ряд недостатков: большие погрешности учета расхода ВВ; сравнительно невысокую производительность зарядки; большой шум в процессе зарядки, создаваемый поршневым компрессором; необходимость высокого давления (до 8 кгс/см<sup>2</sup>) для подачи ВВ из зарядного шланга;

большое пылеобразование при выходе ВВ из шланга; невозможность полной очистки узлов от остатков ВВ после работы.

В тресте Кривбассвзрывпром на основе положительного опыта работы машины АЗМ реконструировали зарядную машину СУЗН-5А, названную после модернизации СУЗН-5АМ. Емкость бункера увеличена на 2,3 м<sup>3</sup>, громоздкие поршневые компрессоры заменены

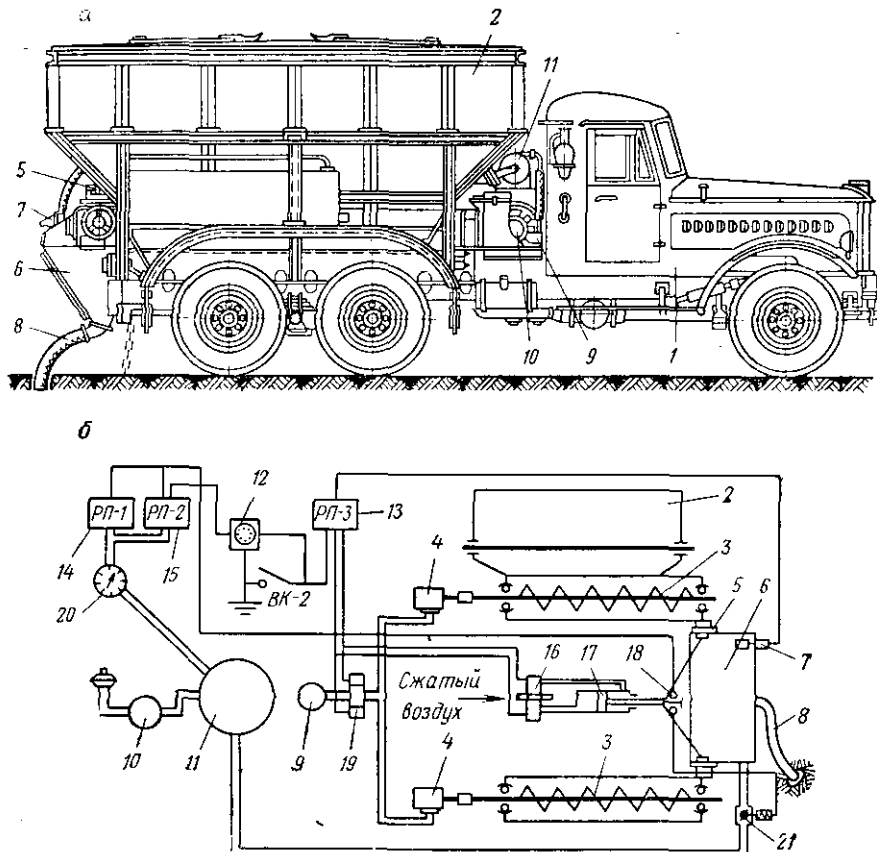


Рис. 148. Автоматизированная зарядная машина СУЗН-5АМ (а) и цепь аппаратов автоматического управления работой дозатора (б)

малощумными ротационными компрессорами РК-6, вместо шлюзового питателя установлен дозатор с автоматическим управлением, усовершенствована пневмогидросхема автомашинны (рис. 148). На шасси автомобиля 1 типа КраЗ-256 смонтирован бункер 2 емкостью 10,5 м<sup>3</sup>, в нижней части которого размещены шнеки 3 и их приводные гидродвигатели 4. К окнам корыт шнеков крепятся шибберные заслонки 5 и дозатор 6 емкостью 200 кг. В верхней части дозатора установлен датчик 7 уровня ВВ, а в нижней на патрубок надет

зарядный шланг 8. Между кабиной автомобиля и бункером смонтированы гидронасос 9, ротационный компрессор 10 и ресивер 11. Гидропневмоэлектрическая схема цепи аппаратов автоматического управления работой дозатора состоит из циклопрограммного устройства 12, промежуточных реле 13, 14 и 15, пневмораспределителя 16, пневмоцилиндра шибберных заслонок 17, концевых контактов 18, гидропереключателя 19, электроконтактного манометра 20, клапана продувки дозатора 21.

Принцип работы схемы такой же, как в машине АЗМ, с той лишь разницей, что в общую схему автоматического управления включены гидродвигатели шнеков, которые автоматически включаются в работу при открытии шибберных заслонок и отключаются при их закрытии. Скважины неполной дозой ВВ заряжают так же, как при работе АЗМ.

Наилучшие результаты использования зарядных машин АЗМ и СУЗН-5АМ могут быть достигнуты только при наличии установки для быстрой их заправки ВВ. При этом экономическая эффективность от внедрения каждой из указанных машин может достигнуть 40 тыс. руб. в год.

#### § 91. Машины для механизированной забойки скважин

Забойка заряженных скважин может осуществляться специальными забоечными машинами СУЗН-1 и ЗС-1Б (рис. 149), предназначенными для транспортирования и механизированной подачи песка или другого забоечного материала в скважины. Подача забойки в скважины производится с помощью шнека.

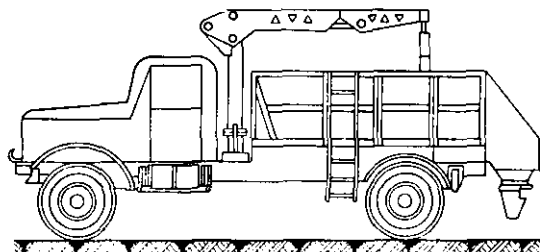


Рис. 149. Машина ЗС-1Б для забойки скважин

В качестве забоечного материала при механизированной забойке скважин машинами СУЗН-1 и ЗС-1Б может использоваться несвязный, хорошо сыпучий материал. Не следует применять для забойки сильно увлажненный с большим содержанием глинистых частиц материал, так как он образует своды в бункерах, зависает над выпускными точками, а в зимнее время смерзается.

На промежуточные склады забойка доставляется в думпкарах или автосамосвалах. В бункера забоечных машин материал загружают экскаваторами небольшой производительности или тракторными погрузчиками. Забойку скважин на карьерах Кривбасса, комбината Ураласбест и др. производят отходами обогатительных

фабрик крупностью 0—25 мм. Загрузка установок производится экскаваторами на отвале отходов. Расстояние транспортирования забоечного материала от пункта загрузки до взрываемых блоков 6—12 км. В гололедицу установки используются для посыпки карьерных дорог. Время заполнения забойкой одной скважины составляет 30—40 с. Среднее время забойки одной скважины 6—7 мин.

Применение установок СУЗН-1 обеспечивает повышение производительности труда на забойке скважин в 3 раза и снижает стоимость в 2 раза по сравнению с ручной забойкой.

Институтом Гипроуглеавтоматизация разработана и на Малаховском заводе изготовлена машина ЗС-1Б, предназначенная для забойки взрывных скважин в карьере песком, мелким щебнем или хвостами обогатительных фабрик. В машине имеется собственный кран с грейфером для загрузки забоечного материала в бункер.

Техническая производительность забоечной машины ЗС-1Б с учетом вспомогательных операций — 13,6 т/ч.

## § 92. Машины для осушения скважин

В весенний период, а также на карьерах со значительной водообильностью большая часть скважины бывает заполнена грунтовыми водами, что требует применения для заряжания скважин хорошо тонущих водостойких, но дорогих ВВ типа гранулированного тротила и алюмотола. При их применении выделяется значительное количество ядовитых газов. В этих случаях рекомендуется применять зерногранулит 79/21, стоимость которого ниже при достаточной мощности. Он прост в обращении, надежно детонирует от двух нитей детонирующего шнура, случаев неполноты детонации не наблюдается.

Однако зарядание этим ВВ обводненных скважин невозможно из-за его плохой потопляемости. В этой связи на карьерах применяют различные установки для удаления воды из скважины непосредственно перед заряданием. Одна из наиболее простых осушительных установок показана на рис. 150, она имеет следующую характеристику:

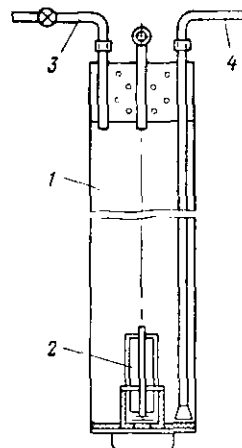


Рис. 150. Погружное устройство для осушения взрывных скважин

Объем внутренней полости, л . . . . .	35—50
Масса установки, кг . . . . .	15—20
Производительность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	6—10
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	1,5
Длина установки, мм . . . . .	1500—1800
Диаметр скважины, мм . . . . .	250

Для удаления воды из скважины устройство опускается на забой скважины. Трехходовой кран сообщает корпус 1 с атмосферой,

и через клапанную коробку 2 вода заполняет полость корпуса. Поворотом трехходового крана в корпус по шлангу 3 подается сжатый воздух, а по трубе и шлангу 4 вода вытесняется на поверхность.

Один компрессор ВКС-5 производительностью 5 м<sup>3</sup>/мин и давлением 5 кгс/см<sup>2</sup> обеспечивает работу трех погружных устройств.

На комбинате Ураласбест применяется водоотливный агрегат для осушения скважин перед взрывом (рис. 151).

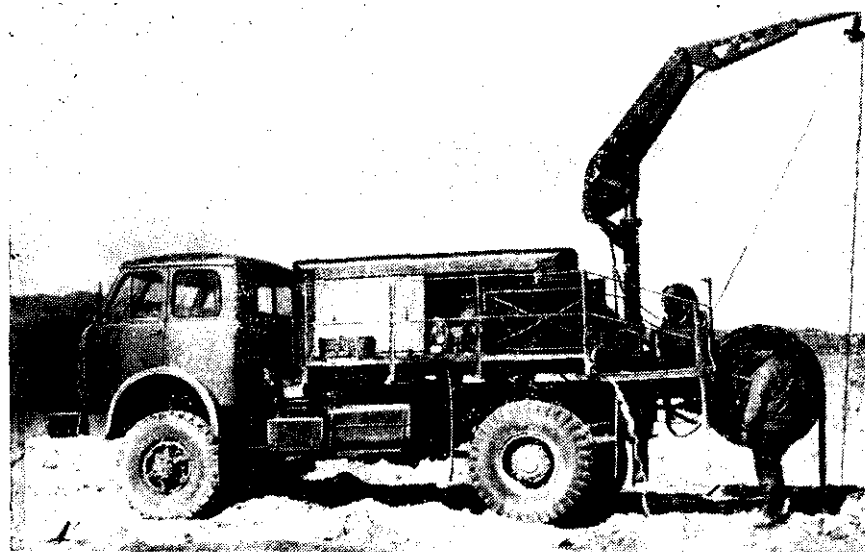


Рис. 151. Водоотливный агрегат для осушения скважин

Агрегат смонтирован на базе автомашины, на раме которой установлен компрессор ВКС-5, а в задней части имеется барабан со шлангом, на корпус которого подвешен погружной насос. Насос со шлангом опускается и поднимается из скважины специальным краном-укосиной. Трос крана перемещается соосно со шлангом. Наезд на скважину рассчитывается таким образом, чтобы ее устье оказалось в передней части рамы под погружным устройством.

Средняя производительность установки 10 скважин в час. Осушенную скважину заряжают немедленно, чтобы исключить ее наполнение водой.

При зарядании скважин машины для осушения скважин, зарядные и забочные работают одновременно на заряжаемом блоке. Это позволяет быстро осушить скважину, зарядить ее более дешевым и менее водостойчивым ВВ и произвести качественную и быструю забойку, что обеспечивает получение хороших результатов взрыва при большой экономической эффективности такого способа механизации взрывных работ.

## Глава XI

### МЕТОДЫ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

При разработке месторождений открытым способом встречаются различные геологические условия, разная мощность пластов полезных ископаемых, применяются различные способы добывания полезных ископаемых, с использованием различных машин и технологии переработки. Разнообразие горногеологических и технических условий разработки требует применения на карьерах различных методов ведения взрывных работ.

В настоящее время на карьерах применяют следующие методы взрывных работ: шпуровых зарядов, скважинных зарядов, котловых зарядов, камерных зарядов, накладных зарядов.

#### § 93. Метод шпуровых зарядов

**Параметры расположения шпуров.** На карьерах шпуровой метод применяется при небольших объемах работ, раздельной (селективной) выемке и малой мощности месторождения полезного ископаемого, добыче крупных блоков строительного и отделочного камня, разработке особо ценных полезных ископаемых в тех случаях, когда требуется сохранить структуру ископаемого или не допустить излишнего его измельчения, для дробления негабаритов и рыхления мерзлоты. Вертикальные (рис. 152, а), наклонные (рис. 152, б) или горизонтальные (слабонаклонные) (рис. 152, в) шпуры диаметром от 32 до 70 мм и глубиной до 3—5 м на карьерах бурят ручными или установленными на легких каретках перфораторами.

По длине шпуры различают: до 1,5 — мелкие, от 1,5 до 2,5 м — средние, от 2,5 до 5 м — глубокие.

В зависимости от свойств взрываемой породы и требуемого объема взрыва шпуры на уступе располагают в один или несколько рядов. В крепких породах для лучшего отрыва породы шпуры бурят с перобуром, составляющим 10—15% высоты уступа. Если в подошве уступа залегают более слабые породы, то шпуры бурят на глубину, равную высоте уступа. При наличии в подошве уступа глинистых прослоев шпуры недобуривают до этого слоя на 15—20 см.

Расстояние между шпурами в ряду должно быть таким, чтобы исключить повреждение зарядов, взрывааемых с замедлениями.

При огневом взрывании расстояние между шпурами в ряду принимают

$$a = (1,2 \div 1,5) W, \text{ м}; \quad (\text{XI.1})$$

при электрическом взрывании и взрывании с помощью детонирующего шнура

$$a = (0,8 \div 1,3) W, \text{ м}. \quad (\text{XI.2})$$

Масса шпурового заряда определяется по формуле

$$Q = qaHW, \text{ кг}, \quad (\text{XI.3})$$

где  $q$  — расчетный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$H$  — высота уступа, или мощность взрываемого слоя, м;

$W$  — сопротивление по подошве, м.

Значение  $W$  для крепких пород (0,4 ÷ 0,6)  $H$ , для средних пород (0,6 ÷ 0,8)  $H$  и для слабых (0,8 ÷ 1,0)  $H$ .

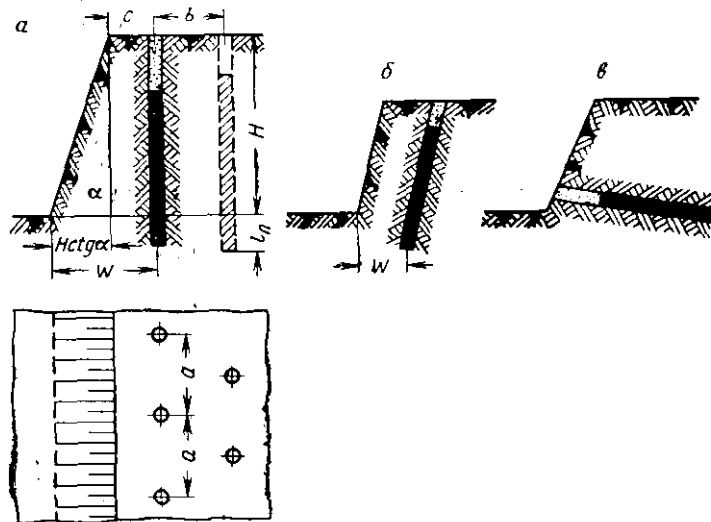


Рис. 152. Схемы расположения шпуров на уступе при взрывании на карьерах

При взрывании шпуров с величиной сопротивления по подошве меньше 1 м в расчетную формулу определения массы заряда вводится поправочный коэффициент  $K_W$ , значение которого приведено ниже.

$W$ . . . . .	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

Основные достоинства метода шпуровых зарядов: равномерное и мелкое дробление взрываемых пород, возможность применения в любых горногеологических условиях, простота, высокая манев-

ренность. Недостатки метода: большой объем бурения, высокая стоимость работ, необходимость заряжания и взрывания большого числа шпуров.

**Технология и организация взрывных работ.** Перед заряжением проверяется правильность расположения шпуров на уступе, соответствие их глубины проектным данным. При необходимости производится очистка шпуров от буровой мелочи или шлама. Чистка шпуров производится путем их продувки сжатым воздухом через опускаемую в шпур металлическую трубку или путем выгребания шлама специальной ложечкой-чищалкой.

Для заряжания вертикальных и наклонных шпуров применяют порошкообразные, гранулированные и патронированные ВВ, а горизонтальных шпуров и при наличии в шпурах влаги — только патронированные ВВ. При механизированном заряжении шпуров можно применять любые ВВ.

Порошкообразными ВВ шпуры заряжают засыпкой из мерной кружки или совком порциями по 150—200 г через металлическую воронку. После каждой засыпки ВВ в шпуре слегка уплотняют деревянным или алюминиевым забойником. После размещения в шпур 80—85% массы заряда в него помещают патрон-боевик и остальную часть заряда засыпают без уплотнения.

В случае заряжания шпура порошкообразными ВВ изготовление патронов-боевиков обязательно. В этом случае перед засыпкой последней порции ВВ в шпур опускают капсуль или детонатор.

При заряжении патронированными ВВ патроны в шпуры посылают по одному, патрон-боевик обычно вводят последним. Следующие патроны с аммиачно-селитренными ВВ перед заряжением необходимо предварительно размять руками.

При заряжении сухих шпуров патронированными ВВ на их оболочках делают косой надрез, чтобы при раздавливании забойником шпур полностью заполнился взрывчатым веществом.

Патроны-боевики во всех случаях вводятся без надрезания. Патроны-боевики и вводимое после них ВВ уплотнять запрещается. Изготавливают патроны-боевики ранее указанными способами; при использовании прессованных ВВ концы патронов с большей плотностью, не имеющие углублений для детонаторов, должны быть обращены к дну шпура.

После того как в шпур помещен весь заряд ВВ, оставшуюся свободной часть шпура осторожно, чтобы не повредить шнуры (детонирующий, огнепроводный) или электрические провода, заполняют мелкой забойкой (песком, глиной, смесью глины с песком, мелкой породой и т. п.). Первые порции забойки вводят почти без уплотнения, а у устья шпура забойка плотно утрамбовывается. Обычно на забойку оставляют третью часть длины шпура.

При огневом взрывании взрывник проверяет число заряженных шпуров, раскладывает концы шнуров, идущих от зарядов, в удобное для поджигания положение, поджигает отрезки огнепроводного

шнура и уходит в укрытие. Перед взрывом зарядов с помощью детонирующего шнура взрывник обязан предварительно проверить правильность монтажа взрывной сети. При электрическом взрывании взрывник монтирует взрывную сеть, подсоединяет участковые провода к магистрали, осматривает сеть и из безопасного места после проверки с помощью электроизмерительных приборов исправности взрывной сети подсоединяет концы магистральных проводов к клеммам взрывной машинки или минной станции и производит взрыв.

При взрывании шпуров обычно применяется огневое или электрическое взрывание.

После взрыва взрывник и руководитель взрыва тщательно осматривают место взрыва и убеждаются, не осталось ли на участке невзорвавшихся зарядов. В случае обнаружения невзорвавшихся зарядов (отказов) их ликвидируют по правилам, изложенным выше.

#### § 94. Метод скважинных зарядов

**Параметры расположения скважин.** При методе скважинных зарядов во взрываемой породе бурят вертикальные или наклонные скважины диаметром 70—320 мм, глубиной 5—20 м и более. Этот метод наиболее распространен в настоящее время на карьерах.

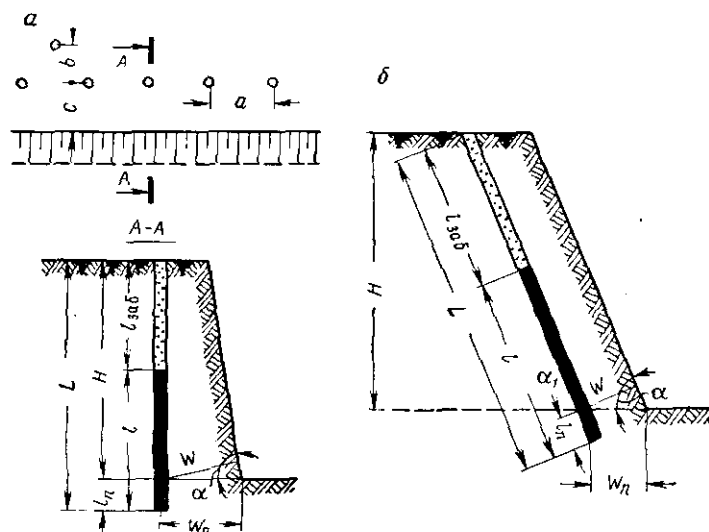


Рис. 153. Схемы расположения вертикальных (а) и наклонных (б) скважин на уступе

На уступе скважины можно располагать в один ряд (однорядное взрывание), два и более ряда (многорядное взрывание) в зависимости от параметров погрузочного оборудования и принятой технологии работ.

Параметры расположения скважин на карьерах характеризуются следующими показателями (рис. 153):  $d$  — диаметр скважины (заряда), дм;  $H$  — высота уступа, м;  $W$  — сопротивление по подошве;  $a$  — расстояние между скважинами, м;  $b$  — расстояние между рядами, м;  $c$  — безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа;  $l_3$  — длина заряда, м;  $l_n$  — длина перебура, м;  $l_{заб}$  — длина забойки, м;  $L$  — длина (глубина) скважины, м;  $\alpha$  — угол откоса уступа, °.

При расчете параметров взрывных работ при методе скважинных зарядов в первую очередь определяют величину сопротивления по подошве для скважин, обеспечивающую хорошую проработку подошвы уступа и заданную степень дробления пород.

Угол откоса уступов обычно составляет 65—85°, и сопротивление взрыву в нижней части вертикально пробуренной скважины больше, чем в верхней. Минимальное безопасное по условиям бурения с. п. п. определяется по формуле

$$W = H \operatorname{ctg} \alpha + c, \quad (\text{XI.4})$$

где  $c$  — минимальное безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа по условиям работы буровых станков.

Значение предельного с. п. п., преодолеваемого одиночной скважиной, определяется по одной из формул § 72 гл. IX.

Расстояние между скважинами принимается  $(0,8 \div 1,0) W$ . При к. з. в. расстояние между рядами для скважин первого ряда принимается равным  $W$ .

Для усиления действия взрыва заряда на уровне подошвы уступа скважины бурят с перебуром, т. е. на глубину, большую высоты уступа. Глубина перебура скважины обычно составляет 0,1—0,2 высоты уступа или 10—15 диаметров заряда и уточняется в процессе выполнения взрывов. Перебур позволяет разместить на уровне подошвы уступа заряд большой величины. При трудно взрываемых породах в перебур целесообразно разместить заряд более мощного ВВ. Если на уровне подошвы уступа имеются ясно выраженные горизонтальные плоскости напластования или мягкие прослойки, то перебур скважин не делается. При наличии в подошве мягких пород скважины не добуривают до подошвы уступа.

Величину заряда скважины первого ряда определяют по формуле

$$Q = qaWH, \text{ кг.} \quad (\text{XI.5})$$

Масса заряда для скважин второго и последующих рядов принимается равной массе заряда первого ряда или увеличивается на 10—20%. Окончательно величина заряда уточняется опытными взрывами. Наибольший заряд, который может быть размещен в скважине, определяется из выражения

$$Q_{\max} = p(L - l_{заб}), \text{ кг.} \quad (\text{XI.6})$$

где  $p$  — величина заряда ВВ, размещенного в 1 м скважины (вместимость 1 м скважины), кг.

Длина забойки обычно принимается равной  $(0,5 \div 0,6) W$  или 25—35 диаметров заряда.

Вместимость 1 м скважины зависит от плотности заряжания и коэффициента разбуривания породы  $K_p$  (увеличение диаметра скважины по сравнению с диаметром долота). При ударно-канатном бурении  $K_p = 1,15$ , для шарошечного и пневмоударного бурения  $K_p = 1,05 \div 1,08$ .

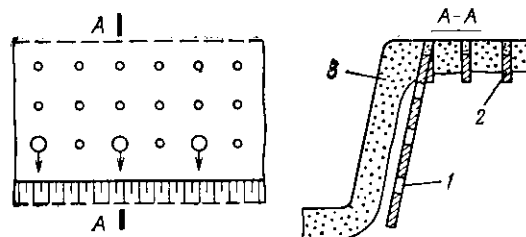


Рис. 154. Взрывание на карьерах в зимнее время со слоем мерзлоты в верхней части уступов

Вместимость скважин при плотности порошкообразных ВВ, равной  $0,9 \text{ кг/дм}^3$ :

Диаметр скважины, мм . . . . .	300	290	250	200	180	160	150
Вместимость 1 м скважины, кг . . .	64	58	42	28	23	18	16

При механизированном заряжании получается более высокая плотность ВВ в зарядах, вследствие чего вместимость скважин соответственно увеличивается.

Если  $Q_{\text{тах}}$  меньше величины заряда, который необходимо разместить в скважине, то необходимо уменьшить расстояние между скважинами или увеличить их диаметр. Значение предельного диаметра заряда рассчитывается по формулам § 72 главы IX.



Рис. 155. Схемы однорядного к. з. в.

Практически значения с. п. п. находятся в пределах 25—45 диаметров заряда, меньшие значения относятся к трудно взрываемым породам.

При взрывании в траншеях применяется одно- и многорядное расположение зарядов. Расчет зарядов такой же, как и при взрывании уступов, но величина расчетного удельного расхода ВВ принимается на 20% больше, так как заряды работают в более трудных условиях.

При отработке зимой уступов, которые в летнее время не требуют рыхления взрывным способом, для дробления промерзшего слоя  $Z$  применяют взрывы глубоких наклонных  $I$  и мелких вертикаль-

ных 2 скважин или шпуров (рис. 154). Глубокие скважины при этом, как правило, заряжают рассредоточенными зарядами, которые

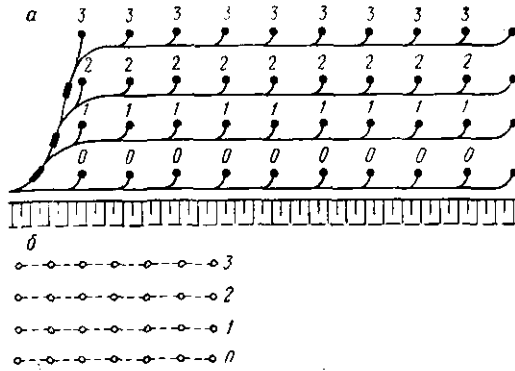


Рис. 156. Порядная схема к. з. в.:  
а — монтажная схема; б — последовательность взрыва

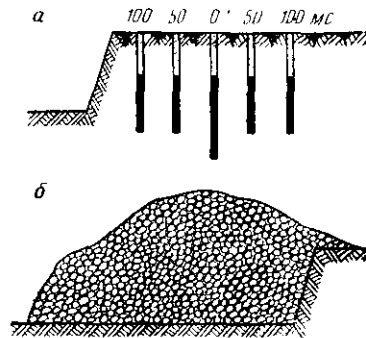


Рис. 157. Схема порядного к. з. в. с врубовым рядом

позволяют более равномерно распределить ВВ по длине скважины.

Заряды рассредоточивают забойкой или воздушным промежутком (метод акад. Н. В. Мельникова). Такая конструкция зарядов, как показано в § 62 гл. VIII, обеспечивает более равномерное дробление породы по всей высоте уступа.

Взрывание должно обеспечить определенную степень дробления взорванной горной массы. В настоящее время разработаны методы регулирования дробления пород, приведенные в гл. VIII, которыми надо руководствоваться при ведении взрывов в конкретных горнотехнических условиях.

Короткозамедленное взрывание скважин. В последние годы на карьерах широко распространилось многорядное к. з. в. скважинных зарядов, что обеспечивает более высокие технико-экономические показатели взрывных работ, чем при мгновенном одnorядном взрывании.

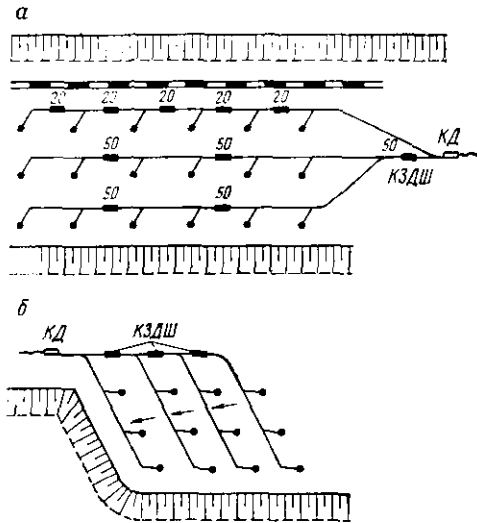


Рис. 158. Схемы к. з. в., применяемые на угольных разрезах:

а — для защиты ж.-д. путей от повреждения;  
б — с минимальной шириной развала

При к. з. в. детонирующим шнуром с помощью пиротехнических замедлителей КЗДШ применяют разнообразные схемы соединения зарядов. Наиболее простыми являются схемы соединения сети при однорядном взрывании.

При схеме соединения зарядов через один (рис. 155, а) четные скважины в ряду взрываются мгновенно, а нечетные — с замедлением, для чего в разрыв шнура, идущего к скважинам, вставляют пиротехнический замедлитель. Более эффективным, с точки зрения дробления горной породы и уменьшения ширины развала, является

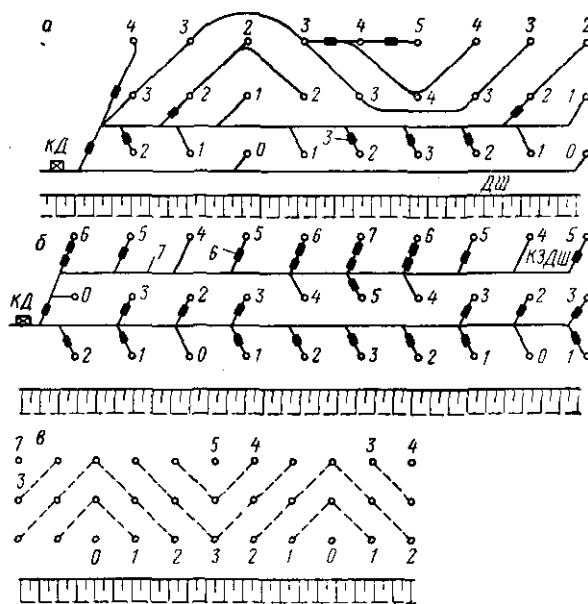


Рис. 159. Волновая схема к. з. в.:

а — нормальная волновая схема; б — схема с замедлением через интервал; в — последовательность взрывов зарядов для обеих схем; 1—7 — очередность взрывов скважин

взрывание с последовательным замедлением взрыва каждой скважины (рис. 155, б). Интервал замедления между взрывами зависит от физико-механических свойств горных пород и устанавливается обычно экспериментальным путем в пределах 20—50 мс. С увеличением крепости пород интервал замедлений уменьшают.

При больших объемах добычи полезного ископаемого целесообразнее применять многорядное к. з. в., обеспечивающее резкое повышение производительности погрузочно-транспортного оборудования и некоторое сокращение расходов на путевые работы. При этом исключается завалка путей взорванной массой, чего при однорядном взрывании часто избежать труднее.

При многорядном расположении скважин применяются разнообразные схемы, сущность которых заключается в создании взрывом

первых зарядов дополнительной поверхности обнажения, облегчающей работу зарядов последующих взрывов, или создании взрывом первой серии зарядов по контуру взрывающего участка массива раздробленного экрана (щели), который снижает разрушение горной породы за пределами оконтуренного участка и уменьшает сейсмическое действие взрыва.

Взрывание по рядам представляет наиболее простой вариант многорядных схем. В одном случае (рис. 156) первый ряд взрывают мгновенно, а последующие ряды с замедлением, в другом случае мгновенно взрывают второй ряд. В первом случае взорванная масса

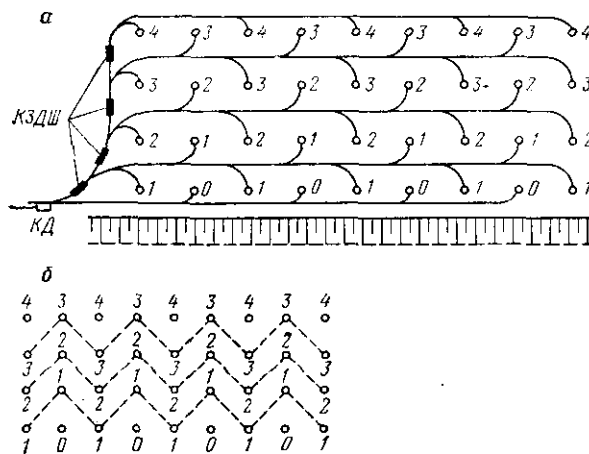


Рис. 160. Порядная схема с взрыванием зарядов через интервал в каждом ряду:

а — монтажная схема; б — последовательность взрывов зарядов

сдвигается в направлении откоса уступа, а во втором — в глубь уступа, чем достигается уменьшение ширины развала.

Иногда при трех и более рядах скважин применяют порядную врубовую схему (рис. 157, а), когда мгновенно взрывается средний врубовый ряд более глубоких и заряженных большими зарядами скважин, а затем с замедлением последовательно с обеих сторон от «вруба» взрываются остальные ряды. Эта схема обеспечивает хорошее дробление и неширокий развал взорванной массы. Однако высота развала бывает большой в месте расположения «врубового» ряда (рис. 157, б), что в зимнее время при смерзании пород повышает опасность ведения погрузочных работ.

Чтобы предотвратить нарушение трассы железнодорожных путей, находящихся вблизи взрывающих скважин, часто применяют схему к. з. в., показанную на рис. 158, а. Короткозамедленные взрывы скважин первого ряда (считая от путей) при этой схеме не оказывают существенного разрушительного действия на трассу. После взрыва зарядов первого ряда между трассой и последующими

рядами скважин создается слой разрушенной породы, предохраняющий пути от разрушительного действия взрывов следующих рядов.

На угольных карьерах широко применяют схему (рис. 158, б), которая позволяет получить после взрыва минимальную ширину развала взорванной породы в результате направления движения угля вдоль фронта уступа (на рисунке указано стрелкой).

Лучшее дробление получается при применении схем, обеспечивающих наибольшую одновременность взрывания зарядов: например, волновая схема и ее разновидности (рис. 159) \*. Недостатком схем данного типа является сравнительная сложность монтажа. Поэтому часто применяют упрощенные схемы, несколько худшие

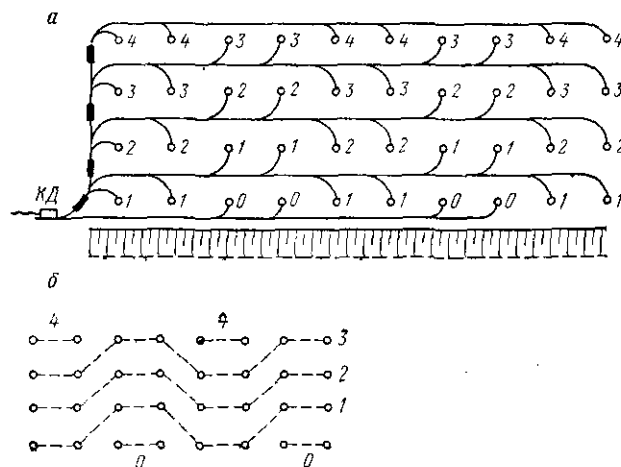


Рис. 161. Схема взрывания парами скважин:

а — монтажная схема; б — последовательность взрывов зарядов

по степени дробления, но позволяющие расширить сетку расположения скважин, например порядную схему, иногда называемую «уральской», с взрыванием зарядов в ряду через один (рис. 160), или порядную схему (см. рис. 156), которая еще проще в исполнении и поэтому шире распространена, хотя взрывание по этой схеме не улучшает существенно дробления. Однако при завышенных с. п. или расстояниях между рядами эта схема способствует лучшей проработке подошвы уступа.

При завышенных с. п. п. не следует взрывать по схемам через скважину и с одновременным взрыванием зарядов в первом ряду, так как из-за отсутствия взаимодействия зарядов в ряду предельное преодолеваемое с. п. п. при этих схемах уменьшается на 15—20%,

\* Схемы выполнены в виде монтажных эскизов (рис. 159—163) и построены для условий взрывания детонирующим шнуром с помощью замедлителей КЗДШ, так как этот способ взрывания имеет наибольшее распространение. На рисунках цифрами и пунктиром показана очередность работы зарядов, характеризующая принцип работы схемы.

до величины его, преодолеваемой одиночной скважиной. В таком случае можно применить взрывание группами зарядов, например парами скважин (рис. 161).

Для получения минимальной ширины развала следует применять диагональную схему (рис. 162), при которой широкий навал образуется в одном углу серии, а основная масса породы перемещается в сторону заряда, взорванного первым: ширина развала при этом получается значительно меньше.

Как видно из рис. 162, б, при такой схеме при расположении скважин по квадратной сетке фактически они взрываются по шахматной схеме с коэффициентом сближения скважин, равным двум. В результате этого улучшается дробление породы и в массиве не

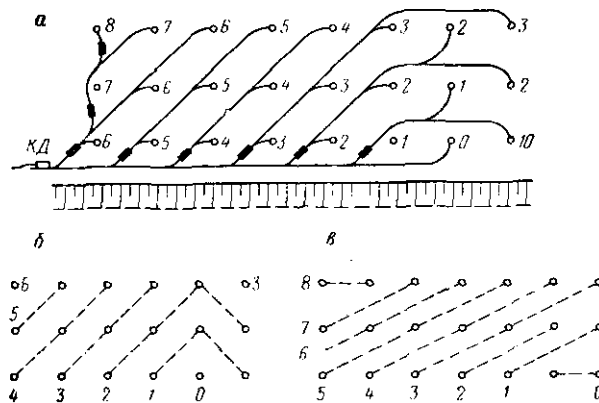


Рис. 162. Диагональная схема к. з. в.:

а — монтажная схема; б, в — последовательность взрывов зарядов

образуется, как указывалось выше, зон с пониженными напряжениями.

В некоторых случаях для уменьшения сейсмического действия взрыва и лучшего дробления рекомендуется соединять скважины по схеме, показанной на рис. 162, в, при которой фактический коэффициент сближения взрывааемых зарядов увеличивается до трех.

При проходке траншей лучшее дробление обеспечивают так называемые врубовые схемы: взрывом одного из рядов образуется вруб, на который и производится взрывание остальных рядов. Скважины врубового ряда бурят по сближенной сетке с  $a = (0,6 \div 0,7) W$  (рис. 163) и перебур увеличивают на 1 м. В слабых породах скважины врубового ряда можно не сближать.

В практике встречается и в литературе описано очень большое количество самых разнообразных схем к. з. в., но по существу все они являются той или иной разновидностью рассмотренных выше основных схем. Применяемые иногда видоизмененные схемы обычно обусловлены местными условиями или специфическими требованиями

к данному взрыву. Так, при крутом падении пластов желательно, чтобы действие большинства зарядов было направлено вкост простирания. В массиве, имеющем ориентированную систему трещиноватости, направление взрыва должно совпадать с направлением этих трещин. Часто бывает нежелателен развал породы в каком-нибудь направлении или, наоборот, нужно сконцентрировать развал в заданном направлении. При возникновении тех или иных требований схемы распределения замедлений можно найти практическим путем. При этом должно быть соблюдено основное условие направленного взрыва: последующие заряды следует взрывать после

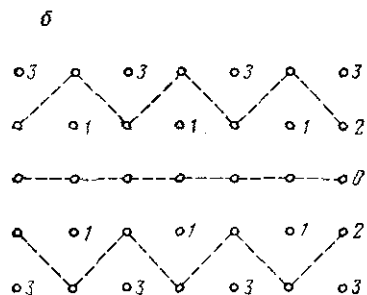
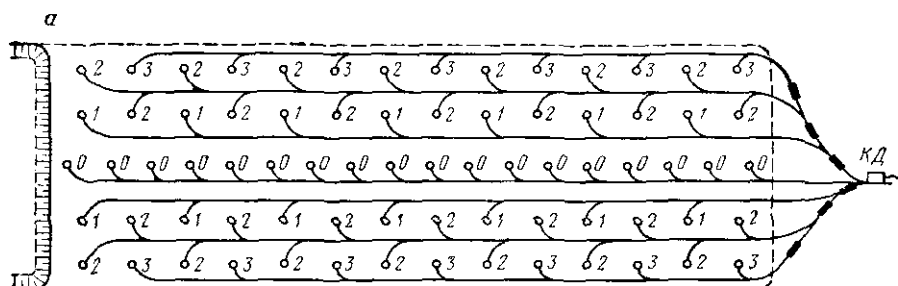


Рис. 163. Порядная схема к. з. в. в траншеях с взрыванием скважин в ряду через одну:

а — монтажная схема; б — последовательность взрывов зарядов

того, как горная масса, отбитая предыдущим зарядом, уже пришла в движение и образовалась новая обнаженная поверхность. При таких условиях порода смещается в сторону заряда, взорванного первым.

Многорядное к. з. в. широко применяется на крупных карьерах, разрабатывающих скальные крепкие и средней крепости породы.

**Заряжание скважин.** На каждый взрыв имеется проект или паспорт, где указаны фактические глубины каждой скважины и требуемые величины зарядов. Этот документ является основным для подготовки и проведения взрыва.

Перед заряжением взрывник замеряет глубины всех скважин, и эти данные заносятся в проект массового взрыва. Если обнаружено существенное отклонение глубины от проектной, то в случае завышенной глубины часть скважины засыпается породой, а мелкие скважины должны добуриваться.

Перед началом заряжания скважин все взрывники и рабочие должны быть проинструктированы о порядке заряжания взрываемых скважин. При заряжании вручную заранее у каждой скважины кладется число мешков с ВВ, соответствующее массе заряда в скважине.

Заранее готовится забоечный материал (песок, отходы обогатительных фабрик, породная мелочь). После доставки ВВ место заряжания окружается охраной и выставляется красный флажок. Подав предупредительный сигнал свистком, сиреной (один продолжительный сигнал) или колоколом, приступают к заряжанию скважин.

Рабочие, не связанные с заряжением, удаляются за пределы опасной зоны, вокруг которой выставляются посты оцепления. Принимаются меры по отводу и ограждению оборудования от возможного поражения разлетающимися при взрыве кусками породы.

Заряжание начинается с изготовления боевиков и резания детонирующего шнура на куски требуемой длины. Концы детонирующего шнура должны на 1,0—1,5 м выходить из устья скважин.

В качестве боевиков для порошкообразных ВВ применяют узел детонирующего шнура, для гранулированных ВВ — специальные боевики или шашки. При электровзрывании электродетонаторы следует привязывать к концам детонирующего шнура у устья скважины. В скважину глубже 15 м помещают два боевика в нижнюю и верхнюю части заряда. Если в скважине один боевик, его снаряжают двумя нитями детонирующего шнура или двумя электродетонаторами.

При наличии в скважине воды или жидкого шлама перед заряжением необходимо предварительно произвести осушение при помощи желонки или путем взрывания небольших зарядов ВВ из расчета 0,3—0,4 кг ВВ на 1 м высоты водяного столба в скважине.

Обводненные скважины рекомендуется заряжать гранулотолом, алюмотолом или водоустойчивым зерногранулитом (50/50-В—30/70-В). При заряжении водоустойчивыми ВВ патроны должны быть покрыты водоизолирующим составом. Диаметр патрона должен быть на 3—4 см меньше диаметра скважин.

Порошкообразные ВВ засыпаются из мешков в скважину через прорезиненные или металлические воронки. При этом необходимо следить за сохранностью шнуров или проводов, идущих от находящихся в скважинах патронов-боевиков. ВВ в обводненные скважины надо засыпать небольшими порциями (5—10 кг), чтобы исключить образование пробок в скважине из неуспевшего потонуть ВВ.

Слежавшиеся порошкообразные ВВ перед заряжением необходимо измельчать в деревянных ящиках, на настилах из брезента или в мешках.

Для обеспечения гарантии взрыва низкочувствительных к начальному импульсу ВВ применяют промежуточные детонаторы. Так, например, для детонации зарядов игданитов в качестве промежуточного детонатора применяют заряд аммонита № 6ЖВ массой от 5 до 10% общей массы заряда.

Если для заряжания скважин применяется несколько сортов ВВ, то каждый из них размещается отдельным слоем, а боевики помещают в наиболее мощном ВВ.

При заряжании скважин рассредоточенным зарядом каждую отдельную часть его снабжают отдельным боевиком, а если взрывание производится с помощью детонирующего шнура, то его пропускают вдоль всего заряда. Боевики в этом случае помещают только в самом нижнем заряде.

В процессе заряжания периодически проверяется высота столба ВВ в скважине, чтобы избежать образования пробок и слишком близкого расположения заряда к устью скважины. Для этого после засышки 30—40 кг ВВ мерным шнуром с подвешенным к концу его свинцовым или бронзовым грузиком проверяют положение заряда.

При заряжании скважин нужно следить, чтобы электропровода или шнур, выходящий из боевика на поверхность, были отведены в сторону к стенке скважины и не натягивались. По окончании заряжания скважины заполняют до устьев забойкой.

Поскольку любое ВВ в воде тонет с определенной скоростью, его необходимо засыпать небольшими порциями, чтобы не образовались пробки. Запрещается сбрасывание патронов, так как заклинивание падающего патрона в скважине приведет к невозможности размещения в ней расчетного заряда. При заряжании патронированными ВВ обводненных скважин необходимо иметь в виду, что при достижении патронами дна скважины происходит дальнейшее медленное опускание патронов, и детонирующий шнур во избежание порывов должен иметь запас по длине. По этой же причине не следует спешить с забойкой скважин: надо дать возможность заряду ВВ полностью уплотниться (осесть в скважине).

Взрывания без забойки следует избегать в большинстве случаев, так как оно сопровождается увеличенным разлетом отдельных кусков. Кроме того, имеются данные, показывающие, что при отсутствии забойки ухудшается проработка подошвы и возрастает расход ВВ.

Монтаж взрывной сети следует начинать только после окончания всех работ по заряданию и вывода людей за пределы опасной зоны. Монтаж следует вести с края блока к точке иницирования, что предотвращает хождение по блоку и случайное повреждение смонтированной сети. В случае применения электровзрывания с креплением электродетонаторов в устьях скважины к детонирующему шнуру взрывную сеть монтируют заранее в зарядном помещении и сматывают на катушки, максимально сокращая время на монтаж сети.

При применении замедлителей КЗДШ в местах их присоединения в магистраль заранее оставляют окна. При монтаже магистрали детонирующего шнура следует применять только один из возможных типов соединений. Наибольшее распространение имеет соединение двойным морским узлом. Преимущество последнего заключается

в независимости от направления инициирования, что значительно упрощает монтаж и несколько сокращает расход шнура.

При дублировании магистралей нитки детонирующего шнура следует соединять через каждый метр. При небрежном выполнении ответвлений детонирующего шнура от магистрали к скважинам возможны отказы отдельных скважин в результате отбивания ответвлений при детонации магистральных ниток детонирующего шнура.

При монтаже взрывной сети, присоединяя детонирующий шнур скважины к магистрали, часто допускают следующие небрежности: длина дублирующих ниток ответвлений неодинакова; слишком длинные ответвления и контакт их с магистралью только в одной точке; присоединяют дублирующие нитки ответвлений не к обоим ниткам магистрали сразу, а к каждой в отдельности; большое количество сrostков детонирующего шнура; основная и дублирующая нитки магистрали соприкасаются неплотно; неполный контакт ниток ответвления и магистрали по всей их длине.

Каждая из этих причин может привести к отказам отдельных зарядов. Во избежание отказов зарядов необходимо, чтобы обе нитки ДШ, выходящие из скважины, имели одинаковую длину и были присоединены к обоим ниткам магистрали примерно в одной точке, а участок ответвления, совпадающий по направлению с магистралью, не должен превышать по длине 0,1 м.

При взрывании без дублирования магистралей можно на 20—25% сократить расход детонирующего шнура. От дублирования ниток детонирующего шнура в скважинах во всех случаях отказываться не следует, так как существует возможность повреждения его в процессе зарядания и забойки. Когда применяют отрезки шнура нестандартной длины, следует категорически избегать разного числа сrostков в дублирующих магистралях. В отдельных случаях при монтаже взрывной сети концы детонирующего шнура, выходящие из скважин, протягивают до соседней скважины. Однако этот вариант менее благоприятен, так как при повышенном времени передачи детонации на сrostке может произойти обрыв магистральных ниток взрывом ответвления к скважине.

При многорядном взрывании увеличивается расход детонирующего шнура. В связи с этим неизбежно применение на одном взрыве детонирующего шнура разных партий. В результате внедрения пиротехнических замедлителей КЗДШ, снаряженных на заводе отрезками детонирующего шнура, при к. з. в. всегда в одной взрывной сети имеются детонирующие шнуры разных партий. Практика многорядного взрывания показывает, что применение в одной взрывной сети детонирующего шнура различных партий возможно при последовательном их соединении, т. е. когда в одной части взрываемого блока применяют детонирующий шнур одной партии, а в последующей — другой и т. д. В этом случае опасность отбивания отдельных зарядов или ниток магистрали по сравнению с применением шнура только одной партии не увеличивается.

При электрическом взрывании взрывники после монтажа из безопасного места приборами проверяют исправность электровзрывной сети. К этому времени у мест подхода к району предстоящего взрыва должны быть выставлены посты охраны.

После проверки исправности взрывной сети подается боевой сигнал; взрывники по этому сигналу зажигают шнуры контрольной и зажигательной трубок и удаляются в укрытие. При электрическом взрывании взрывники включают ток из специальной минной станции, расположенной на безопасном расстоянии от места взрыва или в укрытии.

После взрыва руководитель совместно с взрывниками осматривает место взрыва и дает сигнал отбоя. При отсутствии отказавших зарядов в забой допускаются рабочие и вводятся необходимые машины и оборудование.

#### § 95. Отрицательные результаты взрывов скважинных зарядов и способы их устранения

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.

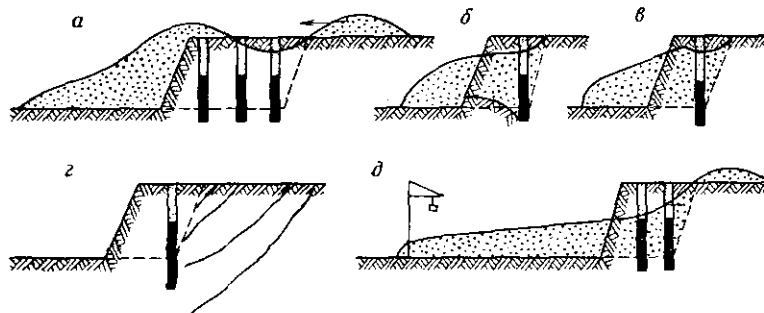


Рис. 164. Результаты некачественных взрывов на карьерах

При этом получают повышенный выход негабарита; усиленный выброс породы на верхнюю бровку (рис. 164, а); образуются пороги в подошве уступа (рис. 164, б), козырьки на верхней бровке уступа (рис. 164, в), а также заколы массива за линию скважин (рис. 164, г), увеличенный развал взорванной породы (рис. 164, д).

Указанные факторы существенно снижают показатели эффективности всех последующих процессов добычи (погрузки, транспорта, первой стадии дробления).

При повышенном выходе негабарита увеличивается в целом по взрыву средний размер куска, что затрудняет работу машин

Причины некачественных результатов взрыва и способы их устранения

Результат взрыва	Причины	Способ устранения
Повышенный выход негабарита	Недостаточный расчетный расход ВВ Низкое расположение заряда в скважинах (недостаточный заряд в каждой скважине) Недостаточная мощность применяемого ВВ Неправильная последовательность взрыва зарядов, неправильный интервал замедления Чрезмерно большой диаметр скважин (в трудно взрывае- мых породах)	Увеличить расход ВВ Расширить сетку скважин, увеличить заряд в сква- жине, применить сосре- доточенные заряды Заменить ВВ на более мощное Изменить последователь- ность варывания зарядов и интервал замедления Уменьшить диаметр сква- жин
Усиленный выброс породы на верхнюю бровку уступа, заколы массива за линию скважин	Завышенный расчетный удель- ный расход ВВ Недостаточный интервал за- медления Неправильная последователь- ность замедления	Уменьшить расход ВВ, увеличить длину забойки Увеличить интервал замед- ления Изменить последователь- ность взрыва зарядов
Образование по- рогов в водоневе уступа	Недостаточный перебур сква- жин Недостаточная мощность ВВ в нижней части скважин Применение в обводненных скважинах неводоустойчи- вых ВВ Чрезмерная величина с. п. п.	Увеличить перебур сква- жин Применить ВВ повышенной мощности Применить водоустойчивое ВВ Приблизить скважины к верхней бровке уступа, применить скважины большего диаметра, пар- носближенные или накл- онные скважины
Образование козырьков	Чрезмерная величина забойки в скважинах	Увеличить заряд в скважи- не, применить сосредо- точенные заряды
Повышенный раз- вал породы	Повышенный расчетный удель- ный расход ВВ Недостаточная величина с. п. п. для данного диаметра сква- жин	Уменьшить удельный рас- ход ВВ Увеличить величину с. п. п.

погрузочно-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 с помощью бульдозеров или экскаваторов для обеспечения возможности работы буровых станков. Выброс породы на верхнюю бровку, как правило, объясняется усиленным действием взрыва в сторону массива и сопровождается заколами за линию скважин, которые существенно затрудняют обрушивание следующих рядов скважин и ухудшают устойчивость уступов.

Образование порогов в подошве уступа весьма затрудняет работу экскаваторов, а перед настилкой пути требуется их ликвидировать взрывами шпуровых или скважинных зарядов небольшого (до 100 мм) диаметра.

Образование козырьков в верхней части откоса уступа 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, расположенными на нижележащем уступе. Перечисленные недостатки выполнения взрыва могут встречаться как отдельно, так и в совокупности.

В табл. 47 приведены основные причины отрицательных результатов взрыва и способы их предупреждения или устранения.

### § 96. Метод котловых зарядов

При методе котловых зарядов на забое шпура или скважины взрывают небольшие заряды ВВ (рис. 165, I), в результате чего их нижняя часть расширяется до образования камеры, близкой

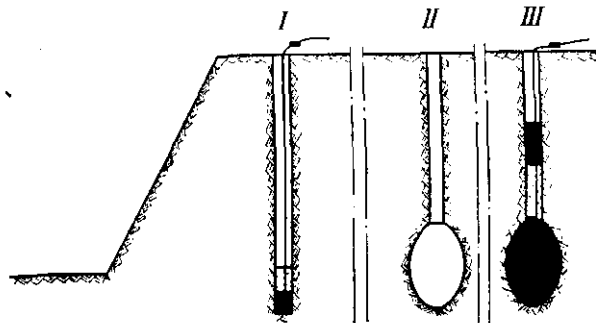


Рис. 165. Последовательность операций при котловом взрывании

по форме к шару (рис. 165, II). В эту камеру после ее охлаждения помещают значительно больший заряд ВВ (рис. 165, III).

Полученное в конце шпура или скважины расширение называют котлом, а помещенный в нее заряд ВВ — котловым за-

рядом. Объем котла должен соответствовать массе намечаемого для размещения в нем заряда.

Метод котловых зарядов применяется в тех случаях, когда требуемая величина заряда не может разместиться в шпуре или скважине, а также в тех случаях, когда линия 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 взрывного образования котловых расширений.

Величина заряда для прострелки находится в определенном соотношении с основным зарядом. Поэтому необходимо сначала рассчитать основной заряд, а затем по коэффициенту простреливаемости пород определить массу прострелочного заряда. Массу прострелочного заряда в шпурах принимают обычно равной 0,3—0,7 кг и в скважинах 10—15 кг. Если масса прострелочного заряда оказалась больше указанной величины, применяют двойную прострелку. Прострелочные заряды взрывают с применением патронов-боевиков, которые опускаются в шпуры и скважины на шпагате, а при горизонтальных шпурах досылаются забойником. При простреливании высота забойки составляет 0,8—1,25 высоты заряда, иногда забойка не применяется.

При глубине 4 м и более патроны-боевики вводят с двумя зажигательными трубками. Если глубина больше 9,5 м, простреливание разрешается проводить только электрическим способом и с помощью детонирующего шнура. Для увеличения объема котлов в шпурах их целесообразно после простреливания очистить продувкой сжатым воздухом. Ориентировочно котлы после взрыва измеряют с помощью металлического стержня, опускаемого в скважину или шпур на шпагате (рис. 166). Размер котла определяется по отклонению стержня от вертикали, что фиксируется величиной опускания шнура после касания стержнем дна котловой полости. Существуют также специальные приборы для определения размеров котла. Однако на практике из-за их сложности и неудобства использования они не получили применения. Скважины или шпуры, подлежащие простреливанию, нужно бурить на такую глубину, чтобы после простреливания центр заряда котла находился на уровне подошвы уступа.

Массу прострелочного заряда определяют по формуле

$$Q_{пр} = \frac{Q}{(L_{пр}\Delta)^n}, \text{ кг,} \quad (XI.7)$$

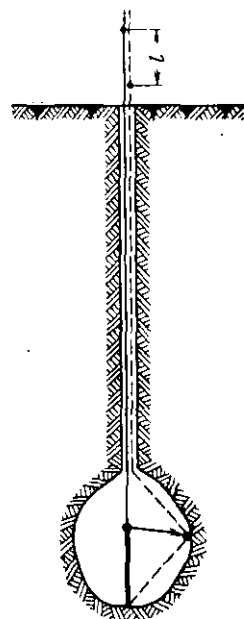


Рис. 166. Замер размеров котла

где  $Q$  — расчетный заряд для взрывания, кг;  
 $P_{пр}$  — показатель простреливаемости породы, показывающий, какой объем котла можно получить в породе от взрыва 1 кг ВВ (табл. 48);  
 $n$  — показатель степени, равный порядковому номеру простреливания.

Таблица 48

Показатели простреливаемости при взрывании различных пород аммонитом № 6ЖВ

Породы	Категория крепости породы по ЕНБВР 1960	Категория крепости породы по шкале проф. М. М. Прогодья-Копова	Показатель простреливаемости, $\text{дм}^3/\text{кг}$
Глина пластичная	I	VIII	500+
Глина плотная	II	VIII	1000
Суглинок тяжелый	II	VIII	200+
Крепкие глины	III	VII	400
Лёсс	III—IV	VIIa	120
Мел	IV	VI	110
Гипс	IV—V	VI	45
Известняк ракушечный	V—VI	VI	30
Опока, мергель	IV—V	VI	20
Туфы трещиноватые, плотная тяжелая пемза	V	VI	20
Конгломерат и брекчия на известковом цементе	V—VI	V	15
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, известняк, мергель	VI—VII	V	10
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII—VIII	IV	7—10
Известняк, песчаник	VII	IV—III	4—7
Гранит, гранодиорит	VII—X	IV—I	—
Базальт, андезит	IX—XI	III—I	4—7
Кварцит	X	II	2—4
Порфирит	X	II—I	2

За первый номер принимается последнее простреливание. Так, если необходимо выполнить два простреливания, то величина первого прострелочного заряда

$$Q_I = \frac{Q}{(P_{пр\Delta})^2}, \text{ кг}; \quad (\text{XI.8})$$

второго прострелочного заряда

$$Q_{II} = \frac{Q}{P_{пр\Delta}}, \text{ кг}. \quad (\text{XI.9})$$

Требуемый диаметр котла определяется по формуле

$$D_k = 1,24 \sqrt[3]{\frac{Q}{\Delta}}, \text{ дм}. \quad (\text{XI.10})$$

Максимальная допустимая масса первого прострелочного заряда определяется из условия, что его длина в скважине должна быть не более двух диаметров котла, т. е.

$$Q_1 = (1 \div 2) D_{кп} p, \text{ кг}; \quad (\text{XI.11})$$

где  $p$  — вместимость 1 м скважины, кг.

Объем котловой полости определяется по формуле

$$V = \frac{Q}{\Delta}, \text{ дм}^3. \quad (\text{XI.12})$$

Котловые заряды рассчитывают по формуле

$$Q = qW^3, \text{ кг}. \quad (\text{XI.13})$$

Л. н. с. для котлового заряда принимают равной 0,6—0,9 высоты уступа. Расстояние между центрами котловых зарядов принимают  $(1,0 \div 1,5) W$ .

При зарядании в котел высыпают 50—85% расчетного заряда ВВ, опускают патрон-боевик, а затем засыпают остальную часть заряда ВВ и производят забойку. Зарядание котлов начинается не раньше, чем через 15 мин после простреливания.

Для улучшения дробления породы верхней части уступа в скважину вводят дополнительный заряд ВВ 1 (рис. 167). При определении величины дополнительного заряда в котловой скважине принимается, что котловой заряд 2 дробит породу в зоне, равной  $(0,7 \div 0,8) W$ . За пределами этой зоны и следует размещать дополнительный заряд, величина которого определяется по формуле

$$Q_{\text{доп}} = [L - (0,7W + l_{\text{заб}})] p, \text{ кг}, \quad (\text{XI.14})$$

$l_{\text{заб}}$  — необходимая длина верхней части забойки, обычно  $(15 \div 25) d_s$ ;

$L$  — глубина скважины.

Существенным недостатком применения котловых шпуров и скважин является ненадежность результатов взрыва. В зависимости от свойств породы котлы могут получиться чрезмерно большими и не заполняться полностью ВВ и, наоборот, маленькими, из-за чего в нем не разместится расчетный заряд. Если котел образуется выше уровня подошвы, при взрыве будут оставаться пороги. При простреливании довольно часты обрушения скважин, что требует перебуривания этого участка или трудоемкой чистки скважин. При взрыве котловых зарядов образуется большое количество негабарита, так как ВВ размещают в одном месте, вследствие чего в непосредственной близости к заряду порода подвергается излишне мелкому дроблению, а по мере удаления от заряда она дробится на более крупные куски. Это снижает производительность погрузки

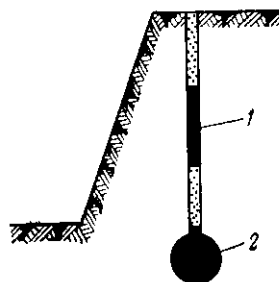


Рис. 167. Комбинированное зарядание котловых скважин

или требует увеличения расходов на вторичное взрывание. Поэтому на большинстве карьеров от метода котловых зарядов отказались и перешли на взрывание удлиненными зарядами.

### § 97. Метод камерных зарядов

При методе камерных зарядов взрывание производится зарядами большой величины (от нескольких тонн до сотен и тысяч тонн), которые помещаются в специальные выработки (камеры), имеющие объем, соответствующий объему установленных расчетом зарядов ВВ (рис. 168). Для этого в массиве заранее проходят вертикальные шурфы или горизонтальные штольни и в их конце или в ответвлениях сооружают камеры.

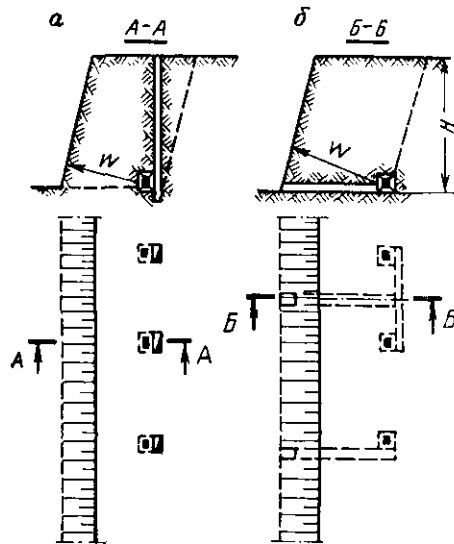


Рис. 168. Схемы размещения камерных зарядов при взрывании на карьерах с помощью шурфов (а) и штолен (б)

Подготовительные выработки проходят обычно Т- или Г-образной формы, чтобы затруднить выброс газов из камеры при взрыве и максимально использовать энергию ВВ для разрушения массива. Сечение выработок — не менее  $1,2 \text{ м}^2$  для штолен и  $1 \text{ м}^2$  для шурфов.

Опыт Союзвзрывпрома показал, что эффект взрыва почти не ухудшается, если размещать заряды при Т-образной выработке в штреках, не проходя для этого специальных камер. Это намного ускоряет подготовку и снижает трудоемкость и стоимость взрывных работ.

При наличии притока воды вдоль стенок выработок устраиваются водоотводные канавки, а шурфы заканчиваются водосборниками (зумпфами).

Целесообразность проходки штолен или шурфов определяется условиями работы и технико-экономическим расчетом. Камерный способ взрывания применяется для массового обрушения больших объемов твердых и мягких горных пород при вскрышных и добычных работах и при образовании различных выемок глубиной до 20 м и более, а также при строительстве дорог в гористой местности.

Камерные заряды применяют при дроблении и обрушении больших объемов породы (метод массовых обрушений); при образовании траншей с выбрасыванием в стороны разрушенной породы (метод

массовых взрывов на выброс) и при сбрасывании породы силой взрыва в сторону (метод массовых взрывов на сброс).

**Камерные взрывы дробления (рыхления).** На карьерах камерные заряды применяют при высоте уступов не менее 15 м. Этот метод применяется при невозможности бурения взрывных скважин из-за неровной поверхности верхней площадки уступа.

Для камерных зарядов расчетная л.н.с. принимается равной  $(0,75 \div 0,95)H$ . Расстояние между зарядами принимается  $(0,8 \div 1,4)W$ .

Величину камерного заряда, предназначенного для рыхления массива, обычно определяют по формуле

$$Q = k_{вз} q W^3, \text{ кг}, \quad (\text{XI.15})$$

где  $q$  — расчетный удельный заряд ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$W$  — расчетная л.н.с., м;

$k_{вз}$  — коэффициент взаимодействия соседних сосредоточенных зарядов, вводится в расчет при коэффициенте их сближения меньше 1,25 и вычисляется по формуле

$$k_{вз} = 0,5 \left( 1 + \frac{m_{\phi}}{m_p} \right); \quad (\text{XI.16})$$

$m_{\phi}$  — фактический коэффициент сближения зарядов;

$m_p$  — расчетный коэффициент сближения зарядов.

Величина зарядов второго ряда при одновременном взрывании с зарядами первого ряда увеличивается на 15—20% по сравнению с расчетными. Подошвы камер располагают на уровне подошвы взрываемого уступа.

Ширина развала породы после взрыва имеет величину в пределах  $(1,6 \div 2,0)H$ , а высота  $(0,7 \div 0,8)H$ .

К достоинствам камерных взрывов относится возможность отбойки больших объемов породы при сложном рельефе местности. Недостатки взрывания сосредоточенными зарядами: худшее дробление породы и большая трудоемкость подготовительных работ. Метод камерных зарядов в настоящее время имеет весьма ограниченное распространение на карьерах.

**Камерные взрывы на выброс и сброс.** Взрывы на выброс камерными зарядами рассчитываются по формуле М. М. Борескова:

$$Q = (0,4 + 0,6n^3) q_n W^3, \quad (\text{XI.17})$$

$n$  — показатель действия взрыва, принимаемый равным 1,8—2,0;

$q_n$  — нормальный расчетный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

При  $W > 25$  в формулу М. М. Борескова вводится поправочный коэффициент  $\sqrt{W/25}$ , предложенный Г. И. Покровским и трестом Союзвзрывпром, и в этом случае расчетная формула приобретает вид

$$Q = \sqrt{\frac{W}{25}} (0,4 + 0,6n^3) q_n W^3. \quad (\text{XI.18})$$

Размер выемки в свету поверху ( $B_v$ ) и понизу ( $B_n$ ) при взрывах на выброс определяется по формулам:

$$B_v = 2nW + b(m - 1); \quad (\text{XI.19})$$

$$B_n = b(m - 1), \quad (\text{XI.20})$$

$n$  — число рядов зарядов;

$b$  — расстояние между рядами зарядов.

Расстояние между зарядами в ряду рассчитывается по формуле

$$a = 0,5W(n + 1). \quad (XI.24)$$

Расчетный расход ВВ принимается по табл. 44.

Взрыв на выброс обычно производится с двусторонним (рис. 169, а) или односторонним (рис. 169, б) размещением выброшенной породы.

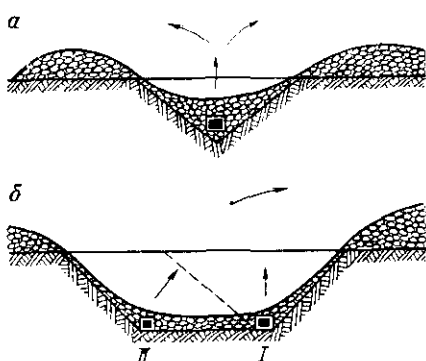


Рис. 169. Схемы размещения взорванной породы при взрывах на выброс

Направленность выброса достигается применением двух или более рядов зарядов, взрываемых разновременно. Для этого сначала взрывают заряды I, действие которых направлено вверх. В процессе взрыва обнажается боковая плоскость для заряда II. Через 1—2 с взрывают заряды II, которые выбрасывают породу в сторону л. н. с. и отталкивают в том же направлении поднявшуюся вверх породу от взрыва зарядов I.

Взрыв на сброс применяют для создания террасы строящейся дороги на косогоре трассы (рис. 170, а) или для обнажения полезного ископаемого (рис. 170, б). Заряды сброса располагают в один или несколько рядов параллельно фронту работ.

Заряды при этом располагают несколько выше полезного ископаемого (до 2 м), чтобы избежать потерь от разрушения, выброса

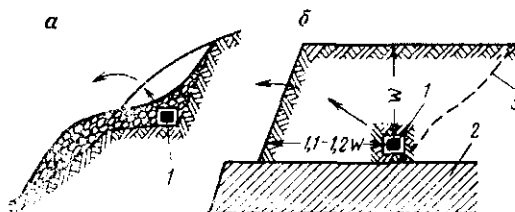


Рис. 170. Схемы взрывов на сброс:

1 — заряд ВВ; 2 — полезное ископаемое

и смешивания с пустой породой. При взрывании на сброс их целесообразно располагать на расстоянии 1,1—1,2 величины л. н. с. от забоя. Заряды сброса рассчитывают по вышеприведенной формуле М. М. Борескова.

Обычно взрывы на выброс выполняют по проекту, составленному специализированной организацией, а потому более подробно в учебнике не рассматриваются.

**§ 98. Определение рациональной степени дробления  
горных пород взрывом**

При добывании полезных ископаемых необходимо 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.

Определение рациональной степени дробления горных пород взрывом, учитывая взаимосвязь основных технологических процессов на предприятии, определяющих конечную стоимость полезного ископаемого, производится по формуле

$$C_{\text{общ}} = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7, \quad (\text{XI.22})$$

где  $C_{\text{общ}}$  — общая стоимость отбитой породы, руб/м<sup>3</sup>;  
 $C_1$  — стоимость первичных буровых работ, руб/м<sup>3</sup>;  
 $C_2$  — стоимость первичных взрывных работ, руб/м<sup>3</sup>;  
 $C_3$  — стоимость вторичных буровых работ, руб/м<sup>3</sup>;  
 $C_4$  — стоимость вторичных взрывных работ, руб/м<sup>3</sup>;  
 $C_5$  — стоимость погрузки породы, руб/м<sup>3</sup>;  
 $C_6$  — стоимость транспортирования, руб/м<sup>3</sup>;  
 $C_7$  — стоимость первой стадии механического дробления, руб/м<sup>3</sup>.

В некоторых случаях в формуле необходимо учитывать увеличение конечной стоимости полезного ископаемого за счет увеличения выхода отходов.

Целесообразная мощность погрузочно-транспортного и дробильного оборудования, кроме производительности, определяется по минимуму затрат на вторичное взрывание и переработку полезного ископаемого до второй стадии дробления. В общем виде это выражается формулой

$$\frac{\Delta C_3 + \Delta C_4 + \Delta C_5}{C_6} \leq 1, \quad (\text{XI.23})$$

где  $\Delta C_3 + \Delta C_4$  — изменение затрат на вторичное дробление негабарита при изменении допустимого размера кусков, руб/м;

$\Delta C_5 + \Delta C_6$  — изменение затрат на погрузку и транспорт в связи с аналогичным изменением допустимого размера куска и с применением более мощных экскаваторов, руб/м<sup>3</sup>;

$\Delta C_7$  — изменение затрат на механическое дробление первой стадии в связи с установкой дробилки большей мощности, руб/м<sup>3</sup>.

Если левая часть уравнения (XI.23) меньше единицы, то целесообразно увеличение допустимого размера куска, и наоборот.

Подсчеты, приведенные для гранитных карьеров (рис. 171), показывают, что только для мелких карьеров с производственной мощностью менее 50 000 т в год возможно установить допустимый размер куска 0,5 м, а на карьерах с производственной мощностью

более 300 000 т допустимый размер куска должен быть более 1 м.

В случае применения оборудования непрерывного действия на карьерах, разрабатывающих скальные породы, рациональная степень дробления определяется аналогичным способом. При этом следует учитывать, что увеличение стоимости буровзрывных работ даже в кратное число раз с целью интенсивного измельчения полезного ископаемого может оказаться целесообразным благодаря большой экономической эффективности применения роторных экскаваторов, конвейеров и устранения одной стадии дробления на фабриках.

При современном состоянии опыта и теории взрывных работ необходимо определять рациональную степень дробления пород на

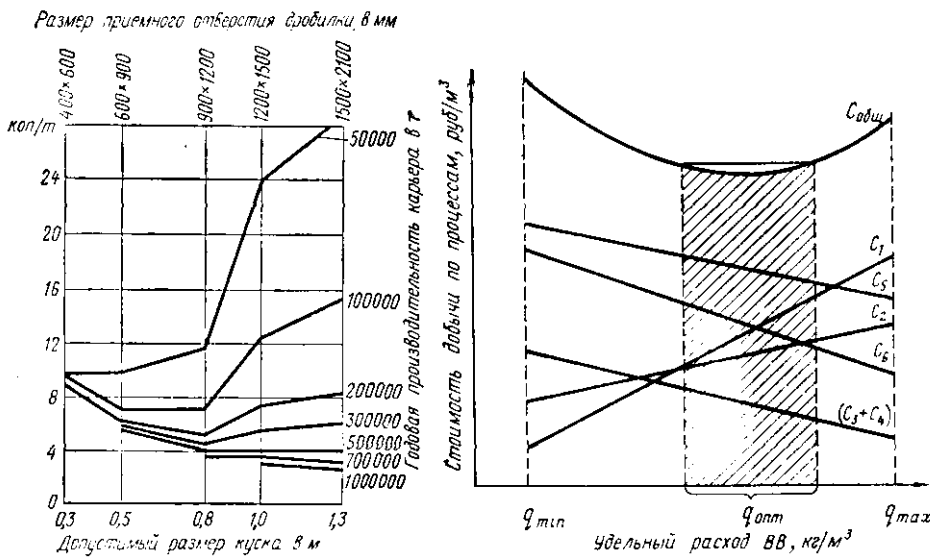


Рис. 171. Стоимость добычи гранитов в зависимости от допустимого размера куска на предприятии

Рис. 172. Экспериментальное определение рациональной степени дробления горных пород взрывом

предприятию методом последовательного приближения по данным экспериментальных взрывов с графическим анализом полученных результатов.

Обычно на карьере проводится несколько экспериментальных взрывов с разными расчетными расходами ВВ, что приводит к изменению сетки расположения скважин, производительности погрузки и т. д. Проводится хронометраж работы экскаваторов и дробилки крупного дробления на фабрике, подсчитывается стоимость отдельных процессов согласно формуле, а затем строится график (рис. 172), из которого видна зона минимальной стоимости добычи. Обычно она выражена неявно, и имеется определенный диапазон значений удельных расходов ВВ, при котором стоимость добычи минимальна.

## § 99. Контурное взрывание

С увеличением глубины карьеров все большее значение приобретает устойчивость бортов карьеров, которая зависит от свойств пород и метода их отбойки. Экспериментальными работами установлено, что если вместо вертикальных скважин большого диаметра (214—243 мм) применять наклонные скважины меньшего диаметра (105—150 мм), то разрушение в глубь массива существенно уменьшается, а обнажение откоса уступа становится значительно устойчивее. Отрыв породы при этом происходит по линии скважинных зарядов, и на обнажении уступа остаются следы скважин.

Учитывая указанные явления при взрывном разрушении массива, в настоящее время при сооружении котлованов, выемок, при доведении бортов карьеров до проектного контура все шире применяется контурное взрывание, при котором происходит отрыв породы по линии зарядов с минимальными разрушениями в глубь массива. При контурном взрывании шпурсы или скважины стремятся расположить в точном соответствии с линией отрыва породы по проекту.

В настоящее время контурное взрывание на земной поверхности производят путем предварительного щелеобразования взрывом ряда зарядов или взрыванием сближенных по сравнению с обычной сеткой зарядов.

Сущность предварительного щелеобразования состоит в том, что взрывается первым ряд зарядов, который расположен в соответствии с проектным контуром, и в массиве образуется щель, отделяющая разрушаемый объем, который и разрушается взрывами зарядов следующих серий. При этом интервал замедления между зарядами должен быть 75 мс для крепких и 100 мс для пород средней крепости. Расстояние между скважинами при применении зарядов аммонита № 6ЖВ диаметром 32 мм принимается 0,5—0,9 м.

Предварительное щелеобразование должно выполняться наиболее целесообразно до начала обустройства разрушаемого участка массива:

Ориентировочные параметры расположения зарядов при предварительном щелеобразовании приведены в табл. 49.

По опытным данным, вместимость 1 м заряжаемой контурной скважины принимается 0,4—0,6 кг для крепких ненарушенных пород и 0,2—0,3 кг для разрушенных пород. Расстояние между рядами оконтуривающих и обычных скважин принимается равным 10—20 диаметров зарядов рыхления.

Для уменьшения действия скважин рыхления в глубь массива контурные скважины необходимо бурить глубже скважин рыхления на 7—12 их диаметров.

Заряд для контурных скважин выполняется в виде гирлянды из патронов аммонита № 6ЖВ или аммонита № 7ЖВ, привязанных с некоторыми интервалами к детонирующему шнуру. Гирлянду опускают в скважину на шпегате. Если угол наклона скважины меньше 55°, то гирлянды привязывают к деревянным рейкам, которые

Таблица 49

Параметры расположения зарядов для метода предварительного  
целлеобразования при диаметре заряда 32 мм (аммонит № 6ЖВ)

Характеристика горных пород	Направление щели по отношению к основной системе трещин	Расстояния между скважинами	
		см	в диаметрах заряда
Известняк VI и VII категорий, горизонтального залегания с глинистыми пропластками и вертикальными трещинами, разбит на блоки размером 20—50 см в наибольшем ребре То же	Параллельное	90	28
	Под углом 30—70°	70	22
Известняк VII категории, пласты перемятые, сильно трещиноватые То же	Параллельное	80	25
	Под углом 30—70°	70	22
Песчаник тонкозернистый VI категории, крупноблочный	Вертикальной трещиноватости нет	60—70	19—22
Гранит мелкозернистый X категории, трещиноватый	Господствующая система трещиноватости отсутствует	60	19
Диабаз X категории, трещиноватый, крупноблочный То же	Параллельное	70	22
	Под углом 30—70°	50	16

затем поочередно вводят в скважину, так, чтобы рейка находилась между зарядом и сохраняемым массивом. Величина забойки должна быть в пределах 2—4 м.

В настоящее время для контурного взрывания на карьерах применяют пневмоударные станки, которыми бурят наклонные скважины диаметром 100 (150) мм. При этом целесообразно основную часть уступа разрушить скважинами диаметром 243—320 мм, а при работе в приконтурной зоне применять наклонные скважины диаметром 100—150 мм.

#### § 100. Общие сведения о проведении подземных выработок

При проведении горных работ на карьерах проходка подземных выработок производится для создания комплекса подземных водоосушительных сооружений под карьерным полем и при проходке штолен или шурфов с целью выполнения крупных взрывов камерных зарядов. При проведении выработок применяются ВВ, имеющие нулевой кислородный баланс и предназначенные для подземных работ.

**Классификация шпуров.** Проведение выработок с помощью буровзрывных работ включает выполнение следующих процессов: бурение и зарядание шпуров

в забое, взрывание и проветривание, уборка породы и крепление выработки.

Шпур, располагаемый в забое (рис. 173), по своему назначению делится на три группы.

**Врубовые шпур**ы, взрыв зарядов в которых создает дополнительную поверхность обнажения в забое и улучшает условия работы остальных. На практике встречается много схем расположения врубовых шпуров.

**Отбойные шпур**ы, заряды в которых взрываются после врубовых и предназначены для расширения объема первоначального вруба. При малых сечениях выработок отбойных шпуров может и не быть, а при большом сечении отбойными шпурами разрушается большая часть породы в забое.

**Оконтуривающие шпур**ы, заряды в которых взрываются последними для придания выработке проектного сечения. Концы оконтуривающих шпуров совпадают с проектным контуром выработки в мягких породах или выступают за него на 100—150 мм в породах более крепких. Концы оконтуривающих шпуров у почвы выработки располагают ниже проектного контура для более интенсивного разрушения породы в подошве выработки и облегчения настила рельсового пути. Окончательное расположение оконтуривающих шпуров определяют опытным путем.

При проведении выработок шпур глубиной более 2,5 м называют глубокими, глубиной 1,5—2,5 м — средними и глубиной менее 1,5 м — мелкими. В большинстве случаев шпур бурят глубиной 1,5—2 м. Подвигание забоя за взрыв бывает обычно меньше, чем глубина шпура.

**Коэффициент использования шпуров** (к. и. ш.) называется отношением величины подвигания забоя за один взрыв к средней глубине шпура.

Взрывные работы при проведении выработок должны удовлетворять следующим основным требованиям: они должны обеспечивать наибольшую эффективность проходки выработок; правильность оконтуривания сечения; минимальные нарушения массива и крепления выработок; высокий к. и. ш.

**Конструкция врубов.** Наиболее трудные условия разрушения породы имеют место при взрывании врубовых шпуров, которые взрываются при одной обнаженной поверхности, перпендикулярной или наклонной к оси шпура. От глубины и размеров образованной при взрыве шпура полости зависит эффект отбойки породы, определяемый величиной к. и. ш. Поэтому при проведении выработок применяют врубы различных типов.

Применяемые в выработках прямоугольного и трапециевидного сечения врубы делятся на две основные группы.

**Наклонные врубы** (пирамидальные и клиновые) образуются шпурами, пробуренными наклонно к плоскости забоя. Угол наклона шпуров 55—70°, расстояние между концами 100—200 мм. В трещиноватых породах наклонные врубы стремятся располагать так, чтобы они пересекали плоскости трещин под углами, близкими к прямым, что увеличивает эффект разрушения.

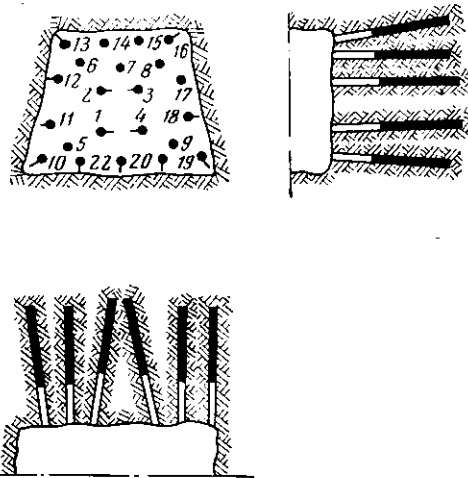


Рис. 173. Схема расположения шпуров при проходке выработок:

1—4 — врубовые шпур; 5—9 — отбойные; 10—22 — оконтуривающие шпур

Прямые врубы (призматические и щелевые) образуются шпурами, пробуренными перпендикулярно плоскости забоя. Для этого типа врубов характерно наличие незаряженных шпуров, создающих дополнительную поверхность обнажения для облегчения разрушительного действия шпуровых зарядов, взрывааемых первыми.

Наиболее широко применяются в настоящее время вертикальные клиновые врубы.

Глубина и эффективность прямых врубов не зависят от сечения выработки. Наиболее часто применяют симметричные врубы с центральным незаряженным шпуrom.

При проведении выработок по неоднородной породе, по тонким пластам угля или рудным жилам для создания дополнительной поверхности обнажения вначале отбивается и убирается уголь или руда, а затем отбивается порода. Отбойка породы производится шпурами, пробуренными параллельно оси выработки.

При проведении вертикальных и наклонных выработок круглого сечения шпуры в них располагают по нескольким концентрическим окружностям. Вруб состоит из 6—12 шпуров, глубина которых на 15—20 см больше остальных. Чаще применяют врубы с параллельными шпурами, обеспечивающими меньший выброс породы вверх.

Соотношение между числом шпуров в окружностях принимается для зарядов в патронах диаметром 32 мм 1 : 2 : 3 : 4, для зарядов в патронах диаметром 45 мм 1 : 3 : 6.

Оконтуривающие шпуры бурят на расстоянии 15—20 см от проектного контура под углом 85—87° в сторону стенок. Концы шпуров, как правило, не выходят за контур сечения ствола.

Расчет зарядов при проведении выработок сводится к определению расчетного удельного расхода ВВ и числа шпуров на 1 м<sup>3</sup> взрывааемого массива.

**Принципы расчета параметров взрывания.** Исходным в расчете параметров взрывания при проведении выработок является расчетный удельный расход ВВ, зависящий от многих факторов: физико-механических свойств пород, сечения выработки, глубины и диаметра шпуров, типа ВВ и т. д. Особая сложность заключается в том, что перечисленные факторы комплексно и по-разному влияют на величину заряда, и в настоящее время не представляется возможным определить ее значение теоретическим путем. Поэтому в большинстве случаев удельный расход ВВ определяется по специальным таблицам, составленным на основе обработки большого числа производственных взрывов (табл. 50). При применении других ВВ пользуются переводными коэффициентами, которые обратно пропорциональны энергетическим характеристикам ВВ (см. стр. 225).

Таблица 50

Расход ВВ на 1 м<sup>3</sup> обуренной породы при проведении выработки  
(аммонит № 6ЖВ)

Коэффициент крепости породы	Сечение выработки, м <sup>2</sup>					
	4—6	10—12	16—20	до 25	36—40	60—70
	Для горизонтальных выработок			Для вертикальных выработок		
15—20	2,2	2,2	1,9	2,8	2,5	2,1
7—9	4,5	4,4	4,3	2,1	1,8	1,4

Число и глубина шпуров по сечению выработки должно быть достаточным с точки зрения эффективного разрушения обуренного объема

породы, размещения расчетного заряда ВВ и правильного оконтуривания выработки.

Наиболее просто число шпуров на забой определять исходя из найденного по таблицам расхода ВВ на  $1 \text{ м}^3$  обуренной породы.

1. Выбирается глубина шпуров исходя из требуемого подвигания забоя выработки за один цикл.

2. Определяется количество ВВ на взрыв по формуле

$$Q = qlS, \quad (\text{XI.24})$$

где  $l$  — глубина обуривания забоя, м.

3. Определяется число шпуров на забой исходя из максимального допустимого их заполнения ВВ. Обычно ВВ заполняется  $\frac{2}{3}$  длины шпура, но в крепких породах заполнение может быть большим.

Масса заряда в одном шпуре

$$Q_s = \frac{2}{3} l \frac{\pi d^2}{4} \Delta, \quad (\text{XI.25})$$

где  $d$  — диаметр шпуров, дм.

Число шпуров

$$N = \frac{Q}{Q_s}. \quad (\text{XI.26})$$

4. Проверяется число шпуров исходя из необходимости правильного оконтуривания выработки. При изменении числа шпуров на забой заряд отдельного шпура пересчитывается по формуле

$$Q_s' = \frac{Q}{N'}, \quad (\text{XI.27})$$

где  $N'$  — необходимое число шпуров.

5. Общая масса заряда на взрыв делится на число шпуров, а затем полученная средняя величина умножается на следующие поправочные коэффициенты: для врубовых шпуров — 1,2, для отбойных шпуров, оконтуривающих боковых и верхних, 0,8—0,9.

Вычисленные параметры взрывания проверяют путем проведения опытных взрывов.

Для пород с коэффициентом крепости  $f = 4 \div 10$  оптимальная глубина шпуров равна 1,8—2,8 м, причем с увеличением крепости пород оптимальная глубина шпуров уменьшается, с увеличением сечения выработки — увеличивается.

При применении буровых кареток, позволяющих с одной установки бурить шпуры глубиной 3 м и более, рациональная глубина шпуров увеличивается. При этом, как правило, применяются призматические врубы.

**Контурное взрывание.** При проведении выработок происходит большее или меньшее разрушение массива породы за пределами проектного контура, ухудшающее устойчивость выработки и увеличивающее переборы породы. Для уменьшения разрушения за линией расположения зарядов применяют оконтуривающие шпуры уменьшенного диаметра, а также бурят их на некотором расстоянии от линии проектного контура.

Одним из эффективных способов уменьшения разрушений массива за линией зарядов является контурное взрывание. Сущность этого метода взрывания заключается в том, что оконтуривающие шпуры бурят возможно ближе к проектному контуру сечения выработки с одновременным уменьшением расстояния между соседними шпурами. Шпуры заряжают таким образом, чтобы разрушение породы происходило только по линии, соединяющей соседние заряды. Это достигается вследствие получения при взрыве на линии расположения зарядов увеличенных напряжений. При этом обеспечивается почти точное соответствие фактического и проектного контуров выработки. Кроме того, благодаря уменьшению разрушения массива устойчивость выработки увеличивается, что позволяет при таком взрывании эксплуатировать выработку с уменьшенной толщиной крепи или даже совсем без крепления.

Уменьшение действия взрыва в глубь массива достигается:

- 1) применением ВВ с низкими энергетическими характеристиками;
- 2) применением большого (15—20 мм) радиального зазора между патроном ВВ и стенками шпуров;
- 3) применением специальной конструкции зарядов, представляющих собой деревянный полуцилиндр, на котором расположены рассредоточенно (рис. 174, а) или непрерывно (рис. 174, б) полуцилиндры ВВ. Стенки полуцилиндра деревянного заряда примыкают к массиву, в результате чего заряд не имеет непосредственного контакта с внешним контуром породы.

Некоторый перерасход буровых работ путем сближенного расположения зарядов компенсируется снижением расходов на крепление и поддержание выработок. Этот способ взрывания находит широкое применение при проходке выработок в монолитных породах и при гидротехническом строительстве.

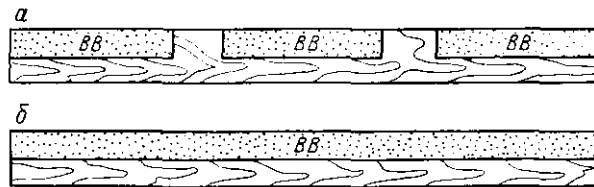


Рис. 174. Конструкция заряда при контурном взрывании

**Короткозамедленное взрывание при проведении выработок.** Все шире в практику проведения подготовительных выработок внедряется к. з. в. зарядов. По данным большого объема исследований и производственных наблюдений, к. з. в. по сравнению с мгновенным обеспечивает следующие преимущества.

1. Уменьшение удельных расходов бурения и ВВ на 10—20% благодаря лучшему использованию энергии взрыва зарядов.
2. Лучшее дробление породы благодаря более длительному нахождению породы в напряженном состоянии при взрыве.
3. Уменьшение сейсмического воздействия на массив и лучшее окоптуривание выработки.
4. Увеличение коэффициента использования шпуров на 10—15%.

Важным достоинством к. з. в. при проходке стволов является уменьшенное заколообразование на забое, из-за чего на 10—15% сокращается объем породы, убираемой с предварительной разборкой, и на 15—20% сокращается время на обуривание забоя.

Расположение шпуров сохраняется то же, что и при обычном замедленном взрывании, но при уменьшенном примерно на 10—15% общем числе шпуров.

Проведенными исследованиями установлено, что интервал замедления изменяется от 15 до 25 мс. С увеличением крепости пород интервал замедления уменьшается. Интервал замедления между врубовыми и остальными шпурами должен быть увеличен, поскольку время разрушения породы действием врубовых зарядов, работающих при одной обнаженной поверхности, больше, чем у других шпуров. Число ступеней замедлений может приниматься одинаковым с замедленным взрыванием (врубовые — отбойные — окоптуривающие), однако это не является обязательным.

При применении к. з. в., особенно при завышенных удельных расходах ВВ, происходит усиленный выброс породы по оси выработки, приводящий к разрушению крепи и порче оборудования. Поэтому при переходе на к. з. в. следует в опытных взрывах уменьшить удельный расход ВВ примерно на 10—15%. Окончательно параметры к. з. в. выбираются после проведения экспериментальных взрывов.

## Глава XII

### ВТОРИЧНОЕ ДРОБЛЕНИЕ НЕГАБАРИТА

#### § 101. Классификация способов вторичного дробления

При существующей технике и технологии отбойки пород скважинными зарядами на карьерах выход негабаритных кусков, особенно в трудновзрываемых породах, достигает 10% и более. Высокий выход негабарита ухудшает технико-экономические показатели работы карьеров, усложняет технологический процесс, снижает производительность погрузки, транспорта, повышает себестоимость добычи полезного ископаемого. От быстроты и эффективности дробления негабаритных кусков существенно зависят ритм и общая организация работы на карьере. Для вторичного дробления негабаритов в настоящее время разработано много способов и средств разрушения.

По характеру физических и механических процессов, происходящих в породе при ее разрушении, основные методы дробления могут быть разделены на взрывные, механические, термические, электрофизические. Их можно классифицировать следующим образом.

#### I. Взрывные способы разрушения негабаритов:

1) без бурения шпуров в негабарите: обычными накладными зарядами (рис. 175, а); кумулятивными зарядами (рис. 175, б).

2) с бурением шпуров в негабарите: шпуровыми зарядами ВВ (рис. 175, в); микрочарядами ВВ, гидровзрывные (рис. 175, г);

II. Механические способы разрушения негабарита: статическое с помощью гидроклина, динамическое пневмобутобоями и падающим грузом.

III. Термические способы дробления негабарита: разрушение термитом, разрушение огнеструйными горелками.

IV. Электрофизические способы разрушения негабаритов: электрогидравлическое разрушение, разрушение токами высокой частоты, разрушение токами промышленной частоты, нагрев токами промышленной частоты.

V. Комбинированные способы разрушения негабаритов: ударное и электротермическое воздействие на породу; механическое воздействие на породу в высокочастотном электромагнитном поле;

сочетание воздействия высокотемпературных газовых струй и механического воздействия.

Термические, электрофизические и комбинированные способы разрушения негабаритов избирательны, и их эффективность применения сильно зависит от электрических и тепловых свойств горных

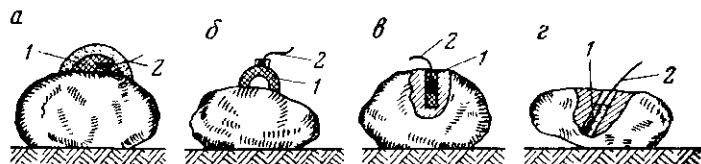


Рис. 175. Способы взрывного дробления негабарита

пород. Взрывные и механические способы универсальны и мало чувствительны к свойствам горных пород.

Ниже рассмотрены основные применяемые способы дробления негабарита.

#### § 102. Взрывные способы вторичного дробления

**Дробление негабарита взрывом шпуровых зарядов.** Для дробления негабаритов взрывом шпурового заряда в нем бурят шпуры глубиной 0,3—0,5 толщины негабарита. Бурение осуществляется перфораторами ПР-19, ПР-22 или ПР-24Л.

Пробуренные шпуры в негабаритных кусках заряжают обычно во время подготовки к массовому взрыву. В шпур помещается заряд ВВ и вводится детонирующий шнур, вставляется зажигательная трубка или электродетонатор. Детонирующий шнур от негабаритов подсоединяется к магистральному, который, в свою очередь, обычно подсоединяется к магистрали от скважин. Целесообразно проводить взрывание негабарита одновременно с массовым взрывом. Расчетный расход ВВ для взрывания негабарита шпуровыми зарядами принимается 0,2—0,5 кг/м<sup>3</sup>. С увеличением размера негабарита расчетный удельный расход ВВ уменьшается.

К недостаткам данного способа разрушения негабаритов относятся: высокая стоимость, вредные условия работы (вибрация, пыль, шум) при бурении.

Заслуживает внимания опыт применения электровращательного бурения шпуров в негабаритах (Восточный карьер Докучаевского флюсо-доломитового комбината). Электровращательное бурение не имеет недостатков перфораторного бурения, сокращает трудовые затраты, создает нормальные условия работы для бурильщиков. При этом возможно электросверлом типа СЭР-19Д бурить шпуры малого диаметра (16—22 мм) со скоростью 200—250 мм/мин. Для лучшей выдачи буровой муки целесообразно применять буровую штангу с упорной шнековой резьбой.

**Разрушение негабарита взрывами микрочарядов ВВ.** Вместо обычных шпуровых зарядов массой по 200 г можно в шпуры помещать микрочаряды массой 20—50 г в водостойчивых оболочках. В качестве ВВ используется аммонит № 6ЖВ. Заряд обычно в резиновой оболочке, приготовленный на складе ВМ, вводится в шпур, который заполняется водой. При этом способе взрывания разлет кусков весьма незначителен, и безопасное расстояние может составлять не более 50 м.

При взрывании микрочарядами на негабарит объемом в 20 м<sup>3</sup> требуется три шпура глубиной 1,2 м с массой одного заряда в шпуре 50 г. На негабариты объемом до 6 м<sup>3</sup> требуется пробурить один шпур глубиной от 0,5 до 1 м, чтобы вместить от 20 до 40 г ВВ. Данный способ разрушения негабаритов сокращает расход ВВ на 1 м<sup>3</sup> негабарита более чем в 10 раз.

Порода, находящаяся в непосредственной близости от заряда ВВ, под действием продуктов детонации разрушается и растрескивается.

При применении небольших зарядов  $h$  в шпурах, заполняемых водой, можно достигнуть разрушения негабаритов с минимальным разлетом кусков. Глубина шпуров при гидровзрывании принимается больше двукратной величины уровня жидкости  $h$  в шпуре, но меньше половины толщины негабарита. Расстояние между шпурами при гидровзрывании принимается равным  $0,5 \div 0,7$  толщины куска, шпуры необходимо располагать равномерно в центральной части негабарита. Минимальное расстояние от шпура до ближайшей боковой поверхности негабарита не должно быть более глубины шпура.

Ориентировочные расчетные величины зарядов ВВ для разрушения негабаритов при гидровзрывании приведены в табл. 51.

Таблица 51

Технико-экономические показатели разрушения негабарита микрочарядами

Параметры взрывания	Объем негабарита, м <sup>3</sup>										
	1	2	3	4	5	6	8	10	15	20	
Глубина шпура, м . . . . .	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1	1	1,1	1,2	1,2	
Число шпуров . . . . .	1	1	1	1	1	1	2	2	2	3	
Масса заряда в шпуре, г . . .	20	20	30	30	40	40	40	40	50	50	

Разновидностью гидровзрывания является способ, при котором шпур на 90% его глубины заполняется труднозамерзающей горючей смесью, состоящей из арктического солярового масла и отработанного автомобильного или дизельного масла ДСП-8 или АКЗП-8. В шпур вводится либо заряд ВВ с одной нитью детонирующего шнура (для трудноразрушаемых пород), либо две нити ДШ (для легко взрывааемых пород). Разрушающий эффект данного способа взрывания обеспечивается гидравлическим ударом при совместном воздействии продуктов взрыва заряда ВВ или детонирующего шнура, газов,

образованных от вспышки горючей смеси, и воздействием высокой температуры вспыхнувшей горючей смеси. Экспериментальные исследования данного способа взрывания на одном из месторождений слюды показали, что разлет кусков не превышает 10—12 м, оптимальная глубина шпуров при толщине негабарита до 1 м составляет  $\frac{1}{2}$  толщины, а при толщине негабарита более 1 м глубина шпуров составляет  $\frac{2}{3}$  его толщины. Некоторые показатели, характеризующие этот способ разрушения негабаритов, приведены в табл. 52.

Т а б л и ц а 52

Расчетные расходы ВВ для разрушения негабаритов взрыванием зарядов в горючей смеси

Породы	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Объем негабарита, м <sup>3</sup>	Удельный расход ВВ (аммонита № 6ЖВ), г/см <sup>3</sup>	Удельный расход горючей смеси, кг/м <sup>3</sup>	Удельный расход детонирующего шнура, м/м <sup>3</sup>
Пегматит	14—16	1	—	0,45	1,1
		1,5	—	0,38	0,9
		2	—	0,35	0,7
Гнейсы	12—14	1	27	0,5	0,6
		1,5	20	0,5	0,5
		2	15	0,35	0,4

Данный способ целесообразно применять взамен гидровзрывания в условиях отрицательных температур. Он позволяет вести дробление негабарита вблизи оборудования и механизмов без длительной их остановки.

**Разрушение негабарита накладными зарядами.** Технология взрывания накладными зарядами чрезвычайно проста. На кусок негабарита накладывается ВВ и производится его взрывание

с помощью детонирующего шнура или детонатора. Негабарит разрушается в основном под действием только ударной волны, газообразные продукты взрыва почти не участвуют в разрушении негабарита. Этот способ характеризуется высоким удельным расходом ВВ, в десятки раз превышающим удельный расход ВВ при дроблении шпуровыми зарядами, и может достигать 2 кг/м<sup>3</sup>. При этом наблюдаются чрезвычайно сильный звуковой эффект и сильная воздушная волна.

Т а б л и ц а 53

Эффективность накладных кумулятивных зарядов для дробления негабарита

Заряд	Масса ВВ в заряде, кг	Размеры негабарита	
		объем, м <sup>3</sup>	толщина, м
ЗКП-25	0,028	0,1	0,18
ЗКП-50	0,052	0,18	0,26
ЗКП-100	0,13	0,45	0,45
ЗКП-200	0,225	0,8	0,65
ЗКП-400	0,475	1,6	0,9
ЗКП-1000	0,98	2,5	1,2
ЗКП-2000	2,1	4,4	1,6
ЗКП-4000	4,06	6,9	2

Опасная зона при взрывании накладных зарядов составляет не менее 300 м. Не все породы хорошо поддаются дроблению накладными зарядами. На некоторых предприятиях, где преобладают очень крепкие, но хрупкие породы, этот способ находит широкое применение.

Применение наружной забойки из глины или полиэтиленовых пакетов с водой сокращает расход ВВ в 2—3 раза при одинаковом эффекте разрушения.

**Разрушение негабарита кумулятивными зарядами.** Применение кумулятивных зарядов ЗКП позволяет в 8—9 раз снизить удельный расход ВВ на вторичное дробление 1 м<sup>3</sup> негабарита. В прессованном заряде ЗКП имеется кумулятивная выемка, облицованная сталью, промежуточный детонатор ДП-1 и проволоочная скоба для крепления детонирующего шнура.

Применение кумулятивных зарядов для разрушения негабаритов позволяет уменьшить разлет осколков и снизить силу ударной воздушной волны. Показатели применения кумулятивных зарядов на рудниках Криворожья при разрушении негабаритов горных пород с  $f = 14 \div 18$  приведены в табл. 53.

Для выбора массы заряда можно пользоваться эмпирической формулой

$$Q = 0,73H^2, \text{ кг,}$$

где  $H$  — толщина негабаритного куска, м.

### § 103. Механические способы вторичного дробления

**Разрушение негабарита закладными гидроклинами.** При этом способе в пробуренный шпур вставляется гидравлический клин. Под давлением масла щеки гидроклина расходятся и производят разрыв негабарита. Клин приводит в действие ручной масляный насос плунжерного типа или насосный агрегат, развивающий давление до 60 кгс/см<sup>2</sup>.

#### Техническая характеристика гидроклина (КузНИИшахтострой)

Диаметр закладочной части, мм . . . . .	50
Диаметр цилиндра домкрата, мм . . . . .	200
Рабочее давление, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	60
Продольный ход клина, мм . . . . .	76
Ход щеки, мм . . . . .	8
Длина рабочей части, мм . . . . .	210
Масса гидроклина и ручного насоса, кг . . . . .	70

Для разрушения негабарита бурится шпур глубиной до 400 мм и диаметром 52 мм. Под давлением масла в рабочей полости цилиндра клин вдвигается между щеками и разрывает негабарит на две части. Время для разрушения одного негабарита объемом до 1 м<sup>3</sup> с бурением составляет 5—6 мин.

На принципе разрушения негабаритов с помощью закладных гидроклиньев работает установка «Сатурн» НИИГормаша, в которой помимо закладных гидроклиньев имеется термобур. Установка

смонтирована на гусеничном ходу, оборудована системой управления и контроля, механизированным манипулятором из кабины. Масса установки 9 т. В качестве горючего в термобуре применяется керосин, а окислители — кислород или воздух. Установкой можно бурить шпуров глубиной до 2 м и диаметром до 100 мм.

Облегченный гидроклин массой 18,9 кг обеспечивает усилия на щеках до 20 тс/см<sup>2</sup> при давлении масла 160 кгс/см<sup>2</sup>, а гидроклин утяжеленного типа массой 75—100 кг развивает усилия до 100 тс/см<sup>2</sup> при давлении масла 200 кгс/см<sup>2</sup>.

Время на разрушение негабарита объемом 0,5—1 м<sup>3</sup> с учетом бурения шпуров, по данным испытаний на Дегтярском руднике, составляло 6—7 мин.

**Вторичное дробление падающим грузом.** К числу установок, работающих на принципе разрушения негабаритов падающим грузом, относятся экскаваторные и крановые бутобои.

Экскаваторный бутобой — это экскаватор типа механической лопаты, снабженный легкоъемным бутобойным оборудованием, крепящимся к ковшу. Бутобойное оборудование состоит из электромагнита с кольцевым полюсом, кронштейна, насадки и шара-груза массой 3—5 т. Электромагнитом управляют из кабины машиниста экскаватора.

Электромагнит подводят к грузу-шару, поднимают его на определенную высоту и сбрасывают на негабарит, выключая ток электромагнита. Для экскаваторного бутобоя отсутствует необходимость в канатах для подвески груза. Недостатком экскаваторного бутобоя является то, что иногда осложняется захват откатывающегося шара и затруднено прицеливание груза на негабарит.

Крановый бутобой представляет собой установку на базе крана с грузом весом 3—5 тс, подвешенным на канате. Для разрушения негабарита груз поднимают на высоту 7—10 м и сбрасывают на негабаритный кусок. Число наносимых ударов может быть равным 1—4 в минуту, при этом кинетическая энергия падающего груза достигает 40—50 тыс. кгс·м.

Основным недостатком крановых бутобоев является быстрый износ канатов и перегрузка двигателя при подъеме груза, а также сложность прицеливания при ударе.

Результаты применения экскаваторных бутобоев, оборудованных электромагнитом М-42 и шаром весом 3 тс, показали, что себестоимость дробления негабарита таким способом в 1,5—2 раза ниже, чем при буровзрывном разрушении пород с  $f = 8 \div 12$  и объеме негабаритов 0,2—10 м<sup>3</sup>. Производительность экскаваторного бутобоя составляет 180—250 м<sup>3</sup> за восьмичасовую смену и существенно зависит от опыта и квалификации машиниста.

Такие бутобои рационально применять на карьерах с небольшим выходом негабарита, используя простые экскаваторы. Крановые бутобои, работающие на базе экскаватора, позволяют полностью отказаться от взрывных работ при дроблении негабарита. Так, применение крановых бутобоев на базе экскаватора Э-1251 на Соко-

ловско-Сарбайском ГОКе позволило достигнуть производительности около  $155 \text{ м}^3$  при себестоимости  $0,28 \text{ руб/м}^3$ , в то время как при буровзрывном способе она составляет  $0,68 \text{ руб/м}^3$ .

Рассматривая применение крановых и экскаваторных бутобоев в условиях карьеров, необходимо отметить, что данный способ разрушения негабаритов улучшает условия труда рабочих, уменьшает простой оборудования, снижает затраты на разрушение негабарита примерно в 1,5—2 раза.

К недостаткам следует отнести применение дорогих тяжелых машин, большие затраты времени на переезды, повышенный износ и раскручивание каната, перегрузки двигателя.

**Разрушение негабарита пневмобутобоем.** Для дробления негабарита созданы различного типа пневмо- и гидropневмобутобой.

Пневмобутобой Б-2м выполнен как навесное оборудование к экскаватору Э-153 и устанавливается вместо ковша. Сжатый воздух подается от передвижных компрессоров ДК-9.

#### Техническая характеристика пневмобутобой

Энергия единичного удара, кгс·м . . . . .	110
Число ударов в минуту . . . . .	600
Ударная мощность, л. с. . . . .	15,1
Расход воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$ . . . . .	15,0
Масса пневмобутобоя, кг . . . . .	300

Размеры негабарита влияют как на время, так и на качество дробления. Так, при увеличении объема негабарита более  $1,5 \text{ м}^3$  происходит увеличение выхода мелких фракций ( $< 2 \text{ мм}$ ) в месте контакта пика с негабаритом. При разрушении негабаритов объемом  $1—1,5 \text{ м}^3$  он разрушается на три—шесть частей с разлетом осколков на 6—8 м, при разрушении негабаритов больших размеров он разрушается на две-три части без разлета, при этом предварительно образуются трещины с поверхности, которые под действием последующих ударов распространяются в глубину негабаритного куска. Время разрушения 1—2 мин.

Производительность пневмобутобоев резко (в 5—6 раз) повышается при уменьшении размера негабарита. Отсюда видна целесообразность применения пневмобутобоев на перегрузочных пунктах при циклично-поточной технологии разработки.

#### § 104. Термические способы вторичного дробления

Подвод достаточно большого количества тепла к негабариту образует местный нагрев породы (тепловой клин), в породе возникают термоупругие напряжения благодаря образованию температурного градиента, которые при определенных условиях приводят к разрушению породы.

**Разрушение термитом.** Смесь алюминия и окиси железа при сгорании выделяет большое количество тепла. При горении 1 кг термита выделяется энергия  $2300—4600 \text{ кДж}$  при температуре  $3000^\circ \text{С}$ . Воспламеняется термит при  $1500^\circ \text{С}$ . Для разрушения

негабарита в пробуренные шпуров засыпают термит и поджигают его. Для крепких пород расход термита для дробления негабарита составляет 0,8—1,2 кг/м<sup>3</sup>. Термит невыгодно применять в породах средней крепости из-за его малой эффективности. Время разрушения 1—3 мин.

Более рационально для дробления негабаритов термитом применять прессованный термит в виде цилиндрических брикетов. Брикеты имеют высоту 6—9 см и диаметр на 3—5 мм меньше диаметра шпура. Длину и число шпуров принимают в зависимости от размера и массы термитных брикетов.

Недостатками данного способа являются необходимость бурения шпуров и относительно большой расход термита. Однако при применении данного способа затраты на вторичное взрывание обычно на 20—25% ниже по сравнению с дроблением взрывным способом. Кроме этого, применение данного способа не требует остановки оборудования и вывода людей за пределы опасной зоны.

**Разрушение огнеструйными горелками.** При данном способе разрушения негабаритов источником тепла является жидкое топливо (бензин, керосин), которое сгорает в камере горелки в подаваемом окислителе (кислород, воздух). Продукты сгорания, истекая со сверхзвуковой скоростью через сопла на негабарит, нагревают его. Температура газовой струи достигает 2000 К, а скорость 1800—2000 м/с. Для получения газовой струи используют термобуры или реактивные горелки.

Кварцсодержащие породы разрушаются наиболее эффективно в виде шелушения, а при достижении некоторой глубины шпура негабарит разрушается на отдельные куски. Наиболее эффективно разрушаются породы типа гранитов и железистых кварцитов.

Породы типа известняков очень плохо разрушаются при воздействии реактивных горелок. В них под воздействием высокой температуры образуется слой обожженной извести, который покрывает поверхность породы, препятствуя ее разрушению.

Разрушение негабарита гранита объемом до 1,5 м<sup>3</sup> происходит за 3—5 мин. При этом негабарит разрушается на несколько кусков. Железистые кварциты Кривого Рога объемом до 0,7 м<sup>3</sup> разрушаются за 2—5 мин с образованием трех-четырех кусков. Негабариты магнетитовых руд, спилитов и других вмещающих пород Горной Шории с  $f = 12 \div 16$  массой 8—10 т разрушаются за 2—3 мин.

Расход энергии для гранитов составляет 15—20 кВт·ч/м<sup>3</sup>. При использовании горелки мощностью 100 кВт производительность разрушения составляет 10—15 м<sup>3</sup>/ч.

Техническая характеристика огнеструйных горелок приведена в табл. 54.

Для дробления негабаритов можно использовать ручные термобуры, предназначенные в основном для бурения шпуров. Для разрушения негабарита необходимо после небольшого углубления термобура задержать его в одном положении до разрушения. Нагрев негабарита как реактивными горелками, так и термобурами можно прекращать при появлении трещин. В этом случае негабарит развали-

Техническая характеристика огнеструйных горелок

Показатели	Тип горелки			
	Бензо-воздуш- ная РТВ-В-1	Бензо-воздуш- ная РТВ-В-4	Бензо-воздуш- ная ОД-1	Керосино-кис- лородная РТВК
Расход окислителя, м <sup>3</sup> /мин . . . . .	3—4	3—4	1,5	0,8—1,2
Расход горючего, л/мин . . . . .	0,12—0,18	0,2	0,7—1,0	0,4—0,6
Давление горючего и окислителя, кгс/см <sup>2</sup>	5—7	5—7	6—7	5—10
Температура струи, °С . . . . .	1000	1500	1500	2000
Размеры, мм:				
длина . . . . .	1500	1500	1000	2500
диаметр . . . . .	54	60	27	60
Охлаждение . . . . .	Воздушное		Водяное	

вается на части при толчке его ковшем экскаватора. Вторичное дробление термоустановками можно производить во время работы экскаваторов.

Термоустановки довольно безопасны, надежны и просты в работе. Недостатком является возможность их применения только в термически буримых породах (граниты, железистые кварциты и т. п.).

#### § 105. Электрофизические способы вторичного дробления

**Электрогидравлическое разрушение.** При электрогидравлическом разрушении негабарита (рис. 176) используется воздействие ударных волн, образующихся при разряде конденсаторов 1 через разрядный промежуток 2 или проволочку в воде. При разряде в воде канал разряда разогревается, вода испаряется и создается высокое давление. Продолжительность разряда конденсаторов и самого процесса мала: происходит явление, подобное взрыву заряда.

Разрядный промежуток помещается в шпур с водой 3. Напряжение от сети переменного тока повышается, выпрямляется и используется для зарядки конденсаторов. Конденсаторы разряжаются автоматически после достижения определенного напряжения.

Конденсаторная установка массой 6 т дает при напряжении 100—150 кВ энергию разряда в 100 000 Дж. При к. п. д., равном 10%,

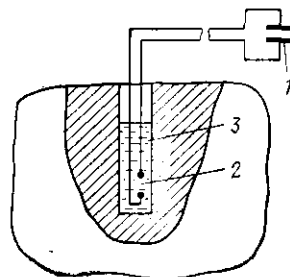


Рис. 176. Электрогидравлическое дробление негабарита

в механическую энергию переходит 10 000 Дж. Разряд конденсатора эквивалентен взрыву заряда тротила массой 3 г. Негабарит разрушается обычно на две части.

Недостатки данного способа разрушения заключаются в необходимости бурения шпуров в негабарите и применения чрезвычайно высокого напряжения.

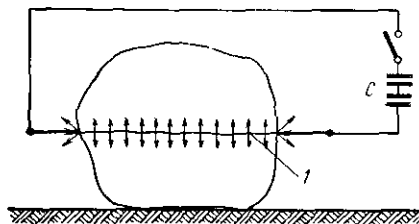


Рис. 177. Высокочастотное электрическое разрушение пробоем:

1 — плазменный канал

Разрушение негабарита токами высокой частоты. При использовании высокочастотной электромагнитной энергии возможны два способа разрушения негабарита — способ теплового пробоя и способ неравномерного диэлектрического нагрева.

Способ теплового пробоя применим для разрушения полупроводящих пород, а способ неравномерного диэлектрического нагрева — для разрушения горных пород-диэлектриков.

При тепловом пробое электрическая энергия подводится к породе путем прямого контакта двух стержневых электродов (рис. 177). Энергию к электродам от высокочастотного генератора подводят по кабелю.

Между электродами происходит высокочастотный пробой с образованием токопроводящего канала, в который от высокочастотного генератора, от сети тока промышленной частоты или в виде импульсного разряда конденсаторной батареи можно направить энергию большой мощности. В горной породе возникают термоупругие напряжения, рост которых приводит к разрушению негабарита.

Используя частоты 70—300 кГц, установкой мощностью 30—100 кВт выполняют тепловой пробой железистых кварцитов при расстоянии между электродами до 2 м. Масса разрушаемых негабаритов до 40 т. Продолжительность теплового пробоя 10—60 с.

В промышленных условиях испытаны самоходные установки ИГД им. А. А. Скочинского. Эти установки, установленные на автомобиле ЗИЛ-150, в условиях карьера ЮГОК показали производительность 12—15 м<sup>3</sup>/ч. Среднее время разрушения 1 т руды на габаритные куски составило 45—60 с. Расстояние между электродами 0,5—1,5 м.

Некоторые монолитные куски руды под воздействием высоко-

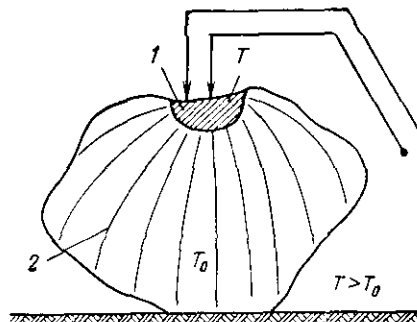


Рис. 178. Низкочастотное электро-термическое разрушение:

1 — твердое рабочее тело; 2 — электрическое поле

частотной энергии только растрескиваются, и для разрушения на части требуется дополнительное механическое воздействие.

Сущность способа разрушения горных пород-диэлектриков заключается в том, что под электродами имеет место неравномерный диэлектрический нагрев породы без образования канала высокочастотного теплового пробоя. Разрушение происходит также под влиянием возникающих термоупругих напряжений.

На серийное изготовление установок ЛОР-60 и ЛПР-40 для разрушения негабаритов железных руд ИГД им. А. А. Скочинского разработаны технологические условия.

**Разрушение негабаритов токами промышленной частоты.** При дроблении негабаритов этим способом напряжение подводится с помощью двух графитовых электродов, расположенных на расстоянии 40—80 мм. В зоне между электродами происходит электрический пробой и образуется разогревающийся канал электрического тока, который вызывает термоупругие напряжения, разрушающие негабарит (рис. 178).

Для разрушения негабаритов на открытых горных работах применяют установку 2УРН института Гипрорудмаш. Данная установка показала хорошие результаты при применении на карьерах Новокриворожского, Ингулецкого, Качканарского, Соколовско-Сарбайского ГОКов.

#### Технические показатели установки 2УРН

Производительность разрушения, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	14
Мощность установки, кВт . . . . .	400
Номинальное первичное напряжение, В . . . . .	6000
Частота, Гц . . . . .	50
Максимальное напряжение, подводимое к негабариту, В . . . . .	2940
Энергоемкость разрушения, кВт·ч/м <sup>3</sup> . . . . .	4,5

Появление трещин на негабарите свидетельствует о завершении процесса разрушения. Окончательно негабарит разваливается под воздействием ковша экскаватора. После появления трещин выключают напряжение, снимают остаточное напряжение с электродов и после этого электроды перемещают на другой негабарит.

Установка 2УРН может быть установлена на бульдозере, тягаче, саях. Установку располагают в 4—5 м от негабаритов, с одной позиции при длине кабеля в 50 м установка обслуживает зону радиусом 45 м. Установка 2УРН эффективно разрушает негабариты маргитоматнетитовых и хлорито-карбонато-магнетитовых роговиков (Кривбасс), негабариты карлитов и пироксенитов с содержанием железа 15—20% (Качканарский ГОК). Максимальная сменная производительность, достигнутая установкой 2УРН при разделке негабаритов на Ингулецком и Новокриворожском ГОКах, составляет 85—90 м<sup>3</sup>. Стоимость разделки 1 м<sup>3</sup> негабарита в 1,5—2 раза дешевле, чем при буровзрывном способе.

На Качканарском ГОКе установкой 2УРН разрушали негабариты объемом 1,5—7,5 м<sup>3</sup> при производительности 8—10 м<sup>3</sup>/ч, при этом для разрушения негабаритов объемом более 3 м<sup>3</sup> требовалось две-три перестановки электродов.

### Глава XIII

#### СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВИДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

В данной главе приведено описание разнообразных видов взрывных работ, которые носят самостоятельный характер. Значение этих видов взрывных работ часто очень велико, а объем их из года в год растет в связи с все более глубоким изучением взрывов и расширением области его применения в промышленности.

#### § 106. Взрывание перемычек

Перемычки обычно взрывают по окончании строительных работ в котловане, отгороженном перемычками от водоема.

Перемычки могут быть скальными, представляющими собой участки естественного массива, и насыпные, грунтовые или грунтовые с каменно-набросной пригрузкой.

Перемычки взрывают на рыхление, с последующей выемкой рыхленного грунта механизмами; на выброс — для образования первоначальной прорези, расширение которой производится водным потоком; на выброс и рыхление — для образования первоначальной прорези и облегчения размыва остальной части перемычки; на полный выброс небольших по протяженности перемычек.

Перемычки взрывают в завершающей стадии строительства того или иного объекта, из-за чего работы приходится вести в относительно стесненных условиях, когда требуется ограничивать дальность разлета породы, действие воздушной и сейсмических волн. Это предопределяет выбор метода и параметров работ.

Если перемычка скальная, целесообразно применение шарошечных или пневмоударных станков; если перемычка грунтовая, эффективно применение шнековых станков; перемычки, содержащие насыпной камень, поддаются бурению только станками ударно-канатного бурения с обсадкой скважин.

Выбор метода работ и бурового оборудования может быть произведен на основании изучения исполнительных чертежей на строительство перемычек или изысканий, которые должны дать ответ на следующие вопросы: материал, из которого состоит перемычка; конфи-

\* Глава написана Давыдовым С. А.

гурация и габариты перемычки (продольный и поперечные профили); ситуационный план местности с нанесением объектов, подлежащих защите от разлета кусков, действия воздушной и сейсмических волн.

На взрывание перемычки составляется проект, в котором, исходя из задания на взрыв и данных изысканий, обосновывается выбор метода буровзрывных работ и бурового оборудования.

При взрывании на рыхление применяют по возможности вертикальные скважины. Если вертикальные скважины не обеспечивают проработку с. п. п., их применяют в сочетании с наклонными скважинами. При взрывании глубина рыхления принимается на 0,5—1 м ниже проектного дна, учитывая трудность выемки горной массы из-под воды. Для скважин, пробуренных у откоса, подпертого водой, сетка скважин принимается в пределах 0,5—0,7 от расчетной величины.

Взрывание — короткозамедленное, порядное или, если требуется интенсивное дробление, по волновой схеме, с помощью детонирующего шнура и КЗДШ.

При взрывании на выброс осевой прорези в перемычках, если глубина прорези не превышает 4 м, следует применять вертикальные скважинные заряды выброса, расположенные в один ряд по оси прорези. Если глубина прорези превышает 4 м, следует ориентироваться на применение сосредоточенных зарядов выброса, размещаемых в скважинах увеличенного диаметра. Минимально необходимый диаметр рассчитывают по формуле

$$d = \frac{W}{20} \sqrt{1 + n^2}. \quad (\text{XIII.1})$$

При этом длина забойки должна быть не меньше  $0,5W$ . В остальном параметры буровзрывных работ рассчитываются в соответствии с гл. XI.

При взрывании всей перемычки заряды располагают вдоль ее оси, в зависимости от ширины перемычки в один, два или три ряда зарядов. При одном и двух рядах принимают показатель взрыва  $n = 2 \div 3$ , при трехрядном расположении в осевом ряду  $n = 2,5 \div 3$ , в боковых  $n = 2 \div 2,5$ .

Должен быть приведен расчет безопасных расстояний. При этом для объектов, попадающих в опасную зону по воздушной волне и разлету, предусматриваются специальные меры защиты. В качестве защиты от действия воздушной волны следует предусматривать выставление оконных рам или укрытие их щитами. Для защиты от разлета кусков породы наиболее ответственные части объектов (механизмы, трансформаторы, колонны и т. п.) подлежат укрытию бревенчатыми щитами и другими средствами.

#### § 107. Обрушение потенциально неустойчивых массивов

Под потенциально неустойчивыми понимаются нависающие скальные массивы в бортах каньонов, подсеченные трещинами бортового отпора, или (реже) тектоническими, или трещинами

напластования и потому, при определенных условиях, способных к самообрушению. К потенциально неустойчивым массивам относятся также камни, нависающие над ущельем.

Принудительное обрушение потенциально неустойчивых массивов целесообразно производить в начальный период строительства ГЭС и при прокладке дорог (шоссейных или железных) вдоль крутого откоса или по самому откосу.

Обрушение потенциально-неустойчивых массивов заключается в подрезке его сверху вниз щелью контурного взрывания и подбоя его понизу. В случае, если массив имеет большую мощность и сложен крупноблочными породами, кроме подрезки и подбоя производится также дробление его зарядами в скважинах, пробуренных сверху или (при очень большой мощности массива) из буровых галерей.

При подготовке взрыва должны быть выяснены следующие факторы: размеры обрушаемого массива (высота, ширина, мощность); наличие удобных подходов к верху и к основанию массива; блочность массива и категории крепости пород, его слагающих, и тех, на которые он опирается; расположение трещин, отсекающих неустойчивый массив от основного.

На производство взрывного обрушения потенциально неустойчивого массива составляется проект, в котором решаются следующие вопросы:

1. Способ подхода к верху и к основанию массива. К верху массива в зависимости от рельефа местности бурильщики проходят по специально пройденной тропе по косогору или спускаются сверху, по лестнице. Над массивом разрабатывается полка достаточной ширины для установки буровой рамы (при использовании станков типа БМК-4) или горизонтальной трубы, укрепленной на забетонированных в почву стойках (при использовании станков типа НКР-100М). К основанию массива, с двух сторон которого обычно бурят скважины подбоя, в зависимости от степени опасности передвижения по склону делают либо тропы, либо полувыемки. При взрывании особо крупных массивов подход к основанию, а иногда и к средней части массива осуществляется штольней. В случае, если обрушается нависающая часть массива, обычно достаточно одного ряда горизонтальных или слабонаклонных скважин рыхления.

Если массив представляет собой небольшой по высоте блок, отсеченный от основного массива трещиной, обычно достаточно одного ряда контурных скважин с несколько усиленным зарядом в нижней части.

При большой высоте блока, когда контурные скважины не могут достичь основания массива, при малой его мощности или мелкоблочной структуре, сверху, не меньше чем на половину высоты массива, в целике бурят ряд контурных скважин с выходом концов скважин в трещину, а снизу, с обеих сторон или с одной стороны основания, бурят один над другим два ряда горизонтальных или слабонаклонных скважин рыхления (подбоя).

При взрывании мощных и крупноблочных массивов, помимо контурных скважин с верхней площадки, в массиве бурят веера скважин рыхления.

При большой высоте и мощности массива с удобных подходов в стороне от массива располагают одну или две (на разных горизонтах) штольни, из них проходят буровые галереи, а из них по границе массива бурят контурные скважины, а в массиве — скважины рыхления. Иногда для улучшения подработки нижней части обрушаемого уступа бурят несколько шпуров.

Варианты расположений зарядов в массиве приведены на рис. 179, а, б.

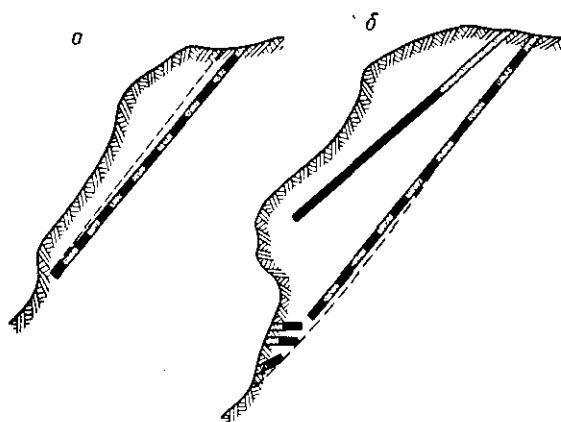


Рис. 179. Расположение скважин для обрушения неустойчивых массивов:

а — малой мощности; б — большой мощности

Обычно заряды подбоя взрывают в первую очередь, затем (через 10—15 мс) следует взрыв контурных скважин и в последнюю очередь, также через 10—15 мс, — зарядов рыхления в массиве.

Бурильщики и взрывники должны быть обучены приемам скалолазания, работать со страховочными веревками, обязательно в касках, а в местах возможных камнепадов — под навесными полками.

### § 108. Образование камуфлетных полостей

Камуфлетные полости в настоящее время находят применение: при сооружении свай с уширенной пятой (камуфлетные сваи); при строительстве подземных емкостей для хранения некоторых жидкостей и газов; при выполнении ям под столбы и опоры.

Сущность работы по образованию камуфлетных полостей заключается в том, что в скважине или шпуре размещают и взрывают заряд ВВ, при котором в массиве образуется сферическая полость. Образование полостей целесообразно только в пластичных породах

(глинах, суглинках), имеющих показатель простреливаемости  $P_{пр}$  свыше 100 дм<sup>3</sup>/кг (табл. 55).

Таблица 55

Ориентировочные значения показателя простреливаемости  $P_{пр}$   
(по данным Центральной производственно-экспериментальной  
специальной строительной лаборатории треста Союзвзрывпром)

Горная порода	Классификация грунтов и пород по СНиП	$P_{пр}$
Глина пластичная моренная . . . . .	II	900—1400
Глина черная . . . . .	III	400—600
Глина моренная . . . . .	III	220—530
Глина желто-бурая жирная . . . . .	III	220—270
Глина темно-красная жирная . . . . .	III	170—250
Мергель мягкий трещиноватый . . . . .	IV	100—170
Мергель мягкий сильно трещиноватый . . . . .	IV	180—280
Глина ломовая темно-синяя . . . . .	IV	100—150
Суглинок тяжелый, глина песчанистая . . . . .	IV	70—190
Мел мягкий, известняк-ракушечник . . . . .	V	35—65
Мергель средней крепости, доломит мергелистый, известняк мягкий сильно трещиноватый . . . . .	V—VI	Около 20. Большой разброс значений
Гипс плотный мелкозернистый, сланцы глинистые, крепкие, гранит сильно трещиноватый, фосфориты средней крепости, силлициты, известняки средней трещиноватости . . . . .	VI—VIII	3—15
Гранит средней трещиноватости, кварциты плотные железистые, кварциты плотные серые, апатито-нефелиновая руда, известняк плотный, змеевики с включением асбеста, песчаник, доломит . . . . .	VII—IX	2—10
Роговики, скарны, мрамор, гранитоид, кремль пластовый, известняки крепкие, гранит крупнозернистый и среднезернистый, фосфориты крепкие, доломит крепкий . . . . .	VII—XI	2—5

Для выполнения работ необходимо определение показателя простреливаемости пород, в которых надлежит производить взрывы. Важно определить свойства пород, залегающих выше зоны, в которой намечается образование полостей. Если выше пласта, в котором намечено размещать полости, расположены сыпучие или плавунные породы, бурение скважин следует вести с полной обсадкой, во избежание прорыва неустойчивых грунтов в образованную взрывом полость.

При образовании камуфлетных полостей на каждый взрыв составляется проект. Величину заряда рассчитывают по формуле

$$Q = \frac{V_n}{P_{пр}}, \quad (\text{XIII.2})$$

где  $V_n$  — проектный объем полости, дм<sup>3</sup>.

Во избежание образования воронки на поверхности, определяют минимально допустимую глубину заложения расчетного заряда по формуле

$$W_{\min} > 2 \sqrt[3]{\frac{Q}{q}}, \quad (\text{XIII.3})$$

где  $q$  — расчетный удельный расход ВВ на единицу объема нормальной воронки (см. табл. 44).

Если принятая глубина заложения заряда меньше минимально допустимой величины, т. е.  $W_{\text{пр}} < W_{\min}$ , применяют последовательную прострелку, для чего определяют допустимую массу заряда

$$Q_{\text{доп}} < \frac{W_{\min}^3 q}{8}. \quad (\text{XIII.4})$$

После этого определяют необходимое число прострелок

$$N_{\text{пр}} = \frac{Q}{Q_{\text{доп}}}, \quad (\text{XIII.5})$$

округляя полученное число до большего целого числа.

Например, если  $Q = 30$  кг, а  $Q_{\text{доп}} = 22$  кг, то

$$N_{\text{пр}} = \frac{30}{22} = 1,36,$$

с округлением  $N_{\text{пр}} = 2$ .

При первой прострелке заряд может быть насыпным или вводится в скважину в виде патрона-боевика. В случае многократной прострелки каждый последующий заряд готовится в виде патрона-боевика (необходимой массы).

Во избежание повреждения ствола скважины необходимо применять забойку из сухого песка или воды. Высота забойки над зарядом должна быть не менее удвоенной длины заряда.

При последовательной прострелке интервал между взрывами должен быть не менее 15 мин для ВВ II группы и 30 мин для ВВ других групп.

При строительстве камуфлетных свай величину заряда рассчитывают по формуле

$$Q = \frac{R^3}{0,24H_{\text{пр}}}, \quad (\text{XIII.6})$$

где  $R$  — проектный радиус уширенной пяты сваи или радиус котла.

При сооружении камуфлетных полостей под установку свай диаметр скважин должен на 3—5 см превышать диаметр бетонной сваи. Прострелку производят сосредоточенными зарядами в виде патронов-боевиков желательно в жесткой оболочке. Взрывание — только электрическое.

При составлении проекта необходимо предусматривать организацию работ по установке свай начиная с бурения скважины (рис. 180). Строительство ям под столбы и опоры заключается в том, что по оси будущей ямы выбуривают скважину, в нее опускают

удлиненный заряд, взрыв которого расширяет скважину до требуемого диаметра. Диаметр получаемой ямы пропорционален диаметру заряда. Поэтому диаметр прострелочного заряда определяют по формуле

$$d = \sqrt{\frac{D^2}{H_{пр}\Delta}}, \text{ дм}, \quad (\text{XIII.7})$$

где  $D$  — проектный диаметр полости (ямы), дм;  
 $\Delta$  — плотность ВВ в заряде, кг/дм<sup>3</sup>.

При использовании стандартных патронов диаметром 0,32 дм два патрона соответствуют диаметру 0,45 дм, три патрона — 0,55 дм, четыре — 0,64 дм, пять патронов — 0,71 дм и т. д. Если расчетный

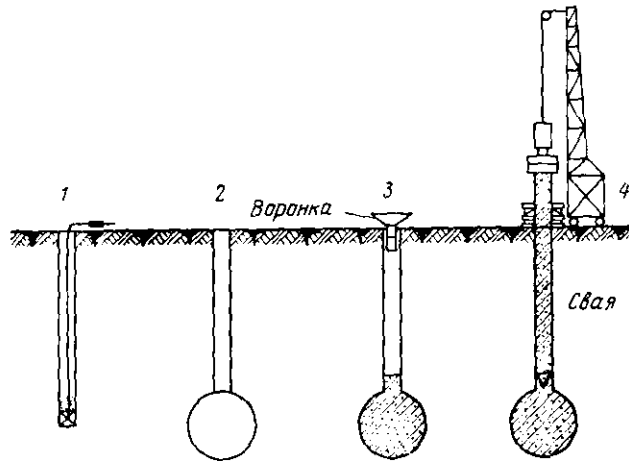


Рис. 180. Схема работ по сооружению камуфлетных свай:

1 — бурение скважины; 2 — простреливание; 3 — заполнение котла бетоном; 4 — вибропогружение свай в бетон

диаметр заряда меньше 0,32 дм, предусматривается рассредоточение заряда таким образом, чтобы масса 1 м рассредоточенного заряда была равна массе 1 м заряда рассчитанного диаметра.

Диаметр скважины принимают не менее чем в 1,5 раза больше рассчитанного диаметра заряда. Глубина скважины должна на 10% превышать проектную глубину выемки. Длину забойки в летний период принимают равной  $20d_3$ , а длину заряда  $L - 20d_3$ . Зимой, при наличии мерзлоты, когда необходимо разрушение мерзлого слоя, длина заряда принимается равной длине скважины, т. е.  $l_3 = L$ , где  $L$  — глубина скважины.

Массу заряда определяют по формуле

$$Q = 0,785 d^2 l_3 \Delta, \text{ кг}, \quad (\text{XIII.8})$$

где  $d$  и  $l_3$  в дм.

На трассе, по которой расположены ямы, возможны изменения свойств грунта, главным образом, вследствие сезонного изменения

его влажности. Поэтому в проекте следует предусматривать периодическую корректировку принятого диаметра заряда по формуле

$$d = \frac{d_{\phi} D}{D_{\phi}}, \quad (\text{XIII.9})$$

где  $d_{\phi}$  — фактически принятый диаметр с начала работ, дм;  
 $D_{\phi}$  — фактически получаемый диаметр полости на период корректировки заряда, дм;  
 $D$  — проектный диаметр полости, дм.

Конструкция заряда принимается в виде гирлянды патронов на шпагате, к которой сбоку привязана нить детонирующего шнура. Гирлянду можно опускать в скважину на шпагате или на деревянной рейке.

Пространство между зарядом и стенками скважины должно засыпаться мелкой забойкой. Взрывание — огневое или электрическое.

### § 109. Посадка насыпей на болотах

Для посадки насыпей на твердое дно болот при пересечении строящимися шоссевыми и железными дорогами торфяных болот взрывные работы должны решить три задачи:

1. Разрушение или удаление плотного верхнего слоя («коры») болота до отсыпки насыпи для обеспечения свободного погружения насыпи сквозь неустойчивую среду. Эта операция выполняется путем взрывания зарядов, рассчитанных на выброс и расположенных в покрове болот.

2. Полное выжимание неустойчивой среды из-под насыпи путем взрывания зарядов, расположенных между насыпью и минеральным дном. Работа этих зарядов направлена на разжижение и выбрасывание неустойчивой среды непосредственно взрывом и подъем насыпи, обеспечивающий при обратном ее падении динамический удар, необходимый для выжимания из-под насыпи остатков разжиженного торфа.

3. Опускание откосов насыпи на твердое дно болота путем взрывания зарядов рыхления под откосами насыпи.

Если болото имеет глубину 2,5—3 м, при снятии коры болот выбрасывается практически весь торф и взрывание под насыпью не требуется.

Если болото сложено торфом с высокой степенью разложивности (свыше 50%) при отсыпке насыпи в траншеи, с помощью которых снят плотный покров болота, насыпь своим весом вытесняет хорошо текучий разложившийся торф и сама садится на твердое дно болота. В таких условиях взрывание под насыпью также не требуется.

Если болото имеет глубину свыше 3 м и сложено слабо-разложившимся торфом, то при отсыпке в траншею насыпь зависает, не достигнув дна болота, и для окончательной ее посадки необходимо взрывание под насыпью, и, следовательно, здесь требуется производить все три вида работ.

При подготовке взрывов необходимо определить мощность торфяника, мощность плотного покрова («коры») болота, степень разложения торфа. Одновременно должны быть нанесены на ситуационный план местности искусственные сооружения: ЛЭП и линии связи, попадающие в опасную зону. Должны быть предусмотрены меры по защите их от действия взрыва.

В случае продольной отсыпки насыпей (с железнодорожного транспорта) сперва взрывают осевую траншею, с направленным односторонним выбросом взорванной массы (методом наклонных скважинных зарядов). Вдоль траншеи на сваях настилают путь и с него в осевую траншею отсыпают насыпь. После этого путь переносят на осевую насыпь и взрывают боковые траншеи, в которые

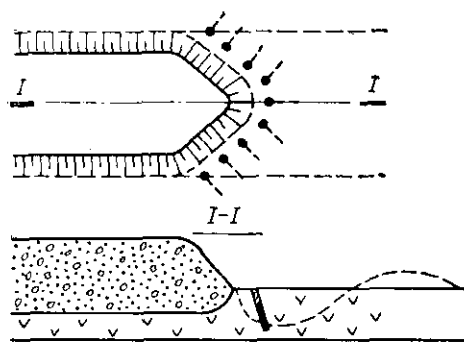


Рис. 181. Сооружение насыпи на болоте лобовым методом

отсыпку насыпи производят с осевого пути. Если три траншеи не обеспечивают полную ширину насыпи, взрывают дополнительные боковые траншеи.

Ширина осевой траншеи

$$B_{oc} = 2Wn, \quad (\text{XIII.10})$$

где  $W$  — глубина заложения заряда. При глубине болота до 3 м  $W = H$ , где  $H$  — полная глубина болота, при глубоких болотах  $W = 0,9 h$ , где  $h$  — мощность «коры» болота, но не более 3 м;  $n$  — показатель действия взрыва.

Полезная ширина боковых траншей вследствие отжимания насыпью торфа меньше осевой и составляет  $B_6 = 1,7Wn$ .

При отсыпке насыпи (с помощью самосвалов и бульдозеров) «лобовым» способом применяют метод поперечных траншей. В целях максимального отбрасывания торфа за пределы трассы, траншеи располагают елочкой (рис. 181).

Поперечные траншеи взрывают методом удлиненных зарядов в наклонных скважинах. Ввиду многократной переброски и отжимания торфяной массы полезная ширина их еще меньше и составляет всего  $B_{\perp} = 1,2W_{\perp}$ .

Параметры буровзрывных работ рассчитывают в следующем порядке:

1. Глубина скважин  $L = W/\sin \alpha$ , м,  
где  $\alpha$  — угол наклона скважины, обычно 45—50°.

2. Масса заряда  $Q = qW^3 f(n)$ , кг,  
где  $q$  — расчетный удельный расход ВВ; в зависимости от зольности торфа составляет:

% зольности	20	30	40	50	60	70
$q$ , кг/м <sup>3</sup>	0,58	0,59	0,61	0,65	0,71	0,81

$f(n)$  — функция показателя действия заряда, составляющая при взрывании торфов наклонными скважинами:

$n$	1	1,25	1,5	1,75	2	2,25	2,5
$f(n)$	1	1,10	1,2	1,55	2,1	2,82	3,6

3. Длина заряда  $l_3 = 0,75L$ .

4. Диаметр заряда  $d = \sqrt{\frac{4Q}{\pi l_3 \Delta}}$ .

5. Расстояние между зарядами при взрывании осевой траншеи

$$a_{oc} = W \sqrt[3]{f(n)}. \quad (\text{XIII.11})$$

Расстояние между скважинами при взрывании боковых и поперечных траншей

$$a_6 = 0,9a_{oc}. \quad (\text{XIII.12})$$

6. Расстояние от проектной оси траншей до линии заложения скважин

$$B = \sqrt{L^2 - W^2}. \quad (\text{XIII.13})$$

Взрывание осевой, боковых и поперечных траншей выполняется мгновенно с помощью детонирующего шнура.

Если взрывания верхнего покрова болота (методами продольных или поперечных траншей) недостаточно для посадки тела насыпи на минеральное дно болота, в проекте предусматривается еще посадка откосов насыпи, которая производится путем взрывания скважинных зарядов, заложенных до дна болота у откосов насыпи. Параметры зарядов при этом виде работ принимают следующие:

1. Глубина скважин равна глубине болота, т. е.  $L = H$ .

2. Расстояния между зарядами в ряду  $a = 30d$ , где  $d$  — диаметр заряда, выбирается в пределах от 130 до 200 мм в зависимости от имеющегося бурового оборудования.

3. Длина заряда  $l_3 = 0,33L$ .

4. Массу заряда определяют по вместимости скважины.

Взрывание — мгновенное, с помощью детонирующего шнура.

Если в результате отсыпки насыпи в траншее она не опустилась на минеральное дно и необходимо взрывание под насыпью, одновременно с ним производится посадка откосов насыпи и рыхление придорожной полосы, куда выжимается торф из-под насыпи.

Взрывание под насыпью должно производиться, когда высота насыпи не менее чем в 2 раза превысит мощность слоя торфа, оставшегося под ней. Это необходимо для того, чтобы в результате взрыва насыпь не погрузилась в разжиженную массу полностью. Примерная схема расположения зарядов при взрывании под насыпью приведена на рис. 182.

При этом параметры рассчитывают следующим образом:

1. Диаметр заряда принимают 200 мм. Лишь вблизи искусственных сооружений (мостов, труб и т. п.) принимают уменьшенный диаметр (130—150 мм).

2. Длина заряда  $l_3 = h_1$ , где  $h_1$  — мощность слоя торфа, оставшегося под насыпью; для ориентировочных подсчетов можно принимать равной  $\frac{2}{3}$  слоя торфа, оставшегося после снятия коры болота, т. е.

$$h \approx \frac{2}{3} (H - H_7), \quad (\text{XIII.14})$$

здесь  $H_7$  — глубина траншеи, м.

3. Масса заряда определяется по формуле

$$Q = 0,785 d^2 l_3 \Delta, \quad (\text{XIII.15})$$

4. Расстояния между скважинами в ряду и между рядами

$$a = b = 30 d.$$

В придорожной полосе для рыхления «коры» болота бурят скважины диаметром 50—100 мм. Глубину скважин принимают равной мощности «коры» болота (обычно 1,5—2 м); длину заряда принимают  $l_3 = 0,5L$ ; массу заряда вычисляют по формуле  $Q = 0,785 d^2 l_3 \Delta$ .

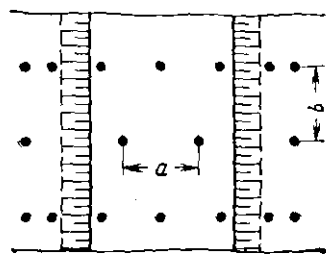
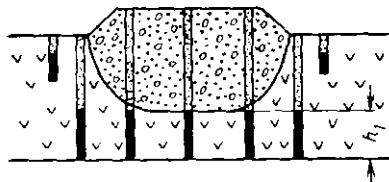


Рис. 182. Схема взрывания на болотах под насыпью

Взрывание электрическое с помощью электродетонаторов мгновенного и замедленного действия. При этом в первую очередь взрывают заряды осевого ряда и в придорожной полосе, затем, через 1—2 с, взрывают заряды двух рядов, ближайших к оси, затем следующие два ряда и т. д. В последнюю очередь должны взрываться заряды под откосами насыпи.

В случае нахождения в опасной зоне искусственных сооружений, ЛЭП или проводов связи предусматривают следующие меры защиты: при приближении к искусственным сооружениям диаметр зарядов под насыпью уменьшают до 150—130 мм (по крайней мере на участке в 50 м в ту и другую сторону от искусственного сооружения). Определяют сейсмо-

безопасную массу зарядов ВВ и взрывание ведут таким образом, чтобы фактическая масса заряда не превышала расчетную величину; при строительстве дороги вдоль ЛЭП или линии связи выброс взорванного грунта во время взрывания плотного покрова болот осуществляют в противоположную от проводов сторону. Для этого при методе продольных траншей пионерную траншею проводят не по оси, а по дальнему краю трассы, по отношению к проводам, а наклон скважин направляют в обратную от них сторону.

В этом случае в сторону проводов будет выброшено всего 20—30% взорванной массы, а в дальнейшем, при взрывании боковых траншей,

в противоположную от проводов сторону будет выброшено 95—100% грунта.

При поперечных траншеях их располагают не елочкой, а по диагонали с выбросом в сторону от проводов.

#### § 110. Стабилизация оплывающих грунтов

Под оплывающими понимают некоторые тонкодисперсные грунты, подверженные в водонасыщенном состоянии тиксотропным превращениям. К таким грунтам относят некоторые глины, а также разности лёссовидных грунтов, имеющих малое содержание глинозема и окиси железа, структура которых в основном поддерживается гидrogелем кремнекислоты.

Оплывающие грунты при механическом воздействии на них способны терять свою структуру и превращаться в текучую массу. Поэтому при строительстве в этих грунтах котлованов и каналов борта их подвержены оползевым явлениям. При строительстве на оплывающих грунтах тяжелых сооружений возможны просадки.

Через некоторое время грунт после тиксотропного превращения и растекания оседает, а на поверхности появляется вода. После ее стока или испарения грунт приобретает более высокую по сравнению с первоначальным состоянием плотность и меньшую влагоемкость. В результате он теряет способность к тиксотропным превращениям, становясь достаточно устойчивым.

Целью взрывных работ в оплывающих грунтах и является разрушение их структуры и придание им необходимой устойчивости. При подготовке взрывных работ для стабилизации оплывающих грунтов определяют мощность оплывающих грунтов, период их максимального водонасыщения, когда наиболее эффективно ведение работ по взрывной их стабилизации, а также размеры участка, подлежащего стабилизации. Для взрывной стабилизации грунта применяют сосредоточенные заряды, рассчитанные на  $n = 1$ . Расчетный удельный расход ВВ  $q = 1$  кг/м<sup>3</sup>.

При строительстве зданий л. н. с. принимают равной глубине заложения фундамента, при строительстве каналов и котлованов — проектной глубине этих выемок. Если мощность оплывающих грунтов не превышает 8 м, л. н. с. принимают равной половине мощности оплывающего грунта, с тем чтобы заряды располагались в середине пласта и наиболее равномерно на него воздействовали.

Расстояние между зарядами принимают равным л. н. с.

Ввиду незначительной массы зарядов их следует располагать в скважинах такого диаметра, при котором длина заряда не превышала бы  $4d$ . Лишь при очень больших л. н. с. (порядка 10 м) вместо скважины следует применять шахтные колодцы, пройденные, например, ставками КШК-1.

Для максимального воздействия на грунт взрывание следует вести мгновенно, с помощью детонирующего шнура.

Окончательная стабилизация грунта происходит обычно через два-три месяца после взрыва, когда и следует приступать к строительным работам на стабилизированном участке.

### § 111. Взрывные работы в лесном хозяйстве

В лесном хозяйстве с помощью взрывных работ ведутся в основном два вида работ: корчевка пней для очистки площадей и заготовка древесины проб, тушение лесных пожаров, включающее в себя

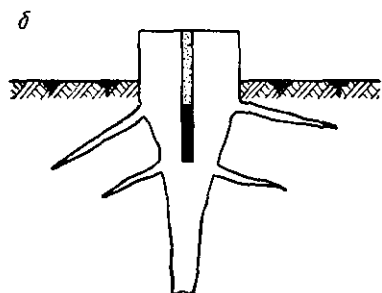
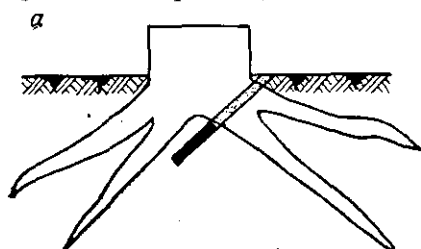


Рис. 183. Схема взрывной корчевки пней

проходку противопожарных полос и валку леса для быстрой прокладки просек. Поскольку тушение лесных пожаров, как правило, ведется в аварийном порядке, в соответствии со специальной инструкцией, на эту работу проекты не составляются.

На работы по корчевке пней составляют паспорт буровзрывных работ. В нем даются схемы расположения и масса зарядов. Если корчевка ведется вблизи зданий и сооружений, на нее составляется проект.

Масса зарядов и глубина бурения зависят от породы дерева, давности рубки и толщины пня.

Расположение заряда: при стелющейся системе корней (ель, ольха и др.) — под центром пня (рис. 183, а), при редькообразном корне (сосна, береза, дуб и др.) — у центрального корня (рис. 183, б).

При корчевке пней для очистки площадей глубину подкопки (скважины) принимают равной 1,5 диаметра пня. При заготовке древесины пней — 2 диаметра. При корчевке пней и каменистом грунте глубина подкопки может быть уменьшена на 15—20%. При корчевке пней в песке глубину подкопки увеличивают на 15—20% (во избежание выдувания песка). Если диаметр пня превышает 1 м, делают две подкопки или одну подкопку с прострелкой для образования котла и размещения сосредоточенного заряда.

Массу заряда определяют по формуле

$$Q = q_n d, \quad (\text{XIII.16})$$

где  $q_n$  — удельный расход ВВ в граммах на 1 см диаметра пня;  
 $d$  — диаметр пня, см.

Примерные значения  $q_n$  даны в табл. 56.

Таблица 56

## Удельный расход ВВ (в граммах) на 1 см диаметра пня

Диаметр пня, см	Свежая рубка			Давность рубки от 3 до 7 лет			Давность рубки свыше 7 лет		
	щебени- стый грунт	суглини- стый грунт	торф	щебени- стый грунт	суглини- стый грунт	торф	щебе- нистый грунт	суглини- стый грунт	торф
Мягкие породы: ель, ольха, осина, пихта, сосна и др.									
20—25	16	18	10	12	14	8	10	12	6
30—35	18	20	12	14	16	10	12	14	8
40—45	20	22	14	16	18	12	14	16	10
50—55	22	24	16	18	20	14	16	18	12
60—65	24	26	18	20	22	16	18	20	14
70—80	26	28	20	22	24	18	20	22	16
Твердые породы: береза, бук, вяз, дуб, клен, ясень и др.									
20—25	18	22	12	14	16	10	12	14	8
30—35	20	24	14	16	18	12	14	16	10
40—45	22	26	16	18	20	14	16	18	12
50—55	24	28	18	20	22	16	18	20	14
60—65	26	30	20	22	24	18	20	22	16
70—80	28	32	22	24	26	20	22	24	18

Примечание. Удельный расход ВВ уточняется опытными взрывами.

При взрывании коблов, представляющих собой большие корневница вяза, ивы, ольхи и некоторых других пород, с которых систематически, в течение многих лет срубалась молодая поросль, применяют сосредоточенные заряды в котлах. Глубина заложения котла (л. н. с.) принимается не менее диаметра кобла, с тем чтобы диаметр воронки превышал его диаметр в два раза. Взрывание при корчевке пней — огневое.

Если производится очистка от пней больших площадей и параллельно работает несколько бригад взрывников, расстояние между ними должно составлять не менее 300 м, что должно быть показано на ситуационном плане.

При работе в кустах на время заряджания взрывник ставит на пень красный флажок, который снимает при зажигании шнура.

### § 112. Взрывные работы в нефтяных, газовых и водяных скважинах

Торпедирование скважин ведется: для образования каверн и повышения трещиноватости пласта в целях увеличения дебита полезного ископаемого (нефти, газа, воды); для очистки фильтров, забитых песчано-глинистыми частицами или окисью железа; при ликвидации аварий в период бурения; при демонтаже скважины; при тушении пожара.

На каждый случай торпедирования скважин или тушения

пожара составляется проект, в котором приводится расчет заряда, конструкция торпеды, меры предохранения колонны труб от повреждения и условия безопасности работ.

Если торпедирование производится для образования каверны или зоны трещинообразования, расчету подлежат диаметр получаемой полости и радиус зоны трещинообразования.

Диаметр полости

$$D_k = d \sqrt{H_{пр}}, \quad (\text{XIII.17})$$

Показатели простреливаемости ( $H_{пр}$ ) скальных и полускальных горных пород,  $\text{дм}^3/\text{кг}$

Мел мягкий, известняк-ракушечник, мергель средней крепости	35—65
Мергель крепкий, доломит мергелистый, мел крепкий, известняк мягкий	15—30
Гипс, сланцы глинистые, известняк средней крепости	8—14
Гранит выветрелый, кварциты железистые, апатит, нефелин, змеевик, песчаник, доломит, известняк плотный, порфириты	3—7
Роговник, скарны, мрамор, известняк крепкий, гранит, диабаз, сланит и другие крепкие породы	2—3

где  $d$  — диаметр заряда, м.

Радиус трещинообразования при взрывании сосредоточенных зарядов

$$R_r = \sqrt[3]{\frac{Q}{q}}, \quad (\text{XIII.18})$$

где  $Q$  — масса сосредоточенного заряда, кг;

$q$  — удельный расход ВВ, ориентировочно  $q = 0,7\gamma$ ;

$\gamma$  — плотность породы,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

Радиус зоны трещинообразования при взрывании удлиненного заряда длиной  $l_3 > 4d < 30d$  определяют по формуле

$$R_r = 10d \sqrt[3]{\frac{\lambda}{\gamma}}, \quad (\text{XIII.19})$$

где  $\lambda$  — отношение длины заряда к его диаметру ( $\lambda = l_3/d$ ).

При длине заряда, равной или превышающей  $30d$ ,

$$R_r = \frac{30d}{\sqrt[3]{\gamma}}, \quad (\text{XIII.20})$$

Герметизация торпед должна предохранять ВВ от проникновения в него жидкости при опускании торпеды на заданную глубину. Для обеспечения этого условия толщина стенок цилиндрической торпеды должна быть

$$\delta = \frac{Pd}{2\sigma}, \quad (\text{XIII.21})$$

где  $P$  — давление жидкости в скважине,  $\text{кгс}/\text{см}^2$ ;

$d$  — внутренний диаметр торпеды (диаметр заряда), см;

$\sigma$  — допустимое напряжение полого цилиндра. Для стали следует принимать  $\sigma = 1000 \text{ кгс}/\text{см}^2$ .

Толщину плоского основания торпеды определяют по формуле

$$\delta = \frac{d}{4} \sqrt{\frac{3P}{\sigma}} . \quad (\text{XIII.22})$$

Диаметр торпед должен быть на 25 мм меньше диаметра скважины во избежание застревания торпеды и обеспечения свободного движе-

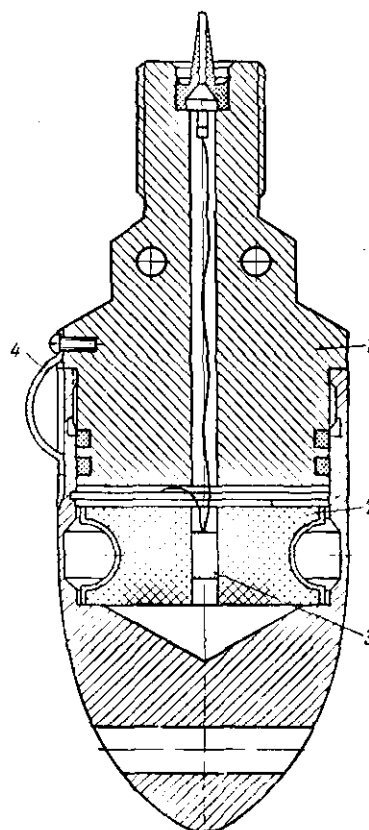
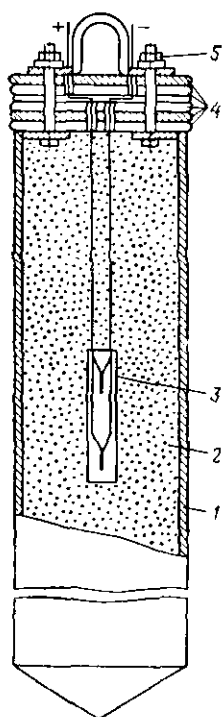


Рис. 184. Схема взрывной торпеды      Рис. 185. Схема кумулятивного трубореза  
многократного использования

ния по густым жидкостям (нефть, глинистый раствор). Длина торпеды принимается равной высоте каверны.

При торпедировании для ликвидации аварии в скважине (разрушения застрявшего инструмента, впрессовка инструмента в стенку скважины и др.) применяют торпеды диаметром около половины диаметра скважины с коническим основанием, позволяющим ввести торпеду между снарядом и стенкой скважины. Длина торпеды выбирается исходя из характера аварии и ориентировочной возможности

разместить торпеду вдоль максимально возможной длины оборванного снаряда.

Массу заряда торпед определяют по вместимости

$$Q = 0,785 d^2 l_3 \Delta.$$

В качестве ВВ следует выбирать сорта с наибольшей плотностью и бризантностью.

Общая масса торпеды должна в 1,5 раза превышать массу вытесненной ею жидкости. Торпеда (рис. 184) представляет собой трубу 1, заполненную ВВ 2, которое инициируется двумя электродетонаторами 3. Крышка торпеды выполняется в виде стальных и свинцовых пластин 4, соединенных стяжными болтами 5.

При торпедировании для очистки фильтров применяют торпеды из детонирующего шнура ТДШ с головками многократного или однократного использования.

Торпеды ТДШ используют также при ликвидации прихвата труб. В этом случае торпеду небольшой длины взрывают против резьбового соединения, на котором намечено разъединение става труб, при одновременной натяжке става и придания ему (с помощью ротора), вращательного момента в направлении развинчивания труб.

При демонтаже скважин, если отвинтить трубы не удастся, применяют торпеды для резки труб — так называемые кумулятивные труборезы (рис. 185), при этом в корпусе трубореза 1 размещаются кумулятивный круговой заряд 2, инициируемый электродетонатором 3. Для стабилизации положения трубореза в скважине применяется фиксатор 4.

Во избежание деформации труб рекомендуются следующие меры: ограничение массы заряда в торпедо 7 кг (при массе заряда до 7 кг деформации труб не наблюдается); применение воздушно-пузырьковых завес; устройство предохранительных мостов.

Устройство воздушно-пузырьковой завесы заключается в том, что в скважину на 1—2 м ниже места возможной деформации вводят специальную трубку с открытым торцом или с дырчатой насадкой и по ней в скважину нагнетается воздух. Образующийся столб пузырьков способствует интенсивному гашению волны напряжения.

Предохранительным мостом называют пробку из насыпных материалов (песок, гравий) или цементную пробку из тампонажных или быстросхватывающихся гипсовых цементов.

Высоту моста из насыпных материалов определяют по формуле

$$L_m \approx 3,5 \sqrt[3]{Q}. \quad (\text{XIII.23})$$

Высота цементного моста

$$L_{\text{мц}} = 1,4 \sqrt[3]{Q}. \quad (\text{XIII.24})$$

### § 113. Взрывные работы в сельском хозяйстве

Взрывные работы в сельском хозяйстве ведутся для взрывного плантажа на косогорах для посадки виноградников и других культур, выращиваемых на горных склонах; дробления валунов при расчистке полей; для разброса удобрений.

Взрывной плантаж почвы предусматривает глубокое рыхление и перемешивание слоев без разброса грунта. На работы по взрывному плантажу почвы в удаленных от населенных пунктов местах составляется паспорт буровзрывных работ, при работе вблизи населенных пунктов — проект.

Перед выполнением взрывных работ определяется мощность слоя грунта, подлежащего рыхлению, основные физико-механические свойства грунта, угол косогора, на котором предстоит работать, наличие в опасной зоне зданий, дорог, ЛЭП и т. п., для которых следует предусматривать специальные меры безопасности.

Бурение шпуров диаметром 40—60 мм при плантаже почвы ведется легкими электрическими или пневматическими сверлами или ручными бурами.

Глубину шпуров  $L$  принимают равной заданной глубине рыхления  $H$  (обычно 0,8—1,0 м). Шпуров располагают рядами вдоль склона. Расстояние между рядами шпуров  $a$  и между шпурами в ряду  $b$  принимают равным  $1,5H$ . Массу зарядов рассчитывают по формуле  $Q = f(n) qW^3$ , причем для первого ряда (нижнего по откосу) принимают  $f(n) = 1$ , а для последующих рядов  $f(n) = 1/3$ .

Взрывание производится замедленное или короткозамедленное по рядам. Наиболее целесообразно заряды в рядах соединить детонирующим шнуром, а шнуры инициировать снизу вверх по косогору огнем способом или электродетонаторами разных ступеней замедления. Время замедления между рядами  $t = AW$ , где  $A$  — коэффициент, зависящий от свойств среды. Для грунтов  $A = 10 \div 12$  мс/м.

**Дробление валунов для расчистки полей.** Валун, погрузка которых на транспорт затруднена, дробят на транспортабельные куски. Кроме того, если некоторые валуны заглублены в почву, их предварительно необходимо выбросить на поверхность взрывом заряда в подкопке.

В зависимости от числа и частоты расположения валунов на очищаемом участке может применяться шпуровой метод с бурением шпуров легкими перфораторами, работающими от передвижных компрессоров, или (если валунов мало или расположены они редко) метод накладных (наружных) зарядов.

Для выкатки на поверхность заглубленных валунов подкопка (скважиной диаметром 80—120 мм) подводится под центр тяжести валуна. Заряд принимают сосредоточенный, массой

$$Q = q_1 V, \text{ кг,}$$

где  $V$  — объем валуна, м<sup>3</sup>;

$q_1$  — удельный расход ВВ, ориентировочно  $q_1 = 0,7\gamma$  кг/м<sup>3</sup>, (здесь  $\gamma$  — плотность горной породы валуна, т/м<sup>3</sup>).

В случае применения для дробления валунов метода накладных зарядов их массу рассчитывают по формуле

$$Q = q_n V,$$

где  $q_n$  — удельный расход ВВ; принимают в зависимости от вязкости горных пород в пределах 2—3 кг/м<sup>3</sup>.

Наружный заряд располагают в углублении или по возможности на ровной поверхности, примерно над центром тяжести валуна. Конструкция заряда — плоская, толщина слоя ВВ 2—3 см. Дерновая забойка делается толщиной, в 2 раза большей толщины слоя. Варывание — огневое или (при частом расположении валунов) электрическое.

В случае применения шпурового метода работ шпуры следует располагать, так же как при вторичном дроблении негабарита.

**Разброс удобрений.** Взрыванием зарядов, заложенных в кучи удобрений, оно равномерно разбрасывается по полю. Варывным методом можно разбрасывать органические удобрения (навоз, компост и др.) и минеральные, за исключением аммиачной селитры, которая при варывании в ней заряда может сдетонировать.

На разброс удобрений составляется паспорт, в котором учитываются частота расположения и масса куч удобрений, масса зарядов и меры безопасности. Масса куч может быть от 2 до 5 т, наиболее целесообразная масса 3 т. Массу заряда для разброса удобрений определяют по формуле для сосредоточенного заряда выброса.

Величина  $W$  (расчетная л. н. с.) отсчитывается от вершины кучи и составляет при расположении куч на непаханой земле  $W = h$  (где  $h$  — высота кучи), при навале удобрения на пахоте  $W = 0,8h$ , с тем чтобы между почвой и зарядом оставалась предохранительная подушка из удобрения.

Величина  $n$  рассчитывается как отношение радиуса основания кучи  $r_c$  к  $W$ , т. е.  $n = r_c/W$  обычно составляет 1,5—1,7, в среднем  $n = 1,6$ .

Удельный расход ВВ для навоза  $q = 1,2$  кг/м<sup>3</sup>, для минеральных удобрений  $q = 1,5$  кг/м<sup>3</sup>.

Радиус равномерного разброса обычно колеблется в пределах 10—13 м в зависимости от объема кучи (а следовательно, и массы заряда). Кучи по полю следует располагать в шахматном порядке на расстояниях, равных удвоенному радиусу разброса, т. е.  $a = 2R_p = 20 \div 26$  м.

Если куча продолговатая и длина ее достигает 2,5 м, в ней размещают два заряда.

## Глава XIV

### ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ГОРОДСКИХ УСЛОВИЯХ И ПРИ РЕКОНСТРУКЦИИ ПРЕДПРИЯТИЙ\*

#### § 114. Валка зданий взрывом

При валке зданий, как правило, применяют шпуровой метод взрывных работ. Лишь для разрушения особо мощных колонн следует принимать метод сосредоточенных зарядов в скважинах (рукавах).

На взрывную валку зданий составляют проект, рабочие чертежи и пояснительную записку. При взрывной валке зданий по всему его периметру образуют сплошной подбой, в результате чего здание падает на свое основание и разрушается. Во избежание опасных зависаний отдельных элементов здания подбой должен быть сплошным, что достигается правильным расположением и расчетом зарядов в зависимости от конструктивных особенностей объекта и материала, из которого он построен. Здания с капитальными стенками обрушают целиком или по частям. В последнем случае обрушаемая часть отрезается от оставшейся вертикальными подбоями, расположенными вдоль капитальной стены, разделяющей здание.

Перед взрывной валкой здание должно быть освобождено от деревянных элементов (перекрытий, стропил, дверных и оконных коробок, внутренних переборок и т. п.).

В соответствии с изложенным перед изысканиями, на основании которых составляют проект взрывной валки здания, ставятся следующие задачи:

1. Уточнение плана здания с точным замером толщины стен, размеров дверных, оконных и других проемов; расположение и замер основных размеров внутренних капитальных стен, колонн, сводовых опор; выявление и расположение дымоходов, вентиляционных каналов и других пустот.

2. Определение прочностных характеристик материала здания (кирпичной кладки на цементе или извести, бетонной кладки, бетона, железобетона и др.).

3. Расположение в зоне обрушения (в радиусе  $1/2$  высоты стен, подлежащих защите) подземных коммуникаций.

\* Глава написана Давыдовым С. А.

4. План расположения действующих и строящихся зданий и сооружений, транспортных магистралей, воздушных линий связи, ЛЭП и др. в пределах опасной зоны, в радиусе не менее 100 м.

Учитывая нестандартность взрывааемых объектов и ответственность работы, проектировщик и руководитель взрыва должны лично ознакомиться с объектом.

На рабочих чертежах показывают расположение шпуров. В зависимости от прочности материала стены шпуры сплошного подбоя располагают в два или три ряда. Все шпуры подбоя располагают строго на одном уровне, причем нижний ряд должен быть расположен не ниже 0,5 м от поверхности почвы.

Глубина шпуров принимается равной  $\frac{2}{3}$  толщины стены, причем в углах эту величину замеряют по направлению шпура. Расстояние между шпурами в ряду определяют по формуле

$$a = 0,7 \sqrt{\frac{p}{q}} \quad (\text{XIV.1})$$

где  $p$  — вместимость 1 м шпура, кг;  
 $q$  — удельный расход ВВ (см. табл. 57).

Таблица 57  
 Удельный расход аммонита М 6ЖВ (в кг/м<sup>3</sup>)

Толщина стены и диаметр колонн, м	Взрывааемый материал			
	Кирпич на известковом растворе	Кирпич на цементном растворе	Бутобетон	Железобетон
При обрушении зданий				
0,45	1,8	2,0	2,1	2,2
0,5	1,6	1,8	1,9	2,0
0,6	1,3	1,5	1,6	1,8
0,7	1,2	1,3	1,5	1,6
0,75	1,1	1,2	1,3	1,4
0,8	0,9	0,95	1,1	1,3
0,9	0,8	0,9	1,0	1,2
1—1,2	0,7	0,8	0,9	1,1
1,3—1,5	0,6	0,7	0,8	0,9
1,6—1,7	0,55	0,6	0,7	0,8
1,8—1,9	0,45	0,5	0,5	0,7
При взрывании колонн				
2,0—2,5	0,7	0,8	0,85	0,9
2,7—3	0,6	0,7	0,8	0,85
3,2—4	0,55	0,6	0,7	0,7
4,2—5	0,5	0,55	0,6	0,65

При применении стандартных патронов диаметром 32 мм  $p = 0,8$  кг/м. В этом случае  $a = 0,63 \sqrt{1/q}$ .

Расстояние между рядами шпуров принимают  $b = 0,87a$ , что обеспечивает равное расстояние между всеми шпурами. Шпуры в углах стен располагают один над другим по биссектрисе угла.

Шпурь, граничащие с проемами, дымоходами и другими пустотами, располагают от них на половине расстояний между шпурами в ряду.

В узких простенках шпурь располагают со стороны проемов. При разрушении здания по частям рассечку его производят вертикальным рядом шпуров, расположенных на таких же расстояниях один от другого, что и в рядах горизонтального подбоя.

В колоннах или сводовых опорах зданий заряды следует располагать на том же уровне, что и в стенах здания. При диаметре колонн не более 1,5 м шпурь располагают в два ряда по той же схеме, что и при образовании подбоя в стенах (рис. 186). При большем диаметре колонн применяют заряды в скважинах диаметром 100—150 мм глубиной  $L = 0,7D$ , где  $D$  — диаметр колонны, м, или в рукавах длиной  $L = 0,6D$ .

На рабочих чертежах дается также схема взрывной сети из детонирующего шнура или электровзрывная. Учитывая очень большое число взрываемых зарядов, сеть из детонирующего шнура предпочтительнее.

В пояснительной записке должно быть изложено описание конструктивных особенностей здания; определен объем подготовительных работ, в частности бурения, и приведен расчет зарядов. Массу шпуровых зарядов определяют по формуле

$$Q = 0,5hr, \quad (\text{XIV.2})$$

где  $h$  — толщина стены, м.

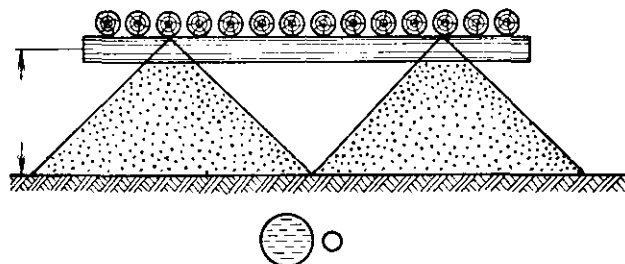


Рис. 187. Защита подземных коммуникаций при взрывной валке зданий

Массу заряда в рукаве или скважине (при подрыве колонны) определяют по формуле  $Q = L^3q$ .

Удельный расход приведен в табл. 57. Должен быть проведен расчет взрывной сети. Единицей объема работ при валке зданий является

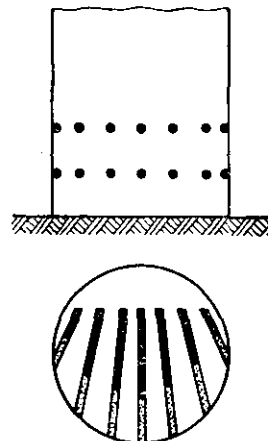


Рис. 186. Схема расположения шпуров при обрушении колонн

объем обрушаемой массы, который подсчитывают по строительным чертежам здания.

Очень большое внимание в проекте должно быть уделено технике безопасности. Должна быть предусмотрена защита от поврежденных подземных коммуникаций, а также меры по ограничению размера осколков. Для решения этих задач применяют следующие защитные устройства:

а) амортизаторы, предохраняющие от повреждения подземные коммуникации, представляющие собой две насыпи из песка или щебня высотой до 1 м, расположенные по обе стороны охраняемого объекта, и перекрытия в виде двойного настила из бревен или металлических балок (рис. 187);

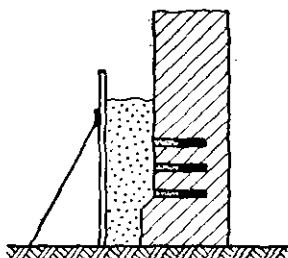


Рис. 188. Защитные щиты при валке зданий

б) щиты, предотвращающие разлет (там где требуется его ограничивать), изготавливаемые из досок толщиной не менее 50 мм. Щиты устанавливаются в 50 см вертикально (рис. 188) или наклонно и опираются на стену не менее чем на 50 см выше зоны дробления стены;

в) щиты, закрывающие с наружной стороны оконные и дверные проемы.

Должны быть строго определены зоны оцепления и перекрытия всех возможных подходов к взрываемому зданию, число постов оцепления. Должна быть строго регламентирована сигнализация и связь и точно назначено время производства взрыва.

Проект на валку зданий в населенных пунктах должен быть согласован с органами Госгортехнадзора, городским, районным или поселковым Советом депутатов трудящихся, а также с органами милиции и пожарной охраны.

Население и руководители организаций и предприятий, расположенные близко к зоне взрыва, должны быть своевременно оповещены о времени взрыва.

## § 115. Валка труб и башен

Для валки заводских труб и башен образуют односторонний подбой с той стороны, куда должна быть обрушена труба, и в некоторых случаях подкол — с противоположной стороны. Работу выполняют только методом шпуровых зарядов. На валку труб и башен составляется такая же проектная документация, что и на обрушение зданий.

Главным требованием к изысканиям является установление точного расположения окружающих строений, рельефа местности и, главное, свободных секторов, необходимых для выбора направления валки трубы. Помимо этого, так же как и при валке зданий, необходимо зафиксировать расположение в зоне, перекрываемой обруша-

емой массой, подземных коммуникаций, которые надлежит защищать амортизаторами. Фиксируется также расположение зданий, сооружений, дорог и т. п., находящихся в опасной зоне.

Шпуров подбоя размещают в три ряда: два нижних ряда по длине занимают 0,75 длины окружности трубы, а верхний ряд — 0,67 длины окружности. Вертикальная линия, соединяющая центральные шпуров каждого ряда, совпадает с направлением валки трубы.

Шпуров подбоя располагают по квадратной сетке, при которой расстояние между рядами шпуров  $b$  равно расстоянию между шпуров в ряду  $a$ :

$$b = a = 0,7 \sqrt{\frac{p}{q}}, \text{ м,} \quad (\text{XIV.3})$$

где  $p$  — вместимость шпура, для стандартных патронов аммонита № 6ЖВ диаметром 32 мм  $p = 0,8$  кг;

$q$  — удельный расход ВВ, приведенный в табл. 57.

Если есть опасение, что труба не упадет в строго заданном направлении, например при наличии местных ослаблений кладки, применяют шпуров подкола, способствующие подавлению вредного влияния местных ослаблений.

Шпуров подкола занимают по длине 0,3 диаметра трубы и располагают с противоположной от подбоя стороны на 0,7—1,0 м выше верхнего ряда шпуров подбоя. Расстояние между шпуров в ряду такое же, что и между шпуров подбоя.

Со стороны, в которую падение трубы нежелательно, трубу не обруивают и оставляют целик 1, а в трубе пробивают канал 2 для снижения действия взрыва шпуров (рис. 189).

Если обрушаемая труба или башня имеет жесткую связь со зданием, эту связь нарушают расположением вертикальных отсекающих рядов шпуров. Расстояние между шпуров в вертикальных отсекающих рядах рассчитывают по той же формуле, что и расстояние между шпуров подбоя и подкола.

Сеть обычно принимают из детонирующего шпура, реже — электровзрывную.

Заряды рассчитывают так же, как и при валке зданий [см. формулу (XIV.2)].

Меры безопасности при валке труб и башен те же, что и при валке зданий.

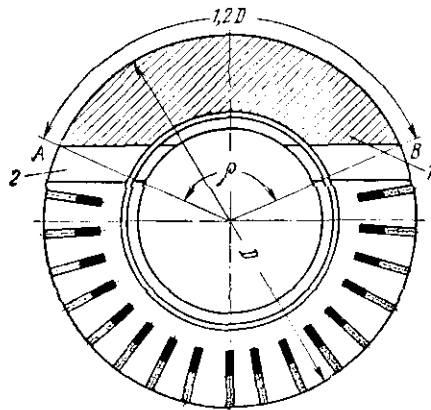


Рис. 189. Схема расположения шпуров при обрушении трубы

### § 116. Взрывание бетонных и железобетонных конструкций

В зависимости от средств уборки взорванной массы бетонные и железобетонные конструкции взрывают либо на дробление (при бульдозерной и экскаваторной уборке), либо на транспортабельные куски (при уборке кранами).

В зависимости от мощности бетонных массивов их взрывают шпуровыми или скважинными зарядами.

Некоторые мощные бетонные сооружения, например мостовые устои, имеют в своем теле специальные камеры для размещения сосредоточенных зарядов. При разрушении тонких железобетонных конструкций толщиной менее 0,4 м применяют удлиненные накладные заряды.

При взрывании бетонных и железобетонных конструкций составляется такая же по составу проектная документация, что и при взрывной валке зданий. Если бетонное сооружение несложной конструкции расположено вдали от населенных пунктов, на его взрыв составляют паспорт буровзрывных работ.

В соответствии с изложенным для предпроектных изысканий необходимы следующие сведения: характеристика материала сооружения (бетон, железобетон, частота и марка арматуры, материал заполнителя и т. п.); конструкция сооружения и мощность его или его частей, подлежащих разрушению; наличие камер для размещения зарядов и т. п.; средства уборки и требования к габаритности блоков при разделке под крановую уборку; план расположения сооружений и коммуникаций, подлежащих защите от воздействия взрыва.

При взрывном дроблении бетонных конструкций в первую очередь требуется выбрать метод работ. Если мощность бетонного массива в наименьшем измерении не достигает 5 м, применяется шпуровой метод работ; при мощности 5 м и более — метод скважинных зарядов; при наличии в мощных бетонных сооружениях зарядных камер — метод сосредоточенных зарядов.

Расчет числа шпуров и параметров их расположения ведется исходя из объемных соотношений в следующем порядке.

Общая масса заряда

$$Q_{\text{общ}} = Vq, \text{ кг}, \quad (\text{XIV.4})$$

где  $V$  — объем взрываемого массива,  $\text{м}^3$ ;

$q$  — удельный расход аммонита № 6ЖВ, для бетона  $q = 0,45 \div 0,55 \text{ кг/м}^3$ .

Число шпуров

$$N = \frac{Q_{\text{общ}}}{pl} = \frac{Vq}{pl}, \quad (\text{XIV.5})$$

где  $p$  — вместимость 1 м шпура, кг. При стандартных патронах аммонита № 6ЖВ диаметром 32 мм  $p = 0,8 \text{ кг}$ ;

$l$  — длина заряда, которая составляет  $l = 0,5L$ , м, где  $L$  — длина шпура, м.

В свою очередь

$$L = 0,9H,$$

где  $H$  — мощность взрываемого массива в направлении буримых шпуров, м.

Отсюда  $l = 0,45H$ .

Шпуры располагают равномерно по обуриваемой площади, по квадратной сетке. Поэтому

$$a = b \sqrt{\frac{S}{N}} = 0,67 \sqrt{\frac{P}{q}}, \text{ м.} \quad (\text{XIV.6})$$

где  $S$  — поверхность блока, по которой располагаются шпуры.

В случае применения стандартных патронов из аммонита № 6ЖВ диаметром 32 мм

$$a = b = 0,6 \sqrt{\frac{1}{q}}, \text{ м.} \quad (\text{XIV.7})$$

Если высота бетонного блока не превышает 3 м и имеет удобную для бурения верхнюю площадку, шпуры целесообразно располагать по ней из расчета взрыва блока за один прием. При большей высоте блока, а также при отсутствии удобной верхней площадки принимаются горизонтальные шпуры, располагаемые по боковой поверхности блока.

Если все же удобнее вести разработку вертикальными шпурами, ее ведут послойно, высотой не более 2 м; высота каждого слоя определяется графически, исходя из деления объема на равные по высоте слои.

Масса заряда одного шпура в первом случае

$$Q = 0,45Hr,$$

во втором

$$Q = 0,5H'r,$$

где  $H'$  — мощность слоя.

Взрывная сеть электрическая, взрывание — короткозамедленное по порядной или волновой схеме. Волновая схема применяется для улучшения степени дробления, а также для уменьшения разлета.

В случае, когда дробление бетона производится в непосредственной близости от действующих агрегатов, шпуры располагают по сетке  $0,5 \times 0,5$  м, а в качестве заряда используют три-четыре нитки детонирующего шнура. Кроме того, в этом случае необходимо принимать укрытия в виде щитов толщиной не менее 50 мм, установленных не ближе 0,5 м от укрываемого объекта.

Если мощность блока превышает 5 м в наименьшем измерении, для разделки его принимается метод скважинных зарядов. Наиболее целесообразно применение в этом случае буровых машин пневмоударного бурения (типа НКР-100 м или БМК-4) с диаметром скважин не более 105 мм.

По возможности бурение следует вести сверху вниз, при невозможности этого — с боковой поверхности. В последнем случае

для удобства бурения с одной установки колонки может применяться веерное расположение скважин.

Скважины в случае, если позволяет ширина блока, располагают по квадратной сетке с параметрами

$$W = a = b = (25 \div 27) d, \quad (\text{XIV.8})$$

где  $W$  — расстояние от оси заряда до поверхности (условно с. п. п), м.

Глубина скважин при бурении сверху вниз должна быть на  $5d$  меньше высоты блока, т. е.

$$L = H - 5d. \quad (\text{XIV.9})$$

При бурении с боковой поверхности

$$L = H' - 15d, \quad (\text{XIV.10})$$

где  $H'$  — мощность бетонного блока в направлении бурения горизонтальной или наклонной скважины.

Число скважин на блок

$$N = \frac{S}{d^2}. \quad (\text{XIV.11})$$

Масса заряда в скважине

$$Q = \frac{Q_{\text{общ}}}{N}.$$

Взрывание — электрическое, короткозамедленное, по волновой схеме.

В случае, если в бетонных блоках имеются специальные камеры для размещения зарядов, необходимо проверить, чтобы расстояние между камерами в одном блоке, а также расстояние от камеры до наиболее отдаленной поверхности блока не превышали 1,4 л. н. с. В случае превышения этой величины, в блоке следует расположить дополнительные скважинные и шпуровые заряды для дробления отдаленных от сосредоточенного заряда участков блока. Расположение зарядов — то же, что и в блоке, взрываемом только шпуровыми или скважинными зарядами.

Сосредоточенные заряды рассчитывают по формуле

$$Q = qW^3, \text{ кг}, \quad (\text{XIV.12})$$

где  $W$  — л. н. с., м;

$q$  — нормальный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>; для бетона в зависимости от его прочности  $q = 0,5 \div 0,6$ . Взрывание — электрическое.

Если уборку взорванного бетонного блока намечено выполнить с помощью крана, его разделявают путем раскола на транспортабельные куски. Для этого в зависимости от мощности крана и средств транспорта определяют массу транспортабельного куска и путем деления ее на плотность данного бетона (плотности разных бетонов изменяются в пределах от 2,2 до 2,5 т/м<sup>3</sup> в зависимости от пористости бетона и плотности заполнителя) определяют объем транспортабельного куска.

После определения размера куска по блоку намечают линии разрывов, по которым располагают шпуров. Расстояние между шпурами — 30 см, с недобуром до противоположной грани или подошвы на 20 см. Диаметр шпуров принимают не менее 42 мм.

В качестве ВВ рекомендуется детонит в патронах диаметром 24 мм. Заряд выполняют в виде колонки патронов, привязанных вдоль нити детонирующего шнура к тонкой рейке, на которой заряд вводится в шнур. Длина забойки 30 см.

Если нельзя ориентироваться на патроны малого диаметра, принимают рассредоточенную конструкцию заряда из расчета 0,4 кг/м при массе каждой части заряда 100 г (1/2 патрона диаметром 32 мм). Взрывание — детонирующим шнуром.

В случае разделки на блоки сооружения, расположенного вблизи действующих агрегатов или зданий, а также в случае отсечки части блока от массива, находящегося в эксплуатации, шпуров следует располагать через 20 см, а в качестве заряда предусматривать три-четыре нитки детонирующего шнура.

Для взрывания железобетонных конструкций расчет ведется на выбивание бетона из арматуры с последующим резанием ее автогенном или другими средствами. Для сокращения таких работ до минимума железобетонные конструкции всегда разделяют на блоки транспортабельных размеров.

Если толщина взрываемого массива превышает 40 см, по назначенным направлениям реза располагают шпуров на расстояниях 10—15d один от другого. Глубина шпуров

$$L = 0,67H^2, \text{ м.} \quad (\text{XIV.13})$$

В качестве ВВ выбирают наиболее бризантные: скальный аммонит, детонит и т. п. Массу заряда определяют по формуле

$$Q = 0,8Lp, \text{ кг.} \quad (\text{XIV.14})$$

Если толщина железобетонной конструкции не превышает 40 см, для выбивания бетона из арматуры по линиям разрушения применяют метод удлиненных накладных зарядов, которые располагают по направлениям разрушения.

**Ориентировочная масса 1 м удлиненного накладного заряда для разделки железобетонных перекрытий или стен**

Толщина плиты, см . . . . .	5	10	15	20	25	30	40
Масса ВВ на 1 м заряда аммонита № 6ЖВ, кг	1	2	3	4	5,5	7	11

В качестве забойки можно рекомендовать песок или дернину. Толщина слоя забойки должна быть не меньше толщины заряда.

При взрывании железобетонных колонн или опор применяют метод шпуровых зарядов. Шпуров располагают в два ряда. Расстояние между шпурами в ряду и между рядами принимают одинаковыми. Массу заряда в каждом шпуре определяют по формуле

$$Q = 0,8Lp.$$

Для разделки железобетонной эстакады предусматривается следующий порядок работ: сперва взрывание, резание и уборка перекрытия, затем — взрывание колонн и последующая их разделка на почве.

Поскольку разделка бетонных и железобетонных конструкций в большинстве случаев выполняется на территории действующих предприятий, на стройплощадках или вблизи жилья, предварительно должны быть детально разработаны меры безопасности. Кроме ситуационного плана с нанесением охраняемых объектов и постов живого оцепления здесь должно быть предусмотрено применение укрытий от разлета кусков породы. Необходимо также составление графика производства взрывов в периоды наименьшего движения в районе взрываемого объекта.

### § 117. Взрывание фундаментов

В отличие от других бетонных конструкций, фундаменты, как правило, заглублены на определенную глубину в почву. Кроме того, большинство взрываемых фундаментов расположено в зданиях (цехах) иногда среди действующих машин. Поэтому буровзрывным

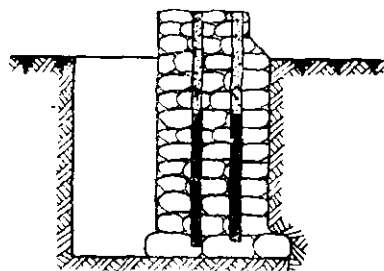


Рис. 190. Схема взрывания фундамента

работам предшествуют подготовительные работы: проведение траншеи вдоль одной из сторон фундамента на всю глубину его заложения и устройство укрытий от разлета осколков и действия воздушной волны.

На чертежах должна быть показана траншея, пройденная с одной из сторон фундамента. Если шпуров можно бурить сверху вниз, объем траншеи должен составлять около 30% объема фундамента, с тем чтобы в общем пространстве (занятом фундаментом

ниже поверхности земли и траншей) разместился взорванный объем с коэффициентом разрыхления около 1,3. Поскольку длина траншеи должна быть равна длине фундамента, а глубина — глубине его заложения, расчету подлежит только ее ширина, которая составит

$$a = \frac{1}{3} b, \text{ м,}$$

где  $b$  — ширина фундамента, м.

Если бурение необходимо вести с боковой поверхности, ширина траншеи должна быть 2—2,5 м для размещения в ней перфоратора с метровым забурником и бурильщика (рис. 190).

Если фундамент разделяется вблизи зданий, сооружений или машин, в проекте предусматривается устройство специального укры-

тия коробчатой формы из досок толщиной не менее 50 мм. Расстояние от взрываемой поверхности до укрытий принимают не менее 50 см.

При необходимости взорвать часть фундамента, эту часть отрезают от остальной методом контурного взрывания, для чего по линии реза располагают шпуры глубиной

$$L = H - 0,15, \text{ м}$$

на расстояниях 0,2 м один от другого.

В качестве заряда используют детонирующий шнур в три витки.

## Глава XV

### ХРАНЕНИЕ, УЧЕТ, ВЫДАЧА И ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

#### § 118. Общие сведения

Опасные свойства взрывчатых материалов (ВМ) требуют принятия особых мер безопасности при их транспортировании и хранении. Последнее достигается соблюдением особых условий, предотвращающих хищение и порчу ВМ, а также соблюдением определенных правил, исключающих случайные взрывы. Кроме того, принимаются специальные меры защиты окружающих сооружений и механизмов от возможных повреждений при взрыве хранящихся или транспортируемых ВМ.

По степени опасности при хранении и перевозке ВМ делятся на следующие четыре группы:

I. Динамиты с содержанием нитроэфиров более 15%, нефлегматизированный гексоген, тетрил.

II. Аммиачная селитра, аммониты, тротил и его сплавы с другими нитросоединениями, нитроглицериновые ВВ с содержанием нитроэфиров до 15%, детонирующий шнур, флегматизированный гексоген.

III. Пороха дымные и бездымные.

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

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.

#### § 119. Склады взрывчатых материалов

Складом ВМ называется одно или несколько хранилищ для размещения ВВ и СВ с подсобными сооружениями, расположенными на общей огражденной и круглосуточно охраняемой территории.

Отдельные хранилища ВМ на территории склада располагают так, чтобы случайный взрыв в одном хранилище не вызвал взрыв в других. Безопасные расстояния от склада ВМ до других сооружений, расположенных поблизости, а также между отдельными хра-



углубленные, когда здания скрыты под землей, но толщина грунта над ними не превышает 15 м.

При более глубоком расположении хранилищ склад называется подземным. Подземные склады ВМ при открытой разработке полезных ископаемых не сооружаются.

По сроку службы склады делятся на постоянные — со сроком существования более трех лет и временные — со сроком существования с момента завоза на склад ВМ до одного года.

Предельная емкость хранилищ базисных складов ВМ: I группы — 40 т, II группы — 240 т, III и IV групп — 120 т. Для огнепроводного шнура и средств его зажигания ограничений не существует.

Максимальная емкость одного хранилища постоянного наземного расходного склада не должна превышать 60 т и общая емкость — 120 т ВВ, 250 тыс. детонаторов и 100 тыс. м детонирующего шнура.

ВМ в хранилищах размещают в следующем порядке. Ящики с взрывчатыми материалами I и IV групп укладывают только на стеллажах. Ящики с взрывчатыми материалами II группы, а также ящики с огнепроводным шнуром и средствами его зажигания укладывают на стеллажах и в штабели. Высота штабеля при этом не должна превышать 2 м, а ширина — двух мешков или ящиков. Между стеллажами и штабелями и стенами хранилища должны оставаться проходы шириной не менее 20 см. Ширина прохода между стеллажами или штабелями должна быть не менее 1,3 м. На полках стеллажей ящики и мешки по ширине укладывают в один ряд. Ящики с аммонитами и тротилом по высоте разрешается ставить в два ряда, но при этом зазор между верхним ящиком и полкой над ним должен быть не менее 4 см.

Ящики с детонаторами при хранении располагают в один ряд с зазором величиной 4 см один от другого на специально оборудованных стеллажах.

Все склады снабжаются необходимыми противопожарными средствами (огнетушителями, бочкой с водой, ящиком с песком, ведрами, лестницами и т. д.), число и размещение их устанавливают местные органы пожарной охраны.

На территории постоянного склада разрешается размещать следующие сооружения: хранилища ВВ и СВ; помещения для вскрытия ящиков с ВВ и резания детонирующего и огнепроводного шнура; помещения для подготовки аммиачно-селитренных ВВ (на расходных складах); караульные вышки (посты); сарай с противопожарными средствами; водоемы; будки для сторожевых собак.

Примерная планировка территории постоянного склада ВМ с обозначением отдельных помещений приведена на рис. 191. Расстояние от ограды до ближайшей стены хранилища должно быть не менее 40 м, высота ограды — не менее 2 м.

Караульное помещение должно находиться вне территории склада, на расстоянии не менее 50 м от ограды и оборудуется двусторонней телефонной или звуковой связью с постами. Караульное

помещение, кроме того, имеет телефонную связь с органами милиции, пожарной охраной и администрацией предприятия.

Сарай или навес для хранения тары устанавливаются не ближе 25 м от ограды склада.

На территории склада и на 50 м вокруг ограды должны быть удалены хвойный лес, кусты, сухая трава, хворост и другие легко воспламеняющиеся предметы. Лиственный лес рекомендуется оставлять и в случае необходимости производить его насаждение.

Для предохранения от пожаров вокруг каждого хранилища снимается полоса дерна шириной 5 м. Территория склада окружается канавой шириной 1—3 м, глубиной не менее 1 м или систематически вспахиваемой полосой земли шириной 5 м. В скальных и щебеночных грунтах эти мероприятия не обязательны.

Хранилища постоянных складов строят из огнестойких материалов. По специальному разрешению стены склады можно строить из досок с засыпкой из тощего бетона или шлака. Стены и потолок штукатурятся. В местности с сухим климатом хранилища устраиваются глинобитные или из саманного кирпича. Хранилища должны хорошо проветриваться. Полы должны быть деревянными, асфальтированными или глинобитными, не иметь неровностей и щелей. Окна хранилищ должны быть застеклены (с солнечной стороны матовыми стеклами) и снабжены металлическими решетками. Каждое хранилище имеет не менее одного тамбура для выдачи ВМ. Заведующий складом запирает хранилище на замки, пломбирует или опечатывает его. Территория склада и хранилища освещается от сети с напряжением не выше 220 В. В качестве аварийного освещения разрешается применять рудничные аккумуляторы или предохранительные бензиновые лампы.

Для временных складов разрешается использовать нежилые строения, сараи, землянки и т. п. Эти помещения должны хорошо проветриваться и быть надежно защищены от попадания влаги. Имеющиеся в помещении топки должны быть замурованы.

Освещение временных складов осуществляется рудничными аккумуляторами или предохранительными бензиновыми лампами.

Хранилища складов оборудуются грозозащитой в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах».

Иногда при проведении массовых взрывов разрешается хранение ВМ в течение 60 сут. на открытых площадках с деревянным настилом, высота которого от земли должна быть не менее 20 см. Над площадкой устраивают навес или ВВ накрывают брезентом. Хранение СВ при этом осуществляется в отдельных палатках или землянках на расстоянии не ближе 25 м от штабеля ВВ.

#### **§ 120. Прием, выдача и учет взрывчатых материалов**

Поступившие на склад ВВ должны быть сразу помещены в хранилище и записаны в специальные книги учета прихода и расхода ВМ. Книга ведется заведующим базисного или расходного склада по форме № 1.

Форма № 1

Наименование предприятия (организации), которому принадлежит склад

КНИГА УЧЕТА ПРИХОДА И РАСХОДА

ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

на \_\_\_\_\_ 197\_\_\_\_\_ г.

Наименование ВМ \_\_\_\_\_

К форме № 1

1	2	3	4	Приход ВМ				Расход ВМ						
				5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Число, месяц	Остаток на каждое число	Откуда, по каким документам, по какой цене	Дата изготовления	№ партии	№ ящиков, пакетов с ВМ	Приход за сутки	Всего с начала месяца	Число, месяц	Куда и по каким документам, по какой цене	№ партии	№ ящиков, пакетов с ВМ	Расход за сутки	Всего с начала месяца	Роспись проверяющего склада и замечания

Примечание. В расходных складах графа 6 по приходу и графа 4 по расходу не заполняются.

Каждый вид и сорт ВМ в книге учитывается отдельно. Остаток по каждому виду ВМ подсчитывается на конец суток. Для оперативного учета расхода ВМ в течение суток ведется книга учета выдачи и возврата ВМ. В конце суток подсчитывается общее количество израсходованных ВМ за вычетом возвращенных на склад по форме № 2, а конечные цифры записываются в книгу учета прихода и расхода ВМ.

Форма № 2

Наименование предприятия (организации), которому принадлежит склад

КНИГА УЧЕТА ВЫДАЧИ И ВОЗВРАТА

ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

на \_\_\_\_\_ 197\_\_\_\_\_ г.

К форме № 2

Дата выдачи	Фамилия взрывника (мастера-взрывника)	Дата, № наряда-накладной	Наименование выдаваемых ВМ и № партии	Единица измерения	Количество выданных ВМ	Роспись взрывника (мастера-взрывника) в получении ВМ	Количество израсходованных ВМ	Количество возвращенных ВМ	Роспись раздатчика (завскладом) в получении ВМ	Роспись взрывника (мастера-взрывника) в сдаче ВМ
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11

**Примечание.** При использовании ВМ различных видов графы 4, 6, 8 и 9 должны быть дополнительно разделены для записи в каждой графе не только одного вида ВВ или СВ, а также ступени замедления электродетонаторов.

Форма № 3

Наименование организации \_\_\_\_\_

Наряд-накладная № \_\_\_\_\_

Складу ВМ \_\_\_\_\_

Отпустить для \_\_\_\_\_

Через тов. \_\_\_\_\_

Наименование ВМ	Единица измерения	Затребовано	Отпущено				
			Количество	Завод-изготовитель	Дата изготовления	№ партии	№ ящиков, мешков
1	2	3	4	5	6	7	8

**Примечание.** При отпуске ВМ с расходного склада графа 8 не заполняется.

Дата отпуска \_\_\_\_\_ 197 \_\_\_\_\_ г.

Руководитель предприятия \_\_\_\_\_

Главный бухгалтер \_\_\_\_\_

Отпустил \_\_\_\_\_

Получил \_\_\_\_\_

Наряд-накладная служит документом для отпуска ВМ с одного склада на другой. Наряды-накладные заполняются по форме № 3 и выдаются получателю для предъявления на склад вместе с доверенностью на получение ВМ. Заведующий складом, отпустив ВМ, оставляет корешок наряда-накладной на складе; копия накладной выдается получателю в качестве сопроводительного документа, а два экземпляра накладной и доверенность заведующий складом передает в бухгалтерию.

Наряд-путевка является документом, по которому взрывник получает ВМ со склада для ведения взрывных работ. Наряд-путевка выписывается по форме № 4 на имя старшего взрывника (мастера-взрывника) и подписывается начальником участка, техруком или руководителем взрывных работ. После окончания работ в наряде-путевке взрывник указывает фактически израсходованное количество ВМ, а лицо технадзора утверждает указанный расход ВМ. Затем взрывник должен отчитаться на складе об израсходованном ВМ, а при наличии остатков ВМ сдать их на склад. Взрывнику, не отчитавшемуся в расходе ранее полученных материалов, ВМ выдавать не разрешается.

Фактическое количество израсходованных ВМ на складе заносится в книгу по форме № 2 и подтверждается подписью взрывника.

#### § 121. Доставка взрывчатых материалов к месту взрыва

Каждая группа ВМ, как указывалось выше, должна транспортироваться отдельно. С разрешения главного инженера или руководителя взрывных работ допускается совместная перевозка на предприятии ВВ и средств взрывания на повозках, автомобилях, мотоциклах с коляской, мотороллерах с кузовом и др. При этом их количество не должно превышать: ВВ — 1500 кг, детонаторов — 6000 шт., детонирующего шнура — 1200 м, огнепроводного шнура — 6000 м. При совместной перевозке детонаторы следует размещать в передней части автомобиля, подводы и т. п. в плотно закрывающемся ящике с войлочными прокладками со всех сторон. ВВ размещаются в задней части автомобиля или подводы и отделяются от ящика с детонаторами ящиками с огнепроводным шнуром и средствами его зажигания или любым другим способом. Расположение ВМ на машине при совместной перевозке показано на рис. 192.

При перевозке средств взрывания не целыми ящиками они, кроме заводской, должны быть упакованы в дополнительную упаковку в ящик с мягкими прокладками.

**Доставка ВМ железнодорожным транспортом.** На некоторых крупных карьерах, где часто взрывают большое количество ВВ, устраиваются специальные передвижные железнодорожные поезда, состоящие из одного-двух крытых вагонов, оборудованных для хранения ВМ, и несколько порожних платформ, которые для безопасности отделяют ВВ от локомотива.

Предприятие \_\_\_\_\_ участок \_\_\_\_\_ смена \_\_\_\_\_  
 Форма № 4 (типовая)  
 (заполняется только чернилами)

Наряд-путевка № \_\_\_\_\_ г. \_\_\_\_\_  
 на производство взрывных работ « \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ г. \_\_\_\_\_  
 взрывнику (мастеру-взрывнику) \_\_\_\_\_ (фамилия, инициалы) рабочий № \_\_\_\_\_

Место работы (наименование выработки)	Подлежит взрыванию				Выписано						Выдано												
	Число шпуров (связки или др.) шт.	Длина шпура (связки) м	Масса заряда на 1 шпур (связку) кг	ВВ по типам, кг	ВВ по типам, кг	Электротонаторов по замесам, шт.	Электротонаторов по замесам, шт.	Капсюлей-детонаторов, шт.	Капсюлей-детонаторов, шт.	Огнепроводного шпура, м	Детонирующего шпура, м	Огнепроводного шпура, м	Детонирующего шпура, м										
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22		
Всего выписано:																							
Всего выдано:																							

Начальник участка или его помощник, начальник смены \_\_\_\_\_  
 или технический руководитель, или руководитель БВР \_\_\_\_\_  
 Начальник ПВС или его заместитель \*

ВМ выдал \_\_\_\_\_  
 (заведующий складом или раздатчик)

Дата выдачи \_\_\_\_\_  
 ВМ получил \_\_\_\_\_

\* Только для шахт, опасных по газу или пыли.

Место работы (наименование выработок)	Возвращено			Израсходовано								
	Число шпуров (связки) и т. д.	Длина шпура (связ- ки), м	Масса заряда, кг	ВВ по типам, кг			Электродетонаторов по замесениям, шт.			Капси- лей- детонато- ров, шт.	Огнепро- водного шпура, м	Детони- рующего шпура, м
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Всего израсходи- вано:												
Всего возвращено:												

Остаток ВМ возвратил \_\_\_\_\_ (мастер-взрывник, взрывник)

Дата \_\_\_\_\_

Остаток ВМ принял \_\_\_\_\_ (заведующий складом или раздатчик)

Примечания: 1. При необходимости предприятия могут вносить в форму наряда-путевки изменения, согласованные с органами Госгортехнадзора.  
2. При изменении горно-геологических или других условий в забое разрешается выписывать меньшее количество ВМ, чем предусмотрено паспортом ВВ, получать меньшее количество ВВ, чем указано в наряде-путевке, а также уменьшать заряды в шпурах с учетом фактического положения.

ВМ в этих вагонах подаются непосредственно к местам производства взрывов; остальное время вагоны с ВМ стоят в специальном железнодорожном тупике около карьера или на территории склада ВМ.

При транспортировании ВМ, предназначенных для нескольких взрывов, расположение их в вагоне должно быть таким, чтобы не мешать постепенной выгрузке ВМ на отдельных участках. ВМ сопровождает специальное лицо, имеющее право на руководство или ведение взрывных работ, и вооруженная охрана. Вагоны должны быть оборудованы противопожарными средствами.

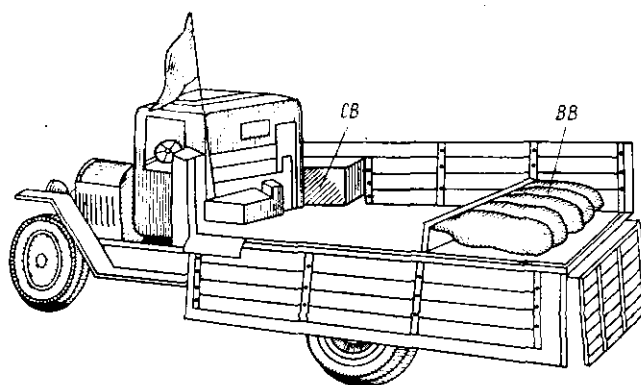


Рис. 192. Расположение на автомашине совместно перевозимых ВВ и СВ

При перевозке ВМ автомобильным транспортом шоферы и возчики должны быть проинструктированы о порядке перевозки, погрузки и выгрузки ВМ.

Перед выходом в рейс в путевом листе машины механик или заведующий гаражом должен записать: «Автомобиль проверен, вполне исправен и пригоден для перевозки взрывчатых грузов». На автомобиле должны быть вставлены спереди и позади отличительные знаки в виде красных флажков, а в ночное время специальные отражательные знаки. В зимнее время на ведущие колеса надевают цепи против скольжения. На автомашине должно быть не менее двух огнетушителей. Глушители автомашины оборудуются специальными искрогасителями.

Скорость движения и загрузка автомобилей при перевозке аммонитов регламентируется общими правилами автоинспекции и грузоподъемностью машин. В городских условиях ВМ разрешается перевозить в закрытых автомобилях (передвижных складах) с отличительными знаками — красной диагональной полосой шириной 15 см на каждом борту. К управлению автомобилем в этом случае допускаются только шоферы I и II класса.

В нагруженном автомобиле могут находиться, кроме шофера, ответственного лица и лица вооруженной охраны, а также грузчики

или взрывники. Лица охраны должны размещаться в передней части кузова, для чего им необходимо оставлять места. Общее число персонала для взрывных работ не должно превышать четырех человек.

**При транспортировании гужевым транспортом** установлены следующие нормы перевозки: для одноконных повозок — 500 кг, для пароконных — 800 кг.

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

При совместной переноске ВВ и СВ взрывник имеет право переносить одновременно не более 12 кг ВВ. При переноске только ВВ норма составляет 20 кг. При переноске в заводской упаковке (в мешках) на расстояние не более 300 м и при удобном пути норма равна 40 кг. Для получения и переноски СВ у взрывника должны быть специальные сумки.

Для облегчения доставки ВМ взрывникам на некоторых предприятиях устраивают передвижные склады ВМ в крытых и специально оборудованных автомобилях. Выдача ВМ взрывникам производится из передвижного склада в непосредственной близости от места производства взрыва.

Доставленные к месту работ ВМ перед заряданием должны охраняться взрывниками или проинструктированными рабочими.

## Глава XVI

### УНИЧТОЖЕНИЕ ВЗРЫВЧАТЫХ МАТЕРИАЛОВ

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

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

Взрывчатые материалы разрешается уничтожать взрыванием, сжиганием, потоплением и растворением в воде.

#### § 122. Уничтожение взрыванием

Этот способ применяется для уничтожения детонаторов, детонирующего шнура и взрывчатых веществ, если может быть обеспечена полнота их взрыва.

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

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

Уничтожение ВМ взрыванием разрешается производить электрическим и, в крайнем случае, огнем способом, при этом огнепроводные шнуры зажигательных трубок должны прокладываться прямолинейно и с подветренной стороны. Взрывание ВМ необходимо производить при помощи патронов-боевиков, изготовленных из доброкачественных ВВ и укладываемых сверху на уничтожаемые ВМ.

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

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

### **§ 123. Уничтожение сжиганием**

Этим способом уничтожают только те ВМ, которые утратили способность детонировать. Детонаторы сжигать запрещено.

ВМ разрешается сжигать только в сухую погоду на специальной площадке, вдали от строений и населенных пунктов. Порошкообразные ВВ при сжигании рассыпаются дорожками шириной не более 0,3 м и высотой не более 0,1 м. Расстояние между дорожками должно быть не менее 5 м. Зажигают одновременно не более трех дорожек ВВ.

Перед сжиганием ВМ необходимо предварительно убедиться, нет ли в них детонаторов, могущих при сжигании вызвать взрыв. Сжигать ВМ в таре запрещается.

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

Костры и дорожки ВВ поджигают огнепроводным шнуром и легковоспламеняющимся материалом (стружка, хворост, бумага и т.п.), располагаемым с подветренной стороны дорожкой длиной не менее 5 м.

Поджигание производится после окончания подготовительных работ и вывода людей из опасной зоны. Взрывники при сжигании должны находиться в укрытии, пока не сгорит костер со взрывчатыми материалами.

Приближаться к месту сжигания можно только после окончания горения ВМ. Обнаруженные в золе остатки несгоревших ВМ собирают и повторно сжигают.

### **§ 124. Уничтожение растворением и потоплением в воде**

Растворением в сосудах с водой уничтожают неводоустойчивые аммиачно-селитренные ВВ и дымный порох. Раствор ВВ сливают в специальную яму, а нерастворившийся остаток собирается и уничтожается сжиганием.

Нерастворимые ВМ разрешается уничтожать потоплением в открытом море. Уничтожаемые материалы могут потопляться в заводской таре; при этом надо обязательно прочно привязать к ним достаточно тяжелый груз на проволоке диаметром не менее 5 см.

**ЗАКЛЮЧЕНИЕ**  
**ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ**  
**ЭЛЕКТРОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ**  
**ДЛЯ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД\***

Значительное снижение эффективности и увеличение стоимости проходки шпуров и скважин механическими способами бурения, опасность в обращении и применении ВВ для взрыва массивов и вторичного дробления негабарита требуют изыскания способов бурения и дробления, эффективность которых бы мало зависела от прочности разрушаемых пород. Эти способы изучаются в СССР и в зарубежных странах уже более 25 лет, однако они пока не вышли из стадии лабораторно-промышленного эксперимента за исключением термического бурения.

Кратко рассмотрим эти методы, получившие в технической литературе обобщенное название электрофизических, с точки зрения перспектив их применения при разработке твердых полезных ископаемых. Наиболее разнообразны методы, предложенные для бурения скважин. Для отбойки руды от массива взрывы ВВ пока остаются единственным реальным и универсальным методом.

Известные в настоящее время новые схемы разрушения можно классифицировать следующим образом:

По виду разрушения: в результате механических напряжений; термических напряжений; плавления и частичного испарения; химических реакций с горной породой и в результате комбинированного воздействия.

По виду воздействия на горную породу: магнестрикционными устройствами; высоконапорными струями жидкости; высоконапорными струями раскаленных газов; твердым наконечником, нагретым до температуры выше температуры плавления породы; электромагнитными волнами; электрическим разрядом большой мощности; потоком электронов; лазерным лучом; химическими веществами.

Комбинированные способы сочетают в основном тепловое и механическое воздействие твердым инструментом на ослабленную породу, а также тепловые и охлаждающие воздействия в определенных сочетаниях.

Ниже проанализированы схемы некоторых из указанных способов бурения скважин по данным отечественных и зарубежных исследований.

\* По данным иностранной литературы [8].

**Электронагревательные буровые установки.** В США разработана плавящая установка (рис. 193), в которой рабочий торец нагревается до  $1200-1600^{\circ}\text{C}$ , что обеспечивает плавление пород (гранита, базальта) с образованием скважины. Для охлаждения боковых сторон установки используется вода. Давление на инструмент  $200-400$  кгс направляет расплавленную породу к центру установки (указано стрелками на рис. 193), где струя гелия гранулирует породу и выдувает ее из скважины. Скорость бурения в базальте составила  $10$  мм/мин при диаметре  $5$  см. Установки такого типа наиболее перспективны для бурения льда.

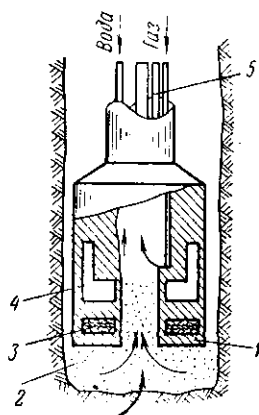


Рис. 193. Схема электронагревательного бура:

1 — вольфрамовый наконечник; 2 — расплавленная порода; 3 — нагревательная спираль; 4 — охлаждающая вода; 5 — электрический кабель

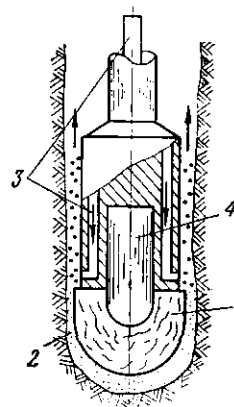


Рис. 194. Схема бура с ядерным реактором:

1 — вольфрамовый наконечник; 2 — расплавленная порода; 3 — вода или газ; 4 — атомный реактор

**Ядерные плавящие буровые установки.** Тепло, выделяемое ядерными реакторами, используется для нагревания, плавления породы и образования скважины (рис. 194). Газ или вода удаляют расплавленную породу с забоя аналогично вышеописанному. Для лучшей эффективности наконечник плавящего бура делается из тугоплавкого металла.

Максимальная скорость проникания буров с ядерными реакторами в породу будет сопоставимой со скоростью проникания электронагревательных буров.

**Электродуговые буровые установки.** В электродуговых установках температура достигает  $5520-16\,500^{\circ}\text{C}$ , при которой проплавляются скважины в любой породе. Электрические дуги образуются в результате непрерывных разрядов электрического тока через проводящий газ.

На рис. 195 показана конструкция электродуговой установки, в которой используется дуга между центральным электродом и рас-

каленным корпусом. По мере продвижения корпус плавит породу, которая выдавливается вверх по затрубному пространству.

**Плазменно-дуговые буровые установки.** Сущность этого способа состоит в создании устойчивой электрической дуги между двумя электродами и выдувании ее из сопла с помощью сжатого воздуха. При этом в факеле разряда температура достигает  $6000^{\circ}\text{C}$  и более, а скорость истечения газов (плазмы)  $2000\text{ м/с}$ . При воздействии плазменных струй с такими высокими параметрами на горные породы последние быстро плавятся и частично испаряются, обеспечивая образование скважины, которую можно затем расширить механическим бурением. Принципиальная схема плазмобура показана на рис. 196. Мощность таких горелок  $150\text{--}400\text{ кВт}$ , напряжение  $1600\text{ В}$ .

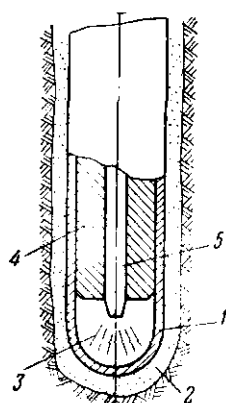


Рис. 195. Схема бора с электродуговыми разрядами:

1 — корпус; 2 — расплавленная порода; 3 — дуга; 4 — изоляция; 5 — центральный электрод

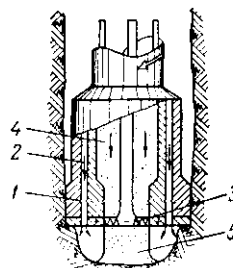


Рис. 196. Схема плазменно-дуговой буровой установки:

1 — расширитель; 2 — буровая жидкость; 3 — электрическая дуга; 4 — газ (гелий или аргон); 5 — плазма

Вращение дуги в плазмобурах для обеспечения длительной работы электродов обеспечивается воздушным потоком с тангенциальным вводом.

При опытном бурении в кварцитах была достигнута скорость от  $5\text{ м/ч}$  в труднобуримых и до  $30\text{ м/ч}$  в хорошо буримых породах.

На выходе из сопла плазмобура происходит взрывное догорание ионизированной смеси ( $\text{H}_2 + \text{O}_2$ ). Этот процесс может быть значительно усилен введением в газовую смесь плазмобура реагирующего компонента (керосин, вода и т. п.). В результате дополнительного воздействия ударных волн эффективность разрушения породы на забое увеличивается при резком снижении энергоемкости процесса. Крупность продуктов разрушения при этом режиме значительно возрастает.

В настоящее время ведутся работы по созданию плазмобуров мощностью до  $1000\text{ кВт}$ .

Недостаток этого способа в том, что температура плазменного факела очень резко уменьшается с удалением от среза сопла. Поэтому,

если не будет обеспечена высокоточная до нескольких миллиметров фиксация расстояния от забоя до среза сопла, то нельзя рассчитывать на получение устойчивого режима разрушения породы. Эффективность таких установок можно повысить путем усовершенствования плазменных генераторов и повышения температуры плавления.

**Лазерные буровые установки.** Лазеры, дающие концентрации мощности порядка  $1,6^{18}$  Вт/см<sup>2</sup>, могут плавить любые породы. Лазерный луч получается посредством возбуждения, или «накачивания» группы атомов в кристалле или газе до их высокоэнергетического состояния. Когда это произойдет, атомы начинают излучать фотоны, образуя когерентный световой луч.

Кристаллические лазеры могут использоваться только короткими вспышками, так как 99% энергии возбуждения теряется в охлаждающей жидкости и возникает проблема рассеивания большого количества тепла. Один из крупнейших кристаллических лазеров через каждые 2 с дает вспышку (энергией 100 Дж), длящуюся 1 мс. Это соответствует мгновенному выделению мощности в 100 кВт и среднему выходу мощности лишь в 50 Вт.

В газовых лазерах для получения различных энергетических уровней используются смеси газов, непрерывно накачиваемые электронными лучами. Газовые лазеры более эффективны и имеют более высокий выход мощности, чем кристаллические лазеры. Сейчас разрабатываются лазеры, имеющие мощность 10—20 кВт.

Лазеры могут быть применены для термического разрушения пород путем нагревания их до 260—580° С. Высокие температурные градиенты и различное тепловое расширение минеральных составляющих создают термические напряжения, которые ослабляют и разрушают связи между кристаллами и зёрнами породы.

Из-за больших затрат энергии на плавление породы (500 кгс·м/см<sup>3</sup>) и низкого выхода мощности электронных лучей и лазеров эти установки будут иметь низкие скорости бурения. Например, подсчитано, что лазерная установка мощностью 10 кВт расплавит скважину диаметром 200 мм со скоростью 30 мм/мин (принимая, что 50% выходной мощности передается породе).

Вследствие высоких концентраций мощности лазеры могут бурить скважины небольших диаметров быстрее, чем обычные буровые установки. Например, буровая установка мощностью 10 кВт может расплавить в породе отверстие диаметром 2,54 мм со скоростью 18 см/с. Эта скорость выше, чем скорость бурения обычными установками. Лазерные и электронные установки можно успешно применять для образования отверстий небольшого диаметра в деталях точных электронных и оптических приборов. При условии увеличения выходной мощности лазеров последние могут найти применение в бурении горных пород в больших масштабах. Схема лазерной буровой установки показана на рис. 197.

**Высокочастотные электробуровые установки.** Испытания показали, что электрический ток высокой частоты может применяться для разрушения электропроводящих горных пород. Диэлектри-

ческое нагревание сопротивления вызывается электрическим током, проходящим через горную породу между электродами.

Как диэлектрическое, так и нагревание через сопротивление пропорциональны квадрату разности потенциала электродов. Поэтому в этих установках обычно используются высокие напряжения от 1 до 10 кВ. Диэлектрическое нагревание пропорционально частоте тока, а нагревание через сопротивление не зависит от частоты. Поэтому для бурения горных пород с высоким электрическим сопротивлением требуются токи высоких частот.

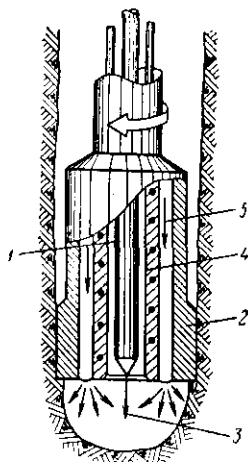


Рис. 197. Схема лазерной буровой установки:

1 — кристалл; 2 — расширитель; 3 — когерентный световой луч; 4 — отражающая поверхность; 5 — буровая жидкость

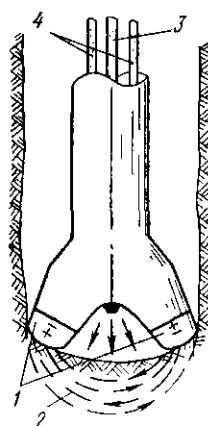


Рис. 198. Схема высокочастотного электробюра:

1 — электроды; 2 — канал пробоя; 3 — промывочный агент; 4 — электрические кабели

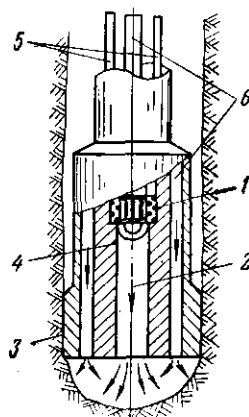


Рис. 199. Схема микроволнового бюра:

1 — магнетрон; 2 — радиальный луч; 3 — механический расширитель; 4 — канал для луча; 5 — электрические кабели; 6 — промывочный агент

По мере увеличения температуры в горной породе между контактирующими с ней электродами образуется раскаленный токопроводящий канал (канал пробоя). После образования проводящего канала электрическое сопротивление между электродами резко снижается, температура породы в сечении канала увеличивается и в результате термонапряжений происходит разрушение породы на забое, которое дополняется механическими способами. Схема буровой установки приведена на рис. 198.

**Микроволновые буровые установки.** Лабораторными испытаниями установлено, что микроволны (1000—3000 мГц) могут эффективно нагревать и разрушать горную породу. В микроволновой буровой установке (рис. 199) микроволны создаются в магнетронах и направляются к горной породе по специальным волнопроводящим каналам. Микроволновыми буровыми установками можно бурить с очисткой забоя только воздухом или газом, так как вода поглощает

большую часть микроволновой энергии. Эффективность магнетронов составляет лишь 30—40%, из-за чего возникает необходимость производить отвод большого количества тепла.

При опытах в песчаниках тонкие чешуйки начинали отскакивать от поверхности через 20—120 с, горная порода разрушалась спустя 3—10 мин. Образование трещин сопровождалось звуками, которые были слышны до появления видных разломов горной породы. В некоторых испытаниях наблюдалось бурное отскакивание чешуек от поверхности.

Количество микроволновой энергии, поглощенной песчаником, увеличивается с увеличением насыщения его водой. Микроволновые буровые установки при наличии в скважине воды малоэффективны.

**Индукционные буровые установки.** При помощи магнитных полей высокой частоты можно нагревать и разрушать горные породы, имеющие высокую магнитную восприимчивость к индукционному нагреванию. Индукционное нагревание можно применять для бурения расслаивающихся пород с высокой магнитной восприимчивостью.

Индукционное нагревание вызывается потерями гистерезиса и вихревыми потоками, образуемыми в горной породе.

Нагревание гистерезисом и вихревыми потоками пропорционально квадрату магнитной проницаемости; таким образом, индукционные буровые установки будут эффективны только в горных породах с высокой магнитной чувствительностью. Потери гистерезиса преобладают в горных породах с высоким сопротивлением, тогда как вихревые потоки наиболее важны в породах с низкой чувствительностью.

Применение индукционных буровых установок (рис. 200) ограничено из-за низкого выхода мощности и низких скоростей бурения.

**Химические буровые установки.** Лабораторными химическими буровыми установками эффективно бурили песчаник, известняк и гранит. В этих установках используется флюорин и другие высокоактивные химические вещества, которые вступают в реакцию с горной породой и разрушают ее. В результате этих реакций образуются безвредные продукты, выдуваемые из скважины.

Химическая буровая установка (рис. 201) на стальном канате может опускаться на дно скважины, где взрывом электродетонатора разрушаются изолирующие слои, позволяя сжатому газу продуть высокоактивное химическое вещество через катализатор. Это приводит к образованию химических струй, выдуваемых газом из отверстий головки буровой установки, которые и разрушают породу, вступая с ней в химическую реакцию.

Применение химических буровых установок ограничено из-за высокой стоимости соединений и из-за трудностей в хранении и транспортировании больших количеств высокоактивных химических веществ.

**Образование скважин пенетраторами непрерывного действия.** Пенетратор непрерывного действия (рис. 202) непрерывно углу-

бляется в горную породу, разрушая и раздвигая ее в стороны. Усилия наконечнику передаются ударным способом или статическим нагружением, для чего penetrator раскрепляется анкерами в стенки скважины и нагружается гидравлически.

Данные испытаний на удар показывают, что для углубления penetratorа диаметром 20 см в осадочную породу средней крепости потребуется давление 900—4500 тс. Необходимость использования такого высокого давления делает применение penetratorов непрерывного действия малоэффективными, за исключением образования скважин в слабых породах.

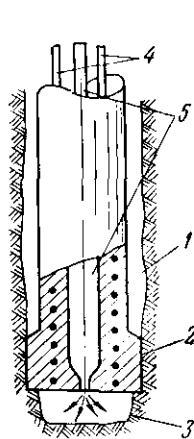


Рис. 200. Схема индукционного бора:

1 — индукционная катушка; 2 — механический расширитель; 3 — зона индукционного разрушения; 4 — электрические кабели; 5 — промывочный агент

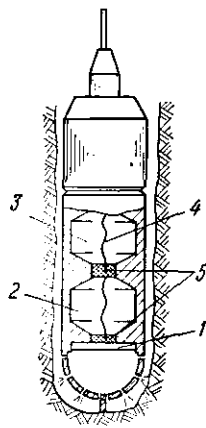


Рис. 201. Схема химической буровой установки:

1 — слой катализатора; 2, 3 — емкости с активным химическим веществом; 4 — провода электродетонаторов; размещенных в разрушаемых изолирующих слоях 5

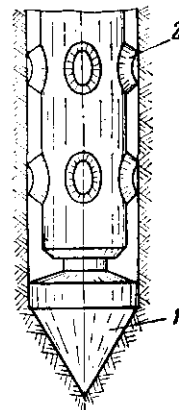


Рис. 202. Схема penetratorа непрерывного действия:

1 — рабочий наконечник; 2 — распорные домкраты

Penetrator вокруг скважины создает зону разрушенной породы, имеющую диаметр, больший диаметра penetratorа. Это позволит использовать вначале penetrator небольшого диаметра и расширять механическим бурением зону разрушенной породы до требуемого диаметра.

**Ультразвуковые буровые установки** (рис. 203) применяются для бурения твердых материалов (алмазы и керамика) и могут использоваться для бурения горных пород. Эти установки используют магнитострикционные или электрострикционные сердечники для создания колебания излучателей с частотами 20—30 кГц.

Ультразвуковые установки разрушают горную породу вследствие кавитации жидкости и абразивного износа. Кавитация сначала разрушает более мягкие минералы; затем образуются микротрещины и происходит отделение более крупных частей в виде шелушения.

Под ультразвуковые инструменты обычно вводятся суспензии твердых абразивов: карбида бора или карборунда. Турбулентность и кавитация вокруг вибрирующих излучателей притягивают частички под излучатели, где они с большой скоростью направляются к горной породе. Исследования, проведенные в Институте акустики Академии наук СССР, показывают, что главными факторами, разрушающими горную породу, являются высокоскоростные удары абразивных частиц; кавитация играет вторичную роль.

Максимальная скорость разрушения ультразвуковым инструментом составляет 0,244 м/ч в драгоценных камнях и 1,2 м/ч в стекле.

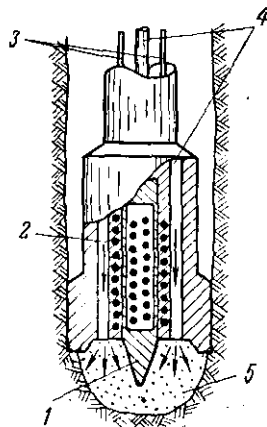


Рис. 203. Схема ультразвукового бура:

1 — магнитострикционный сердечник; 2 — катушка; 3 — электрические кабели; 4 — промывочная жидкость; 5 — суспензия на забое из разрушенной породы, абразива и воды

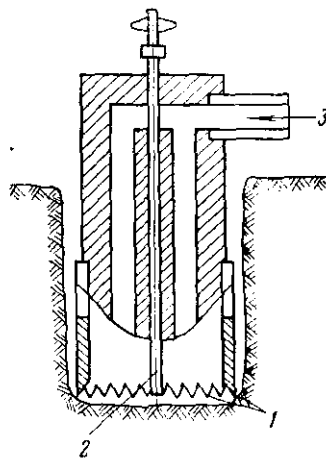


Рис. 204. Схема искрового бура:

1 — не вращающийся электрод; 2 — вращающийся электрод; 3 — промывочная жидкость

Скорость бурения увеличивается с увеличением твердости абразивных частиц и амплитуды вибрации излучателя. Установлено, что наилучшей промывочной жидкостью является вода, позволяющая получать скорости в три раза большие, чем смазочные масла, и в 15 раз большие, чем тонкие масла.

Вследствие низких скоростей бурения, низкого выхода мощности применение ультразвуковых буровых установок ограничено образованием отверстий малого диаметра (порядка нескольких миллиметров) в крепких и хрупких образцах горных пород.

**Искровые установки.** В искровых или электрогидравлических установках используются обладающие большим запасом энергии искры для разрушения и удаления из скважин горной породы. Искры, длительность 21—50 мкс, вызываются высоковольтными конденсаторами (0,1—10 мкф), заряженными до 30—70 кВ. Конденсаторы

разряжаются от 1 до 10 раз в секунду, вызывая пульсирующие давления, превышающие  $7000 \text{ кгс/см}^2$ .

Энергия, выделяемая при образовании каждой искры ( $1000 \text{ кгс} \cdot \text{м}$ ), приблизительно равна энергии взрыва 2 г тротила.

Разработана конструкция радиальной искровой установки (рис. 204), в которой искры образуются между вращающимся центральным электродом и наружным, расположенным по периферии скважины. Скорость бурения скважин диаметром 4—5 см составила 0,18 м/ч в диабазе, 0,61 м/ч в мраморе и 3 м/ч в сланце. Скорость искрообразования в этой установке составляла две искры в секунду при напряжении разряда 25—30 кВ, давая выход мощности 0,12—0,17 кВт.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Единые правила безопасности при взрывных работах. М., «Недра», 1972. 318 с.
2. Кутузов Б. Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. М., «Недра», 1973. 300 с.
3. Кутузов Б. Н. «Теория, техника и технология буровых работ». М., «Недра», 1972. 308 с.
4. Росси Б. Д., Поздняков З. Г. Справочник «Промышленные взрывчатые вещества и средства взрывания. М., «Недра», 1971. 176 с.
5. Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых веществ. М., «Недра», 1971. 31 с.
6. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. М., «Недра», 1972. 239 с.
7. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве. М., «Энергия», 1972. 207 с.
8. Eng. and mining Journal, 1968, v. 169, N 5.

### АЛФАВИТНО-ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

- Абразивность 12  
 Авогадро закон 96  
 Автомобильный транспорт 340  
 Азид свинца 82, 137, 138, 140  
 Азидо-тетриловые КД 140  
 Акваниты 107, 125  
 Акванит ЗЛ 104, 125, 128  
 Акватола 92, 107, 125, 126  
 Акватола 65/35 92, 125, 126  
 Акватола М-15 92, 125, 126  
 Акватола МГ 92, 125, 126  
 Акустический метод оценки трещиноватости 17  
 Алюминиевая пудра 112, 119  
 Алюминий 75, 122  
 Алюмотол 70, 92, 104, 110, 111, 127  
 Аммиачная селитра 72, 75, 77, 82, 107—109  
 — — водостойчивая 107, 115, 116, 119  
 — — гранулированная 108, 113, 114  
 — — растворимость 123  
 — — чешуйчатая 108  
 Аммоналы 70, 107  
 Аммонал водостойчивый 104  
 — — скальный № 3 92, 104  
 Аммониты 70, 106, 115—118  
 — В-3 116—118  
 — № 6ЖВ 75, 79, 82, 92, 104, 116—118  
 — № 7ЖВ 75, 92, 104, 116, 117  
 — № 9ЖВ 75, 116—118  
 — № 10ЖВ 75, 116—118  
 — АП-5ЖВ 75, 104, 116, 117  
 — АП-4ЖВ 104, 116, 117  
 — скальные 107  
 — скальный № 1 92, 104, 116, 117  
 — ПЖВ-20 104, 116, 117  
 — Т-19 104  
 Амортизаторы 326  
 Асфальтит 113  
 Баланс энергии 85, 86  
 Безопасные расстояния 334  
 Безопасных расстояний определение 228, 229  
 — — — по воздушной волне 229, 228  
 — — — по разлету кусков 229, 228  
 — — — по сейсмическому действию 22  
 Безотказность взрыва 169  
 Бетонный массив 328  
 Бетонные блоки 330, 331  
 Боевик 273  
 Бомба Трауцля 89, 90  
 Бризантность ВВ 88, 110, 112, 117, 119, 126  
 Бурение взрывное 28, 131  
 — вращательное 28—34, 52, 66  
 — вращательно-ударное 28  
 — огневое 28, 64—66  
 — пневмоударное 62, 63, 66  
 — ударное 28, 34—40  
 — ударно-вращательное 28  
 — ударно-канатное 63, 64, 66  
 — ударно-поворотное 28  
 — шарошечное 40—52, 66  
 — электроимпульсное 29  
 — электродуговое 348  
 Буримость горных пород 18, 19, 23, 24  
 Буровой инструмент для вращательного бурения шпуров 32, 33, 52, 54  
 — — для ударно-поворотного бурения 36—38  
 — — для шарошечного бурения 43, 45—47  
 — — для пневмоударного бурения 60, 62  
 Буровые станки вращательные 52, 53  
 — шарошечные 40—43  
 — пневмоударные 55—60

Буровые установки высокочастотные  
350, 351

- — индукционные 352
- — искровые 354, 355
- — лазерные 350
- — микроволновые 351, 352
- — плазменно-дуговые 349
- — ультразвуковые 353, 354
- — химические 352

Взрываемость 18, 192

Взрывание с внутрискважинным замедлением 192, 208, 209

- высоких уступов 207, 208
- контурное 287, 288
- многорядное 203, 204
- короткозамедленное 189—192, 266—272
- при проведении выработок 292
- однорядное 203
- огневое 136, 143—146
- сдвоенных уступов 206, 207
- электрическое 136
- электроогневое 136

Взрывник 215, 216, 341—343

Взрывник-оператор 249

Взрывные машинки 153—160

- — аккумуляторные 154, 158
- — батарейные 154, 158
- — индукторные 159, 158
- — ВМК-500 154—156
- — КИМ-1А 156, 157
- — ПИВ-100м 157

Взрывы на выброс 10, 11

- вторичные 111
- сейсмический эффект 192, 204
- физические 67
- химические 67
- ядерные 67

Взрывчатые вещества аммиачно-селитренные 9, 106

- — бризантные 69
- — водонаполненные 70, 71, 113, 121, 129
- — высокопредохранительные 71
- — водостойчивые 112
- — выпускаемые и допущенные 135
- — высокобризантные 71
- — горячельющиеся 71
- — гранулированные 71
- — иницирующие 70, 137
- — литые 70
- — льющиеся 71
- — метательные 69, 70
- — многокомпонентные 70
- — области применения 132
- — однокомпонентные 70
- — отпускная цена 133, 134

Взрывчатые вещества

- — порошкообразные 70
- — предохранительные 71
- — прессованные 70
- — термостойкие 71
- — типа химических соединений 70, 71, 104
- — шнековые 70

Взрывчатые смеси 75

— превращения 77

Вибрационный механизм 256

Влажность ВВ 100

— определение 100

Вместимость 1 м скважины 221—223, 266

Водонаполненные ВВ 9, 70

Водоносность 13

Водоотливный агрегат 260

Водоустойчивость ВВ 101, 106, 110, 111

Воздушная взрывная волна 229

Воздушные промежутки 205, 206, 267

Воздушно-пузырьковая завеса 320

Воронка взрыва 182, 183, 193

Воспламенительная головка 146, 147

Вращательное бурение 27

Волна воздушная взрывная 229

— отраженная 185, 190

— напряжений 185—190

— растяжения 185

— сжатия 185

Вращательно-подающий механизм 43, 44

Временные склады 336

Время передачи электродетонаторов 152

— срабатывания электродетонаторов 152

Врубовые ряды скважин 208

Врубы наклонные 289

— прямые 290

Выброс породы на верхнюю бровку 276—278

Выводные провода 147, 148

Выдача ВМ 341, 343

Высота уступа 221

Выход негабарита 212

— нулевой 201

Вязкость горных пород 13

Газы взрыва 96—98, 105

Гексоген 8, 72, 75, 77, 79, 82, 112, 137

Герметизация торпед 318

Гесса закон 92

Гигроскопичность ВВ 101, 108

Гидродинамическая теория детонации 77

Гидропневмоэлектрическая схема 258

Гидрофобные добавки 112, 115, 118

Глубина шпуров 291, 321, 324  
Горелка огневого бурения 66  
Горение ВВ 69  
Горноспасательные части 230  
Горючие добавки 73, 106, 107, 112, 116  
Горчелюющиеся ВВ 9  
Граммонал А-В 104, 121  
Гранулиты 106, 114  
Гранулит АС-8 92, 104, 113  
— АС-4 92, 104, 113  
— М 92, 113  
— С-2 92, 104, 113  
Гранулометрический состав взорванной породы 211, 212  
Гранутол 92, 104, 110, 111, 127  
Гремучая ртуть 75, 137, 138, 140  
Гремучертутно-тетриловые КД 190  
Групповое зажигание 142  
Гуаргам 113  
Гужевого транспорт 344

Давление газов при взрыве 97  
— осевое 63  
— сжатого воздуха 62  
Действие взрыва бризантное 88  
— фугасное 89  
Детонационная волна 100  
Детонация ВВ 69, 77—84, 99, 100  
Детонирующий шнур 136, 174—175, 177, 178  
— водостойчивый 175  
— соединения 177  
Детониты 70, 104, 107  
Диагональная схема коммутации 203  
Диаметр заряда 80, 203, 213, 219—220  
— критический 81—83, 105, 116, 126  
Динамиты 70  
Дивамоны 70, 106, 114  
— металлизированные АМ-8 114  
— — АМ-10 114  
Динитрогликоль 75, 77  
Динитрофталин 75, 77  
Длина заряда 265, 314  
— скважины 265  
— перебура 265  
Дополнительные обнаженные поверхности  
— заряды 210, 211  
Допустимый размер куска 212—214, 285, 286  
Древесная мука 72, 75, 112, 113, 116  
Дробление взрывное 200  
— механическое 200  
— массива 213  
— валунов 321, 322  
Дублирование ДШ 178  
— электровзрывной сети 173

Единая книжка взрывника 215, 216

Железнодорожный транспорт 340  
Жидкий кислород 72  
Железобетонные перекрытия 331  
— стены 331

Забоечные машины 258, 259  
Забойка 145, 209, 210, 223, 236, 237  
Забойник 263  
Забойный амортизатор 50—51  
Заведующий складом 216, 337  
Загустители 113, 122  
Зажигательная трубка 144, 145, 276  
Зажигательный патрон 142  
Запретная зона 335  
Заряд активный 99  
— внутренний 181  
— выброса 182, 224  
— запирающий 210, 237  
— камуфлета 181  
— котловой 278—281  
— мнимый 185  
— невзорвавшийся 264  
— одиночный 183—187  
— откольный 181  
— пассивный 99  
— прострелочный 279  
— рассредоточенный 181, 205  
— рыхления 182, 193—195, 224  
— сосредоточенный 181, 193—195  
— сплошной 181  
— углубленный 181  
— удлиненный 195  
Заряжание скважин 234—236, 272—274  
— шпуров 233, 263, 264  
Зарядная машина «Акватол-1м» 250, 251  
— — АЗМ 253—257  
— — СУЗН-5 249—251  
— — СУЗН-5АМ 253—258  
— — СУЗН-2 247  
— — техническая производительность 254  
«Затравкой» зажигание ОПШ 142  
Зернистость 13  
Зерногранулиты 70, 92, 107, 119—121  
— 79/21 92, 119, 120  
— 30/70 92, 119, 120  
— 50/50-В 92, 119, 120  
— 30/60-В 92, 119, 120  
Зона измельчения 184  
— нерегулируемого дробления 187  
— разрушения 183, 186  
— регулируемого дробления 187, 205  
— рыхления 183  
— сотрясения 183

Импульс воспламенения 151, 152  
— плавления 152, 153  
Игданиг 92, 104, 106, 113, 114, 132



- Обводненные скважины 111, 235, 273  
 Оболочка заряда 80, 81  
 Обрушение зданий 324, 325  
 — колонн 324, 325  
 Объемная концентрация энергии  
 ВВ 91  
 Огневое расширение скважин 67  
 Огнепроводный шнур 141  
 — средства зажигания 141  
 Односторонний подбой 326  
 Окислители 72  
 Окислы азота 73  
 Окись азота 75  
 — алюминия 75  
 — кальция 75  
 — углерода 73, 75  
 Оксидквиты 70, 130  
 Омметр взрывных цепей ОВЦ-2 165,  
 166  
 Омметр-классификатор ОКЭД-1  
 161—164  
 Опасная зона 228—230  
 Определение безопасных расстояний  
 228, 229  
 Определение степени дробления  
 методом количественным 198  
 — — — — линейным 198  
 — — — — косвенным 198  
 — — — — плавиметрическим 197  
 — — — — поштучным учетом 197  
 — — — — ситового анализа 198  
 Осевое давление 63  
 Остаток ВМ 342  
 Осушение скважин 259, 260  
 Отказавший заряд 146  
 Отличительный знак 334  
 Отражательные знаки 340  
 Охрана вооруженная 340, 343
- Параллельное соединение ЭД 167—  
 169  
 Параллельно-пучковое соединение  
 ЭД 170  
 Параметры расположения шнуров  
 261, 262  
 — — скважин 264, 265  
 Парафин 63  
 Парно-параллельное соединение ЭД  
 169  
 Парно-последовательное соединение  
 ЭД 169  
 Патрон-боевик 144, 145  
 — — изготовление 172, 173, 232  
 Передвижные склады 343  
 Переноска ВМ 344  
 Пенетратор непрерывного действия  
 352, 353  
 Передача детонации 117  
 Перебур 223, 265
- Перфораторы 34—36  
 — колопковые 35—37  
 — ручные 35, 36  
 Пиротехнический замедлитель  
 КЗДШ-58 175, 176  
 — — КЗДШ-62-2 177  
 Перхлораты калия (аммония) 72, 75,  
 108  
 — натрия 75  
 План-задание 217  
 План-проект расположения скважин  
 218  
 План буровзрывных работ сводный  
 218  
 Пламегасители 73, 116  
 Планметрический метод оценки  
 трещиноватости 16  
 Платаж почвы взрывом 321  
 Пластичность горных пород 12  
 Плотность ВВ 79, 82, 106, 110, 124,  
 126  
 — зарядания 120  
 — заряда 92  
 — критическая 116  
 — горных пород 13, 24, 224  
 — насыпная 115, 119  
 Пневмозаряжающая машина СУЗН-5  
 249  
 Пневмораспределитель 256  
 Пикриновая кислота 75  
 Победит 104  
 Погружные пневмоударники 55, 57,  
 60—62  
 Подготовительные выработки 282  
 Подкол 326, 327  
 Показатель действия взрыва 193, 195  
 — — — функция 193—195  
 Полная работа взрыва 85  
 Полный к. п. д. взрыва 85, 86  
 Пористость горных пород 13  
 Пористая селитра 114  
 Пороги 278  
 Порох бездымный 100, 129  
 — дымный 101, 107, 129  
 Последовательное соединение ЭД  
 167—170  
 Посты оцепления 273  
 Потопление ВМ 345, 346  
 Предварительное целеобразование  
 287, 288  
 Предохранительные аммониты 116,  
 117  
 Провода выводные 167, 168  
 — дублирующие 173  
 — концевые 167, 168, 170  
 — магистральные 167, 168, 170, 173  
 — соединительные 170  
 — участковые 107, 168, 170  
 Продольная отсыпка 312  
 Продукты взрыва 95, 96

- Проект буровзрывных работ 217, 218  
 — массового взрыва 215  
 — разработки месторождения 228  
 — техно-рабочий 328  
 Производительность по горной массе 220  
 Промежуточный детонатор 119, 178—180, 273  
 Простейшие ВВ 106, 113, 114  
 Прострелка 309  
 Простреливаемость показатель 279, 280, 308, 318  
 Противопожарные средства 340  
 Профильная съемка 217  
 Пудры алюминия 72, 113  
 — магния 72  
 Пульт-пробник 157  
 Путевой лист 340
- Работа взрыва 85, 86  
 Работоспособность ВВ 89, 110, 112, 117, 119, 126  
 — определения в свинцовой бомбе 89, 90  
 — на баллистической mortпире 90, 91  
 Разброс удобрений 322  
 Развал породы повышенный 276—278  
 Раздатчик ВМ 342  
 Разделка бетонных конструкций 328, 332  
 — железобетонной эстакады 332  
 Разрушение негабарита зарядамикумулятивными 296, 297  
 — — закладными гидроклиньями 297  
 — — микрочарядами 295  
 — — — накладными 296  
 — — огнеструйными горелками 300  
 — — падающим грузом 298  
 — — пневмобутобоем 299  
 — — шпуровыми 294  
 — — термитом 299, 300  
 — — токами высокой частоты 302  
 — — токами промышленной частоты 302  
 — — электрогидравлическим способом 301  
 Разрыхляемость 13  
 Расстояние между скважинами 265, 313  
 Расслаиваемость ВВ 101  
 Расход ВВ расчетный 199—202, 226, 266  
 — — фактический 221, 222  
 Расход ВМ 342, 343  
 Расчет заряда 226, 291, 321, 325, 328  
 — сейсмически безопасных расстояний 229  
 — числа шпуров 328
- Рациональная степень дробления 285, 286  
 Регулирование степени дробления горных пород 10, 199—201, 211—214  
 Ротационные компрессоры 257  
 Руководитель буровзрывных работ 341  
 Рыхление «коры» 314
- Сенсibilизаторы 62  
 Сжигание ВМ 345, 346  
 Сигнал боевой 231, 276  
 — отбоя 231  
 — предупредительный 23  
 Скважины вертикальные 220, 221  
 — наклонные 222  
 — парносближенные 222  
 Склады ВМ базисные 243—244, 252, 253, 335  
 — — временные 337  
 — — постоянные 336  
 — — расходные 335  
 Слеживаемость ВВ 105  
 Скоростная киносъемка 188  
 Скорость бурения перфоратором 38, 39  
 — — пневмоударниками 62, 63  
 — — шарошечными станками 47, 48, 50, 51  
 Скорость вращения долота 49, 50, 56  
 Скорость детонации 79—84, 110, 112, 119  
 — — определение методом Дотриша 87  
 Слонистость горных пород 14  
 Смешанное соединение ЭД 167, 168  
 Соляровое масло 72, 112—114  
 Сопротивление по подошве 195, 202, 220—223, 265  
 — — — предельное 222  
 Сопротивление электродетонатора 151  
 Сопротивляемость горных пород разрушению 21—23  
 Соударение разлетающихся кусков 189, 191, 192  
 Стабилизаторы 72  
 Слеживаемость ВВ 101  
 Средства взрывания огневого 137, 139—142  
 — — с помощью ДШ 137  
 — — электрического 137  
 — — электроогневого 137  
 Стабилизированная аммиачная селитра 109  
 Станки огневого бурения 65, 66  
 Стационарные пункты приготовления ВВ 241  
 Стеарат кальция 113

- Стойкость ВВ химическая 101  
 — — физическая 101  
 Сульфидно-спиртовая барда 109  
 Сыпучесть ВВ 105  
 Схема соединений электродетонаторов параллельная 167, 169  
 — — — последовательная 167, 169  
 — — — смешанная 167, 168  
 Схема к. з. в. волновая 268, 270  
 — — диагональная 271  
 — — однорядная 266  
 — — порядная 267, 269, 270
- Твердость горных пород 12  
 Температура взрыва 95, 96, 117, 137  
 — вспышки 104, 109  
 Тепловой импульс 136  
 Тепловые потери 86  
 Теплоемкость продуктов взрыва 95, 96  
 Теплота взрыва 81, 86, 91—94, 106, 108, 110—112, 117, 119, 126, 130  
 Теплота образования вещества 75, 93  
 Тетранитрометан 75  
 Тетрил 75, 79, 137, 139, 140  
 Типовой проект ведения буровзрывных работ 227, 228  
 Тлеющий фитиль 141  
 ТНРС 137, 139  
 Ток безопасный 151, 153  
 — блуждающий 171  
 — длительный воспламеняющий 151, 153  
 — гарантийный 153, 171  
 — посторонний 171  
 — стомиллисекундный воспламеняющий 151, 153  
 — утечки 171  
 Тол 109  
 Тонкоизмельченный уголь 72  
 Торпеда многократного использования 319  
 Торпедирование скважин 317, 318  
 Торфяная мука 112  
 Транспортно-зарядная машина 246, 248, 252  
 — ТЗМ-1 246, 248  
 Травяная осевая 312, 313  
 — поперечная 312, 315  
 — продольная 312  
 Трещиноватость горных пород 14, 15, 211  
 — — — естественная 14  
 — — — удельная 14  
 Трещины кольцевые 185  
 — радиальные 184  
 — сквозные 186  
 Тринитротолуол 109  
 Тротил 72, 75, 77, 79, 82, 109, 116, 119  
 — гранулированный 110, 111
- Труборез кумулятивный 319, 320  
 ТЭН 8, 75, 77, 82, 137, 139, 150
- Углекислота 75  
 Угленит 104  
 Углубленные склады 336  
 Угол естественного откоса 13  
 — откоса уступа 221  
 — наклона скважины 223  
 Удельный расход ВВ проектный 26  
 — расчетный 26, 192—195, 199—202, 214, 224—227, 266, 290  
 — теоретический 25, 26  
 — фактический 192  
 Удельный объем газов 117, 126, 129  
 Удельная объемная энергия 93  
 Уничтожение ВМ взрыванием 345  
 — — растворением и потоплением в воде 346  
 — — сжиганием 346  
 Управление зарядным устройством 254, 255  
 Уравнение Клайперона 97  
 Устойчивость горных пород 14
- Флегматизаторы 72  
 Фотопланиметрический метод оценки трещиноватости 16  
 Хранение СВ 337  
 Хранилища ВМ 335—337  
 — емкость 336  
 Химическое превращение ВВ 69  
 Химические соединения 75  
 Хлораты калия (аммония) 72, 75, 108  
 Хлораты натрия 75  
 Хрупкость горных пород 12
- Целлюлозные поглотители 130  
 Целлюлоза 75  
 Циклопрограммное устройство 254—257  
 Цифровой диск 256
- Черный порох 8  
 Число шпуров на забой 290, 291  
 Чувствительность ВВ к инициированию 101, 102  
 — — к механическому воздействию 104  
 — — к удару 102  
 — — к трению 102, 103  
 — — к тепловому импульсу 103, 104
- Шарошечные долота 45, 46  
 Шарошечное бурение 40—52, 66  
 Шпуровые врубовые 289  
 — ооконтуривающие 289  
 — отбойные 289  
 — подбоя 327  
 Шашки-детонаторы 179, 180

Штольня 282  
Штыревые долота 46  
Шурфы 282

Щиты при вадке зданий 326

Электровзрывная сеть 172—174, 238  
— — монтаж 173  
Электровоспламенитель 146—148,  
150  
Эксудация 100  
Электрозажигатель ЭЗОШ-Б 142,  
143  
Электрозажигательный патрон 142,  
143

Электродетонаторы мгновенного дей-  
ствия 148, 149  
— замедленного действия 149—151  
— предохранительные 148, 150  
Электрофизический метод разру-  
шения 347  
Электросверла ручные 29—32  
— колонковые 29, 30, 32  
Энергия взрыва 85, 86  
— потери 85, 86  
Эффект взрыва 210  
Эффективность технико-экономиче-  
ская 131, 134

## ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Введение . . . . .	3
Основные понятия . . . . .	5
Краткая историческая справка о развитии взрывных работ . . . . .	7
<b>Г л а в а I. Свойства и классификация горных пород . . . . .</b>	<b>12</b>
§ 1. Свойства горных пород, определяющие эффективность их разрушения при бурении и взрывании . . . . .	12
§ 2. Классификация горных пород . . . . .	18
§ 3. Общая оценка сопротивления горных пород разрушению . . . . .	21
<b>Г л а в а II. Способы бурения шпуров и скважин . . . . .</b>	<b>27</b>
§ 4. Классификация способов бурения и их общая характеристика . . . . .	27
§ 5. Вращательное бурение шпуров . . . . .	29
§ 6. Ударное бурение шпуров . . . . .	34
§ 7. Бурение скважин шарошечными долотами . . . . .	40
§ 8. Вращательное (шпекоевое) бурение скважин . . . . .	52
§ 9. Бурение скважин погружными пневмоударниками . . . . .	55
§ 10. Ударно-канатное бурение скважин . . . . .	63
§ 11. Огневое бурение скважин . . . . .	64
<b>Г л а в а III. Основы теории и свойства промышленных взрывчатых веществ . . . . .</b>	<b>67</b>
§ 12. Классификация взрывов . . . . .	67
§ 13. Характеристика взрыва промышленных взрывчатых веществ . . . . .	67
§ 14. Общие сведения о взрывчатых веществах и их классификация . . . . .	69
§ 15. Основные компоненты промышленных взрывчатых веществ . . . . .	71
§ 16. Кислородный баланс и реакции превращения взрывчатых веществ . . . . .	73
§ 17. Физическая сущность детонации промышленных взрывчатых веществ . . . . .	77
§ 18. Факторы, влияющие на скорость и устойчивость детонации зарядов взрывчатых веществ . . . . .	80
<b>Г л а в а IV. Методы оценки эффективности и качества промышленных взрывчатых веществ . . . . .</b>	<b>85</b>
§ 19. Общие положения о работе и балансе энергии при взрыве . . . . .	85
§ 20. Классификация методов испытаний взрывчатых веществ . . . . .	87
§ 21. Методы оценки параметров взрыва взрывчатых веществ . . . . .	87
§ 22. Расчетно-экспериментальные характеристики взрывчатых веществ . . . . .	91
§ 23. Методы проверки качества взрывчатых веществ . . . . .	98
§ 24. Определение стойкости и чувствительности взрывчатых веществ . . . . .	101

	Стр.
<b>Глава V. Промышленные взрывчатые вещества для взрывания на земной поверхности</b>	105
§ 25. Требования к взрывчатым веществам для взрывания на карьерах	105
§ 26. Общие сведения о взрывчатых веществах для взрывания на карьерах	106
§ 27. Основные компоненты аммиачно-селитренных взрывчатых веществ для карьеров	107
§ 28. Простейшие взрывчатые вещества	113
§ 29. Аммониты	115
§ 30. Зерногранулиты и граммоалы	119
§ 31. Принципы составления рецептур водонаполненных взрывчатых веществ	121
§ 32. Технология приготовления водонаполненных взрывчатых веществ	122
§ 33. Состав и свойства водонаполненных взрывчатых веществ	123
§ 34. Пороха и оксиликвиты	129
§ 35. Техничко-экономическая оценка эффективности применения новых взрывчатых веществ	131
<b>Глава VI. Средства и способы взрывания зарядов промышленных взрывчатых веществ</b>	136
§ 36. Способы возбуждения взрыва зарядов промышленных взрывчатых веществ	136
§ 37. Классификация способов и средств взрывания зарядов	136
§ 38. Взрывчатые вещества для изготовления средств взрывания	137
§ 39. Средства огневого взрывания	139
§ 40. Технология огневого и электроогневого взрывания	143
§ 41. Электродетонаторы для электрического взрывания	146
§ 42. Определение гарантийной величины тока	153
§ 43. Источники тока для электрического взрывания	153
§ 44. Контрольно-измерительная аппаратура для электрического взрывания зарядов	160
§ 45. Схемы электровзрывных сетей	167
§ 46. Элементы расчета электровзрывных сетей	169
§ 47. Предотвращение отказов и преждевременных взрывов при электрическом взрывании	171
§ 48. Технология электрического взрывания	172
§ 49. Средства и технология взрывания с помощью детонирующего шнура	174
§ 50. Промежуточные детонаторы для взрывания зарядов	178
<b>Глава VII. Физическая сущность процесса разрушения горных пород при взрывных работах</b>	181
§ 51. Основные понятия	181
§ 52. Разрушение массива пород взрывом одиночного заряда	183
§ 53. Разрушение пород при серийном взрывании	187
§ 54. Разрушение пород при короткозамедленном взрывании	189
§ 55. Общие принципы расчета зарядов	192
<b>Глава VIII. Регулирование степени дробления горных пород взрывом</b>	196
§ 56. Основные требования к взрывным работам на карьерах	196
§ 57. Методы взрывных работ, применяемые на карьерах	196
§ 58. Степень дробления горных пород взрывом и методы ее определения	197
§ 59. Классификация методов регулирования дробления	199
§ 60. Расчетный расход взрывчатых веществ	199

	Стр.
§ 61. Диаметр заряда, линия наименьшего сопротивления и сетка расположения скважин . . . . .	202
§ 62. Конструкция заряда . . . . .	205
§ 63. Короткозамедленное взрывание зарядов и высота уступов . . . . .	206
§ 64. Внутрискважинные замедления и направление инициирования зарядов . . . . .	208
§ 65. Влияние забойки на эффект взрыва . . . . .	209
§ 66. Применение промежуточных шпуров и скважин . . . . .	210
§ 67. Физико-механические свойства пород и допустимый размер кусков . . . . .	211
<b>Глава IX. Технология выполнения взрывных работ на карьерах</b>	
<b>I. Подготовительный этап обеспечения взрыва . . . . .</b>	<b>215</b>
§ 68. Получение разрешения на ведение взрывных работ . . . . .	215
§ 69. Подбор персонала для ведения взрывных работ . . . . .	215
<b>II. Подготовительный этап к выполнению взрыва</b>	<b>216</b>
§ 70. Подготовка документации, рабочей площадки взрыва и скважин	216
§ 71. Выбор диаметра зарядов . . . . .	219
§ 72. Определение величины сопротивления по подошве . . . . .	220
§ 73. Определение величины перебура и забойки . . . . .	223
§ 74. Выбор коэффициента сближения зарядов и расстояния между рядами . . . . .	223
§ 75. Определение расчетного расхода взрывчатых веществ . . . . .	225
§ 76. Определение величины заряда . . . . .	226
§ 77. Составление проекта массового взрыва . . . . .	227
§ 78. Определение безопасных расстояний и ограждение зоны взрыва	228
§ 79. Охрана места взрыва . . . . .	230
§ 80. Сигнализация при взрывных работах . . . . .	231
§ 81. Проверка скважин перед заряданием . . . . .	231
<b>III. Выполнение взрыва . . . . .</b>	<b>232</b>
§ 82. Изготовление патронов-боевков . . . . .	232
§ 83. Зарядание шпуров, скважин и камер . . . . .	233
§ 84. Забойка шпуров, скважин и камер . . . . .	236
§ 85. Монтаж взрывной сети и производство взрыва . . . . .	237
§ 86. Осмотр забоя, ликвидация отказов . . . . .	238
<b>Глава X. Механизация зарядания и забойки при взрывании на карьерах . . . . .</b>	
§ 87. Классификация схем и машин для механизированного зарядания на карьерах . . . . .	241
§ 88. Механизация погрузочно-разгрузочных работ на складе взрывчатых материалов . . . . .	243
§ 89. Стационарные установки для механизированного приготовления взрывчатых веществ . . . . .	244
§ 90. Машин для механизированного зарядания скважин . . . . .	246
§ 91. Машин для механизированной забойки скважин . . . . .	258
§ 92. Машин для осушения скважин . . . . .	259
<b>Глава XI. Методы ведения взрывных работ на карьерах . . . . .</b>	
§ 93. Метод шпуровых зарядов . . . . .	261
§ 94. Метод скважинных зарядов . . . . .	264
§ 95. Отрицательные результаты взрывов скважинных зарядов и способы их устранения . . . . .	276
§ 96. Метод котловых зарядов . . . . .	278
§ 97. Метод камерных зарядов . . . . .	282

	Стр.
§ 98. Определение рациональной степени дробления горных пород взрывом . . . . .	285
§ 99. Контурное взрывание . . . . .	287
§ 100. Общие сведения о проведении подземных выработок . . . . .	288
<b>Глава XII. Вторичное дробление негабарита . . . . .</b>	<b>293</b>
§ 101. Классификация способов вторичного дробления . . . . .	293
§ 102. Взрывные способы вторичного дробления . . . . .	294
§ 103. Механические способы вторичного дробления . . . . .	297
§ 104. Термические способы вторичного дробления . . . . .	299
§ 105. Электрофизические способы вторичного дробления . . . . .	301
<b>Глава XIII. Специальные виды взрывных работ . . . . .</b>	<b>304</b>
§ 106. Взрывание перемычек . . . . .	304
§ 107. Обрушение потенциально неустойчивых массивов . . . . .	305
§ 108. Образование камуфлетных полостей . . . . .	307
§ 109. Посадка насыпей на болотах . . . . .	311
§ 110. Стабилизация осыпающихся грунтов . . . . .	315
§ 111. Взрывные работы в лесном хозяйстве . . . . .	316
§ 112. Взрывные работы в нефтяных, газовых и водяных скважинах . . . . .	317
§ 113. Взрывные работы в сельском хозяйстве . . . . .	321
<b>Глава XIV. Взрывные работы в городских условиях и при реконструкции предприятий . . . . .</b>	<b>323</b>
§ 114. Валка зданий взрывом . . . . .	323
§ 115. Валка труб и башен . . . . .	326
§ 116. Взрывание бетонных и железобетонных конструкций . . . . .	328
§ 117. Взрывание фундаментов . . . . .	332
<b>Глава XV. Хранение, учет, выдача и транспортирование взрывчатых материалов . . . . .</b>	<b>334</b>
§ 118. Общие сведения . . . . .	334
§ 119. Склады взрывчатых материалов . . . . .	334
§ 120. Прием, выдача и учет взрывчатых материалов . . . . .	337
§ 121. Доставка взрывчатых материалов к месту взрыва . . . . .	340
<b>Глава XVI. Уничтожение взрывчатых материалов . . . . .</b>	<b>345</b>
§ 122. Уничтожение взрывчаткой . . . . .	345
§ 123. Уничтожение сжиганием . . . . .	346
§ 124. Уничтожение растворением и потоплением в воде . . . . .	346
<b>Заключение . . . . .</b>	<b>347</b>
<b>Алфавитно-предметный указатель . . . . .</b>	<b>357</b>

Борис Николаевич Кутузов

**ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ**

Редактор издательства *И. Д. Мелихов*  
Переплет художника *В. М. Лукьянова*

Технический редактор *Л. Н. Шиманова*  
Корректор *Л. И. Окромгло*

Сдано в набор 17/X 1973 г. Подписано в печать 5/II 1974 г. Т-03475. Формат 60×90<sup>1/16</sup>.  
Бумага № 2. Печ. л. 23. Уч.-изд. 24,7. Тираж 20 000 экз. Заказ № 610/4125—9.  
Цена 1 р. 02 к.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.  
Ленинградская типография № 6 «Союзполиграфпрома» при Государственном комитете  
Совета Министров СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли.  
196006, г. Ленинград, Московский пр., 91.