ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО ОБРАЗОВАНИЮ
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования
«**ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ**»

В.Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмурыгин

ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

*Допущено Учебно-методическим объединением
по образованию в области прикладной геологии
в качестве учебника для студентов высших учебных заведений,
обучающихся по специальности 130203 «Технология и техника
разведки месторождений полезных ископаемых» направления
подготовки 130200 «Технологии геологической разведки»*

Издательство
Томского политехнического университета
2008

УДК 622.235.6(075.8)
ББК 33.133
Л84

Лукьянов В.Г.

Л84 Взрывные работы: учебник для вузов / В.Г. Лукьянов, В.И. Комащенко, В.А. Шмурыгин. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. – 402 с.

ISBN 5-98298-376-4

В учебнике изложены общие сведения о прострелочно-взрывных работах, ядерных взрывах в промышленности и охране окружающей среды. Приведены способы бурения при разрушении горных пород. Описаны взрывчатые материалы, способы и методы взрывных работ. Большое внимание уделено основам теории взрыва и взрывчатых веществ. Дано описание общих принципов расположения и расчеты зарядов взрывчатых веществ в геологоразведке и инженерной геологии. Рассмотрены правила безопасного хранения, перевозки и уничтожения взрывчатых материалов.

Учебник разработан в рамках реализации Инновационной образовательной программы ТПУ по направлению «Рациональное природопользование и экологически безопасные технологии разработки месторождений, транспортировки, переработки нефти и газа» и предназначен для студентов геологических специальностей, инженерно-технических работников, занимающихся горным делом, а также может быть полезен для слушателей курсов дополнительного обучения специалистов на право технического руководства горными и взрывными работами.

УДК 622.235.6(075.8)
ББК 33.133

Рецензенты

Кафедра строительства подземных сооружений и шахт
Кузбасского государственного технического университета
(зав. кафедрой, доктор технических наук, профессор *В.В. Першин*)

Доктор технических наук, профессор
директор Тульского научно-исследовательского
геологического предприятия

В.И. Власюк

ISBN 5-98298-376-4

© Лукьянов В.Г., Комащенко В.И.,
Шмурыгин В.А., 2008
© Томский политехнический университет, 2008
© Оформление. Издательство Томского
политехнического университета, 2008

Посвящается 100-летию первого выпуска горных инженеров в Томском политехническом университете, в числе которых был Основатель Сибирской горной школы Дмитрий Александрович Стрельников 1881–1964. Пятнадцать его учеников стали Героями Социалистического Труда

ВВЕДЕНИЕ

В общем комплексе работ при поисках и разведке месторождений полезных ископаемых горно-разведочные работы занимают важное место, обеспечивая высокое качество и достоверность получаемых геологических данных, особенно в условиях разведки месторождений цветных, редких и благородных металлов. Бывшим Министерством геологии СССР при разведке месторождений, главным образом на стадии детальной разведки, ежегодно проводилось около 300 тыс. м горизонтальных горно-разведочных выработок. Такой же объём горно-разведочных выработок ежегодно выполнялся и в других отраслях горнодобывающей промышленности.

Сокращение сроков разведки месторождений и ввод их в эксплуатацию выдвигают в качестве одной из главных задач – увеличение скорости проведения подземных горно-разведочных выработок. Академик Е.А. Козловский неоднократно указывал на необходимость довести проходку горных выработок скоростными методами до 60 % общего объема. В связи с этим вопрос совершенствования технологии и организации работ приобретает исключительно важное значение.

Породу в горно-разведочных выработках разрушают различными способами, определяемыми главным образом физико-техническими характеристиками горных пород: механизмами, с помощью взрывчатых веществ (ВВ), вручную, действием высоконапорной водяной струи, тепловыми, электромагнитными воздействиями и т. д.

При проведении горных выработок (особенно подземных) наиболее распространен способ разрушения пород с применением ВВ.

Взрывная отбойка определяет технологию и организацию проходческих работ.

Использование энергии взрыва в процессе разведки месторождений практикуется не только при проведении горных выработок, но и для других целей, в том числе и при подземной прокладке магистральных трубопроводов.

В настоящее время актуальна народнохозяйственная задача сокращения сроков и стоимости освоения месторождений твёрдых полез-

ных ископаемых, разведка которых требует больших объёмов подземных горных выработок.

Задача эта успешно решается в части месторождений, подлежащих первоочередному освоению, путем совмещения детальной разведки с промышленным освоением, т. е. сооружения и использования для детальной разведки горно-капитальных и горно-подготовительных выработок (выработок разведочно-эксплуатационного назначения).

Содержание учебника соответствует одобренной Министерством образования и науки РФ примерной программе дисциплины «Взрывные работы» направления подготовки специалистов «Технология геологической разведки».

Учебник состоит из четырех разделов. Первый раздел посвящен рассмотрению процессов бурения шпуров и скважин, вопросам применения различных буровых машин. Значительное внимание уделено улучшению условий труда и организации работ.

Второй раздел охватывает широкий круг вопросов, посвященных теории взрыва, взрывчатым веществам, способам и средствам инициирования зарядов и правилам безопасного ведения взрывных работ. Детально рассмотрены физические основы действия взрыва. Многие материалы, приведенные во втором разделе, можно с успехом применять при выполнении лабораторных работ. Раздел содержит также параграфы, касающиеся организации и механизации взрывных работ.

В третьем разделе изложены взрывные работы в геологоразведке и инженерной геологии, даны общие принципы расположения и расчета зарядов ВВ. Значительное место отведено специальным взрывным работам. Дан расчет зон уплотнения при взрыве заряда.

В четвертом разделе широко представлены прострелочные и взрывные работы в скважинах, применяемых при отборе образцов пород, проб жидкости и газа, при вскрытии пластов, повышении отдачи пластов, разделительном тампонаже скважин, ликвидации осложнений в глубоких скважинах. Описаны устройство, снаряжение, технические характеристики прострелочных аппаратов, организация прострелочных работ. В разделе также рассмотрено применение ядерных взрывов в промышленности, показано отрицательное действие взрывов на окружающую среду и изложены мероприятия по снижению негативных экологических последствий взрывных работ при геологоразведке.

В конце каждого раздела, в соответствии с требованиями Минобразования РФ к учебной литературе, содержится перечень контрольных вопросов.

Авторы благодарны заведующему кафедрой строительства подземных сооружений и шахт Кузбасского государственного технического

университета доктору технических наук, профессору, заслуженному деятелю науки РФ В.В. Першину, генеральному директору ОАО «Тульское научно-исследовательское геологическое предприятие», заслуженному геологу РФ, лауреату Государственной премии СССР, доктору технических наук, профессору В.И. Власюку, кандидату технических наук В.И. Луневу за сделанные ими замечания и предложения, которые учтены в процессе работы над учебником.

Авторы также считают своим долгом выразить глубокую благодарность за моральную и финансовую поддержку первому проректору Томского политехнического университета профессору, доктору геолого-минералогических наук, академику РАЕН А.К. Мазурову и заместителю губернатора Томской области, доктору технических наук, профессору, академику РАЕН П.С. Чубику.

РАЗДЕЛ I. БУРОВЫЕ РАБОТЫ

ГЛАВА 1
РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН (шпуров)

Для обеспечения эффективности взрывной отбойки пород заряды ВВ необходимо размещать внутри массива горных пород в искусственно создаваемых полостях (зарядные камеры).

В качестве зарядных камер используют в основном скважины различных размеров. При диаметре скважин до 75 мм и глубине до 5 м их называют шпурами, при более значительных размерах – взрывными скважинами (относительно редко ВВ размещают непосредственно в специальных горных выработках, называемых минными).

Определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву, называют зарядом ВВ. В зависимости от типа взрывных камер различают методы отбойки пород зарядами, которые расположены в шпурах (шпуровые заряды), во взрывных скважинах (скважинные заряды) и в минных выработках (камерные заряды).

При проведении разведочных выработок почти во всех случаях порода отбивается шпуровыми зарядами. Область распространения отбойки скважинными зарядами при разведке месторождений ограничивается проведением в некоторых случаях открытых и иногда подземных горных выработок. Отбойку пород, выполняемую взрыванием камерных зарядов, используют только на горных предприятиях (при разведке месторождений она практически не применяется).

Таким образом, при горно-разведочных работах взрывной отбойке предшествует в основном бурение шпуров.

При бурении происходят последовательные разрушения поверхности забоя шпура или скважины и извлечение продуктов разрушения на поверхность. Рассматриваемый процесс состоит из следующих основных операций: подготовка и установка бурильной машины, бурение с очисткой скважины от продуктов разрушения, наращивание бурового става для достижения требуемой глубины бурения и его разборки после окончания работ, смена изношенного бурового инструмента.

По характеру разрушающего воздействия способы бурения шпуров и скважин можно разделить на механические, немеханические (физико-химические) и комбинированные (рис. 1.1).

В условиях геолого-разведочных работ породу при бурении разрушают с помощью передачи на забой через буровой инструмент механических нагрузок, т. е. механическими способами. При таких способах бурения на забой передают сжимающие нагрузки, вызывающие в породе напряжения сжатия, которые трансформируются в напряжения сдвига, среза, растяжения. Когда эти напряжения превышают предел прочности, порода на забое разрушается. В табл. 1.1 приведены области применения способов бурения в зависимости от крепости горных пород. В крепких породах применяют ударные способы бурения. В мягких породах эффективнее применять способы, в которых преобладает резание.

Важной операцией при бурении является удаление шлама из шпура (скважины), которое осуществляется водой, воздушной струёй или механически.

Различают колонковое бурение с *отбором керна*, когда по периферии сечения забоя выбуривается кольцевое углубление, а центральная неразрушенная часть породы (керн) извлекается с помощью специальных керноподъёмников на поверхность, и *бурение сплошным забоем*, когда буровой инструмент разрушает всю площадь забоя.

По способу удаления продуктов разрушения с забоя различают *периодическую* (с помощью желонок, различных буров и грунтоносов) и *непрерывную* очистку. Последняя осуществляется механически с помощью витых штанг и шнеков (при вращательном бурении) и циркулирующим жидким аэрированным или газообразным агентом (при вращательном и ударном бурении).

По способу подачи промывочного агента к забою различают *прямую* очистку, при которой агент движется внутри бурового става, омывает забой и вместе с продуктами разрушения поднимается по затрубному пространству на поверхность, и *обратную* очистку, при которой промывочный агент подается по затрубному пространству, поступает вместе с продуктами разрушения внутрь бурового става и поднимается на поверхность.

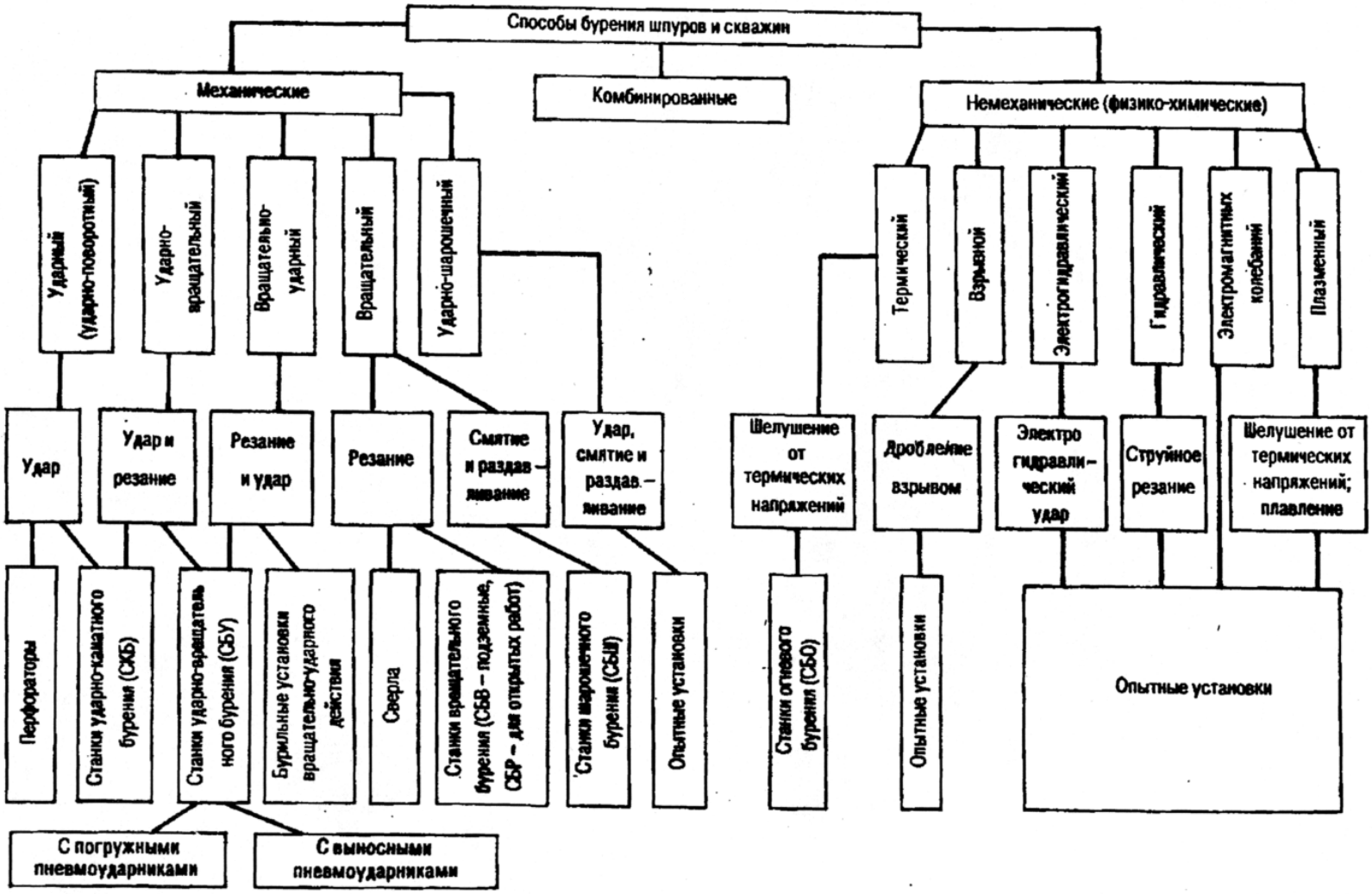


Рис. 1.1. Классификация способов бурения шпуров и скважин

Таблица 1.1

Области применения различных способов бурения

Способ бурения	**Инструмент**	**Буровое оборудование**	**Диаметр шпура или скважины, мм**	**Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова**
Подземные работы				
Вращательный	Твёрдосплавные резцы	Свёрла, станку СБВ	40...50	≤ 8
–″–	Шарошечные долота	Станки СБШ	110...150	≤ 6
Вращательно-ударный	Твёрдосплавные коронки	Бурильные установки БУ	42...52	8...14
	Твёрдосплавные коронки	Станки СБУ с пневмоударниками	60...85	6...20
Ударно-вращательный		Станки СБУ, с погружными пневмоударниками	85...105	6...20
Ударный		Перфораторы	36...60	4...20
Открытые работы				
Вращательный	Твёрдосплавные резцы	Станки СБР	125…160	2...6
–″–	Шарошечные долота	Станки СБШ	145...320	6...18
Ударно-поворотный	Твёрдосплавные коронки	Станки СБУ	105...200	10...18
Ударный	Стальные долота	Станки СБК	320	10...18
Термический	–	Станки СБО	180...250	14...20

По виду используемой энергии различают *ручное* бурение, когда все операции выполняются вручную, и *машинное* (с помощью электрической, пневматической и гидравлической энергии), когда все процессы бурения выполняются с применением различных механизмов для разру-

шения горной породы и транспортировки продуктов разрушения на поверхность.

Бурение скважин и шпуров осуществляется разнообразными бурильными молотками, буровыми станками и установками, которые характеризуются разными принципами воздействия бурового инструмента на забой и очистки скважин или шпуров при бурении от продуктов разрушения.

Производительность бурильной машины характеризуют числом метров скважин, пробуренных машиной за рабочую смену. Время (мин) на бурение 1 м скважины

$$T = T_{п.з} + T_0 + T_{в.с} + T_{р.п}\,, \qquad (1.1)$$

где $T_{п.з}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций (прием и сдача смены, приведение забоя в безопасное состояние и др.), отнесенная к 1 м скважины (шпура), мин; T_0 – продолжительность основной операции – бурение 1 м скважины, мин; $T_{в.с}$ – продолжительность вспомогательных операций, отнесенная к 1 м скважины (шпура), мин; $T_{р.п}$ – продолжительность регламентированных перерывов (отдых и др.), мин.

Сменная производительность (м/смену) бурильной машины по бурению

$$L = 60 \cdot T_{см} / T, \qquad (1.2)$$

где $T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, ч.

Как видно из формул (1.1) и (1.2), производительность буровых машин повышается при уменьшении времени на подготовительно-заключительные и вспомогательные операции, которые в общем балансе времени составляют иногда значительную долю. Продолжительность подготовительно-заключительных операций можно уменьшить, например, вследствие сокращения времени на подготовку к бурению путём автоматизации управления буровыми машинами и установки их на самоходные платформы. Вспомогательное время в основном складывается из времени на наращивание става штанг, смену инструмента и спускоподъемные операции, вызываемые необходимостью смены инструмента.

Механическая скорость бурения $\upsilon_{мех}$ (м/мин) выражается длиной скважины, пробуренной в единицу чистого времени бурения:

$$\upsilon_{мех} = 1/T_0. \qquad (1.3)$$

Механическая скорость бурения зависит от свойств горных пород, конструкции инструмента, некоторых энергетических и режимных параметров буровых машин.

Исходя из баланса энергии, подведенной к бурильной машине и израсходованной на разрушение, механическая скорость бурения

$$\upsilon_{мех} = 240 \cdot \eta \cdot N / \pi \cdot d^2 \cdot F_{уд} \qquad (1.4)$$

Из формулы (1.4) следует, что для повышения механической скорости бурения нужно увеличивать мощность на единицу сечения скважины N (с учетом ограничений по прочности инструмента), повышать КПД η буровой машины и снижать удельную энергоемкость разрушения породы $F_{уд}$, применяя рациональный способ бурения при оптимальном режиме.

С увеличением глубины бурения механическая скорость несколько снижается в связи с дополнительными затратами энергии на трение инструмента о стенки шпура (скважины), а также в связи с ухудшением условий очистки забоя от разрушенной породы при бурении горизонтальных и нисходящих шпуров и скважин. В первом приближении зависимость между механической скоростью и глубиной бурения можно принять линейной – с ростом глубины скорость снижается.

При рассмотрении процесса разрушения следует учитывать волновые явления при передаче энергии и разрушении породы.

В процессе разрушения время внедрения инструмента на глубину 3…5 мм составляет 200…400 мс. В течение этого времени начальный импульс распространится в породу на 80…160 см при средней скорости распространения волн в породе 4 км/с.

На рис. 1.2 приведён график изменений усилий в зоне разрушения.

При динамических воздействиях максимальная глубина внедрения инструмента значительно меньше глубины разрушения, поскольку в процессе разрушения между породой и инструментом образуется зона разрушенной породы, через которую передается энергия.

При малых скоростях внедрения инструмента картина несколько меняется, поскольку инструмент, внедряясь, разрушает отдельные выступы и кристаллы породы, дробит их на мелкие частицы и тем самым создает хороший контакт инструмента с породой. Постепенно происходит нагружение породы под всей рабочей поверхностью инструмента. При его дальнейшем внедрении нормальные напряжения в породе будут увеличиваться до тех пор, пока их критическое значение не распространится на слой толщиной, равной среднему размеру кристаллов, образующих породу.

Рис. 1.2. График изменения усилий с увеличением глубины внедрения инструмента в породу при малых (1) и больших (2) скоростях

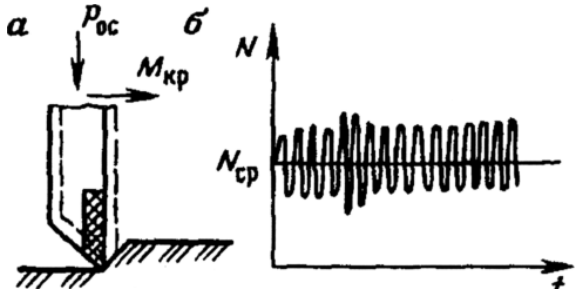


Рис. 1.3. Схема разрушения породы при вращательном бурении:
а – внедрение резца в породу и её скол;
б – колебание потребляемой мощности двигателем вращателя при бурении

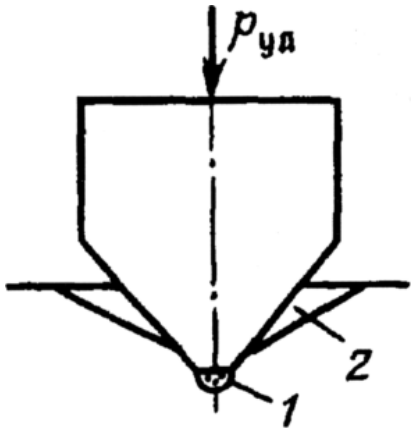


Рис. 1.4. Схема разрушения породы при ударном бурении:
1 – зона дробления;
2 – зона скола;
$P_{уд}$ – усилие удара

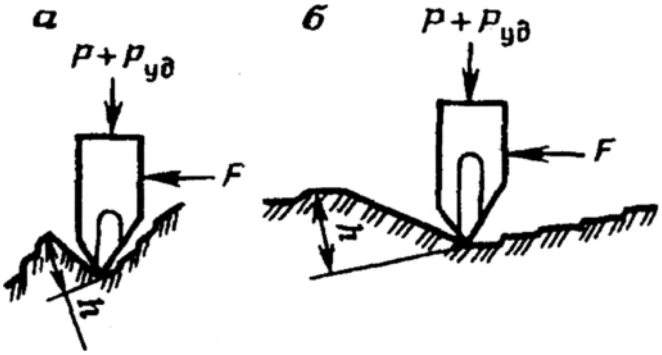


Рис. 1.5. Схема разрушения пород при ударно-вращательном (а) и вращательно-ударном (б) бурении; F – крутящий момент; P – статическое усилие; h – углубление внедрения резца

Процесс разрушения породы на забое вращающимся резцом включает два повторяющихся цикла: вдавливание режущих лезвий под действием осевого усилия $P_{ос}$ с образованием перед ними определённого объёма тонкоизмельченной породы и скола породы под действием крутяще-

го момента $M_{кр}$ в виде стружки перед режущим лезвием (рис. 1.3, *а*). В процессе разрушения породы перед передней гранью резца сопротивление продвижению лезвия и потребляемая мощность двигателя сверла N увеличиваются до максимума, а после скола породы – снижаются до минимума. Цикличность этого процесса во времени и показана на рис. 1.3, *б*. Таким образом, происходит объёмное разрушение слоя породы. Следующий слой разрушается при новом нагружении породы до предельного состояния.

Если скорости внедрения инструмента большие, то частицы очередного разрушенного слоя породы не успевают существенно переместиться в стороны из-под лезвия инструмента вследствие больших сил трения, возникающих между отдельными частицами. Поэтому сила сопротивления, обусловленная деформированием горной породы, практически не изменится после объемного разрушения её очередного слоя, что подтверждается плавным характером графика.

В процессе динамического внедрения инструмента в породу (рис. 1.4) вначале происходит её разрушение на мелкие частицы, затем при дальнейшем продвижении инструмента вглубь пласта появляются трещины. При дальнейшем внедрении инструмента послойно образуется зона объёмного разрушения. На контакте инструмента с породой возникают трещины, которые распространяются по пласту, вследствие чего по краям зоны разрушения происходит откол породы (рис. 1.4).

В зависимости от способа бурения и породоразрушающего инструмента существуют различные схемы взаимодействия инструмента с породой. На рис. 1.5 приведена схема процесса разрушения породы при ударном бурении. Профессор А.Ф. Суханов рассматривал систему сил сопротивления породы внедрению в неё инструмента клиновидной формы при ударном бурении без учёта механизма разрушения породы. При внедрении в породу поршня под лезвием инструмента с определенной поверхностью притупления формируется зона тонкоизмельченной породы. После завершения разрушения лезвие следует повернуть на такой угол, чтобы при следующем внедрении произошел скол секторов породы между смежными ударами (см. рис. 1.6). В процессе нескольких ударов разрушается большой объём породы.

При вращательном бурении разрушение горных пород производит резец, который под действием осевого усилия внедряется в породу, перемещается поступательно и, вращаясь, разрушает ее по площади забоя шпура. Резец, пройдя определённый путь до соприкосновения с ненарушенным массивом породы, наносит по породе удар. Сопротивление движению резца резко возрастает, перед режущей гранью образуется разгруженный слой, и цикл разрушения повторяется вновь.

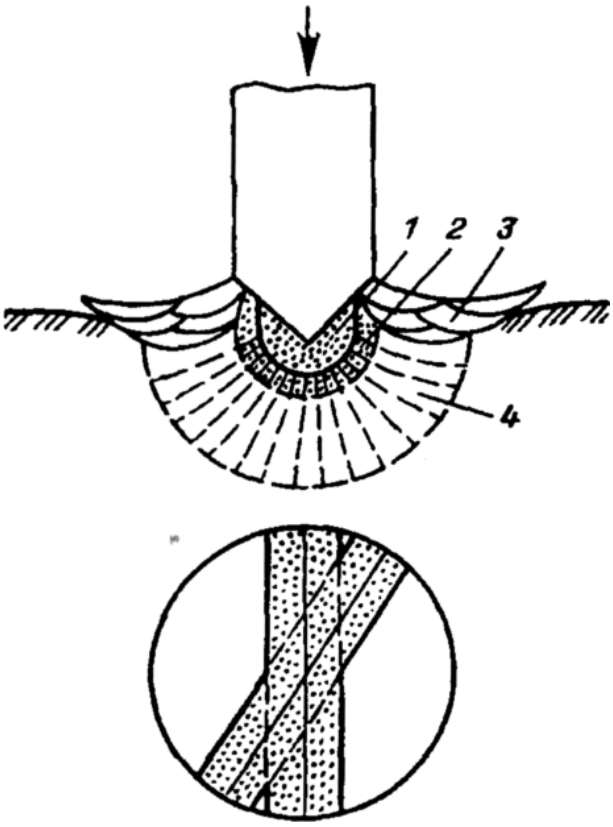


Рис. 1.6. Схема механизма разрушения породы при ударном бурении: 1 – зона дробления; 2 – разрушенный слой; 3 – зона растрескивания; 4 – зона скола

Распределение усилий, действующих на резец, показано на рис 1.7. Резец под действием осевого усилия вдавливается в породу на глубину *h*, преодолевая сопротивление породы вдавливанию. При недостаточном давлении на резец разрушение породы будет иметь характер поверхностного абразивного износа. Скорость бурения в области разрушения

$$\upsilon_{мех} = h\,n\,m\,, \tag{1.5}$$

где *h* – глубина внедрения резца, м; *n* – частота вращения, мин $^{-1}$; *m* – число лезвий на резце. Глубину внедрения определяют по следующей зависимости:

$$h = \frac{\cos\alpha\cos^2\varphi}{\sin(\alpha+2\varphi)}\frac{P_{ос}}{\sigma_в l}, \tag{1.6}$$

где $P_{ос}$ – осевое усилие, Н; $\sigma_в$ – предел прочности породы на вдавливание, Па; *l* – длина лезвий резца, м; α – угол заточки инструмента, градус; φ – угол трения, градус (tgφ – коэффициент трения инструмента о породу). С помощью формул 1.5 и 1.6 можно установить влияние режимных факторов на скорость бурения.

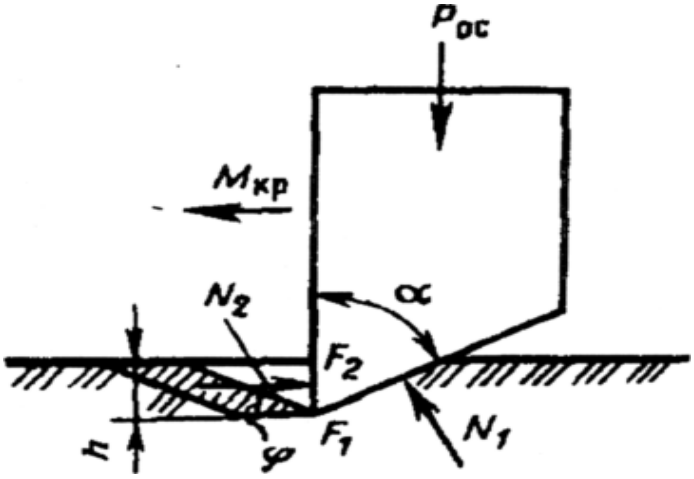


Рис.1.7. Распределение усилий, действующих на резец при вращательном бурении:
$P_{ос}$ – осевое усилие;
$M_{кр}$ – крутящий момент инструмента;
N_1 и N_2 – силы сопротивления породы внедрению инструмента;
F_1 и F_2 – силы трения по граням

Оптимальные режимы бурения для конкретных условий работы устанавливают в основном экспериментально.

При использовании шарошечного долота происходит поступательное движение его зубка с переменной скоростью (от максимального значения до нуля), а также вращательное движение зубка в процессе внедрения в породу и скольжение его по забою, т. е. движение шарошки подобно движению по плоской поверхности катка с острыми зубьями.

При скольжении по забою, вследствие того, что глубина разрушения породы всегда больше глубины внедрения зубка, последний не производит дополнительного разрушения, а только способствует очистке забоя от продуктов разрушения.

При разработке месторождений полезных ископаемых основными и наиболее распространенными способами бурения взрывных скважин (шпуров) являются ударный, вращательный и ударно-вращательный.

При бурении крепких и весьма крепких пород, имеющих коэффициент крепости по шкале профессора М.М. Протодьяконова от 10 до 20 (VIII–XII категории буримости по шкале ЕНВ), преимущественное применение имеют буровые машины ударного действия. Вращательные буровые машины в зависимости от рабочих качеств породоразрушающих инструментов применяются для бурения горных пород самых различных физико-механических свойств, от самых мягких до самых твёрдых.

Буровые машины ударно-вращательного действия применяются при бурении горных пород с коэффициентом крепости $f = 6…16$.

Буровые машины, используемые при проведении буровзрывных работ, нашли применение на геолого-разведочных работах, при эксплуатационной разведке. Применение высокопроизводительных горнобуровых

машин для проходки разведочных скважин взамен проведения горноразведочных выработок ускорило темпы геолого-разведочных работ при снижении их стоимости.

Большие возможности для ускорения разведочных работ даёт метод бескернового бурения с применением каротажа скважин.

На Криворожском бассейне для разведочного бурения используются пневматические колонковые перфораторы, буровые агрегаты и станки шарошечного бурения. Применение более производительного бурового оборудования обусловило значительное повышение технико-экономических показателей, при этом объём работ по проходке горно-разведочных выработок в бассейне уменьшен почти в три раза. В Донбассе для эксплуатационной разведки успешно применяют реконструированные колонковые электросверла. Положительная практика внедрения горнобурового оборудования при выполнении разведочных работ отмечается и на других месторождениях

1.1. Ударное бурение

При ударном бурении разрушение горной породы на забое скважины или шпура происходит за счёт кинетической энергии, развиваемой движущимся элементом машины и передаваемой рабочему инструменту при ударе. Лезвие ударного бурового инструмента представляет собой симметричный двусторонний клин.

Наименьшие углы заострения применяют при бурении более мягких пород, в пределах 80…90°. При увеличении твердости породы угол заострения лезвия увеличивается до 100…120°.

При ударной нагрузке лезвие бурового инструмента погружается в породу, при этом щеки клина раздвигают породу, разрушая её на отдельные кусочки за счёт деформации сдвига. Непосредственно под острием лезвия происходит раздавливание породы. При деформации сдвига получаются сравнительно крупные фракции буровой мелочи. При раздавливании под лезвием бура порода превращается в тонкую пыль. Чем больше степень затупления лезвия, тем на меньшую глубину погружается в породу буровой инструмент и тем меньше объём разрушенной породы. При этом относительное количество крупных фракций уменьшается, а количество тонких фракций увеличивается.

При проникновении лезвия инструмента в породу последняя, разрушаясь, скользит по его щекам, вызывая их износ. Износ тем больше, чем больше трение между щеками лезвия и породой, а также чем абразивнее порода. В момент ударного нагружения буровой инструмент чаще непод-

вижен, поворот бура производится после удара, обычно при усилии прижатия почти равном нулю, поэтому затупление лезвия при ударном способе бурения протекает менее интенсивно, чем при других способах бурения. В отдельных случаях наблюдалось самозаострение лезвия.

Сопротивление горных пород разрушению при ударном бурении характеризуется динамической твердостью, которая значительно меньше статической. В равных условиях при динамическом характере действующих сил разрушается значительно больший объём породы, чем при статическом характере разрушающих сил.

Главным мероприятием, ведущим к росту скорости ударного бурения, является увеличение мощности буровой машины.

Мощность любой ударной буровой машины прямо пропорциональна произведению величины кинетической энергии A_0, развиваемой ударным механизмом, на частоту ударов в одну секунду u_s, т. е.

$$N = A_0 u_s. \tag{1.7}$$

Буровыми машинами ударного действия являются пневматические, гидравлические и электрические перфораторы (бурильные молотки), станки ударно-канатного бурения.

На горных работах из ударных буровых машин наибольшее значение имеют пневматические перфораторы. Станки ударно-канатного и ударно-штангового бурения находят применение на открытых разработках, постепенно уступая место более производительным станкам термического и шарошечного бурения. Ударно-канатные станки еще применяют при разведке россыпей благородных и редких металлов, а также при бурении на воду.

1.1.1. Ударно-перфораторное бурение

Пневматические перфораторы по сравнению с другими буровыми машинами обладают наиболее высокими эксплуатационными качествами. Они имеют наименьшую относительную массу на единицу развиваемой мощности и небольшую общую массу, невелики по габаритам, легко и просто обслуживаются и работают на безопасной энергии – энергии сжатого воздуха. Пневматические перфораторы успешно бурят породы любой крепости и применяются при подземной разработке месторождений, а также на буровзрывных работах в любых горно-геологических условиях.

Пневматические перфораторы в зависимости от технико-эксплуатационных данных делят на четыре класса – *ручные, телескопные, колонковые и погружные.* Каждый класс делится на типы, определяемые массой и мощностью перфоратора. Отдельные конструкции (модели) перфораторов имеют марку или индекс, каждая выпускаемая машина име-

ет очередной заводской номер. Перфораторостроительные заводы переходят на серийный выпуск единых моделей, соответствующих утвержденным стандартам, при максимальной унификации деталей и узлов.

При бурении пневматическими перфораторами применяют вспомогательное установочное оборудование. Ручные перфораторы устанавливаются на пневматических поддерживающих колонках, телескопные перфораторы – на пневматических подающих механизмах (телескопах). Колонковые перфораторы монтируются на подающих механизмах, установленных на винтовых распорных колонках или манипуляторах буровых кареток, или на ходовой части погрузочных машин. Погружные (забойные) перфораторы, входящие в скважину, крепятся на колонне штанг, закрепляемой в патроне подающего механизма, установленного на кронштейне распорной колонки или на буровой каретке.

1.1.2. Конструкция пневматического перфоратора

При конструировании пневматических перфораторов принимаются за основу две кинематические схемы: перфоратор с поворотным винтом и без поворотного винта. Первый вариант кинематики имеет преимущественное распространение.

Независимо от класса и типа все пневматические перфораторы имеют следующие основные узлы (рис. 1.8): ударно-поворотный механизм (*12*), который наносит удары по хвостовику бура (*13*) и поворачивает его; воздушный пусковой кран (*10*); воздухораспределительное устройство (*11*); промывочное устройство (*9*); буродержатель (*8*); масленку перфоратора (*6*).

Если снять стяжные болты (*3*), то перфоратор распадается на три части: головку (*2*), цилиндр (*4*) и патрон (*7*). Выхлопное окно цилиндра *е* иногда имеет кран (*5*) для прямой продувки шпура. В головке перфоратора имеется ручка (*1*) для удерживания машины при работе. При бурении на патрубок воздуховпускного крана крепится шланг, питающий перфоратор сжатым воздухом, а на штуцер промывочного устройства – шланг, подводящий воду.

Сжатый воздух через полость в пробке пускового крана (*10*) по каналу *а* в головке (*2*) и дальше по каналу *б* в корпусе храпового кольца попадает в кольцевое пространство (*в*), имеющееся внутри воздухораспределителя. Дальше сжатый воздух клапаном (или золотником) по каналам в корпусе цилиндра направляется в нижнюю (*г*) или верхнюю (*д*) полости цилиндра.

При поступлении сжатого воздуха в полость цилиндра (*д*) осуществляется ход поршня перфоратора вперёд, при этом поворотный винт поворачи-

вается на некоторый угол. В конце хода поршень наносит удар по торцевой плоскости хвостовика бура. При движении поршня вперед, в начале хода воздух из полости (*г*) выходит в атмосферу через выхлопное окно и через зазоры в шлицевом сопряжении штока поршня с поворотной буксой. При дальнейшем движении поршень перекрывает выхлопное окно и сжимает воздух, оставшийся в полости цилиндра (*г*). Сжимаемый воздух через каналы в теле цилиндра устремляется в воздухораспределитель и перебрасывает клапан в положение, при котором сжатый воздух направляется в нижнюю полость цилиндра. В этом случае произойдет ход поршня назад. При этом ходе поворотный винт стопорится храповым механизмом и поршень поворачивается вместе с поворотной буксой и буром.

При бурении обязательным условием является постоянная промывка шпура промывочной жидкостью.

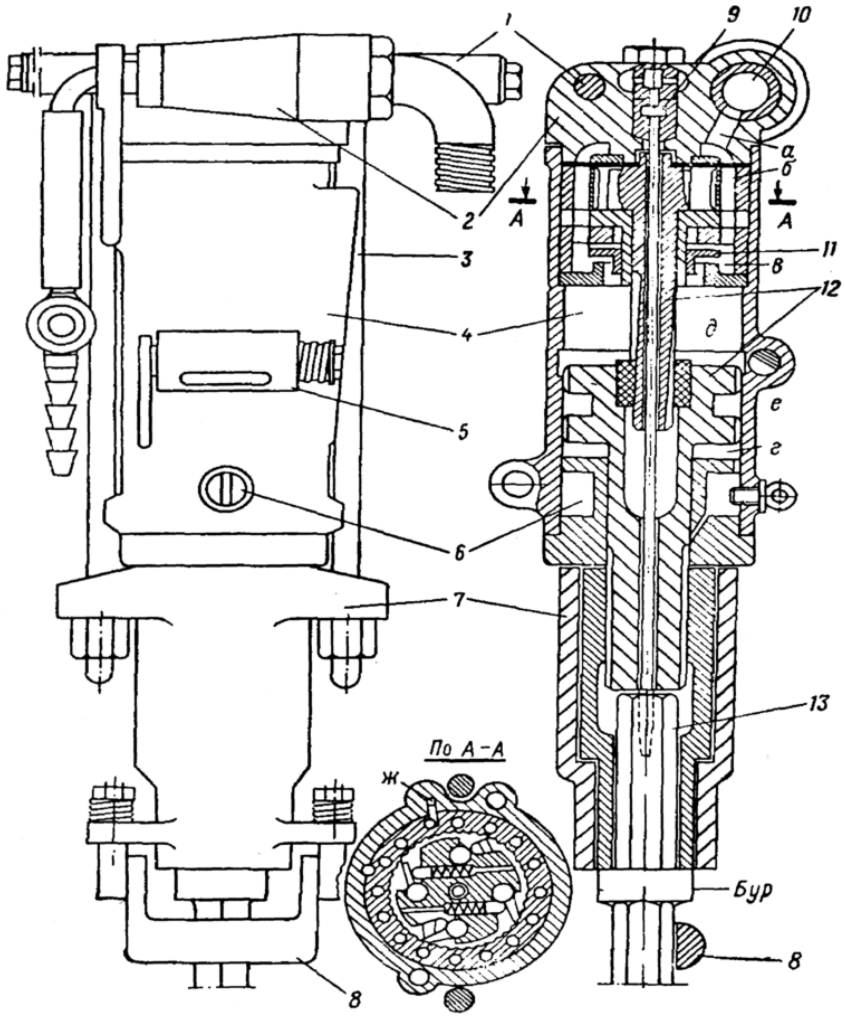


Рис. 1.8. Общий вид пневматического перфоратора

Характеристика работы пневматического перфоратора

Основными показателями, характеризующими технико-эксплуатационные качества пневматических перфораторов являются:

мощность, развиваемая перфоратором, кВт	N
кинетическая энергия поршня, кДж	A_o
частота ударов поршня в 1 мин	u
величина максимального крутящего момента, Н·м	$M_{кр}$
угол поворота бура после удара, градус	β
число оборотов бура в 1 мин	n
расход воздуха в 1 мин, м^3/мин	Q
отдача перфоратора и соответствующее ей усилие подачи, кН	C
уровень шума перфоратора при работе, дБ	J
коэффициент использования перфоратора	η
себестоимость единицы бурения, руб	S

Мощность, развиваемую пневматическим перфоратором при работе, как любой машины ударного действия, можно определить по формуле

$$N = \frac{A_0 u}{75 \cdot 60}. \qquad (1.8)$$

Кинетическая энергия поршня

$$A_0 = \frac{m_1 \upsilon_1^2}{2}. \qquad (1.9)$$

Масса поршня m_1 равна массе поршня G_s, делённой на ускорение g = 9,81 м/с^2, т. е.

$$m_1 = \frac{G_s}{g}. \qquad (1.10)$$

Скорость поршня перед ударом по буру можно рассчитать по формуле

$$\upsilon_1 = \sqrt{\frac{2sP_1}{m_1}}, \text{ м/с}, \qquad (1.11)$$

где s –длина хода поршня, м; P_1 – сила, движущая поршень при ходе вперед, Н. $P_1 = F_1 P'$, где F_1 – рабочая площадь поршня, см^2; P'– среднее рабочее давление воздуха в цилиндре, Па·10^5.

Как показали исследования, длина хода поршня перфоратора является величиной, изменяющейся в зависимости от величины давления сжатого воздуха, от качества и массы бура, а также от физико-механических свойств буримых пород и условий бурения.

Наибольшей скорости поршень достигает перед нанесением удара по буру. Время хода поршня вперед t_1 и назад t_2 не одинаковы и зависят от давления сжатого воздуха, соответственно изменяется и длина хода поршня. Особенно резко изменяется длина хода поршня при изменении давления от 0,1 до 0,6 МПа.

Если принять наибольшую возможную (конструктивную) длину хода поршня за s_{max}, то рабочая длина хода поршня s при давлениях 0,4…0,6 МПа равна (0,7…0,8) s_{max}.

Рабочее давление воздуха в цилиндре перфоратора P' является величиной непостоянной, зависящей от величины давления сжатого воздуха, поступающего в перфоратор из трубопровода и замеряемого обычно манометром, и от потерь давления при прохождении сжатого воздуха из магистрали в цилиндр перфоратора. Особенно значительны потери при недостаточных сечениях каналов в шланге, штуцере, присоединяющем шланг к перфоратору, в воздуховпускном кране и особенно в воздухораспределительном устройстве. Отмечаются потери давления воздуха также в каналах корпуса цилиндра, подводящих воздух в рабочие полости цилиндра перфоратора, и при неправильном и уменьшенном сечении выхлопных окон.

При давлении сжатого воздуха 0,5…0,8 МПа рекомендуются следующие соотношения между рабочей площадью поршня и сечением:

- канал штуцера $F_2 \geq 0{,}05F_1$;
- каналов, подводящих воздух $F_k \geq 0{,}025F_1$.

Если обозначить манометрическое давление сжатого воздуха в трубопроводе возле перфоратора через P, а коэффициент потери давления воздуха через $\eta_п$, то среднее индикаторное (рабочее) давление в цилиндре перфоратора будет равно:

$$P' = P - P\eta_п = P(1 - \eta_п) \qquad (1.12)$$

Экспериментальным путём установлено, что величина коэффициента потерь давления воздуха $\eta_п$ весьма значительна. При давлении сжатого воздуха от 0,4 до 0,7 МПа значение $\eta_п$ у современных перфораторов находится в пределах 0,4…0,5 в задней полости цилиндра и 0,5…0,6 в передней полости цилиндра. При расчётах с точностью, достаточной для практики, значение $\eta_п$ можно принимать равным 0,5.

На основании приведенных материалов можно рассчитать величину энергии, развиваемой поршнем пневматического перфоратора.

При ударе поршня по буру фактическая энергия, передаваемая на лезвие бурового инструмента

$$A_k = A_0\eta_у, \qquad (1.13)$$

где $\eta_у$ – коэффициент, учитывающий потери энергии удара при передаче её на лезвие бурового инструмента,

$$\eta_у = \eta_1 \eta_2 , \qquad (1.14)$$

где η_1 – КПД удара и рассчитывается по следующей формуле:

$$\eta_1 = m_1 m_2 (1 - \varepsilon)^2 / (m_1 + m_2)^2, \qquad (1.15)$$

где m_1 – масса поршня, кг; m_2 – масса бура, кг; ε – коэффициент восстановления соударяющихся тел, при перфораторном бурении ε = 0,90…0,95; η_2 – коэффициент, учитывающий потери энергии в соединениях (замках) бура. Непосредственными замерами установлено, что одно резьбовое соединение имеет η_2 = 0,75...0,85, а конусное η_2 = 0,6…0,75.

На основании исследований установлены минимальные значения величины энергии, передаваемой на лезвие бурового инструмента в зависимости от крепости горных пород. При меньших значениях скорость бурения значительно снижается.

• Коэффициент крепости пород (по шкале М.М. Протодьяконова)	≤	8	≤	12	≤	16	>	16
• Величина удельной энергии на лезвие инструмента $A_к$, Дж/мм	≥	0,06	≥	0,10	≥	0,16	≥	0,20

У современных пневматических перфораторов величиной, лимитирующей увеличение кинетической энергии, развиваемой поршнем и передаваемой буру, является запас прочности деталей машины и прочность бурового инструмента. Наиболее слабым звеном в настоящее время является лезвие буровой коронки, армированной твердым сплавом ВК-15 и допускающей нагрузку (работу) при бурении, не превышающую 0,3 МПа сечения пластинки твёрдого сплава. При больших нагрузках пластинки выходят из строя, раскалываясь и не выдерживая нормального количества заточек.

Увеличение мощности, а следовательно, и производительности пневматических перфораторов возможно за счёт увеличения частоты ударов. Если рабочую площадь поршня увеличить, а длину хода поршня уменьшить во столько же раз, то частота ударов увеличится в это же число раз при сохранении величины силы удара.

Первые пневматические перфораторы с увеличенной частотой ударов (высокочастотные) были созданы в СССР в 1939 г. В зарубежной практике такие перфораторы появились в 1952 г.

У обычных перфораторов отношение величин диаметра и длины хода поршня находится в пределах 1…1,25, у высокочастотных (быстроударных) это отношение равно 2 и больше.

В настоящее время созданы конструкции пневматических перфораторов, имеющих частоту ударов до 5 000–6 000 в 1 мин, увеличивших скорость бурения в 3–5 раз. Практическое применение высокопроизводительных машин тормозится из-за отсутствия мероприятий, снижающих шум, создаваемый ими при работе, который по уровню превышает допускаемые санитарные нормы. Применение высокочастотных перфораторов возможно при дистанционном управлении или автоматизации бурения.

Если в формулу подставить полученные значения энергии поршня A_0 и частоты ударов u и произвести преобразования, то получим формулу, показывающую зависимость мощности перфоратора от его внутренних параметров,

$$N = 0{,}047\sqrt{\frac{F^3P^3s}{m_1}}\,. \qquad (1.16)$$

Мощность перфоратора наиболее выгодно увеличивать за счёт увеличения рабочей площади F и давления воздуха P.

Величина крутящего момента, развиваемого поворотным механизмом перфоратора, может быть определена по формуле

$$M_{\text{кр}} = F_2P'r_c(\text{tg}\alpha_0 + \mu)\eta_i\,, \qquad (1.17)$$

где $r_{\text{с}}$ – средний радиус поворотного винта, см; $\alpha_{\text{о}}$ – угол подъёма резьбы поворотного винта, градус; μ – коэффициент трения в винтовой паре; η_i – КПД механизма, равный 0,25.

Поворот бура осуществляется при ходе поршня назад. Поступательное движение поршня с помощью поворотного винта и гайки преобразуется во вращательное движение поршня и поворотной буксы. Если угол наклона винтовой нарезки на поворотном винте равен γ, то длина дуги окружности, на которую повернётся поршень, считая по среднему диаметру резьбы d_c, за один ход будет $s\cdot\text{tg}\gamma$. При числе ходов поршня в 1 мин u число оборотов бура

$$n = \frac{s\cdot\text{tg}\gamma\, u}{\pi d_c}\,. \qquad (1.18)$$

Угол поворота бура за один ход поршня

$$\beta_0 = \frac{360^\circ}{\pi d_{\text{с}}}s\cdot\text{tg}\gamma\,\eta_{\text{с}}\,, \qquad (1.19)$$

где $\eta_{\text{с}}$ – коэффициент, учитывающий наличие люфта в винтовой паре (для новых перфораторов он равен 0,7, а для изношенных – 0,5).

В зависимости от крепости пород, в которых производится бурение, рекомендуются следующие значения углов поворота бура β_0: при бурении

пород крепостью $f < 10$ $\beta_0 = 18…36°$; при бурении пород крепостью $f = 10…16$ $\beta_0 = 9…18°$, а при бурении пород с $f > 16$ $\beta_0 < 9°$.

Расход сжатого воздуха пневматическим перфоратором при работе определяется из расчёта:

$$Q = (F_1 + F_2)suPk \text{, м}^3\text{/мин,} \qquad (1.20)$$

где F_1 и F_2 – величины рабочих площадей поршня, в см^2; s – длина хода поршня, см; P – давление воздуха, поступающего в перфоратор, в МПа; k – коэффициент, учитывающий потери давления воздуха и неполноту заполнения цилиндра; для новых перфораторов $k = 0{,}8$, для изношенных $k = 1$.

Показателем качества пневматического перфоратора можно рекомендовать удельный расход сжатого воздуха на единицу объёма выбуренного шпура.

Уровень шума работающего пневматического перфоратора расчётным путём может быть приближенно определен по формуле НИГРИ:

$$R = 22D^2us + k \text{, дБ,} \qquad (1.21)$$

где R – уровень шума в децибелах при давлении воздуха 0,5…0,55 МПа; D и s – диаметр и длина хода поршня перфоратора, м; k – постоянная величина. На расстоянии 0,7 м от перфоратора для открытого пространства $k = 97{,}8$, в шахтных условиях $k = 99{,}8$.

Более точно уровень шума замеряется шумомерами.

1.1.3. Типы пневматических перфораторов

Для выполнения буровых работ при проходке горных выработок, нарезке и выемке полезного ископаемого в различных горно-геологических условиях разработаны различные типы бурильных машин, область их применения приведена в табл. 1.2

Переносные перфораторы имеют наибольшее распространение и применяются на горных, геологоразведочных, строительных, дорожных и других работах. Выпускаемые серийно перфораторы ПП-36, ПП-50, ПП-54, ПП-63 и другие имеют технические характеристики (табл. 1.3), близкие к указанным в ГОСТ Р 51681–2000. Для облегчения труда при бурении шпуров ручными перфораторами средней и тяжелой массы рекомендуется применение поддерживающих колонок (рис. 1.9).

Пневматические бурильные машины ударно-поворотного действия различаются:

- *по роду потребляемой энергии* – пневматические, гидравлические;
- *по конструктивным особенностям механизма поворота* – с зависимым и независимым приводом;

- *по способу применения* (угла наклона шпуров) – ручные и колонковые (для бурения горизонтальных и нисходящих шпуров), телескопные (для бурения шпуров по восстанию);
- *по массе* – лёгкие (до 18 кг), средние (20…25 кг) и тяжёлые (более 30 кг);
- *по способу очистки шпуров* от буровой мелочи – с осевой промывкой, с боковой промывкой, с отсосом от пыли.

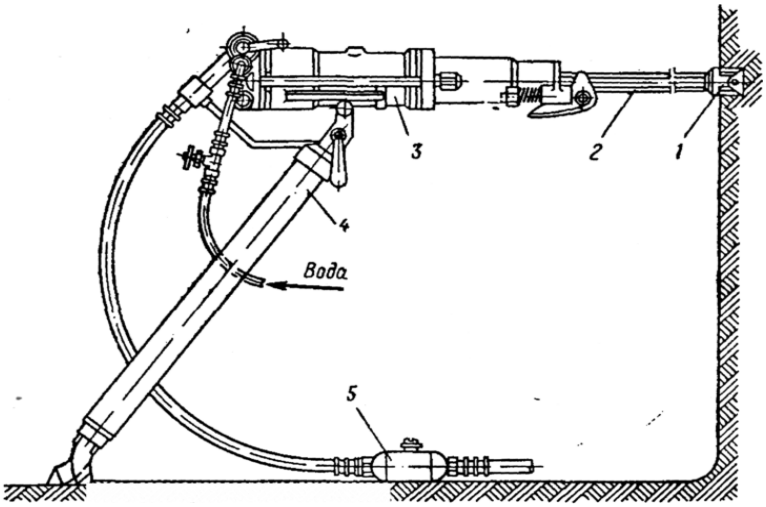


Рис. 1.9. Бурение шпура ручным перфоратором с помощью пневмоподдержки: 1 – коронка; 2 – бур; 3 – перфоратор; 4 – пневмоподдержка; 5 – автомаслёнка

Таблица 1.2

Область применения бурильных машин

Способ бурения	Бурильные машины	Диаметр бурильного инструмента, мм	Глубина бурения, м	Коэффициент крепости пород, f
Ударный	Перфораторы			
	Переносные	32...52	2...5	6...20
	Колонковые	40...65	2...25	12...20
	Телескопные	40...85	2...15	6...20
Вращательный	Горные свёрла			
	Ручные	36...43	<3	2...4
	Колонковые	36...43	<5	4...8
Вращательно-ударный	БГДМ-1М	40...52	2...4	5...14
	ГБПТ	40...65	<25	5...14

Бурильные машины ударно-поворотного действия (перфораторы) работают по принципу нанесения периодических ударов штока поршня по хвостовику штанги. Частота ударов 28,3…43 $с^{-1}$.

Буквы и их сочетания в марке перфоратора обозначают: В – с осевой промывкой; ВБ – с боковой промывкой; С – для бурения шпуров в обводнённых породах при проходке стволов шахт; СВП – для бурения шпуров с интенсивной продувкой и подавлением пыли методом увлажнения в многолетнемёрзлых россыпях.

Основными частями пневматической бурильной машины (рис. 1.10) являются цилиндр, поршень-ударник, ствол, поворотные муфты, пусковая рукоятка, воздухораспределительный механизм, поворотный механизм, бородержатель, крышка. Крышка, цилиндр, ствол с бородержателем соединяются при помощи стяжных болтов с гайками. Количество сжатого воздуха, поступающего к бурильной машине по шлангу диаметром 10…51 мм, регулируется рукояткой. При подаче рукоятки вперед до упора сжатый воздух полностью поступает в бурильную машину. При среднем положении рукоятки впуск сжатого воздуха производится частично, давление его небольшое. Такое положение рукоятки характерно при забуривании шпуров. Вода для промывки шпура проходит через перфоратор по трубке при центральной промывке или через промывочную муфту, минуя перфоратор (при боковой промывке).

Таблица 1.3

Техническая характеристика переносных перфораторов

Тип перфоратора	ПП-36В	ПП-54В1	ПП-54ВБ1	ПП-63С	ПП-63ВБ	ПП-63П	ПП-63СВП
Глубина бурения, м	2	4	4	5	5	5	5
Диаметр шпуров, мм	32...40	40...46	40...46	40...46	40...46	40...46	40...46
Энергия удара, Дж	36	55,5	55,5	63,74	63,74	63,74	63,74
Крутящий момент, Н·м	20	29,43	29,43	26,93	26,93	26,93	26,93
Частота ударов, мин	2300	2350	2350	1800	1800	1800	1800
Удельный расход воздуха, $м^3/с$ (кВт)	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029	0,029
Размеры хвостовика инструмента, мм	22×108	25×108	25×108	25×108	25×108	25×100	25×100
Масса, кг	24,0	31,5	31,5	33,0	33,0	33,0	25,0

Воздухораспределительные устройства, применяемые в перфораторах, делятся: на клапанные (кольцевой или откидной клапан); золотниковые (с фланцевым, полым цилиндрическим, управляемым, катушечным, жёсткосвязанным золотником), бесклапанные.

Достоинство золотниковых воздухораспределительных устройств – высокая энергия удара, наибольший крутящий момент, сравнительно большая экономичность расхода воздуха, уменьшенная отдача, автоматичность действия, безотказность и чёткость работы ударного механизма. Однако они не обеспечивают такой частоты ударов, как клапанные.

К достоинствам воздухораспределительных устройств с кольцевым клапаном относится малый ход клапана, следовательно, высокая скорость его перебросок и малые утечки воздуха. Это устройство надежно в работе и широко применяется в перфораторах.

Клапанный воздухораспределительный механизм состоит из клапанной коробки (*1*), направляющей клапана (*2*), крышки клапанной коробки (*3*) и кольцевого клапана (*4*) (рис. 1.11). Сжатый воздух попадает в кольцевое пространство (*6*), а из него – по каналам (7) в кольцевое пространство клапанной коробки (*8*). Когда клапан (*4*) находится в левом положении, сжатый воздух через кольцевое пространство (*8*), образуемое между клапаном и крышкой клапанной коробки, поступает в рабочую часть цилиндра и, оказывая давление на поршень (*10*), перемещает его (рабочий ход). В это время противоположная часть цилиндра через кольцевые выточки (*11*) соединена с выхлопным отверстием (*12*). При движении поршня он закрывает кольцевые выточки и сжимает отсеченный в правой части цилиндра воздух, который по каналу (*13*) в корпусе цилиндра и каналу (*1*4) в корпусе клапанной коробки попадает в кольцевое пространство (*9*) и давит на верхнюю часть клапана. При дальнейшем движении поршень открывает кольцевые выточки (*11*) и через них соединяет рабочую часть цилиндра с выхлопным отверстием.

Давление сжатого воздуха в рабочей части резко понижается, клапан перемещается вправо и соединяет между собой кольцевые пространства (*8*) и (*9*).

Сжатый воздух по каналам (*13*) и (*14*) поступает в противоположную часть цилиндра и, оказывая давление на кольцевую поверхность поршня, перемещает его (холостой ход). Затем поршень закрывает кольцевые выточки и сжимает воздух, оставшийся в левой части цилиндра. Сжимаемый воздух давит на клапан справа. Когда поршень проходит кольцевые выточки и соединяет левую часть цилиндра с выхлопным отверстием, клапан перебрасывается влево и рабочий ход повторяется.

Работа воздухораспределительного устройства с фланцевым золотником происходит следующим образом. При открытии впускного канала через кольцевую полость сжатый воздух по сквозным каналам, проходящим в теле храповой буксы поворотного механизма, диска, направляющей золотника и задней крышки золотниковой коробки, поступает внутрь золотниковой коробки и через кольцевой зазор между передним фланцем золотника и внутренней поверхностью в заднюю часть цилиндра, заставляя поршень перемещаться вперед.

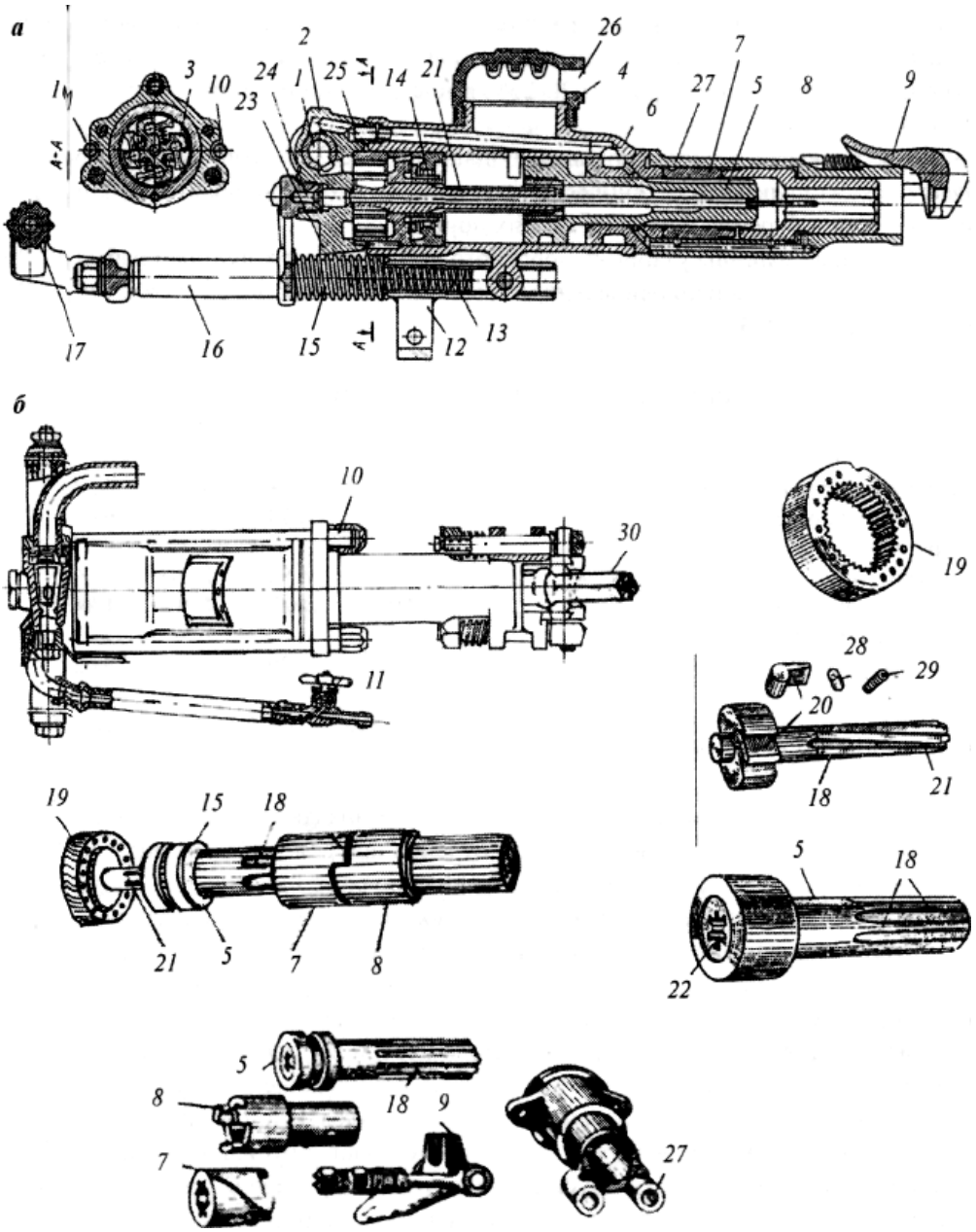


Рис. 1.10. Ручной перфоратор:
а – устройство перфоратора; б – детали поворотного механизма.
1 – кран; 2 – головка корпуса; 3 – поворотное устройство; 4 – выхлопное отверстие;5 – поршень-ударник; 6 – цилиндр; 7 −поворотная букса;
8 – грандбукса; 9 – буродержатель; 10 – стяжные болты; 11 – вентиль;
12 – кронштейн; 13 – рабочая пружина; 14 – воздухораспределительное устройство;
15 – вспомогательная пружина; 6 – направляющий кронштейн;
17 – рукоятка; 18 – пазы; 19 – храповое кольцо; 20 – собачки;
21 – геликоидальный стержень; 22 – геликоидальная гайка; 23 – задняя крышка;
24 – промывочное устройство; 25 – обводной канал; 26 – глушитель шума;
27 – ствол; 28 – натяжной стержень; 29 – пружина; 30 – бур

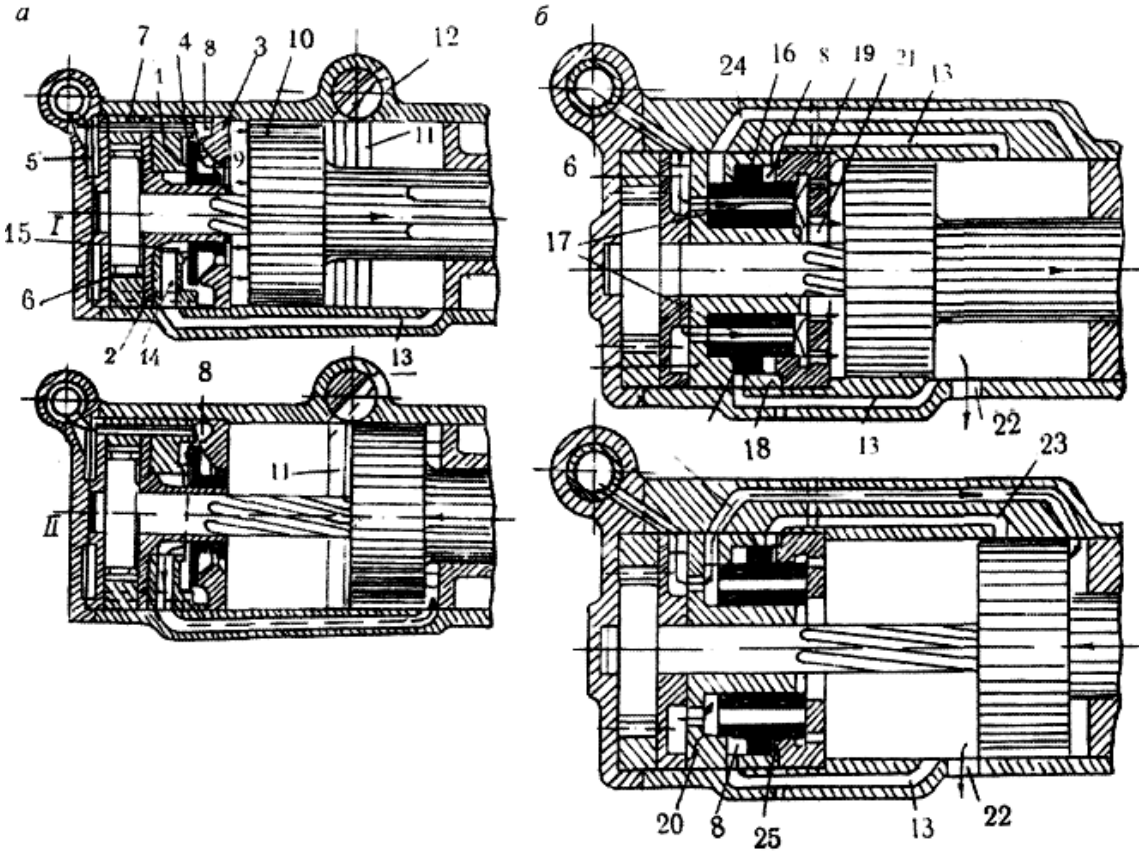


Рис. 1.11. Воздухораспределительное устройство:
а – клапанного типа; б – золотникового типа.
1 – корпус клапанной коробки; 2 – направляющая клапана;
3 – крышка клапанной коробки; 4 – кольцевой клапан; 5 – кольцевая полость;
6 – кольцевое пространство; 7 – каналы; 8 – кольцевое пространство клапанной коробки; 9 – кольцевое пространство; 10 – поршень-ударник;
11 – кольцевые выточки; 12 – выхлопное отверстие; 13 – канал в корпусе цилиндра;
14 – канал в корпусе клапанной коробки; 15 – кольцевое пространство;
16 – золотник; 17 – канал; 18, 20 – золотниковая коробка;
19 – крышка; 21 – задняя полость; 22 – выхлопное отверстие;
23 – специальный канал; 24 – канал; 25 – кольцевое пространство

Двигаясь вперед, поршень в какой-то момент закрывает выхлопное отверстие, вследствие чего воздух в передней части цилиндра сжимается, оказывая сопротивление движению поршня, и, одновременно поступая в левую часть золотниковой коробки по каналам, производит давление на задний фланец золотника в направлении слева направо. Достигнув крайнего правого положения в цилиндре, поршень штоком наносит удар по хвостовику бура, и выхлопное отверстие открывается. Вследствие этого давление воздуха в задней части цилиндра резко падает. Усилие, действующее на золотник слева, станет больше, чем усилие,

действующее на него справа, и он будет переброшен в новое положение. Кольцевой зазор между передним фланцем золотника и внутренней поверхностью передней крышки перекрывается, но образуется зазор между золотником и нижней кромкой золотниковой коробки. Теперь воздух по этому зазору, каналам поступает в переднюю часть цилиндра и заставляет поршень двигаться назад. Далее все повторяется в той же последовательности, но в обратном порядке.

В применяющихся конструкциях пневматических бурильных машин механизм поворота бура бывает зависимого и независимого действия. У первых поворот буру передается от поршня, у вторых – от специального пневматического двигателя.

Колонковые перфораторы предназначаются для бурения шпуров, направленных горизонтально или с отклонением от горизонтали на ±45°, в породах и рудах любой крепости. Серийно выпускается колонковый перфоратор КС-50.

При работе колонковый перфоратор вместе с автоподатчиком устанавливаются на манипуляторе буровой каретки или на распорной винтовой колонке. Установлено, что для надёжной работы масса колонки должна быть не менее чем в полтора раза больше массы перфоратора.

Колонковые бурильные машины более мощные, чем ручные. При очистных работах колонковые перфораторы применяют для бурения скважин глубиной до 25 м из подэтажных штреков.

Колонковый перфоратор имеет такое же устройство, как и ручной, но отличается большими размерами и наличием приливов для крепления и передвижения их в салазках автоподатчика.

Телескопные перфораторы применяются при бурении шпуров, направленных вверх или с отклонением от вертикали до 35…45°, в породах любой крепости (рис. 1.12). Серийно выпускаемые перфораторы ПТ-38 и ПТ-48 соответствуют требованиям ГОСТ Р 52442–2005.

В разведочных выработках их обычно используют при бурении шпуров в восстающих и «подбурков» в кровле выработки для навески коммуникаций и под анкерную крепь. Устройство перфоратора в принципе такое же, как и у ручного, но удар от поршня буру передаётся через промежуточный боёк, расположенный в передней головке и предохраняющий цилиндр от засорения буровой пылью.

Цилиндр соединён с головкой телескопной колонки двумя стяжными болтами, проходящими сквозь проушины в передней головке перфоратора. Сжатый воздух подводится по шлангу к воздушному колену, откуда он поступает в перфоратор и цилиндр телескопной колонки. Впуск регулируется воздушным краном. При забуривании проходчик придерживает перфоратор с помощью рукоятки, в которой находится клапан разгрузоч-

ного устройства. При нажатии на кнопку клапан открывает выход воздуха из цилиндра колонки наружу, и молоток опускается вниз.

Таблица 1.4

Техническая характеристика колонковых перфораторов

Тип	ПК-50	ПК-60	ПК-75	ПК-120	ПК-150	ПК-175
Энергия удара, Дж	88,26	88,26	147,1	88,26	196,26	245,17
Крутящий момент, Н·м	49	160	255	343	343	343
Частота ударов, $с^{-1}$	33,4	45	37	41,7	33,3	33,3
Расход воздуха, $м^3$/мин	5,7	9,2	12,7	10,3	15,1	17,9
Номинальное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Диаметр шпуров, мм	40...65	40...65	40...85	40...52	65...85	65...85
Глубина бурения, м, в породах с крепкостью *f*:	12	25	50	–	–	–
10	8	17	30	–	–	–
11…15	5	10	15	–	–	–
16 20	–	–	–	5	50	50
Масса, кг	50	60	75	120	150	175

При бурении шпуров с промывкой вода через специальный штуцер подаётся в полость задней головки и в промывочную трубку.

Основным направлением повышения производительности труда и улучшения санитарно-гигиенических условий работы бурильщика является механизация и автоматизация всех операций при бурении. При этом улучшаются технико-экономические показатели буровых работ. Механизация и автоматизация операций при бурении осуществляется с помощью применения усовершенствованных конструкций распорных колонок, самоходных буровых кареток с управляемыми манипуляторами, автоматических подающих механизмов и автоматических систем смазки.

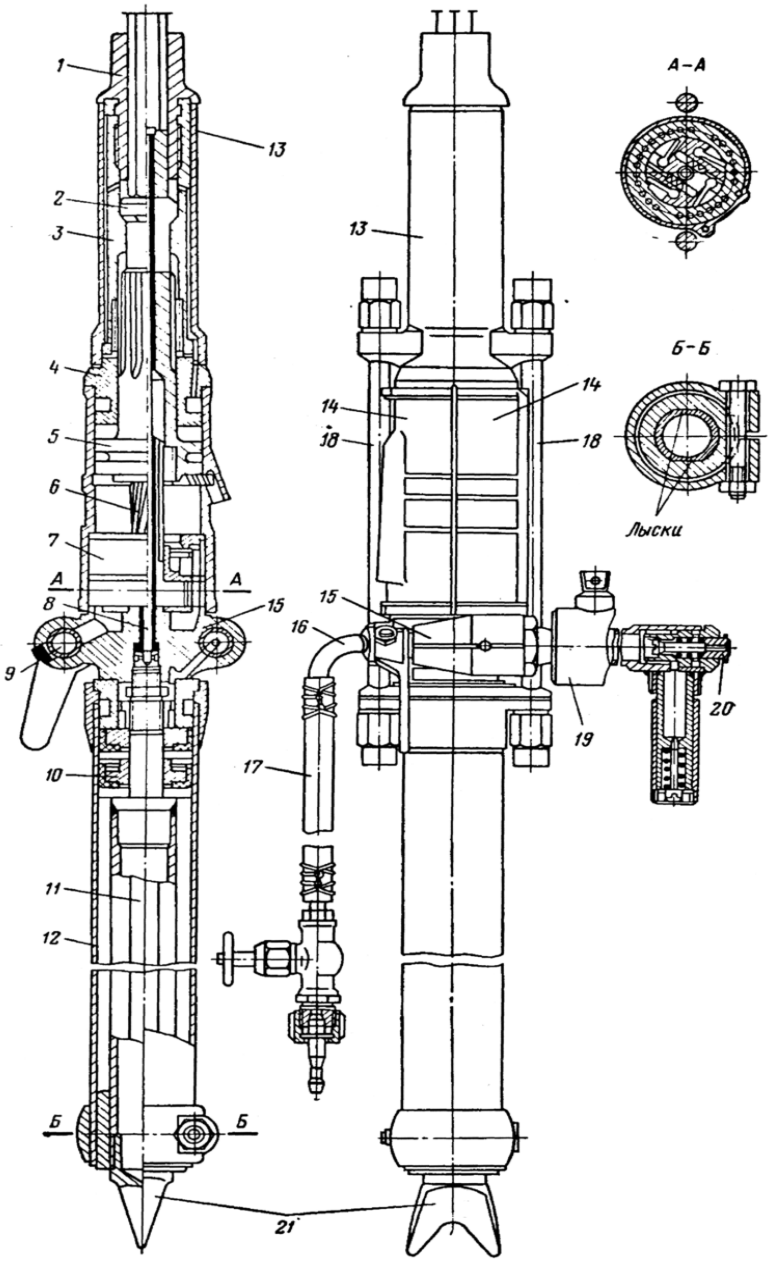


Рис. 1.12. Телескопный перфоратор:
1 – грундбукса; 2 – боёк; 3 – поворотная букса; 4 – направляющая втулка; 5 – поршень; 6 – поворотный винт; 7 – воздухораспределение; 8 – водоподающая трубка; 9 – воздуховпускной кран; 10 – головка поршня; 11 – шток поршня; 12 – цилиндр телескопа; 13 – патрон; 14 – цилиндр; 15 – головка молотка; 16 – водоподающий патрубок; 17 – шланг водяной; 18 – стяжные болты; 19 – автомаслёнка; 20 – разгрузочный клапан телескопа; 21 – упор

Таблица 1.5

Техническая характеристика телескопных перфораторов

Тип	ПТ-29	ПТ-38М	ПТ-48
Глубина бурения, м	–	до 4	до 15
Диаметр шпуров, мм	–	30…40	52…85
Энергия удара, Дж	44	49	86,3
Крутящий момент, Н·м	20	19,6	32,3
Частота ударов, $с^{-1}$	–	43,3	43,3
Величина подачи телескопного устройства, мм	–	650	650
Осевое усилие телескопа, Н	–	1300	1750
Расход воздуха, $м^3$/мин	–	3,4	5,9
Масса, кг	40	38	48

Распорные колонки с механизированной перестановкой перфоратора приведены на рис. 1.13. Поднятие или опускание кронштейна вместе с установленным на нём автоподатчиком с перфоратором производится с помощью резьбы на поверхности колонки и гайки (вариант *а*), рычажно-храпового устройства (вариант *б)* и домкрата, устанавливаемого на колонке (вариант *в)*.

Буровые каретки изготовляются самоходными и несамоходными на один или несколько перфораторов, на гусеничном, колёсном рельсовом или резиновом ходу, работающие на пневматической и электрической энергии.

В последние годы для комплексной механизации отдельных видов горных работ разрабатываются комплексы машин. Для комплексной механизации работ по проведению горных выработок разработаны комплексы, включающие буровые каретки, погрузочное и транспортное оборудование. В комплексе, разработанном НИПИгормаш, имеется самоходная буровая каретка СБКН-2П на пневмошинном ходу. На манипуляторах установлены автоподатчики с перфораторами. Управление рабочей и ходовой частью каретки осуществляется с пульта управления.

В стеснённых подземных условиях более производительным является оборудование, обеспечивающее поворот на 360° вокруг собственной оси на месте стояния. Таким качеством обладают гусеничные ходовые тележки с отдельным приводом для каждой гусеницы, а также колесные с отдельными двигателями для правого и левого колёс. Чем больше маневренность оборудования, тем выше коэффициент его использования.

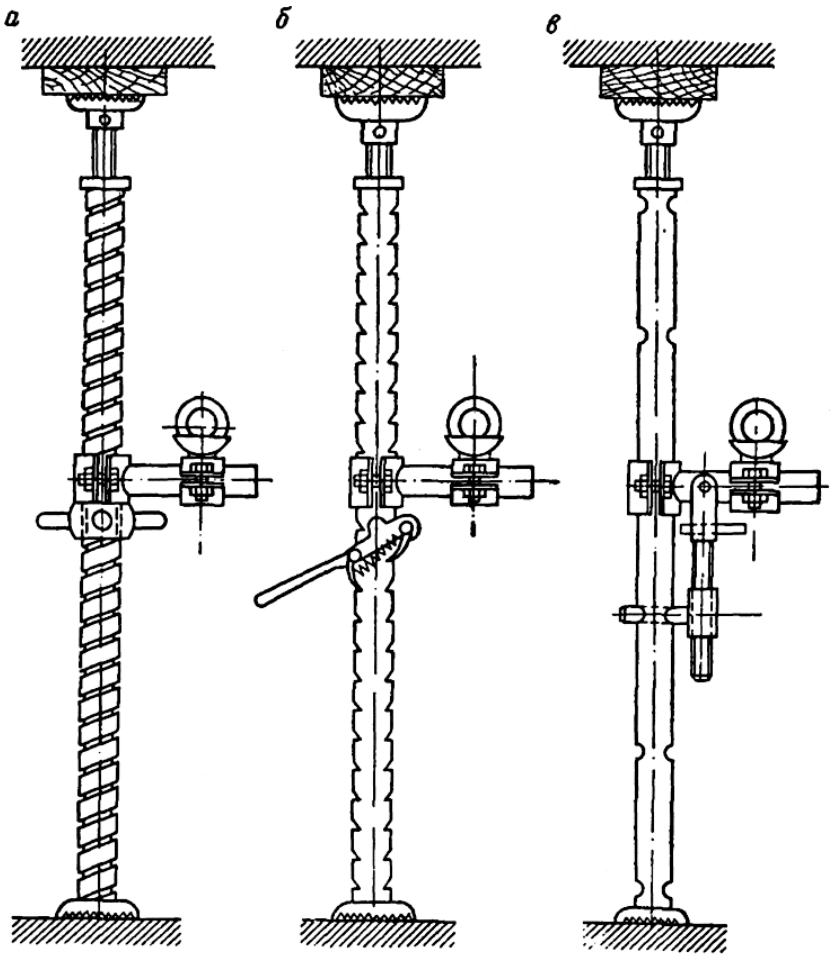


Рис. 1.13. Распорные винтовые колонки для перфоратора с механизированной перестановкой бурильной машины:
а – при помощи винта и гайки;
б – при помощи рычажно-храпового устройства;
в – при помощи винтового домкрата, установленного на колонке

1.1.4. Манипуляторы

Манипуляторы одни из основных механизмов, механизирующих тяжелую операцию перестановки перфоратора. Манипуляторы можно монтировать на буровых каретках, на корпусах погрузочных машин и на распорных колонках. Известно большое количество различных конструкций манипуляторов. По принципу работы привода их можно разделить на механические, гидравлические, пневматические и комбинированные (рис. 1.14)

Механические манипуляторы (рис. 1.14, *а*) операцию подъема или перемещения стрелы с автоподатчиком и перфоратором производят с помощью винтового, реечного или канатно-подъёмного механизма

(домкрата), обеспечивая жесткую фиксацию буровой машины в заданном рабочем положении.

Гидравлические манипуляторы обладают наиболее высокими эксплуатационными качествами. Механизируя все вспомогательные операции при бурении, они легко могут быть переведены на управление с некоторого расстояния (дистанционное), что улучшает условия работы бурильщика, так как в этом случае исключается вредное действие на человека вибраций буровой машины и немного снижается воздействие шума. На рис. 1.14, *б* приведена кинематическая схема гидравлического манипулятора, обеспечивающего перемещение и установку автоподатчика с перфоратором в любом положении. Масло под давлением подаётся от гидронасосной установки, смонтированной на буровой каретке, в цилиндры гидродомкратов.

Пневматические манипуляторы (рис. 1.14, *в)* также могут обеспечить механизацию вспомогательных операций при перфораторном бурении. Однако здесь для фиксирования перемещаемого элемента в заданном положении требуются зажимы или фиксаторы. Если при работе требуется сохранить автоподатчик с перфоратором в заданном положении при перемещении стрелы манипулятора, то применяются корректоры (1.14, *г)*.

Автоподатчики автоматизируют операцию подачи пневматического перфоратора вперед при бурении и назад после окончания бурения.

Автоподатчики по принципу работы можно разделить на следующие группы и подгруппы:

1. Телескопные автоподатчики:
   а) с неподвижным поршнем;
   б) с неподвижным цилиндром и движущимся поршнем;
   в) шагающие;
   г) канатные.
2. Моторные автоподатчики:
   а) с подающим винтом и гайкой;
   б) с подающей цепью.
3. Вибрационные автоподатчики.
4. Дифференциально-винтовые автоподатчики.

По применяемой энергии автоподатчики бывают пневматические, электрические, гидравлические или комбинированные пневмогидравлические и электрогидравлические. Практическое значение в настоящее время имеют автоподатчики, работающие на пневматической энергии.

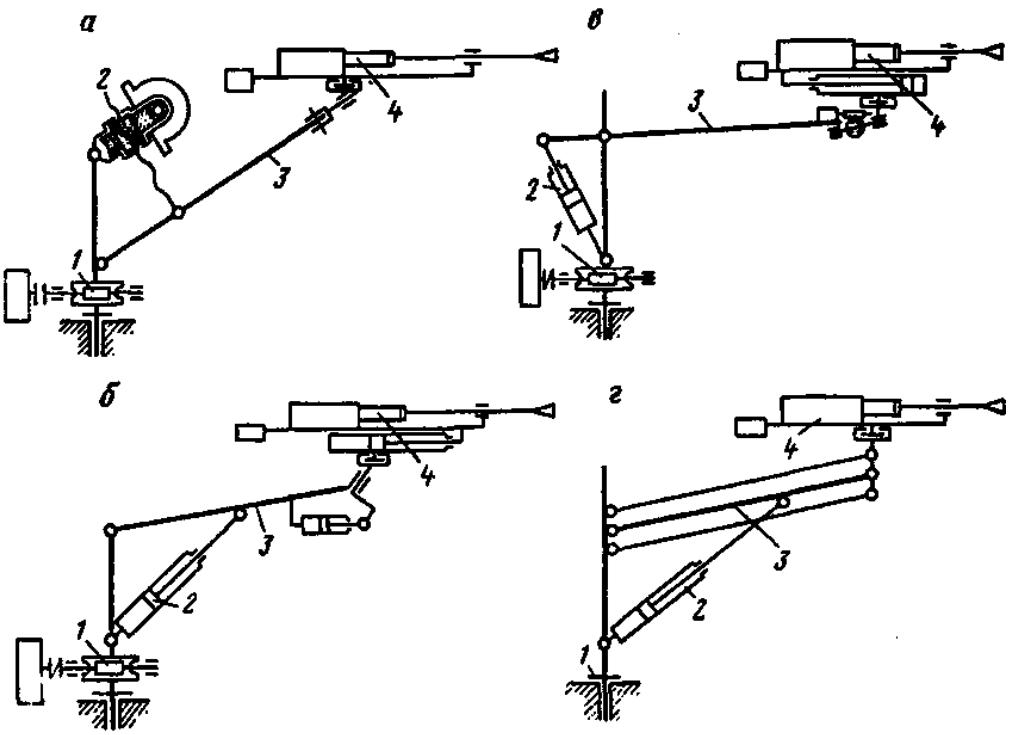


Рис. 1.14. Кинематические схемы манипуляторов:
а – механический; б – гидравлический; в – пневматический;
г – пневматический с корректором; 1 – механизм поворота в горизонтальной плоскости; 2 – механизм подъёма и опускания;
3 – стрела; 4 – автоподатчик с перфоратором

Кинематические схемы автоподатчиков показаны на рис. 1.15.

Телескопный автоподатчик с неподвижным поршнем, полый шток которого крепится в корпусе воздуховпускной коробки, получает сжатый воздух от шахтного воздухопррвода через шланг и внутреннюю полость коробки крана (рис. 1.15, *а*). Если окно *а* совпадает с каналом полого штока, то сжатый воздух попадает в переднюю полость цилиндра, заставляя последний двигаться вперед. В это время задняя полость цилиндра с помощью выточки на пробке и кольцевой полости, имеющейся между внутренней и наружной трубками штока, через выпускное окно сообщается с атмосферой.

При повороте ручки крана в положение *II* сжатый воздух пойдет в заднюю полость цилиндра, производя реверсирование подачи, передняя полость цилиндра через выточку в пробке крана и окно будет поставлена на выхлоп воздуха. При слишком большом усилии подачи, развиваемой автоподатчиком, вызывающем снижение работоспособности

перфоратора, давление воздуха в цилиндре можно понизить, нажимая кнопку разгрузочного клапана *б*.

Величина усилия подачи, развиваемого механизмом, определяется по формуле

$$C = kFP'\eta \text{, кгс,} \qquad (1.22)$$

где k – коэффициент потерь давления воздуха, равный 0,85…0,9; F – рабочая площадь поршня, см^2; P' – среднее рабочее давление воздуха в цилиндре телескопа, принимаемое, равным 0,85…0,90 от манометрического давления сжатого воздуха, МПа; η – КПД механизма, обычно равный 0,8…0,9.

Телескопный автоподатчик с неподвижным цилиндром имеет подвижный поршень, шток которого соединен с держателем перфоратора (рис. 1.15, *б*). Питание сжатым воздухом передней и задней полости цилиндра производится через трубки *а* и *б*. При *I* положении ручки воздушного крана происходит подача перфоратора вперед, при *II* положении ручки – подача назад.

Телескопный шагающий автоподатчик (рис. 1.15, *в*) имеет небольшую длину подачи (150…300 мм). При работе шток поршня упирается упором в планки, имеющиеся на салазках, цилиндр передвигается вперед вместе с перфоратором на длину подачи. Затем поршень втягивается в цилиндр, делая шаг, и процесс возобновляется.

Автоматическое шагание осуществляется с помощью золотникового воздухораспределения.

Усилие подачи вперед, развиваемое шагающим телескопом, можно определить по формуле

$$C = kP'(F_1 - F_2)\eta . \qquad (1.23)$$

При этом

$$F_1 = \frac{\pi D^2}{4}; \quad F_2 = \frac{\pi}{4}(D^2 - d^2) , \qquad (1.24)$$

где D – диаметр цилиндра в см; d – диаметр штока, см.

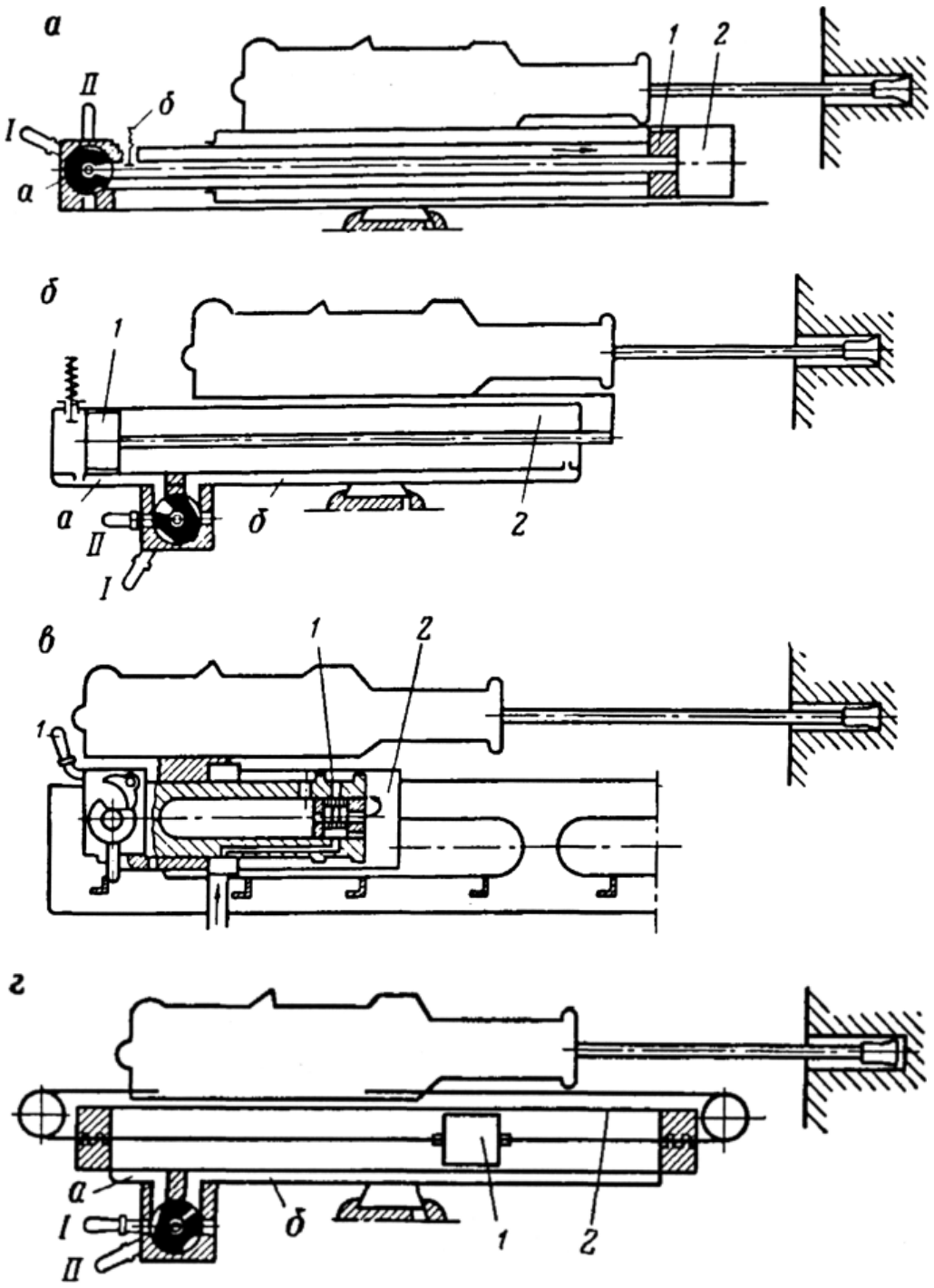


Рис. 1.15 (начало). Кинематические схемы автоподатчиков:
а – телескопный с неподвижным поршнем: 1 – поршень;
2 – цилиндр; б – телескопный с неподвижным цилиндром и движущимся поршенем:
1 – поршень; 2 – держатель; в – телескопный, шагающий:
1 – поршень; г – пневматический канатный: 1– канатик; 2 – поршень;

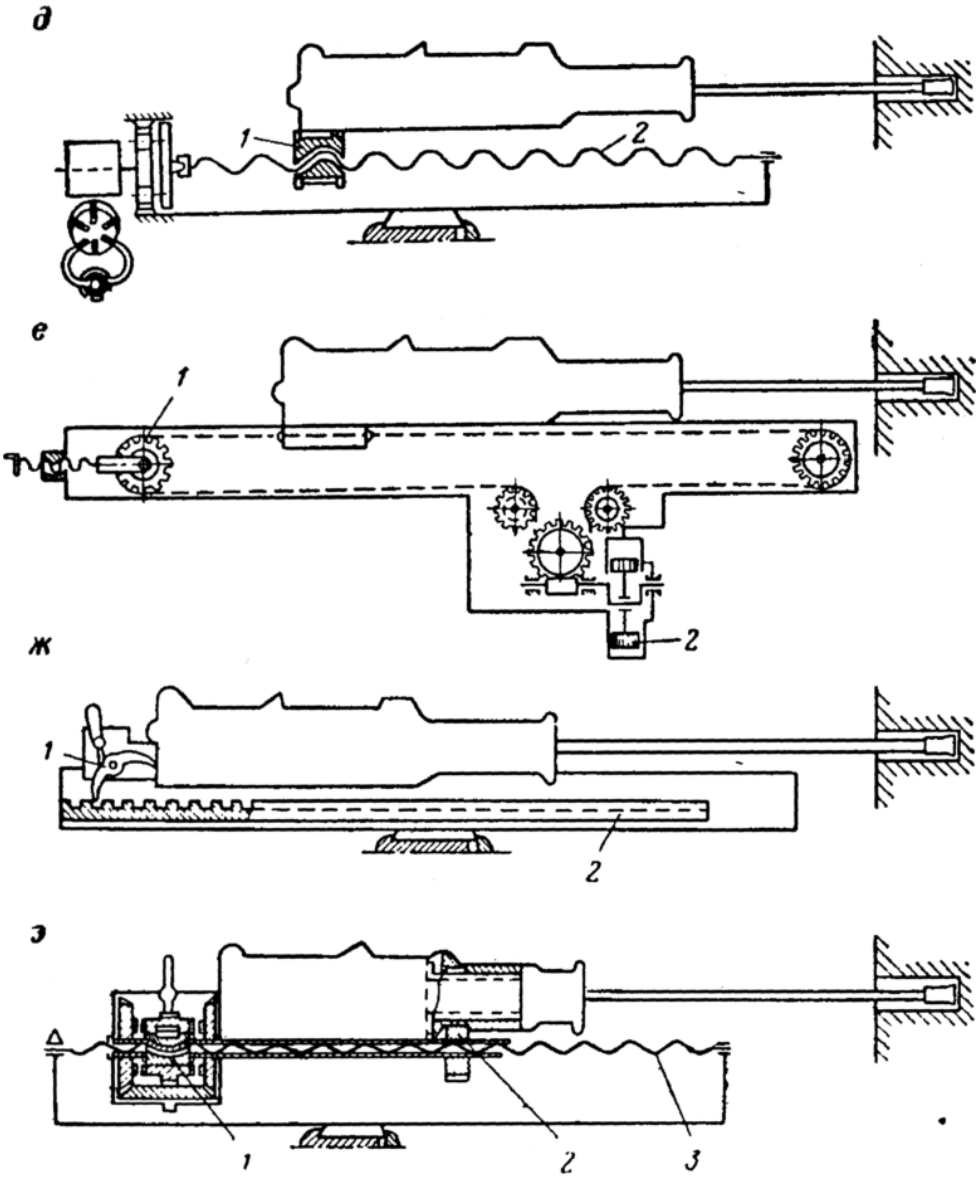


Рис. 1.15 (окончание). Кинематические схемы автоподатчиков:
д – моторный, винтовой: 1 – гайка подачи; 2 – винт; е – моторный цепной:
1 – цепная передача; 2 – мотор; ж – вибрационный:
1 – переключатель подачи; 2 – рейка зубчатая; з – дифференциальный винтовой:
1 – гайка подачи; 2 – привод подачи; 3 – винт

Телескопный канатный автоподатчик имеет вместо штока – канат (рис.1.15, *г)*. Канат крепится к головке поршня, проходит через уплотнённые отверстия в крышках цилиндра и присоединяется к держателю перфоратора.

Сжатый воздух с помощью крана направляется по каналам трубок *а* и *б* в правую или левую полость цилиндра телескопа, создавая соответствующее перемещение головки поршня и подачу перфоратора. При конструировании телескопных автоподатчиков расчёт основных параметров производится, исходя из полной величины усилия подачи.

Моторный винтовой автоподатчик оснащен роторным призматическим двигателем, вращательное движение которого преобразуется с помощью винтовой пары в поступательное движение перфоратора (рис.1.15, *д*).

Величину усилия подачи, развиваемого механизмом, можно определить по формуле

$$C = \frac{2M \cdot \eta}{d_c \mathrm{tg}\alpha}, \qquad (1.25)$$

где M – величина крутящего момента по подающей гайке, кН; d_c – средний диаметр винта подачи, см; α – угол подъёма резьбы, градус; η – КПД механизма.

Величина крутящего момента может быть замерена или определена по формуле

$$M = 71620\frac{N}{n}, \qquad (1.26)$$

где N – мощность мотора автоподатчика, кВт; n – число оборотов гайки в 1 мин.

Скорость подачи

$$\upsilon_п = t \cdot n, \qquad (1.27)$$

где t – шаг винта, см.

Моторный цепной автоподатчик (рис. 1.15, *е*): вращательное движение от мотора через червячный редуктор передается на ведущую звёздочку пластинчатой цепи. Цепь, прикрепленная концами к держателю перфоратора, перемещает его вперед или назад в зависимости от направления движения, создаваемого мотором. Натяжение цепи регулируется натяжным устройством. Усилие подачи, развиваемое автоподатчиком, можно определить по формуле

$$C = \frac{75N\eta}{\upsilon_п}. \qquad (1.28)$$

Скорость подачи, которую может развивать автоподатчик, определится по формуле

$$\upsilon_{п} = \frac{\pi d n}{60}, \qquad (1.29)$$

где d – диаметр ведущей звездочки, м; n – число оборотов ведущей звездочки в 1 мин.

Вибрационный автоподатчик (рис. 1.15, *ж)* использует собственные колебания перфоратора, возникающие вследствие действия в машине знакопеременных сил. При этом механизм погашает одно направление колебаний, оставляя свободным второе направление. Сумма колебаний в одну сторону создает движение подачи перфоратора.

В практике известно несколько конструкций вибрационных автоподатчиков, применявшихся при перфораторном бурении. Парой, фиксирующей колебания перфоратора, может быть упор и рейка, винт и гайка с несамотормозящейся резьбой, система клиньев и др.

Величина усилия подачи виброподатчика

$$C = F_2 P' \eta, \qquad (1.30)$$

где F_2 – площадь поршня перфоратора, на которую давит воздух при ходе назад, см^2; P' – среднее рабочее давление воздуха перфоратора, МПа; η – КПД механизма.

Скорость подачи, развиваемая механизмом, равна скорости бурения. Скорость реверсирования

$$\upsilon_{п} = su \frac{m_1}{M_{п}} \eta, \text{ мм/мин}, \qquad (1.31)$$

где u – частота ударов поршня в 1 мин; m_1 – масса поршня; $M_п$ – масса перфоратора и держателя его (вместе); η – коэффициент потерь, η = 0,7…0,8.

Дифференциально-винтовой автоподатчик использует вращение поворотной буксы перфоратора или поворотного винта, которое передает на подающую гайку (рис. 1.15, з). Одна из цапф подающего винта зажата тормозом с силой, обеспечивающей нормальную работу перфоратора при бурении.

Усилие подачи дифференциально-винтового автоподатчика

$$C = \frac{M_{кр} \eta}{r_c \operatorname{tg}\alpha}, \qquad (1.32)$$

где $M_{кр}$ – крутящийся момент, развиваемый перфоратором, Н · см; r_c – средний радиус подающего винта, см; α – угол подъёма резьбы подающего винта; η – КПД механизма. Скорость подачи

$$\upsilon_{п} = t(n_1 - n_2), \text{ мм/мин}, \qquad (1.33)$$

где t – шаг винта, мм; n_1 – число оборотов подающей гайки в 1 мин; n_2 – число оборотов подающего винта в 1 мин.

При малых скоростях бурения число оборотов гайки снижается и приближается к скорости вращения винта.

Автомаслёнки обеспечивают смазку всех трущихся элементов пневматического перфоратора. Автоматическая подача масла осуществляется за счет всасывания масла из резервуара, которое создается за счет перепада давления в струе сжатого воздуха, проходящего по каналу, имеющему сужения или расширения. Засасываемое масло подхватывается струей воздуха и, поступая в перфоратор, производит смазку.

Качественную смазку обеспечивают магистральные автомаслёнки, имеющие объём масла, достаточный для восьмичасовой работы перфоратора. Смазочные масла, соответствующие условиям работы пневматических ударных машин, должны обладать прочностью слоя смазки не ниже 60 МПа, малой кислотностью, отсутствием механических примесей, температурой застывания не выше рабочей температуры машины (– 10°С) и способностью деэмульсироваться с водой. Такими качествами обладают средние индустриальные масла 12, 20, 30 и 45. Консистентные смазки рекомендуются для трущихся пар, имеющих невысокие скорости движения.

1.1.5. Ударный буровой инструмент

При ударном перфораторном бурении рабочим инструментом являются буры, изготовляемые из шестигранной или круглой пустотелой, инструментальной углеродистой стали марок У7А и У3А или из стали марки 55С2. При мелком бурении (до 2…5 м) применяются цельные буры, при более глубоком бурении – составные, собранные из отдельных штанг, соединяющихся на резьбе с помощью муфт. Рабочим элементом бура является головка или съёмная буровая коронка. Наиболее широкое распространение получили буровые коронки, армированные пластинками металлокерамического твёрдого сплава ВК-15 и ВК-11.

Наиболее часто применяют буровые коронки долотчатой, крестовой и ступенчатой форм, реже – коронки звёздчатой, кольцевой и других форм.

Качество бурового инструмента, а особенно его рабочей части – лезвия, которое выполняет работу разрушения породы, – является одним из основных факторов, влияющих на эффективность буровых работ. Увеличение износостойкости коронки в два раза ведёт к увеличению производительности труда при бурении не менее чем в полтора раза, при этом стоимость бурения снижается также в полтора раза.

Основными показателями ударного бурового инструмента при прочих равных условиях являются:

1. Механическая скорость бурения, измеряемая при одинаковых диаметрах коронок в мм/мин, а при разных диаметрах выбуренного объема шпура или скважины в мм^3/мин.

2. Стойкость буровой коронки, измеряемая в шпурометрах или в м^3 выбуренного объёма породы на одну заточку коронки и на все заточки до полного износа коронки.

3. Величина суммы от стоимости коронки на принятую единицу стойкости коронки в руб/м или руб/м^3.

4. Удельный расход энергии при бурении см^3 разрушенной по роды в Дж/м^3.

Затраты энергии при разрушении горных пород пропорциональны суммарной площади поверхностей частиц, образовавшихся после разрушения, минус площадь поверхностей, которые были до разрушения. Следовательно, разрушение горных пород при бурении более крупными кусками ведёт к уменьшению удельных затрат энергии на единицу объёма скважины, увеличивая скорость бурения, снижая запыленность атмосферы.

Создание конструкций буровых коронок, разрушающих породу крупными кусками, является главным мероприятием, повышающим механическую скорость бурения и улучшающим санитарно-гигиенические условия труда бурильщика, ведущим к значительному повышению технико-экономических показателей буровых работ.

Работоспособность буровых коронок, т. е. их производительность и стойкость, может быть повышена за счёт:

- уменьшения общей длины лезвий при сохранении диаметра;
- центрирования коронки при бурении;
- расположения лезвий по отношению к поверхности забоя в соответствии с количеством работы, затрачиваемой при разрушении породы на различных его участках;
- уменьшения диаметра коронки;
- оптимальной величины угла приострения;
- применения оптимальных режимов бурения;
- полного удаления буровой мелочи сразу же после отделения её от забоя;
- охлаждения лезвий и всего корпуса коронки;
- повышения надежности и стойкости материала лезвий и корпуса коронки.

Зависимость скорости бурения от общей суммарной длины лезвий буровой коронки можно определить по формуле

$$\upsilon_m = \upsilon_n \left(\frac{\lambda_n}{\lambda_m} \right)^{\frac{1}{x}}, \qquad (1.34)$$

где υ_m – скорость бурения (мм/мин) при суммарной длине лезвий коронки λ_m, мм; υ_n – скорость бурения (мм/мин) при суммарной длине лезвий коронки λ_n, мм; x – величина, характеризующая физико-механические свойства пород, в которых производится бурение (табл. 1.6).

Наиболее производительными буровыми коронками являются коронки долотчатой формы, имеющие по сравнению с крестовой и звёздчатой формами наименьшую суммарную длину лезвий. Величина отношения между скоростями бурения различными формами коронок в зависимости от физико-механических свойств горных пород меняется.

За счёт уменьшения суммарной длины лезвий буровой коронки можно получить увеличение скорости бурения на 20…30 % без снижения её износостойкости.

Таблица 1.6

Порода	Временное сопротивление сжатию $\sigma_{сж}$, МПа	Буримость, мм/мин	Значения x
Железная руда	40…80	150	2,0…2,25
Гранит серый, крупнозернистый	80…100	100	1,5…1,6
Гранит серый, плотный мелкозернистый	100…120	75	1,25…1,4
Роговик плотный	120…160	55	1,0…1,10

При бурении коронками долотчатой формы шпур выбуривается не круглого, а трёхгранного сечения (рис. 1.16, *а*, *б*). Бурение происходит не вокруг центра шпура, а по дугам, вокруг перемещающихся мгновенных центров вращения *A*, *B*, *C*. Такое явление объясняется отсутствием второй точки опоры у бура (как вала, опирающегося только одним концом на подшипник). У бура таким опорным концом является хвостовик, находящийся в гнезде поворотной буксы перфоратора. При вращении бура между гранью лезвия и стенкой шпура возникают силы трения, вследствие воздействия которых коронка поворачивается относительно центра *A* до тех пор, пока грань лезвия не упрется в стенку шпура в точке *B*, вокруг которой начнется дальнейший поворот коронки до встречи грани лезвия со стенкой шпура в точке *C* и т. д. В такой же последо-

вательности работает и четырехлезвийная (крестовая) коронка. При бурении этой коронкой сечение шпура имеет пятигранную форму. Число граней у шпура всегда больше на единицу числа лезвий у коронки. Последнее объясняется тем, что при бурении коронкой долотчатой формы (двухлезвийной) величина угла поворота вокруг центров *A*, *B, C* может быть только 60°, а при бурении коронкой крестовой формы (четырехлезвийной) величина угла поворота вокруг центров *A, B, C, D, E* может быть только 36°.

Углы поворота *A*, *B, C* являются вписанными в окружность, следовательно, длины дуг, на которые они опираются, равны удвоенной величине значений углов, т. е. при бурении двухлезвийной коронкой длина дуги будет равна 2·60° = 120°, а при бурении четырёхлезвийной коронкой 2·36° = 72°. Возможное число поворотов за один оборот у коронки долотчатой формы будет 360°: 120 = 3, а у коронки крестовой формы 360°: 72 = 5. Шпур будет иметь сечение трехгранное, пятигранное и т. д, число граней у него будет всегда равно числу лезвий коронки плюс единица.

Чем больше ширина лезвия коронки, тем больше скругляются углы поворота и тем ближе к форме круга сечение шпура. Круглый шпур получится, если угол поворота вокруг мгновенных центров вращения будет равен нулю и вращение коронки будет происходить вокруг ее геометрического центра. Этого можно достичь, если ширина лезвия коронки, взятая по окружности, будет не менее длины дуги, стягивающей стороны угла поворота коронки. Для коронок долотчатой формы, угол поворота которых равен 120°, ширина лезвия должна быть не менее $^1/_3\ \pi d_к$; для коронок крестовой формы, имеющих угол поворота 72°, ширина лезвия должна быть не менее $^1/_5\ \pi d_к$. На рис. 1.16, *в* приведены буровые коронки долотчатой и крестовой форм, при бурении которыми можно получить шпуры круглого сечения.

Круглую форму шпура можно также получить при наличии второй опоры у бура в виде центрирующего элемента (выступающего лезвия или же выреза в центре). Шпур в этом случае выбуривается круглого сечения, при этом скорость бурения увеличивается на 10…15 %.

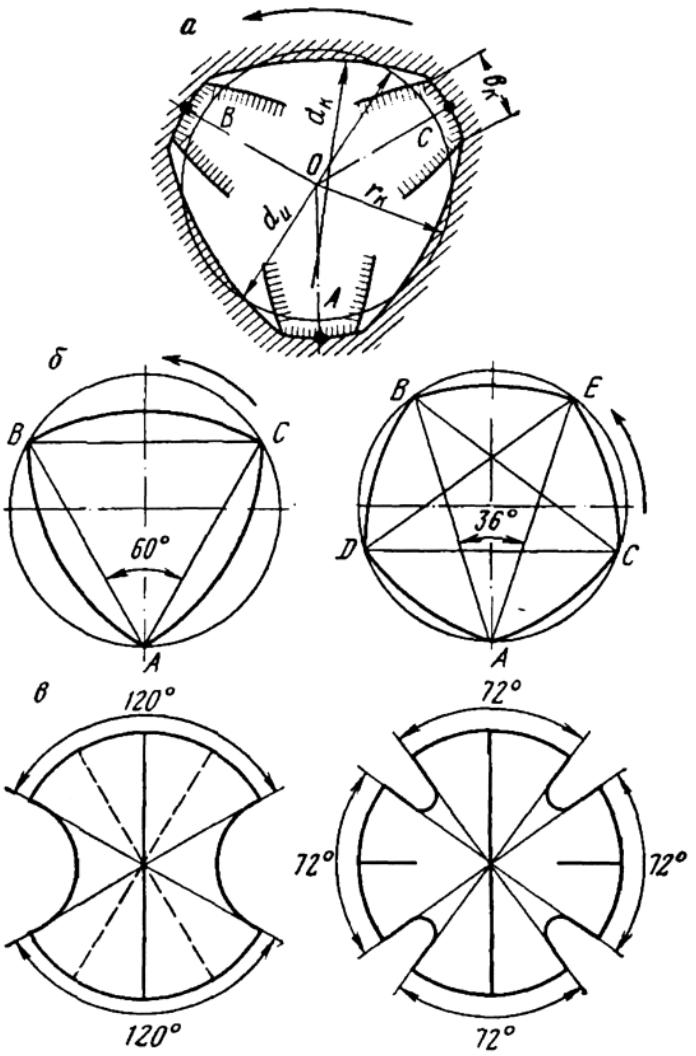


Рис. 1.16. Формы сечений шпуров при перфораторном бурении (а, б) и формы сечений буровых коронок (в), обеспечивающих круглое сечение шпура

Мощность, развиваемая пневматическим перфоратором, расходуется при ходе поршня вперед на работу удара, передаваемую на лезвие коронки и производящую разрушение породы, а при ходе поршня назад – на поворот бура. Уменьшение сопротивления вращению бура при его центрировании ведет к уменьшению затрат мощности на поворот бура, вследствие чего увеличивается доля мощности, расходуемой на разрушение породы, что в результате приводит к увеличению скорости бурения. При замере вибрографом частоты ударов поршня перфоратора при бурении без центрирования и с центрированием коронки было отмечено, что во втором случае частота ударов больше на 12 %.

Наиболее удачно центрирование бура при бурении идет за счёт создания на самой коронке центрирующего выступающего лезвия. Последнее, создавая как бы вторую опору для бура, центрирует коронку при бурении, выбуривая передовой шпур. Как показали исследования, наличие передового шпура определенных размеров облегчает работу разрушения породы за счёт создания дополнительных плоскостей обнажения на забое шпура.

На основании анализа данных эксплуатации коронок ступенчатой формы было определено оптимальное соотношение основных параметров ступенчатой буровой коронки, обеспечивающее наибольшую производительность при бурении.

При заданном наружном диаметре буровой коронки $d_к$ (рис. 1.17) диаметр опережающего лезвия d_s можно определить по формуле

$$d_s = d_k \sqrt{\frac{\lambda_s}{\lambda_k}}\,, \qquad (1.35)$$

где λ_s – суммарная длина лезвий опережающего элемента коронки; $\lambda_к$ – суммарная длина всех лезвий коронки. В случае $\lambda_s = d_s$, $\lambda_к = \lambda_s + \lambda'_p + \lambda''_p + \lambda'''_p$.

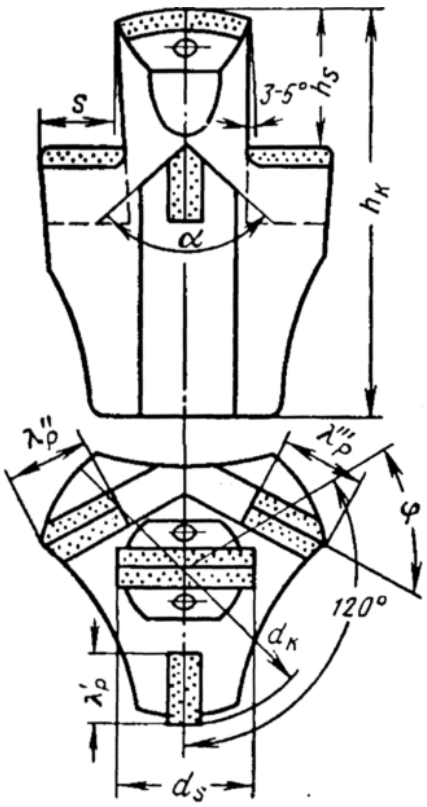


Рис. 1.17. Буровая коронка ступенчатой формы

При таком отношении диаметров d_s и d_k количество породы, разрушаемой опережающими и периферийными лезвиями, будет равномерно распределяться между ними. Последнее обеспечивает более равномерный и одновременный износ всех лезвий коронки, в результате увеличивает шпурообъём, пробуриваемый на каждую заточку коронки.

Чем больше длина выступающего лезвия, тем больше площадь обнажения забоя шпура. Однако на скорости бурения положительно сказывается увеличение длины выступающего лезвия до определенной величины. Объясняется это тем, что скалывание периферийной части забоя шпура при бурении большинства пород происходит под углами 40…55°. Рекомендуется принимать величину $h_s = 0{,}5\ d_k$. Остальные параметры коронки ступенчатой формы принимаются в соответствии с условиями работы.

Скорость бурения горных пород в значительной степени зависит от величины диаметра скважины. При бурении работа разрушения расходуется по двум направлениям. Одна часть *а* расходуется на раздробление породы в объёме скважины, а вторая часть *в* расходуется на отрыв, отделение этого же объёма от массива.

Наибольшее количество работы расходуется в области отрыва породы у стенок скважины, где она находится в зажатом состоянии. Меньшее количество работы затрачивается на разрушение породы на участках у центра забоя.

При увеличении диаметра затраты работы на разрушение породы в объёме скважины растут пропорционально площади забоя, а затраты на отрыв этого объёма породы от массива растут пропорционально длине окружности скважины, т. е. затраты работы первого рода растут пропорционально ad^2, а второго рода – пропорционально bd. При постоянном количестве энергии, передаваемой на лезвие бурового инструмента, и прочих равных условиях увеличение диаметра скважины приводит к уменьшению скорости бурения пропорционально увеличению периметра скважины и её забоя.

На буровых работах одним из основных факторов, снижающих скорость бурения, является неравномерный износ (затупление) лезвий буровой коронки. Наиболее интенсивно изнашиваются концы лезвия, в то же время центральная часть его остаётся незатупившейся. В практике чаще всего бурение прекращают из-за изношенных концов лезвия, так как буровую коронку начинает клинить и её заменяют новой. Время, затрачиваемое на замену затупившихся коронок, составляет от 30 до 50 % от общего времени смены.

Создание буровых коронок с равномерным износом всех участков лезвия позволит повысить сменную скорость бурения в полтора раза.

При разрушении (дроблении) хрупких материалов, в том числе горных пород, затраты энергии пропорциональны разрушаемому объему материала. При бурении затрачиваемая работа пропорциональна объёму выбуриваемого шпура, а также объёму, теряемому лезвием коронки вследствие затупления.

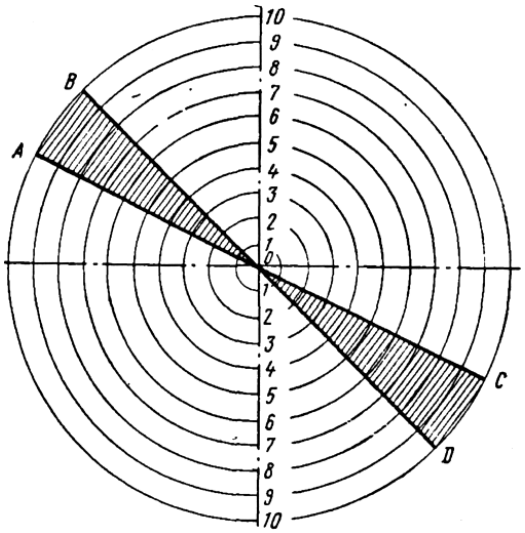


Рис. 1.18. Схема к анализу буровой коронки

При перфораторном бурении, кроме затрат на разрушение породы, имеются затраты на преодоление сил трения лезвия о забой при поворотах бура. Работа, затрачиваемая на преодоление сил трения на участках лезвия, будет пропорциональна средней длине дуги, описываемой участком лезвия. Относительные затраты работы на преодоление сил трения будут пропорциональны радиусам вращения.

Общую суммарную работу, выполняемую на каждом участке лезвия, условно принимаем равной сумме работ, затрачиваемых на разрушение горной породы и преодоление сил трения.

Объём лезвия коронки, теряемого при бурении вследствие затупления, пропорционален количеству работы, выполненной лезвием. Поэтому затупление лезвия будет иметь форму, приведенную на рис. 1.18 (секторы AOB и COD).

Буровую коронку равного износа можно создать, если лезвия коронки расположить в соответствии с распределением затрат работы при бурении на забое шпура или скважины.

Практикой ударного перфораторного бурения установлены углы ***a*** приострения лезвий буровых коронок, при которых наблюдаются наиболее высокие скорость бурения и стойкость:

- при бурении мягких пород ($f < 5$) 80…90°
- при бурении пород средней крепости ($f < 10$) 90…100°

- при бурении крепких пород (f <15) 100…110°
- при бурении весьма крепких пород (f >15) 110…120°

При бурении пород мягких и средней крепости и наличии лыски на лезвии шириной 1…2 мм (площадки) вместо острия наблюдается некоторое увеличение объема на одну заточку.

Повышение их износостойкости – одна из основных задач горного производства.

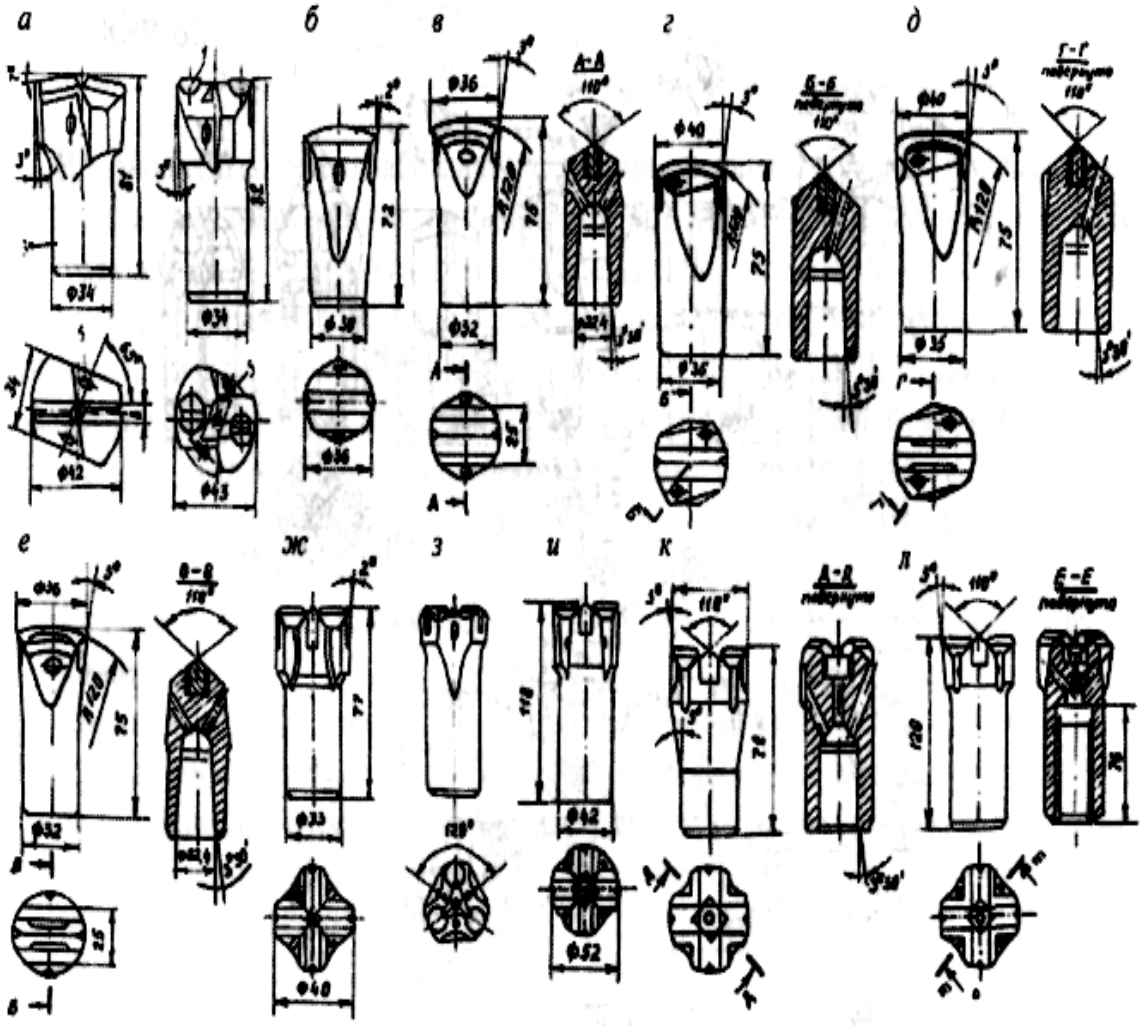


Рис. 1.19. Коронки для бурения шпуров:
а – твёрдосплавные коронки; б – коронка типа КПД; в – коронка типа БКПМ-36; г – коронка типа БКПМ-40; д – коронка БКПМ-36Ф; е – коронка БКПМ-40Ф; ж – коронка ККП; з – коронка КТШ; и – коронка К-52; к – коронка БКПМ-КМ; л – коронка БКР

Для бурения неглубоких шпуров диаметром 35…65 мм применяются долотчатые и крестовые коронки со сплошным и прерывистым лезвиями (рис. 1.19).

Для глубокого бурения при диаметре шпуров больше 50 мм применяют коронки ступенчатой формы с опережающим лезвием, реже крестовой формы (рис. 1.19, *ж*).

1.1.6. Пневмоударное бурение

Пневмоударное бурение подразумевает проходку скважин с помощью погружных (забойных) пневматических молотков-пневмоударников.

Первые буровые машины для бурения взрывных скважин с помощью погружных пневматических молотков были предложены НИГРИ в 1935 г. в Криворожском железорудном бассейне.

В 1937 г. была разработана, изготовлена и испытана опытная модель бурового агрегата Б1, состоящая из четырех основных частей: погружного пневматического перфоратора, осуществлявшего удар по буру и его вращение, колонны (става) штанг, соединяющей погружной перфоратор с механизмом подачи, винтового подающего механизма и распорной колонки.

Разработаны десятки конструктивных вариантов буровых агрегатов с погружными пневматическими молотками для бурения взрывных скважин на подземных и открытых горных разработках.

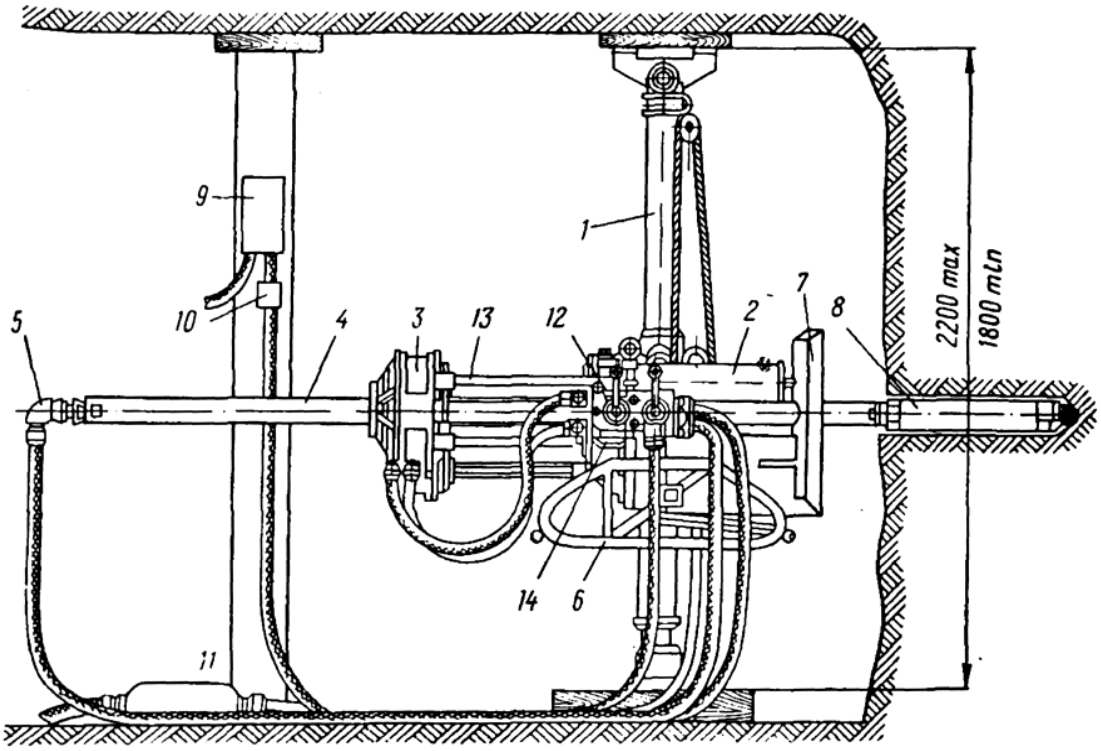


Рис. 1.20. Буровой агрегат для пневмоударного бурения типа НКР-100М:
1 – распорная колонка; 2 – пневматический цилиндр; 3 – зажимной патрон; 4 – буровые штанги; 5 – сальник; 6 – салазки; 7 – щит; 8 – пневмоударник; 9 – магнитный пускатель; 10 – кнопка управления; 11 – автомаслёнка; 12 – пульт управления; 13 – шток автоподатчика; 14 – электродвигатель

В скважине оставлен ударный механизм – пневмоударник, вращательный механизм вынесен из скважины и мощность его значительно увеличена.

При таком конструктивном исполнении пневмоударник с буром получили постоянное вращение, передаваемое через колонну штанг. Величина крутящего момента была увеличена в несколько раз. Однако износ бурового инструмента и энергозатраты на единицу объема разрушаемой породы значительно увеличились.

Наиболее перспективными конструкциями буровых агрегатов с погружными пневмоударниками являются разработанные ИГД СО АН СССР НКР-100М, НИГРИ – ПС-1М, ЦКБ Лениногорского полиметаллического комбината – ЛПС3, ЛПС6. Кроме того, работоспособные конструкции буровых агрегатов разработаны КБ Кыштымского машиностроительного завода, а также институтами Гипрорудмаш, ВНИИБТ, ЦНИИПодземшахтострой, Гипроникель, ЦНИГРИ и др.

1.1.6.1. Конструкция бурового агрегата

Буровой агрегат состоит из следующих основных частей: пневмоударника, става штанг, вращательно-подающего механизма станка и установочного оборудования – колонки или рамы, на которых монтируются все узлы агрегата (рис. 1.20). Иногда в комплект бурового агрегата включают набор пневмоударников различной мощности для бурения скважин разных диаметров от 85 до 150 мм и больше. Технические характеристики буровых агрегатов приведены в табл. 1.7.

Пневмоударник – основной рабочий механизм бурового агрегата. На буровых работах хорошо зарекомендовали пневмоударники П-1-75, МП-3, М-32К, М-48, М-29Т, Ц-150. Известно свыше тридцати конструкций пневмоударников без существенных технико-эксплуатационных преимуществ одних конструкций перед другими. Для унификации конструкций пневмоударников, уменьшения их типоразмеров выполняются работы по созданию размерно-подобных рядов пневмоударников. ИГД СО АН СССР в содружестве с горно-машиностроительными заводами разработаны, испытаны и рекомендованы к серийному производству типовые конструкции пневмоударников П105, П125, П160 и П200. Технические характеристики более распространенных конструкций пневмоударников приведены в табл. 1.8.

Таблица 1.7

Показатели	Буровые агрегаты					
	НКР-100М	ПС-1М	БМН-3А	БМК-150К	БАП-290	«Апатит»
Глубина бурения, м	50	50	50	20	25	20
Число оборотов шпинделя в 1 мин	76	82	78	80	15	до 140
Длина подачи, м	365	250	1100	500	100	неограни-чена
Усилие подачи, кгс	до 600	до 700	до 750	–	–	–
Скорость подачи, м/мин	до 20	до 20	до 25	до 20	До 15	любая
Мощность двигателя, кВт	2,8	2,8	1,7	–	42,7	4,7
Габаритные размеры, мм						
высота	620	600	590	20 000	15 000	8 700
длина	1 500	1 180	1 730	8 000	7 000	7 000
ширина	660	1 000	710	3 000	3 200	2 700
Масса, кг	360	295	200	15 000	18 000	–

Таблица 1.8

Показатели	Тип пневмоударника					
	П-1-75	МП-3	П105	П125	П160	П200
Диаметр коронки, мм	105	105	105	125	160	200
Диаметр пневмоударника, мм	90	92	92	110	140	176
Длина пневмоударника, мм	475	474	605	625	760	900
Масса пневмоударника, кг	14	14,6	20	31	58	110
Расход воздуха, $м^3$/ мин	4,5	6,0	5,7	7,0	12,0	16,0
Энергия удара, кгс·м	7	8,5	9,8	15,5	32	42
Частота ударов в 1 мин	2000	1600	1620	1250	1275	1150
Ударная мощность, л. с.	3,5	3,0	3,5	4,3	9,1	10,7
Тип буровой коронки	БК-105	БК-105	К-105	К-125	К-160	К-200

Первые пневмоударники копировали конструкции отбойных молотков, выпускаемых Ленинградским заводом «Пневматика». В даль-

нейшем конструкции пневмоударников совершенствовались, были созданы высокопроизводительные машины. На рис. 1.21 приведены схемы оригинальных конструкций пневмоударников, созданных в СССР.

На рис.1.21, *а* конструкция решена как пневматический молоток с клапанным воздухораспределением. Сжатый воздух поступает в полость клапанной коробки (*5*), клапаном направляется по каналам в теле цилиндра (*3*) в переднюю или заднюю полость, создавая соответствующее движение поршня-ударника (*4*). В передней части цилиндра находятся бур (*1*), фиксируемый подвижно с помощью шпонки (*2*). Снизу в цилиндр ввинчен переходник на штанги (*6*).

На рис. 1.21, *б* дан пневмоударник с клапанным воздухораспределением. Шариковый клапан (*4*) находится в полости, имеющейся в головке поршня-ударника (*5*). Сжатый воздух по каналу *a* поступает в полость и клапаном (*4*) направляется по каналам *b* и *c* в переднюю или заднюю полость цилиндра (*3*), соответственно перемещая поршень-ударник. Выхлоп отработанного воздуха после хода поршня вперёд производится через канал *d,* а после хода назад – через зазоры, образуемые лысками, сделанными на передней части штока поршня и расточкой в патроне (*2*). В цилиндре пневмоударника имеется автомаслёнка (*6*), насыщающая маслом проходящую струю воздуха, который переносит смазку на все трущиеся элементы конструкции. В патроне подвижно зафиксирован бур (*1*), снизу в цилиндр ввинчен переходник на штанги (*7*).

На рис. 1.21, *в* показан бесклапанный пневмоударник. Роль воздухораспределителя выполняет хвостовик поршня-ударника (*3*). Сжатый воздух по каналу *a* через выточку *в* при заднем положении поршня попадает в заднюю полость цилиндра (*2*), производя ход поршня вперед. В конце хода канал *c* соединится с полостью выточки *в*, сжатый воздух попадет в переднюю полость цилиндра и произойдет ход поршня назад. Выхлоп отработанного воздуха происходит на забой скважины через окна и каналы в корпусе цилиндра. В передней части пневмоударника находится бур. На рис. 1.21, *г* дан также бесклапанный пневмоударник. Сжатый воздух по каналу *a* попадает в полость внутри головки поршня-ударника (*3*), откуда с помощью радиальных каналов и расточек в передней и задней частях цилиндра (*2*) попадает в переднюю или заднюю полости, создавая ход поршня вперед или назад. Отработанный воздух выходит через выхлопные окна, имеющиеся в корпусе цилиндра. В передней головке пневмоударника подвижно фиксируется бур. Нижняя головка служит переходником для штанги.

На рис. 1.21, *д* показан пневмоударник, развивающий большую ударную мощность при сохранении небольшого наружного диаметра. Конструкция выполняется как многокамерная цилиндропоршневая сис-

тема. Количество камер – две и более. На схеме приведена трёхкамерная система пневмоударника, у которой поршень ударник имеет три головки. Увеличение рабочей площади поршня в *n* раз ведёт к увеличению ударной мощности пневмоударника в 1,5 раза. Сжатый воздух распределяется с помощью клапана (*4*), установленного на нижнем торце штока поршня-ударника (*3*), и переходит через каналы, просверленные в штоке и окна *а* и *в*, открытые в передние и задние полости камеры цилиндра (*2*). Пневмоударник имеет автомаслёнку (*5*) и демпфер (*6*). Последний обеспечивает равномерное заранее заданное усилие прижатия буровой коронки к забою скважины.

На рис. 1.21, *е* показан пневмоударник с воздухораспределительным штоком, созданный в ИГД СО АН СССР, который является одной из высокопроизводительных конструкций. Сжатый воздух по каналу *а* через окна в головке поршня (*2*) попадает в переднюю или заднюю полости цилиндра (*3*) и создает движение поршня-ударника. Выхлоп отработанного воздуха происходит через каналы *а* и *d* коронку на забой скважины.

Пневмоударники с буферным циклом, у которых поршень-ударник в конце обратного хода изменяет движение с помощью буферного элемента. Последнее способствует увеличению числа ходов поршня в 1,2–1,4 раза.

Пневмоударник с толкателем представляет собой дополнительный цилиндр с поршнем-толкателем, работающим синхронно с поршнем-ударником.

Для бурения скважин увеличенного диаметра (до 300 мм и больше) разработаны пневмоударные снаряды, представляющие собой спаренные и встроенные пневмоударники.

Разрабатываются конструкции пневмоударников с эластичными воздухораспределительными клапанами. Интерес представляет конструкция пневмоударника, у которого удары по буру наносят поршень и цилиндр поочередно, в этом случае корпус пневмоударника устанавливается в направляющих или соединяется со штангами через гибкий элемент-демпфер.

Вращательно-подающие механизмы буровых агрегатов конструктивно идентичны станкам вращательного бурения и в принципе могут быть использованы для проходки скважин вращательным способом.

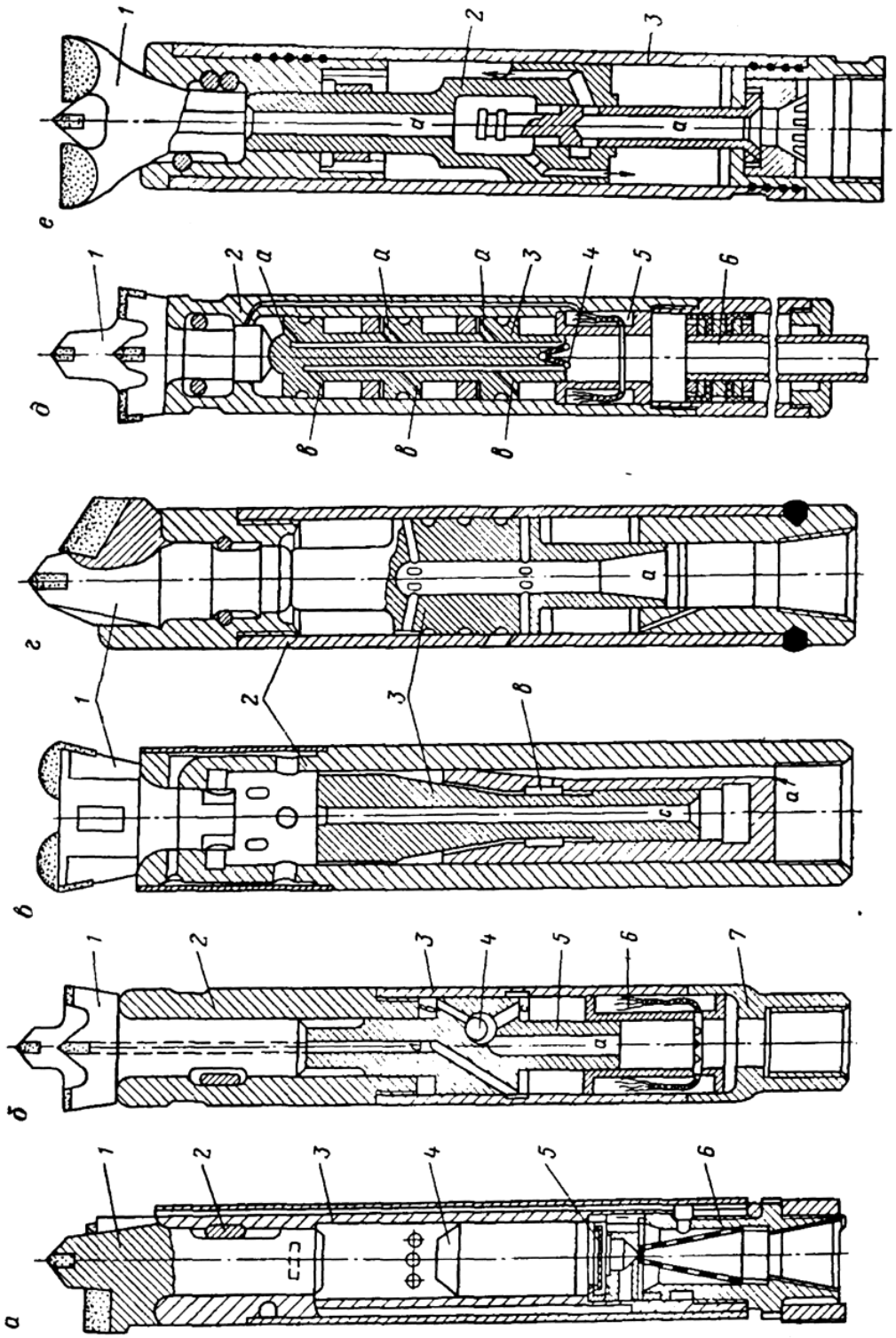


Рис. 1.21. Схемы конструкций пневмоударников

Установочное оборудование в зависимости от его конструкции существенно влияет на эффективность пневмоударного бурения.

Вращательно-подающий механизм в обратном виде может быть установлен на распорных одинарных и сдвоенных винтовых или гидравлических колонках, металлических сварных каркасах и рамах. Буровые агрегаты устанавливают также на самоходные гусеничные, пневмоколёсные и рельсоколёсные тележки.

При бурении с поверхности земли или в карьерах буровые агрегаты монтируют на платформах автомашин, на шасси гусеничных ходовых тележек. При этом устанавливают компрессор и другое оборудование, применяемое при пневмоударном способе проходки скважин, что создает полную автономию работы бурового агрегата.

Распорные винтовые колонки являются основным и к тому же несложным видом установочного оборудования для буровых агрегатов. Конструктивно они аналогичны распорным колонкам, применяемым при перфораторном бурении. Как известно, для устойчивой работы буровой машины требуется, чтобы масса колонки была равна не менее 1,5…2 массам ударной буровой машины. В условиях работы бурового агрегата соотношение, как показывает практика, может быть меньше.

При пневмоударном бурении применяют одинарные и спаренные винтовые распорные колонки. Одинарные нормально работают при небольших усилиях подачи (до 25…30 кН). При значительных усилиях подачи надежнее работают спаренные колонки. На колонке для облегчения грузоподъемных операций устанавливают легкую ручную лебёдку. На некоторых зарубежных конструкциях для облегчения и ускорения этих операций на колонке крепится пневматический домкрат.

Криворожским научно-исследовательским горнорудным институтом (НИГРИ) разработана и изготовлена компактная самоходная гусеничная тележка ТБ1 (рис. 1.22), на которой устанавливается буровой агрегат. Тележка механизирует такие трудоемкие операции, как транспортировку агрегата со всем буровым и вспомогательным оборудованием и оснасткой, а также установку агрегата в рабочее положение.

Ходовая тележка имеет индивидуальный привод к каждой гусенице, что разрешает поворот тележки вокруг собственной оси на ограниченной площади. Мощность ходового двигателя 2,8 кВт, скорость движения 9,6 м/мин. На платформе тележки шарнирно прикреплен кронштейн, имеющий в верхней части хомут для захвата колонки. Кронштейн поворачивается с помощью пневмодомкрата, устанавливая колонку с буровым агрегатом в заданное рабочее положение. Применение самоходной тележки с манипулятором разрешает сократить затраты времени на подготовительно-заключительные операции на 25…30 %.

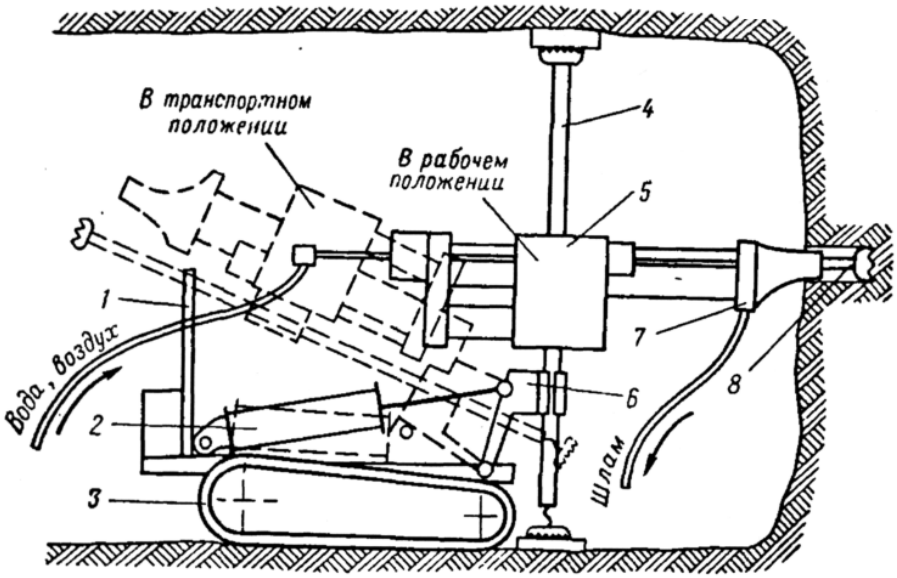


Рис. 1.22. Самоходная тележка для пневмоударного бурения:
1 – опора колонки; 2 – пневмодомкрат; 3 – гусеничная тележка;
4 – распорная колонка; 5 – буровой агрегат; 6 – кронштейн с хомутом;
7 – шламоуловитель; 8 – пневмоударник

Буровой инструмент, его конструкция и особенно рабочие лезвия являются основным, исходным фактором, определяющим физическое содержание и характер процесса разрушения породы на забое скважины. Прочностные показатели рабочих элементов бурового инструмента определяют предельные значения величины энергии удара, развиваемого поршнем-ударником ударного механизма. Конструкция лезвий, их расположение, размеры и форма определяют направление и коэффициент полезного действия сил, разрушающих породу на забое скважины. Удельные затраты энергии на единицу объёма разрушаемой породы зависят от формы буровой коронки. Если при бурении гранита с коэффициентом крепости $f = 10…12$ долотчатой коронкой удельные затраты энергии принять за единицу, то при бурении крестовой коронкой удельные затраты на единицу объёма разрушаемой породы увеличатся в 1,7, а при бурении звёздчатой коронкой даже в 2,2 раза. При бурении долотчатой коронкой с лезвием зубчатой формы, с прерывистым острием удельные затраты на разрушение породы снизятся и составят 0,6 от затрат при бурении долотчатой коронкой.

Буры, или, как их чаще называют, коронки для пневмоударного бурения по форме рабочей части можно разделить на основные группы: долотчатые, крестовые, иксообразные, с опережающим лезвием, кольцевые и комбинированные. Буры изготовляют в основном целые, реже –

разъёмные, состоящие из стержня бура и съёмной коронки, соединяющихся в одно целое с помощью резьб круглой и круглоупорного профилей, а также гладких конусных замков. Хорошо себя зарекомендовали резьбовые замки с нарезкой по конусной поверхности, заимствованные из практики ударно-канатного бурения.

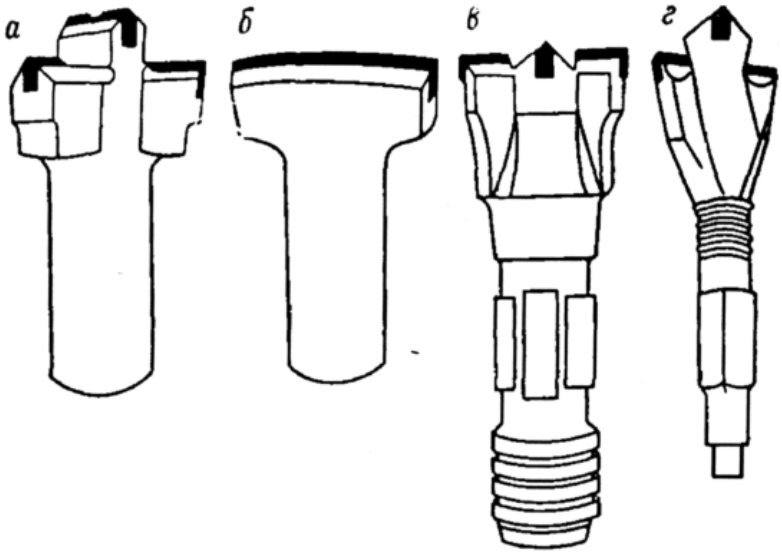


Рис. 1.23. Формы коронок (буров) для пневмоударного бурения:
а – с опережающим лезвием; б – долотчатой формы; в – крестовая;
г – со съёмной коронкой

На рис. 1.23 показаны буры для пневмоударного бурения различной формы. В практике наибольшее признание получили буры типа К-100В (БК-105). Технологичность конструкции этого бура, несложность перезаточек и большая износостойкость послужили основой его распространения. Технические данные основных типов буров (коронки) приведены в табл. 1.9.

Таблица 1.9

Показатели	Пневмоударный буровой инструмент					
	К-17	К-100В	К-105	К-125	К-160	К-200
Диаметр, мм	85	105	105	125	160	200
Длина бура, мм	162	180	155	185	245	380
Хвостовик бура, мм:						
длина	100	110	0	110	140	235
диаметр	42	50	2	62	2	110
Опережающее лезвие, мм:						
диаметр	43	46	–	–	–	–
высота	24	25	–	–	–	–
Угол заточки лезвий, градус	110	110	110	110	110	110
Масса бура, кг	1,85	3,5	3,0	5,6	12,5	16,0

1.1.6.2. Перспективы ударного бурения

Ударный способ бурения является наиболее универсальным, обеспечивающим высокие скорости проходки шпуров и скважин в породах любой крепости.

Скорость ударного бурения горных пород можно повысить за счет следующих основных направлений:

1. Значительного увеличения мощности буровых машин.
2. Доводки до промышленных образцов полнопогружных буровых машин.
3. Комплексной механизации и автоматизации бурения.
4. Совершенствования конструкции и повышения прочностных показателей бурового инструмента.
5. Совершенствования организации буровых работ.

При бурении взрывных скважин и шпуров основными буровыми машинами являются пневматические ударные машины.

1.1.6.3. Увеличение мощности пневматических ударных машин

Скорость ударного бурения прямо пропорциональна величине ударной мощности, развиваемой ударным механизмом буровой машины, умноженной на коэффициент, учитывающий потери мощности при передаче ее на рабочие лезвия бурового инструмента.

Ударную мощность можно определить как произведение энергии удара на частоту ударов в 1 с. Установлено, что частоту ударов можно увеличивать в три – четыре раза без ущерба для долговечности и надежности ударного механизма и износостойкости бурового инструмента. Увеличение энергии удара возможно при соответствующем увеличении прочностных показателей бурового инструмента и ударного механизма.

Ударная мощность, развиваемая пневматическими ударными машинами, может быть записана в виде уравнения

$$N_{\text{уд}} = k\frac{F^{1,5}P^{1,5}s^{0,5}}{m^{0,5}}, \qquad (1.36)$$

где F – рабочая площадь поршня-ударника; P – давление сжатого воздуха; s – ход поршня-ударника; m – масса поршня-ударника; k – коэффициент пропорциональности.

Как видно из формулы, направлениями, ведущими к существенному приросту ударной мощности пневматических ударных машин, перфораторов и пневмоударников, являются:

1. Повышение величины рабочего давления в цилиндре машины.
2. Совершенствование конструкции пневматического ударного механизма, ведущее к увеличению рабочей площади поршня.

3. Снижение потерь ударной мощности при передаче ее на рабочие лезвия бурового инструмента.

Увеличение рабочего давления в цилиндре пневмоударного механизма достигается за счет применения сжатого воздуха повышенного и высокого давления. Теоретически повышение давления воздуха с 0,5 до 1 МПа увеличивает ударную мощность в 2,8 раза, а при повышении до 2 МПа – почти в 8 раз и т. д.

Экспериментальные исследования по применению сжатого воздуха повышенного (до 1,2 МПа) и высокого давления (до 2 МПа) подтвердили приведенные теоретические положения. При бурении обычными серийными перфораторами с применением сжатого воздуха с давлением 1,2 МПа скорость бурения возрастала в три-четыре раза. При этом удельный расход воздуха на бурение одного шпурометра уменьшался в среднем в полтора раза. Снижался также удельный расход бурового инструмента. Отмечалось повышение уровня шума перфоратора на 10…15 дБ, возрастала вибрация. При бурении перфораторами с применением сжатого воздуха и давлением 2 МПа скорость бурения увеличивалась в семь-восемь раз, однако при этом бур и коронки быстро выходили из строя из-за недостаточной прочности. При условии применения для бурового инструмента сталей и сплавов с более высокими прочностными показателями успешное бурение при таких давлениях сжатого воздуха вполне реально. Опыт зарубежных фирм, применяющих при бурении пневмоударниками сжатый воздух с давлением до 3 МПа и выше, доказывает реальность этого пути повышения производительности пневмоударного бурения. Некоторое увеличение среднего рабочего давления в цилиндре пневмоударной машины может быть достигнуто за счет нахождения оптимальных параметров всех элементов конструкции и получения наиболее высокого КПД. Индикаторные диаграммы, полученные при работе различных конструкций пневматических молотков, свидетельствуют о неудовлетворительной работе воздухораспределительных устройств, недостаточных сечений воздухопроводящих каналов и выхлопных окон. Значительные потери давления сжатого воздуха происходят за счет малых сечений каналов в воздухопроводящей арматуре, шлангах, кранах, штуцерах. При замене элементов арматуры на большие сечения среднее рабочее давление в цилиндре пневматического молотка увеличивалось на 15…20 %, соответственно увеличивалась и скорость бурения.

Направление, обеспечивающее рост ударной мощности пневматической ударной машины, изменение её конструктивных элементов. Таким элементом, определяющим величину ударной мощности, развиваемой пневмоударной машиной, являются размеры рабочей площади поршня-ударника. При увеличении рабочей площади в 2 раза мощность возрастет в 2,8 раза, увеличение площади в 3 раза увеличит мощность в 6 раз и т. д. Увеличение рабо-

чей площади поршня можно достичь за счет увеличения диаметра количества головок поршня на одном штоке, работающих в отдельных камерах, или за счёт увеличения количества поршней, наносящих удары по буровому инструменту. При повышении давления сжатого воздуха рост ударной мощности пневмоударной машины происходит одновременно за счёт увеличения частоты ударов и энергии удара. Как было указано, увеличение частоты ударов в 3–4 раза не оказывает существенного влияния на долговечность машины и инструмента. Увеличение энергии удара допустимо до значений, определенных прочностью бурового инструмента и в первую очередь прочностью лезвий буровой коронки. Фактически энергия удара современных перфораторов и пневмоударников уже достигла допускаемого значения, поэтому увеличение мощности при современном буровом инструменте возможно в основном за счёт увеличения частоты ударов. Увеличение частоты ударов при сохранении величины энергии удара можно получить при одновременном увеличении рабочей площади поршня-ударника и таком же уменьшении длины его хода.

Увеличение мощности всех видов производственного оборудования – основная тенденция в машиностроении. Пневматические ударные машины благодаря своим конструктивным особенностям и возможности работать на повышенном и высоком давлении сжатого воздуха создают хорошие перспективы по дальнейшему увеличению мощности этих машин, а следовательно, и увеличению скорости бурения горных пород.

1.1.6.4. Разработка полнопогружных буровых машин

Передача энергии удара на рабочие лезвия через промежуточные элементы ведёт к значительным её потерям.

Пневматические перфораторы, даже наиболее мощные, могут бурить с удовлетворительной скоростью только до небольших глубин, измеряемых метрами. Передача энергии удара через длинную колонну штанг значительно снижает КПД удара. Если принять энергию, развиваемую поршнем-ударником ударной машины за единицу, то уже при глубине 1 м потери будут составлять 0,2, на глубине 5 м – 0,5, а на десятом метре – 0,7. Это обстоятельство обусловливает экономическую целесообразность применения перфораторного бурения только на буровых работах при проходке неглубоких шпуров и скважин.

Перенесение буровой машины в скважину к ее забою является следующим, более высоким этапом в развитии буровой техники.

При перенесении пневматического перфоратора в скважину его конструкция, сохраняя все свои положительные качества, приобретает новые, а именно:

1. Решается проблема бурения глубоких взрывных скважин при высокой и постоянной скоростях бурения независимо от глубины.

2. Решается проблема борьбы с шумом. При работе пневмоударной машины, после входа перфоратора в скважину, работа его становится почти неслышной, что создаёт возможность для неограниченного повышения мощности машины.
3. Бур погружного перфоратора постоянный, небольшой длины, его можно изготовлять из наиболее высококачественных, высокопрочных и износостойких материалов, увеличивая время бурения.
4. Штанги, наращиваемые к перфоратору, мало нагружены, так как не передают крутящего момента и не имеют ударной нагрузки, а поэтому могут изготовляться из недорогих сортов стали.
5. Погружной перфоратор создаёт возможность направленного бурения, что позволяет совершенствовать технологию горных работ.
6. Погружные перфораторы имеют низкую металлоёмкость, не превышающую 2 МПа, что в несколько раз ниже, чем у других буровых машин. Перспективными конструкциями погружных перфораторов являются высокочастотные – с частотой ударов до 5 000–6 000 в 1 мин$^{-1}$ с двумя, тремя или большим числом цилиндров, установленных на демпфер-телескопе и рассчитанных на работу при давлении воздуха до 2…3 МПа. Такие конструкции могут увеличить скорость бурения во много раз.

Применение для изготовления деталей перфораторов высококачественных сталей и новых материалов, новых методов технологии изготовления и упрочнения, в частности пористого хромирования, позволило значительно увеличить срок службы пневмоударных машин. Работы в этом направлении создают возможность изготовления более мощных и более производительных конструкций.

Интерес представляют бесштанговые погружные буровые машины. Разработано несколько конструкций погружных перфораторов, у которых в скважину входит вместе с ним подающий механизм с телескопно-шагающим устройством. Механизм подачи состоит из цилиндра и поршня. Цилиндр имеет пневматические распорки, которые, упираясь в стенки скважины, фиксируют его. Поршень со штоком, на котором крепится перфоратор, подается вперед по мере ухода забоя скважины. После подачи на всю длину происходит расфиксация цилиндра податчика и фиксация корпуса перфоратора пневмораспорками, и цилиндр податчика подтягивается вперед, затем цикл подачи повторяется.

1.1.7. Механизация и автоматизация ударного бурения

Увеличение мощности буровых машин, их массы, возрастание шума и вибрации требует механизации и автоматизации всех операций при бурении. Рекомендации по механизации и автоматизации даны в табл. 1.10.

Таблица 1.10

Наименование операций	Рекомендуемый способ механизации и автоматизации
Подача и реверсирование буровой машины	Применение автоподатчиков, работающих синхронно с буровой машиной, обеспечивая оптимальные условия для работы инструмента (дифференциально-винтовые автоподатчики)
Перестановка буровой машины при бурении веера скважин на место бурения следующей скважины	Применение манипуляторов, установленных на распорной колонне или на буровой тележке. Управление дистанционное или программное
Транспортировка буровой машины со вспомогательным оборудованием и оснасткой	Самоходные тележки на пневмоколесном или гусеничном ходу
Смена затупившегося бурового инструмента. Соединение и разъединение штанг	Применение магазинов и кассет с комплектами штанг и буровых коронок с механизмами подачи, выполнение разъёмно-соединительных операций, приёма штанг и буровых коронок
Смазка всех трущихся пар	Применение автомаслёнок
Очистка забоя скважины от разрушенной породы	Применение радиальных, осевых, промывочных, продувочных или отсасывающих устройств

Максимальный КПД при бурении достигается при условии, что система «буровая машина–бур–забой скважины» занимает определенное, взаимообусловленное положение в пространстве. Бур всегда должен лезвиями касаться забоя скважины, находясь в состоянии покоя или движения вперед. Поршень перфоратора при ходе вперед должен производить удар по хвостовику бура при достижении наибольшей скорости. Последнее требует определенного положения корпуса перфоратора в момент удара, торец поворотной буксы должен соприкасаться с буртом бура. При ходе поршня назад и повороте бура последний не прижимается к забою скважины. Трение лезвий буровой коронки по породе на забое должно быть исключено.

Перечисленные требования можно удовлетворить только при строго фиксированных перемещениях (подаче) перфоратора. Усилие подачи, развиваемое автоподатчиком, прямо пропорционально сумме сил, действующих на корпус перфоратора при ходе поршня вперёд и назад, минус масса корпуса и обратно пропорционально коэффициенту, учитывающему крепость и упругость буримых пород. Полученное значение усилия подачи увеличивается (при направлении оси скважины

выше горизонтали) или уменьшается (при направлении оси бурения ниже горизонтали) на величину произведения массы корпуса перфоратора на синус угла, под которым производится бурение. Следовательно, усилие подачи является величиной переменной, изменяющейся соответственно изменению условий работы перфоратора.

Требованиям, приведенным выше, соответствуют дифференциально-винтовые автоподатчики, получающие вращение на гайку подачи от поворотного механизма перфоратора. При такой кинематической схеме достигается полная синхронность работы всех механизмов: ударного, вращательного и подающего. Из пневматических и гидравлических автоподатчиков наиболее соответствуют условиям работы ударной буровой машины конструкции с противодавлением, создающие некоторую фиксацию корпуса перфоратора во время его работы. Возможно создание моторного автоматического подающего механизма с дифференциально-винтовой подачей. Регулировка усилия подачи возможна в узле крепления гайки в проушине корпуса перфоратора не жестко, а с помощью пружинной фрикционной муфты, рассчитанной на передачу оптимального крутящего момента, соответствующего мощности машины.

Длина подачи автоподатчика должна быть максимальной, соответствующей длине штанги, чем обеспечивается минимум перекреплений её при наращивании.

Механизация перестановки буровой машины относительно плоскости забоя горной выработки наиболее эффективно выполняется манипуляторами. Манипулятор выполняет расфиксацию буровой машины после окончания бурения скважины или шпура, перемещение в пространстве на новое место бурения и жесткую фиксацию в заданном положении. Высокопроизводительная работа буровой машины в значительной мере зависит от степени постоянства в пространстве точки крепления автоподатчика и сохранения постоянного направления оси скважины или шпура при бурении. Указанное требование наиболее качественно выполняют манипуляторы.

Разработаны и выпускаются десятки разнообразных по конструкции и размерам манипуляторы, применяемые в самых различных отраслях промышленности.

Несмотря на многообразие конструктивных решений отдельных узлов манипуляторов, по принципу действия и типу механизма, создающего движение его рабочих элементов, манипуляторы можно разделить на шесть классов:

1. Винтовые манипуляторы.
2. Цилиндро-поршневые манипуляторы.

3. Реечные манипуляторы.
4. Канатные манипуляторы.
5. Электро-соленоидные манипуляторы.
6. Комбинированные манипуляторы.

Высокую эффективность показали цилиндро-поршневые гидравлические и механические винтовые манипуляторы. Они обеспечивают высокую гибкость при маневрировании и во время перестановки, обеспечивая достаточную жесткость при установке машины в рабочее положение.

На рис. 1.24 показана схема манипулятора с винтовыми моторными узлами, механизирующими основные операции при бурении перфораторами.

Манипуляторы могут быть смонтированы на любом ходовом механизме – буровой тележке, электровозе, погрузочной машине и т. п.

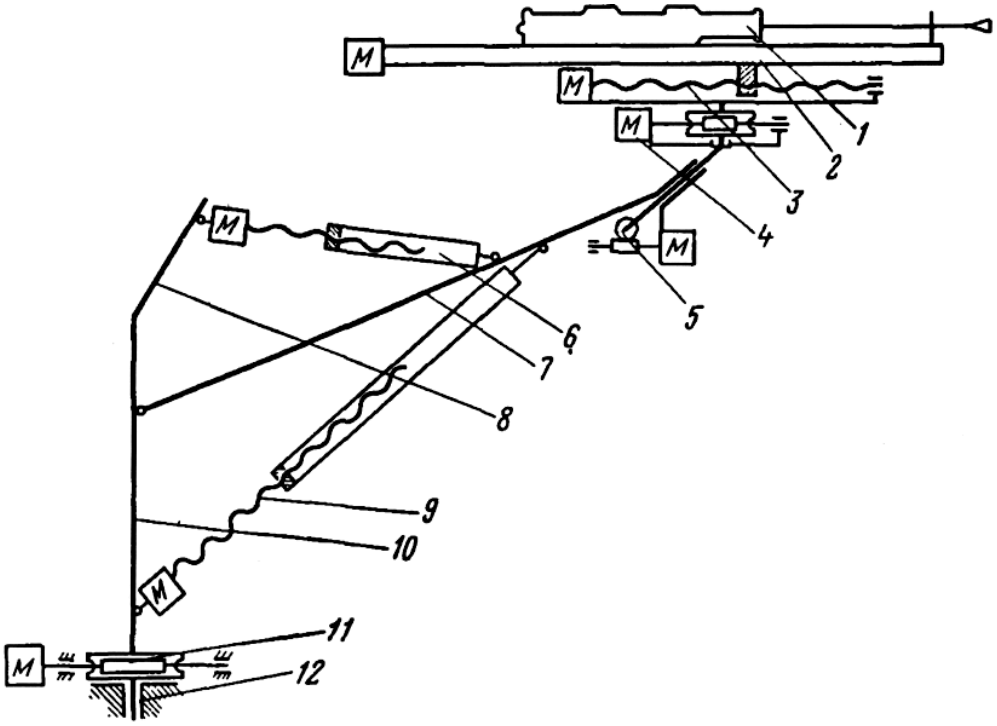


Рис. 1.24. Винтовой манипулятор с механизацией основных операций при бурении: 1 – перфоратор; 2 – автоподатчик; 3 – механизм перемещения автоподатчика вперед или назад; 4 – механизм поворота автоподатчика в горизонтальной плоскости; 5 – механизм поворота автоподатчика в вертикальной плоскости; 6 – винтовой механизм поворота стрелы манипулятора в горизонтальной плоскости; 7 – стрела; 8 – кронштейн; 9 – винтовой механизм подъёма и опускания стрелы манипулятора в вертикальной плоскости; 10 – стойка; 11 – механизм поворота стойки вокруг оси; 12 – корпус установочного оборудования

При разработке новых конструкций буровых машин и оборудования для механизации и автоматизации буровых работ одним из требований является увязка создаваемого объекта с условиями его работы.

Механизация и автоматизация горных работ рационально решается при разработке комплекса машин и оборудования, механизирующих и автоматизирующих все операции, имеющие место при ведении определенного вида горных работ. Комплекс машин должен обеспечивать параллельное или хотя бы параллельно-последовательное выполнение всех операции.

Одной из тяжёлых, занимающих много времени и еще недостаточно механизированных операций при бурении является смена затупившегося бурового инструмента. Решение этой задачи возможно при одновременном усовершенствовании узла соединения буровой коронки со штангой и штанг между собой, а также создания механизма, выполняющего операцию замены затупившейся коронки новой. Рационально такой механизм располагать около устья скважины.

Условием долговечности и надежности машины является качественная смазка всех трущихся пар в конструкции. Автоматическую смазку пневматических машин нетрудно осуществить, используя давление сжатого воздуха. Наличие каналов, подводящих смазку ко всем местам трения при оптимальном её количестве, – обязательное условие нормальной работы машины. Полное удаление разрушенной при бурении породы сразу же после отделения её от забоя и выноса из скважины – одно из условий высокой производительности и увеличения срока службы бурового инструмента и буровой машины. Для очистки скважины или шпура от разрушенной породы часто применяют техническую воду, иногда со специальными добавками, повышающими степень пылесмачивания. Реже применяют очистку скважины или шпура с помощью сжатого воздуха или воздушно-водяной эмульсии. Известны способы удаления разбуренной породы с помощью мыльной пены, отсасывания и др. Подача промывочной жидкости в скважину производится с помощью различных конструкций осевых и радиальных подающих устройств.

Осевое водоподающее устройство находит применение во многих конструкциях пневматических перфораторов и представляет собой трубку-иглу, проходящую сквозь перфоратор и входящую своим концом в канал хвостовика бура. Недостатком этой конструкции является возможность попадания промывочной жидкости внутрь перфоратора и смывание смазки, а также частые поломки конца трубки, входящего в бур.

Радиальные промывочные устройства (рис. 1.25) подают жидкость в канал бура по его радиусу и представляют собой муфты различных конструкций. Промывочная жидкость направляется в бур, минуя перфоратор.

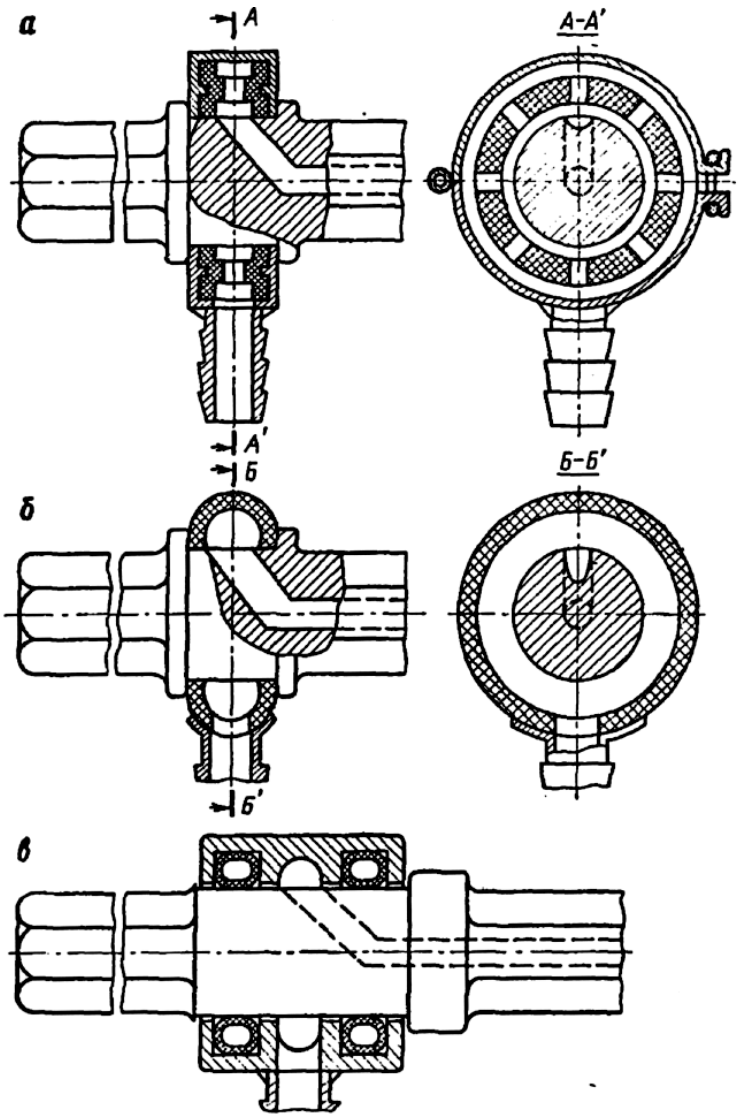


Рис. 1.25. Съёмные промывочные муфты:
а – стальная разъёмная промывочная муфта; б – резиновая промывочная муфта; в – стальная промывочная муфта

Недостатком этих конструкций является необходимость уплотнения в местах сопряжения корпуса муфты и бура, что является своеобразным тормозом трения, загружающим крутящий момент перфоратора. К тому же удары по буру, на который надета муфта, ведут к некоторым потерям энергии удара, а также к снижению долговечности и надежности самой муфты.

Улучшенная конструкция радиального промывочного устройства предложена Криворожским горнорудным институтом. У этого устройства уплотнения устроены на поворотной буксе в патроне перфоратора.

Для удаления разрушенной породы применяют иногда обратную промывку.

1.1.8. Совершенствование бурового инструмента

Разработка высокопроизводительного бурового инструмента возможна при наличии достаточных сведений о сопротивлении породы разрушающему воздействию различных факторов механического, физического или химического характера, действующих в зоне разрушения при бурении.

Определение величины и характера изменения сил, действующих при работе бурового инструмента на забое скважины позволяет совершенствовать аппаратуру автоматического регулирования и управления забойными процессами.

Практика ударного бурения выработала несколько форм бурового инструмента. Опыт ударно-канатного и ударно-штангового бурения создал как наиболее износостойкую и производительную «копытную» форму лезвий головки долота. При ударно-перфораторном бурении пород повышенной крепости более производительными являются буровые коронки с опережающим лезвием при прерывистой, зубчатой форме его острия. Высокие скорости бурения получают также при применении буровых коронок кольцевой формы.

Повышение работоспособности ударного бурового инструмента возможно за счёт суммирования всех приведенных выше положительных качеств в одной конструкции. Применяемые в настоящее время буровые коронки при каждом отдельном ударе разрушают только часть забоя скважины. При долотчатой форме коронки, при ударе, разрушается 10…15 % площади забоя скважины, при крестовой – до 20 %. При условии создания бурового инструмента с лезвиями, разрушающими породу при каждом ударе полностью на всей площади забоя при соответствующем увеличении энергии, передаваемой на инструмент, можно получить увеличение скорости бурения в несколько раз. На рис. 1.26 показана схема ударно-долбёжной буровой коронки, разрушающей при каждом ударе всю поверхность забоя скважины.

На рис. 1.27 приведена схема кольцевой коронки для пневмоударника. Кольцевая коронка крепится к корпусу цилиндра, резцы имеют передний угол, равный минус 15…30°. Эта коронка выбуривает керны.

Совершенствование техники сопровождается совершенствованием организации труда и управления при работе буровых машин. Расположение элементов управления и всех средств труда должно обеспечивать минимальные затраты времени и сил человека при их использовании. Конструкция буровых машин должна учитывать также требования эргономики, технической эстетики, санитарии, гигиены и техники безопасности.

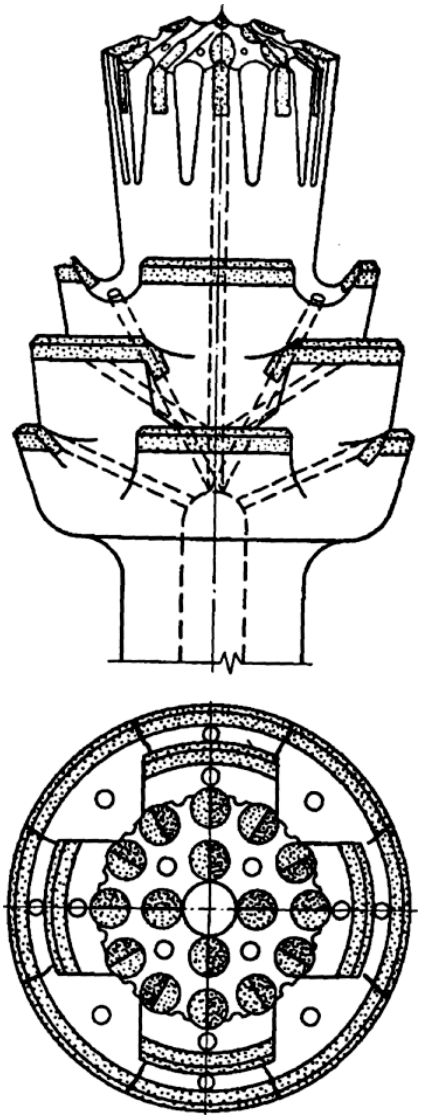


Рис. 1.26. Схема ударно-долбёжной буровой коронки

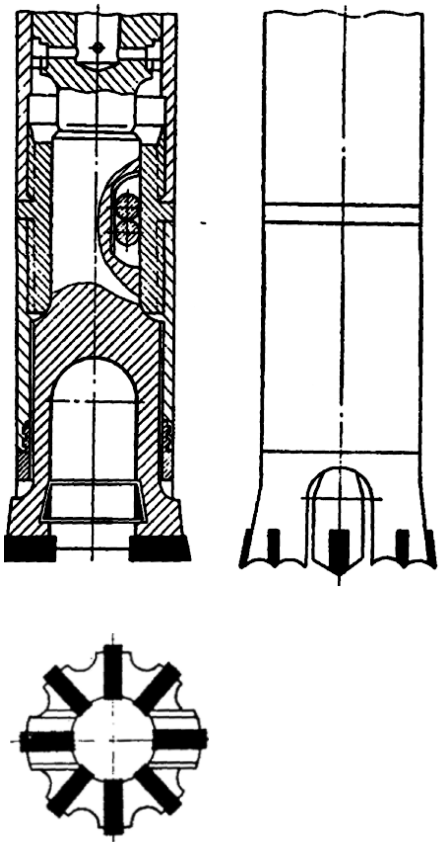


Рис. 1.27. Схема кольцевой буровой коронки для пневмоударного бурения

1.2. Вращательное бурение

При разработке месторождений полезных ископаемых широко применяются вращательные буровые машины. Преимуществом этих машин по сравнению с ударными и ударно-вращательными является значительно меньший шум, пониженное пылеобразование и широкие возможности электрификации и автоматизации процессов бурения.

Для бурения шпуров в мягких породах применяются *электрические, пневматические, гидравлические* свёрла.

Для бурения скважин на подземных и открытых горных разработках применяются станки вращательного бурения, работающие в основном на электрической, реже на пневматической энергии. Большинство конструкций изготовляются самоходными.

В зависимости от рабочих качеств бурового инструмента вращательный способ бурения применяется в различных горно-геологических условиях. Практикой установлено, что буровой инструмент с коронкой и долотами стальными – калёными или наваренными твёрдыми сплавами – обеспечивает удовлетворительные показатели при бурении горных пород с коэффициентом крепости $f < 2$. Коронки, армированные пластинками металлокерамического сплава марки ВК, выгодно применять при бурении пород с $f < 6…8$. При увеличенном осевом усилии (силовое бурение) положительные результаты получены при бурении пород со значением f до 10…12.

Коронки, армированные алмазами, рекомендуется применять при бурении горных пород с коэффициентом крепости f не ниже 8. Стальные шарошечные долота показали удовлетворительные результаты при бурении скважин в породах с f до 6…8. Шарошечные долота, армированные пластинками или зубками металлокерамического твёрдого сплава ВК-15, оказались выгодными при бурении пород с величиной f не ниже 8…10. Дробовое бурение, как менее эффективное и к тому же разрешающее бурить только скважины, направленные вниз, не нашло широкого применения на буровзрывных работах. Одним из основных конструктивных различий у станков вращательного бурения является принцип действия механизма подачи, осуществляющего движение бурового инструмента вперёд и назад и создающего осевое усилие при бурении. Современные конструкции буровых машин имеют гидравлическую, пневматическую, винтовую, кремальерную, цепную или канатную подачи.

1.2.1. Свёрла

Для сверления шпуров в породах невысокой крепости изготовляются вращательные электрические, пневматические и гидравлические свёрла. Практикой установлено, что удовлетворительные технико-экономические показатели можно получить при сверлении пород с коэффициентом крепости $f < 6…8$ и при этом не имеющих включений и прослоек более крепких пород. Свёрла получили наибольшее распространение на буровых работах при разработке угольных и соляных месторождений. Попытки внедрить электросвёрла на шахтах, разрабатывающих металлические руды, не имели успеха. Последнее объясняется тем, что даже мягкие руды неоднородны и часто имеют крепкие прослойки.

Более широкое распространение имеют свёрла с электрическим приводом.

Для бурения шпуров диаметром до 46 мм и глубиной до 2 м применяются ручные электросвёрла с мощностью двигателя до 1,5 кВт. Сверление ими производится с руки или со вспомогательной легкой распорной колонки.

Ручные электросвёрла являются простейшими буровыми машинами, имеющими три основных узла: двигатель, редуктор и рабочий буровой инструмент – бур из витой стали со съёмным резцом-коронкой.

Ленинградский завод «Пневматика» разработал пневмосверло СП-3, предназначенное для бурения шпуров диаметром 36…50 мм с принудительной подачей. Мощность сверла 2,6 кВт, что позволяет его применять в крепких углях и породах средней крепости.

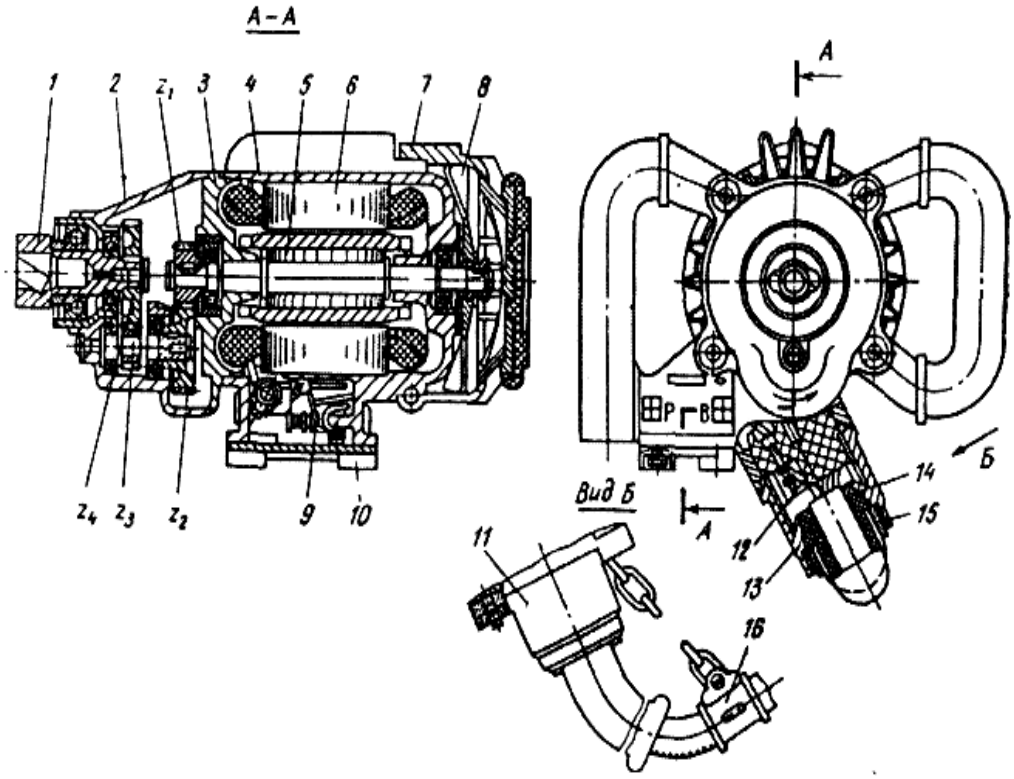


Рис. 1.28. Ручное электросверло типа СЭР-19М:
1 – шпиндель; 2 – передняя крышка; 3 – промежуточная перегородка; 4 – корпус; 5 – электродвигатель; 6 – статор; 7 – затыльная крышка; 8 – вентилятор; 9 – пусковое устройство; 10 – крышка; 11 – ввод кабеля; 12 – колодка из пластмассы; 13 – патрубок; 14 – заглушка; 15 – гайка; 16 – хомут; z_1–z_4 – шестерни

Ведутся работы, направленные на усовершенствование конструкции и повышение эксплуатационных показателей горнобуровых свёрл. Предложены конструкции вращательно-вибрационных свёрл, у которых

бур, кроме вращательного, имеет колебательные движения с частотой 100…500 Гц при амплитуде от 0,5 до 3 мм. Наличие вибрации у бура увеличивает скорость бурения в 1,5–2 раза. Во избежание вредного воздействия на бурильщика, ручки, за которые удерживается сверло при бурении, крепятся к рамке, соединяющейся с корпусом, через амортизирующий узел.

В породах мягких и средней крепости применяются ручные электросвёрла массой до 20 кг. Диаметр бурового наконечника обычно не превышает 46 мм, а глубина шпуров − 3 м (рис. 1.28). Из практики бурения ручными электросвёрлами сменная производительность бурильщика по углю 80…120 м шпуров (максимальная − 250 м).

Ручные электросвёрла с принудительной (механической) подачей применяются при бурении шпуров в породах с f = 3…5. Принудительная подача создаётся с помощью распорной колонки, установленной и раскрепляемой у забоя. К ней прикрепляют конец стального каната диаметром 3 мм, второй конец которого закреплен на барабане, встроенном в корпусе редуктора электросверла. При включении механической подачи барабан, вращаясь, натягивает канат, создавая дополнительное усилие на буровую штангу и резец до 2,2 кН.

Ручные пневмосвёрла предназначены для бурения шпуров в условиях, опасных по взрыву газа или пыли. Для бурения шпуров по углю и слабым сланцам применяют ручные пневмосвёрла с приспособлением для установки на пневмоподдержке. Свёрла СР-3М и СР-ЗБ имеют приспособление для бурения с промывкой.

Колонковые электросвёрла предназначены для бурения горизонтальных и наклонных шпуров в породах средней и выше средней крепости (f < 12), диаметром до 50 мм и глубиной до 5 м. Колонковые свёрла – более мощные бурильные машины (масса 100…120 кг, мощность двигателя от 2,5 до 5 кВт). Их устанавливают на колонках, манипуляторах или буровых каретках. Они состоят из двухскоростного электродвигателя, редуктора, механизма ручного управления и автоматизированного подающего устройства. Применяют винтовые (ЭДШ-2, ЭДП-20 и СЭК-1) и гидравлические (ЭБГ, ЭБГП-1 и ЭБПЛ-2У5) механизмы подачи.

Схема работы электросвёрл следующая: асинхронный электродвигатель имеет две скорости с частотой вращения 24 и 48,3 $с^{-1}$, работает от трёхфазного тока напряжением 380 В. Вращение шпинделю с патроном от электродвигателя передается через систему шестерен и втулку. Осевое усилие и подача шпинделя назад в электросвёрлах с дифференциально-винтовой подачей осуществляются за счёт гайки, промежуточного валика, шестерни и кулачковой муфты. Гайка вращается быстрее шпинделя и заставляет его выдвигаться вперед. Для подачи шпинделя назад оттягивают ручку, выводят

кулачковую муфту переключателя из зацепления. Вращение валика и гайки прекращается, а шпиндель, продолжая вращаться, подается назад, так как нарезка резьбы левая. Максимальная длина хода шпинделя 870 мм.

Таблица 1.11

Техническая характеристика электросвёрл

Тип	ЭР14Д-2М	ЭР18Д-2М	ЭРП18Д-2М	СЭГ-19М
Эффективная мощность электродвигателя, кВт	1	1,4	1,4	1,2
Сила тока, А	9,2	10,3	10,3	10,1
Частота вращения ротора, мин$^{-1}$	2760	2760	2760	700
Номинальный крутящий момент на шпинделе, Н·м	10,82	20,31	40,82	35
Основные размеры, мм:				
длина	380	395	460	370
ширина	316	316	316	318
высота	248	248	248	300
Масса, кг	16,5	18	24,5	18

В электрическом буре ЭБГП-2У5 (с гидроподачей и перехватом) после углубки шпура на длину хода гидроподатчика (900 мм) раскрепляют зажимной патрон и освобождают буровую штангу. Поршни с траверсой и шпинделем подаются назад. Затем снова закрепляют зажимным патроном штангу и продолжают бурение. Усилие подачи регулируется плавно в диапазоне 0…15 кН на ходу. Производительность бурения электрическим буром на 20…25 % выше, чем при бурении электросверлом СЭК-1.

Электросверло с длинноходовым податчиком ЭДП-20 отличается от ручных электросвёрл наличием механической подачи. Ход сверла на податчике – 2 м. Применяются при бурении шпуров в мягких породах.

1.2.2. Колонковые свёрла

Колонковые свёрла являются более мощными буровыми машинами с двигателем от 2,5 до 5 кВт. Применяются они при сверлении шпуров диаметром до 50 мм, глубиной до 5 м в породах с $f < 10$.

Кинематические схемы основных конструкций колонковых электросвёрл приведены на рис. 1.29.

У свёрл с винтовой подачей (рис. 1.29, *а)* вращательное движение от двигателя (*6*) через редуктор, имеющий шестерни z_1, z_2, z_3, двойную шестерню z_4, z_5, z_6 передаётся на вращательную втулку (*1*). Последняя со-

прягается с подающим винтом (*2*) с помощью трёх скользящих шпонок. Подающий винт, получая вращательное движение, имеет свободу возвратно-поступательного движения. На переднем конце винта имеется патрон (*4*) для крепления в нем бура. Подача и реверсирование винта с буром производится с помощью подающей гайки (*3*), получающей вращательное движение через шестерни z_7 и z_8 от двойной шестерни z_4–z_5, сидящей свободно на валике (*5*), через кулачковую муфту (*7*), сопрягающуюся с валом с помощью скользящих шпонок и управляемую устройством (*8*).

У свёрл с гидравлической подачей (рис. 1.29, *б*) вращательное движение от электродвигателя (*4*) передается через редуктор на втулку (*8*) и на шпиндель (*7*) с патроном (*6*) для крепления бура. Шпиндель имеет две скорости вращения, включаемые с помощью реечного устройства (*5*) и рукоятки. Подача и реверсирование шпинделя производится с помощью гидравлического устройства, состоящего из поршня (*10*), шток которого соединен со шпинделем, и неподвижного цилиндра (*9*).

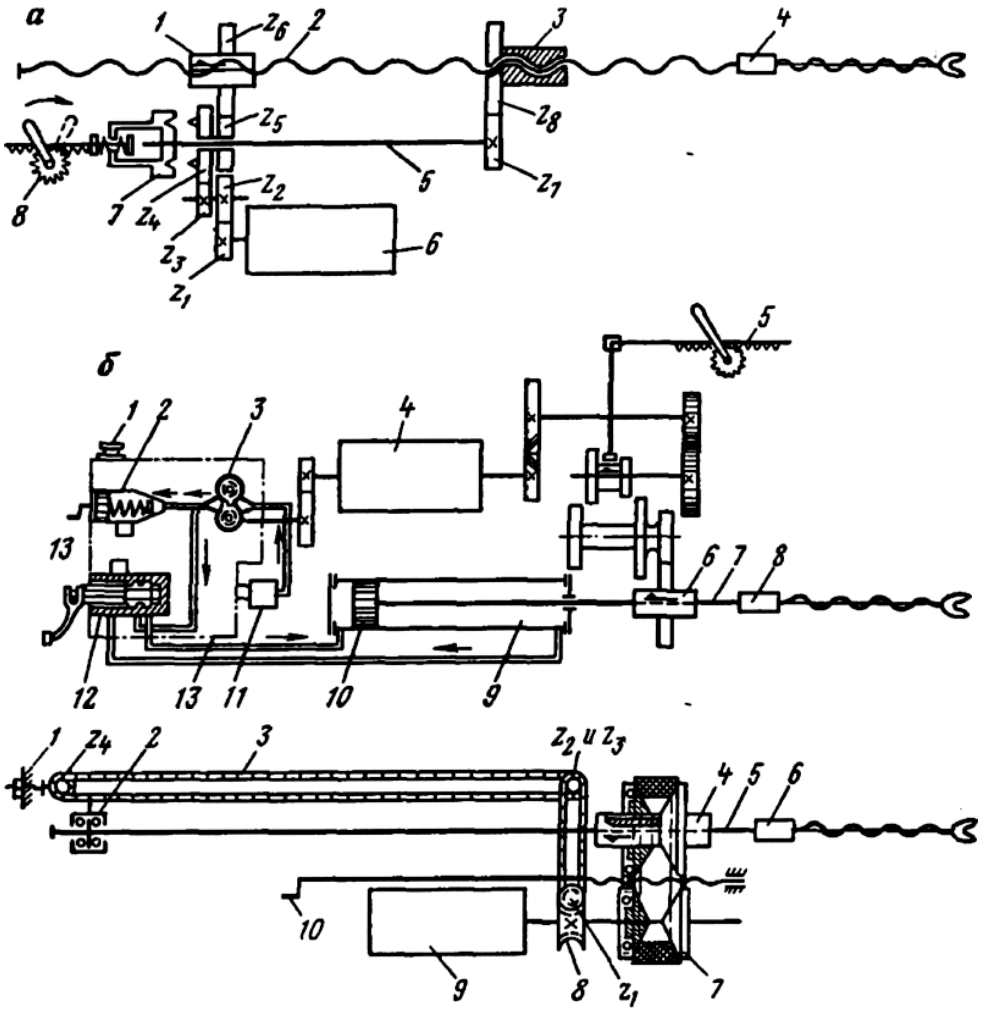


Рис. 1.29. Кинематические схемы свёрл:
а – с винтовой подачей; б – с гидравлической подачей; в – с цепной подачей

Давление масла в гидросистеме создается с помощью гидронасоса (*3*), работающего от двигателя (*4*), и регулируется клапаном (*2*). При питании маслом задней полости цилиндра производится подача вперед, при питании передней полости – реверсирование бура. Управление выполняется золотником (*12*). Масло закачивается из бачка (*13*) через фильтр (*11*). Заполнение бачка производится через отверстие, закрываемое пробкой (*1*).

Томским электромеханическим заводом (ТЭМЗ) в содружестве с кафедрой горных машин Томского политехнического института были созданы и испытаны длинноходовые электросвёрла с увеличенным ходом подачи, за счёт чего уменьшаются затраты времени на вспомогательные операции. Длинноходовые электросверла типа ЛДС-2, ЭДП-14 и ЭДП-20 по сравнению с серийными конструкциями показали увеличение сменной скорости бурения пород с f = 4…6 в 1,5–2раза. Регулирование числа оборотов шпинделя от 100 до 1000 об/мин производится рукояткой (*10*) с помощью винтового устройства, раздвигающего и сближающего шкив. При бурении машина монтируется на распорной колонке или раме.

При бурении шпуров в гидрошахтах, имеющих напорные гидромагистрали, применяются свёрла с гидроприводом, представляющим собой гидравлическую турбину. Вращательное движение турбины передается патрону сверла через планетарный редуктор. Гидросвёрла имеют плавную регулировку скорости вращения бура, бесшумны и безопасны в работе.

На угольных шахтах колонковые электросвёрла применяют для бурения разведочных скважин глубиной до 50…60 м. При этом обычный спиральный бур заменяется легкими бурильными трубами диаметром 33,5 мм и колонковым снарядом с кольцевой коронкой, армированной пластинками сплава ВК-8. Бурение ведётся с промывкой скважины водой через сальник радиального типа, установленный на первой трубе, закрепленной в патроне сверла.

Отечественные заводы серийно выпускают ручные и колонковые электросвёрла мощностью от 1 до 5 кВт. Колонковые электросвёрла имеют тенденцию дальнейшего увеличения мощности. Применение гидравлических подающих механизмов и гидропередач вращательного движения на шпиндель сверла создают возможность оптимизации режимов бурения и применения программного управления.

Увеличение мощности электросвёрл потребовало механизации и автоматизации вспомогательных операций. Разработано несколько конструкций манипуляторов для электросвёрл, устанавливаемых на ходовых тележках погрузочных машин или на специальных самоходных тележках (конструкция Гипрорудмаш). Подобные конструкции нашли применение и в зарубежной горной практике (тележки фирмы «Секома Холмей» и др.).

1.2.3. Станки с гидравлической подачей

При разработке месторождений подземным и открытым способом для бурения неглубоких взрывных скважин наиболее широкое применение нашли станки с гидравлической подачей, которая обеспечивает плавность и любую скорость перемещения бурового снаряда при бурении, разрешает развивать осевое усилие до нескольких десятков тонн. Станки с гидравлической подачей могут бурить любым типом бурового инструмента – шарошечными долотами, долотами и коронками, армированными твёрдым сплавом, алмазными и дробовыми коронками.

Для работы в подземных условиях буровые станки с гидравлической подачей находят применение при бурении разрезных, вентиляционных и других скважин увеличенного диаметра.

На рис. 1.30 приведена кинематическая схема станка вращательного бурения с гидравлической подачей для работы в подземных условиях. Вращательное движение на буровые штанги (*20*) передается от двигателя (*11*) через гибкую муфту (*12*), редуктор (*13*), вал (*14*), кулачковую муфту (*15*), коническую зубчатую передачу z_5; z_6 на вращающуюся втулку (*16*), с которой подвижно, через скользящие шпонки сопрягается шпиндель (*17*). В патроне (*18*), установленном на шпинделе, крепятся штанги (*20*) с буровым сальником (9) несущие внизу долото (*19*).

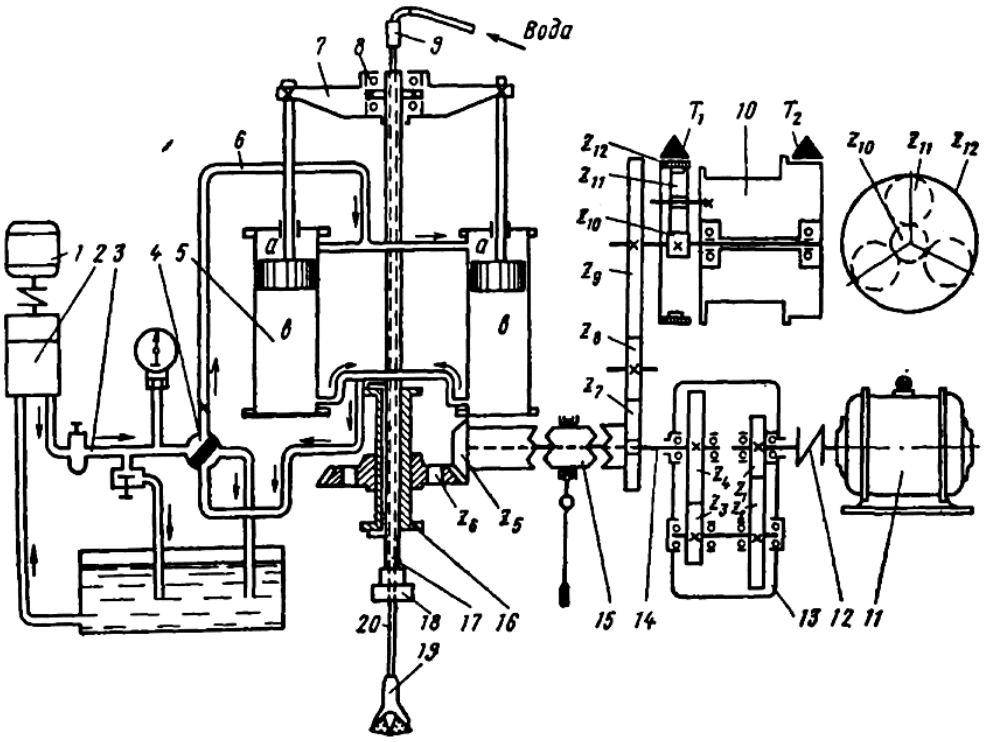


Рис. 1.30. Кинематическая схема станка вращательного бурения с гидравлической подачей

Подача осуществляется с помощью гидросистемы, состоящей из двух цилиндров (*5*) с поршнями, штоки которых жестко крепятся в траверсе (*7*). Последняя сопрягается со шпинделем через шарикоподшипниковый узел (*8*).

Давление масла в гидросистеме создается насосом (2), получающим вращение от двигателя (*1*), через систему маслопроводов (*3, 6)*

В зависимости от положения пробки крана *4* масло направляется в верхнюю *a* или нижнюю *b* полости цилиндров, создавая соответствующее движение шпинделя.

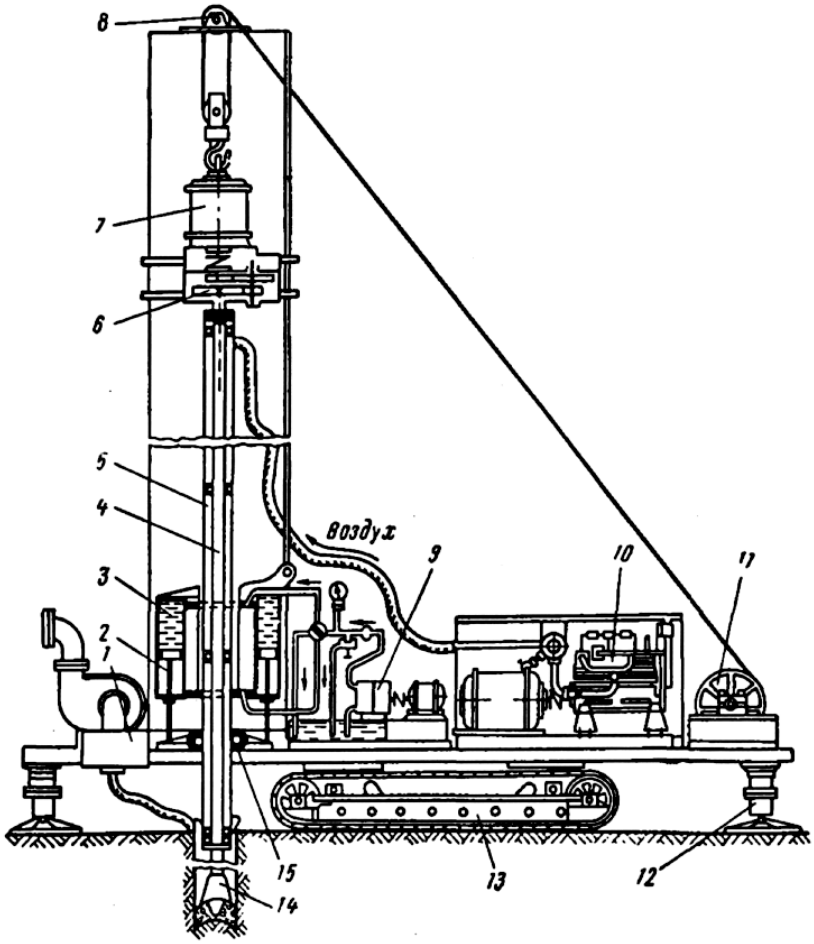


Рис. 1.31. Схема станка вращательного бурения с гидравлической подачей на гусеничной ходовой платформе

Для облегчения спуско-подъёмных операций при бурении установлена лебёдка (*10*). Вращательное движение на барабан лебёдки передается от двигателя (*11*) при переключении муфты (*15*) вправо через шестерни z_7, z_8, z_9 и планетарный редуктор z_{10}, z_{11}, z_{12}. Оси сателлитов закреплены в корпусе барабана лебедки. При включении тормоза T_1, тормозящего венцовую шестерню планетарного редуктора, осуществляется вращение барабана. Тормоз T_2 служит для притормаживания барабана при спуске бурового снаряда.

На открытых горных работах для бурения взрывных скважин применяются несколько конструкций самоходных буровых станков с гидравлической подачей. Технические характеристики станков вращательного бурения СБШ-250, СБШ-320, СБШ-250МН даны в табл. 1.12.

На рис. 1.31 приведена принципиальная схема станка вращательного бурения с гидравлической подачей на гусеничной ходовой платформе (*13*) для бурения в условиях открытых горных работ.

На раме, сваренной из стального швеллерного проката, размещается всё основное оборудование: компрессор (*10*), вырабатывающий сжатый воздух для продувки скважины и очистки её от штыба; масляный насос (*9*), создающий давление в гидросистеме станка, и пылеотсасывающий агрегат (*1)*, имеющий вентилятор и специальное пылегасящее устройство. К раме крепится стальная мачта, внутри которой находится двигатель бурового механизма (*7*) с редуктором (*6*), буровой став, состоящий из вала (*4*), передающего вращательное движение на рабочее долото (*14*), и трубы (*5*), являющейся как бы кожухом вала. В нижней части мачты размещён гидравлический подающий механизм, имеющий два гидравлических цилиндра (*3*). Концы штоков поршней (*2*) закреплены в корпусе зажимного патрона (*15*), подающего буровой став вниз и вверх. На верху мачты находится талевая грузоподъёмная система (*8*), работающая от лебёдки (*11*). При бурении рама устанавливается на домкраты (*12*).

Таблица 1.12

Показатели	Тип станков		
	СБШ-250	СБШ-320	СБШ-250МН
1	2	3	4
Диаметр скважины (долота), мм	243; 269	320	243; 269
Глубина бурения, м	До 32	До 40	До 32
Габаритные размеры, м:			
длина станка в рабочем положении	7,82	10,2	8,625
длина с опущенной мачтой	14,25	19,5	14,87
высота с поднятой мачтой	14,45	22,8	15,31
высота с опущенной мачтой	5,0	7,0	5,595
Масса, т	60	120	60
Скорость подачи, м/мин	0,75	7	1,0
Длина подачи, м	8,0	17,8	8,0
Осевое усилие, тс	0…30	0…60	0…30
Скорость вращения долота, об/мин	81; 157	–	30…150
Обслуживающий персонал, чел	3	2	2

1.2.4. Станки с пневматической подачей

Станки вращательного бурения с пневматической подачей применяются в подземных условиях, имеют малые габариты и легко разбираются на отдельные транспортабельные узлы массой до 50 кг. Станки этого типа работают при давлении сжатого воздуха до 0,6…0,7 МПа и развивают сравнительно небольшие усилия подачи, обычно не превышающие 1 тс. Пневматические станки эксплуатируются с твёрдосплавными и алмазными долотами и коронками. При бурении вниз можно применять дробовой снаряд и шарошечные долота. В последнем случае увеличение нагрузки на шарошечное долото достигается за счёт применения утяжеленных штанг (утяжеленный низ колонны штанг). Горная порода, разрушаемая при бурении, удаляется при помощи промывки водой и продувки воздухом. В последнем случае обязательно применение пылеподавляющих средств.

Буровые станки с пневматической подачей изготовляются с высокой точностью, поэтому для сохранения их работоспособности требуется качественная и непрерывная смазка всех трущихся пар машин. Применение вместо гидравлических подающих механизмов, расходующих дорогостоящее масло, механизмов, работающих на сжатом воздухе, экономически выгодно. Намечено применение пневматических подающих механизмов, работающих при значительно более высоких давлениях воздуха.

1.2.5. Станки с винтовой подачей

Станки вращательного бурения с винтовой (дифференциально-винтовой) подачей применяются в основном на подземных горных работах. Особенно широкое распространение они имеют в горнорудной промышленности США и Швеции. Легкие станки с винтовой подачей развивают осевое усилие до 1…2 т. Бурение этими станками ведётся в основном твёрдосплавными коронками, армированными сплавами ВК-6 или ВК-8 и алмазными коронками. Более тяжёлые буровые станки с винтовой подачей развивают осевое усилие до 3…5 т. Удаление разбуренной породы производится промывкой скважины водой или продувкой сжатым воздухом. Винтовая подача является наиболее надёжной, обеспечивает жёсткое прижатие бурового инструмента к забою скважины, за счёт чего относительный износ рабочих лезвий долота меньше, чем при других видах подачи.

1.2.6. Станки с кремальерной подачей

Станки вращательного бурения с кремальерной подачей (немеханизирована и приводится в движение вручную) применяются в основном в шахтных условиях. Осевое усилие, развиваемое кремальерной

подачей, обычно не превышает 500 кг. Бурение ведётся дробью, твёрдосплавными коронками и долотами (возможно бурение алмазными коронками). Удаление разбуренной породы из скважины производится с помощью промывки водой.

1.2.7. Перспективы вращательного бурения

Главной перспективой в области вращательного бурения – повышение производительности труда и снижение себестоимости буровых работ. Решение этой задачи возможно по следующим основным направлениям:

- изыскание и применение более эффективных режимов бурения, повышающих механическую скорость проходки взрывных скважин;
- увеличение потока энергии, передаваемой на рабочий инструмент бурового снаряда;
- механизация и автоматизация основных и вспомогательных операций при бурении, обеспечивающих возможность многостаночной работы; разработка многошпиндельных агрегатов для параллельного бурения веера взрывных скважин;
- повышение стойкости породоразрушающего инструмента, создание самозатачивающегося инструмента;
- применение для вращательного бурения взрывных скважин погружных буровых машин.

Увеличение механической скорости бурения и повышение износостойкости бурового инструмента может быть достигнуто при включении в систему факторов, действующих на забое скважины при вращательном бурении, дополнительного действия вибраций и увеличенного усилия подачи (осевого усилия), действующих на рабочий наконечник бурового снаряда. При вращательном бурении горных пород существует ряд источников возбуждения колебаний, которые, согласно принципу суперпозиции, будут складываться. Как показали наблюдения за работой снаряда ВКС-1, основными источниками крутильных колебаний являются: неоднородность механических свойств породы на забое скважины, наличие остаточных деформаций породы, неоднозначность коэффициента трения в зависимости от скорости движения сопряженных поверхностей (релаксационные явления). Поэтому при передаче крутящего момента через упругий элемент от вращателя, движущегося с постоянной угловой скоростью к породоразрушающему инструменту, последний будет совершать пульсирующие движения. При этом изменяется характер воздействия резцов на забой. Реактивный момент сил сопротивления забоя вызывает вначале крутильную деформацию упругого звена с накоплением в нём потенциальной энергии. Вследствие хрупко-

го разрушения забоя режущая кромка в начальный период будет скользить по забою с угловой скоростью, большей, чем угловая скорость вращателя. По мере нарастания сил сопротивления скорость её будет уменьшаться. Как показали опыты, даже при смоченных поверхностях твёрдого сплава и породы между силой трения и относительной скоростью перемещения существует нелинейная зависимость – с увеличением скорости сила трения уменьшается. После перехода положения равновесия скорость резца начнёт уменьшаться, а крутящий момент увеличиваться за счёт возрастания сил сопротивления и сил трения при уменьшении скорости. Упругое звено начнет закручиваться, накапливая потенциальную энергию, после чего процесс повторится и снаряд будет совершать крутильные колебания. Экспериментальная проверка вибросилового режима при бурении пород крепостью $f = 10…12$ с применением виброколонкового снаряда ВКС-1 на станке с винтовой подачей ВСЗ, развивавшем осевое усилие до 3 т, была установлена возможность повышения скорости бурения в два раза, а стойкости буровой коронки – в полтора раза по сравнению с силовым режимом бурения.

Количество горной породы, разрушаемой в единицу времени при бурении, прямо пропорционально количеству энергии, которая поступает на лезвия резцов в зону приложения разрушающих сил за это же время. Поэтому одним из основных направлений повышения скорости бурения можно считать максимально возможное увеличение потока энергии, направляемого на породоразрушающий инструмент.

Увеличение мощности вращающего и подающего механизмов буровых станков ведёт к увеличению их производительности. Однако при этом увеличиваются масса и габаритные размеры узлов машины, бурильных труб и вспомогательного инструмента. Последнее требует решения вопросов, связанных с механизацией, а в дальнейшем и с автоматизацией всех основных и подготовительно-заключительных операций при бурении. Механизация и автоматизация работы станков создаёт возможность параллельного обслуживания одной бригадой двух и более станков. Опыт многостаночного обслуживания, имеющийся в Криворожском бассейне, Лениногорском полиметаллическом комбинате и на Уральских рудниках, свидетельствует о возможности повышения производительности труда на буровых работах за счёт этого не менее, чем в два-три раза.

При конструировании станков для проходки взрывных скважин должна учитываться возможность одновременной работы бригады на двух, трёх и более станках.

При современных системах очистной выемки полезных ископаемых с применением глубоких взрывных скважин чаще всего приходится бурить веер скважин, расположенный в вертикальной плоскости, от направ-

ленных вниз до направленных вверх (от 180 до 360°). Иногда веер скважин может быть расположен в горизонтальной или наклонной плоскости. Бурение всех скважин веера в основном производится с одного места. Таким условиям наиболее соответствовали бы станки с двумя, тремя и более шпинделями, работающими независимо друг от друга. Первые работы по созданию таких станков начаты институтом Гипрорудмаш.

Наиболее нуждаются в механизации подготовительно-заключительные операции (смена бурового инструмента, наращивание штанг, перестановка на новую скважину и другое), удельный вес которых в общем времени работы бригады занимает 40…60 %. Увеличение механической скорости бурения станка в два раза увеличивает производительность труда только в 1,2…1,3, а механизация вспомогательных операций, разрешающая обслуживание хотя бы двух станков (двух шпинделей), приведёт к повышению производительности труда примерно в два раза.

Установкой станка на самоходную тележку механизируется операция транспортировки. Перспективными, отвечающими условиям горных работ являются гусеничные тележки с индивидуальным приводом для каждой гусеницы. Такая конструкция разрешает делать поворот вокруг вертикальной оси гусеничного хода на самой минимальной площадке.

При бурении взрывных скважин, в большинстве случаев пересекающих породный или рудный массив на глубине 20…30 м, физико-механические свойства горных пород изменяются в сравнительно небольших пределах. Соответственно оптимальные значения величин, слагающих режим бурения, – усилие подачи, крутящий момент, окружная скорость, интенсивность промывки (продувки) – не потребуют особенно точной корректировки при бурении.

Режим бурения должен существенно меняться при изменении диаметра скважины и при переходе на другой тип породоразрушающего инструмента. Этим условиям наиболее отвечает принцип разработки и изготовления специализированных конструкций буровых станков, предназначенных на определенный тип бурового инструмента (твёрдосплавный, алмазный, шарошечный), с учётом требований эксплуатации в заданных горнотехнических условиях. Однако любой современный буровой станок должен разрешать хотя бы в небольшом диапазоне регулировку величин: усилия подачи, развиваемого механизмом подачи; скорости вращения бурового снаряда и крутящего момента, развиваемых вращателем. При таком положении работы, выполняемые в области создания аппаратуры, автоматически поддерживающей заданный оптимальный режим бурения, получат правильное и более эффективное решение.

Повышение качества бурового инструмента, его надежности и долговечности, при умеренной стоимости, является основой перспективного развития вращательного способа бурения горных пород. Значительный интерес представляют новые материалы, обладающие высокой сопротивляемостью абразивному износу. Перспективным является дальнейшее совершенствование алмазного бурового инструмента, в том числе импрегнированных алмазных коронок. При проходке скважин малого диаметра (36…59 мм) более высокие показатели получают при бурении сплошным забоем. Экономический эффект можно получить при условии разработки специализированного алмазного инструмента, конструкция которого рассчитана на горные породы, имеющие определённые физико-механические свойства, и увязана с параметрами оптимального режима бурения, создаваемого специализированной буровой машиной. Производительность твёрдосплавного бурового инструмента определяется качеством материала и конструкцией резцов буровой коронки (долота). Нужны новые более износостойкие твёрдые сплавы и материалы, обладающие высокими и стабильными технико-эксплуатационными качествами в соответствии с требованиями установленных стандартов, более совершенные конструкции буровых коронок, которые разрушали бы большую часть породы более крупными кусками. Этого можно достичь при нарезании на забое скважины отдельных узких канавок с оставлением гребешков породы, сламываемых потом крупными кусками. Количество прорезаемых канавок определяется в зависимости от крепости породы и диаметра коронки.

Резцы из твёрдого сплава марки ВК наиболее надежно работают при условии действия разрушающей силы по направлению, создающему в теле резца деформацию сжатия. Таким условием наиболее отвечают резцы с отрицательным передним углом. Чем крепче порода, тем ниже должна быть окружная скорость вращения бурового снаряда, больше осевое усилие и толще сминаемый слой породы.

Наличие значительных сил трения, действующих при вращательном бурении, вызывает интенсивный износ – затупление резцов коронки, смена которой ведёт к большим потерям рабочего времени.

Разработка мероприятий, замедляющих затупление резцов, а возможно и использующих силы трения для самозатачивания лезвий резцов, является перспективной.

Значительное влияние на коэффициент трения резцов буровой коронки оказывает шлам или штыб, образующийся при бурении.

При промывке скважины водой характер взаимодействия её с разрушаемой породой определяет свойства шлама. При бурении гранитов разрушенная порода образует с водой механическую взвесь, при этом

коэффициент трения буровой коронки подчиняется законам сухого трения. При бурении гематитовых пород и руд образуется как бы коллоидный раствор, коэффициент трения буровой коронки в этом случае, в зависимости от величины окружной скорости и усилия подачи, подчиняется законам жидкого или полужидкого трения. Некоторые породы вступают в химические реакции с промывочной жидкостью, соответственно влияя на характер и величину коэффициента трения. Выбор промывочной жидкости должен производиться с учётом возможного влияния на силы трения и износ бурового инструмента.

Продувка скважин сжатым воздухом обеспечивает некоторое повышение стойкости твёрдосплавного бурового инструмента за счёт более интенсивного охлаждения, однако этот способ удаления разбуренных частиц породы ещё недостаточно исследован.

Перспективными являются погружные вращательные буровые машины. Перенос машины в скважину, непосредственно к её забою, имеет следующие преимущества:

1. Отпадает потребность вращения длинной колонны труб, за счёт чего снижается расход энергии на вращение труб.
2. Создаётся возможность более гибкого, направленного бурения скважин.
3. Улучшаются условия труда на рабочем месте, после спуска буровой машины в скважину значительно снижается уровень шума.
4. Упрощается конструкция бурового оборудования. Создаётся возможность конструирования многошпиндельных машин.
5. Меньшая нагрузка на колонну бурильных труб значительно увеличивает срок их службы.

Создаются условия для применения гибких, цельных штанг-канатов, наматываемых на барабан. Пустотелый канат-штанга будет служить для спуско-подъёмных операций, а также для подачи энергии к приводу погружного вращателя и воды или воздуха для удаления разбуренной породы. Технико-экономические показатели, полученные при электробурении, свидетельствуют о перспективности проходки взрывных скважин погружными буровыми машинами.

1.3. Вращательно-ударное бурение

Вращательно-ударный способ бурения является комплексным. Разрушение породы на забое скважины при этом способе происходит за счёт суммарного действия условно статических, постоянно действующих сил, осевого и окружного усилий и периодически действующей динамической силы удара. Разрушение породы на забое скважины за счёт суммирования динамических и статических сил возможно только

при условии их действия на буровой инструмент, если его конструкция, особенно его рабочих лезвий, в полной мере учитывает направление, величину и характер действия указанных сил. Конструкция рабочей части бурового инструмента для вращательно-ударного бурения должна сочетать элементы конструкций ударного и вращательного (режущего) бурового инструмента.

На рис. 1.32 показаны ориентировочно углы приострения α_1, α_2, α_3 при ударном, вращательном и ударно-вращательном способах бурения. Если при ударном бурении угол приострения равняется 100…120° и имеет форму симметричного клина, а при вращательном бурении форму однобокого клина с углом приострения 60 ± 10°, при этом передний угол γ равен (–10…15°), то при ударно-вращательном угол приострения увеличивается до 80…100°, а передний угол γ' до (–30…35°). Для определения оптимальных значений углов приострения и передних углов при ударно-вращательном бурении требуется выполнение значительного объёма исследовательских работ. Очевидно для горных пород отдельных категорий крепости будут оптимальными определенные режимы бурения, сочетающие работу динамических и статических сил в определенном соотношении, и соответствующие им конструкции рабочих лезвий бурового инструмента.

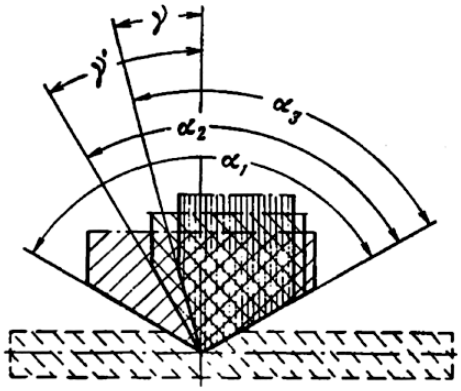


Рис. 1.32. Углы приострения резцов при различных способах бурения

При большем переднем угле сминание слоя породы за счёт осевого и окружного усилий становится затруднительным, а в некоторых случаях невозможным. В последнем случае осевая сила и окружное усилие расходуются на создание трения, обусловливая быстрый износ и затупление бурового инструмента. Проблема создания работоспособного бурового инструмента, использующего качества высокоэффективного вращательно-ударного способа бурения, в полной мере ещё не решена.

Применяемый в настоящее время при вращательно-ударном и ударно-вращательном бурении породоразрушающий инструмент не в полной степени учитывает характер и направление сил, прилагаемых к нему.

Этим объясняется ограниченность применения вращательно-ударного бурения при проходке шпуров и скважин в породах с $f = 5…14$ (по шкале профессора М.М. Протодьяконова).

Комплексный вращательно-ударный способ бурения положен в основу целого класса буровых машин, которые чаще всего называют буровыми установками. Первая буровая установка, сочетавшая элементы ударного и вращательного способов бурения, была создана в СССР в 1934 г. кафедрой разведочного бурения Днепропетровского горного института под руководством Е.Ф. Эпштейна. Установка состояла из электродвигателя, редуктора и ударного механизма кулачкового типа, смонтированных на общей площадке-каретке, которая могла перемещаться вперед и назад в направляющих салазках. Последние крепились на винтовой распорной колонке. Буровой инструмент представлял собой трубу, на рабочем конце которой на резьбе крепилась кольцевая коронка, армированная резцами-пластинками из твёрдого сплава ВК-8. Углы приострения имели форму одностороннего клина при отрицательном значении переднего угла в пределах (–15…–20°). Задний угол равнялся 20…30°. Испытания установки подтвердили перспективность этого способа бурения.

Буровые установки вращательно-ударного бурения разработаны несколькими фирмами ФРГ («Хаусхерр», «Зальцгитер», «Нюссе и Грефер» и др.). Разработку конструкций вращательно-ударных машин ведут институты ЦНИИПодземшахтострой, УКРНИОМШС, Гипрорудмаш и заводы. Основные технические данные буровых установок следующие:

Вид энергии	**Пневматическая, электрическая**
Энергия удара, кДж	5…15
Частота удара, мин$^{-1}$	2 000…5 000
Крутящий момент, кН·м	1 500…5 000
Вращение бура, мин$^{-1}$	50…150
Усилие подачи, кН	800…2 000
Длина подачи, м	2…3
Давление воздуха, МПа	5…7
Габаритные размеры, м:	
высота	1,2…4
ширина	1,2…3
длина	2…8
Масса, т	2…8

1.3.1. Конструкция буровой установки

Вращательно-ударная буровая установка (рис. 1.33) состоит из ударного, вращательного и подающего механизма, а также установочно-транспортного оборудования, включающего один или несколько манипуляторов и ходовую тележку колёсного или гусеничного типа. Управление всеми механизмами сосредоточено на одном пульте.

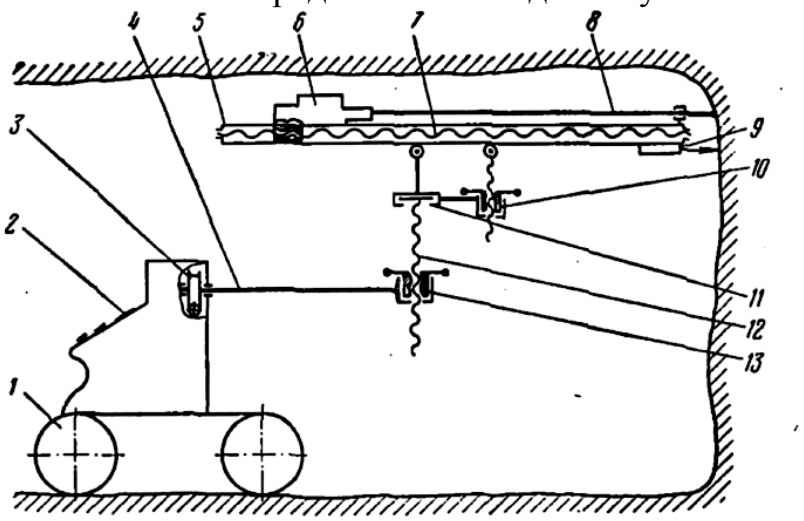


Рис. 1.33. Схема вращательно-ударной буровой установки:
1 – ходовая тележка; 2 – пульт управления; 3 – узел вращения стрелы;
4 – стрела манипулятора; 5 – салазки; 6 – буровая машина;
7 – ходовой винт; 8 – бур; 9 – распорное устройство; 10 – механизм поворота салазок в вертикальную плоскость; 11 – механизм поворота салазок в горизонтальную плоскость; 12 – кронштейн;
13 – механизм подъёма и опускания буровой машины

1.3.1.1. Ударно-вращательные механизмы

Ударный и вращательный механизмы буровых установок располагаются компактно в общем корпусе или же в двух корпусах, жёстко соединяющихся. Предпочтительнее второе решение, разрешающее в случае поломок замену только одного механизма, а также облегчающее изготовление и ремонт машины. Однако второй вариант требует более тщательной сборки отдельных узлов конструкции.

Ударные механизмы буровых установок в принципе повторяют конструкции пневмоударников, представляя собой цилиндро-поршневую систему, у которой поршень выполняет роль ударного элемента. Воздухораспределение производится обычно отдельно клапанным или золотниковым устройствами или сам поршень является воздухораспределителем.

Вращательные механизмы обычно состоят из пневматического двигателя и редуктора.

На рис. 1.34 представлены конструктивные варианты ударно-вращательных механизмов буровых установок.

На рис. 1.34, *а* ударный механизм состоит из поршня-ударника (*3*), движущегося в цилиндре (*2*) и воздухораспределительного устройства (*1*) клапанного типа. При ходе вперед поршень наносит удары по хвостовику буровой штанги (*8*). Хвостовик, имея четырёх- или шестигранное сечение, вставляется в гнездо такого же сечения, находящееся в поворотной буксе (*7*). Последняя через редуктор 6 получает вращательное движение от пневматического двигателя шестерёнчатого типа. На буровой штанге крепится буровая коронка (*5*) и водоподающее устройство осевого типа.

На рис. 1.34, *б* ударный механизм представляет собой двухпоршневую систему. В цилиндре (*3*), имеющем перегородку (*5*), разделяющую его на две отдельные камеры, движутся поршни. Поршень (*4а)* наносит удары по торцу бородержателя (*6*), а поршень (*4б)* – по заплечикам бородержателя. Бородержатель подвижно через скользящую шпонку, шлицы или грани сопрягается с вращающей буксой (*8*). Вращающая букса получает вращательное движение от двигателя (*2*) через редуктор (*7*). В конусном или винтовом гнезде поворотной буксы крепится буровая штанга (*9*), на которой находится коронка (*1*).

Двухпоршневая система ударного механизма, у которой поршни в отдельные отрезки времени движутся в противоположном направлении, разрешает почти полностью устранить колебательные движения корпуса машины, т. е. отдачу, что повышает ее работоспособность. Промывочная жидкость подается радиальным водоподающим устройством.

На рис. 1.34, *в* ударный и вращательный механизмы расположены по одной оси, последовательно один за другим. Пневмодвигатель (*1*) передаёт вращательное движение через планетарный редуктор (*2*) на шлицевой вал (*4*). Последний подвижно соединён со шпинделем (*8*), имеющим конусный или резьбовой замок для крепления буровой штанги (*9*), на конце которой находится буровая коронка (*10*). После редуктора в тыльной полости цилиндра (*6*) расположено воздухораспределительное устройство (*3*), питающее сжатым воздухом ударный механизм двухпоршневого типа. Цилиндр имеет перемычку (*7*), разделяющую его на две отдельные камеры, в которых движутся поршни-ударники (*5*), наносящие удары по заплечикам, имеющимся на корпусе шпинделя. Подача промывочной жидкости осуществляется осевым или радиальным водоподающим устройством.

На рис. 1.34, *г* ударный и вращательный механизмы расположены один над другим, как бы в два этажа. Ударный механизм бесклапанного

типа состоит из цилиндра (*2*) и поршня-ударника (*3*), выполняющего также функцию воздухораспределителя. Сжатый воздух, поступая в выточку *a,* имеющуюся на корпусе поршня, через окна *b* и *c* поступает поочередно в переднюю или заднюю полости цилиндра, создавая соответствующее движение поршня-ударника.

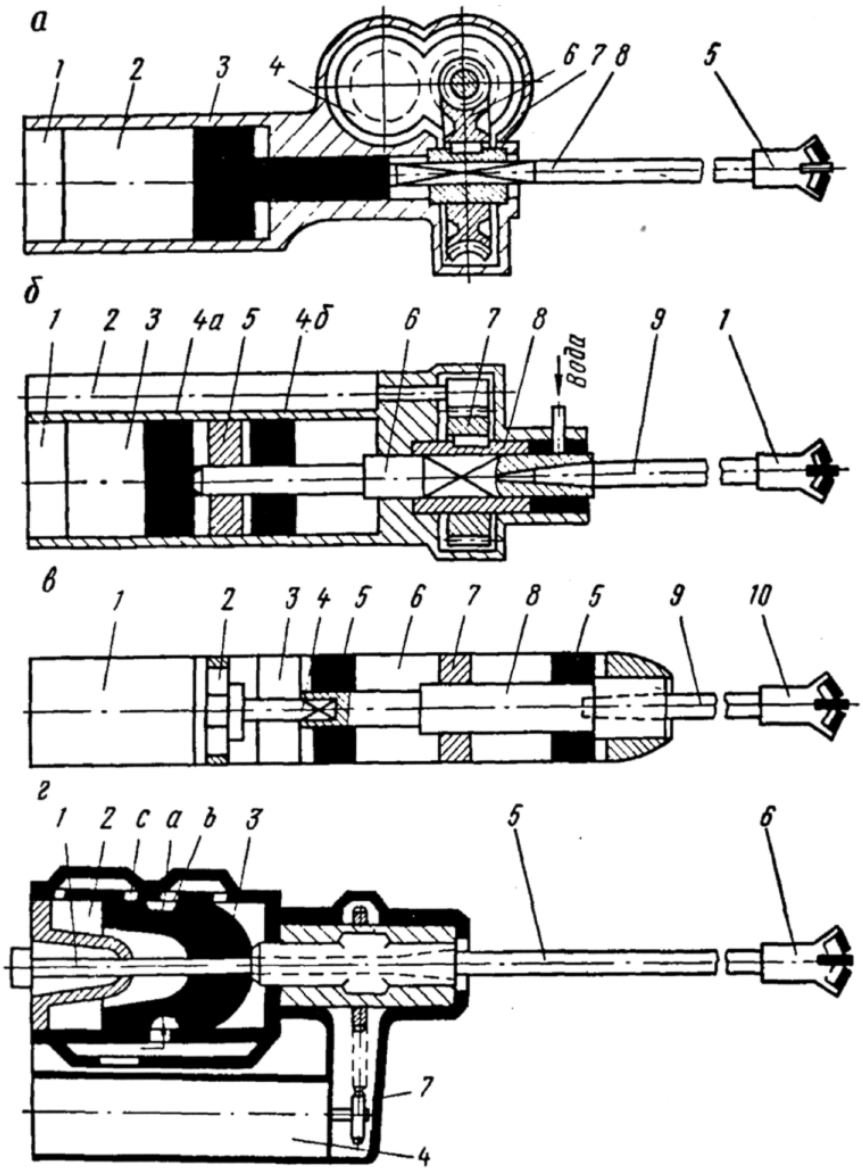


Рис. 1.34. Схемы ударно-вращательных механизмов:
а – однопоршневой с червячным редуктором; б – двухпоршневой с цилиндро-шестерёнчатым редуктором; в – двухпоршневой с планетарным редуктором; г – бесклапанный, однопоршневой с цепным редуктором

Выход отработанного воздуха происходит через выхлопные окна, имеющиеся в стенках цилиндра. При ходе вперёд поршень-ударник на-

носит удары по тыльной части шпинделя, в резьбовом или конусном гнезде которого крепится штанга (5) с буровой коронкой (*6*). Шпиндель получает вращательное движение от пневмодвигателя (*4*) через редуктор (*7*) цепного или другого типа. Подача воды в шпур или скважину производится с помощью водоподающего устройства (*1*) осевого типа.

1.3.2. Перфораторы с независимым вращением бура

Разработаны и серийно выпускаются ударно-вращательные пневматические перфораторы с независимым вращением бура. Выпускаются несколько типов ударно-вращательных пневматических перфораторов с независимым вращением бура. В табл. 1.13 приведены основные данные некоторых конструкций.

На рис. 1.35 показана конструкция вращательно-ударного перфоратора с независимым вращением бура.

Ударный механизм перфоратора представляет собой цилиндро-поршневую систему, где поршень-ударник (*5*) движется в цилиндре (*6*). Сжатый воздух, попадая из шахтного воздухопровода в патрубок воздуховпускного устройства, краном (*1*) направляется в воздухораспределительное устройство (*2*) клапанного типа. В зависимости от положения клапана сжатый воздух попадает в переднюю или заднюю полости цилиндра и создаёт возвратно-поступательное движение поршня-ударника.

Таблица 1.13

Показатели	Тип перфоратора			
	ПК-50	ПК-60	ПК-65	ПК-75
Диаметр скважин, мм	До 60	До 65	До 65	До 85
Глубина бурения, м	22	25	50	50
Энергия удара, КДж	9	9	15	15
Крутящий момент, кН·м	1 800	1 800	2 500	2 500
Усилие подачи, Н	До 500	До 700	До 1 000	До 1 000
Расход свободного воздуха, $м^3$/мин	10	10	11	13
Масса перфоратора, кг	59	60	65	75
Частота ударов, $мин^{-1}$	До 2 900	До 2 900	До 2 300	До 2 500
Давление воздуха, МПа	5	5	5	5
Уровень шума, дБ	113	115	–	–

При ходе вперёд поршень наносит удары по хвостовику, в резьбовом гнезде которого крепится буровая штанга с рабочим инструментом-коронкой

Вращательный механизм представляет собой пневмодвигатель оригинальной конструкции, разработанной конструкторским бюро завода «Коммунист» (г. Кривой Рог). При небольшом числе оборотов вращатель развивает значительный крутящий момент и имеет статор (*7*), выполненный в виде шестерни с внутренними зубьями-роликами, и эксцентрично расположенный ротор (*8*). Последний имеет наружные зубья и свободно расположен в статоре. В ротор запрессован золотник (*9*). Сжатый воздух патрубком подводится к полости *a* и по каналу *b* направляется в воздухораспределительный золотник, питающий рабочие полости двигателя. Сжатый воздух через каналы золотника, а также через соответствующие выточки, попадая в рабочие полости, создаёт вращательное движение ротора. Последний сопрягается со шпинделем с помощью впадин, имеющихся на внутренней полости ротора, и выступов на наружной поверхности шпинделя.

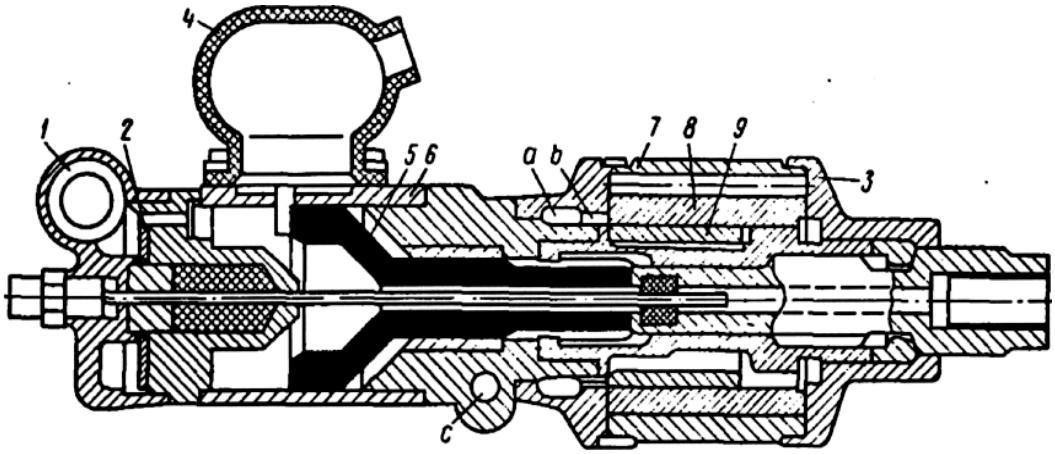


Рис. 1.35. Вращательно-ударный пневматический перфоратор

При планетарном вращении ротор входит в зацепление со шпинделем, создавая его вращение. Конструкция вращателя разрешает реверсирование вращательного движения.

На выхлопном окне перфоратора установлен глушитель шума (*4*) камерного типа. С помощью проушины (*c*) перфоратор может крепиться на каретке подающего механизма.

Мощный колонковый перфоратор с независимым вращением бура (марки ПК-75) может успешно бурить скважины глубиной до 50 м и больше.

Независимое питание сжатым воздухом ударного и вращательного механизмов создаёт возможность отдельного регулирования каждого из них. В зависимости от физико-механических свойств буримых пород можно подбирать оптимальное число оборотов бура и частоту ударов, обеспечивая наиболее выгодный режим бурения.

1.3.3. Подающие механизмы буровых установок

В конструировании подающих механизмов буровых установок основной тенденцией является создание конструкций с максимальной длиной подачи. Такое направление обеспечивает снижение затрат вспомогательного времени и увеличение основного рабочего времени на бурение. Предложено несколько конструкций длинноходовых подающих механизмов, разрешающих увеличивать длину подачи до любых значений.

На рис. 1.36 приведены кинематические схемы наиболее перспективных и надёжных подающих механизмов для буровых установок.

Реечный подающий механизм показан на рис. 1.36, *а*. В направляющих пазах салазок (*1*), имеющих швеллерообразное сечение, перемещается каретка (*5*). На каретке установлены ударно-вращательный механизм (*4*) и привод подачи, состоящий из пневматического двигателя с редуктором (*2*). В салазках закреплена рейка (*6*), с которой находится в зацеплении ходовая шестерня подачи (*3*), получающая вращение от двигателя через редуктор подачи. Направление подачи можно реверсировать за счёт изменения направления питания двигателя сжатым воздухом. В конструкции предусматривается фрикционный узел, обеспечивающий возможность саморегулирования усилия и скорости подачи от ноля до максимального значения (обычно не больше 1 м/мин), принятого в конструкции. Фрикционный узел обычно устанавливается после двигателя, перед редуктором.

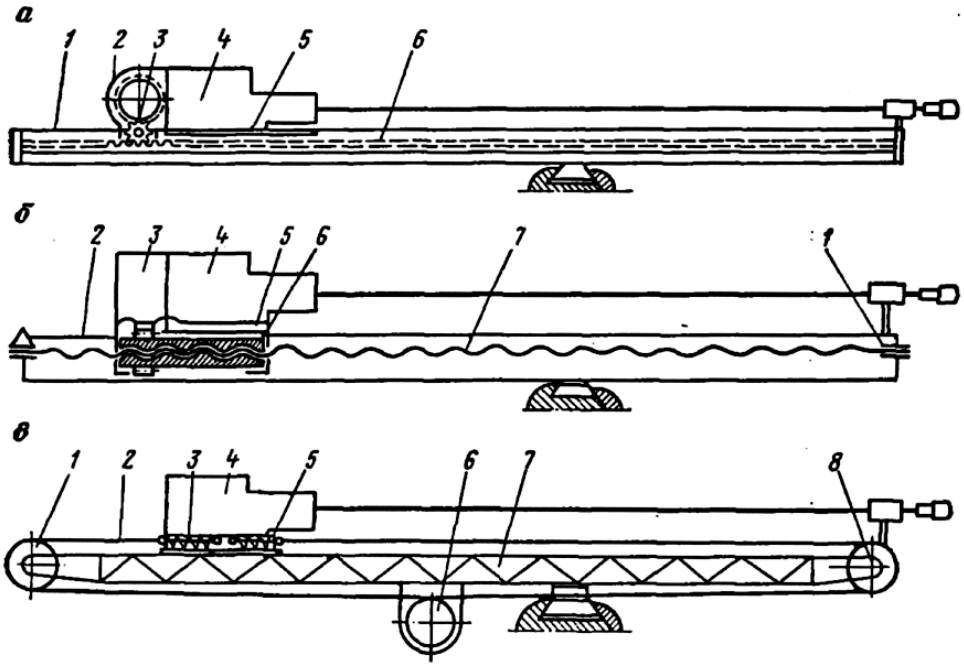


Рис. 1.36. Схемы длинноходовых подающих механизмов для вращательно-ударных буровых установок:
а – реечный механизм подачи; б – винтовой механизм подачи;
в – канатный механизм подачи

Дифференциально-винтовой подающий механизм (рис. 1.36, *б*) состоит из салазок (*2*) и ходового винта (*7*), передняя цапфа которого входит в подшипник скольжения (*1*), расположенный в передней горизонтальной плоскости в подпятнике стойки. Поворот механизируется с помощью пневмодвигателя с червячным редуктором. Подпятник и привод смонтированы на корпусе ходовой тележки.

Манипулятор с поворотной стрелой дан на рис. 1.37, *б*. Стрела (*1*) имеет изогнутую форму, обеспечивая возможность поворота всей системы вокруг своей оси, располагающейся примерно по оси горной выработки. На стреле (*с*) подвижно крепится кронштейн (*2*). На кронштейне устанавливаются салазки с буровой машиной.

Узлы поворота *а* и *в* идентичны описанным в предыдущей конструкции. Кинематика манипулятора обеспечивает возможность бурения шпуров и скважин в любой точке забоя и выработки в любом заданном направлении при минимальном количестве движений. Ось стрелы манипулятора устанавливается в подшипниках трения на раме ходовой тележки. Поворот стрелы механизируется. После поворота стрела жёстко фиксируется зажимным хомутом.

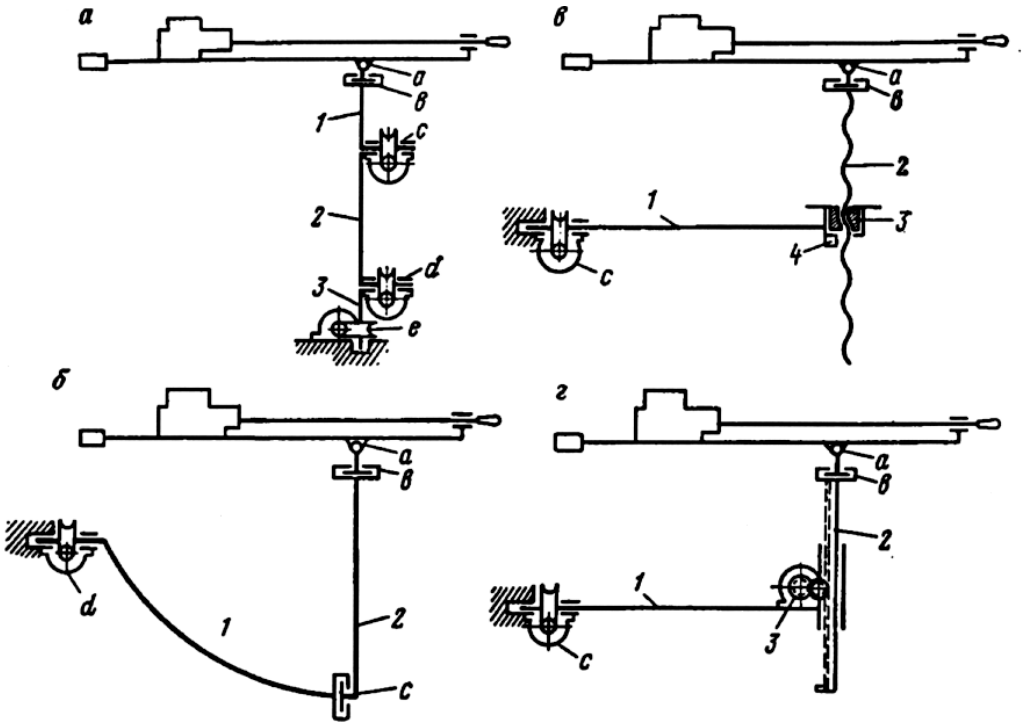


Рис. 1.37. Кинематические схемы манипуляторов вращательно-ударных буровых установок:
а – многошарнирный поворотный манипулятор;
б – манипулятор с поворотной стрелой; в – манипулятор с винтовым подъёмом;
г – манипулятор с реечным подъёмом

Манипулятор с винтовым подъёмом кронштейна показан на рис. 1.37, *в*. Стрела (*1*) манипулятора располагается горизонтально, ниже оси горной выработки на величину, равную расстоянию от оси бура до оси стрелы при нижнем положении кронштейна. Один конец стрелы устанавливается в подшипниках трения на раме ходовой тележки, на противоположном конце стрелы смонтированы или временные узкоколейные, или нормальные железнодорожные пути, вплоть до забоя. При проходке восстающих горных выработок применяются шагающие полки.

1.3.4. Буровой инструмент

Инструментом для бурения шпуров перфораторами является бур – стальной стержень (буровая штанга), имеющий на одном конце головку (породоразрушающий инструмент), на другом – хвостовик с буртиком. Съёмная головка бура называется буровой коронкой. Буровые штанги для ручных и телескопных перфораторов изготовляются из шестигранной стали, для колонковых – из круглой стали типа ШБВ-32, ШБВ-40 диаметром 32 и 40 мм, длиной от 1 до 5 м (рис. 1.38).

Для бурения шпуров от начала до требуемой глубины необходимо иметь набор буров разной длины и разных диаметров коронок. Число буров в комплекте и шаг бура по длине зависят от крепости породы и глубины шпура. Средний шаг буров 0,7…1 м. Каждый последующий бур в комплекте имеет диаметр головки (коронки) на 2…3 мм меньше. Большое распространение получили буры со съёмными коронками, применение которых избавляет от необходимости транспортировать большое число буров в мастерские для восстановления.

Для вращательного бурения шпуров буровые штанги изготавливаются из прутков углеродистой стали У7, У9, У10. Прутки витые (рис. 1.38, *б*) длиной 5…7 м, форма поперечного сечения ромбическая, размеры 18×36 мм. Буровые штанги нарезают длиной от 0,7 до 5 м с интервалом 0,7 м.

В зависимости от крепости, трещиноватости и абразивных свойств горной породы применяют съёмные коронки долотчатой, крестовой и ×-образной формы с прерывистым или непрерывным лезвием (рис. 1.19, *а*, табл. 1.14). Коронка состоит из корпуса с посадочным конусом и пера, в которое впаяна пластинка твёрдого сплава, имеющая режущую кромку. В корпусе коронки имеются отверстия, предназначенные для выхода промывочной воды или отсоса пыли. Диаметр лезвия коронки несколько больше диаметра её корпуса, конус коронки имеет небольшую величину, что облегчает выход буровой мелочи из шпура и извлечение бура по окончании бурения, уменьшает потери на трение стали о породу. В табл. 1.14 приведены данные о наиболее распространённых коронках для бурения шпуров перфораторами.

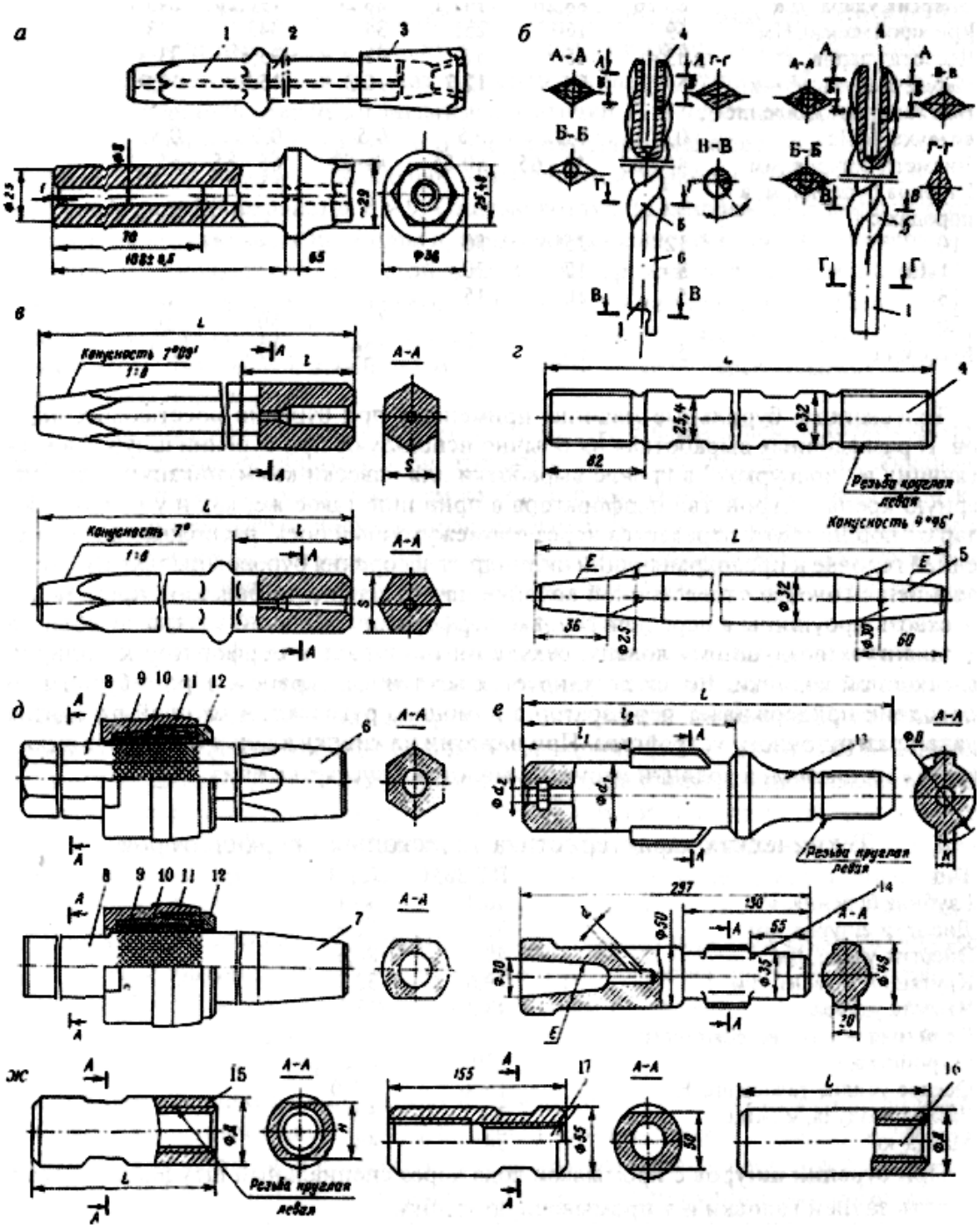


Рис. 1.38. Буровой инструмент:
а – для ударно-поворотного бурения; б – для вращательного бурения (1 – хвостовик буровой штанги; 2 – бур; 3 – коронка); в – буровая штанга для переносных и телескопных перфораторов; г − круглые буровые штанги диаметром 32 мм с резьбовым (4) и конусным (5) соединением; д – буровые штанги со съемным резино-металлическим буртом (6 – шестигранные; 7 – круглые; 8 – штанга; 9 – резиновое кольцо; 10 – конусная гильза; 11 – гайка; 12 – втулка); е – хвостовики с втулочными выступами для колонковых перфораторов и бурильных головок (13 – с резьбовым соединением; 14 − с конусным); ж − соединительные муфты (15 − с лысками; 16 − без лысок; 17 − переходная с лысками)

В монолитных, высокоабразивных, весьма крепких и крепких породах рекомендуется применять коронки типа БКПМ-36Ф, БКПМ-40Ф и штыревые типа КТШ (Т – трёхпёрная, Ш – штыревая, табл. 1.14); в трещиноватых средней абразивности, средней крепости породах – крестовые коронки типа ККП; в породах крепких и средней крепости любой абразивности – коронки типа БКПМ-КМ. Коронки армируются пластинками или штырями из твёрдого сплава ВК (вольфрам-кобальт, ВК-8В, ВК-15). Угол заточки коронок для пород ниже средней крепости 70…80°, для пород средней крепости и крепких – 80…90° и для крепчайших пород – 90…110°.

Коронки типа БКР с резьбовым соединением применяются в монолитных и трещиноватых породах любой крепости при бурении шпуров колонковыми перфораторами.

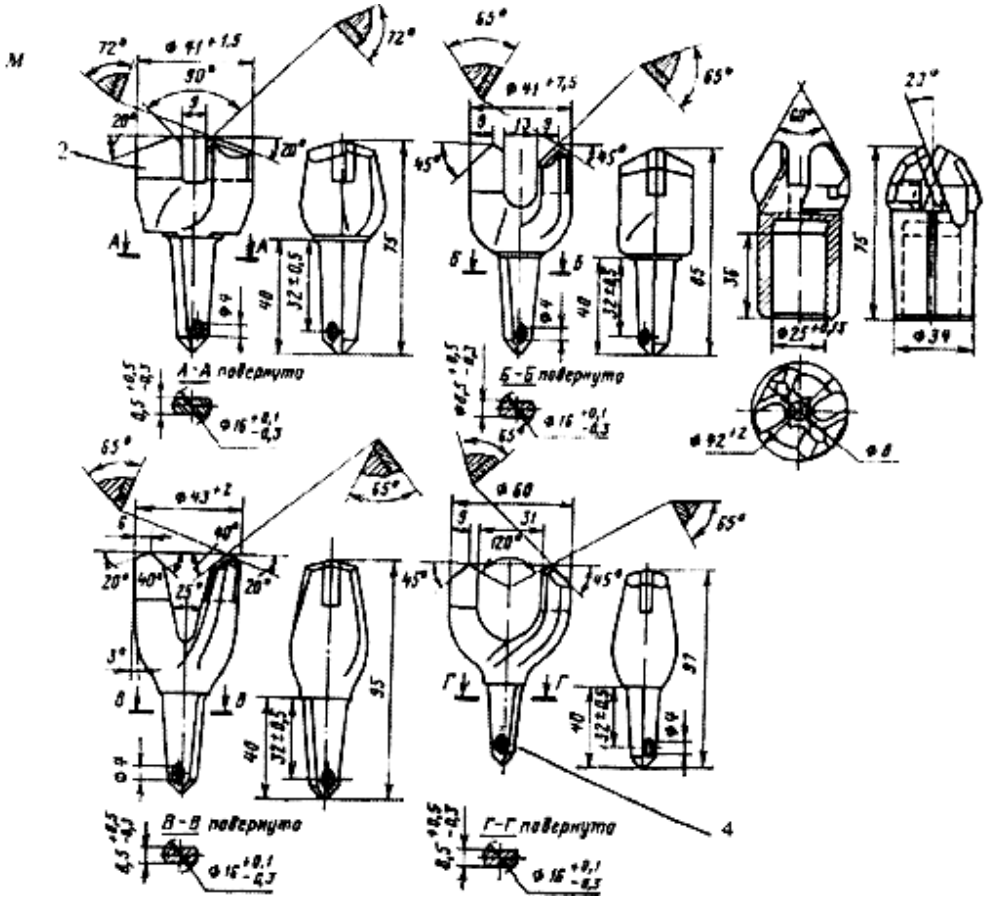


Рис. 1.39. Коронки для бурения шпуров:
м – коронки и резцы для вращательного бурения;
1 – пластинка твёрдого сплава; 2 – перья; 3 – корпус;
4 – хвостовик; 5 – отверстие для промывки

Коронки и резцы (рис. 1.39, *м*) с впаянными пластинами твёрдого сплава из вольфрама-кобальта ВК-6В, ВК-8В применяются при вращательном способе бурения шпуров. Для бурения мягких пород типа угля

резцы изготовляют с узкими и длинными перьями; для крепких – с короткими и широкими перьями. Угол заточки лезвия резца (пластины) для пород с $f = 5…8$ – $(60…65)^o$; с $f = 4…5$ – $(50…60)^o$ и с $f < 4$ – $(45…50)^o$.

Область применения породоразрушающего инструмента приводится в табл. 1.15.

Таблица 1.14

Типоразмер колонки	Марка стали	Форма твёрдосплавной пластинки	Рабочий диаметр коронки, мм	Диаметр корпуса, мм	Высота корпуса, мм
КДП	35ХГСА	Г11	36	30	72
ККП	35ХГСА	Г12	40	33	77
КТШ-36-22Б	35ХГСА	Г14	36	31,5	72
КТШ-40-25А	35ХГСА	Г14	40	35,5	77
КТШ-43-25А	35ХГСА	Г14	43	35,5	77
КТШ–52–32В	35ХГСА	Г14	52	42	114
БКПМ-36	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	Г11	36	32	75
БКПМ-40-22С	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	Г11	40	35	75
БКПМ-40-25С	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	Г11	40	35	75
БКПМ-36Ф	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	2121	36	32	75
БКПМ-40Ф	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	2121	40	35	75
БКПМ-40-22ФС	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	121	40	36	75
БКПМ-40-25ФС	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	2121	40	36	75
БКПМ-36-22КМ	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	Г12	36	–	78
БКПМ-36-25КМ	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	Г12	36	–	78
БКПМ-40-25КМ	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	Г12	40	–	78
БКПМ-42-25КМ	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	Г12	42	–	78
БКПМ-42-26КМ	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	Г12	42	–	78
КРР-65	18Х2Н4МА (38ХН3МФА)	2450	65	–	83

Для абразивной заточки коронок используют специализированные станки следующих моделей: ВЗ-130М – для долотчатых коронок; ВЗ-140 – для крестовых коронок; ВЗ-140С1 – для трёхпёрых коронок; ВЗ-141М – для цельных долотчатых буров и долотчатых коронок. Для заточки всех коронок и шлифовки конусов штанг предназначен станок ВЗ-145.

Таблица 1.15

Тип и марка	Область применения
Резцы РУ43	В мягких породах с $f < 4$
Резцы РУ13, РУ6-1	В средних и крепких углях с $f < 6$
Резцы РП7, РП-42	Бурение шпуров ручными и колонковыми сверлами в породах с $f < 8$
Коронки КДП-36-22Б, КДП-40-22Б, КДП-40-25Б	В крепких и средней крепости, в монолитных, малой и средней абразивности породах
Коронки БКПМ-36-22Б, БКПМ-40-22, БКПМ-40-25, БКПМ-40-22С, БКПМ-40-22-ФС	В крепких монолитных малой и средней абразивности породах
Коронки БКПМ-40-22Ф, БКПМ-40-25Ф, БКПМ-40-22ФСх, БКПМ-25ФСх	В крепких монолитных породах средней и высокой абразивности
Коронки ККП-40-22, ККП-40-25, ККП-43-25, ККП-46-25	В крепких средне- и сильнотрещиноватых породах любой абразивности
Коронки БКПМ-36-22КМ, БКПМ-40-25КМ, БКПМ-42-25КМ	В средней крепости и крепких трещиноватых породах любой абразивности
Коронки КТШ-40-25А, КТШ-43-25А, КТШ-52-32В	В крепких трещиноватых и средней абразивности породах

1.3.5. Перспективы вращательно-ударного бурения

Вращательно-ударное бурение является перспективным способом бурения горных пород, который разрешает увеличить поток энергии на буровой инструмент, а следовательно и скорость бурения. Увеличение энергопотока может осуществляться за счёт увеличения частоты ударов, увеличения силы осевого давления и соответствующего увеличения окружного усилия. Энергия удара и скорость вращения бурового инструмента определяются в зависимости от прочностных показателей бурового инструмента и физико-механических свойств разбуриваемых пород. Выбор всех параметров должен обеспечивать оптимальный режим

разрушения породы, определяемый минимальными удельными затратами на единицу объёма выбуренной скважины.

Недостаточный объём исследований вращательно-ударного бурения, особенно работы породоразрушающего инструмента при комплексном нагружении силами динамического и статического характера при бурении пород с различными физико-механическими свойствами, не позволяет указать на оптимальные параметры режимов вращательно-ударного бурения различных категорий пород. Буровой инструмент, разрушающий породу более крупными кусками, обеспечивает высокие технико-экономические результаты. Крупность бурового штыба увеличивается при бурении коронками ступенчатой формы с прерывистым, зубчатым лезвием. При бурении такими коронками забой скважины приобретает гребёнчатую форму, тем самым максимально обнажая породу. При бурении в мелкие, пылевые фракции превращается только часть породы, а остальная скалывается крупными кусками. Количество лезвий коронки, производящих одновременно разрушение породы, должно быть наибольшим, конечно, при соответствующем увеличении энергии, передаваемой на инструмент.

Разработка специального инструмента и в первую очередь буровых коронок для бурения пород различных категорий крепости позволит расширить применение вращательно-ударного бурения. Для отдельных групп пород требуется определить значения углов приострения, форму пластинок твёрдого сплава и их крепление в корпусе коронки.

Вращательно-ударные буровые установки имеют отдельные ударные, вращательные и подающие механизмы. Такая конструкция буровой машины создает возможность самостоятельной, автономной работы, а следовательно, и независимого регулирования каждого механизма. Последнее позволяет в наибольшей степени достичь оптимальности режимов бурения при проходке скважин в различных горнотехнических условиях.

Регулирование мощности ударного, вращательного и подающего механизмов легко осуществляется за счёт изменения давления сжатого воздуха, питающего механизм.

Увеличение давления сжатого воздуха, питающего ударный механизм в n раз обусловливает увеличение энергии удара во столько же раз, а частоты ударов в $n^{0,5}$ раза. Для сохранения величины энергии удара и одновременного увеличения частоты ударов требуется, увеличивая давление воздуха в n раз, уменьшать длину хода поршня-ударника во столько же раз.

Перспективно применение при вращательно-ударном бурении подающих механизмов, обеспечивающих возможность увеличения осевого усилия до 5…10 тс и больше.

Совершенствованием вращательно-ударной буровой техники явилось бы создание полнопогружных вращательно-ударных буровых машин

большой мощности, работающих на сжатом воздухе высокого давления с автоматическим регулированием всех параметров режимов бурения.

Создание вращательно-ударных буровых машин разрешает использовать в единой конструкции положительные качества и достижения ударного и вращательного способов бурения и обеспечить создание высокоэффективной буровой техники.

1.4. Ударно-вращательное бурение

При увеличении значений ударного импульса силы, статического усилия прижатия бурового инструмента к забою и крутящего усилия по сравнению с вращательно-ударным бурением разрушение породы средней крепости ($f = 6…2$) переходит в режим ударно-вращательного бурения.

Широкое распространение получили станки ударно-вращательного бурения с погружными пневмоударниками, у которых ударный и вращательный механизмы независимы, что позволяет создать на коронке большой крутящий момент. Коронка пневмоударника, находясь под большим осевым усилием и непрерывно вращаясь с большим крутящим моментом, лезвием срезает стружку породы. Кроме того, под действием поршня-бойка пневмоударника коронка наносит по забою скважины удары, разрушая породу, как при ударном бурении, вызывая в породе трещинообразование, ослабляющее сопротивление породы резанию.

При ударно-вращательном бурении поверхность забоя шпура имеет ступенчатую форму, наклонную к оси шпура. Схема разрушения породы представлена на рис. 1.40.

Углубление бурового инструмента в забой шпура происходит не только в момент удара под действием силы $P_{уд}$, но и в промежутках между ударами под действием осевого статического усилия P. Скорость бурения ударно-вращательными машинами в породах с $f = 9…2$ в несколько раз выше, чем бурильными молотками. С повышением коэффициента крепости породы f до 14 эффективность ударно-вращательного бурения снижается, его скорость становится меньше, чем при бурении перфораторами. Это объясняется тем, что сопротивление породы вдавливанию инструмента превосходит по величине осевое статическое усилие прижатия P, т. е. контактное давление на лезвии коронки недостаточно для статического разрушения породы. Механизм разрушения приближается к ударному. При этом разрушение пород малоэффективно и носит характер абразивного износа.

Режим ударно-вращательного бурения определяется давлением сжатого воздуха P осевым усилием $P_{ос}$, частотой вращения инструмента n (рис. 1.41). С возрастанием крепости пород оптимальное осевое усилие, обеспечивающее максимальную скорость бурения, незначительно увели-

чивается. Рациональная частота вращения в зависимости от крепости пород меняется в широких пределах: от 20 мин$^{-1}$ в весьма крепких породах (f = 14…18) до 90 мин$^{-1}$ в породах ниже средней крепости (f = 8…10).

Ниже приведены средние данные о сменной производительности различных станков ударно-вращательного бурения на подземных и открытых горных работах.

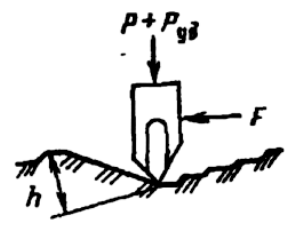


Рис. 1.40. Схема разрушения пород при ударно-вращательном бурении

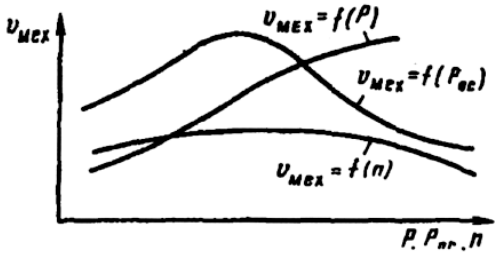


Рис. 1.41. Зависимость скорости бурения от осевого усилия, давления сжатого воздуха и частоты вращения инструмента при ударно-вращательном бурении

Подземные горные работы:

коэффициент крепости пород, f	6…10	12…14	14…18		
сменная производительность станка НКР-100М по бурению, м	8…17	6…12	4,5…6		
Открытые горные работы:					
коэффициент крепости пород, f	2…4	4…4	6…10	10…12	12…14
сменная производительность станка СБУ-125 по бурению, м	70…90	20…40	15…25	12…18	8…13

Основные резервы повышения производительности буровых станков – увеличение механической скорости бурения путём оптимизации режимных параметров и улучшение использования станка на основной работе, для чего решающее значение имеет повышение износостойкости и надёжности коронок.

Бурильные машины ударно-вращательного действия характеризуются следующими величинами силовых компонентов, воздействующих на инструмент: $P_{уд}$ = (10…20) ньютон на 1 см лезвия коронки. P = (1500…2000) ньютон на 1 см лезвия, крутящие усилия F= (6000…8000) ньютон.

Механическая скорость бурения пневмоударника на заданной глубине скважины

$$\upsilon = \upsilon_0 - \xi L\,, \qquad (1.37)$$

где υ_0 – начальная механическая скорость бурения; L – глубина скважины; ξ – коэффициент уменьшения скорости бурения с увеличением глубины скважины.

Сменная производительность (м/смену) при бурении веера скважин

$$Q_{\text{см}} = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пл}}}{\dfrac{1}{r_0 - \xi\dfrac{L}{2}} + \left[\left(\dfrac{L}{B}+1\right)\left(\dfrac{t_{\text{н}}}{l}+\dfrac{t_{\text{з}}}{B}\right)\right] + \dfrac{T_{\text{п}} + T_{\text{с}}(m-1)}{mL}}\,, \qquad (1.38)$$

где B – стойкость долота на одну заточку, м: L – длина штанги, м; $t_{\text{н}}$ – продолжительность навинчивания или развинчивания одной штанги, мин; $t_{\text{з}}$ – время, затрачиваемое на замену долота, мин; $T_{\text{п}}$ – время, затрачиваемое на передвижение установки с одного веера на другой, мин; $T_{\text{с}}$ – время, затрачиваемое на переход от одной скважины к другой, и время на забуривание, мин; m – число скважин в веере или его части; L – глубина скважины, м.

Контрольные вопросы

1. В чём состоит разница процессов разрушения пород при ударно-вращательном и вращательно-ударном бурении?
2. Каковы рациональные параметры ударно-вращательного бурения?
3. В каких условиях применяется данный способ бурения?

1.5. Немеханические способы бурения

Огневой способ. При огневом бурении порода разрушается в результате интенсивного воздействия на неё высокотемпературной газовой струи, вылетающей из сопла со сверхзвуковой скоростью.

При мгновенном нагреве породы в ней образуется поле термических напряжений, вызывающих разрушение поверхностного слоя (на глубину 3…5 мм) на отдельные мелкие частицы – чешуйки.

Бурение осуществляется самоходными огнеструйными буровыми станками, имеющими термобур с горелкой. Вращением термобура достигается периодическое нагревание отдельных участков забоя.

Технологические операции выполняются в следующей последовательности: зажигание горелки, бурение, расширение скважин в нижней части и очистка.

При зажигании в камере сгорания огнеструйной горелки смешиваются горючее и окислитель и образуются высокотемпературные газовые струи, которые проходят через сопловой аппарат, приобретая при этом сверхзвуковую скорость.

На производительность станков огневого бурения оказывают влияние температуры истекающих из сопел горелки газов, их скорости, массовые расходы, а также физико-механические характеристики горных пород – минеральный состав, крепость, трещиноватость, упругость и теплофизические свойства.

Огневое бурение эффективно применять в окисленных и неокисленных железных рудах, так как в этих породах и рудах разрушение происходит путём шелушения с образованием мелкой крошки, т. е. без плавления. В других породах из-за низкой скорости бурения и плавления область применения данного способа бурения ограничена и находит применение лишь при бурении 3…4 % и пород общего объёма горной массы.

Перспективно применение огневого бурения в комбинации с шарошечным: вначале скважину бурят шарошечным станком, а затем нижнюю её часть (в месте размещения заряда ВВ) расширяют огневым способом. Для бурения скважин по такой технологии применяются термошарошечные станки.

Тепловые потоки создаются горелками ракетного типа, которые работают на смеси керосина и кислорода либо бензина со сжатым воздухом.

Скважины диаметром 160…225 мм и более на карьерах бурят станками огневого бурения СБО-1, СБО-2, СБО-4 и СБО-5, СБО-160/20, которые способны расширить нижнюю часть скважины до 500 мм. Буровой станок СБО-160/20 показан на рис. 1.42.

На станках огневого бурения в качестве горючего применяют керосин и реже бензин, а окислителя – газообразный кислород или сжатый воздух. Использование кислорода позволяет значительно повысить температуру газов, но обусловливает высокие затраты на бурение (доля затрат на кислород и его доставку достигает 45 %). При этом повышаются требования к технике безопасности.

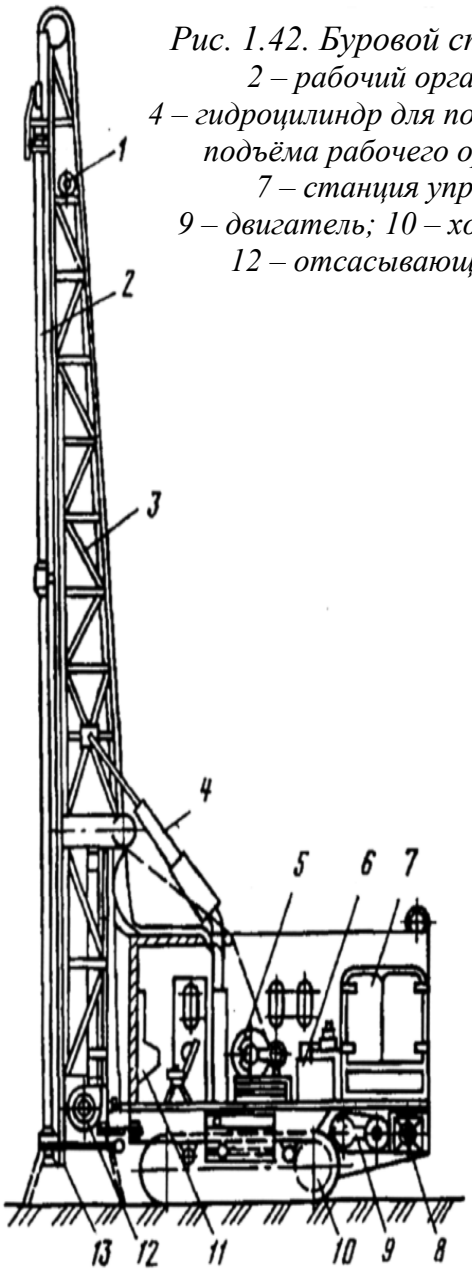


Рис. 1.42. Буровой станок СБО-160/20: 1 – вентилятор; 2 – рабочий орган (буровая штанга); 3 – мачта; 4 – гидроцилиндр для подъёма мачты; 5 – лебёдка для спуска и подъёма рабочего органа; 6 – маслонасосная станция; 7 – станция управления; 8 – насосная станция; 9 – двигатель; 10 – ходовая часть; 11 – пульт управления; 12 – отсасывающая установка; 13 – электрозапал

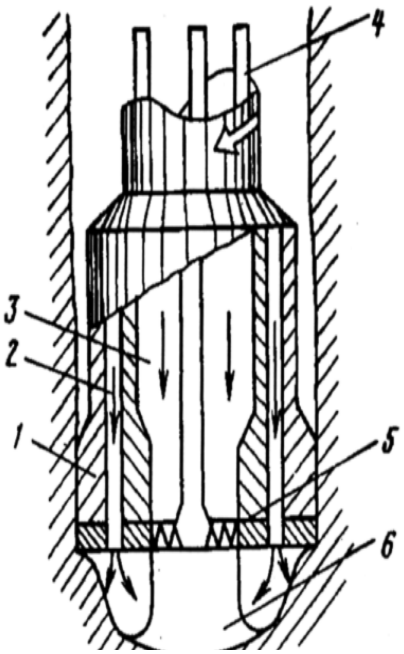


Рис. 1.43. Схема плазмобура с расширителем: 1 – механический расширитель; 2 – канал для промывочной жидкости; 3 – камера сгорания; 4 – кабель постоянного тока; 5 – электродуга; 6 – плазма

Часто в качестве окислителя широко применяется сжатый воздух, что существенно упрощает организацию огневого бурения и существенно снижает затраты на него.

Шпуры глубиной 1–1,5 м и диаметром – 50…60 мм бурят ручными термобурами с односопловыми горелками. Окислитель – сжатый воздух – подаётся в термобур под давлением 50…60 Па от передвижного компрессора. В качестве горючего применяется бензин.

Ручные термобуры используются также для термического разрушения негабаритных кусков, резания каменных блоков и доработки их поверхности.

Совершенствование станков и повышение эффективности огневого бурения осуществляется в результате создания:

- станков комбинированного действия;
- комбинированного термомеханического бурения скважин с разрушением пород высокотемпературными газовыми струями и механическими органами;
- механического бурения труднотермобуримых пород с последующим расширением скважин воздушно-огневым способом;
- разрушения труднотермобуримых пород знакопеременным полем (поочередное воздействие на забой скважины газовой струёй и распылённой сжатым воздухом водой).

На режим термического бурения большое влияние оказывают температура и скорость газового потока. Поэтому регулирование частоты вращения и подачи на забой термобура осуществляется изменением теплового потока.

Оптимальный режим бурения характеризуется минимальными за тратами энергии при высокой скорости бурения. Оптимальная скорость вращения термобура составляет 15…20 мин.

Скорость бурения зависит от расстояния между срезом сопла горелки и забоем скважины. Оптимальная величина находится в пределах 100…150 мм (при меньшей величине происходит плавление породы, при большей – растекание теплового потока). В сильно нарушенных и трещиноватых породах скорость бурения снижается на 25…30 %, поэтому в этих условиях рационально применять горелки с наклонным расположением сопел.

К термическому бурению относится также разрушение пород *лазерным лучом* в результате их нагревания и создания термических напряжений (шелушения) и их расплавления. Лазерный луч получают посредством возбуждения группы атомов в кристалле или газе до их высокоэнергетического состояния, после чего атомы начинают излучать фотоны, образуя поперечный световой луч. Данный способ найдёт широкое практическое применение в случае увеличения выходной мощности лазерной установки и обеспечения безопасности работ. В буровых условиях применяются кристаллические и газовые лазеры.

Плазменный способ – разновидность термического бурения (рис. 1.43) – основан на создании устойчивой электрической дуги между двумя электродами и выдувании её из сопла с помощью давления сжатого воздуха. Источником холодной плазмы является плазмотрон. Струя плазмы создаётся электродуговым разрядом и продувкой газа через столб разряда. Для интенсивного разрушения породы оптимальны следующие параметры: температура 5 500…6 000 °С, скорость истечения газов 2 000 м/с.

Под действием плазменных струй на горные породы последние быстро плавятся, в результате чего образуется скважина. Скорость бурения по кварцитам в легкобуримых породах составляет до 30 м/ч, в труднобуримых – от 5 до 10 м/ч. Скважины при этом получаются небольшого диаметра, поэтому в дальнейшем механическими способами их увеличивают до нужного диаметра. Применение лазеров для бурения шпуров и скважин в горных породах считается перспективным.

Современные способы бурения. Разработаны новые, в перспективе более эффективные средства и способы бурения. Физические способы основаны на непосредственном использовании для разрушения горных пород и формирования скважин электрической, электролучевой энергии, энергии взрывчатых веществ, магнитострикционного эффекта и т. д.

Бурение с использованием магнитострикционного эффекта осуществляется шарошечным станком с наложением на долото вибраций, генерируемых магнитостриктором, встроенным в первую штангу бурового става станка. Выполнен он в виде набора системы стержней из ферромагнитной стали, продольные колебания которых происходят под влиянием магнитного поля с частотой генерирующего его переменного тока. С целью обеспечения наиболее эффективного резонансного режима предусмотрено, чтобы период собственных колебаний магнитостриктора, определяемый его длиной, совпадал с периодом вынужденных электромагнитных колебаний. За счёт создания физического эффекта механическая скорость бурения в горных породах увеличивается в 2–3 раза.

Взрывной способ бурения основан на последовательном многократном взрывании непосредственно на забое зарядов ВВ для разрушения горных пород и формирования, таким образом, скважин без применения механического породоразрушающего инструмента. Длительности и непрерывности данного способа бурения способствуют:

- быстрое выделение энергии, создающее в зоне забоя, прилегающей к заряду, весьма высокое поле давлений и скоростей смещения среды;
- отсутствие потери энергии на транспортирование зарядов ВВ к забою скважины и изнашивания породоразрушающего инструмента.

При использовании ВВ для бурения не всегда можно получить заданную форму скважин и достаточно мелко разрушенную, легко удаляемую породу. В качестве ВВ используются флегматизированный гексоген и тротил.

Эффективность разрушения породы при взрывном бурении зависит от бризантности заряда (его плотности и скорости детонации), а также выделяемой при взрыве энергии (удельной теплоты взрыва).

При взрывном бурении по трубам вместе с промывочной жидкостью с большой частотой подаются 50-граммовые пластикатовые ампулы с компонентами жидкого ВВ. При взрыве заряда ампулы порода разрушается в результате удара продуктов детонации и гидравлического удара жидкости.

Взрывное бурение с продувкой скважин сжатым воздухом характеризуется следующими показателями: при диаметре буримой скважины 250 мм величина заряда ВВ должна составлять 300 г. средняя проходка за один взрыв – 40…80 мм, а скорость бурения – 30…40 м/ч. Этот способ наиболее перспективен для бурения крепких и крепчайших горных пород.

Кроме того, применяется также способ «струйного» взрывобурения, при котором заряд ВВ образуется непосредственно в забое путём слияния подаваемых по отдельным трубам (каналам) струй жидких горючего и окислителя. Взрыв инициируется с помощью третьего компонента – специального сплава калия и натрия. Взрывы при данном способе протекают с небольшой скоростью и характеризуются относительно низкой эффективностью разрушения. При данном методе бурения также сложно своевременно удалять образующиеся при взрыве продукты разрушения, поскольку в забой непрерывно подаются струи компонентов жидких ВВ.

На карьерах для бурения скважин предложены два способа взрывного разрушения: патронами твёрдых и жидких ВВ. Скорость бурения достигает 30 м/ч при расходе жидкого ВВ 0,3…0,5 л/м скважины.

В стадии производственного эксперимента находится способ гидробурения, эффективное разрушение крепких пород при котором осуществляется струёй воды, истекающей из сопла со сверхзвуковой скоростью под давлением 10…20 кПа. Давление напора воды устанавливается с учётом физико-механических свойств горных пород и прежде всего коэффициента крепости. Данный принцип разрушения используется в гидроимпульсном комбайне для скоростного проведения горизонтальных выработок в крепких породах. Гидробурение найдёт широкое применение при разработке россыпей и мёрзлых пород. Сущность гидравлического способа заключается в следующем: в жидкости, заполняющей скважину, при помощи двух электродов создается разряд; образующийся при этом вакуумный канал затем захлопывается; вокруг разряда возникает ударная волна, которая воздействует на поверхность забоя знакопеременными нагрузками и вызывает разрушение породы. Ультразвуковой, электроискровой, электроимпульсный, электрогидравлический способы бурения находятся пока в стадии опытно-промышленного испытания.

Контрольные вопросы

1. Перечислите немеханические способы бурения.
2. Какие достоинства и недостатки огневого способа бурения?
3. Что такое плазменное бурение?
4. Каковы пути повышения эффективности огневого бурения?
5. На чём основан взрывной способ бурения?
6. Раскройте сущность гидравлического способа бурения.

1.6. Улучшение условий труда при бурении

Производительность труда бурильщиков во многом зависит от условий труда, которые определяются уровнем развития техники и технологии производства, характером выполняемых работ, соответствием окружающей обстановки санитарно-гигиеническим, эстетическим и физиологическим требованиям.

Задачами организации труда являются установление рационального режима труда и отдыха, а также проведение мероприятий по снижению влияния факторов, вызывающих утомление работников.

При работе на горно-разведочных предприятиях на работоспособность человека оказывают влияние много факторов, но учитываются только те из них, которые вызывают нервное напряжение, физические усилия, темп работы, рабочее положение, монотонность работы, производственный шум, вибрацию, температуру, влажность и запылённость воздуха в рабочей зоне.

Затраты физических усилий обусловливаются характером выполнения работы и зависят от массы перемещаемых грузов, усилий по поддержанию тяжестей и т. п. Затраты физических усилий до 150 Н считаются не очень значительными, 160…300 Н – средними, 310...500 Н – тяжёлыми, 510…800 Н – очень тяжёлыми. Технические средства для снижения физических усилий при бурении были рассмотрены выше (поддержки, колонки, манипуляторы, каретки и т. д.). Нервное напряжение (умственное или органов чувств – слуха, зрения) вызывается сложными формами выполнения работы, необходимостью соблюдения особых требований безопасности при ведении горных работ.

При выполнении подготовительно-заключительных операций время на отдых, как правило, не предоставляется, так как чередование оперативной и непродолжительной подготовительно-заключительной работ – одна из форм активного отдыха (к ним относятся перегон станка, замена долота, штанг и т. д.). Однако, если выполнение подготовительно-заключительных операций в течение смены в балансе рабочего времени занимает значительную долю, то эта работа уже не может рассматриваться как перемена деятельности, способствующая снижению утомляемости. Поэтому в тех случаях, когда продолжительность работы по выполнению подготовительно-заключительных операций превышает 45 мин в смену, время на отдых исчисляется от суммы времени, необходимого на выполнение оперативной и подготовительно-заключительной работ. Правильно установленная продолжительность отдыха и рациональное распределение его времени на протяжении рабочего дня позволяют предупреждать утомляемость, поддерживать высокую и равномерную работоспособность в течение рабочей смены. Обычно в течение

первого часа работы производительность труда бурильщика повышается, что соответствует периоду постепенной врабатываемости рабочего. Далее достигнутый высокий уровень производительности труда держится около 1,5 ч, затем постепенно падает к середине рабочего дня. После перерыва для отдыха и принятия пищи в середине смены производительность труда снова повышается, хотя и не достигает того высокого уровня, который был в первой половине смены.

Важными условиями роста производительности труда являются повышение общей культуры производства и чистота рабочего места, а также личная гигиена рабочего.

1.6.1. Технические средства и технология пылеподавления при бурении

При проведении горно-разведочных выработок, а также при бурении, взрывании, погрузке и транспортировке горной массы образуется большое количество пыли.

Предельно допустимые концентрации (ПДК) аэрозолей (кг/м^3) кремнезёмсодержащей пыли – диоксид кремния кристаллический (кварц, кристобалит, тридимит) – при

- содержании его в пыли свыше 70 % (кварц и др.)..... 1
- диоксид кремния кристаллический при содержании его в пыли от 10 до 70 % (гранит, шамот, слюда-сырец, углеродная пыль и др.) 2
- диоксид кремния кристаллический при содержании его в пыли от 2 до 10 % (горючие кукерситные сланцы, медно-сульфидные руды, углеродная угольная пыль, глина и медно-никелевая руда) 4
- доломит, известняк, нефелин..... 6
- магнезит..... 10

Силикаты и силикатосодержашие пыли:

- асбест природный при содержании асбеста более 10 % 2
- тальк, слюда-флогопит и мусковит 4

Каменный уголь с содержанием диоксида кремния менее 2 % 1

Основным источником её выделения является бурение шпуров и скважин (количество пыли, выделяемой при этом, составляет 75…80 %). Запылённость воздуха в зависимости от содержания пыли в процентах от предельно допустимой концентрации делится на незначительную (до 50 %), среднюю (51…60 %), повышенную (61…70 %), высокую (71…85 %) и очень высокую (свыше 85 %). Наиболее опасны для человека виды пыли размером 10 мкм и менее, находящейся во взвешенном состоянии и вызывающей тяжёлые заболевания лёгких – пневмокониозы. Борьба с пылью при бурении осуществляется промывкой и пылеотсосом из буримой выработки, а также

применением индивидуальных средств защиты – респираторов. При бурении перфораторами с промывкой вода, поступающая к забою, с помощью сжатого воздуха разбрызгивается на мелкие частицы (размерами 40…60 мкм), которые обволакивают пылинки (более 2 мкм), оседают на стенках шпура, а затем стекают в забой в виде шлама.

Для достижения максимальной эффективности пылеподавления и высокой скорости бурения шпуров с промывкой необходимо соблюдать оптимальные режимы промывки, так как недостаточный расход воды ухудшает вынос буровой мелочи из шпура, а при повышенном расходе забой обводняется, что также затрудняет работу. Расход воды при бурении составляет для переносных перфораторов не менее 3 л/мин, для колонковых и телескопных – не менее 5 л/мин, для бурильных машин вращательно-ударного действия – не менее 12 л/мин. В результате добавления к промывочной воде поверхностно-активных веществ (ПАВ) в количестве 0,1…0,2 % пылинки обволакиваются плёнкой, выпадают в осадок, образуя стекающий из шпура шлам.

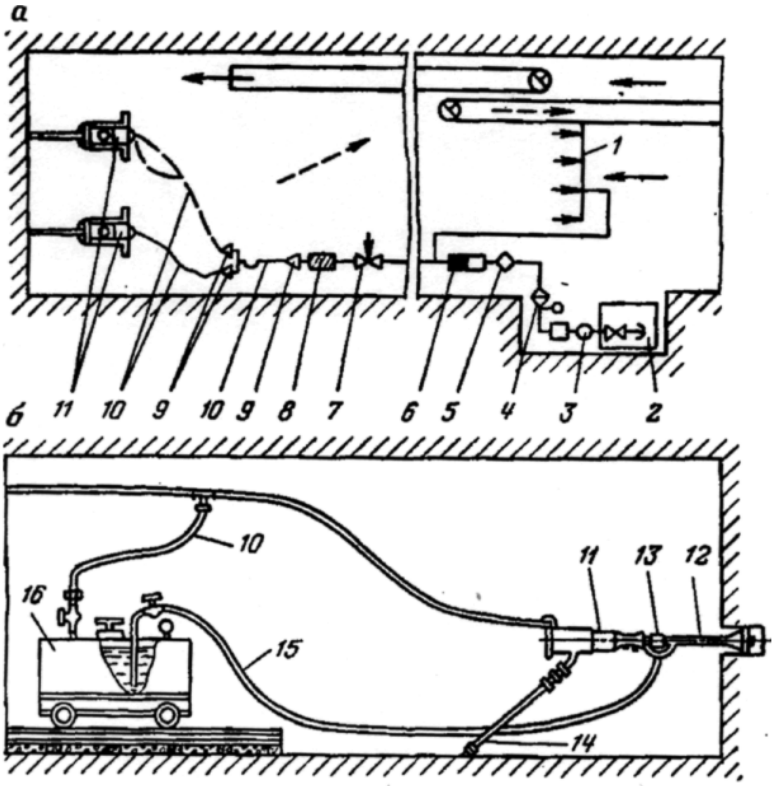


Рис. 1.44. Схемы промывки шпуров:
1 – водяная завеса; 2 – зумпф; 3 – насосная установка; 4 – фильтр; 5 – дозатор смачивателя ДСУ-4; 6 – магнитная установка; 7 – вентиль; 8 – расходомер; 9 – переходники; 10 – напорные рукава; 11 – перфораторы; 12 – бур; 13 – муфта; 14 – поддерживающая колонка; 15 – водоподводящий рукав; 16 – бачок индивидуального водоснабжения забоя

Существует две схемы подачи воды. По первой схеме (рис. 1.44, *а*) промывочная вода под давлением 0,2…0,3 МПа от центральной магистрали или индивидуальных бачков подаётся по напорным шлангам к перфоратору, затем по трубке, проходящей внутри перфоратора, попадает в канал буровой штанги и, выходя из отверстия в коронке, омывает забой. По второй схеме вода по шлангу и затем промывочной муфте, надетой на хвостовик бура, попадает в канал буровой штанги, минуя корпус перфоратора (рис. 1.44, *б*).

В некоторых условиях бурение шпуров с промывкой водой невозможно (многолетнемёрзлые породы и отрицательная температура в забое, высокогорные или безводные районы, сильная слёживаемость смоченной породы, образование сальников на буре и др.).

На горных предприятиях, где нет возможности бурить шпуры и скважины с промывкой, применяется сухое пылеулавливание. Пыль из шпура (скважины) или через канал бура отсасывают в пылеуловитель и собирают в сухих или водяных фильтрах либо в циклонных устройствах. Поступление воздуха с пылью в пылеуловитель обеспечивается эжектором, специальным вентилятором или вакуумным насосом.

В СНГ на горных работах применяются следующие пылеуловители: ТБИОТ-ДСП-3 – для улавливания пыли при сухом бурении переносными и телескопными перфораторами; ПО-4М – при бурении переносными перфораторами с центральным или боковым отсосом пыли (рис. 1.45); УПЗ-2 – для отсоса и улавливания пыли при сухом бурении шпуров переносными и телескопными перфораторами; ВНПП-1М-71РД – для отсоса пыли при бурении шпуров всухую.

Промышленностью выпускаются следующие виды ПАВ: ДБ (дибутил), смачиватели ОП-7, ОП-10, ДС-РАС, ОТ, сульфанол, мылонафт и др.

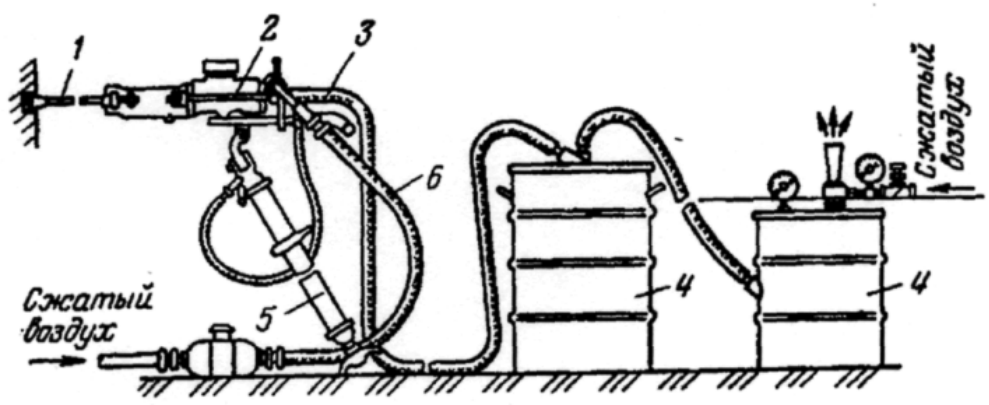


Рис. 1.45. Перфоратор с пылеуловителем ПО-4М

Схема устройства системы пылеотсоса показана на рис. 1.45. Продукты бурения через бур (*1*) и центральную трубку перфоратора (*2*) попадают в резинотканевый рукав (*3*) и транспортируются в пылеулавливающую установку (*4*). Установка оборудована пылеуловителем и эжектором.

Для работы с пылеотсосом буровые штанги должны иметь внутренний канал диаметром не менее 10 мм, а коронка – два отверстия диаметром 7…8 мм. Перфоратор с виброгасящей кареткой устанавливается на пневмоподдержке (*5*). Сжатый воздух к перфоратору и пневмоподдержке подается по шлангу (*6*).

Широко используют способ связывания пыли при бурении шпуров пористой пеной, представляющей 3%-й водный раствор пирогена.

При ведении горных работ на карьерах, где для бурения скважин применяют станки шарошечного бурения, используют в основном сухие системы пылеулавливания (пылеосадочные камеры, циклоны, мультициклоны и тканевые фильтры) и системы пылеподавления с помощью воды (бурение с промывкой и водовоздушной смесью, очисткой отсасываемого воздуха в гидрофильтрах).

Широко применяются трёхступенчатые системы улавливания пыли. Они состоят из бункера или зонда для улавливания буровой мелочи размером более 3 000 мкм (ступень I), циклонов и мультициклонов – для улавливания пылевидных частиц размером от 3 000 до 60 мкм (II ступень), рукавных фильтров – для осаждения частиц менее 60 мкм. Иногда на ступенях II и III устанавливают мокрые пылеуловители.

Перечисленные системы обеспечивают снижение запылённости до предельно допустимой концентрации.

Техническая характеристика пылеуловителя ПО-4М

Расход сжатого воздуха, $м^3$/мин 1,23
Разрежение на входе в эжектор, кПа:
при бурении 29
максимальное 60
Наибольшее расстояние от пылеуловителя до забоя, м. 60
Основные размеры, мм:
высота 900
диаметр 500
Масса, кг 35

Осевший толстый слой пыли убирают специальными машинами. Рудничную пыль смывают поливной машиной конструкции МакНИИ.

Во всех случаях, когда применение перечисленных выше технических средств и инженерных мероприятий не позволяет снизить запы-

лённость воздуха до предельно допустимой концентрации (ПДК), работы должны выполняться в противопылевых респираторах «Астра-2», Ф-62Ш, ШВ1, «Лепесток-5», У-2К, РП-К и др.

1.6.2. Технические средства для борьбы с шумом и вибрацией при бурении

Производственный шум снижает внимание, работоспособность и неблагоприятно сказывается на здоровье рабочего. Чрезмерный шум снижает производительность труда на 20…30 %. Шум при работе перфораторов возникает в результате выхлопа отработанного воздуха, вибрации буровых штанг и соударения деталей.

Степень вредности шума зависит от его интенсивности и частоты, а также от продолжительности пребывания работающего в этих условиях (табл. 1.16).

Таблица 1.16

Условия труда в зависимости от уровня и частоты шума

Условия труда	Уровень громкости шума, дБ		
	Низкочастотные шумы (до 300 Гц)	Среднечастотные шумы (от 300 до 800 Гц)	Высокочастотные шумы (> 800 Гц)
Нормальные	<90	<75	<65
Допустимые	91…100	76…85	66…75
Неблагоприятные	101…115	86…100	76…90
Особо неблагоприятные	>115	>100	>90

Главным и эффективным способом борьбы с шумом является переход на другие источники энергии – электрический, гидравлический, электрогидравлический и т. п.

Для поглощения шума при работе бурильных машин ударно-поворотного действия применяют различные конструкции глушителей и средства индивидуальной защиты.

Так, реактивные и комбинированные глушители позволяют снизить шум от выхлопа сжатого воздуха до 20 дБ. Однако при применении глушителей производительность бурения снижается более чем на 10 %.

Перфоратор с глушителем шума в виде резинового колпака (рис. 1.46) снижает уровень звукового давления со 119 до 114 дБ, масса глушителя 1,6 кг.

В качестве средств индивидуальной защиты от шума применяют противошумные каски, полупластичные антифоны и заглушки.

Антифоны представляют собой наушники, которые прижимаются к околоушной области пластинчатой пружиной и с помощью ремешка удерживаются на голове бурильщика.

Заглушки состоят из резиновой оболочки, наполнителя и направляющего стержня из пластмассы, который вставляется в слуховой аппарат.

Заглушающая способность некоторых технических средств шумоподавления приведена в табл. 1.17.

Таблица 1.17

Заглушающая способность (дБ) технических средств (по К.Н. Власову)

Средства	Октавные полосы среднегеометрических частот, Гц						
	125	250	500	1000	2000	4000	8000
Каска ВЦНИИОТ-2М	7	12	14	22	35	40	32
Заглушки из ткани ФПА-111	15	15	18	20	25	30	30
Заглушки НИИГРИ	2	7	6	12	18	27	29
Антифоны	5	8	8	2	20	28	29

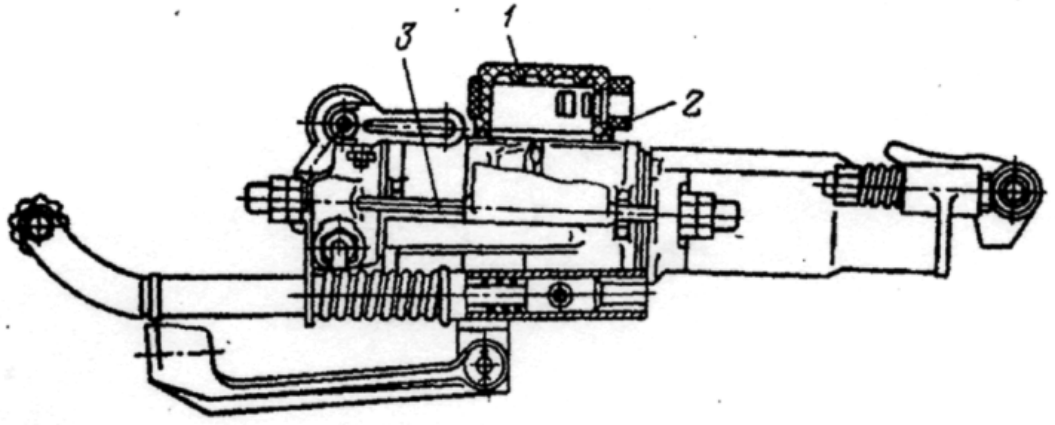


Рис. 1.46. Глушитель шума на перфораторе:
1 – глушитель; 2 – насадка; 3 – стяжной болт

Если работа связана с наличием шума, то необходимо с помощью специальных приборов (шумо- и частотомеров) установить интенсивность (в децибелах), частоту шума (в герцах) и в необходимых случаях наметить мероприятия по его снижению.

Длительное воздействие вибрации может вызвать так называемую вибрационную болезнь (заболевание суставов с нарушением двигательных рефлексов организма человека). Воздействие вибрации приводит к снижению производительности труда рабочих и уменьшению надёжности работы оборудования. Так, большая часть аварий и поломок происходит в результате завышенных уровней вибрации.

Для уменьшения вибраций, возникающих при работе оборудования и инструментов, следует применять различные вибропоглощающие средства, виброизоляторы, а также средства индивидуальной защиты.

С целью предупреждения заболевания вибрационной болезнью рабочих, занятых на бурении при проведении горных выработок, необходимо использовать проходческие буровые каретки для устранения контакта рабочих с буровым инструментом.

На горных предприятиях действуют санитарные нормы и правила, регламентирующие уровень вибрации. Допустимые значения виброскорости в двух интервалах частот колеблются от 11 до 3000 и от 2 до 63 Гц.

Предельно допустимые уровни вибрации в октавных полосах по частоте приведены ниже:

Частота, Гц	<11	16	32	63	125	250	500	1 000	2 000
Виброскорость, см/с	<5	5	3,5	2,5	1,8	1,2	0,9	0,63	0,45

На геолого-разведочных и горных предприятиях наибольший процент заболеваний вибрационной болезнью приходится на долю рабочих, работающих с ручными инструментами ударного и вращательного действий.

Современные перфораторы создают виброскорости корпуса на всех частотах выше нормы. Поэтому все ручные перфораторы эксплуатируются с виброзащитными устройствами. Колонки и каретки также надежно защищают оператора от опасных влияний вибрации.

Виброгасящее устройство перфоратора (рис. 1.47) состоит из сварной рамы (*1*), представляющей собой две трубы, скрепленные кронштейном с отверстием для присоединения пневматической поддержки. В трубах помещены рабочие пружины (*4*) и ползуны (*6*). Между направляющим кронштейном (*2*) и упорными кольцами на трубах рамы установлены вспомогательные пружины (*3*), которые предназначены для гашения вибрации работающего перфоратора при извлечении буровой штанги из шпура. Виброгасящее устройство соединяется с перфоратором осью (*5*), вставляемой в отверстие прилива цилиндра перфоратора, и при помощи направляющего кронштейна (*2*), установленного под головками стяжных болтов (*7*). В трубах рамы виброгасящего устройства имеются пазы, по которым виброгасящее устройство перемещается относительно перфоратора. Усилие подачи от пневматической поддержки передается перфоратору через рабочие пружины. Кронштейн рукоятки (*9*) виброгасящего устройства изолируется от рамы эластичными кольцами (*8*), гасящими высокочастотную вибрацию. Масса виброгасящего устройства 6 кг.

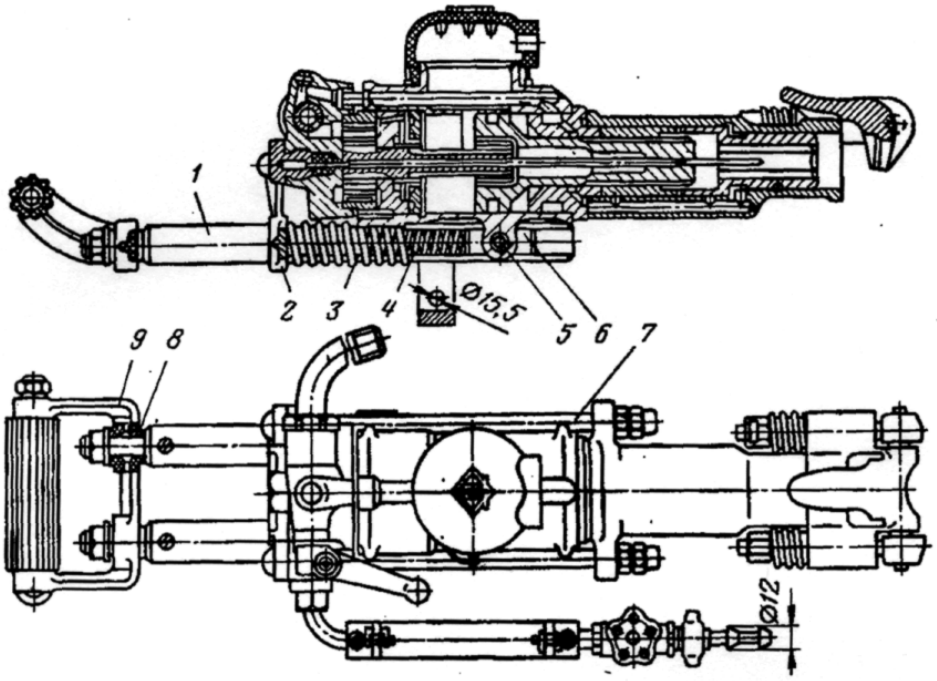


Рис. 1.47. Виброгасящее устройство перфоратора

Для телескопных перфораторов ТП-29 и ПТ-36 разработаны виброзащитные рукоятки ПРВ-2А, у которых вибрация гасится упругим элементом, сделанным из стального каната или резинового стержня. Следует иметь в виду, что виброгасящие устройства, как правило, гасят колебания с низкими частотами. Для гашения высокочастотных колебаний применяют рукавицы с полихлорвиниловыми вкладышами. Рукавицы уменьшают уровень вибрации в среднем на 5 дБ на частотах 20…40 Гц, на 10 дБ на частотах 50…100 Гц и на 20 дБ на частотах более 100 Гц. Бурение взрывных скважин шарошечными станками сопровождается значительной вибрацией станков. Её влияние зависит от продолжительности и характера воздействия на рабочего (местная или общая вибрация, повороты, круговые движения, толчки). Действие этого фактора считается повышенным при наличии местной или общей вибрации на протяжении более половины рабочей смены. Если рабочий испытывает местную или общую вибрацию на протяжении всей смены, сильные толчки и повороты, то действие этого фактора считается сильным. На буровых станках у пульта управления, где находится машинист станка, применяют резиновые коврики, а также амортизаторы, снижающие вибрацию станка при бурении.

Для снижения уровня вибраций на станках шарошечного бурения широко применяются забойные амортизаторы, устанавливаемые между долотом и буровыми штангами. Упругие элементы амортизатора гасят вибрации, возникающие при работе долота на забое.

Уровень вибрации на станках снижается в 1,5 раза, а стойкость долот увеличивается на 30…60 %. Скорость бурения при одинаковых осевых усилиях с амортизаторами и без них примерно одинакова или даже несколько (на 15…20 %) выше.

Решающее значение в профилактике вибрационной и шумовой болезней у горнорабочих имеют инженерно-технические мероприятия, как, например, усовершенствование горных машин и механизмов в направлении ликвидации вредных воздействий на организм человека при работе этих машин, а также переход на автоматическое и дистанционное управление горными машинами и механизмами.

В настоящее время возможности ручных пневматических бурильных машин для проведения геолого-разведочных выработок ограничены. Наметились тенденции использования более тяжёлых буровых машин с массой свыше 30 кг, смонтированных на манипуляторах или салазках. Тяжёлые бурильные машины позволяют на 30…50 % сократить время на бурение за счёт высоких усилий подачи и на 10…15 % повысить производительность. Их применение позволяет исключить непосредственный контакт проходчика с бурильной машиной.

Контрольные вопросы

1. Что влияет на условия труда рабочих при бурении?
2. Как осуществляется пылеподавление при бурении?
3. Опишите способы борьбы с шумом и вибрацией при бурении.

1.7. Машины для производства сжатого воздуха, электроагрегаты и воздухопроводные сети

Энергия сжатого воздуха необходима для приведения в действие приводов перфораторов и некоторых других пневматических машин, используемых при производстве горно-разведочных работ (сжатый воздух потребляется и при бурении разведочных скважин).

Для обеспечения пневматических машин сжатым воздухом при проведении горных выработок в геолого-разведочных партиях и экспедициях применяют компрессорные установки. Компрессоры *по принципу действия* подразделяют на *турбинные, ротационные, винтовые, гидравлические* и *поршневые*.

Турбокомпрессоры (рис. 1.48) применяются преимущественно на крупных горных предприятиях. При вращении с частотой *n* колёса (*1*) с лопатками, насаженными на вал (*2*), воздух, заполняющий каналы (*3*), отбрасывается к наружной поверхности насоса с избыточным давлением. Далее воздух попадает в диффузор (*4*), в котором вследствие расширения

каналов происходит преобразование динамического воздействия в статическое давление. Подача турбокомпрессора превышает 200 м^3/мин при давлении сжатого воздуха 0,6…0,8 МПа.

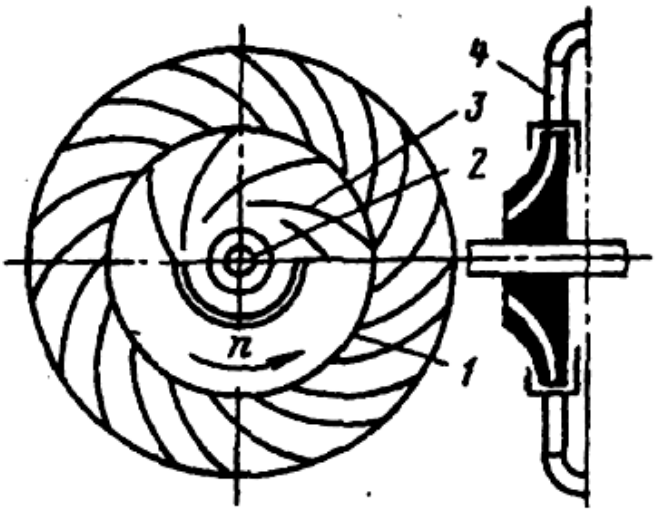


Рис. 1.48. Секция турбокомпрессора

В ротационных компрессорах (рис. 1.49), благодаря эксцентричному по отношению к оси цилиндра расположению ротора с пластинками, образуется серповидное пространство. При вращении ротора пластинки выдвигаются из пазов, прижимаются к стенкам цилиндра и образуют камеры, постепенно уменьшающиеся при вращении ротора. Вследствие этого происходит сжатие заключённого в них воздуха.

Подача ротационных компрессоров составляет до 50 м^3/мин, конечное давление сжатого воздуха – до 0,9 МПа.

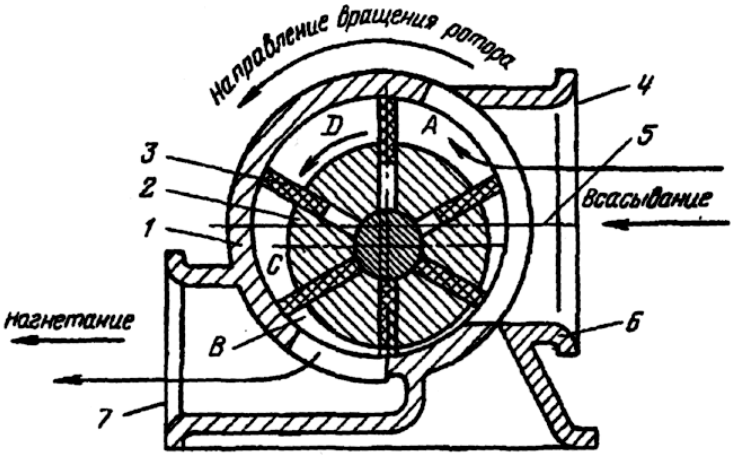


Рис. 1.49. Схема работа ротационного компрессора:
1 – корпус; 2 – ротор; 3 – пластина; 4 – всасывающий патрубок;
5 – ось цилиндра; 6 – блок цилиндра; 7 – нагнетательный патрубок; ABCD – ячейки

В винтовых компрессорах воздух из всасывающего патрубка поступает в винтовые каналы между ведущим и ведомым роторами, размещёнными в цилиндрических расточках корпуса. Роторы находятся в зацеплении посредством шестерней связи и вращаются в противоположном направлении. В определённый момент вращения заполненные воздухом полости изолируются от всасывающего патрубка, а затем зубцы одного ротора заполняют впадины другого, в связи с чем уменьшается объём воздуха в канале и происходит его сжатие. Сжатие продолжается до соединения заполненной воздухом полости с выхлопным отверстием.

В гидрокомпрессорах для сжатия засасываемого воздуха используется энергия воды, движущейся по вертикальному трубопроводу.

В поршневом компрессоре (рис. 1.50) поршень выполняет возвратно-поступательное движение. При движении поршня вниз происходит всасывание атмосферного воздуха через клапан, а при обратном движении (вверх) происходит сжатие его до тех пор, пока давление в цилиндре не достигнет такого же давления, как и в воздухосборнике, после чего воздух выталкивается в воздухосборник через нагнетательный клапан.

Различают следующие виды поршневых компрессоров: *по способу действия – простого* (процесс всасывания происходит при прямом ходе, нагнетание – при обратном) и *двойного действия* (всасывание и нагнетание при любом ходе); *по числу ступеней сжатия* – одно- и многоступенчатые; *по способу установки* – передвижные и стационарные; *по подаче* – с малой (до 10 м^3/мин), средней (10…30 м^3/мин) и большой (свыше 30 м^3/мин) подачей; *по расположению цилиндров* – наклонные, горизонтальные и вертикальные; *по способу охлаждения* – с воздушным и водяным охлаждением.

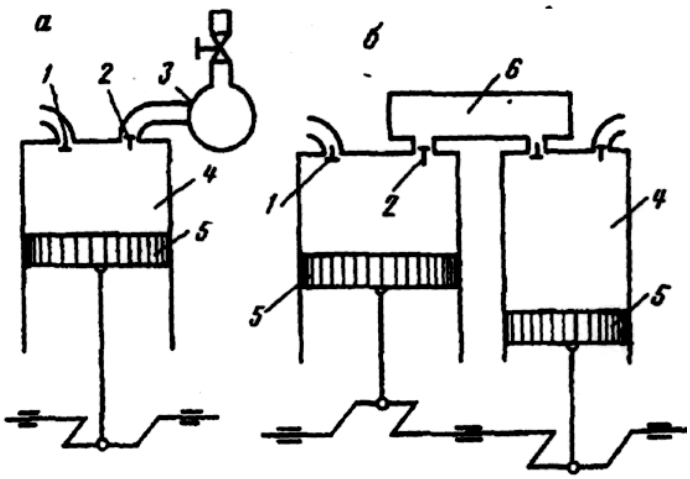


Рис. 1.50. Схема поршневых компрессоров простого действия:
а – одноступенчатого; б – двухступенчатого; 1 и 2 – всасывающий и нагнетательный клапаны; 3 – воздухосборник; 4 – цилиндр;
5 – поршень; 6 – промежуточный холодильник

При поисково-разведочных работах находят применение передвижные компрессорные станции, которые перевозят с одного объекта на другой. Эти станции подразделяют на *два типа*: прицепные и переносные. Прицепные станции монтируют на одно- или двухосных прицепах, снабжённых поворотным устройством, тормозной системой, рессорной подвеской и колёсами на пневмоходу. Такие станции к месту работы буксируют автомашиной или трактором.

Переносные станции монтируют на раме без колёс и на место работ их доставляют с помощью средств автотранспорта или перемещают волоком по земле. По роду привода передвижные компрессорные станции подразделяют на станции с двигателями внутреннего сгорания или электрическими двигателями. На передвижных компрессорных станциях используют компрессоры с малой (до 3 $м^3$/мин) и средней (до 10 $м^3$/мин) подачей при давлении до 1 МПа.

Наибольшее распространение получили поршневые и винтовые компрессоры. Передвижные прицепные компрессорные станции с поршневыми компрессорами двухступенчатого сжатия и воздушным охлаждением (ЗИФ-55, ЗИФ-51, ДК-9М, ПК-10 и др.) обеспечивают производительность 4,6…10,5 м/мин при рабочем давлении 0,6…0,7 МПа. Компрессоры имеют бензиновый (ЗИФ-55), дизельный (ДК-9М, ПК-10) или электрический (ЗИФ-51) двигатель и от трёх до шести раздаточных вентилей.

Преимущества поршневых компрессоров, обеспечившие их широкое применение при горно-разведочных работах, следующие: надёжность, высокий КПД и длительный срок службы (кроме поршневых компрессоров, в некоторых геолого-разведочных партиях используют ротационные и винтовые компрессоры с меньшими основными размерами и массой – ЗИФ-ПР-6, ПР-10, ПВ-10 и ЗИФ-55В с подачей от 5,5 до 10 $м^3$/мин при давлении 0,7 МПа, имеющие дизельный или бензиновый двигатель мощностью около 75 кВт).

К вспомогательному оборудованию компрессорных установок относятся воздухосборники (ресиверы), устройства для охлаждения воздуха и контрольно-измерительная аппаратура. Воздухосборник необходим для сглаживания колебаний давления воздуха, которые являются следствием прерывистого характера подачи его поршневым компрессором. Воздухосборник представляет собой стальной цилиндрический резервуар с патрубками для ввода и вывода воздуха и с краном для выпуска конденсата.

Коэффициент полезного действия пневматических установок ниже электрических, однако, пневматические установки более безопасны в обслуживании, просты в эксплуатации, надёжны в работе.

Применение электросвёрл для бурения шпуров обусловлено наличием на месте производства работ электрической энергии (отметим, что кроме электросвёрл электрическими приводами снабжены многие машины, используемые при проведении горных выработок).

При горно-разведочных работах в качестве местных источников электроэнергии используют электрические станции, оснащенные бензиновыми или дизельными электроагрегатами различной мощности.

Бензоэлектрические агрегаты выпускают мощностью от 1 до 12 кВт. Они представляют собой комплекс из трёхфазного генератора, карбюраторного двигателя, блока аппаратуры управления и рамы с кожухом.

Параметры бензоэлектрических агрегатов приведены ниже.

Типоразмер	АБ-1-Т/230	АБ-4-Т/230	АБ-8-Т/230	АБ-12-Т/400
Ток, А	3,12	12,6	25,0	21,7
Масса, кг	62	190	400	880

Примечание. I. Первая цифра типоразмера бензоэлектрического агрегата обозначает мощность (кВт), вторая – напряжение питания (В). 2. Частота питающего напряжения 50 Гц.

Электроагрегаты с дизельными двигателями серии АД выпускают мощностью 5…200 кВт и массой от 700 до 3 760 кг.

Помимо электроагрегатов при производстве горно-разведочных работ применяют передвижные электростанции с дизельными двигателями. электростанции мощностью до 20 кВт монтируют аналогично компрессорным передвижным станциям на одном четырёхколёсном прицепе.

Иногда на геолого-разведочных работах используют стационарные электростанции мощностью от 50 до 500 кВт, которые состоят обычно из нескольких дизельных электрических агрегатов. При электроснабжении геолого-разведочных работ от ЛЭП применяют понижающие трансформаторные подстанции. Трансформаторные подстанции подразделяют на передвижные и стационарные.

Вырабатываемый компрессором сжатый воздух подаётся к потребителям по воздухопроводной сети (трубопроводам диаметром от 20 до 320 мм) и воздухопроводным рукавам (шлангам) диаметром 10…50 мм. Трубы диаметром до 50 мм соединяются резьбовыми муфтами. При большем диаметре соединение производится фланцами с болтовым соединением. Прокладки в местах соединения труб выполняются из резины, клингерита, асбеста и картона. Основные магистральные трубопроводы соединяют сваркой. По трассе трубопровода устанавливают маслоотделители.

К воздухопроводным сетям предъявляют ряд требований: они должны быть герметичными, иметь малое сопротивление движению сжатого воздуха

и диаметр труб, соответствующий пропускаемому количеству воздуха. В качестве запорных устройств на трубах устанавливают вентили или задвижки. Энергетические параметры сжатого воздуха при движении его по трубопроводу снижаются за счёт аэродинамических потерь и утечек в атмосферу.

Общие допустимые потери давления воздуха в воздухопроводе не должны превышать 15 %.

При прокладке трубопровода необходимо соблюдать следующие требования. Прокладка трубопровода должна производиться по кратчайшему пути. На поверхности трубы следует укладывать с уклоном 0,005 в сторону движения воздуха, а в подземных выработках уклон должен составлять 0,003. Количество арматуры в трубопроводе должно быть минимальным. Трубы, используемые для прокладки в шахте, подлежат гидравлическому испытанию на давление, в 2,5 раза превышающее нормальное рабочее давление воздуха. При прокладке не допускается провисаний трубы во избежание скопления в ней воды. Воздухопровод в шахте должен быть заземлён через 500 м. Каждый участок ответвления от главной магистрали должен иметь запорный вентиль или задвижку.

Прокладка жестких воздухопроводов в горизонтальных и наклонных выработках осуществляется на кронштейнах, на подвесках-хомутах, по почве у стенки выработки, противоположной людскому проходу.

В вертикальных выработках (стволах шахт, шурфах) трубы прикрепляются при помощи хомутов к деревянной крепи или расстрелам. Трубопроводы также могут подвешиваться на канатах.

Контрольные вопросы

1. С какой целью применяются компрессоры при бурении?
2. Какие типы компрессоров Вы можете назвать?
3. Какие требования предъявляются к воздухопроводным сетям?

1.8. Организация работ при бурении шпуров и скважин

На ритмичность работы геолого-разведочных и горных предприятий оказывает влияние форма организации труда, которая должна соответствовать техническому уровню производства.

Для обеспечения согласованной, чёткой и бесперебойной работы как бурового, так и взрывного цехов разрабатываются и осуществляются организационно-технические мероприятия.

Исходя из конкретных горно-геологических, физико-механических и структурных особенностей массива выбираются наиболее эффектив-

ные способы и методы ведения буровзрывных работ, современные высокопроизводительные буровые станки, зарядные, забоечные машины и водооткачивающие установки, соответствующие применяемой технологии ведения горных работ.

Используются методы автоматизированного расчёта параметров на обуривание и взрывание блока, планирование их типа и количества с учётом продвижения фронта работы, изменения физико-механических свойств пород, структурных особенностей массива и обводнённости по горизонтам и временам года.

Применяются эффективные методы ремонта буровых станков и зарядных машин, включая мероприятия по регулярному планово-предупредительному осмотру и ремонту оборудования.

Ритмичность в работе буровых станков достигается в результате чёткой организации обслуживающих их рабочих (бесперебойное снабжение электроэнергией, регулярная подача запчастей и бурового инструмента, создание благоприятных условий труда и отдыха).

Очень важную роль играет наличие чёткого графика доставки бригадам бурового инструмента и материалов, ликвидирующего простои. На геолого-разведочных и горных предприятиях оборудуются передвижные мастерские, служащие также для хранения инструмента, смазочных материалов, мелких запчастей.

Наилучшие технико-экономические показатели работы достигаются там, где коллективы участков используют внутренние резервы производства, осуществляют замену устаревшего оборудования, контроль за качеством оборудования и поддержанию взрывных скважин. Большое значение для ритмичной работы забоев, участков и горного предприятия в целом при добыче скальных горных пород с применением буровзрывной техники имеют качество обуривания и поддержание взрывных скважин. Несоответствие параметров сетки скважин паспортным данным, неудовлетворительное состояние скважин, недобуривание, перебуривание, засорение взорванной горной массы значительно ухудшают её качество, нарушают ритмичность работы горного предприятия.

Перебуривание взрывного блока требует дополнительных трудовых, энергетических и материальных затрат, что значительно увеличивает себестоимость буровых работ.

Контроль и поддержание взрывных скважин важны в основном на открытых горных работах, где применяются скважины диаметром 190…320 мм. На подземных работах для взрыва небольших объёмов гор-

ной массы применяются шпуры или скважины диаметром 32…105 мм, которые более устойчивы и не требуют особых мер по поддержанию.

На карьерах горно-химического сырья, стройматериалов, горнорудной и угольной промышленности СНГ ежегодно перебуривается около 10 % взрывных скважин.

На современных карьерах в один приём взрывают около 500 тыс. $м^3$ горной массы. Обуривание такого большого объёма взрывного блока осуществляется в течение 1,5–2 месяцев, заряжание и забойка производятся в течение недели.

Как видно, взрывные скважины стоят до взрыва в течение двух и более месяцев после того, как они были пробурены.

Трудоёмкость работы по содержанию взрывных скважин зависит от многих причин, а именно: физико-механических свойств пород, трещиноватости массива, обводнённости месторождения, климатических условий, объёма взрываемого блока, организации надзора и ухода за взрывными скважинами, крепления скважин и укрытия их деревянными щитами и др.

Самая высокая трудоёмкость и стоимость перебуривания взрывного блока имеют место при неустойчивых породах (категории I и II) и менее – в породах средней устойчивости и устойчивых (категории III, IV и V).

Опыт работы горных предприятий показывает, что основными путями снижения трудоёмкости поддержания взрывных скважин являются: замена станков ударно-канатного бурения станками шарошечного бурения; крепление скважин химическими методами, обсадными трубами; применение защитных щитов, предохраняющих скважины от заваливания.

Осмотр, контроль и уход за взрывным блоком позволяют установить условия неустойчивости скважин, наметить необходимые мероприятия по их устранению, а также предупредить повреждения взрывных скважин от воздействия массовых взрывов и климатических условий.

При взрывании небольших (10…30 тыс. $м^3$) объёмов горной массы может быть применён метод непосредственного заряжания скважин сразу же после обуривания. Указанные мероприятия обеспечивают значительный рост производительности труда и повышение технико-экономических показателей бурения скважин.

Главным условием совершенствования буровых работ геологоразведочных и горных предприятий является улучшение организации процесса бурения. Важная проблема организации производства – рациональное использование рабочего времени. Снижение потерь и увеличение чистого времени бурения – основной источник роста производительности труда.

Кроме непосредственного бурения скважин осуществляется целый комплекс вспомогательных операций: опускание и подъём бурового инструмента, наращивание и рассоединение бурового става, чистка скважин, замена и заточка породоразрушающего инструмента и т. п. Время, затрачиваемое на выполнение этих операций, определяется видом бурения (ударное, вращательное, ударно-вращательное, термическое, гидравлическое и т. д.), длиной штанг, уровнем механизации подачи бурового инструмента на забой, расстоянием между обуреваемыми скважинами и др.

Потери рабочего времени при бурении шпуров и скважин составляют примерно 30…35 %. При этом более чем 2/3 суммарных потерь возникают в результате несовершенства организации буровых работ (например, перевоз станков от скважины к скважине, несвоевременное снабжение запчастями и материалами и др.).

Совершенствование организации технического обслуживания буровых станков приводит к снижению потерь времени на 10 %, что в среднем увеличивает производительность шарошечного станка на 13 % и огневого – на 10 %.

Главными направлениями повышения производительности станков являются также новые конструктивные и технологические решения, повышающие скорость бурения, увеличивающие стойкость бурового инструмента и сокращающие время вспомогательных операций. Последнему способствуют полная механизация всех операций, автоматизация процесса бурения и совершенствование организации буровых работ.

Контрольные вопросы

1. Какие организационно-технические мероприятия разрабатываются при бурении?
2. Что обеспечивает ритмичность в работе буровых станков?
3. Как уменьшить потери рабочего времени при бурении?

РАЗДЕЛ II. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА В СРЕДЕ

ГЛАВА 2
ОСНОВЫ ТЕОРИИ ВЗРЫВА И ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА

2.1. Краткий обзор истории развития взрывного дела

История развития взрывных работ непосредственно связана с созданием, производством ВВ и средств их инициирования, созданием средств бурения, разработкой классификации горных пород для оценки их сопротивляемости разрушению при бурении и взрывании, разработкой теории детонации ВВ и разрушения горных пород, развитием промышленности по добыче скальных полезных ископаемых.

Первым известным взрывчатым веществом был черный порох, использовавшийся с давних пор в Китае для фейерверков, а с XI в. арабами в военных целях. Примерно в XIV в. чёрный порох стали применять в Западной Европе и России для огнестрельного оружия и разрушения военных укреплений.

Первый завод по промышленному изготовлению пороха на Руси был построен в Москве в 1494 г. В 1552 г. при Иване Грозном был взорван заряд из 48 бочек чёрного пороха для разрушения крепостных стен Казани.

Горная летопись свидетельствует, что порох в горном деле начали применять в 1627 г. в Венгрии. В России для гражданских целей порох впервые был использован для расчистки русла р. Неман в 1548–1572 гг.

Чёрный порох господствовал свыше пяти веков, вплоть до XIX в. Взрывные работы с применением чёрного пороха проводились следующим образом. Заряд пороха засыпали в шпур и вводили в заряд железный прут так, чтобы его конец выходил из шпура. Затем шпур забивали глиной, прут вынимали, а образованное отверстие в забойке заполняли порохом, образуя огнепроводный канал. В устье шпура размещали кусок скомканной бумаги, обеспечивающей задержку от момента её поджигания до воспламенения пороха. Для воспламенения зарядов применялись камышовые трубки, заполненные порохом.

Бурное развитие промышленности во второй половине XIX в. способствовало созданию и производству новых ВВ и средств инициирования. В 1800 г. в Англии Говардом была открыта гремучая ртуть. В 1812 г. в Рос-

сии П.Л. Шилинг впервые применил электрический воспламенитель для взрывания зарядов; в 1831 г. в Англии У. Бикфорд изобрёл огнепроводный шнур, который с некоторыми изменениями применяется до сих пор; в 1845 г. в Германии Ф. Шенбайн открыл коллоидный хлопок; в 1847 г. в Италии А. Собреро изобрёл нитроглицерин; в 1853 г. в России Н.Н. Зинин и В.Ф. Петрушевский предложили ВВ на основе нитроглицерина, аналогичное по составу динамитам, которые запатентованы в 1864 г. шведом А. Нобелем. В 1865 г. капитаном Д.И. Андриевским предложен первый детонатор в деревянной гильзе; в 1867 г. А. Нобель запатентовал детонатор в виде заряда гремучей ртути в медной гильзе; в 1863 г. был впервые получен тротил, взрывчатые свойства которого были определены только в 1891 г., а производство ВВ в России началось с 1909 г.; в 1867 г. шведскими химиками И. Ольсеном и И. Норбином были предложены и запатентованы ВВ на основе аммиачной селитры, близкие по составу современным аммиачно-селитренным ВВ. Нобель купил этот патент и более чем на 20 лет задержал внедрение аммиачно-селитренных ВВ в горную промышленность. Массовое производство аммонитов в бывшем СССР началось в 1929 г.

Для инициирования зарядов в 1879 г. был предложен детонирующий шнур, хлопчатобумажная оболочка которого была начинена гранулированным пироксилином.

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 инициирующим ВВ.

В 1897 г. был открыт гексоген, а в 1920 г. установлено, что это соединение является ВВ. Высокие взрывчатые свойства, химическая стойкость и сравнительно простая технология производства привели к тому, что гексоген стали производить в больших количествах во многих странах мира.

В 1891 г. был синтезирован тэн, представляющий собой азотнокислый эфир многоатомного спирта пентаэритрита. Из нитроэфиров это наиболее стойкое взрывчатое вещество. Тэн является одним из мощных ВВ, для производства которого имеется практически неограниченная сырьевая база. В настоящее время тэн применяют главным образом при производстве электродетонаторов, промежуточных детонаторов и детонирующего шнура.

В 1892 г. Д. И. Менделеев разработал составы и технологию изготовления бездымных порохов. В 1900 г. был предложен комбинированный капсюль-детонатор из гремучей ртути и тротила. С 1913 г. в капсюлях-детонаторах стали использовать азид свинца и тенерес. С 30-х гг. в бывшем СССР происходит постепенная замена нитроглицериновых динамитов на более безопасные ВВ на основе аммиачной селитры: аммониты (смесь тротила, аммиачной селитры и горючего) и динамоны (смесь се-

литры и горючего). Эти ВВ к концу 50-х годов стали основными для карьеров.

Большая заслуга в разработке аммонитов и динамонов принадлежит канд. техн. наук В.А. Ассонову. Динамоны, известные с 30-х гг., особенно широко применялись в период Великой Отечественной войны, когда страна испытывала недостаток в ВВ. С 1953 г. динамоны не применяются из-за расслаиваемости заряда в скважине при заряжании. К применению простейших ВВ, не содержащих тротил, отечественная промышленность приступила снова в конце 50-х гг. на основе работ академика Н.В. Мельникова, профессора Г.П. Демидюка и других специалистов, исследовавших взрывчатые свойства смеси гранулированной аммиачной селитры и солярового масла, получившей название игданит. Принципиальным отличием игданитов от ранее применявшихся ВВ явилось их изготовление из невзрывчатых компонентов непосредственно на горных предприятиях.

Разработкой и внедрением оксиликвитов занималась группа ученых и инженеров – Л.Н. Марченко, М.М. Фугзан, К.И. Иванов и др. Непрерывный рост объёмов работ на новостройках страны после войны обусловил новые разработки в области создания взрывчатых веществ и широкое их внедрение в промышленность.

С середины 50-х гг. в СССР была начата разработка группы более совершенных аммиачно-селитренных ВВ заводского изготовления: мощных скальных аммонитов с добавками гексогена, грубодисперсных гранулитов и граммонитов (ранее называвшихся зернограннулитами), водосодержащих акватолов, ифзанитов и горячельющихся ВВ. Пониженная по сравнению с порошкообразными ВВ чувствительность, хорошая сыпучесть и незначительное пыление при заряжании гранулированных ВВ позволили успешно решать задачи комплексной механизации взрывных работ на карьерах и рудниках. Для инициирования зарядов ВВ пониженной чувствительности созданы промежуточные детонаторы в виде прессованных или литых тротиловых шашек. Для взрывания обводнённых массивов с проточной водой созданы гранулированные тротил (гранулотол) и алюмотол. Разработаны и широко внедрены пиротехнические замедлители КЗДШ для короткозамедленного взрывания нескольких зарядов с помощью ДШ. Разработаны более совершенные детонирующие шнуры в пластиковой оболочке.

Первые известные эмпирические зависимости по расчёту величин зарядов взрывчатых веществ были предложены в 1669 г. французским маршалом и учёным Вобаном. Формулы, выведенные для условий взрывания грунтов и образования воронок определённых размеров, в дальнейшем стали применять в горном деле.

В 1749 г. М.В. Ломоносов впервые объяснил явление взрыва и его действие на окружающую среду, а первый труд в России по технологии изготовления ВВ опубликовал в 1799 г. А.А. Мусин-Пушкин. В 1871 г. М.М. Боресков на основе работ М. М. Фролова предложил формулу для расчёта зарядов на выброс, которая широко используется до настоящего времени.

В 1918 г. при Главном военно-инженерном управлении РККА были созданы первые команды взрывников, на основе которых был организован Взрывштаб ГВИУ. Через некоторое время он был реорганизован во Взрывсельпром, на базе которого в 1931 г. была создана одна из ведущих организаций по буровзрывным работам в строительстве – трест Союзвзрывпром.

Советские учёные – 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. Компанеец и другие выполнили цикл фундаментальных работ по описанию сущности детонации зарядов ВВ, действию взрыва в непосредственной близости от заряда и на разных расстояниях от него. Большой вклад в анализ физических явлений, связанных с действием взрыва на горную породу, а также в создание методов расчёта зарядов для различных условий сделали д-ра техн. наук А.Ф. Беляев, Ф.А. Баум, Б.М. Шехтер, К.К. Андреев, Г.П. Демидюк, М.М. Докучаев, Э.О. Миндели и др.

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

Фундаментальные исследования механизма разрушения горных пород взрывом проведены профессором Г.И. Покровским и развиты в трудах профессоров А.Н. Ханукаева, В.Н. Мосинца, Б.Н. Кутузова, Ф.И. Кучерявого, М.Ф. Друкованого, чл.-корр. АН УССР Э.И. Ефремова и др.

Под руководством профессора И.А. Остроушко выполнен комплекс работ, связанных с механизацией заряжания скважин и камер различными ВВ.

Неоспорим приоритет советских ученых и инженеров в разработке теории и применении крупных взрывов на выброс и сброс в горном деле, гидротехническом и мелиоративном строительстве. Большую работу по развитию и совершенствованию взрывов на выброс проводил Союзвзрывпром.

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

В настоящее время многие институты и специализированные лаборатории занимаются исследованиями в области взрывного дела. Ве-

дущая роль в развитии взрывного дела принадлежит ИГД им. А.А. Скочинского, Московскому и Ленинградскому горным институтам, Днепропетровскому институту геотехнической механики, Центральной специализированной лаборатории бывшего треста Союзвзрывпром и другим организациям. Координация научных работ в области взрывного дела и разработка основных направлений осуществляются Межведомственной комиссией по взрывному делу.

В середине XIX в. составлена первая классификация горных пород рудников Колывано-Воскресенских заводов по трудоёмкости их добычи (добываемости).

В 1911 г. профессор М.М. Протодьяконов в журнале «Горнозаводское дело» опубликовал научно обоснованную классификацию горных пород, которая не потеряла своего практического значения до сих пор.

Большая работа в области классификации горных пород по буримости и взрываемости проделана в 40-х гг. под руководством профессора А.Ф. Суханова. Эта работа и составленные общие классификации пород по буримости и взрываемости явились методической основой для составления местных и ведомственных классификаций пород по буримости и взрываемости, предназначенных для нормирования буровзрывных работ на различных предприятиях.

Фундаментальные работы по классификации горных пород по трудности их разрушения при бурении, взрывании и других процессах добычи выполнены под руководством академика В.В.Ржевского. На основе этой классификации (по значениям пределов прочности на сжатие, сдвиг, растяжение, плотность породы и т. д.) представляется возможным определить показатель трудности разрушения породы при различных технологических процессах (бурение, взрывание) и дать количественное сравнение различных разрабатываемых пород.

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

Первый станок для вращательного бурения скважин диаметром до 150 мм создан в 1935 г. А.А. Миняйло. В 1938 г. А.К. Сидоренко предложил способ бурения скважины погружными бурильными молотками. В 1949–1950 гг. на подземных рудниках С.П. Юшко испытал станок с погружными пневмоударниками, вращение которого осуществлялось буровым ставом с поверхности.

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

В тесной связи с совершенствованием взрывчатых материалов и средств бурения находится развитие технологии взрывных работ.

С 1952 г. в связи с разработкой средств короткозамедленного взрывания на карьерах начинает внедряться короткозамедленное взрывание, которое обеспечило переход от однорядного взрывания к многорядному, способствовало увеличению масштабов взрывов и улучшению качества дробления пород. На подземных горных работах внедрение короткозамедленного взрывания началось с 1960 г.

Проводятся систематические исследования по разработке и изучению методов регулирования степени дробления горных пород взрывом. Изучается изменение степени дробления различных по трещиноватости и крепости массивов горных пород в зависимости от диаметра заряда, расхода и типа ВВ, сетки расположения и конструкции зарядов, интервала и схемы замедления, точки инициирования и т. д. Эти работы являются научно-инженерной основой для выполнения взрывов с целью получения заданной крупности дробления массива и параметров развала горной массы. Взрывание высоких уступов в зажатой среде является

одним из методов интенсификации дробления пород взрывом, решающим в перспективе проблему применения поточной технологии при разработке скальных пород.

Технология массовой отбойки руд скважинными зарядами диаметром 100…200 мм и более в сочетании с короткозамедленным взрыванием позволила за короткий промежуток времени выполнить грандиозные планы развития чёрной и цветной металлургии страны.

Начиная с 70-х гг. на большинстве крупных рудников началось широкое внедрение средств комплексной механизации заряжания скважин, шпуров и камер гранулированными простейшими взрывчатыми веществами.

При подземной разработке рудных месторождений дальнейшее развитие преимуществ, обусловленных заменой шпуровой отбойки скважинной, связано с переходом на скважины диаметром 100…125 мм и даже до 200 мм. Перспективным является взрывание в зажиме на очистных работах и проходке восстающих.

Резкий рост добычи руд чёрных и цветных металлов в послевоенный период потребовал внесения серьезных новшеств и в технологию взрывных работ при проведении выработок. Внедрялись новые взрывчатые вещества и средства инициирования, контурное взрывание зарядов, что обеспечило повышенную устойчивость пород, окружающих выработку, и резко снизило законтурные разрушения, созданы новые средства механизации заряжания шпуров и скважин, новые схемы их размещения в забое. Внедрение буровых кареток позволило перейти на проходку глубокими заходками (до 3 м) с призматическим врубом. Внедрение при проходке угловых заходок обеспечило увеличение коэффициента использования шпура.

В практику работы горных предприятий широко внедряется система непрерывной корректировки параметров отбойки с учётом взрываемости горных пород, подлежащих выемке, на основе производственного анализа результатов предыдущих взрывов.

Всё это позволило значительно повысить скорости проведения выработок и, обеспечив горные предприятия необходимыми запасами подготовленных для отбойки руд, существенно увеличить объёмы добычи полезных ископаемых в стране.

Контрольные вопросы

1. Что Вы знаете об истории развития и о применении взрывчатых веществ в горном деле?
2. Каков вклад советских учёных в теорию и практику взрывного дела?
3. Как развивалась буровая техника?

2.2. Понятие о взрыве и взрывчатых веществах

Впервые задача изучения физической сущности взрыва была поставлена М. В. Ломоносовым. В работе «О природе и рождении селитры», написанной в 1748 г., он даёт определение взрыва как очень быстрого выделения значительного количества энергии и большого объёма газов.

В современной интерпретации взрывом называют процесс чрезвычайно быстрого (сверхзвукового) физического или химического перехода вещества или группы веществ из одного состояния в другое, сопровождающееся весьма быстрым переходом потенциальной энергии исходного вещества в энергию, способную совершать механическую работу.

По виду источника энергии и характеру протекания процесса *различают взрывы ядерные, физические* и *химические*. При ядерных взрывах происходят цепные реакции деления или синтеза ядер с образованием новых элементов. Известны два способа выделения атомной энергии при взрыве: превращение тяжёлых ядер в более лёгкие (радиоактивный распад и деление атомных ядер урана и плутония) и образование из лёгких ядер более тяжёлых (синтез атомных ядер). Так, при термоядерном взрыве из тяжёлого водорода образуется гелий. Эти взрывы являются наиболее мощными из известных человечеству в настоящее время. При ядерном и термоядерном взрывах количество выделяемого тепла равно, соответственно, $6{,}7 \cdot 10^{13}$ и $4 \cdot 10^{14}$ кДж/кг.

При протекании физических взрывов изменяется только физическое состояние вещества, но сохраняется неизменным его химический состав. Причем накопление энергии сжатия вещества может быть весьма быстрым или сравнительно медленным. В горнодобывающей промышленности они имеют ограниченное применение. Примерами использования физического взрыва в горной промышленности являются электровзрыв (при пропускании тока большой силы через тонкую проволочку исходная электрическая энергия весьма быстро переходит в энергию нагретого и сжатого воздуха и паров металла, сообщая им движение в разные стороны) и отбойка пневмопатронами (высвобождение энергии воздуха сжатого в ограниченном объёме патрона).

При химическом взрыве энергия выделяется в результате химической реакции, т. е. в результате взрыва образуются вещества другого химического состава.

Химическое превращение взрывчатых веществ и смесей может протекать в форме медленного химического превращения, горения и детонации. При медленном химическом превращении реакция разложения протекает одновременно во всем объёме вещества, находящегося при одинаковой температуре, практически равной температуре окружающей среды. Скорость реакции соответствует этой температуре, и во всех точ-

ках масса ВВ одинакова. При нагревании ВВ его температура возрастает не только за счёт внешнего нагрева, но и за счёт тепла, выделяющегося при химической реакции разложения. При определенных условиях эта реакция может стать самоускоряющейся, в результате чего ВВ быстро превратится в сжатые газы почти одновременно по всему объёму. Произойдет тепловой взрыв ВВ, который может служить примером гомогенного (однородного) взрыва. Однако практически гомогенный взрыв неосуществим из-за неравномерного теплоотвода из ВВ, так как в веществе всегда имеет место возникновение одного или нескольких очагов горения, из которых горение затем распространяется на остальную массу ВВ.

Современная взрывная техника основана на использовании самораспространяющегося взрыва. При этой форме взрыва химическое превращение, начавшееся и какой-либо точке заряда, самопроизвольно распространяется до его границ. Способность химической реакции к самораспространению является характерной особенностью этой формы взрыва.

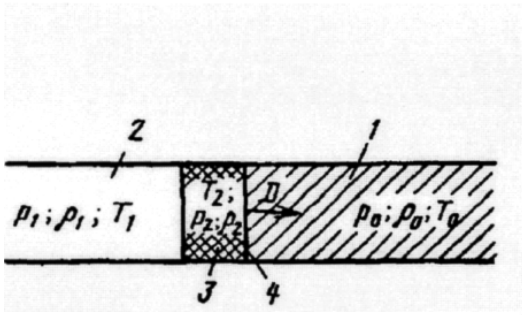


Рис. 2.1. Схема самораспространяющейся химической реакции:
1 – исходное взрывчатое вещество; 2 – продукты превращения; 3 – зона химической реакции;
4 – фронт химического превращения; P – давление; ρ – плотность; T – температура; D – скорость реакции

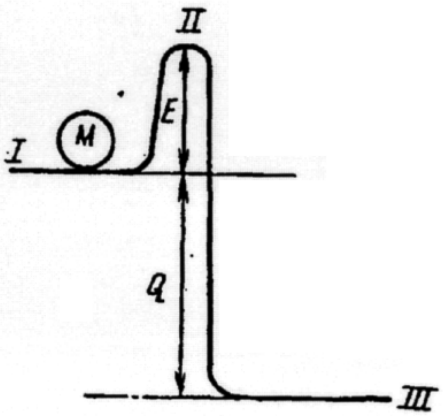


Рис. 2.2. Схема энергетических уровней молекул (M) до активации (I), после активации (II) и после реакции (III)

Температуры впереди фронта, позади него и в самой зоне химической реакции существенно различаются; имеет место также неравенство давлений и плотности.

Самораспространяющееся взрывчатое превращение возможно при горении и детонации ВВ. В обоих случаях имеется фронт химического превращения – относительно узкая зона, в которой происходит интенсивная химическая реакция, распространяющаяся по веществу с высокой скоростью. Впереди этой зоны находится исходное ВВ, позади неё – продукты превращения (рис. 2.1).

Скорость реакции, точнее, линейная скорость перемещения фронта взрывного превращения зависит в основном не от начальной температуры вещества, а от количества выделяющейся при реакции энергии, условий передачи её непрореагировавшему веществу и характеристик химического процесса. Так как механизм передачи энергии при горении и детонации различен (при горении тепловая энергия передаётся за счёт теплопроводности, при детонации основную роль играет ударная волна), скорость распространения процесса также различается и при горении не превышает для конденсированных ВВ нескольких сантиметров в секунду, а при детонации составляет километры в секунду.

Взрывное горение характерно для порохов и происходит со скоростью 400…1 000 м/с. Медленное превращение может привести к повышению давления только в замкнутом объёме. Горение способно значительно повысить давление лишь в замкнутом или полузамкнутом объёме (ракетные камеры, огнестрельное оружие и т. д.). Давление, обеспечиваемое детонацией, практически не зависит от наличия оболочки.

Взрывом ВВ в этой связи называют самораспространяющееся с весьма большой скоростью химическое превращение, протекающее с выделением тепла и образованием газов.

Выделяют четыре основных условия, которым должна удовлетворять химическая реакция для того, чтобы она могла протекать в форме взрыва: *экзотермичность* (выделение тепла), *образование газов*, *большая скорость реакции*, *способность к самораспространению*.

Первое условие – любое превращение, протекающее с поглощением тепла, не может быть взрывом.

Разогрев газообразных продуктов взрыва до температуры в несколько тысяч градусов и их последующее расширение происходит за счёт тепловой энергии реакции. Чем больше теплота реакции и скорость её распространения, тем больше механическое действие взрыва. Теплота реакции является критерием работоспособности современных ВВ и она составляет 3760…7500 Дж/кг.

Второе условие определяет особенности использования выделяющейся энергии. Если вся энергия выделяется в виде тепла, то переход происходит путём медленного процесса теплопередачи. Это характерно для горения вещества, когда повышение давления при отсутствии оболочки незначительно и механическое действие продуктов реакции невелико. Газы и пары воды, находясь в начальной стадии взрыва в чрезвычайно сжатом состоянии, расширяясь, переводят потенциальную энергию ВВ в механическую работу. При нормальных условиях (давление 101,3 кПа; $T = +15°C$) 1 кг промышленных ВВ образует 700…900 л газов, температура которых 3000…4000 °С. Максимальные давления в месте взрыва достигают сотен тысяч атмосфер, что на два-три порядка превышает предел прочности горных пород. Кроме того, резкий скачок давления приводит к образованию в горной породе ударной волны, переходящей затем в волну напряжения, распространяющуюся со скоростью звука.

Третье условие – большая скорость реакции – определяет скорость энерговыделения, т. е. ту огромную мощность, которая характерна для взрыва. Переход к конечным продуктам реакции происходит при взрыве за стотысячные или даже миллионные доли секунды, что и определяет его энергетические преимущества по сравнению с обычным горением химических веществ. Критерием быстроты протекания процесса взрывчатого превращения служит линейная скорость распространения взрыва по заряду, которая для современных ВВ составляет 2…9 км/с.

Способность к самораспространению – четвёртое условие взрыва – обеспечивает превращение всего вещества при локальном его возбуждении. Известно, что в реакциях участвуют только активные молекулы, тогда как обычные неактивные молекулы химически инертны. Активируют молекулы, расходуя так называемую энергию активации. Способность реакций к самораспространению зависит поэтому от соотношения между энергией реакции Q и энергией активации E (рис. 2.2). Вещество может быть взрывчатым, если теплота реакции больше энергии активации, т. е. больше той энергии, которая затрачивается на возбуждение реакции. Природа возбуждения реакций тепловая, хотя источники инициирования взрыва могут быть механические, электрические, взрывные, тепловые и др.

Роль активации заключается, как видно из схемы, в том, чтобы увеличить энергию молекулы на величину E, после чего молекула может вступать в реакцию с выделением энергии $Q + E$. Эта энергия расходуется на возбуждение последующих молекул и т. д. Очевидно, что $Q > E$.

Химические вещества или смеси этих веществ, способные под влиянием внешних воздействий к быстрому самораспространяющемуся химическому превращению с выделением большого количества тепла и

газообразных продуктов, называют взрывчатыми веществами (ВВ). Энергия взрыва ВВ высвобождается в результате химических реакций, основным типом которых является реакция окисления.

В принципе взрывчатое вещество представляет собой смесь горючего с окислителем. Старейшее ВВ – дымный порох – является смесью двух горючих (угля и серы) и окислителя (калиевой селитры), простейшее ВВ игданит – смесью горючего (дизельного топлива) и окислителя (аммиачной селитры), аммониты – смесью взрывчатого горючего (тротила) и окислителя (аммиачной селитры) и т. д. При этом в молекуле тротила $C_7H_5N_3O_6$, кроме углеродных и водородных атомов, содержатся атомы кислорода, а в молекуле селитры NH_4NO_3, кроме атомов кислорода, содержатся атомы водорода, в связи с чем тротил и аммиачная селитра являются сами по себе взрывчатыми веществами, причем тротил – мощным, а аммиачная селитра – очень слабым и низкочувствительным.

Полностью из невзрывчатых компонентов состоят, например, оксиликвиты, представляющие собой горючее (сажа, мох и т. п.), пропитанное жидким кислородом.

В виде горючих соединений они реагируют с избыточным кислородом окислителя, повышая теплоту и общую энергию взрыва ВВ.

Для повышения мощности ВВ в их состав вводятся иногда *сенсибилизаторы* – вещества, вводимые в состав ВВ и способствующие восприятию и передаче детонации.

Элементарный состав ВВ представлен, как правило, углеродом, водородом, кислородом и азотом. Соответственно, продукты взрыва могут состоять из следующих газов: CO_2; CO; H_2; O_2; CH_4; NH_3; NO; NO_2. Кроме того, в продуктах взрыва могут находиться и твёрдые вещества, углерод, оксиды металлов, их соли и т. п.

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

- нитроглицерин

  $C_3H_5(ONO_2)_3 \rightarrow 3CO_2 + 2{,}5H_2O + 1{,}5N_2 + 0{,}25O_2 + 1400$ МДж;
- аммиачная селитра

  $NH_4NO_3 \rightarrow 2H_2O + N_2 + 0{,}5O_2 + 121$ МДж;
- нитрогликоль

  $C_2H_4\,(ONO_2)_2 \rightarrow 2CO_2 + 2H_2O + N_2 + 990$ МДж;
- аммонит 6ЖВ, состоящий из смеси аммиачной селитры и тротила,

$C_6H_6(NO_2)_3CH_3 + 10{,}7NH_4MO_3 \rightarrow 7CO_2 + 23{,}9H_2O + 12{,}2N_2 + 0{,}1O_2 + 4520$ МДж;
- тротил

  $C_6H_6(NO_2)CH_3 \rightarrow 3{,}5CO + 2{,}5H_2O + 3{,}5C + 1{,}5N_2 + 922$ МДж;
- азид свинца

  $PbN_6 \rightarrow Pb + 3N_2 + 448$ МДж.

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

Соотношение окислителя и горючих компонентов в составе ВВ определяет *полное* или *неполное* окисление горючих элементов. Это соотношение характеризуется *кислородным балансом* ВВ. *Недостаток кислорода* в ВВ приводит к неполному окислению горючих элементов, в этом случае ВВ имеет *отрицательный* кислородный баланс. Если в ВВ окислителя *хватает для полного окисления горючих элементов*, то он характеризуется *нулевым* кислородным балансом, если имеется *избыток – положительным*.

Таким образом, если ВВ имеет состав $C_aH_bN_cO_dAl_e$, то кислородный баланс можно выразить в процентах избытка или недостатка кислорода для полного окисления горючих элементов в молекуле ВВ:

$$k_\sigma = \frac{d - \left(2a + \frac{b}{2} + \frac{3}{2}l\right)}{M_{\text{ВВ}}} \cdot 16 \qquad (2.1)$$

где a, b, d и l – число атомов углерода, водорода, кислорода и алюминия в молекуле; 16 – атомная масса кислорода; $M_{\text{ВВ}}$ – молекулярная масса ВВ.

Для взрывчатых смесей расчёт можно вести на 1 кг, тогда в числитель дроби войдет количество молей соответствующих элементов, содержащихся в 1 кг смесевого ВВ, а в знаменатель – 1000, вместо $M_{\text{вв}}$. *Положительный* кислородный баланс имеем при $d > 2a + b/2 + 3/2l$, *нулевой* – при $d = 2a + b/2 + 3/2l$ и *отрицательный* – при $d < 2a + b/2 + 3/2l$. Кислородный баланс взрывчатых смесей удобно определять по формуле

$$K = K_1P_1 + K_2P_2 + K_3P_3 - ... + K_nP_n, \qquad (2.2)$$

где K_1, K_2, K_3, ..., K_n – кислородный баланс каждого из компонентов взрывчатой смеси, %; P_1, P_2, P_3,…, P_n – содержание каждого из компонентов, доли единицы.

Если для полного окисления горючих элементов не хватает кислорода, то он должен вступать, прежде всего, в те реакции, которые сопровождаются максимальным выделением тепла. Поэтому при взрыве ВВ с отрицательным кислородным балансом в зависимости от относительного количества кислорода образуются либо ядовитый оксид углерода (угарный газ) с меньшим выделением тепла, чем при образовании углекислоты, либо чистый углерод в виде сажи, снижающий образование газов.

Отравляющее действие оксида углерода CO основано на его способности образовывать прочные соединения при вдыхании с красными кровяными тельцами, являющимися переносчиками кислорода из лёгких к тканям,

из-за чего человеческий организм начинает испытывать кислородную недостаточность, а при концентрациях 1 % и более быстро наступает смерть.

Предельно допустимая концентрация CO в атмосфере шахт 0,0016 % (по объёму).

Таким образом, ВВ с нулевым кислородным балансом выделяют максимальное количество энергии и минимальное – ядовитых газов.

$$C = 0,5\,O_2 \longrightarrow CO + 109\text{, кДж/моль.}$$

При положительном кислородном балансе ВВ образуются различные оксиды азота, являющиеся весьма ядовитыми газами, образование которых сопровождается поглощением тепла.

$$0,5\,N_2 + 0,5\,O_2 \longrightarrow NO - 90,5\text{, кДж/моль.}$$

Оксиды азота NO, NO_2, N_2O_3 при вдыхании в лёгких, вступая в реакцию с водой, образуют азотную и азотистую кислоты, действие которых приводит к отёку лёгких и смерти. Особую опасность оксиды азота представляют из-за того, что они способны накапливаться в организме. Поэтому по токсическому действию они считаются в 6,5 раза более ядовитыми, чем оксид углерода.

Предельно допустимая концентрация условного оксида углерода в атмосфере шахт составляет 0,0002 % по объёму.

При взрыве могут также образовываться сероводород H_2S, сернистый ангидрид SO_2, хлор, при вдыхании которых происходят острое раздражение дыхательных путей и отёк легких. По токсичности эти газы считаются в 2,5 раза более ядовитыми, чем оксид углерода. При взрыве детонаторов образуются пары и аэрогели ртути или свинца, входящих в состав инициирующих ВВ, а свинец, кроме того, входит в состав электровоспламенителей и замедляющих составов ЭД.

Наиболее рационален нулевой кислородный баланс. Отклонение от него сопровождается образованием ядовитых газов и уменьшением выделения энергии при взрыве. Например, требуется определить кислородный баланс тротила $C_7H_5(NO_2)_3$ относительная молекулярная масса которого равна 227. Для полного окисления необходимо $2a + b/2$ или $2 \cdot 7 + 5/2 = 16,5$ атома кислорода. В наличии имеется шесть атомов кислорода.

$$k_\sigma = \frac{(6 - 16,5) \cdot 16}{227} 100\ \% = -74\ \%$$

Реакции взрывчатого превращения зависят от кислородного баланса ВВ и делятся на три типа: 1) реакция взрыва ВВ с положительным и нулевым кислородным балансом; 2) то же с отрицательным, но достаточным для полного газообразования; 3) реакция взрыва ВВ с выделением углеро-

да. Реакции взрывчатого превращения позволяют определять характеристики ВВ (теплоту, температуру, объём и давление газов взрыва).

В табл. 2.1 приведены значения кислородного баланса некоторых ВВ и их компонентов.

Смешивая в определённой пропорции ВВ с отрицательным и положительным кислородным балансом, получаем ВВ с нулевым или близким к нулю кислородным балансом. Примером такой смеси из тротила и аммиачной селитры является аммонит 6ЖВ. Добавляя в ВВ с положительным кислородным балансом горючие добавки, можно получить взрывчатую смесь большей работоспособности.

Характеристика взрывчатых превращений некоторых ВВ приведена в табл. 2.2.

Таблица 2.1

Кислородный баланс некоторых ВВ и их компонентов

Вещество	Химическая формула	Атомная или молекулярная масса	Кислородный баланс, %
Алюминий	Al	27,0	–89,0
Аммиачная селитра	NH_4NO_3	80,0	+20,0
Бумага (оболочка патронов)	–	–	–130,0
Гексоген	$C_3H_6N_6O_4$	222,0	–21,6
Гремучая ртуть	$HgC_2O_2N_2$	284,0	–11,3
Динитронафталин	$C1_0H_6N_2O_4$	218,0	–139,4
Калиевая селитра	KNO_3	101,0	+39,6
Калия хлорат	$KClO_3$	122,5	+39,2
Калия перхлорат	$KClO_4$	138,5	+46,2
Клетчатка	$C_6H_{10}O_5$	162,0	–118,5
Магний	Mg	24,3	–65,8
Древесная мука	$C_{15}H_{22}O_{10}$	262,0	–137,0
Натриевая селитра	$NaNO_3$	85,0	+47,0
Натрия хлорат	$NaCl$	106,5	+45,0
Натрия перхлорат	$NaClO_4$	122,5	+52,2
Нитрогликоль	$C_2H_4N_3O_6$	152,0	0,0
Нитроглицерин	$C_3H_5N_3O_3$	227,0	+3,5
Тетрил	$C_7H_5N_5O_3$	287,0	–47,4
Тротил	$C_7H_5N_3O_6$	227,0	–74,0
Тэн	$C_5H_8N_4O_{12}$	316,0	–10,1
Углерод (аморфный)	C	12,0	–266,7

Смешивая в определённой пропорции ВВ с отрицательным и положительным кислородным балансом, получаем ВВ с нулевым или близким к нулю кислородным балансом. Примером такой смеси из тро-

тила и аммиачной селитры является аммонит 6ЖВ. Добавляя в ВВ с положительным кислородным балансом горючие добавки, можно получить взрывчатую смесь большей работоспособности.

Промышленные ВВ для взрывания в подземных условиях обычно имеют незначительный положительный кислородный баланс – от 0,1 до 4 %. Избыток кислорода расходуется на окисление бумажных оболочек и парафинового покрытия патронированных ВВ.

Таблица 2.2

Характеристика взрывчатых превращений некоторых ВВ

ВВ	Молекулярный вес	Реакция взрывчатого разложения	Кислородный баланс, %	Объём газов взрыва, л/кг	Температура взрыва, ^{0}С
Нитроглицерин	227	$4C_3H_5(ONO_2)_3 = 12CO_2 + 10H_2O + 6N_2 + O_2$	+3,5	715	4 100
Динитрогликоль	152	$C_2H_4(ONO_2)_2 = 2CO_2 + 2H_2O + N_2$	0	738	4 200
Тротил	227	$2C_6H_6(NO_2)_3CH_3 = H_2O + 7CO + 7C + 3N_2$	–74	750	2 950
Аммиачная селитра	80	$2NH_4NO_3 = 4H_2O + 2H_2 + O_2$	+28	980	1 950
Динитронафталин	218	$C_{10}H_6(NO_2)_2 = CO + 3H_2O + 2N_2 + 9C$	–129,4	750	250
Коллоидный хлопок	1053	$C_{22,5}H_{28,8}O_{36,1}N_{8,7} = 14,4H_2O + 21,7CO + 0,8C + 4,35N_2$	–33,6	936	2 600
Гексоген	222	$C_3H_6N_6O_6 = 3H_2O + 3CO + 3N_2$	–21,6	890	3 800
Тэн	316	$C(CH_2ONO_2)_4 = 4H_2O + 3CO_2 + 2CO + 2N_2$	–10,1	790	4 000
Тетрил	287	$2C6H2(NO_2)_4NCH_3 = 5H_2O + 6CO + 8C + 5N_2$	–47,4	740	3 900

Состав газообразных продуктов взрыва зависит не только от химического состава ВВ, но и от условий взрывания заряда (степени ограничения пространства, в котором расположен заряд, влажности ВВ) и свойств породы, влияющих на протекание вторичных химических взрывных реакций.

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

Для придания определённых свойств при изготовлении смесевых ВВ в их состав вводят следующие компоненты: *горючие вещества, окислители, сенсибилизаторы, стабилизаторы, флегматизаторы и пламегасители* (последние только в составе предохранительных ВВ).

Горючие вещества вводятся в состав ВВ для увеличения количества энергии, выделяемой при взрыве. В качестве горючих веществ применяют твёрдые или жидкие компоненты (как правило, невзрывчатые, типа тонкоизмельченного угля, древесной муки, солярового масла), богатые углеродом и водородом, или пудры (алюминия, магния и т. д.), способные легко окисляться и выделять большое количество тепла и газов. Роль горючих веществ выполняют также некоторые взрывчатые компоненты (тротил, гексоген и т. п.), имеющие в своём составе недостаточное количество кислорода для полного окисления углерода. При этом часть углерода реагирует с избыточным кислородом окислителя, повышая тем самым общую энергию взрыва.

Окислители содержат избыточный кислород и вводятся в состав ВВ для окисления горючих элементов. В качестве окислителя применяют аммиачную, калиевую и натриевую селитры, перхлораты калия и натрия, жидкий кислород и т. д.

В качестве *сенсибилизаторов* обычно используют чувствительные мощные ВВ: тротил, нитроглицерин, нитрогликоль, гексоген и т. п. Иногда роль сенсибилизатора выполняют и невзрывчатые вещества, такие как соляровое масло (не более 6 %), уголь или древесная мука.

Стабилизаторы – вещества, вводимые в состав ВВ для повышения их химической и физической стойкости. В качестве стабилизатора в аммонитах используют древесную, жмыховую и торфяную муку, а в динамитах – мел и соду. Стабилизаторы, применяемые в аммонитах, выполняют также роль горючих добавок и разрыхлителей, уменьшая слёживаемость ВВ.

Флегматизаторы вводятся в состав ВВ для снижения чувствительности его к механическим воздействиям. В качестве флегматизатора используют вазелин, различные масла, тальк, парафин и т. п. Эти вещества обволакивают частицы ВВ, не вступая с ними в реакцию, и тем самым снижают его чувствительность к механическим воздействиям.

Пламегасители – вещества, вводимые в состав ВВ для снижения температуры взрыва и уменьшения вероятности воспламенения метано- и пылевоздушных смесей в шахтах. В качестве пламегасителей применяют хлористый натрий, хлористый калий и т. п.

Пластификаторы вводятся в состав ВВ для придания ему текучести. В качестве пластификаторов обычно используют загущенные водные растворы.

Контрольные вопросы

1. Дайте определение понятию взрыва.
2. Какие виды взрыва Вы знаете?
3. Что такое химический взрыв?
4. Назовите обязательные условия протекания химического взрыва.
5. Что такое кислородный баланс?
6. Какие ядовитые газы выделяются при взрыве?
7. Какие принципы составления рецептуры ВВ обеспечивают наилучшие энергетические показатели взрыва и обеспечивают минимальное выделение ядовитых газов?

2.3. Детонация взрывчатых веществ

Детонация – чрезвычайно быстрое распространение ударной волны по ВВ с постоянной сверхзвуковой скоростью порядка нескольких тысяч метров в секунду.

В разное время явление детонации объяснялось различными предположениями и теориями.

Большой вклад в теорию детонации внесли В.А. Михельсон, С. Чепмен, Е. Жуге, которые связали явление детонации с прохождением по ВВ ударной волны. Положения эти были в дальнейшем развиты и вошли в основу общепринятой в настоящее время гидродинамической теории детонации, которая нашла отражение в трудах советских учёных Я.Б. Зельдовича, Ю.Б. Харитона, Л.Д. Ландау, К.П. Станюковича и др.

Согласно гидродинамической теории детонацией считают перемещение по ВВ зоны химического превращения, ведомой ударной волной постоянной амплитуды. При этом амплитуда и скорость перемещения ударной волны постоянны, так как диссипативные потери, сопровождающие ударное сжатие вещества, компенсируются теплотой реакции превращения ВВ.

Ударная волна характеризуется скоростью распространения, превышающей скорость звука, и резким скачкообразным изменением параметров вещества – давления, плотности, температуры.

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

Процессы формирования и распространения ударных волн по ВВ принято в теории описывать законами распространения волн в газах. Это обусловлено тем, что на фронте ударной волны в заряде ВВ возникают давления, на порядок и более превышающие прочность материала ВВ, что позволяет пренебречь силами сцепления между частицами и описать его состояние уравнениями газодинамики.

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

При взрыве детонатора, выполняющего роль инициатора (начального импульса), продукты взрыва производят резкий удар по прилегающему к детонатору слою ВВ и формируют ударную волну. Среда движется со скоростью (υ_w) вслед за фронтом ударной волны. Скорость ударной волны зависит от величины её амплитуды; ударная волна распространяется в виде однократного скачка уплотнения (рис. 2.3, *а).*

В результате действия ударной волны на её 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 определённом уровне, обеспечивая постоянную скорость детонации ($\upsilon_д$) 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 4 см. За фронтом детонационной волны начинается расширение продуктов детонации с образованием волны разрежения, распространяющейся к оси заряда (рис. 2.3, *б).* Фронт волны разрежения не достигает фронта детонационной волны, и остаётся динамически стабильный определённый объём нерасширившихся газов, прилегающих к детонационной волне, который поддерживает стабильность параметров волны. Если это динамическое равновесие нарушается, то скорость детонации или увеличивается (при увеличении объёма нерасширившихся газов), или затухает.

Изменение состояния ВВ в детонационной волне в координатах P–V, где V – удельный объём или величина, обратная плотности ρ, показано на рис. 2.4.

Вещество с начальным объёмом V_0 (точка *А)* сжимается в ударной волне до состояния *М*. При этом начинается химическая реакция и давление $P_м$ достигает максимального значения. Идёт развитие реакции с выделением тепла и расширением продуктов взрыва, давление при этом

падает, а объём вещества увеличивается. Заканчивается реакция в точке *К* на ударной адиабате продуктов взрыва, называемой точкой Чепмена–Жуге. Прямая *АКМ,* соединяющая параметры состояния исходного вещества с параметрами всплеска в состоянии максимального сжатия и завершения реакции, называется прямой Михельсона.

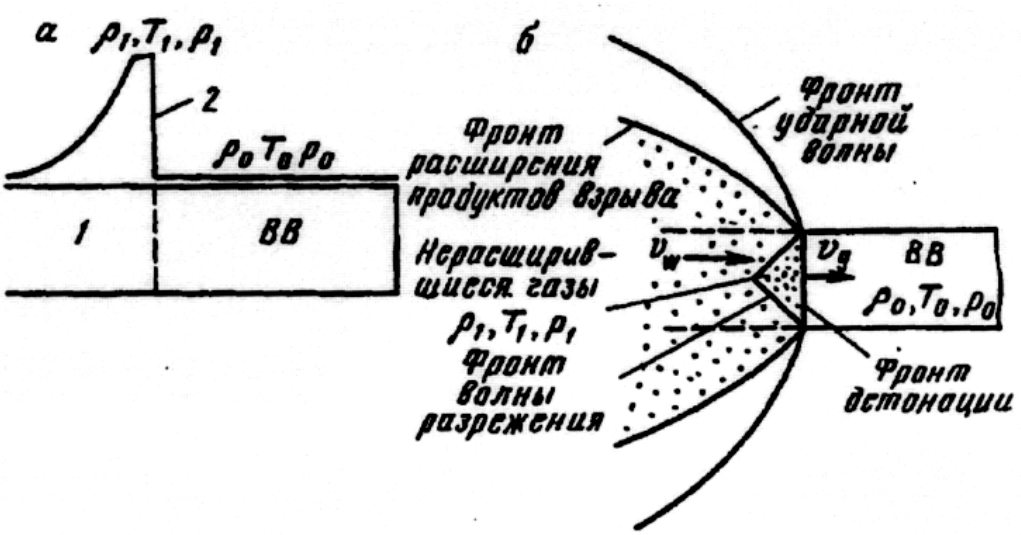


Рис. 2.3. Схема детонации заряда ВВ:
1 – продукты взрыва; 2 – фронт детонационной волны

Вещество в детонационной волне последовательно проходит все состояния по прямой *АКМ.* Участок *АК* отвечает зоне сжатия в ударной волне, участок *КМ* – зоне химической реакции. Давление $P_м$ примерно вдвое больше давления $P_к$.

По гидродинамической теории детонации, разработанной Я.Б. Зельдовичем и Д.Н. Нейманом, ВВ при сжатии характеризуется ударной адиабатой *1* (адиабатой Гюгонио), а конечные продукты – адиабатой *2* (ударной адиабатой продуктов взрыва) (см. рис. 2.4).

Зона сжатия ВВ в ударной волне очень мала (до 0,1 мкм), зона химических реакций зависит от физических и химических свойств ВВ и имеет протяженность от 0,5 мм (для азида свинца) до 10 мм (для тротила). Продолжительность химической реакции в детонационной волне составляет $10^6 \ldots 10^{-7}$ с.

Параметры детонационной волны – давление, объём, температура в точке, скорость детонации и скорость распространения продуктов взрыва за фронтом детонации – рассчитываются путём решения системы уравнений, основанной на законах сохранения массы, количества движения, энергии, состояния продуктов детонации и так называемого правила отбора скорости детонации Чепмена–Жуге, согласно которому

в точке Жуге, характеризующей переход от адиабаты *1* к адиабате *2*, скорость детонации

$$\upsilon_д = W + c\,, \tag{2.3}$$

где W – скорость движения продуктов взрыва, м/с; c – скорость звука в продуктах взрыва, м/с.

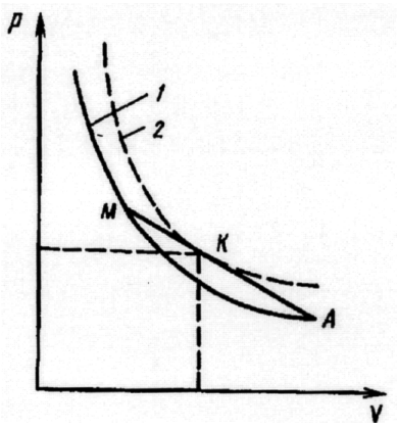


Рис. 2.4.Ударная адиабата

Л.Д. Ландау и К.П. Станюковичем предложено уравнение политропы для состояния продуктов взрыва

$$PV^n = \text{const}\,, \tag{2.4}$$

где P – давление; V – объём; n – показатель политропы, равный 3 для ВВ плотностью 1…1,2 г/см^3.

Давление в плоскости Чепмена–Жуге рассчитывается с учётом основных законов сохранения и приведённых законов:

$$P_ж = \frac{\rho_o \upsilon_д^2}{n+1} \approx \frac{\rho_o \upsilon_д^2}{4}\,, \tag{2.5}$$

где ρ_0 – начальная плотность ВВ, кг/м^3:

$$\rho = \frac{4}{3}\rho_0\,. \tag{2.6}$$

Скорость движения продуктов взрыва за плоскостью Чепмена–Жуге

$$W = \frac{\upsilon_д}{m+1} \approx \frac{\upsilon_д}{4}\,. \tag{2.7}$$

Скорость детонации находится по теплоте взрыва и показателю политропы продуктов взрыва из выражения

$$\upsilon_д = 31{,}6\sqrt{2(n^2-1)Q}\,, \tag{2.8}$$

где Q – теплота взрыва, кДж/кг.

Из всех перечисленных параметров ВВ одним из наиболее важных является скорость детонации. Она, в частности, определяет давление в детонационной волне.

Процесс детонации промышленных ВВ значительно сложнее, чем газовых смесей. Плотность продуктов детонации этих ВВ достигает 2 г/см^3, уравнение их состояния неизвестно, а скорость детонации в зависимости от плотности достигает 8 000 м/с, что в несколько раз превышает скорость детонации газов.

Основы теории детонации твёрдых ВВ разработаны советскими учеными Л.Д. Ландау и К.П. Станюковичем. Они впервые уподобили состояние продуктов во фронте детонации состоянию кристаллической решетки твёрдого тела.

Энергия твёрдого 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 пропорционально кубу плотности ВВ.

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

$$\upsilon_{д} = \sqrt{2(n^2 - 1)Q_{TV}}\ , \qquad (2.9)$$

где Q_{TV} – теплота взрыва ВВ при постоянном объёме, Дж/кг.

Из формулы (2.9) видно, что скорость детонации непосредственно зависит от энергетических характеристик ВВ, которые также определяют и остальные параметры взрыва (табл. 2.3).

Таблица 2.3

Расчётные параметры детонации некоторых ВВ

ВВ	Плотность ВВ, г/см^3	Скорость детонации, км/с	Скорость распространения продуктов детонации, км/с	Плотность продуктов детонации, г/см^3	Давление на фронте волны, МПа
Тротил	1,6	7,0	1,75	2,12	20 000
Тетрил	1,63	7,41	1,87	2,16	24 000
Гексоген	1,69	8,34	2,08	2,24	30 000
Нитроглицерин	1,6	8,4	2,1	2,12	30 000
Аммонит 6ЖВ	1,0	4,8	1,2	1,33	5 900

При теоретических исследованиях принято, что плоский фронт детонационной волны, распространяясь по заряду, сжимает впереди лежащие слои ВВ, вызывая их химические превращения. Такой механизм детонации называется гомогенным. Он сопровождается скоростями детонации 6…8 км/с. Расчёты показывают, что при меньших скоростях детонации на фронте волны однородного слоя ВВ будет недостаточно для возникновения химической реакции. В этом случае детонация возникает в результате разогрева отдельных очагов в сечении заряда. Такими очагами для порошкообразных и гранулированных ВВ являются пузырьки газа между частицами. Фактически в газообразных и жидких взрывчатых смесях происходит вращение фронта детонации и его пульсации, что является причиной неоднородности фронта.

Специфика промышленных ВВ состоит в том, что они являются физически и химически неоднородными системами, чем объясняются особенности их детонации. Промышленные ВВ представляют собой смеси разнородных по химическим и физическим свойствам материалов.

Скорость и устойчивость детонации промышленных ВВ зависят от типа ВВ, его дисперсности и плотности, диаметра заряда, наличия и характеристики оболочки.

При увеличении диаметра заряда d скорость детонации Q растёт и приближается к максимальному значению. Начиная с некоторого предельного диаметра $d_{пр}$ скорость детонации близка к предельной. При критическом диаметре $d_{кр}$ детонация становится неустойчивой и затухает. *Критический диаметр* – это значение диаметра, ниже которого детонация невозможна. Чем меньше критический диаметр, тем больше детонационная способность ВВ (рис. 2.5).

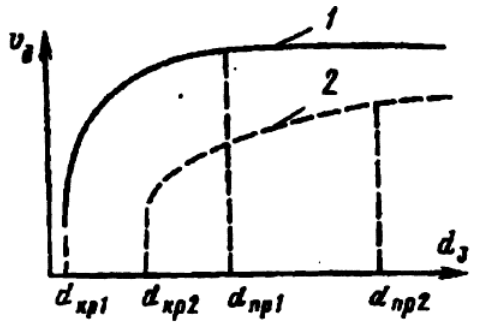


Рис. 2.5. График зависимости скорости детонации от диаметра заряда ВВ с большой (1) и малой (2) теплотой взрыва

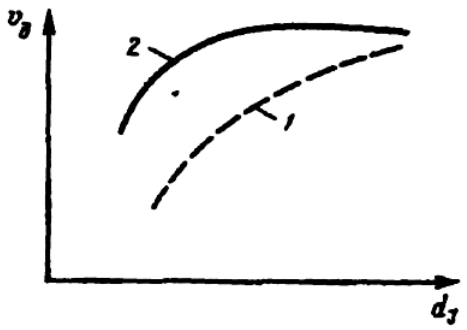


Рис. 2.6. График изменения скорости детонации открытого заряда (1) и в оболочке (2) при увеличении диаметра заряда d

Впервые влияние диаметра на скорость детонации заряда было теоретически объяснено Ю.Б. Харитоном и развито Р.А. Баумом.

Критический диаметр детонации открытого заряда гранулированных ВВ в бумажной оболочке составляет 60…120 мм, а в металлической трубке – 10…30 мм.

Если заряд окружён оболочкой, затрудняющей разлёт продуктов взрыва, то критический диаметр заряда уменьшается. Например, порошкообразная аммиачная селитра плотностью 1 г/см^3 в стеклянной трубке имеет критический диаметр 100 мм, а в стальной трубке со стенками толщиной 20 мм имеет диаметр 7 мм.

На скорость детонации влияют главным образом инерционные свойства оболочки и её сжимаемость, оказывающие влияние на устойчивость детонации и прочность оболочки при малых плотностях заряжания. Оболочка только при меньших диаметрах позволяет получить предельные скорости детонации, а при больших диаметрах скорости детонации для зарядов в оболочке и без оболочки становятся одинаковыми (рис. 2.6).

В зарядах малого диаметра необходимо обеспечивать тщательное заполнение ВВ в шпуре, чтобы шпур выполнял роль оболочки. При взрывах зарядов большого диаметра оболочка не влияет на устойчивость детонации. Оболочка не оказывает существенного влияния на скорость детонации зарядов однокомпонентных ВВ большой плотности, но сильно сказывается на скорости детонации зарядов средней плотности.

Ниже приведены значения критического диаметра (мм) некоторых ВВ (плотность 0,9…1,1 г/см^3, размер частиц 0,18 мм):

Заряд ВВ	**В стеклянной трубке**	**В бумажной оболочке**
Азид свинца	0,01…0,02	–
Тэн	1…1,5	–
Гексоген	1…1,5	4
Тротил	8…10	11
Аммонит 6ЖВ	10…12	12
Аммиачная селитра	100	–

Плотность ВВ существенно влияет на устойчивость и скорость детонации. Для однородных (индивидуальных) ВВ (тротил, гексоген, тэн и др.) с увеличением плотности ширина зоны реакции в детонационной волне сокращается и соответственно уменьшаются $d_{пр}$ и $d_{кр}$, скорость детонации увеличивается (рис. 2.7, кривая *1*).

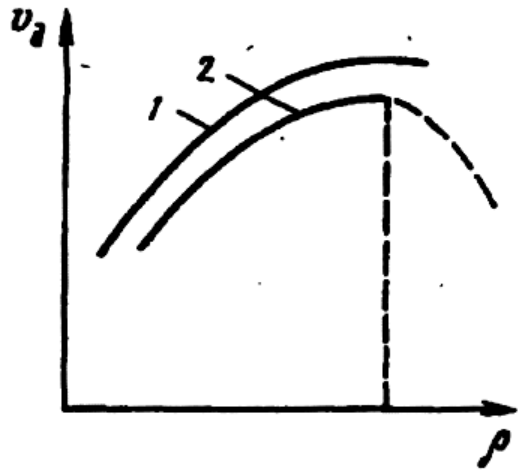


Рис. 2.7. Зависимость скорости детонации от плотности ВВ

Для смесевых ВВ (граммониты, аммониты и т. п.) с увеличением плотности вначале $d_{пр}$ и $d_{кр}$ уменьшаются, а затем увеличиваются. У механических смесей с увеличением плотности скорость детонации возрастает до максимального значения, соответствующего критической плотности, а далее детонация затухает (рис. 2.7, кривая *2*). *Критическая плотность смесевых ВВ* – это значение плотности, выше которой детонация становится неустойчивой и затухает. При дальнейшем увеличении плотности происходят отказы. При сильном уплотнении аммиачная селитра в аммонитах ведёт себя как инертное вещество и, поглощая энергию, делает невозможным распространение детонации по заряду. При наличии же большего процента мощного компонента в составе ВВ (тротила, гексогена) можно достичь такого уплотнения, что детонация будет идти только по этому компоненту, в результате чего скорость детонации увеличится. С увеличением диаметра заряда или с размещением его в оболочке критическая плотность ВВ увеличивается.

Особенно чувствительны к переуплотнению предохранительные ВВ с невысокими энергетическими характеристиками.

На устойчивость детонации также влияет дисперсность ВВ. Тротил с частицами размером 0,01 мм имеет $d_{кр}$, равный 9 мм, а с частицами 0,5 мм $d_{кр}$ = 28 мм. Критический диаметр для смесевых ВВ зависит и от процентного соотношения компонентов. Так, с уменьшением содержания тротила в аммонитах с 21 до 5 % его критический диаметр увеличивается от 12 до 25 мм. Теплота взрыва увеличивает скорость детонации и уменьшает критический диаметр. С увеличением в смеси веществ ВВ компонента с меньшей теплотой взрыва критический диаметр патрона ВВ увеличивается (рис. 2.8).

Мощность начального импульса оказывает влияние на параметры детонации лишь на начальном участке заряда, где в зависимости от ве-

личины импульса может быть получена скорость детонации $v_д$ выше или ниже характерной для данного заряда, но в любом случае на участке, равном примерно диаметру заряда $d_з$, эта скорость стабилизируется и дальше будет постоянной по всей длине заряда $L_з$ (рис. 2.9).

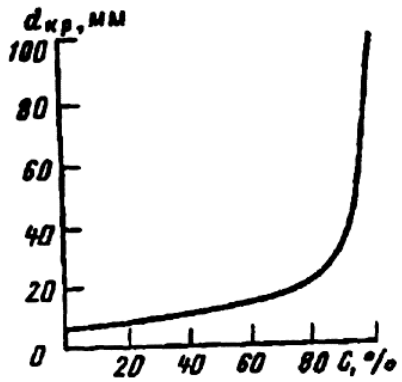


Рис. 2.8. Изменение критического диаметра заряда взрывчатой смеси тротил – селитра в зависимости от содержания селитры (область слева от кривой соответствует устойчивой детонации, а справа – неустойчивой)

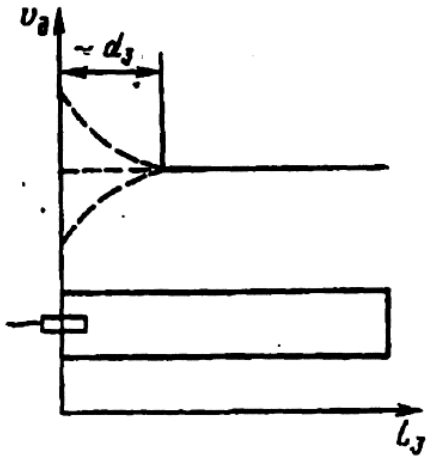


Рис. 2.9. Схема развития детонации заряда ВВ в зависимости от мощности (скорости детонации) начального импульса

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

Контрольные вопросы

1. Какие режимы химического разложения ВВ Вы знаете?
2. Что такое детонация ВВ?
3. Дайте определения понятию фронта детонации.
4. Какие основные компоненты ВВ Вы знаете?
5. Что такое критический диаметр заряда?
6. Как плотность ВВ влияет на скорость детонации и критический диаметр?
7. В какой части заряда мощность инициирующего импульса определяет режим детонации?
8. Как оболочка влияет на скорость детонации?

2.4. Общие положения о работе и балансе энергии при взрыве. Энергетические характеристики взрыва

Работа взрыва представляет собой процесс чрезвычайно быстрого расширения раскалённых газообразных продуктов взрыва с почти мгновенным превращением тепловой энергии в механическую.

Работа взрыва проявляется в полезных формах по выполнению функций, возложенных на взрыв, и бесполезных, связанных с неизбежными потерями и вредным воздействием на окружающую среду. Формы работы взрыва существенно меняются в зависимости от условий проведения и целей его применения. Применительно к взрывным работам общего назначения в скальных породах наибольшее значение имеет работа дробления и перемещения пород, в рыхлых – простреливание (образование полостей), уплотнение и выброс. При проведении специальных видов взрывных работ определяющей может являться работа по образованию направленных трещин или щелей, отверстий, сейсмической волны и т. д.

Работа взрыва совершается за счёт теплоты, выделившейся при взрыве. В наиболее общем виде распределение энергии взрыва может быть оценено диаграммой А.Ф. Беляева (рис. 2.10). В качестве исходной взята потенциальная химическая энергия ВВ. Поскольку реализация потенциальной энергии ВВ в условиях охлаждения неограниченно расширяющихся продуктов взрыва до абсолютного нуля лишена практического значения, ВВ сравнивают между собой по максимальной работе, которую могут совершить продукты взрыва при адиабатическом расширении до атмосферного давления и охлаждении до температуры 18 °С. Эта работа называется полной идеальной работой взрыва $A_П$, которая, исходя из основных законов термодинамики, составляет:

$$A_П = \frac{P_0 V T_1}{273(k-1)}\left(1-\frac{T_2}{T_1}\right), \qquad (2.10)$$

где P_0 – атмосферное давление, Па; V_0 – объём продуктов взрыва, образующихся при взрыве 1 кг ВВ в нормальных условиях, м^3; T_1 – температура продуктов взрыва в момент его совершения, °С; T_2 – температура продуктов взрыва после их расширения и охлаждения до нормальных условий, °С; k – отношение теплоёмкостей при постоянных давлении и объёме.

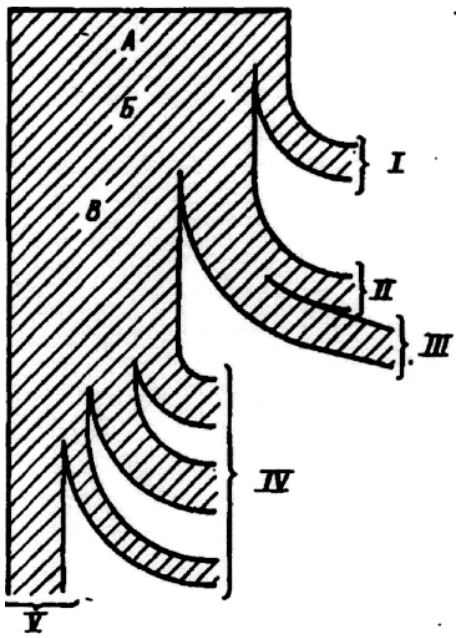


Рис. 2.10. Баланс энергии при взрыве: А – потенциальная энергия ВВ; Б – полная фактическая тепловая энергия взрыва; В – полная фактическая работа взрыва; I – химические потери; II – идеальные тепловые потери; III – потери тепла на нагревание окружающей среды; IV и V – бесполезные и полезные формы механической работы

Полная идеальная работа взрыва может быть также определена из следующего выражения:

$$A_{\text{П}} = Q_{\text{В}}\left[1-\left(\frac{P_2}{P_1}\right)^{\frac{k-1}{k}}\right], \qquad (2.11)$$

где P_1 – начальное давление газов взрыва, Па; $P_2 = 1{,}01\cdot10^5$ Па – атмосферное давление; $Q_{\text{в}}$ – полная теплота взрыва, Дж/кг.

При взрыве в сплошной среде с сопротивлением сжатия $P_1 = P_2$ полная работа уменьшается, а потеря тепла увеличивается. Максимальную работу, которую могут совершить газы взрыва при условии перехода всей внутренней энергии в механическую работу, называют потенциалом ВВ. Из-за возможности частичного разброса непрореагировавшего ВВ, недостаточной полноты взрывчатого превращения или других процессов фактическая теплота взрыва будет меньше на величину потерь. Относительный процент химических потерь увеличивается с уменьшением диаметра заряда. Использование прочных оболочек зарядов уменьшает эти потери. Химические потери максимальны при взрыве наружных зарядов, а также слежавшихся, увлажнённых, переуплотненных и грубодисперсных ВВ.

Полная фактическая тепловая энергия взрыва не полностью превращается в механическую работу. Определённая доля тепловой энергии взрыва расходуется на идеальные тепловые потери, обусловленные поглощением тепла твёрдыми частицами в продуктах взрыва и повышенной теплоёмкостью многоатомных газов. Пылевые частицы пород, смешиваясь с продуктами взрыва в процессе их расширения, отнимают значительное ко-

личество тепловой энергии. В зависимости от условий взрывания суммарные тепловые потери могут составлять 40…60 % общей энергии заряда ВВ.

Если из полной потенциальной энергии ВВ вычесть химические и тепловые потери, то оставшаяся часть потенциальной энергии будет характеризовать величину полной фактической работы взрыва, которая представляет собой сумму всех видов механической работы: полезных, вредных и бесполезных, совершаемых взрывом по разрушению и сжатию твёрдой среды, перемещению взорванной массы, разбросу кусков породы, образованию трещин и заколов.

Таким образом, полная фактическая работа взрыва будет равна

$$A_{\text{п.ф}} = A_{\text{п}} - Q_{\text{п}}, \qquad (2.12)$$

где $Q_{\text{п}}$ – суммарные тепловые потери, Дж/кг.

При взрыве скважинного заряда энергия взрыва бесполезно тратится на переизмельчение пород, образование заколов, разброс кусков породы, сейсмическое колебание массива, образование воздушной волны в пылегазовом облаке, когда продукты взрыва, имея значительную температуру, двигаясь по поверхности, не совершают полезной работы. Если взрыв произведён на поверхности массива, то полная работа взрыва остаётся прежней, работа на разрушение среды уменьшится, а затраты энергии на образование воздушной волны увеличатся.

Таким образом, если величина полного КПД взрыва $\eta = A_{\text{п.ф}} / A_{\text{п}}$ равна 0,7–0,8, то полезный КПД взрыва $\eta_{\text{п}} = A_{\text{п.ф}} / A_{\text{п}}$ составляет всего 10…20 % при взрывании на рыхление и 3…6 % при взрывании на выброс ($A_{\text{п.ф}}$ – полезная механическая работа). Поскольку точная теоретическая и экспериментальная оценки полезных форм работы взрыва пока невозможны, различные ВВ между собой сравнивают несколькими практическими способами. Эти способы будут рассмотрены ниже.

Основными характеристиками ВВ, определяющими его потенциальную энергию, потенциальную и фактическую работу взрыва, являются теплота и температура взрыва, объём и давление взрывных газов. Эти величины характеризуют параметры идеализированного процесса взрыва и не учитывают коэффициент полезного использования энергии. Вместе с тем они дают вполне объективную характеристику энергетического эффекта взрыва и могут быть использованы на практике.

Теплотой взрыва называют количество тепла, выделяющегося при взрывном превращении 1 моля или 1 кг ВВ. Теплоту взрыва можно определить расчётным путём через теплоту образования веществ. Вычисления основываются на термохимическом законе Гесса, согласно которому тепловой эффект реакции зависит не от пути реакции, а только от на-

чального и конечного состояния системы. В соответствии с этим конечный тепловой эффект реакции, т. е. теплота превращения ВВ в продукты взрыва (теплота взрыва, Дж/моль), $Q_в$ равен разности теплоты образования продуктов взрыва $Q_{п.в}$ и исходных ВВ или их компонентов $Q_{ВВ}$, т. е.

$$Q_в = Q_{п.в} - Q_{ВВ} \tag{2.13}$$

Теплота взрыва 1 кг ВВ (Дж/кг) определяется по формуле

$$Q_1 = \frac{Q_в \cdot 1000}{M_{ВВ}}, \tag{2.14}$$

где $M_{ВВ}$ – молекулярная масса ВВ.

Для 1 кг взрывчатой смеси теплота взрыва определяется по формуле

$$Q_1 = \frac{q_1 n_1 + q_2 n_2 + ... + q_n n_n - \left(Q_{н1} N_1 + Q_{н2} N_2 + ... + Q_{нn} N_n\right)}{N_1 M_1 + N_2 M_2 + ... + N_n M_n}, \tag{2.15}$$

где q_1, q_2, …, q_n – теплота образования продуктов взрыва; n_1, n_2, …, n_n – число образовавшихся молей продуктов взрыва; $Q_{н1}$, $Q_{н2}$, ..., $Q_{нn}$ – теплота образования компонентов взрывчатой смеси; N_1, N_2, ..., N_n – число их киломолей в 1 кг смеси; M_1, M_2, ..., M_n – молекулярная масса компонентов.

Теплота образования некоторых ВВ, составных частей взрывчатых смесей и продуктов взрыва приведена в табл. 2.4.

Теплота взрыва ВВ, имеющих отрицательный кислородный баланс, зависит от плотности заряда. С увеличением плотности теплота взрыва возрастает, причём в тем большей степени, чем более отрицателен кислородный баланс. Это объясняется тем, что с увеличением плотности растёт давление продуктов взрыва и соответственно смещается вправо равновесие реакции генераторного газа в продуктах взрыва, сопровождающееся выделением тепла:

$$2CO \rightleftarrows CO_2 + C + Q \tag{2.16}$$

В целом теплота взрыва большинства ВВ находится в пределах 3200…6600 кДж/кг. Сравнивая с теплотой сгорания 1 кг, например, угля или бензина (соответственно 33 600 и 42 000 кДж), видно, что при взрыве энергий выделяется в 5–12 раз меньше. Если рассчитать теплоту горения 1 кг смеси топлива с кислородом, то разница становится меньше, но ещё достаточно большая – в 1,5–3 раза. Поэтому очевидно, что огромное разрушающее действие взрыва обусловлено только громадной его мощностью, которая, например, при взрыве всего 200 г аммонита 6ЖВ превышает 1,1 ГВт за счёт скорости высвобождения энергии.

Таблица 2.4

Теплота образования некоторых ВВ, составных частей взрывчатых смесей продуктов взрыва

Вещество	Химическая формула	Относительная молекулярная масса	Теплота образования при постоянном объёме, кДж/моль
Вода (жидкая	H_2O	18	283
Вода (газ)	H_2O	18	241
Углекислота (газ)	CO_2	44	396
Оксид углерода (газ)	CO	28	113
Метан (газ)	CH_4	16	74
Оксид азота (газ)	NO	30	–90,5
Аммиак (газ)	NH_3	17	43,5
Хлористый водород (газ)	HCl	36,5	91,7
Оксид алюминия	Al_2O_3	102	1668
Оксид кальция	CaO	56	631,8
Углекислый калий	K_2CO_3	138	1146
Аммиачная селитра	NH_4NO_3	80	355
Азотнокислый калий	KNO_3	101	490
Перхлорат аммония	NH_4ClO_4	117,5	282
Тротил	$C_7H_5N_3O_6$	227	56,5
Динитронафталин	$C_{10}H_6O_4N_2$	218	–35,2
Тетрил	$C_7H_5O_8N_5$	287	–41,8
Гексоген	$C_3H_6O_6N_6$	222	–87,4
Тэн	C_5H_8O12N4	316	512,9
Нитроглицерин	$C3H5\ (ONO_2)_3$	227	350,7
Нитрогликоль	$C_2H_4(ONO_2)_2$	152	233,6
Коллоидный хлопок (12,5 %)	$C_{22,5}H_{28,8}O_{36}N_{8,7}$	1000	2722,2
Гремучая ртуть	$Hg(CNO)_2$	284,5	273,6
Стеарат кальция	$C_{36}H_{70}O_4Ca$	607	2686
Бумага (целлюлоза)	$C_{10}H_6O_5$	162	–
Древесная мука	$C_{15}H2_2O1_0$	362	–
Уголь	C	12	–266,7
Парафин	$C_{24}H_5O$	338,5	–
Сернокислый калий	K_2SO_4	–	1442,2

Для расчёта теплоты взрыва необходимо знать уравнение взрывчатого превращения ВВ.

Например, требуется определить теплоту взрыва нитроглицерина, взрывчатое превращение которого протекает следующим образом:

$$C_3H_5(ONO_2)_3 \rightarrow 3CO_2 + 2{,}5H_2O + 1{,}5N_2 + 0{,}25O_2.$$

Теплота образования нитроглицерина Q_{1-2} = 351 кДж/моль.

Теплота образования продуктов взрыва

$Q_{1-3} = Q_{CO_2} + Q_{H_2O} = 3q_{CO_2} + 2{,}5q_{H_2O} = 3 \times 396 + 2{,}5 \times 241 = 1790$ кДж /моль.

Теплота взрыва при постоянном давлении

$$Q_{2-3} = Q_{1-3} - Q_{1-2} = 1790 - 351 = 1439 \text{ кДж/моль}.$$

Теплота взрыва при постоянном объёме Q_V связана с Q_p следующими выражениями:

- если охлаждение продуктов взрыва идёт до 15 °С (288 К), то
$$Q_V = Q_p + 0{,}572\,n;$$
- если до 25 °С (298 К), то $Q_V = Q_p + 0{,}592\,n$ (n – число молей газообразных продуктов взрыва).

Следовательно, если принять температуру среды за 15 °С, то

$Q_V = 1439 + 0{,}572(3 + 2{,}5 + 1{,}5 + 0{,}25) = 1439 + 4{,}2 = 1443{,}2$ кДж/моль.

В расчёте на 1 кг ВВ выделившаяся теплота составит

$$Q_1 = Q_V \cdot 1000/M_{вв} = 1443 \cdot 1000/227 = 6357 \text{ кДж/кг}.$$

Температура взрыва – максимальная температура, до которой нагреваются продукты взрыва. Из-за сложности опытного определения по спектру светового излучения температуру взрыва обычно вычисляют, принимая процесс взрыва адиабатическим. В действительности имеются потери тепла на нагревание окружающей среды и некоторое расширение газов. Время реакции промышленных ВВ настолько мало, что этими факторами можно пренебречь.

Температура взрыва вычисляется по формуле

$$T = \frac{Q_В}{\sum n C_V}, \tag{2.17}$$

где $Q_В$ – теплота взрыва ВВ, кДж/моль; $C_V = a + bT$ – теплоёмкость отдельных продуктов взрыва при постоянном объёме, зависящая от температуры, Дж/(моль·С); a и b – эмпирические коэффициенты.

Подставив значение C_V и решив уравнение относительно T, получим:

$$T = \frac{-\sum na + \sqrt{\left(\sum na\right)^2 + 4\sum nb\,Q_В}}{2\sum nb}. \tag{2.18}$$

Продукты взрыва состоят из газов, теплоёмкость которых различна, поэтому величина Σna означает суммарную мольную теплоемкость всех газов взрыва при температуре 0 °С, т. е. $\Sigma na = n_1a_1 + n_2a_2 + \ldots + n_na_n$.

Точно так же величина Σna означает суммарное приращение мольной теплоёмкости газов при повышении их температуры на 1°С:

$$\sum nb = n_1b_1 + n_2b_2 + \ldots + n_nb_n. \tag{2.19}$$

Теплоёмкость некоторых газов в зависимости от температуры, Дж/(моль·°С)

Для газов:

двухатомных ..... $4{,}8 + 4{,}5 \cdot 10^{-4}\ T$

трёхатомных ..... $7{,}2 + 4{,}5 \cdot 10^{-4}\ T$

четырёхатомных ..... $10 + 4{,}5 \cdot 10^{-4}\ T$

Углекислота ..... $9{,}8 + 5{,}8 \cdot 10^{-4}\ T$

Пары воды ..... $4 + 21{,}5 \cdot 10^{-4}\ T$

Зная температуру взрыва, можно правильно выбрать тип ВВ при взрывании в шахтах, опасных по скоплению газа и пыли. Температура взрыва колеблется от 1 800 °С для предохранительных ВВ до 4 500 °С для гексогена и тэна. При этом максимальная температура, до которой могут нагреваться продукты взрыва, зависит от состава, влажности ВВ и вида образуемых продуктов взрыва. Температура увеличивается при добавке алюминиевой пудры и уменьшается при введении в состав ВВ инертных солей.

Объём газов взрыва, согласно закону Авогадро, равен объёму, который занимает 1 моль различных газов при 0 °С и давлении $1{,}01 \cdot 10^5$ Па, и составляет $22{,}42 \cdot 10^{-3}$ м^3. Объём газов (м^3), образующихся при взрыве 1 кг ВВ,

$$V_0 = \frac{22{,}42\left(n_1 + n_2 + \ldots + n_n\right)}{m_1 M_1 + m_2 M_2 + \ldots + m_n M_n}, \qquad (2.20)$$

где n – число молей газообразных продуктов взрыва; m – число молей составных частей ВВ; M – относительная молекулярная масса составных частей ВВ.

При постоянном давлении и любой температуре объём (м^3) газов при взрыве 1 кг ВВ определяют по формуле

$$V_1 = V_0 (1 + T_г / 273), \qquad (2.21)$$

где $T_г$ – температура газов взрыва, °С.

Объём газов, образуемых какой-либо смесью компонентов (химических соединений или элементов), определяется как сумма объёмов газов, образуемых отдельными компонентами смеси.

При взрыве заряда выделяются газы, оказывающие огромное давление на окружающую среду. Оно зависит от удельного объёма газов, температуры взрыва, плотности заряда и других факторов.

Давление газов взрыва в зарядной камере определяется исходя из объединенных законов Бойля–Мариотта и Гей–Люссака по уравнению Клайперона:

$$P = \frac{P_0 V_0 T}{273 V}, \qquad (2.22)$$

где $P_o = 1{,}01 \cdot 10^5$ Па – атмосферное давление при температуре 0 °С; V_O – объём газов взрыва ВВ (м^3) при 0 °С и давлении $1{,}01 \cdot 10^5$ Па; T – температура взрыва, считая от абсолютного нуля, К; V – объём зарядной камеры, м^3.

Для идеальных газов

$$T = T_c + 273K, \tag{2.23}$$

где T_c – температура газов взрыва, °С.

При очень высоком давлении, которое в момент взрыва возникает в зарядной камере (шпуре), плотность газов взрыва близка к плотности жидкости. При определении давления газов взрыва нельзя пренебрегать объёмом молекул этих газов. Поэтому давление газов взрыва рассчитывают по упрощенному уравнению Ван-дер-Ваальса (расчёт «статического давления газов при мгновенном взрыве»):

$$P = \frac{P_0 V_0 T}{273(V - \alpha)}, \tag{2.24}$$

где α – коволюм газов взрыва, определяемый объёмом, занятым молекулами.

При плотности заряжания ВВ, равной 0,5…1,0 г/см^3, $\alpha = 0{,}001\ V_o$. Для твёрдых продуктов взрыва коволюм определяют по выражению

$$\alpha_{\text{т}} = \frac{n_{\text{т}} A / \gamma_{\text{т}}}{M_{\text{вв}}}, \tag{2.25}$$

где $n_{\text{т}}$ – количество атомов выделившегося твёрдого продукта (углерода); A – атомная масса твёрдого продукта; $\gamma_{\text{т}}$ – удельная масса твёрдого продукта; $M_{\text{вв}}$ – молекулярная масса ВВ.

Объём зарядной камеры заменим на плотность заряжания ВВ ($\Delta = M/V$). Тогда при $M = 1$ (единичная масса) получим уравнение для расчёта давления газов взрыва:

$$P = \frac{P_0 V_0 T}{273\left(\frac{1}{\Delta} - \alpha\right)} = \frac{P_0 V_0 T \Delta}{273(1 - \Delta)}. \tag{2.26}$$

Например, требуется определить давление газов при взрыве заряда тротила, имеющего плотность заряжания 0,9 кг/дм^3, температуру взрыва 2 950 °С и удельный объём газов взрыва 750 л/кг. Для этого находим температуру взрыва:

$$T = T_{\text{c}} + 273 = 2950 + 273 = 3\ 223\ °\text{C}.$$

Затем определяем расчётное давление газов при взрыве 1 кг заряда тротила:

$$P = \frac{1,3 \cdot 750 \cdot 3223 \cdot 0,9}{273(1 - 0,001 \cdot 750 \cdot 0,9)} = 2,6 \cdot 10^9$$

Эти расчёты дают достаточное представление о качественном влиянии отдельных факторов и в особенности плотности заряда (заряжания) на эффект взрыва.

Удельная энергия ВВ *F,* т. е. энергия, отнесённая к единице массы,

$$F = P_0 V_0 T / 273. \qquad (2.27)$$

Давления, развивающиеся при взрывах различных ВВ, могут достигать от 0,3 до 20 МПа и выше. Они возможны благодаря огромным скоростям протекания самоускоряющихся реакций.

Контрольные вопросы

1. В каких формах проявляется работа взрыва?
2. Дайте характеристику распределению энергии взрыва. Каковы значения полного и полезного КПД взрыва?
3. Назовите основные характеристики ВВ, определяющие его потенциальную энергию, потенциальную и фактическую работу.
4. Что называется теплотой взрыва?
5. По какой формуле вычисляется температура газов?
6. Напишите выражение для определения объёма газов взрыва.

2.5. Экспериментальные характеристики взрыва

Превращение тепла взрыва в механическую работу происходит со значительными потерями. Поскольку точная теоретическая оценка полезных форм работы взрыва пока невозможна, различные ВВ сравниваются между собой несколькими экспериментальными способами. В дополнение к вышеупомянутым характеристикам взрыва экспериментальным путём определяют характеристики, дающие относительную оценку ВВ.

Промышленные ВВ подвергаются следующим испытаниям:

1. Для оценки взрывчатых свойств, характеризующих эффективность, производят экспериментальное определение скорости детонации, бризантности, работоспособности. Кроме того, экспериментальным путём для новых сортов определяют теплоту и работу продуктов взрыва, объём, температуру и давление газов взрыва.
2. Для проверки качества ВВ, их соответствия ГОСТ 14839.19–69 и пригодности к применению определяют полноту детонации, способность к передаче детонации от патрона к патрону, влажность ВВ, химическую и физическую стойкости.

Для ВВ, содержащих нитроэфиры более 15 %, определяют *экссудацию* – выделение жидких нитроэфиров на оболочке патронов.

3. Для оценки чувствительности и опасности ВВ в обращении определяется чувствительность к тепловому импульсу, к удару и трению, к инициированию, склонность к пылению, электризации.
4. Для характеристики технологичности применения ВВ определяют сыпучесть, дисперсность, увлажняемость, водоустойчивость, расслаиваемость, слёживаемость.

Определение скорости детонации осуществляется скоростной киносъёмкой фоторегистраторами, точными приборами (осциллографами), реостатными датчиками и сравнением скорости детонации испытываемого ВВ со скоростью детонации стандартного образца (метод Дотриша).

Осциллографический метод может быть применён только в том случае, если испытуемое ВВ не является токопроводящим.

Стандартный метод определения скорости детонации – *метод Дотриша.* В полевых условиях геолого-разведочных партий более удобен метод Дотриша, модернизированный М.Я. Сухаревским и Ф.А. Першаковым, не требующий лабораторного оборудования. Сущность метода заключается в следующем: на боковой поверхности патрона по оси заряда диаметром 31 ± 1 мм и длиной 300 мм делают два отверстия, расстояние между которыми 200 мм. В них вставляют концы отрезков ДШ (рис 2.11). Расстояние от отверстия до капсюля-детонатора должно быть 80…100 мм. Два других конца шнура прикрепляют изоляционной лентой к жестяной пластинке толщиной 0,3…0,5 мм с прокладкой толщиной 10 мм.

При взрыве детонация распространяется по заряду и обеим ветвям ДШ. Длину отрезков шнура (обычно 0,6…1,1 м) рассчитывают так, чтобы встреча волн детонаций произошла в пределах пластинки, на которой в этом месте остается диагональная вмятина. Скорость детонации (м/с) вычисляют исходя из равенства времени распространения детонационных волн по отрезку *4*, заряду ВВ и отрезку *6* (см. рис. 2.11), т. е.

$$\frac{L_1 - a + m}{\upsilon_{ДШ}} = \frac{S}{\upsilon_{ВВ}} + \frac{L_2 - m}{\upsilon_{ДШ}}, \qquad (2.28)$$

где S – расстояние между отверстиями, в которые вставлены отрезки ДШ; a – длина свинцовой пластины; m – расстояние от конца пластины до точки встречи волн (углубления); $\upsilon_{ВВ}$ и $\upsilon_{ДШ}$ – скорости детонации соответственно ВВ и ДШ, откуда

$$\upsilon_{ВВ} = \frac{S\upsilon_{ДШ}}{L_1 - L_2 - a + 2m}. \qquad (2.29)$$

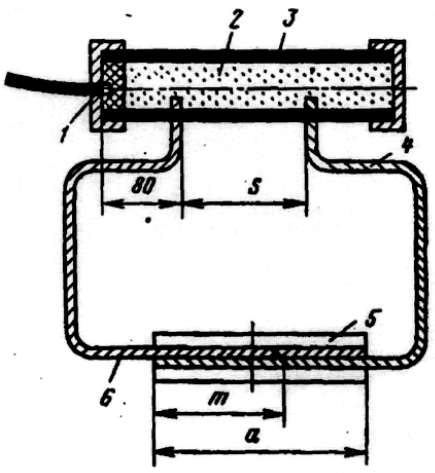


Рис. 2.11. Схема к определению скорости детонации по методу Дотриша:
1 – инициатор; 2 – заряд ВВ; 3 – оболочка;
4 и 6 – отрезки ДШ L_1 и L_2; 5 – свинцовая пластина

Поскольку скорость детонации зависит от плотности ВВ, при испытаниях необходимо обеспечивать плотность, присущую ВВ в промышленных условиях.

Определение скорости детонации с помощью искровых хронографов, скоростной съёмки свечения в зарядах, зеркальной фоторазвёртки и другими способами сложно и применяется только при специальных исследованиях.

Детонационную способность пороха определяют в зарядах массой 8 кг, располагаемых на глубине 1 м в шурфах размером 0,5×0,5 м или канавах. Если порох не детонирует от детонатора из заряда аммонита 6ЖВ массой 2 кг, то партию бракуют.

Важной экспериментальной характеристикой является *расстояние передачи детонации от заряда к заряду.* Вероятность передачи детонации важна для надёжного взрывания зарядов, состоящих из отдельных патронов или с воздушными промежутками, для установления толщины стен между ячейками хранилищ ВВ, обеспечивающих локализацию взрыва в одной из них, для проектирования средств заряжания.

Детонационная волна на границе заряда вызывает в окружающей среде ударную волну, которая вместе с продуктами взрыва в воздухе может вызвать взрыв другого заряда, если он не очень удалён от первого. Первый заряд называется активным, второй – пассивным.

Дальность передачи детонации возрастает с увеличением массы и теплоты взрыва ВВ активного заряда, а на близких расстояниях – также с увеличением скорости детонации и плотности ВВ. Расстояние передачи растёт с увеличением чувствительности ВВ пассивного заряда. С увеличением плотности пассивного заряда расстояние передачи детонации умень-

шается. Дальность передачи детонации зависит также от плотности и упругости среды, в которой распространяется ударная волна: чем больше упругость и меньше плотность среды, тем больше дальность передачи детонации. Детонация через воздух передается на большее расстояние, чем через преграду (воду, дерево, глину, песок и т. д.).

В воздухе промышленные патронированные ВВ детонируют, если промежутки между патронами диаметром в 32…36 мм достигают 2…18 см. В воде это расстояние уменьшается в 5–6 раз, в известняках в 9–12 раз, в песке – в 2–8 раз. Передача детонации при наличии оболочки увеличивается до 3–5 раз и более.

Испытание ВВ на передачу детонации производится следующим образом. Два патрона укладываются на ровной поверхности грунта так, чтобы они находились на одной оси. В один патрон вставляется электродетонатор или капсюль-детонатор с отрезком огнепроводного шнура, он является боевиком или активным патроном; второй патрон является пассивным. Детонатор вставляется с внешней стороны патрона. Между торцами патронов вставляются шаблоны размером, соответствующим требованию ГОСТа или ТУ. Патроны плотно прижимают к шаблонам и затем шаблоны убираются.

После подрыва *патрона-боевика* исследуется место укладки обоих патронов. Если на месте расположения патронов в грунте образовались два углубления и длина каждого из них не меньше длины патрона, то, следовательно, детонация от боевого патрона передалась пассивному и оба патрона полностью взорвались. Если будет обнаружено только одно углубление и длина его меньше суммарной длины двух патронов, то фиксируется отказ передачи детонации.

Если при трёх испытаниях получена передача детонации, то считается, что ВВ выдержало испытание.

Взаимные переходы детонационной волны (*I*) в ударную *(II)* и обратно *(III)* при передаче детонации на расстояние схематично показаны на рис. 2.12.

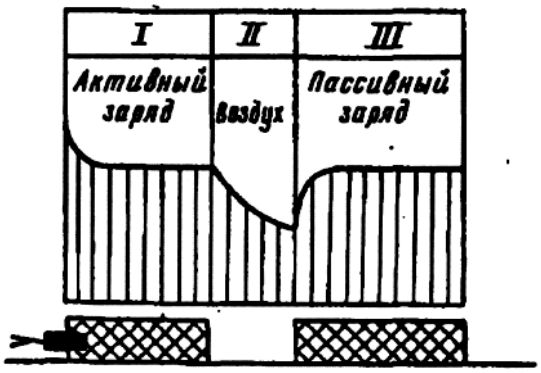


Рис. 2.12. Взаимные переходы детонационной и ударной волн при передаче детонации на расстояние

В случае отказа число опытов удваивается. Если при этом повторятся отказы, то партия ВВ бракуется. Слежавшиеся патроны аммонита перед испытанием разминают. При испытании ВВ, поступивших на склад в мешках, изготавливают патроны диаметром 31 ± 1 мм и массой 200 ± 10 г при плотности ВВ в патроне 0,95…1,05 г/см^3. Затем проводят испытания. Испытание водоустойчивых ВВ проводят после выдержки патронов в воде на глубине 1 м в вертикальном положении в течение 1 ч. Патроны помещают в специальные футляры с отверстиями. При испытании к нижнему концу активного заряда должен быть обращен верхний конец пассивного заряда. Сами испытания проводят по обычной методике. В характеристиках патронированных ВВ обязательно указывается расстояние, на которое передается детонация между патронами. Эта величина является косвенной мерой чувствительности ВВ к внешнему импульсу. Чем больше расстояние, тем надежнее детонирует заряд.

Патроны водоустойчивых ВВ перед испытанием погружают в воду в вертикальном положении на глубину 1 м от нижнего торца.

Испытания на полноту детонации проводят для определения детонационной способности одного или нескольких патронов ВВ. Патроны укладывают на полигоне в один ряд торцами встык. Полнота детонации определяется по углублениям в грунте на месте расположения патронов и по отсутствию остатков бумаги и ВВ. Гранулированные ВВ помещают при насыпной плотности в бумажную гильзу заданного диаметра длиной более пяти диаметров заряда. Заряд инициируют капсюлем-детонатором через промежуточный детонатор (патрон аммонита 6ЖВ массой 200 г или шашка). При взрыве допускается разброс отдельных гранул и остатков бумажной оболочки. Партия ВВ считается выдержавшей испытания, если при трёх опытах наблюдается полная детонация. В случае получения отказа число опытов удваивается, и при повторном отказе партия ВВ бракуется. Установлено, что гранулированные и водосодержащие ВВ устойчиво детонируют при размещении заряда в массиве горных пород при диаметрах в 3–4 раза меньших, чем диаметр открытого заряда.

Характеристики ВВ, определяющие их способность производить общую работу и местное дробящее действие взрыва, называют *работоспособностью*. Общее действие взрыва, называемое *фугасностью*, проявляется в разрушении (дроблении), отрыве и метании значительных масс горных пород. Процесс заканчивается, когда остаточное давление газов уравновешивается противодавлением среды.

Работа в какой-либо полезной форме общего (фугасного) действия взрыва (дробление, выброс и др.) пропорциональна полной работе взрыва.

Местное действие взрыва, называемое *бризантностью*, совершается в непосредственной близости от поверхности заряда. Проявляется оно в очень сильном дроблении среды и происходит со значительными затратами энергии на пластические деформации. Определяется бризантное действие плотностью энергии на фронте детонационной волны, пропорциональной произведению плотности на квадрат скорости детонации ρD^2. Завершается процесс при падении давления газов примерно до величины 4–6 значений прочности среды на сжатие. Затраты энергии на местное действие в прочных средах много меньше, чем на общее, однако в ряде случаев могут достигать значительных величин, ухудшая общее действие взрыва. *Бризантным действием* обладают взрывчатые вещества, для которых характерным видом взрывчатого превращения является детонация.

Наиболее простым и распространенным методом определения фугасной работы взрыва является испытание ВВ по способу Трауцля в свинцовой бомбе. Свинцовая бомба (рис. 2.13) представляет собой цилиндр диаметром и высотой по 200 мм из рафинированного свинца. По оси бомбы просверлен канал диаметром 25 мм и глубиной 125 мм. Канал имеет объём 61 см^3. Внутри канала не должно быть раковин, поверхность свинцового цилиндра не должна иметь отслоений. На дно канала помещают 10 г испытываемого ВВ, завёрнутого в оловянную фольгу, с капсюлем-детонатором или электродетонатором таким образом, чтобы дно его находилось от дна патрона на расстоянии 1/3 высоты заряда. Затем канал засыпают сухим мелким кварцевым песком без уплотнения и взрывают заряд ВВ.

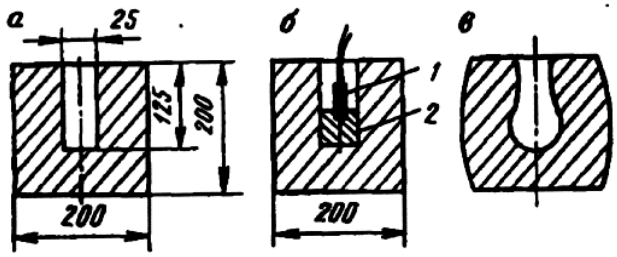


Рис. 2.13. Испытания ВВ на работоспособность: а – бомба Трауцля; б, в – бомба до взрыва и после; 1 – электродетонатор; 2 – заряд ВВ

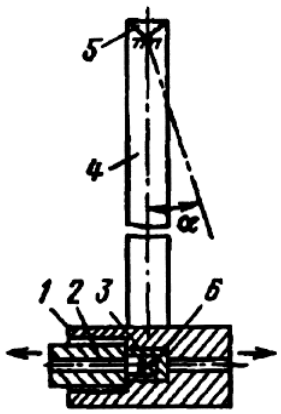


Рис. 2.14. Схема к определению работоспособности ВВ в баллистической мортире: 1 – мортира; 2 – снаряд; 3 – вкладыш; 4 – подвеска; 5 – опора; 6 – заряд ВВ

После взрыва канал бомбы принимает грушевидную форму. Её очищают от песка и замеряют образовавшийся объём полости при помощи воды, наливаемой из мерного сосуда. Из полученного объёма полости вычитают объём канала бомбы до взрыва (61 см^3), а также объём расширения, полученный за счёт взрыва детонатора (28,5…30 см^3). Разность объёмов характеризует величину *относительной работоспособности* данного ВВ. Эта разность объёмов и принимается за меру работоспособности, которая у большинства ВВ составляет 250…550 см^3.

Работоспособность ВВ определяют также с помощью баллистической мортиры или маятника.

Баллистическая мортира (рис. 2.14) представляет собой массивный цилиндр, подвешенный на тягах в виде маятника. В корпусе имеются взрывная камера, где подрывается заряд (обычно массой 10 г), и расширительная камера, в которой помещается массивный поршень-снаряд. При взрыве поршень-снаряд выбрасывается из мортиры, а сама мортира отклоняется на некоторый угол α, фиксируемый специальным устройством.

По углу отклонения мортиры оценивается эффективность ВВ. За стандарт принимается отклонение мортиры при взрыве ВВ массой 10 г. Для сравнительной оценки другого ВВ определяют заряд, вызывающий такое же отклонение мортиры.

На рис. 2.15 показана схема двухмаятниковой баллистической установки. В торце одного из маятников имеется камера для заряда ВВ массой 10 г, торец второго маятника закрывает зарядную камеру. При взрыве заряда оба маятника отклоняются практически на одинаковый угол.

Работоспособность вычисляют по формуле

$$E = 2\,Mgl\,(1 - \cos\alpha)\,, \qquad (2.30)$$

где M – масса одного маятника; g = 9,81 м/с – ускорение свободного падения; l – длина подвески маятника; α – угол отклонения маятника (для промышленных ВВ α = 20…35°).

Угол отклонения маятника при испытании промышленных ВВ составляет от 14° (углениты) до 33° (детониты, аммониты). Работоспособность ВВ относительно тротила по данным испытания и по способу Трауцля расходится не более чем на 7 %. Столь малое расхождение результатов испытания позволило заменить испытания по способу Трауцля испытаниями на данной установке.

Работоспособность грубодисперсных ВВ оценивают по воронкообразованию (взрывают заряд в заданной горной породе и определяют объёмы разрушения) или по дроблению породных блоков и кубиков (взрывают блоки или кубики и определяют качество дробления).

Большое влияние на фугасные свойства ВВ оказывают их детонационные характеристики. Обычно в крепких скальных породах большее фугасное действие производят ВВ, детонирующие с большей скоростью, а в мягких грунтах – с меньшей скоростью.

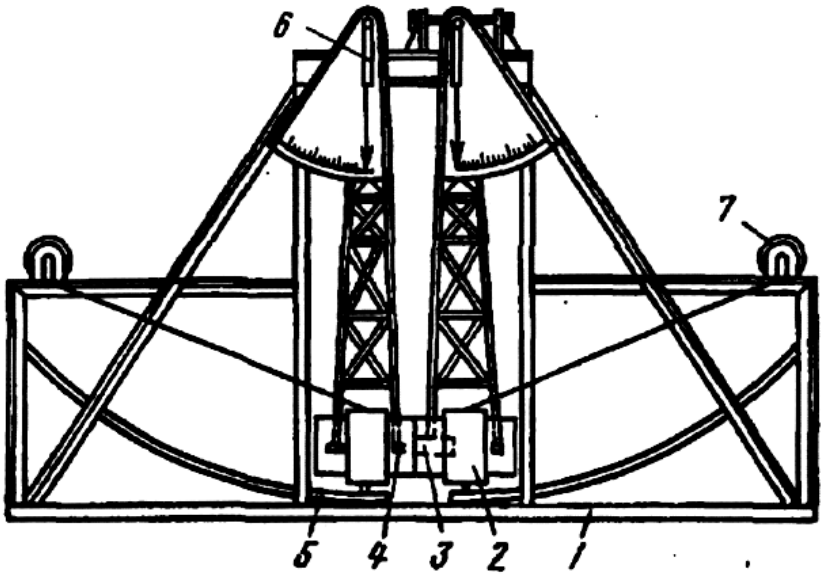
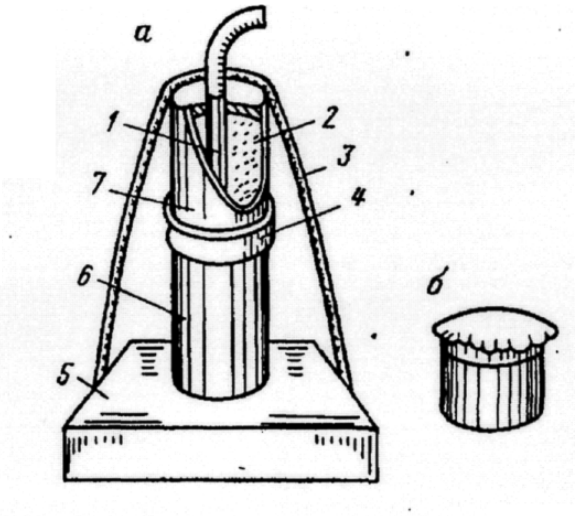


Рис. 2.15. Схема двухмаятниковой баллистической установки:
1 – рама; 2 – мортира; 3 – заряд ВВ; 4 – подвеска; 5 – ловитель;
6 – фиксатор угла отклонения мортиры;
7 – лебёдка для спуска мортиры

Рис. 2.16. Схема к определению бризантности ВВ:
а – устройство перед взрывом;
б – обжатый свинцовый столбик



Бризантность принято оценивать величиной кинетической энергии продуктов детонации:

$$E = Q\upsilon_{Д}^{2} / 2,$$

где Q – масса заряда, кг; $\upsilon_{Д}$ – скорость детонации, м/с.

Бризантность определяют по формуле Каста:

$$B = F\upsilon_{Д}\rho,$$

где F – сила взрыва, определяемая из отношения $P_0V_0\ T/273$; ρ – плотность ВВ.

Стандартные испытания на бризантность ВВ (рис. 2.16) с критическим диаметром до 60 мм проводят с помощью обжатия свинцовых столбиков (*6*) с зарядами (*2*) массой 50 г при плотности 1 г/см^3 в бумажных патронах (*7*) диаметром 40 мм (проба Гесса). Между столбиком и зарядом прокладывают стальную пластину (*4*) диаметром 41 мм, а столбик располагают на массивной подставке (*5*). Устройство в сборе закрепляют шпагатом (*3*). взрывание производят капсюлем-детонатором (*1*). О бризантности судят по величине обжатия столбика, т. е. по разности между средней его высотой до и после взрыва, выраженной в миллиметрах. Бризантность большинства ВВ равна 14…25 мм.

Метод Гесса применяется только в качестве контрольного или приёмочного на заводах-изготовителях. Для определения бризантности грубодисперсных и гранулированных ВВ, у которых критический диаметр открытого заряда больше 40 мм, их размещают в стальных кольцах. Получаемые при таких испытаниях результаты несравнимы с результатами, полученными при взрыве открытых зарядов.

Для наиболее мощных ВВ (гексоген, тэн) при определении бризантности применяют заряды массой 25 г, так как заряд массой 50 г разрушает цилиндр. Эти результаты трудно сопоставимы со стандартными.

Бризантность ВВ с предельным диаметром детонации не более 20 мм оценивают по пробе Каста – по обжатию медных крешерных столбиков.

Чувствительность ВВ к внешним воздействиям. Наличие взрывчатых свойств у ВВ определяет лишь потенциальную возможность взрыва. Чтобы её реализовать, надо воздействовать на ВВ так, чтобы возбудить протекание в нём интенсивных реакций и вызвать взрыв. *Внешнее воздействие, необходимое для возбуждения детонации заряда ВВ, называется инициирующим (начальным) импульсом. Возбуждение взрыва с помощью начального импульса называется инициированием*. Степень восприимчивости ВВ к начальному импульсу зависит от химического состава и физического состояния ВВ. Химический состав определяет прочность внутримолекулярных связей ВВ, энергия начального импульса должна быть достаточной для нарушения этих связей хотя бы небольшой части молекул ВВ. Горение некоторых участков ВВ вследствие самоускорения приводит к образованию ударной волны. Если давление в ударной волне превосходит некоторое критическое значение, то процесс переходит в детонацию. Если давление в волне меньше критического, то

она распространяется по заряду как по инертной среде с постепенным затуханием (снижением давления и скорости).

Физические свойства и условия по-разному влияют на восприимчивость ВВ к начальному импульсу. С увеличением влажности и плотности восприимчивость ВВ снижается, с уменьшением крупности частиц – повышается. Восприимчивость к начальному импульсу определяется также состоянием ВВ (порошкообразное, гранулированное, литое, прессованное и т. д.). Восприимчивость к определенному внешнему импульсу, вызывающему горение или детонацию, *называется чувствительностью ВВ*.

ВВ характеризуются различной чувствительностью к внешним воздействиям. Наиболее чувствительные – инициирующие ВВ, которые применяют в капсюлях-детонаторах и электродетонаторах. Промышленные ВВ обладают низкой чувствительностью. Например, йодистый азот взрывается от прикосновения птичьего пера, азид свинца – от лёгкого удара, тротил не взрывается от удара винтовочной пули, а игданит – от взрыва 15–20 капсюлей-детонаторов.

В процессе изготовления, перевозки, хранения и применения ВВ подвергаются неизбежному тепловому и механическому воздействиям, вызванным случайными факторами или технологической необходимостью. Непосредственно при проведении взрывных работ в качестве источников начального импульса используются капсюли-детонаторы (КД), электродетонаторы (ЭД), детонирующие шнуры (ДШ) и другие средства, инициируемые в свою очередь термической энергией огнепроводного шнура (ОШ) или электроискрой.

Таким образом, чувствительность ВВ необходимо знать, с одной стороны, для обеспечения безопасности производства, транспортировки, хранения и заряжания ВВ, с другой – для обеспечения надёжного инициирования зарядов при взрывных работах.

Формы энергии начального импульса могут быть различными: это механическая (удар, трение), тепловая (луч, огонь) энергия, а также энергия взрыва другого ВВ и т. д. Только совокупность испытаний на различные виды внешних воздействий может дать всестороннюю характеристику чувствительности и опасности ВВ.

Допустим, что температура среды равна T_0, тогда температура ВВ за счёт саморазогрева при разложении поднимается до величины T_1 (рис. 2.17). При ней обеспечивается равенство теплоприхода (кривая *1*) и теплоотвода (прямая *2*). Дальнейшего повышения температуры не будет из-за того, что отвод q_1 энергии разложения больше, чем её выделяется при температуре среды T_0, прямая *2* выше кривой *1* при всех $T > T_1$. При нагреве среды до температуры T_0 теплоотвод q_2 от ВВ происходит

по прямой *3,* которая при любой температуре ниже, чем кривая *1*. Теперь теплоотвод не в состоянии компенсировать теплоприход. Разогрев ВВ прогрессирует, резко ускоряется его превращение – возникает воспламенение. Минимальную температуру среды T_0, при которой наступает воспламенение ВВ, *называют температурой вспышки* и используют в качестве показателя чувствительности ВВ к тепловому воздействию.

Температура вспышки $T_{всп}$ определяется свойствами ВВ (скоростью разложения и его тепловым эффектом) и факторами, влияющими на теплоотвод (величиной и формой навески ВВ, толщиной оболочки, скоростью нагрева и т. д.).

С уменьшением навески разложение ВВ проходит без вспышки из-за увеличения отношения поверхности навески (определяющей теплоотвод) к объёму (определяющему теплоприход). С увеличением навески $T_{всп}$ понижается. Наличие оболочки ухудшает теплоотвод, повышая чувствительность ВВ.

Большая скорость нагрева повышает $T_{всп}$, малая – снижает. При очень медленном нагреве вспышки может и не быть из-за разложения ВВ в области малых температур. Вспышки может не быть и при очень быстром нагреве – из-за быстрого плавления и кипения ВВ с образованием паров низкой плотности. Например, тротиловые навески массой 0,05 г вспыхивают при бросании в пробирку с температурой 320 °С и беспламенно разлагаются при температуре в пробирке 400 °С.

Для обеспечения сопоставимости чувствительности различных ВВ испытания необходимо проводить в одинаковых условиях.

Температуру вспышки определяют в термостате (рис. 2.18). Навеску ВВ массой 0,05 г помещают в пробирку и опускают в баню с легкоплавким сплавом Вуда, предварительно нагретым до 100 °С. Повышая температуру бани со скоростью 20 °С в минуту, определяют температуру, при которой происходит вспышка.

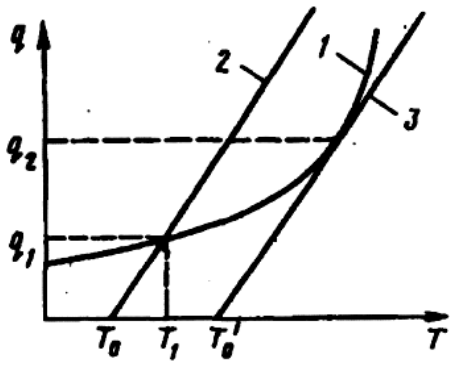


Рис. 2.17. Изменение соотношения между теплоприходом и теплоотводом при нагреве среды

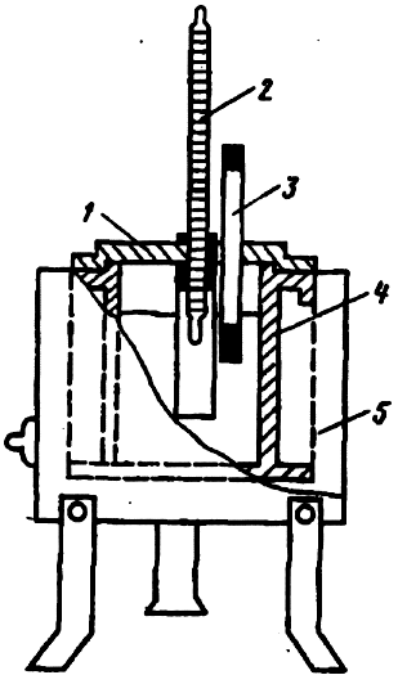


Рис. 2.18. Термостат для определения температуры вспышки:
1 – крышка; 2 – термометр;
3 – пробирка с ВВ;
4 – корпус бани; 5 – футляр

Работоспособность грубодисперсных ВВ оценивают по воронкообразованию (взрывают заряд в заданной горной породе и определяют объёмы разрушения) или по дроблению породных блоков и кубиков (взрывают блоки или кубики и определяют качество дробления).

Большое влияние на фугасные свойства ВВ оказывают их детонационные характеристики. Обычно в крепких скальных породах большее фугасное действие производят ВВ, детонирующие с большей скоростью, а в мягких грунтах – с меньшей скоростью.

Температура вспышки различных ВВ, °С

Гремучая ртуть	160…165
Тетрил	195…200
Нитроглицерин	200…205
Тэн	215…220
Гексоген	230
Аммонит 6ЖВ	320…340
Тротил	290…395
Азид свинца	330

Оценка чувствительности к лучу огня осуществляется поджиганием 1 г навески ВВ в пробирке с отрезком ОШ. Варьируя зазором, определяют максимальное расстояние между ВВ и торцом ОШ, при котором происходит поджигание ВВ. Большинство бризантных ВВ в условиях свободного оттока образующихся газов сгорают без взрыва. Наличие

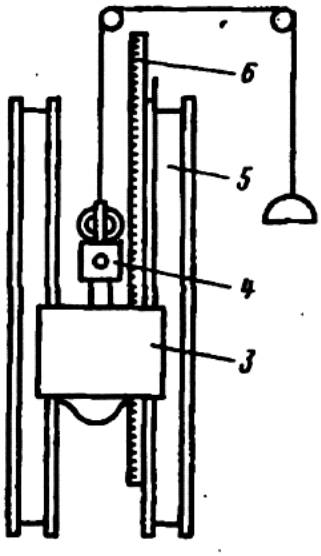
оболочки для многих ВВ обеспечивает переход горения во взрыв. Пластичные динамиты взрываются от луча огня и без оболочки.

По чувствительности к лучу огня огнепроводного шнура ВВ можно подразделить на следующие группы: *детонирующие* от луча огня – все инициирующие ВВ; *взрывающиеся* или *вспыхивающие* – дымный порох и сухая нитроклетчатка; *загорающиеся* – тетрил и динамиты; *незагорающиеся* и *не взрывающиеся* – аммониты, тротил, гексоген.

Температура вспышки не характеризует полностью воспламеняемость ВВ от луча огня или искры. Например, дымный порох, имеющий температуру вспышки 300…315 °С, воспламеняется легче, чем бездымный порох, имеющий температуру вспышки 180…200 °С.

Возбуждение взрыва механическим воздействием представляется следующим образом.

Часть энергии механического воздействия трансформируется в тепловую. В случае удара происходят локальные разогревы за счёт интенсивных пластических деформаций и течений в областях механических неоднородностей ВВ с образованием так называемых «горячих точек». При трении тепловая энергия локализуется в «горячих точках» поверхностного слоя ВВ. При достаточной мощности воздействия из таких точек образуется и развивается очаг теплового возбуждения такой величины и интенсивности, что выделяющаяся энергия реакций обеспечивает постепенное его превращение в зону химической реакции стационарной детонационной волны.



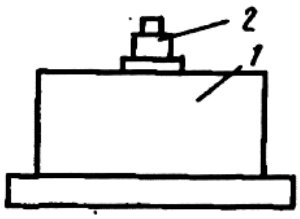


Рис. 2.19. Схема определения чувствительности ВВ к удару на копре

Чувствительность ВВ к удару обычно определяют на вертикальных или дуговых копрах. Вертикальный копер (рис. 2.19) состоит из массивной наковальни (*1*), укреплённой на фундаменте, на которую устанавливают штемпельный роликовый приборчик (*2*) с навеской испытуемого ВВ. Па-

дающий груз (*3*) при помощи специального держателя (*4*) может быть заключён на необходимой высоте между двумя направляющими рейками (*5*). Эта высота определяется с помощью рейки (*6*). Срабатывание держателя происходит дистанционно от рукоятки троса, что обеспечивает необходимую безопасность обслуживающего персонала. В копре предусмотрено также приспособление, позволяющее улавливать груз при отскоке.

На рис. 2.20 показаны наиболее распространённые типы штемпельных приборчиков. Ролики выполняют роль бойка в наковальне. Чувствительность ВВ к удару в значительной степени зависит от многих факторов, в частности от состояния поверхности роликов и наличия на их краях фасок, качества стали, из которой они изготовлены, и степени закалки. Поэтому цилиндрическая и торцовая поверхности их тщательно шлифуются и точно центрируются по отношению к грузу. Термическая обработка их должна удовлетворять требованиям, предъявляемым к роликоподшипникам.

Навеску испытуемого ВВ массой 0,02…0,05 г укладывают на штемпельный прибор слоем толщиной 1 мм и диаметром 5 мм. В зависимости от высоты, с которой сбрасывается груз, может произойти или не произойти взрыв или вспышка ВВ. Для бризантных ВВ применяют вертикальные копры с грузами 5…20 кг и высотой падения до 3 м. Для инициирующих ВВ применяют рычажные копры с грузом массой 0,5…1,8 кг. Мерой чувствительности ВВ к удару служит минимальная высота, с которой при шестикратном сбрасывании груза определённой массы происходит хотя бы только один взрыв или одна вспышка ВВ.

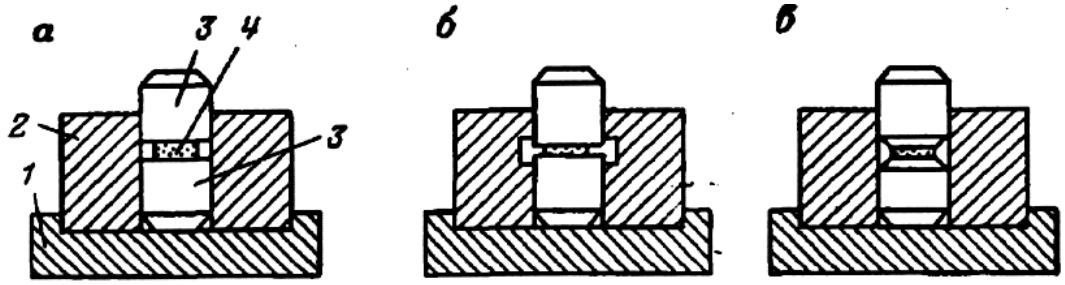


Рис. 2.20. Штемпельные приборчики для определения чувствительности ВВ к удару падающим грузом:
а – приборчик № 1; б – приборчик № 2; в – стандартный приборчик;
1 – поддон; 2 – муфта; 3 – стальные ролики; 4 – навеска ВВ

Взрывчатые вещества, имеющие чувствительность к удару менее 7 см, считаются очень чувствительными к удару, весьма опасными в обращении, и перевозка их в обычном порядке воспрещается. Чувствительность к удару гремучей ртути составляет 2 см, нитроглицерина – 4 см, азида свинца – 6 см, динамитов – 20…30 см, аммонитов – 70…100 см.

Существует и другой метод испытания на копре. Груз массой 10 кг сбрасывают с высоты 25 см и определяют процент взрывов, получившихся в 25 опытах, который и служит сравнительной характеристикой чувствительности ВВ к удару.

Испытывая ВВ на обоих приборах, получают более полное представление о его чувствительности, так как меняются условия течения вещества под нагрузкой.

Этими испытаниями установлено, что наиболее чувствительными к удару являются ВВ, содержащие гексоген, жидкие нитроэфиры (30…80 % взрывов); обычные предохранительные аммониты, аммоналы дают 10…30 % взрывов, скальные аммониты № 1 и № 3 – 30…60 %, гранулиты (измельчённые) – 0…12 %. Минимальную чувствительность имеют игданит (0…4 %) и водосодержащие ВВ, которые при этих испытаниях не дают ни одного взрыва.

Иногда определяют максимальную высоту сбрасывания ударника массой 2 кг, при которой не происходит ни одного взрыва, и минимальную высоту, при которой взрыв навески происходит при каждом сбрасывании (табл. 2.5).

Таблица 2.5

Характеристика чувствительности некоторых ВВ

ВВ	Чувствительность к удару (минимальная высота падения груза массой 2 кг при которой происходит взрыв), см
Аммонит 6ЖВ	30…75
Гексоген	29
Азид свинца	3…4
Нитроглицерин	4
Тротил	60…70
Тэн	28

При смешивании, патронировании, транспортировании по трубам и шнекам и других технических операциях проявляется явление трения между частицами ВВ или между частицами ВВ и рабочими поверхностями различных установок. Сила трения тем больше, чем больше давление, направленное по нормали трущихся поверхностей, и коэффициент трения.

На преодоление сил трения тратится определенная энергия, которая реализуется или в виде механической работы (деформирование и истирание частиц ВВ и взаимодействующих с ними участков установок), или выделяется в виде тепла, которое идёт на нагрев трущихся тел. При этом температура может повышаться настолько, что произойдет воспламенение ВВ или его взрыв.

Известно, что коэффициент трения при скольжении намного больше, чем при качении. Поэтому при механических способах заряжа-

ния применяют гранулированные ВВ, для которых трение качения является превалирующим, при этом условия для воспламенения и взрыва ВВ не возникают. Применение этих же ВВ в порошкообразном виде и тех же механических зарядчиках резко снижает безопасность взрывных работ и может привести к катастрофам и трагическим случаям.

Стандартного метода испытаний ВВ на чувствительность к трению пока не существует. Наиболее часто используют метод, основанный на истирании испытуемого вещества в специальном устройстве стальными поверхностями под определённой нагрузкой в течение продолжительного времени, или метод, основанный на создании трения ударного характера. В последнем случае для ужесточения условий опыта можно применять различные фрикционные материалы.

Поскольку сила трения зависит от множества различных факторов, то целесообразно опыты с различными ВВ проводить в одних и тех же условиях и определять сравнительную их чувствительность к трению по отношению к эталонному ВВ.

Испытания по определению чувствительности ВВ к трению проводятся на копре К-44-Ш. Скользящий удар вызывает трение между частицами ВВ или между ними и поверхностью соударяющихся тел (рис. 2.21).

Навеска ВВ массой 0,05 г сжимается между двумя роликами диаметром 10 мм до некоторого давления с помощью гидравлического пресса. При боковом ударе падающего груза маятника по ударнику в направлении стрелки верхний ролик сдвигается относительно нижнего, подвергая навеску ВВ действию трущего сдвига.

Вероятность взрыва зависит от давления прижатия навески ВВ между роликами.

Изменяя эту величину, находят нижний, средний и верхний пределы чувствительности испытуемого ВВ, т. е. такие значения давлений, при которых частота взрывов равна 50 и 100 %. Давление прижатия контролируют при помощи двух манометров, включенных в гидросистему установки, один из которых имеет пределы измерения до (15…25) $\cdot 10^5$ Па и служит для определения малых величин давления прижатия, а другой – до (15…20) $\cdot 10^6$ Па.

В качестве эталонного ВВ обычно берут тетрил. Факт воспламенения или взрывания ВВ определяют по звуковому эффекту, вспышке, дымообразованию или нагару торцовых поверхностей роликов. После каждого опыта ролики тщательно очищают от остатков ВВ и нагара и протирают марлей, смоченной в ацетоне.

Кроме того, чувствительность ВВ к механическому воздействию определяется путём испытания навески ВВ в смеси с песком, увеличивающим чувствительность ВВ, на приборе вращательного действия. При этом опре-

деляется минимальная нагрузка, при которой при шести опытах не происходит вспышки навески ВВ. Сущность испытания состоит в том, что между двумя плоскими стальными поверхностями размещается навеска 0,05 г и растирается при частоте вращения верхней поверхности 150 мин$^{-1}$ в течение 10 с и определённом давлении, которое создают подвешиванием на рычаг прижатия грузов массой 5, 10 и 20 кг. Схема прибора показана на рис. 2.22.

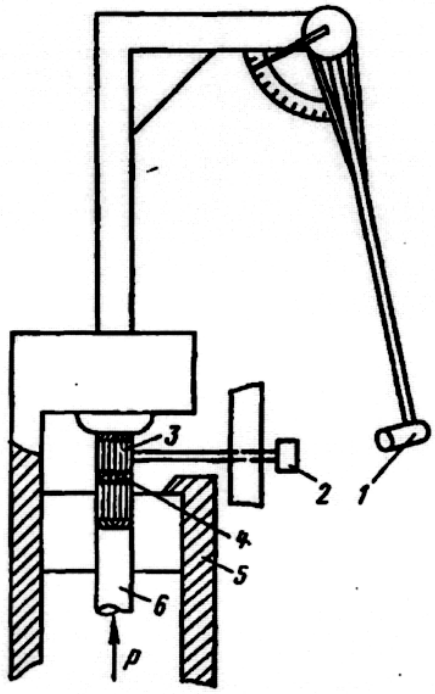


Рис. 2.21. Копер для определения чувствительности ВВ к трению: 1 – ударник; 2 – стержень; 3 – ролик; 4 – навеска ВВ; 5 – станина копра; 6 – пуансон гидропресса

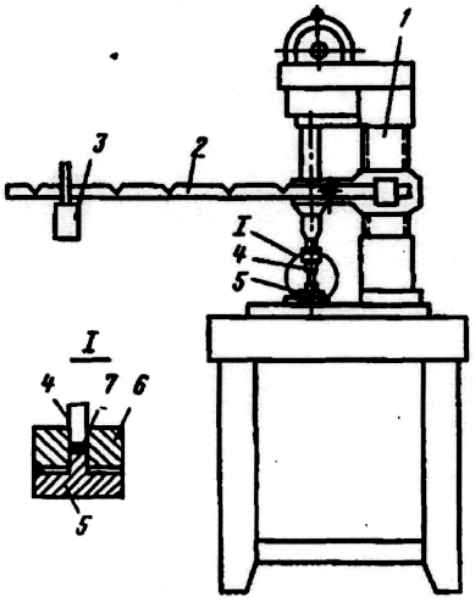


Рис. 2.22. Прибор для испытания ВВ на чувствительность к трению: 1 – сверлильный станок; 2 – рычаг нажатия; 3 – груз; 4 – верхний пуансон; 5 – нижний пуансон; 6 – корпус; 7 – навеска ВВ

Инертные примеси, твёрдость и температура плавления которых существенно выше частиц ВВ (например, песок), повышают чувствительность ВВ к удару и к трению, а примеси с низкой температурой плавления (например, парафин) способствуют уменьшению чувствительности ВВ, так как часть энергии удара в этом случае расходуется на плавление легкоплавких примесей. На этом явлении основана *флегматизация* ВВ.

Чувствительность ВВ к инициирующему действию взрыва другого ВВ *называется чувствительностью к детонации*. Ударная волна инициирующего ВВ образует тепловой очаг возбуждения. При достаточных размерах и интенсивности очага выделяющаяся в нём энергия достаточна

для преобразования её в детонацию. Чем больше давление и продолжительность действия ударной волны, тем выше температура разогрева ВВ, а следовательно, тем больше скорость протекающих в очаге реакций. Наибольшей инициирующей способностью обладают ударные волны с параметрами, близкими к параметрам детонационной волны ВВ.

Каждое ВВ характеризуется критическим значением давления инициирования $P_{кр}$, называемого порогом инициирования. Ударные волны с давлением ниже критического не возбуждают детонации ВВ.

Разогрев однородных по физико-механическим свойствам ВВ в ударных волнах равномерен. В этой связи необходимый высокотемпературный разогрев образует только мощные волны – волны с давлением на фронте 10…20 ГПа, В неоднородных ВВ необходимый разогрев образуется лишь на механических неоднородностях вещества. Поэтому мощность инициирующей волны может быть значительно меньшей. Применяемые ВВ детонируют при сочетании обоих механизмов разложения. Критическое значение давления их инициирования находится в пределах 3…8 ГПа.

Увеличение диаметра заряда существенно снижает порог инициирования ВВ.

Помимо величины важно знать время действия инициирующего давления. Поэтому более точно чувствительность ВВ к инициированию оценивается критическим импульсом, равным произведению давления на время его действия.

В связи с зависимостью времени действия взрыва от массы ВВ чувствительность оценивают по минимальной массе инициатора, возбуждающего устойчивую детонацию. Такую массу называют минимальным инициирующим импульсом. Минимальный инициирующий импульс (в граммах гремучей ртути) для порошкообразных ВВ составляет доли грамма, для гранулированных – десятки граммов, для ряда водосодержащих – десятки-сотни граммов.

В табл. 2.6 приведены минимальные инициирующие импульсы для некоторых ВВ.

Таблица 2.6

Восприимчивость ВВ к инициированию

ВВ	Минимальный инициирующий импульс (масса заряда), г	
	гремучей ртути	азида свинца
Тротил (порошкообразный)	0,36	0,09
Аммонит 6ЖВ	0,14	–
Динафталит	0,6	–
Тетрил	0,15	0,025

Экспериментальное определение энергетических характеристик ВВ. Экспериментальные определения теплоты взрыва, состава и объёма продуктов взрыва выполняют в специальных термометрических и *манометрических* бомбах. Применяемые для указанной цели бомбы представляют собой стальные толстостенные цилиндры с массивными крышками. Внутренний объём бомб составляет обычно от 30 л (бомба Бихеля, рис. 2.23) до 50 л (бомба Долгова, рис. 2.24). Перед взрывом воздух из бомбы выкачивают и измеряют остаточное давление. Иногда бомбу после вакуумирования заполняют инертным газом, например азотом.

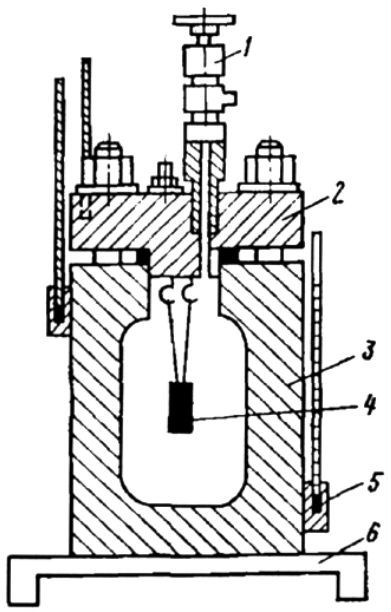


Рис. 2.23. Манометрическая бомба Бихеля:
1 – вентиль для отбора газов после взрыва; 2 – крышка;
3 – корпус бомбы; 4 – заряд ВВ;
5 – термометры;
6 – деревянная подставка

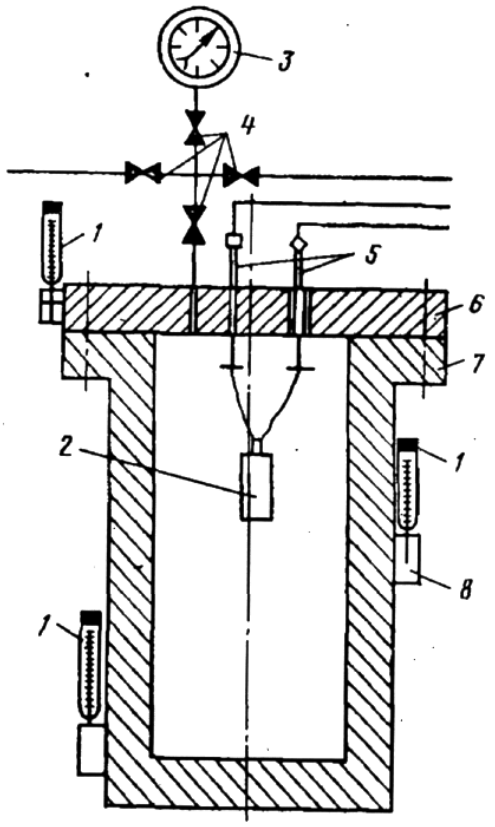


Рис. 2.24. Схема бомбы Долгова для определения объёма газообразных продуктов и теплоты взрыва:
1 – метастатические термометры Бекмана; 2 – заряд ВВ;
3 – мановаккумметр; 4 – краны;
5 – электроконтакты;
6 – крышка; 7 – корпус;
8 – клемма

Заряд ВВ в бомбе взрывают при помощи электрической спирали или электродетонатором (обычно взрывают заряды массой 50…100 г).

В целях сохранности бомбы плотность заряжания, т. е. отношение массы заряда к объёму бомбы (или сосуда, в котором взрывается заряд), принимают не более 0,02 кг/дм^3.

Заряд ВВ иногда окружают свинцовой оболочкой, благодаря которой детонация происходит более полно в условиях, близких к практическим условиям применения ВВ.

Для измерения тепла, выделяющегося при взрыве, бомбу помещают в сосуд с точно измеренным количеством воды.

Для определения теплоты взрыва успешно применяют и непосредственное измерение повышения температуры корпуса бомбы после взрыва. Температуру фиксируют с помощью трёх метастатических термометров Бекмана, помещённых в медные клеммы, расположенные на внешней стенке бомбы.

Количество тепла, выделившегося в бомбе и поглощённого её телом или бомбой и водой, вычисляют умножением теплоёмкости 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.

Бомбу калибруют как калориметр путём сжигания в ней навески бензойной кислоты в атмосфере кислорода.

Бомба после взрыва выдерживается в течение 60 минут для охлаждения и выравнивания температуры стенок с окружающей температурой. Затем измеряется давление внутри бомбы. Расчётным путём определяют объём газов, приведённый к нормальным условиям.

При охлаждении продуктов взрыва пары воды конденсируются на стенках бомбы. Объём такой воды устанавливают, продувая бомбу сухим воздухом, который затем прогоняется через сосуды с хлористым кальцием. Воздух отдаёт хлористому кальцию воду, объём которой прибавляют к вычисленному объёму газов.

После определения теплоты и объёма газообразных продуктов взрыва можно с помощью газового анализа установить химический состав продуктов взрыва.

При проведении анализа большое внимание уделяют ядовитым газам взрыва – оксидам углерода и азота.

Состав продуктов взрыва может быть определён в практических условиях, например, взрыванием заряда ВВ в изолированном забое с последующим отбором проб газа для анализа.

После определения объёма и состава продуктов взрыва и теплоты взрывчатого превращения можно рассчитать температуру взрыва. Опытное определение температуры взрыва связано с большими трудностями, в част-

ности с высокими абсолютными значениями (до 5 000 °С) этого параметра, а также чрезвычайной кратковременностью его существования. В связи с этим основным методом определения температуры взрыва является пока расчётный, основанный на том, что у различных ВВ температура взрыва связана с теплотой взрыва приблизительно линейным соотношением.

Экспериментальным путём давление взрыва измеряется с помощью комплекта приборов, состоящего из датчиков, воспринимающих давление, усилителя сигналов и осциллографа, принимающего и регистрирующего сигналы. Тензодатчик давления с четырьмя растянутыми проволочными тензоэлементами показан на рис. 2.25. Нижние концы всех тензоэлементов прикреплены к пружинам, укреплённым на дне корпуса датчика. Верхние концы крайних тензоэлементов прикреплены к корпусу, а средних – к мембране. При давлении взрыва на мембрану последняя прогибается и уменьшает натяжение плеч *ac* и *a'c'*, а натяжение плеч *bc* и *b'c'* увеличивается. При этом изменяется их омическое сопротивление, что регистрируется гальванометрами осциллографа. Перед установкой тензодатчики тарируют.

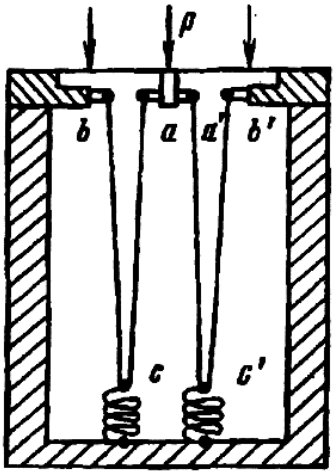


Рис. 2.25. Тензодатчик давления с растянутыми тензоэлементами

Широко распространён пьезоэлектрический метод измерения давления, основанный на измерении электрического заряда, возникающего на поверхности пьезоэлемента под влиянием давления. В качестве пьезоэлементов применяют пьезокварц, турмалин, титанат бария и др.

Пьезоэлемент из титаната бария представляет собой диск диаметром 8 мм и толщиной 3 мм. Ось поляризации параллельна оси диска. Величина заряда, возникающего на торцах пьезоэлемента, пропорциональна давлению P, приложенного к его торцам величине пьезоэлектрического модуля m, т. е. $Q = mP$. Пьезоэлемент из титаната бария применяют для определения величины давления взрыва в горной породе на различных (небольших) расстояниях от взрываемого заряда.

2.6. Факторы влияющие на скорость детонации зарядов ВВ

Специфика промышленных ВВ состоит в том, что они являются физически и химически неоднородными системами, чем объясняются особенности их детонации. Промышленные ВВ представляют собой смеси разнородных по химическим и физическим свойствам материалов.

На детонационную способность промышленных ВВ может существенно влиять равномерность смешивания компонентов, а на скорость детонации – диаметр заряда в определённых пределах.

При увеличении диаметра заряда *А* скорость детонации $\upsilon_д$ растёт и приближается к максимальному значению (рис. 2.26). Начиная с некоторого *предельного диаметра* $d_{пр,}$ скорость детонации близка к предельной. При *критическом диаметре* $d_{кр}$ детонация вообще не может распространяться по *заряду,* а ниже критического становится неустойчивой и затухает. *Критический диаметр* – это значение диаметра, ниже которого детонация невозможна. Чем меньше критический диаметр, тем больше детонационная способность ВВ.

Большое влияние на величину $d_{кр}$ оказывает прочность оболочки. У промышленных ВВ $d_{кр}$ открытого заряда колеблется от 4 до 120 мм. При увеличении прочности оболочки $d_{кр}$ резко уменьшается.

Критический диаметр детонации заряда гранулированных ВВ в бумажной оболочке составляет 60…120 мм, а в металлической трубке – 10…30 мм.

Плотность ВВ существенно влияет на устойчивость и скорость детонации. Для индивидуальных ВВ (тротил, гексоген, тэн и др.) с увеличением плотности ширина зоны реакции в детонационной волне сокращается и соответственно уменьшаются $d_{пр}$ и $d_{кр}$.

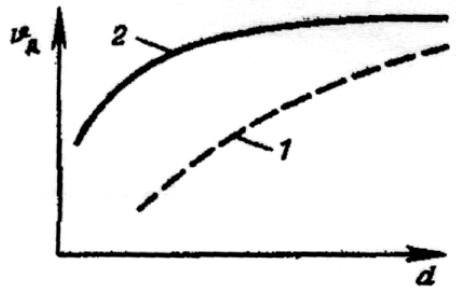


Рис. 2.26. График зависимости скорости детонации открытого заряда (1) и в оболочке (2) от его диаметра

Для смесевых ВВ (граммониты, аммониты и т. п.) с увеличением плотности вначале $d_{пр}$ и $d_{кр}$ уменьшаются, а затем увеличиваются. У механических смесей с повышением плотности $\upsilon_д$ возрастает до максимального значения, соответствующего критической плотности, а далее детонация затухает. *Критическая плотность* смесевых ВВ – это значение плотности, выше которого детонация становится неустойчивой и затухает. Для увеличения критической плотности в состав ВВ вводят сильные сенсибилизаторы (гексоген, тэн и др.).

На детонационную способность ВВ большое влияние оказывает его *дисперсность*. Так, сокращение размеров частиц приводит к уменьшению $d_{кр}$ зарядов. Гранулированные и грубодисперсные ВВ имеют больший $d_{кр}$ по сравнению с порошкообразными того же состава.

На устойчивость детонации также влияет дисперсность ВВ. Тротил с частицами размером 0,01 мм имеет $d_{кр}$ = 9 мм, а с частицами 0,5 мм – 28 мм. Критический диаметр для смесевых ВВ зависит и от процентного соотношения компонентов. Так, с уменьшением содержания тротила в аммонитах с 21 до 5 % он увеличивается от 12 до 25 мм.

2.7. Характеристика ВВ

К физико-химическим характеристикам относятся плотность, пластичность, слёживаемостъ, гигроскопичность, водоустойчивость, расслаиваемостъ, чувствительность, экссудация, стойкость.

Плотность – это отношение массы ВВ к занимаемому им объёму, которое выражается в г/см^3, кг/дм^3 и т/м^3. Она влияет на взрывные характеристики ВВ. Для каждого ВВ существует оптимальная плотность, при которой достигается наибольший эффект при взрыве.

Пластичность – свойство ВВ легко деформироваться, изменяя форму заряда, но при этом сохраняя определённую жёсткость. Пластичные ВВ (например, акваниты) по сравнению с порошкообразными обладают повышенной плотностью.

Слёживаемость – способность порошкообразных ВВ терять при хранении сыпучесть и превращаться в плотную массу с потерей восприимчивости к детонации.

Гигроскопичность – способность ВВ поглощать влагу и увлажняться.

Водоустойчивость – способность патронов ВВ при непосредственном соприкосновении с водой сохранять в течение определённого времени взрывчатые свойства. Она повышается при включении в состав ВВ гидрофобных добавок.

Расслаиваемостъ – свойство ВВ в условиях заряжания и транспортирования терять однородность состава.

Чувствительность ВВ к инициированию – величина начального импульса, необходимого для возбуждения взрыва.

Экссудация – способность ВВ при хранении выделять из своего состава жидкие и легкоплавкие компоненты. Она проявляется у ВВ, состоящих из жидких нитроэфиров.

Стойкость – способность ВВ сохранять химические и физические свойства. Различают химическую и физическую стойкость. Последняя – способность ВВ сохранять неизменными свои физические свойства и структуру. Химическая стойкость ВВ – способность противостоять разложению в течение определённого периода.

К взрывным характеристикам относят теплоту взрыва, объём газов, бризантность, детонацию, работоспособность и старение.

Теплота взрыва – одна из основных характеристик для оценки эффективности ВВ при разрушении пород. При взрыве большинства промышленных ВВ газы нагреваются до 1 800…4 400°С.

Объём газов – количество газообразных продуктов, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ. Объём газов при взрыве 1 кг промышленных ВВ находится в пределах от 300 до 1 000 л/кг и зависит от состава и плотности ВВ.

Бризантность – способность ВВ при взрыве производить дробящее действие на окружающую твёрдую среду. Различают местное (бризантное) или дробящее действие и общее или фугасное. Бризантное действие взрыва характеризуется изменением породы на контакте с зарядом ВВ. При фугасном действии взрыва породы разрушаются на расстоянии от заряда за счёт ударных волн и поршневого действия газов. Бризантность определяется на свинцовых столбиках (проба Гесса) и для большинства ВВ и находится в пределах 10…30 мм.

Детонация обусловлена распространением по ВВ детонационной волны, которая вызывает в момент прохождения скачкообразное изменение давления, температуры и плотности ВВ. Скорость детонации заряда ВВ зависит от характеристик самого ВВ (состава, дисперсности, плотности), диаметра и условий взрывания. Скорость детонации определяют методом сравнения известной скорости детонации шнура с её значением, полученным при испытании заряда (метод Дотриша).

Работоспособность – способность ВВ при взрыве выполнять механическую работу по разрушению окружающей среды и её сжатию. Работоспособность определяют в свинцовой бомбе (бомба Трауцля) и на породных образцах.

Старение – необратимый процесс ухудшения или полной потери ВВ взрывчатых свойств в течение времени. При старении ВВ ухудшается их чувствительность к внешним воздействиям, а также снижается способность к передаче детонации.

Контрольные вопросы

1. В чём заключается сущность метода Дортиша по определению скорости детонации ВВ?
2. Какие экспериментальные методы оценки работоспособности ВВ Вы знаете?
3. Что называется чувствительностью ВВ? Для каких видов внешних воздействий оценивается чувствительность ВВ?
4. Что называется температурой вспышки ВВ?
5. Раскройте понятие минимального инициирующего импульса.
6. С помощью каких технических средств экспериментально определяются энергетические характеристики ВВ?

ГЛАВА 3
ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВВ

3.1. Классификация ВВ. Основные требования к промышленным ВВ

Известно большое число химических соединений и смесей, которые способны под действием внешнего импульса взрываться; они могут называться взрывчатыми системами. По своему физическому состоянию они бывают:

- твёрдыми однокомпонентными химическими соединениями (гексоген, тэн, тротил) или смесями (аммиачная селитра + тротил и т. д.);
- смесями жидких и твёрдых веществ (нитроэфиры + аммиачная селитра; соляровое масло + аммиачная селитра);
- смесями газов (метан + воздух, ацетилен + кислород и т. д.);
- смесями твёрдых и жидких веществ с газами (угольная, древесная или другая органическая пыль + пары керосина, бензина + воздух и т. д.);
- жидкими веществами (тринитроглицерин, динитрогликоль);
- смесями жидких веществ (тетранитрометан + бензол, четырёхоксид азота + керосин и т. д.).

Для ведения взрывных работ в горной промышленности применяются промышленные взрывчатые вещества, на которые имеются ГОСТы или утверждённые в установленном порядке технические условия, а также журнальные постановления Ростехнадзора.

Практическое применение в качестве промышленных ВВ имеют первые две группы. Наибольшее распространение получили взрывчатые смеси из твёрдых веществ. Для взрывного бурения применяются ВВ из смеси жидких компонентов.

Промышленные ВВ должны обладать пониженной чувствительностью к внешним воздействиям, быть безопасными в обращении, при транспортировании и хранении, иметь относительно невысокую стоимость. Они не должны оказывать вредного влияния на организм человека как при их изготовлении, так и в процессе применения. Вместе с тем промышленные ВВ должны обладать достаточной мощностью, безотказно детонировать от современных средств инициирования (СИ) или промежуточных детонаторов соответствующей мощности, обеспечивать устойчивую детонацию по всей массе ВВ, сохранять свои свойства в те-

чение всего периода гарантийного срока хранения и иметь достаточную стойкость при длительном нахождении в зарядной камере.

При ведении взрывных работ на открытой поверхности нет ограничений по количеству ядовитых газов, выделяемых при взрывах, поэтому могут использоваться ВВ с кислородным балансом, не равным нулю. Однако применение ВВ с отрицательным кислородным балансом при взрывании на глубоких карьерах ограничено вследствие трудности удаления вредных газов из зоны глубоких горизонтов. 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 чётко регламентировано.

Промышленные ВВ, применяемые в подземных условиях, при взрыве не должны образовывать много ядовитых газов, а в шахтах, опасных по взрыву газа или пыли, дополнительно ещё должны иметь пониженную температуру взрыва.

ВВ должны обладать хорошей сыпучестью, минимальными слёживаемостью при хранении и пылением при пересыпке, быть малочувствительными к механическим воздействиям, чтобы работы по заряжанию скважин могли выполняться зарядными агрегатами. В связи с необходимостью заряжания большого числа скважин ВВ должны сохранять постоянными свойства при нахождении в скважинах в течение времени подготовки блока к взрыву (7–10 суток и более).

При больших значениях линии наименьшего сопротивления (ЛНС) и диаметров заряда основное влияние на интенсивность дробления пород при взрыве оказывают трещиноватость пород и прочность отдельностей. Удельная энергия ВВ при крупных взрывах имеет меньшее значение, чем при отбойке шпурами и скважинами малого диаметра (70…100 мм). Поэтому допустимо применение ВВ с относительно невысокой теплотой взрыва (до 4000 кДж/кг). Такие ВВ в большинстве случаев обеспечивают хорошее дробление породы при относительно невысокой стоимости самих ВВ. Эти ВВ особенно эффективны, если в результате механизированного заряжания увеличивается плотность заряда в скважинах и тем самым повышается объёмная концентрация энергии, т. е. количество энергии в единице объёма (1 дм^3).

Примерно 15 % общего количества ВВ должно обладать высокими взрывчатыми характеристиками с теплотой взрыва не ниже 5 000 кДж/кг. Такие ВВ предназначены для дробления трудновзрываемых пород. Промышленными экспериментами на карьерах, разрабатывающих крепчайшие железистые кварциты (Кривой Рог, КМА), установлено, что при использовании высокоплотных ($\rho > 1{,}4$ г/см^3) водосодержащих ВВ со ско-

ростью детонации зарядов 5 км/с и более высоких расчётных удельных расходов ВВ (1,2…1,7 кг/м^3) не только достигается интенсивное их дробление, но и происходит взрывное разупрочнение части кусков, за счёт чего снижаются затраты на их механическое дробление и измельчение, увеличивается выход железа в концентрат. Такие же результаты могут быть получены на некоторых рудах цветных металлов. Значительная часть (до 40 %) ВВ должны быть водоустойчивыми и иметь плотность выше 1 т/м^3. Это необходимо при заряжании обводнённых скважин. При этом смесь ВВ и воды должна устойчиво детонировать от мощного детонатора. Экономически целесообразно применение водосодержащих ВВ на предприятиях с годовым потреблением более 10 тыс. тонн.

Следует считать перспективным создание водоустойчивых ВВ для заряжания скважин с непроточной водой и ВВ с загущенным нерастворяемым раствором селитры, карбамида и т. п. (можно применять и при наличии проточной воды в скважинах), создание горячельющихся ВВ плотностью более 1 т/м^3 из смеси селитры, тротила, пудры, легко окисляющихся металлов и твердеющих растворов. Возможно при заряжании скважин использовать ВВ с меньшей водоустойчивостью в полиэтиленовых гирляндах, эластичных рукавах, имеющих общую плотность более 1 т/м^3.

Особенно эффективно проводить заряжание обводнённых скважин неводоустойчивыми ВВ путём установки полиэтиленового рукава с помощью специальных устройств, начиная от дна скважины с одновременным вытеснением из неё воды. При этом возможно вести заряжание скважины после установки рукава вручную или с использованием зарядных машин. Наиболее эффективно использовать совмещение операций установки полиэтиленового рукава, вытеснение воды из скважин и её заряжание с подачей ВВ сжатым воздухом.

При заряжании обводнённых скважин ВВ в жёстких оболочках можно использовать гораздо более дешёвые ВВ, чем гранулотол или алюмотол. Однако такие конструкции зарядов ВВ могут быть эффективны только при обеспечении механизации заряжания и небольших объёмах взрывов.

С применением на крупных карьерах двухбункерных зарядных машин с устройствами для откачки воды из обводнённых скважин требования к ассортименту ВВ могут существенно измениться. На предприятие можно поставлять отдельно гранулотол и аммиачную селитру, которая размещается в другом хранилище, примыкающем к стационарному узлу подготовки селитры для зарядных машин. Заполнение бункеров селитрой и гранулотолом и размещение на машине ёмкости с соляровым маслом позволяет получать на горном предприятии непосредственно перед заряжанием блока различные ВВ: игданит, граммонит и т. д., приме-

нять гранулотол в скважинах с проточной водой. Это позволяет крупным горным предприятиям, использующим механизированные пункты подготовки ВВ и зарядные машины, уменьшить потребление тротила и других дорогих водоустойчивых ВВ. При этом доставка на предприятие отдельно гранулотола и аммиачной селитры обходится дешевле, чем доставка смесевого ВВ, так как аммиачная селитра перевозится по регламенту обычных, а не взрывоопасных грузов.

В целом на крупных карьерах с механизацией взрывных работ объём применения ВВ, изготавливаемых на стационарных пунктах их подготовки, должен существенно возрасти. Стационарный пункт приготовления ВВ для бестротиловых гранулированных и водосодержащих ВВ должен быть универсальным.

В настоящее время основной объём горных пород на карьерах отбивают зарядами, размещаемыми в вертикальных и наклонных скважинах диаметром 100…300 мм. ВВ, применяемые на карьерах, могут иметь критический диаметр более 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 путём уменьшения зоны переизмельчения у заряда.

Многообразие условий применения и высокие технические требования к промышленным ВВ вызвали необходимость иметь их широкий ассортимент, насчитывающий десятки наименований.

Промышленные ВВ классифицируются по ряду признаков, имеющих значение для практического использования.

По условиям применения ВВ подразделяются на восемь классов (табл. 3.1).

По физическому состоянию промышленные ВВ могут быть следующими: порошкообразными, шнекованными, прессованными, литыми, гранулированными (чешуйчатыми), водонаполненными, льющимися, горячельющимися, пластичными.

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

Пластичные ВВ и смеси твёрдых компонентов с жидкой желатинизированной массой сохраняют приданную им форму длительное время.

Таблица 3.1

Классификация ВВ по условиям применения

Класс ВВ	Вид ВВ и условия его применения	Цвет отличительной полосы или оболочек патронов
1	**2**	**3**
I	Непредохранительные ВВ для взрывания только на земной поверхности	Белый
II	Непредохранительные ВВ для взрывания на земной поверхности и в забоях подземных выработок, в которых либо отсутствует выделение горючих газов и пыли, либо применяется инертизация призабойного пространства, исключающая воспламенение взрывоопасной среды при взрывных работах	Красный
III	Предохранительные ВВ для взрывания только по породе в забоях подземных выработок, в которых имеется выделение метана и отсутствует взрывчатая пыль	Синий
IV	Предохранительные ВВ для взрывания по углю и (или) породе или горючим сланцам в забоях подземных выработок, опасных по взрыву угольной или сланцевой пыли при отсутствии метана; или по углю и (или) породе в забоях подземных выработок, проводимых по угольному пласту, в которых имеется выделение метана, кроме забоев, отнесённых к особо опасным по метану при взрывных работах; или для сотрясательного взрывания в забоях подземных выработок	Жёлтый
V	Предохранительные ВВ для взрывания по углю и (или) породе в особоопасных по метану при взрывных работах в забоях подземных выработок, проводимых по угольному пласту, когда исключён контакт боковой поверхности шпурового заряда с метановоздушной смесью, находящейся либо в пересекающих шпур трещинах массива горных пород, либо в выработке	Жёлтый

Продолжение табл. 3.1

1	2	3
VI	Предохранительные ВВ для взрывания по углю и (или) породе в особо опасных по метану при взрывных работах в забоях подземных выработок, проводимых в условиях, когда возможен контакт боковой поверхности шпурового заряда с метановоздушной смесью, находящейся либо в пересекающих шпур трещинах массива горных пород, либо в выработке; или в угольных или смешанных забоях восстающих (с углом более 10°) выработок, в которых выделяется метан, при длине выработок более 20 м и проведении их без предварительно пробуренных скважин, обеспечивающих проветривание за счёт общешахтной депрессии	Жёлтый
VII	Предохранительные ВВ и изделия из предохранительных ВВ IV–VII классов для ведения специальных взрывных работ (для водораспыления и распыления порошкообразных ингибиторов, для взрывного перебивания деревянных стоек при посадке кровли, при ликвидации зависаний горной массы в углеспускных выработках, для дробления негабаритов) в забоях подземных выработок, в которых возможно образование взрывоопасной концентрации метана и угольной пыли	Жёлтый
Специальный (С)	Непредохранительные и предохранительные ВВ и изделия из них, предназначенные для специальных взрывных работ, кроме забоев подземных выработок, в которых возможно образование взрывоопасной концентрации метана и угольной пыли	–
1-я группа	Взрывные работы на земной поверхности: импульсная обработка металлов, инициирование скважинных сосредоточенных зарядов; контурное взрывание для заоткоски уступов; разрушение мёрзлых грунтов; взрывное дробление негабаритных кусков породы; сейсморазведочные работы в скважинах; создание заградительных полос при локализации лесных пожаров и другие специальные работы	Белый

Окончание табл. 3.1

1	2	3
2-я группа	Взрывные работы в забоях подземных выработок, не опасных по газу и пыли, взрывание сульфидных руд, дробление негабаритных кусков породы; контурное взрывание и другие специальные работы	Красный
3-я группа	Прострелочно-взрывные работы в разведочных нефтяных, газовых скважинах	Чёрный
4-я группа	Взрывные работы в серных, нефтяных и других шахтах, опасных по взрыву серной пыли, водорода и паров тяжёлых углеводорода	Зелёный

Примечание. 1. Степень опасности забоев по метану при взрывных работах устанавливается специальными инструкциями или другими нормативными документами установленными в установленном порядке.

2. Перечень конкретных видов подземных выработок, в которых должны применяться ВВ соответствующих классов, устанавливается Едиными правилами безопасности при взрывных работах или другими нормативными документами, согласованными «Ростехнадзором» и утверждёнными в установленном порядке.

Промышленные ВВ выпускаются в патронированном и непатронированном виде.

Патроны ВВ имеют цилиндрическую форму, диаметр и массу их принимают в зависимости от диаметра шпуров или скважин. Для льющихся ВВ в качестве оболочки могут быть использованы полиэтиленовые ампулы. Патронирование ВВ производится на заводе-изготовителе. При транспортировании и хранении патроны ВВ упаковывают в деревянные ящики, а непатронированные (россыпные) ВВ укладывают в бумажные или полиэтиленовые мешки.

Прессованные и литые ВВ изготавливаются в виде шашек. Шашки кумулятивных зарядов иногда заключают в корпуса и оболочки.

На всех патронах, пачках, мешках, ящиках ставится штамп завода-изготовителя с указанием индекса завода, наименования ВВ, номера партии, массы патрона, мешка, ящика, даты изготовления (месяц и год) в соответствии с существующим ГОСТом. Каждая партия ВВ сопровождается кратким руководством по применению, гарантийному сроку хранения, порядку испытаний, правилам обращения.

По характеру действия ВВ на окружающую среду их разделяют:

1) на бризантные ВВ, которые в свою очередь могут быть подразделены на *высокобризантные* ВВ со скоростью детонации 5…7 км/с

и бризантностью 20…27 мм; *бризантные* ВВ со скоростью детонации 3,5…5,0 км/с и бризантностью 15…20 мм; *низкобризантные* ВВ со скоростью детонации 2…3,5 км/с и бризантностью 10…15 мм;

2) метательные ВВ со скоростью детонации менее 2 км/с (например, скорость взрывного горения дымного пороха равна 100…400 м/с).

Из бризантных ВВ выделяют первичные инициирующие ВВ, обладающие высокой чувствительностью, которые применяют для изготовления средств инициирования (капсюлей-детонаторов, электродетонаторов, детонирующего шнура). Для изготовления средств инициирования, применяемых в горной промышленности, используют гремучую ртуть $Hg(CNO)_2$, азид свинца PbN_6, тетрил $C_6H_2(NO_2)_4NCH_3$, гексоген $C_3H_6N_6O_6$, тэн $C_5H_8(ONO_2)_4$ и ТНРС $C_6H_2(NO_2)_3O_2PbH_2O$.

Промышленные (вторичные) ВВ предназначаются для дробления и разрушения горных пород. Детонацию этих ВВ вызвать труднее, чем инициирующих, поэтому их взрывают посредством взрыва инициирующих ВВ.

Особенность инициирующих ВВ заключается в том, что их горение очень легко и быстро переходит во взрыв. Горение бризантных (промышленных) ВВ переходит во взрыв лишь при некоторых особых условиях – большая масса, прочная оболочка, пористая структура и т. п. Горение же порохов, в принципе не отличающихся от бризантных ВВ по химическому составу, наиболее устойчиво и не переходит во взрыв даже при наличии больших масс ВВ и прочной оболочки, что обеспечивает их применение в огнестрельном оружии.

Промышленные ВВ могут быть *индивидуальными* (однокомпонентными) и *смесевыми*. К индивидуальным относятся химически однородные вещества. В молекулах этих веществ содержатся горючие элементы и окислитель.

Индивидуальные ВВ по экономическим соображениям, а также из-за высокой чувствительности используют преимущественно как компоненты смесевых ВВ и для изготовления средств инициирования. В качестве однокомпонентного промышленного ВВ применяют тротил, в сейсморазведке – иногда порох. Смесевые ВВ представляют собой механическую смесь, сплав, а также раствор двух или нескольких компонентов.

Наибольшее распространение получили взрывчатые смеси из твёрдых веществ. В состав смесей могут входить как взрывчатые, так и невзрывчатые компоненты. Химические вещества, используемые для изготовления смесевых промышленных ВВ, следующие: азотнокислые эфиры спиртов – тринитроглицерин, тетранитродиглицерин, динитрогликоль, тэн, применяемые при изготовлении нитроглицериновых ВВ и в качестве сенсибилизаторов других ВВ; азотнокислые эфиры клетчатки – коллоидный хлопок, используемый для желатинизации нитроглицери-

на; нитросоединения ароматического ряда – тротил (ТНТ), динитронафталин, используемые частично в чистом виде, а главным образом в качестве сенсибилизаторов механических смесей; тенерес (тринитрорезорцинат свинца) и тетрил, применяемые при изготовлении детонаторов; соли азотной кислоты – аммиачная (АС), натриевая и калиевая селитры, применяемые при изготовлении различных сортов промышленных ВВ; соли азотистоводородной кислоты – азид свинца и гремучей кислоты – гремучая ртуть, применяемые при изготовлении детонаторов.

По химическому составу ВВ разделяют на аммиачно-селитренные, нитроглицериновые, нитропроизводные ароматического ряда, хлоратные, оксиликвиты и пороха. Основное практическое применение имеют ВВ трёх первых групп; хлоратные и перхлоратные ВВ почти не применяются из-за их высокой чувствительности к механическим воздействиям; оксиликвиты не получили распространения из-за их малой жизненности, а пороха применяются в сейсморазведке и при отбойке штучного камня.

По степени опасности при хранении и перевозке применяемые в промышленности взрывчатые материалы (ВМ) делятся на следующие группы:

I. ВВ с содержанием жидких нитроэфиров более 15 %, нефлегматизированный гексоген, тетрил.
II. ВВ на основе аммиачной селитры, тротил и его сплавы с другими нитросоединениями. ВВ с содержанием жидких нитроэфиров до 15 %, флегматизированный гексоген, ДШ.
III. Пороха дымные и бездымные.
IV. Все детонаторы и пиротехнические замедлители КЗДШ.
V. Перфораторные заряды и снаряды с установленными в них взрывателями для работы в глубоких скважинах.

ВМ различных групп следует перевозить и хранить отдельно. Допускается в отдельных случаях совместная перевозка ВВ и СИ. Это регламентировано Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

Контрольные вопросы

1. Каким могут быть ВВ по своему физическому состоянию?
2. Перечислите основные требования, которым должны удовлетворять промышленные ВВ.
3. По каким признакам классифицируются промышленные ВВ?
4. В каких физических состояниях могут находиться промышленные ВВ?
5. Назовите группы, на которые делятся промышленные ВВ по характеру действия.

3.2. Индивидуальные взрывчатые химические соединения. Инициирующие ВВ

Индивидуальными взрывчатыми химическими соединениями являются: нитроглицерин, нитрогликоль, тэн, тротил, гексоген, динитронафталин, тенерес, азид свинца, гремучая ртуть и т. п. Они относятся, соответственно, к следующим классам химических соединений: эфирам спиртов, нитросоединениям, солям азотистоводородной кислоты и гремучей ртути. Такие ВВ, как тэн, гексоген, тенерес, гремучая ртуть и азид свинца, широко используют в качестве инициирующих.

Азотнокислые эфиры спиртов. *Нитроглицерин* (тринитроглицерин) $C_3H_5(ONO_2)_3$ – продукт тройной нитрации глицерина азотной кислотой в присутствии серной кислоты. В химически чистом виде представляет собой маслянистую, вязкую, бесцветную и прозрачную, ядовитую жидкость без запаха, которая при температуре + 13,2 °С переходит в твёрдое состояние (замерзает). В обычных условиях слабо летуч. *Нитроглицерин* очень чувствителен к механическим и тепловым воздействиям. Обладает высокими удельной энергией взрыва и детонационной способностью. Теплота взрыва 6,3 МДж/кг. Кислородный баланс нитроглицерина +3,5 %. Плотность 1,6 г/см^3. Температура вспышки нитроглицерина равна 180 °С.

Нитрогликоль (динитрогликоль) $C_2H_4(NO_2)_2$ – продукт нитрования гликоля. Это прозрачная без запаха ядовитая жидкость сладковатого вкуса. Обладает значительно большими, чем нитроглицерин, летучестью и токсичностью. Температура замерзания –22 °С, плотность 1,49 г/см^3. Нитрогликоль – мощное ВВ с нулевым кислородным балансом. Теплота взрыва 6,8 МДж/кг. По взрывчатым характеристикам он близок к нитроглицерину. Нитрогликоль применяют в смеси с нитроглицерином при изготовлении смесевых ВВ (детонитов и т. п.).

К нитросоединениям относятся: тротил, динитронафталин, гексоген, тетрил, пикриновая кислота, октоген и др.

Тротил (тринитротолуол, тол) – продукт тройной нитрации толуола. Это кристаллический порошок светло-жёлтого цвета, не растворимый в воде. Химически стоек. Теплота взрыва 4,2 МДж/кг; температура плавления +80 °С, вспышки 280…300 °С; плотность кристалла 1,66 г/см^3. Обладает хорошими детонационными способностями. Малочувствителен к внешним воздействиям. Широко используется в качестве компонента промышленных ВВ, довольно часто применяется в чистом виде, имеет отрицательный кислородный баланс (–74 %). Легко детонирует от капсюля-детонатора. Выпускается в гранулированной, чешуйчатой, прессованной и литой формах.

Гранулированный тротил (гранулы жёлтого цвета) используется как самостоятельное ВВ – гранулотол, а также для изготовления граммонита, ифзанита и других ВВ. Применяется при взрывании в обводнённых условиях. Чешуйчатый тротил – слабобризантное ВВ, применяется для изготовления граммонитов и водонаполненных ВВ. Прессованный имеет повышенные взрывчатые свойства, используется для изготовления шашек-детонаторов; литой – для изготовления кумулятивных зарядов и шашек-детонаторов.

Динитронафталин $C_{10}H_6NO_3$ – однородный порошок или гранулы серо-жёлтого цвета. Мало чувствителен к механическим воздействиям и плохо восприимчив к детонации. Взорвать его можно лишь в крупных зарядах с помощью больших промежуточных детонаторов из мощных ВВ. Теплота взрыва 3,8 МДж/кг; плотность 1 г/см^3. Влажность не должна превышать 0,5 %. Применяется как компонент при изготовлении некоторых сортов аммиачно-селитренных ВВ (динафталитов).

Соли азотной кислоты. К однородным взрывчатым соединениям можно отнести также аммиачную селитру. Это кристаллический порошок белого цвета плотностью 1,7 г/см^3.

Аммиачная селитра NH_4NO_3 (нитрат аммония) является наиболее распространённым окислителем в промышленных ВВ. В сухом состоянии представляет собой сыпучий кристаллический порошок белого цвета, горьковатый на вкус. Отрицательные свойства аммиачной селитры – гигроскопичность и слёживаемость. Для снижения слёживаемости аммиачную селитру гранулируют или вводят специальные добавки.

Следует отметить, что аммиачную селитру можно применять как самостоятельное промышленное ВВ в очень ограниченных случаях, так как она обладает низкими детонационной способностью и чувствительностью к начальному импульсу, а также малой удельной энергией взрыва. Продукты её взрыва содержат большое количество вредных газов (оксидов азота).

Калиевая и натриевая селитры не относятся к взрывчатым веществам. Они являются только носителями кислорода и широко применяются при изготовлении многих ВВ.

Инициирующими называют такие ВВ, взрыв которых в небольших количествах (не более 1 г) служит начальным импульсом для возбуждения детонации промышленных ВВ. Отличительной их особенностью является весьма быстрое, почти мгновенное нарастание скорости разложения. Возбуждение взрыва инициирующих ВВ осуществляется от теплового импульса – луча пламени от ОШ и электровоспламенителя.

Порошкообразные инициирующие ВВ очень опасны в обращении из-за высокой чувствительности к огню, удару и трению. В прессован-

ном виде чувствительность к внешним воздействиям снижается. При увлажнении они теряют свои взрывчатые свойства.

По чувствительности ВВ условно разделяются на две группы: *первичные* и *вторичные*.

Первичные инициирующие ВВ предназначены для восприятия теплового импульса и передачи энергии в форме детонации заряду вторичного инициирующего ВВ. Они имеют большую плотность. К ним относятся: гремучая ртуть, азид свинца и тенерес (тринитрорезорцинат свинца).

Гремучая ртуть $Hg(CNO)_2$ – ртутная соль гремучей кислоты – образуется в результате взаимодействия растворённой в азотной кислоте металлической ртути и этилового спирта. Она представляет собой мелкокристаллический порошок белого или серого цвета. Скорость её детонации 5 400 м/с. Теплота взрыва 1,8 МДж/кг. В воде растворяется слабо, при влажности 10 % не взрывается, но горит, а при влажности 30 % не горит, поэтому средства инициирования, снаряженные гремучей ртутью, необходимо предохранять от увлажнения.

Азид свинца $Pb(N_3)_2$ – свинцовая соль азотистоводородной кислоты – образуется из азида натрия путём замещения натрия свинцом. Представляет собой тонкокристаллический порошок белого или светло-серого цвета, который при хранении приобретает жёлтый цвет. Не растворяется в воде, взрывается даже при влажности 30 %. Азид свинца плохо прессуется, менее чувствителен по сравнению с гремучей ртутью к огню и обладает более мощной инициирующей способностью. Скорость детонации 5 300 м/с. Теплота взрыва 1,5 МДж/кг.

Тенерес (тринитрорезорцинат свинца, ТНРС) $C_6H_2(NO_2)_3PbH_2O$ – соль стифниновой кислоты – получается при взаимодействии тринитрорезорцината натрия и азотнокислого свинца. Представляет собой золотисто-жёлтый кристаллический порошок. Физически и химически стоек, водоустойчив, с металлами не реагирует, взрывается от удара, трения, искр, однако его чувствительность значительно ниже, чем гремучей ртути. Так как его инициирующая способность ниже, чем у гремучей ртути и азида свинца, то как самостоятельное ВВ не используется, а применяется совместно с азидом свинца в качестве чувствительной подсыпки. Теплота взрыва 1,2 МДж/кг.

Вторичные инициирующие ВВ (тетрил, гексоген, тэн) служат для усиления детонации первичных инициирующих взрывчатых веществ и передачи мощного импульса основному заряду ВВ. Обладают меньшей чувствительностью и более высокой работоспособностью по сравнению с первичными. Из-за малой чувствительности к внешним воздействиям они более безопасны.

$$\text{Тетрил } C_6H_6(NO_2)_3N \begin{matrix} CH_3 \\ \\ O_2 \end{matrix}$$

– кристаллический порошок бледно-жёлтого цвета, не растворяется в воде, в реакцию с металлами не вступает. От огня загорается, а иногда и взрывается. Применяется при снаряжении детонаторов в качестве вторичного инициирующего ВВ. Теплота взрыва 4,6 МДж/кг.

Гексоген $C_3H_6N_3(NO_2)_3$ – кристаллический белый порошок плотностью 1,8 г/см^3. Обладает высокой чувствительностью к внешним воздействиям, от огня горит, но не взрывается. Теплота взрыва 5,5 МДж/кг. Применяется в качестве вторичного инициирующего ВВ, а также для изготовления ДШ, детонаторов и скальных аммонитов.

Тэн $C(CH_2ONO_2)_4$ – кристаллический порошок белого цвета плотностью 1,77 г/см . Он не растворяется в воде и не теряет взрывчатых свойств. Теплота взрыва 5,7 МДж/кг. Очень чувствителен к внешним механическим воздействиям, преимущественно используется во флегматизированном виде. Температура плавления 141…142 °С, горит спокойно, с металлами не взаимодействует.

Применяется как вторичное инициирующее ВВ для снаряжения капсюлей-детонаторов и детонирующих шнуров.

Контрольные вопросы

1. Какие индивидуальные взрывчатые химические соединения Вы знаете?
2. Назовите основные свойства и характеристики тротила.
3. Напишите химическую формулу аммиачной селитры.
4. Чем отличаются первичные инициирующие ВВ от вторичных?
5. Назовите основные вторичные инициирующие ВВ.

3.3. Смесевые взрывчатые химические соединения

Широкое применение получили смесевые ВВ, основной частью которых является аммиачная селитра. Это объясняется, прежде всего, доступностью исходного сырья, а также простотой и безопасностью технологии его получения и переработки.

Промышленные взрывчатые вещества на основе аммиачной селитры представляют собой механические смеси аммиачной селитры с другими ВВ или с горючими невзрывчатыми веществами. Во взрывчатых веществах этой группы она выполняет роль окислителя. ВВ на ос-

нове аммиачной селитры безопасны в обращении, поддаются различным видам технологической обработки, имеют низкую стоимость.

ВВ на основе аммиачной селитры делятся на *несколько групп*: аммоналы, граммоналы, аммониты, граммониты, гранулиты, динамоны, игданиты, водонаполненные.

Аммониты – самые распространенные ВВ на основе аммиачной селитры – представляют собой порошкообразные смеси аммиачной селитры с тротилом (реже с гексогеном, динитронафталином) и невзрывчатыми горючими компонентами. Соотношение компонентов взрывчатой смеси рассчитывается так, чтобы кислородный баланс аммонитов был близок к нулевому, поскольку они применяются как при открытых, так и при подземных горных работах.

С целью повышения водоустойчивости аммонитов, т. е. способности их сохранять взрывчатые свойства при погружении в воду, используют водоустойчивую селитру марок ЖВ и ЖВФ, а также различные добавки, например парафин, асфальтит и др.

Наиболее распространённым ВВ является аммонит 6ЖВ, который часто принимают за эталон при сравнительной оценке взрывчатых свойств ВВ.

Аммониты выпускаются в порошкообразном, патронированном, прессованном и шнекованном видах. Индексы аммонитов означают: *ЖВ* – марка водоустойчивой селитры, *АП* – аммонит предохранительный, *К* – марка малослёживающейся аммиачной селитры с добавкой красителя (фуксина) для уменьшения слёживаемости.

К недостаткам аммонитов относятся: недостаточная плотность, слёживаемость, гигроскопичность, низкая водоустойчивость, небольшая эффективность при взрывании крупноблочных крепких скальных пород.

Динафталит (динафталит-200) – промышленное ВВ, сыпучий порошок жёлто-песочного цвета, основными компонентами которого являются аммиачная селитра и динитронафталин. Малочувствителен к механическим воздействиям. Применяется в патронированном виде при открытых и подземных работах с ручным заряжанием шпуров, распространён ограниченно.

Граммониты – смесь гранулированной аммиачной селитры и тротила. Наиболее широкое применение нашли граммониты, представляющие собой смесь аммиачной селитры с наплавленными на них тротилом или чешуйчатым тротилом, а также водоустойчивые граммониты, представляющие собой гранулы селитры, закапсюлированные в оболочку из тротила (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Характеристика граммонитов

Параметры	**Марка граммонита**		
	30/70	**79/21**	**50/50**
Теплота взрыва, кДж/кг*	3511	4285	3678
Объём газов, л/кг	800	895	810
Работоспособность, $см^3$	335	360	345
Бризантность в стальной оболочке, мм	24...27	22...28	24...28
Критический диаметр, мм	40...60	40...60	40...50
Скорость детонации, км/с	3,8...4,5	3,2...4,0	3,6...4,2
Насыпная плотность, $г/см^3$	0,85...0,9	0,8...0,85	0,85...0,9
Кислородный баланс, %	–45,9	+0,02	–27,2
Идеальная работа взрыва, кДж/кг	3033	3561	3509

* В сухих условиях.

Аммоналы – смеси порошкообразной аммиачной селитры и тротила с металлической горючей добавкой (алюминиевой пудрой). Аммоналы в гранулированном состоянии называются граммоналами.

Динамоны – смеси аммиачной селитры с жидкими или твёрдыми горючими добавками (соляровое масло, древесная мука, сажа, алюминиевая пудра и т. д.). Динамоны в гранулированном состоянии называются гранулитами (например, АС-4, АС-8, в которые вводится небольшое количество солярового масла и порошка алюминия, табл. 3.3).

К динамонам относят игданиты – простейшие ВВ, готовящиеся непосредственно на местах работ и состоящие из гранулированной (или чешуйчатой) аммиачной селитры, пропитанной небольшим количеством жидкого горючего (солярового масла или дизельного топлива).

Игданиты – самые дешёвые ВВ из всех применяемых. Они предназначены для использования в сухих забоях или в сухой части скважины при комбинированных зарядах.

При содержании в игданите более 6 % дизельного топлива резко снижается чувствительность его к детонации и он не взрывается даже от промежуточного детонатора.

Игданит изготовляют несколькими способами: соляровое масло заливают непосредственно в мешки с селитрой или в специальные патроны на месте взрыва, после чего производят заряжание. При этом применяют специальные смесительно-зарядные машины или используют стационарные пункты, а приготовленные ВВ (игданит) машинами доставляют к месту взрыва и заряжания скважин.

Игданиты безопасны в обращении, пригодны для механизированного заряжания.

Недостатки игданита: возможность применения только в сухих скважинах, частичная потеря взрывчатых свойств при длительном заряжании из-за плохого удержания солярового масла гладкими гранулами селитры, флегматизация соляровым маслом ДШ, изготовленного из маслонеустойчивого полиэтилена, вследствие чего могут происходить отказы, низкое качество дробления крепких крупноблочных пород.

Таблица 3.3

Характеристика простейших гранулированных ВВ

ВВ	Гранулит АС–4 и АС–4В	Гранулит АС–8 и АС–8В	Гранулит М	Игданит
Теплота взрыва, кДж/кг	4522	5191	3852	3973–4061
Объём газов, л/кг	907	850	980	990
Бризантность в стальном кольце, мм	22...26	24...28	18...22	15...20
Критический диаметр, мм	70...120	70...100	80...110	160...200
Скорость детонации, км/с	3,0...3,5	3,0...3,6	2,5...3,6	2,8...4,3
Насыпная плотность, г/см^3	0,80...0,85	0,8...0,85	0,80...0,90	0,80...0,90
Кислородный баланс, %	+0,35	–3,3	+0,14	–1,65...+0,12
Идеальная работа взрыва, кДж/кг	3645	3997	3852	3164...3205

Игданит относится к ВВ невысокой мощности и предназначен преимущественно для взрывания пород некрепких и средней крепости. По данным профессора Г.П. Демидюка игданиты при высокой плотности их заряжания могут применяться и для взрывания крепких пород. Область его применения расширяется. С выпуском гранулированной пористой селитры качество игданитов повышается, а область применения расширяется как на открытых, так и на подземных работах.

Особенно важно создать детонирующие шнуры, устойчивые к воздействию солярового масла в течение 5–10 суток.

Взрывчатые вещества, имеющие в своём составе в качестве жидкого наполнителя и пластифицирующего материала водные гели, называются *водосодержащими*. Они составляют группу водосодержащих ВВ, мало восприимчивы к детонационному импульсу, детонируют только от мощного детонатора типа тротиловой шашки, патрона скального аммонита или детонита. ВВ применяют как на открытых работах – акватолы и ифзаниты, так и на подземных – акваниты.

Акватолы – водосодержащие ВВ, предназначенные только для применения на открытых горных выработках. Характеризуются отрицательным кислородным балансом (от –16 до –25 %).

Акватолы изготовляются заводским способом на специальных установках в виде сухих полуфабрикатов, содержащих гранулированную селитру, чешуйчатый тротил и загуститель. Для заряжания скважин используют смесительно-зарядные машины.

Акваниты и акваналы – водосодержащие суспензионные ВВ пластичной консистенции, основой которых являются аммонитные и аммональные смеси с присутствием кальциевой или натриевой селитры и пластифицирующих добавок. Эти ВВ имеют близкий к нулевому кислородный баланс и могут применяться в подземных горных выработках. Их часто называют ещё пластичными водосодержащими ВВ. В зависимости от содержания воды они могут быть либо жидкотекучими, либо тестообразными.

Горячельющиеся водосодержащие ВВ – это насыщенный горячий (75 °С) раствор аммиачной селитры, смешанный с тротилом. Смесь должна иметь хорошую текучесть.

Таким способом изготовляют так называемые горячельющиеся акватолы и ифзаниты.

Ифзаниты – аммиачно-селитренные ВВ: твёрдые компоненты – гранулированная аммиачная селитра и гранулотол (или дисперсный алюминий); жидкая фаза – насыщенный раствор аммиачной селитры. Теплота взрыва 2,9…4,6 МДж/кг. Температура насыщения зависит от состава ВВ (Т-20, Т-60 и Т-80). При охлаждении в скважине эти смеси затвердевают. На горных предприятиях применяются мощные комплексы для приготовления ифзанитов и их механизированного заряжания.

Карбатолы – горячельющиеся водосодержашие ВВ, твердеющие при остывании зарядов в скважине. Эти ВВ готовят из расплавленной, практически безводной, эвтектической смеси компонентов (аммиачной селитры и карбамида) с добавлением гранулотола. Плотность расплава близка к плотности гранул тротила, благодаря чему гранулотол почти не тонет в заряде. Загуститель вводится в состав ВВ для повышения его водоустойчивости. В настоящее время рекомендованы карбатолы 15Т и металлизованный ГЛ-10В (табл. 3.4). Затвердевшие карбатолы могут, по данным изготовителя, находиться в скважинах с проточной водой до 20 суток без потери детонационной способности. Плотность заряда карбатолов в скважинах 1,5…1,64 г/см^3. Инициирование зарядов карбатолов производят промежуточными детонато-

рами. Испытаниями установлено, что карбатолы на 20…25 % эффективнее гранулотола и алюмотола при взрывании в крепких обводнённых породах.

Таблица 3.4

Характеристика водосодержащих взрывчатых веществ

ВВ	ГЛ-10В	ГЛ-15Т	Ифзанит Т-20	ГЛТ-20	Ипконит А-10	ГЛА-20
Теплота взрыва, кДж/кг	5684	3427	3176	3678	4520...4860	4012
Объём газов, л/кг	844	946	937	905	852...870	895
Критический диаметр, мм	150...160	120...150	120...150	80...100	225...230	80...100
Скорость детонации, км/с	4,5...5,05	4,5...4,8	4,0...4,5	4,9...5,0	3,8...4,6	4,8...5,0
Плотность, г/см^3	1,55...1,6	1,4...1,6	1,2...1,3	1,4...1,45	1,4...1,45	1,5...1,6
Кислородный баланс, %	–21,4	–9,6	–4,6	–3,8	–0,2…2,3	–4,1
Идеальная работа взрыва, кДж/кг	4 440	2 975	2 782	3 100	3 520...3 790	3 373

Водосодержащие ВВ, благодаря высокой плотности заряжания обеспечивают значительную объёмную концентрацию энергии в шпуре и скважине и являются эффективными промышленными ВВ.

В 60-х гг. за рубежом появился новый тип водосодержащих ВВ, основанный на эмульсиях типа «вода в масле».

Все эмульсионные ВВ состоят в основном из водного раствора аммиачной селитры (иногда с добавкой нитрата натрия или кальция) и жидкого нефтепродукта (минеральные масла, дизельное топливо и т. п.). Раствор окислителя, нагретый до 60…90 °С, диспергируют и эмульгируют добавкой небольшого количества эмульгатора в жидком нефтепродукте так, чтобы каждая сферическая микрокапелька раствора была покрыта тонкой его плёнкой, предохраняющей от контакта с водой при заряжании в обводнённых скважинах. Охлаждённое ВВ сохраняет пластичность и при отрицательных температурах, если при изготовлении был использован нефтепродукт с низкой температурой застывания.

Наиболее распространенным способом сенсибилизации эмульсионных водосодержащих ВВ является введение в их состав полых или пористых микросфер из стекла или порошка перлита. Такие эмульсионные водосодержащие ВВ имеют плотность 1,15…1,27 г/см^3 и теплоту взрыва 2 930…3 350 кДж/кг. При необходимости повысить теплоту

взрыва на 25…30 % в состав эмульсионных водосодержащих ВВ вводят соответствующее количество алюминиевого порошка.

Эмульсионные водосодержащие ВВ дешевле суспензионных и в настоящее время им уделяют много внимания.

Одним из последних достижений в области разработки промышленных ВВ для открытых работ является создание взрывчатых смесей, состоящих из эмульсии типа «вода в масле», смешанной с пористой гранулированной аммиачной селитрой и горючими добавками таким образом, чтобы эмульсия заполняла межгранульное пространство. В результате получаются взрывчатые составы, обладающие по сравнению со смесями АС–ДТ большей объёмной концентрацией энергии, более высокой водоустойчивостью и меньшей стоимостью по сравнению с эмульсионными водосодержащими ВВ. Эти смеси заряжают в сухие скважины в непатронированном виде с помощью зарядных машин, а в обводнённые скважины – патронированными в пластмассовые шланги.

ВВ, содержащие в своём составе в качестве основного компонента нитроглицерин, называют нитроглицериновыми.

Нитроглицериновые ВВ делятся на высокопроцентные желатинированные, или пластичные ВВ, и низкопроцентные порошкообразные ВВ, содержащие не более 15 % жидких нитроэфиров (победиты, детониты). В качестве нитроэфиров применяют нитроглицерин и нитрогликоль. Нитроглицериновые ВВ обладают высокой мощностью, водоустойчивостью и детонационной способностью.

Детониты – порошкообразные ВВ (с увеличенным содержанием нитроэфиров приближаются к пластичным) – относятся к непредохранительным ВВ. Они состоят из аммиачной селитры, тротила, 5…10 % алюминиевой пудры и 6…15 % нитроэфира. Патроны детонита имеют плотность 1,15…1,20 г/см^3, что обеспечивает получение при взрывании высокого качества дробления массива горных пород.

При работе с детонитами необходимо соблюдать осторожность, защищая руки от действия нитроэфиров, не допуская просыпания ВВ из пачек и патронов. Применение детонитов (например, детонит М), несмотря на их сравнительно высокую стоимость, весьма эффективно и экономически выгодно при взрывании крепких пород.

Алюмотол – гранулированная смесь тротила с порошком алюминия. Выпускается в виде гранул диаметром 5 мм, плотность гранул 1,5 г/см^3; теплота взрыва 5,3…5,6 МДж/кг; работоспособность 420…440 см^3; бризантность сухого алюмотола 14…16 мм (в воде – 26…30 мм); скорость детонации сухого алюмотола 4000 м/с, в воде (6 000…6 300 м/с); критический диаметр 40 мм. Алюмотол применяется только в водонаполненном состоянии при взрывании крепких пород.

Гранитол-1 и гранитол-7А представляют собой гранулированный водоустойчивый сплав аммиачной селитры и тротила с небольшой добавкой (гранитол-7А) алюминиевой пудры. Благодаря добавке селитры они имеют меньший отрицательный кислородный баланс, чем гранулотол и алюмотол, и выделяют меньшее количество ядовитых газов. По запасу энергии занимают промежуточное место между гранулотолом и алюмотолом.

Характеристика гранулированных водоустойчивых тротилосодержащих ВВ для взрывания на поверхности приведены в табл. 3.5.

При ведении горных работ широко используют *дымные* (так называемые минные) *пороха.* Они применяются при добыче штучного камня. *Дымные пороха* неводоустойчивы, чувствительны к действию огня, способны к взрывному горению, т. е. обладают метательными свойствами.

Бездымные пороха – ВВ, изготовленные из нитратов целлюлозы с различным содержанием азота путём растворения их во взрывчатых и невзрывчатых растворителях. Они характеризуются следующими физическими и взрывчатыми свойствами: плотность 1,5…1,65 г/см^3, насыпная плотность 0,6…0,9 кг/дм^3, бризантность 6…24 мм, работоспособность 180…360 см , скорость детонации 3 500…8 000 м/с, температура вспышки 180…200 °С, теплота взрыва 2,9…4,6 МДж/кг.

Таблица 3.5

Характеристика гранулированных водоустойчивых тротилосодержащих ВВ для взрывания на поверхности

ВВ	Гранулотол	Алюмотол	Гранитол-1	Гранитол-7А
Теплота взрыва, кДж/кг	3 642 / 4 050	5 266 / 5 510	3 770	4 598
Объём газов, л/кг	750 / 1 045	675 / 815	820	800
Работоспособность, см^3	290	430	450	380
Бризантность в стальных кольцах в водонаполненном состоянии, мм	32…34	Разрушение	Разрушение	24…26
Критический диаметр, мм	60…80 / 10…15	70…80 / 25…30	40…60	40…50
Скорость детонации, км/с	5,5…6,5	5,5–6,0	5,0…5,5	5,0…5,3
Плотность, г/см^3	0,9	0,95	0,9…0,95	0,9…0,95
Кислородный баланс, %	–74	–76,2	–43,4	–52,0
Идеальная работа взрыва, кДж/кг	2 975	4 266	3 080	3 722

Примечание. В числителе определены показатели для ВВ, находящегося в сухом состоянии, в знаменателе – в водонаполненном

Бездымные пороха способны к взрывному горению и детонации, обладая при детонации как метательными, так и бризантными свойствами.

В зависимости от технологии приготовления и их свойств бездымные пороха делятся на пироксилиновые и нитроглицериновые.

Пироксилиновые пороха представляют собой группу нитроцеллюлозных бездымных порохов. Они могут применяться для взрывания пород различной крепости.

Нитроглицериновые пороха представляют собой твёрдую желатинированную массу, полученную в результате пластификации нитроцеллюлозы нитроглицерином или другими нитроэфирами. В зависимости от состава характеризуются следующими физическими и взрывчатыми свойствами: теплота взрыва 2,9…5,0 МДж/кг, работоспособность 180…360 см^3, бризантность 6…12 мм, скорость детонации 3,5…8 км/с, температура вспышки 180…200 °С, действительная плотность 1,5…1,65 г/см^3, насыпная плотность 0,6…0,9 г/см^3.

При заряжании пороха электризуются. Искровой разряд способен вызвать вспышку пороховой пыли. Для снижения электризующей способности порохов их смачивают. Предусматривается также отвод статического электричества путём устройства заземлителей.

Оксиликвиты – смесь жидкого кислорода с горючими веществами, являющимися одновременно поглотителями: активированный древесный уголь, торфяной мох, солома, бумажная масса. Жидкий кислород представляет собой подвижную жидкость голубоватого цвета с температурой – 182,5 °С. Оксиликвиты чувствительны к пламени и удару, безотказно детонируют от КД и ДШ, быстро теряют взрывчатые свойства вследствие испарения кислорода. Их обычно изготовляют на месте производства взрывных работ непосредственно перед заряжанием. Скорость детонации колеблется в пределах 2 000…5 000 м/с, работоспособность – 250…600 м^3. Теплота взрыва достигает 8,9 МДж/кг, бризантность 16…21 мм.

К числу смесевых ВВ относятся и предохранительные ВВ (см. табл. 3.1). Предохранительными называются ВВ, содержащие пламегасящие добавки или упакованные в предохранительные оболочки.

Для понижения температуры продуктов взрыва в момент их образования и предотвращения возможности вспышки взрывоопасных метановоздушной и пылегазовых смесей вводятся пламегасители. Они могут использоваться также для изготовления предохранительных оболочек.

В результате введения в состав предохранительных ВВ пламегасителей и инертных солей температура взрыва и мощность снижаются. В качестве сенсибилизаторов используют нитроэфиры.

Добавка нитроэфиров особенно важна в предохранительных ВВ, энергия и чувствительность которых ослаблены содержанием инертных пламегасителей. Выпускаемые промышленностью угленит Э-6, угленит 5,

серный аммонит, аммонит АП-5ЖВ и другие ВВ содержат инертные соли и жидкие нитроэфиры.

Угленит 5 – маломощное высокопредохранительное ВВ, которое может применяться при взрывании открытыми зарядами породы и угля в шахтах, опасных по газу или пыли. В комбинации с более мощными ВВ можно применять для взрывания шпуров в сухих забоях.

Угленит Э-6 – ВВ повышенной предохранительности, предназначенное для взрывания по углю в шахтах, опасных по метану или угольной пыли. Мощность его меньше, чем у аммонита ПЖВ-20, поэтому расход больше на 40…60 %. Несмотря на это, угленит Э-6 применяется в угольных шахтах с обильным метановыделением.

Аммонит серный является предохранительным ВВ специального назначения.

Аммонит АП-5ЖВ – порошкообразное ВВ с видимыми крупными частицами соли. Характеризуется достаточно высокими взрывчатыми характеристиками.

К предохранительным ВВ предъявляются следующие требования: температура взрыва не более 2 600 °С, детонация устойчивая, кислородный баланс близок к нулю.

Малоплотные взрывчатые составы имеют среднюю плотность до 0,6 г/см^3, применяются в подземных условиях при контурном и мягком («щадящем») взрывании, а также на специальных работах. Малая плотность достигается повышенной пористостью составов (джезполиты).

Известны *низкоимпульсные пористые ВВ* типа взрывной поролон, которые представляют собой высокочувствительные индивидуальные ВВ с частичным заполнением ячеек эластичным поропластом.

Другой разновидностью ВВ являются смеси, в качестве одного из компонентов которых используют гранулированные пенопласты или пенополистирол. Пенопласты могут быть инертными или активными составляющими смеси. В последнем случае равномерность смешивания компонентов достигают «холодным» или «горячим» способами. Остальные компоненты могут быть высоко- или низкочувствительными химическими соединениями.

Плотность смесей и скорость детонации определяются химическим и гранулометрическим составами компонентов.

Контрольные вопросы

1. У каких смесевых ВВ основной частью является аммиачная селитра?
2. Что такое игданиты?
3. Какие водосодержашие ВВ Вы знаете?
4. Какие ВВ называют нитроглицериновыми?

5. Назовите основные виды порохов.
6. За счёт каких компонентов обеспечиваются предохранительные свойства ВВ?
7. Охарактеризуйте область применения малоплотных ВВ.

3.4. Промежуточные детонаторы. Кумулятивные заряды

Промежуточные детонаторы используют для создания мощного начального импульса при взрывании ВВ, имеющих низкую чувствительность. К таким ВВ относятся аммиачная селитра, алюмотол, гранитол, гранулиты, игданиты, граммониты, акватолы и другие водосодержащие ВВ, пироксилиновые и нитроглицериновые пороха.

На карьерах при взрывании скважинных и камерных зарядов предусматривается применение промежуточных детонаторов в виде патронов-боевиков из связки патронированных ВВ (аммонита 6ЖВ, скального аммонита и т. п.), обвязанных детонирующим шнуром (рис. 3.1), или из специальных шашек.

Созданы специальные промежуточные детонаторы из мощных прессованных ВВ в виде шашек различных форм и масс. Характеристика шашек-детонаторов приведена в табл. 3.6. Все шашки взрываются от четырёх ниток детонирующего шнура, пропущенного через осевое отверстие.

Шашки-детонаторы прямоугольной или цилиндрической формы (рис. 3.2) изготавливают из прессованного тротила, тетрила, тротилогексогенового и тротилотэнового (пентолитового) сплавов. Инициирующая способность шашек в зависимости от их массы, состава и плотности в десятки и сотни раз превышает инициирующую способность КД и ДШ. Если шашка-детонатор не имеет отверстия, то нитки ДШ в два-три ряда плотно наматывают на шашку и закрепляют прочным шпагатом. В шашках-детонаторах, инициируемых капсюлем-детонатором или электродетонатором, для их размещения имеются специальные гнезда глубиной 73…75 мм. Сквозные отверстия, как и гнёзда, изготовляют только заводским способом. Шашки-детонаторы чувствительны к внешним воздействиям и их нельзя дробить, резать, сверлить и сжигать. Для повышения водостойкости поверхность шашек-детонаторов покрывается лаком или парафинированной мастикой.

Шашки или патроны ВВ, соединённые с детонирующим шнуром или детонатором, называют боевиками. Боевики изготовляют на месте работ или в специально отведённых местах. Количество их не должно превышать потребности подготавливаемого взрыва.

Патрон-боевик из патронированного ВВ в мягкой оболочке до ввода в патрон детонаторов или ДШ нужно хорошо размять, а оболочку

с торца развернуть. После введения в патрон ДШ (завязанного узлом) или детонатора бумажную оболочку необходимо обвязать шпагатом вокруг ДШ, огнепроводного шнура или проводов электродетонатора. Детонатор при этом должен быть введён в патрон ВВ на полную длину независимо от типа применяемого ВВ.

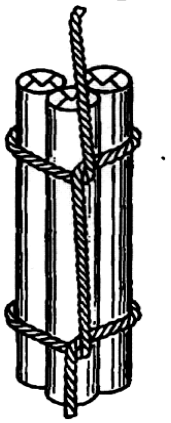


Рис.3.1. Схема соединения патрона-боевика с ДШ

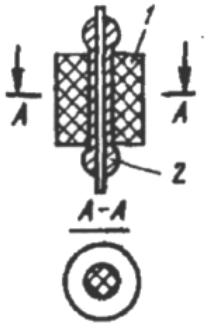


Рис. 3.2. Тротиловая шашка-детонатор ТП-400:
1 – шашка; 2 – детонирующий шнур

Таблица 3.6

Характеристика шашек-детонаторов

Тип шашки	Состав	Масса, г	Форма
ТП-200	Тротил	200	Прессованный цилиндр
ТП-400	Тротил	400	То же
ТП-400Г	Тротил	400	То же
ТП-500	Сплав тротила с гексогеном	500	Литой цилиндр
Тип шашки	Плотность, г/см^3	Скорость детонации, км/с	Диаметр отверстий для ДШ или гнёзд для КД, мм
ТП-200	1,50...1,55	6,5...6,8	7,5…8,2
ТП-400	1,50...1,55	6,5...6,8	7,5…8,2
ТП-400Г	1,52...1,59	6,8...7,0	14,5
ТП-500	1,58...1,64	7,2...7,8	14,5

При производстве взрывных работ в сырых условиях патрон-боевик изолируют с помощью резиновой оболочки или другими способами.

Боевики вводятся в заряд осторожно, без толчков. При заряжании запрещается уплотнять боевики, а также проталкивать их ударами.

Масса взрываемого скважинного заряда не оказывает существенного влияния на величину промежуточного детонатора. При дублировании взрывных сетей число промежуточных детонаторов в заряде должно быть не менее двух. В скважинном заряде промежуточный детонатор можно располагать сверху, в середине или внизу, в шпуровом – только сверху.

При расчёте массы заряда переводной коэффициент для промежуточного детонатора не учитывается. При взрывании скважинных зарядов масса промежуточного детонатора из порошкообразных ВВ не должна быть более 6 кг.

Тротиловые шашки рекомендуются для инициирования сухих и влажных скважинных и камерных зарядов игданита, гранулитов, граммонитов и других ВВ. Шашки с большей инициирующей способностью (ТГ-500) предназначены для инициирования обводнённых зарядов гранулотола, алюмотола, граммонитов и водосодержащих акватолов.

Для скважинных зарядов гранулитов, граммонитов, гранулотола и алюмотола боевик делается из двух шашек ТП-400Г, размещаемых на уровне подошвы уступа. При длине заряда более 12 м рекомендуется устанавливать второй боевик из одной шашки ТП-400Г в верхней части заряда. Для водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ рекомендуется устанавливать два боевика: в нижнюю часть скважины – из трёх шашек и в верхнюю часть заряда – из двух шашек.

В отечественной горной промышленности для вторичного дробления первоначально применялись кумулятивные заряды, по конструкции близкие к классической форме, используемой в военном деле и в нефтегазовой промышленности. Опыт показал, что классическая форма кумулятивных зарядов является малоэффективной для дробления негабаритных кусков горных пород. Поэтому массовое применение кумулятивных зарядов для этих целей началось с начала 70-х годов после разработки и освоения промышленностью плоских зарядов ЗКН и ЗКН-КЗ с торцовой кумулятивной выемкой, меньшей диаметра заряда.

Принцип действия таких зарядов заключается в использовании пробивного действия кумулятивной струи и дробящего действия части заряда ВВ, примыкающей непосредственно к породе на возможно большей поверхности и не участвующей в формировании кумулятивной струи.

Общая активная масса ВВ плоских кумулятивных зарядов $m_{а.з}$ состоит из суммы активных частей ВВ, расположенных над кумулятивной выемкой и торцом заряда $m_{а.т}$, т. е. $m_{а.з} = m_{а.в} + m_{а.т}$

Активная масса заряда ВВ, участвующая в формировании струи, находится из выражения

$$m_{а.в} = \rho_{ВВ}\varphi_1 r_0^3 / 3\,, \qquad (3.1)$$

где $\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ; $r_о$ – средний радиус струи, равный радиусу кумулятивной выемки при условии расположения заряда непосредственно на породе.

Общая активная масса ВВ заряда рассчитывается по графоаналитическому методу Ф.А. Баума путём масштабного построения эквидистанты граничных поверхностей для заданной формы заряда, определяющих направление разлёта продуктов детонации, и вычисления объёмов и масс построенных фигур. В плоских зарядах общая активная масса ВВ $m_{аз}$ составляет в среднем 50…60 % общей массы ВВ, в то время как у кумулятивных зарядов классической формы активная часть заряда составляет 28…30 % его общей массы.

Выбор массы ВВ и формы кумулятивных зарядов определяется технологией ведения горных работ и технологичностью изготовления зарядов. В частности, масса ВВ кумулятивных зарядов, предназначенных для вторичного дробления, выбирается на основе анализа гранулометрического состава негабаритной части горной массы и среднего удельного расхода ВВ. При минимальных кондиционном куске 200 мм и удельном расходе ВВ 0,3 кг/м^3 минимальная масса кумулятивного заряда составляет 6 г. Заводская технология производства зарядов, однако, не позволяет изготовлять заряды различной массы. Предельно допустимой минимальной массой кумулятивных зарядов, изготовляемых прессованием, является масса 0,048 кг, максимальной – 0,5 кг. При изготовлении зарядов литьём предельно допустимая минимальная масса увеличивается до 0,18 кг. Опыт применения кумулятивных зарядов показывает, что предельно допустимой максимальной массой заряда является 4 кг.

Заряд ЗКП (рис. 3.3) представляет собой шашку прессованного или литого тротила с металлической облицовкой торца и кумулятивной выемки. Для инициирования шашки служит промежуточный детонатор с зажимом для ДШ из медной проволоки.

При разработке конструкции зарядов ЗКН-КЗ за основу была принята ранее отработанная внешняя форма зарядов ЗКП с отдельными отклонениями конструктивных элементов. В конструктивном отношении заряды ЗКН-КЗ наиболее просты и состоят из шашки ВВ (литой тротил с 60…70 % твёрдых окатышей из тротила диаметром 3…20 мм) с кумулятивной выемкой на торце в форме полусферы и полиэтиленовой капсулы с держателем ДШ, торцовой крышки и засыпкой порошкового гексогена.

В табл. 3.7 приведены основные технические характеристики и технико-экономические показатели зарядов ЗКН-КЗ и ЗКП для условий

дробления свободнолежащих негабаритных кусков с коэффициентом крепости по шкале профессора М.М. Протодьяконова $f = 12…18$.

При дроблении теми же зарядами негабаритов в случае нахождения кусков в зажатых условиях предельные размеры этих кусков уменьшаются в 1,75–2 раза по сравнению со значениями, указанными в табл. 3.7.

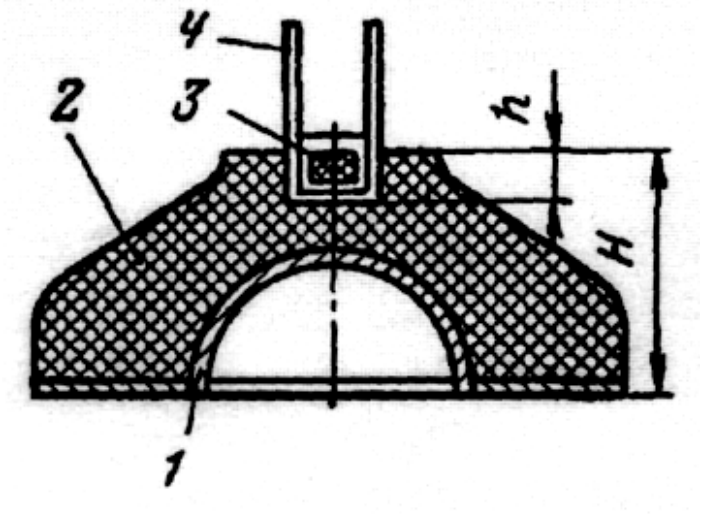


Рис. 3.3. Кумулятивный заряд для вторичного взрывания:
1 – стальная облицовка; 2 – заряд ВВ; 3 – шашка промежуточного детонатора в оболочке; 4 – алюминиевая скоба; H – высота заряда; h – углубление под промежуточный детонатор

Согласно теоретическим расчётам пиковое давление, передаваемое породе непосредственно с торца накладного заряда, в 1,25–1,35 раза меньше, чем при ударе торцовым кольцом. Этот теоретический вывод подтверждается результатами экспериментальных исследований, согласно которым заряды ЗКП без металлической облицовки на 20…25 % менее эффективны по сравнению с зарядами ЗКП с металлической облицовкой.

Однако обобщение практического опыта применения сотен тысяч кумулятивных зарядов ЗКП с облицовкой торца, кумулятивной выемкой и зарядов ЗКН-КЗ показывает, что при одинаковой массе и плотности ВВ техническая эффективность зарядов ЗКП лишь на 10…15 % выше зарядов ЗКН-КЗ.

Однако, вследствие высокой стоимости зарядов ЗКП, стоимость дробления 1 м^3 пород в 2–5 раз выше, чем при использовании ЗКН-КЗ. Поэтому, несмотря на более высокую техническую эффективность зарядов ЗКП по сравнению с зарядами ЗКН-КЗ, их применение для вторичного дробления негабаритных кусков горной массы является экономически менее выгодным, чем зарядов ЗКН-КЗ.

В кумулятивных зарядах типа ЗКН-КЗ металлические детали отсутствуют, что упрощает технологию их изготовления и резко снижает их стоимость.

Таблица 3.7

Характеристика кумулятивных зарядов ЗКН-КЗ и ЗКП

Тип заряда	Масса, кг	Основные размеры, мм			Соотношение масс активной части заряда и торцовой	Предельные размеры дробимого негабарита	
		Высота	Диаметр	Радиус кумулятивной воронки		Объём, $м^3$	Толщина, м
ЗКН-КЗ-180	0,18	35	90	17	1,0	0,24...0,45	0,5...0,55
ЗКН-КЗ-260	0,26	405	100	17	1,55	0,5...0,7	0,65...0,75
ЗКН-КЗ-500	0,51	0	130	27	2,031	0,9...1,3	0,7...1,00
ЗКН-КЗ-1000	1,0	75	150	35	,96	1,4...1,85	0,9...1,2
ЗКН-КЗ-2000	2,0	90	140	45	2,27	3,0...3,5	1,3...1,6
ЗКН-КЗ-4000	4,0	115	230	55	1,97	6,5	1,5...2,0
ЗКП-25	0,028	28	48	15	1,0	0,1	0,18
ЗКП-50	0,076	29	58	15	2,62	0,18	0,26
ЗКП-100	0,135	36	90	17	1,81	0,45	0,45
ЗКП-200	0,245	41	100	22,5	1,76	0,8	0,65
ЗКП-400	0,475	57	125	30	1,82	1,6	0,9
ЗКП-1000	1,23	70	172	38,5	2,85	2,5	1,2
ЗКП-2000	2,18	85	200	45	2,22	4,4	1,6
ЗКП-4000	4,0	105	250	58	1,92	6,9	2,0

Технология изготовления кумулятивных зарядов ЗКП литьём не имеет принципиальных отличий от технологий изготовления зарядов ЗКН-КЗ. Отличие заключается в том, что в специальной форме (изложнице) размещают торцовое кольцо с облицовкой кумулятивной выемки, которое при остывании тротила скрепляется с шашкой ВВ основного заряда. Тем самым увеличивается крепость конструкции заряда в целом. Кроме того, промежуточный детонатор с проволочной скобой в заряде ЗКП размещается после его изготовления путём склеивания сопрягаемых поверхностей.

Кумулятивные заряды ЗКН-КЗ и ЗКП допущены к постоянному применению.

Контрольные вопросы

1. Для чего служат промежуточные детонаторы? Какие виды промежуточных детонаторов Вы знаете?
2. Что называют патроном-боевиком?
3. Каков принцип действия плоских кумулятивных зарядов?
4. Чем отличаются друг от друга заряды ЗКП и ЗКН-КЗ?
5. Почему применение зарядов ЗКН-КЗ для дробления негабаритов экономически более выгодно?

3.5. Средства беспламенного взрывания

Помимо ВВ, действие которых основано на происходящей в момент взрыва экзотермической реакции, для отбойки угля и пород на сверхкатегорийных угольных шахтах в особо опасных условиях применяют беспламенное взрывание.

При данном способе порода и уголь разрушаются и перемещаются за счёт газов высокого давления, образующихся в металлических цилиндрах (патронах, гильзах), которые срезают специально установленные диски, диафрагмы или открывают клапаны и выбрасываются через выхлопные отверстия разрядных головок. Применение беспламенного взрывания допускается при содержании метана в воздухе до 2 %.

Средства беспламенного взрывания отличаются предохранительными свойствами. Различают способы беспламенного взрывания с применением патронов *гидрокс, аэрдокс* (применяется редко).

Гидрокс (рис. 3.4) состоит из металлической гильзы (*5*) (диаметр – 54 мм, длина – 1320 мм) и патрона БВ-48 (масса – 270 г). Металлическая гильза закрыта зарядной (*7*) и разрядной (*1*) головками. В гильзе, закрытой переходной муфтой со срезным диском (*2*), помещён заряд БВ-48, представляющий собой плотную бумажную гильзу, заполненную смесью обменных солей. Внутри патрона находятся инициатор реакции разложения (*4*), электротермический элемент (*6*) и основной состав заряда (*3*). При включении тока срабатывают электровоспламенитель и инициирующий патрон, возбуждающий реакцию в смеси обменных солей.

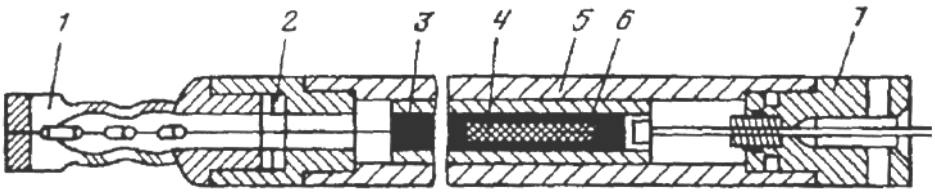


Рис. 3.4. Гидрокс

Заряд БВ-48 состоит из электротермического элемента ЭТЭ-62, бумажной гильзы, основного инициирующего состава. Реакция состава от тепла электротермического элемента происходит без пламени. Основной состав состоит из аммиачной селитры, азотнокислого магния и древесной муки. Реакция основного состава происходит при давлении 3,5…5 МПа. Интервал времени между подачей импульса и прорывом диска составляет 2…10 с.

При погрузке взорванного угля стальные цилиндры укладывают рядом с конвейером, а при следующем цикле их вновь заряжают патронами. Цилиндр выдерживает до 300 взрываний. Гидрокс обеспечивает более высокую безопасность взрывных работ, чем предохранительные ВВ. Взрыв осуществляется с помощью искробезопасного ИВП-1/12.

В патронах *аэрдокс* (рис. 3.5) источником потенциальной энергии является сжатый воздух высокого давления. Состоит из стальной трубы (*2*), разрядной головки (*5*) с выхлопными окнами (*4*), штуцера (*1*) для подключения к воздушной сети и запорного диска (*3*). Длина патрона 1,1…2,3 м, диаметр 42…63 мм. Шпуры бурят на 0,2…0,8 м короче патрона. Последний закладывают в шпур, затем специальным шлангом соединяют его с воздухопроводом и подают в патрон сжатый воздух под давлением 30…70 МПа. Для взрыва следующего шпура необходимо вставить новый запорный диск и подать в патрон новую порцию сжатого воздуха.

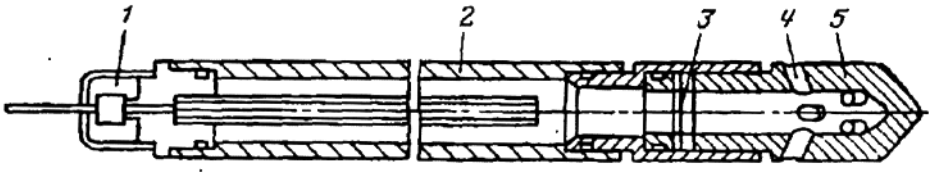


Рис. 3.5. Аэрдокс

Пневмопатроны выпускаются диаметром 42, 54 и 62 мм и длиной 1 100…2 300 мм. Типоразмеры патронов выбирают в зависимости от горно-геологических и горно-технических условий разработки. Беспламенное взрывание обеспечивает безопасность работ в шахтах, опасных по газу или пыли, снижение трудоёмкости добычных работ.

Использованные патроны передают в специальные зарядные мастерские, находящиеся на поверхности.

3.6. Промышленные ВМ на основе утилизированных боеприпасов

Минобороны СССР в связи со значительными запасами устаревшего вооружения и военной техники, в том числе боеприпасов, неоднократно поднимало перед Правительством СССР вопросы об их утилизации. Особенно серьезно возникла эта проблема в конце 80-х годов, ко-

гда с вооружения было снято значительное количество артиллерийских систем и большая часть боеприпасов оказалась списанной. Самостоятельно Минобороны России не могло справиться с таким объёмом работ, для чего необходимо было подключать специализированные предприятия боеприпасной отрасли.

Первая Федеральная программа по утилизации начала разрабатываться в Минэкономики СССР в 1989 г., но эта программа, в основном, касалась утилизации автотранспорта, дорожной и мостовой техники и вещевого имущества.

В этот период, а именно в 1991 г., Минобоpонпром СССР совместно с Российской Академией наук, учитывая предстоящие большие проблемы по использованию в народном хозяйстве ВМ утилизируемых боеприпасов, вышли с предложением создать специальный институт. Такой институт (НИИ «Росконверсвзрывцентр») был создан в октябре 1991 г. Распоряжением СМ РСФСР № 1114-р.

Основной задачей института было проведение исследований по использованию в народном хозяйстве утилизируемых боевых взрывчатых материалов.

В целях координации работ по утилизации боеприпасов в январе 1992 г. во вновь созданном департаменте боеприпасов и спецхимии Минпрома России был сформирован подотдел утилизации боеприпасов, а в Минобороны России в структуре Начальника Вооружения Вооруженных Сил России создано 17-е управление по утилизации вооружений и военной техники (В и ВТ). Именно с января 1992 г. начались работы по утилизации боеприпасов.

Основные направления работ по организации утилизации боеприпасов определены Постановлением Правительства РФ от 12.06.93 г. № 473, а боевых частей и ракетных двигателей твёрдого топлива – Постановлением Правительства от 24.12.92 г. № 980-66.

Первая Федеральная программа по утилизации В и ВТ на период 1994–2000 гг., в том числе обычных видов боеприпасов, была утверждена Постановлением Правительства РФ от 25.05.94 г. № 548. С 1994 г. начаты практические работы по утилизации боеприпасов, вышел первый Государственный оборонный заказ по утилизации В и ВТ. Многие предприятия боеприпасной отрасли начали исследовательские работы по созданию новых промышленных ВВ на основе боевых ВВ, порохов и твёрдых ракетных топлив и применению их в промышленности значительно раньше.

Первооткрывателем работ по использованию в народном хозяйстве утилизируемых артиллерийских порохов и баллиститных ракетных твёрдых топлив (БРТТ) в отрасли был «ЛНПО «Союз».

В ЛНПО «Союз» в 1990 г. разработана технология применения баллиститных ракетных твёрдых топлив, зернёных пироксилиновых и баллиститных артиллерийских порохов (БП-1, БП-3) для взрывных работ на открытых рудниках в обводнённых условиях. В это время водоустойчивым промышленным ВВ был только гранулированный или чешуйчатый тротил. По своей эффективности новые ВВ ему не уступали. Первым изготовителем БП-1 и БП-3 был Красноярский химический комбинат «Енисей». Именно с ЛНПО «Союз» вошло в обиход наименование нового ПВВ – «Гранипор».

В 1995 г. в ЛНПО «Союз» на основе БП-1 и БП-3 создан целый ряд новых гранипоров с добавлением аммиачной селитры: БПС-1 (БП-1 + 30 % АС) и БПС-2 (БП-3+30 % АС) и др.

На основе чистых баллиститных порохов и БРТТ созданы новые гранипоры с добавлением аммиачной селитры в количестве 30 % – это БС-1 и БС-2 соответственно.

Также в 1990 г. в ЛНПО «Союз» созданы детонирующие сейсмические заряды на основе БРТТ. Из всех гранипоров, разработанных ЛНПО «Союз», наибольшее распространение получил гранипор БП-1. Работу по созданию ПВВ на основе утилизируемых ВМ проделал в период 1992–1995 гг. КНИИМ. Этим институтом в 1992 г. были разработаны следующие ПВВ:

- тротил-У, на основе выплавленного из боеприпасов тротила;
- заряды шланговые – ШЗ-1, ШЗ-2, ШЗ-4 и ШЗ-4П для отбойки горных пород скважинными зарядами на основе использования утилизируемых морских шланговых зарядов, снаряжённых прессованным тротилом, гексогеном и пластитом;
- источники сейсмических волн ИС-100, ИС-500, ИС-1000 на основе тротила и гексогена.

В 1993 г. созданы:

- заряды комбинированные модульные диаметром 45, 60 и 75 мм, состоящие из шашек БРТТ, залитых тротилом и предназначенных для отбойки горных пород в сухих и обводнённых скважинах;
- детонаторы промежуточные универсальные на основе поротола массой 600, 800, 1000 г.

В 1994 г. разработаны:

- заряды комбинированные скважинные, состоящие из пироксилиновых зернёных порохов и аммиачной селитры для отбойки слабообводнённых горных пород;
- альгетолы – 15, 25 и 35, на основе тротила, гексогена и алюминия, где цифры 15, 25 и 35 показывают процентное содержание гексоге-

на. Альгетолы – водоустойчивые гранулированные ПВВ, предназначеные для открытых взрывных работ;

- поротолы – это ПВВ, состоящие из зернёного пироксилинового пороха, залитого расплавленным тротилом в соотношении 50:50;
- заряды эмульсионные пороховые на основе эмульсена – П. Применяются в виде патронов диаметром 45, 60, 90, 120 мм на открытых горных и сейсморазведочных работах.

В 1995 г. разработан водоустойчивый гранипор ППФ на основе зернёного пироксилинового пороха.

В Научно-исследовательском институте полимерных материалов (НИИПМ) в 1992 г. разработаны кумулятивные универсальные заряды на основе дроблёного баллиститного состава.

В 1993 г. разработано водоустойчивое ПВВ – «Дибазит» на основе дроблёного баллиститного пороха с добавками окисла цинка в качестве сенсибилизатора с целью повышения взрывчатых характеристик.

В 1998 г. разработаны сейсмические баллиститные заряды и целый ряд боевиков на основе Дибазита и БРТТ.

Завод «Пластмасс» в 1992 г. разработал водоустойчивое ПВВ «Гёкфол» на основе гексогена в виде сыпучей крошки.

ДВПО «Восход» в 1995 г. разработало ПВВ «Гёксотал» на основе утилизируемой морской смеси МС в виде сыпучей крошки.

ПО «Авангард» в 1998 г. разработало шашки-детонаторы прессованные из гранулированных и эмульсионных ПВВ для инициирования скважинных зарядов.

Научно-исследовательский инженерный институт (НИИИ) в 1994 г. разработал 8 типов кумулятивных зарядов на основе ТГ-40, ТГ-50 массой от 3 до 45 кг для дробления негабаритов и разрушения элементов металлических и бетонных конструкций.

ГНПП «Базальт» разработал в 2000 г. специальные корпусные детонирующие заряды на основе боевых частей утилизируемых ручных противотанковых гранат, применяемых для дробления негабаритов и в качестве сейсмических зарядов.

ПО «Полимер» совместно с РХТУ им. Д.И. Менделеева в 1996 г. изготовило и испытало водосодержащее аммиачно-селитренное ВВ «Гельпор» на основе зернёных пироксилиновых порохов (60 %) с добавками карбамида и азотнокислого натрия.

Хотелось бы отметить также некоторые работы в области создания ПВВ на основе утилизируемых ВМ предприятий, не относящихся к Росбоеприпасам.

НТФ «Взрывтехнология» выпускает Гранипор ФМ, который в данное время допущен к применению и изготавливается предприятиями боеприпасной отрасли и воинскими частями Минобороны России.

В НИИ «Росконверсвзрывцентр» отмечены только те разработки, которые дают возможность использовать в промышленности отдельные элементы утилизируемых боеприпасов без их промышленной переработки, а именно:

- противотанковые мины в неметаллических корпусах для дробления негабаритов;
- шланговые заряды – в качестве сейсмических зарядов;
- секции зарядов разминирования – в качестве сейсмических зарядов и линейных боевиков;
- баллиститные шашки – в качестве дополнительных детонаторов на открытых горных работах и шпуровых зарядов для подземных работ.

ОАО «ВНИПИвзрывгеофизика» и РХТУ им. Д.И. Менделеева разработали целый ряд зарядов сейсмических ЗС-40 и ЗС-70И на основе литого тротила, ЗСК-45 на основе аммонита 6ЖВ и акванала АМС, ЗСГП-45К, ЗСГП-70У-05, ЗСГП-70У-1,0 на основе гельпора ГП-1, помещённых в полиэтиленовые корпуса.

В настоящее время в результате работ многих предприятий установлено, что практически все взрывчатые материалы, получаемые при утилизации боеприпасов, могут быть использованы в промышленности на горных и геофизических работах.

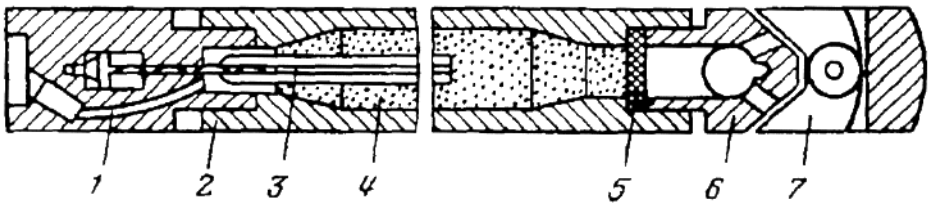


Рис. 3.6. Патрон кардокс для беспламенного взрывания:
1 – зарядная головка; 2 – цилиндр; 3 – нагревательный элемент;
4 – углекислота; 5 – разрядный диск; 6 – разрядная головка;
7 – откидной сектор

В кардоксе газы образуются в результате быстрого испарения жидкой углекислоты при нагревании. Патрон для беспламенного взрывания состоит из полого стального цилиндра, зарядной и разрядной головок (рис. 3.6). При пропускании тока через мостик накаливания нагревательного элемента последний подогревает углекислоту или другой состав, вызывая бурное выделение газов. При этом давление в патроне может достигать 50 МПа. Применение патрона кардокс более надежно в шахтах, опасных по газу и пыли, но не обеспечивает полной безопасно-

сти, так как выходящая из патрона углекислота вызывает возникновение электростатического разряда, распространяющегося по всей электровзрывной сети.

Беспламенное взрывание применяется при отбойке угля с $f = 1…2$ на пологих и наклонных пластах, в шахтах сверхкатегорийных и третьей категории по газу, опасных по пыли, при проведении выработок по углю, в очистных забоях.

В последние годы проведены исследования по применению средств беспламенного взрывания при добыче кристаллического сырья, нарушение целостности кристаллов которого резко снижает его практическую значимость. Средства беспламенного взрывания перспективны для использования при добыче пьезокварца, исландского шпата, изумрудов, топазов, аквамаринов и других ценных кристаллов.

Контрольные вопросы

1. Область применения средств беспламенного взрывания.
2. Какие способы беспламенного взрывания Вы знаете?
3. Какие источники газообразования используются в различных средствах беспламенного взрывания?

3.7. Выбор типа ВВ и условий их рационального применения

Эффективность буровзрывных работ в значительной мере зависит от правильного выбора ВВ для конкретных горно-геологических условий взрывания. Выбор типа ВВ должен производиться с учётом ряда производственных, геологических, гидрогеологических, технических и экономических факторов. При этом в первую очередь учитывают возможность безопасного применения ВВ в конкретных условиях. Так, в шахтах, опасных по газу и пыли, могут использоваться только предохранительные ВВ, для механизированного заряжания – ВВ, не содержащие нитроэфиров, тэна и гексогена.

Для взрывания в обводнённых условиях следует использовать водоустойчивые ВВ, выбираемые с учётом возможной продолжительности нахождения их в воде и характера движения грунтовых вод. Абсолютной водоустойчивостью обладают гранулотол и алюмотол. Граммонит 30/70 и акватолы на карбоксиметилцеллюлозе растворяются в воде, поэтому их можно применять в малообводнённых и обводнённых скважинах без проточной воды.

Физико-механические свойства горных пород, их минералогический состав и строение определяют крепость и взрываемость горных пород. Чем выше плотность породы, её твёрдость и вязкость, тем боль-

ше требуется энергии на её разрушение и перемещение. Для взрывания крепких скальных пород используют высокобризантные ВВ типа алюмотола, аммонита скального № 1 и другие. Для взрывания слабых пород на карьерах применяют гранулиты и игданиты. При проведении горных выработок в крепких и весьма крепких породах используют ВВ с высокой скоростью детонации (5,0…6,5 км/с). В породах средней крепости применяют ВВ со скоростью детонации около 4 км/с. При проведении выработок в слабых породах применяют низкобризантные ВВ.

Трещиноватость влияет на характер дробления массива горных пород взрывом: чем больше трещиноватость, тем меньше сопротивление массива разрушению взрывом. Наличие зияющих трещин снижает эффект взрыва из-за утечки взрывных газов.

При выборе ВВ учитывается диаметр скважин и шпуров. В любом случае диаметр скважин и шпуров должен быть больше критического диаметра ВВ. Например, гранулит С-2, имеющий критический диаметр открытого заряда 120…150 мм, не детонирует в шпурах диаметром 36…40 мм. Для взрывания шпуров в крепких породах используют аммонит 6ЖВ, имеющий критический диаметр открытого заряда 12 мм.

После изучения горно-геологических и производственных условий выбор ВВ начинается с анализа их взрывчатых свойств, основными элементами которых являются теплота взрыва, работоспособность, бризантность, плотность, скорость детонации.

Весовая концентрация энергии ВВ характеризуется теплотой взрыва. Произведение плотности ВВ на теплоту взрыва показывает объёмную концентрацию энергии ВВ в 1 дм^3. Знание весовой и объёмной концентрации энергии ВВ позволяет определить требуемый объём бурения на 1 м^3 взрываемых пород для размещения выбранного ВВ в шпурах или скважинах.

Затраты на бурение и взрывание составляют:

$$C_б = C_1/\gamma; \tag{3.2}$$

$$C_{ВВ} = qC_2. \tag{3.3}$$

где C_1 – стоимость бурения 1 м, руб; γ – выход горной массы с 1 м бурения, м^3; C_2 – стоимость 1 кг ВВ; q – удельный расход ВВ, кг/м^3.

Для шпуровой отбойки

$$\sum C = C_{ВВ} + C_б = q\left(\frac{C_1}{\frac{K_и}{\eta}\,\frac{P_0}{0,9}\Delta} + C_2\right)e, \tag{3.4}$$

где η – коэффициент использования шпура (КИШ); e – переводной коэффициент ВВ; P_0 – вместимость ВВ в 1 м шпура; Δ – плотность заряжания, кг/м^3; K_u – коэффициент использования во времени.

Как видно из формулы (3.4), выбор наиболее эффективного ВВ при равной степени дробления пород определяется их буримостью, стоимостью 1 кг ВВ и его плотностью.

Для более детальных расчётов необходимо подсчитывать затраты на вторичное дробление негабарита и погрузку породы экскаваторами, переработку минерального сырья до выхода готового продукта.

В условиях конкретного применения ВВ выбирают с учётом этих соображений, а также практического опыта горного предприятия и технологичности ВВ в соответствии с принятой схемой механизации взрывных работ.

Упаковка и расфасовка ВВ заводского изготовления зависят от свойств ВВ, их назначения, гарантируемых сроков сохранности свойств, условий хранения, перевозки и применения. Гранулированные ВВ выпускаются только в россыпном виде, порошкообразные – как в россыпном, так и в патронированном виде. ВВ высокой чувствительности к внешним воздействиям, а также предохранительные ВВ выпускаются в патронированном виде.

Гранулированные и непатронированные порошкообразные ВВ упаковывают в 4-слойные бумажные битумированные мешки или мешки с полиэтиленовым покрытием.

Патронированные ВВ выпускаются по типоразмерам с определёнными величинами диаметра патронов и их массы. Патроны упаковываются в пачки из парафинированной бумаги или пакеты из полиэтилена, по 8–12 патронов в пачке. Пачки или пакеты упаковывают в деревянные ящики, которые готовятся из древесноволокнистых плит или из гофрированного картона.

Контрольные вопросы

1. С учётом каких факторов осуществляется выбор типа ВВ?
2. Как оценивается экономическая эффективность применения разных ВВ?
3. Перечислите ВВ, допущенные к постоянному применению только для открытых горных работ.
4. Назовите основные ВВ, допущенные к применению на подземных работах.

ГЛАВА 4
СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ИНИЦИИРОВАНИЯ ПРИ ВЗРЫВАНИИ

4.1. Классификация способов взрывания

При взрывных работах применяют различные технические приёмы и средства, учитывающие конкретные условия и обеспечивающие надёжное взрывание зарядов ВВ.

Способы взрывания различают по виду используемых средств, вызывающих детонацию зарядов, а также по величине интервала времени замедления между взрывом зарядов.

Взрывание – процесс детонирования зарядов ВВ в заданной последовательности и в определённый промежуток времени, осуществляемый средствами инициирования (СИ), передающими импульс заряду ВВ и тем самым вызывающими (возбуждающими) его детонацию.

По виду применяемых СИ, вызывающих детонацию зарядов, на горных предприятиях применяют следующие способы взрывания: огневой, электроогневой, электрический и с помощью детонирующего шнура.

Название способа взрывания определяется тем видом средств взрывания, который непосредственно вызывает детонацию ВВ. При огневом способе взрывание осуществляют с помощью огнепроводного шнура, капсюля-детонатора и средств поджигания; при электроогневом – с помощью СИ огневого и электрического способов; при электрическом – с помощью электродетонаторов, проводов, источников тока и контрольно-измерительных приборов; при взрывании с помощью детонирующего шнура – с помощью СИ огневого или электрического способа, инициирующих ДШ. Детонирующий шнур инициируют при помощи капсюля-детонатора (КД) или электродетонатора (ЭД).

По величине интервала времени замедления между зарядами различают мгновенное, короткозамедленное и замедленное взрывание.

При мгновенном взрывании заряды детонируют практически одновременно. Взрывание зарядов ВВ осуществляется электрическим способом при помощи детонирующего шнура или капсюля-детонатора. При этом способе порода дробится неравномерно, и практически нет возможности улучшить качество дробления, поскольку взрыв двух соседних зарядов происходит с интервалом.

При короткозамедленном взрывании группа зарядов ВВ взрывается в определённой последовательности с интервалом времени 25…250 мс при помощи детонаторов ЭДКЗ или ДШ совместно с набором замедлителей КЗДШ. Этот метод используют при массовых взрывах, как в подземных условиях, так и при открытых разработках.

При замедленном способе взрывания интервалы между отдельными взрывами зарядов ВВ составляют 0,5…10 с. Взрывание осуществляют при помощи ЭД замедленного действия.

4.2. Огневое взрывание

При огневом способе взрывания детонация зарядов ВВ вызывается с помощью КД. Данный способ применяют на открытых работах, а также в шахтах, не опасных по газу и пыли, при проведении горизонтальных горных выработок.

С помощью специальных средств воспламенения поджигают отрезок ОШ, закрепленный в КД, от искры ОШ взрывается КД, вызывая детонацию всего заряда ВВ. При этом способе можно вести счёт взрывающихся зарядов без специальных приборов.

Огневое взрывание представляет собой комплекс операций, включающий изготовление зажигательных и контрольных трубок, а также патронов-боевиков. Все эти операции выполняет взрывник.

При шпуровом методе взрывания зарядов допускается зажигание за один приём не более 16 шнуров, а при применении зажигательных патронов число шнуров, зажигаемых за один приём, должно быть не более 10 на забой.

При ведении взрывных работ в вертикальных и наклонных выработках с углом падения более 30° применять огневой способ запрещается (разрешается электроогневой или другие). Электроогневое взрывание используют при проходке вертикальных и наклонных восстающих выработок, а также при проведении горизонтальных и направленных вниз выработок. При этом способе взрывания действует электрозажигательный патрон ЭЗП-Б, т. е. создаётся возможность своевременного отхода взрывников на безопасное расстояние.

При огневом и электроогневом взрывании необходимо вести счёт взорвавшихся зарядов, подходить к месту взрыва разрешается не ранее чем через 15 мин с момента последнего взрыва.

Описанные способы взрыва просты в применении, не требуют сложных расчётов, имеют низкую стоимость. Однако существует ряд недостатков: значительная опасность для взрывания, ограниченность числа взрываемых зарядов, нахождение взрывника при зажигании непосредственно у зарядов, невозможность проверки какими-либо прибора-

ми качества подготовки зарядов к взрыву; невозможность получения точных интервалов замедлений; образование большого количества ядовитых газов при сгорании огнепроводного шнура; невозможность получения короткозамедленного взрывания и проверки взрывной сети.

Средствами инициирования называют принадлежности, с помощью которых осуществляется взрыв – зажигательные трубки, зажигательный тлеющий фитиль, зажигательная свеча, зажигательный патрон ЗП-Б, контрольная трубка, боевик, капсюль-детонатор, огнепроводный шнур.

Зажигательная трубка – капсюль-детонатор со вставленным в него и скрепленным с ним отрезком огнепроводного шнура определённой длины. Она служит для передачи начального импульса заряду. Изготовляют её в отдельном помещении на столах, обитых брезентом по войлоку или резиной толщиной 3 мм и переносят в специальных сумках отдельно от ВВ.

Тлеющий фитиль – шнур с сердцевиной из льняных или хлопчатобумажных нитей, пропитанных концентрированным раствором калиевой селитры и помещённых в наружную нитяную оплетку. Скорость горения при поджоге открытым пламенем от 1,0 до 2,5 см/мин.

Зажигательные свечи – бумажные гильзы диаметром около 10 мм и длиной 200 мм, заполненные с одного конца горючим составом, а с другого – инертным веществом (для держания в руке при горении). На конце горючей части имеется зажигательная головка, воспламеняющаяся от спичечной тёрки. Время горения свечей – 1; 2; 3 мин.

Зажигательные патроны ЗП-Б – бумажные парафинированные гильзы с открытым концом, на дне которых находятся упрочнённые с помощью парафина и канифоли пороховые лепешки толщиной 2…3 мм. Диаметр зажигательных патронов – 18…41 мм, длина – 50…70 мм. Предназначаются для одновременного зажигания до 37 отрезков огнепроводного шнура. Зажигательные патроны применяют для группового зажигания огнепроводного шнура. Выпускают зажигательные и электрозажигательные патроны в бумажных гильзах марок ЗП-Б от № 1 до № 5. Патроны № 1 предназначены для поджигания 7-ми (№ 2 – 8–12, № 3 – 13–19, № 4 – 20–27 и № 5 – 28–37) отрезков шнура.

Контрольная трубка служит для контроля за временем при воспламенении зажигательных трубок взрывником. Во избежании разлёта металлических осколков для изготовления контрольных трубок используют КД из бумажных гильз. Контрольные трубки применяют при взрывании на открытой поверхности в случае значительного удаления зарядов один от другого. В подземных условиях используют контрольный отрезок огнепроводного шнура.

Боевик – патрон ВВ (шашка-детонатор) или часть заряда ВВ в оболочке, смонтированный с инициатором взрыва. Применяют для возбуждения устойчивой детонации зарядов ВВ. Их изготовляют на месте работ или в специально отведённых местах и зарядных будках, расположенных не ближе 50 м от места производства взрывных работ.

Капсюль-детонатор (рис. 4.1) предназначен для возбуждения детонации ВВ при взрывных работах огневым способом. Он представляет собой открытую с одного конца медную, алюминиевую или бумажную гильзу (*6*), в которой запрессован заряд вторичного инициирующего ВВ *(2*). Заряд первичного инициирующего ВВ (гремучая ртуть (*3*) и тенерес или азид свинца (*5*) в капсюле-детонаторе запрессован в чашечку (*4*) из металла (меди, алюминия), имеющую в середине отверстие диаметром 2…2,5 мм, для усиления инициирующего действия донышко капсюля-детонатора делают в виде кумулятивного углубления (*1*).

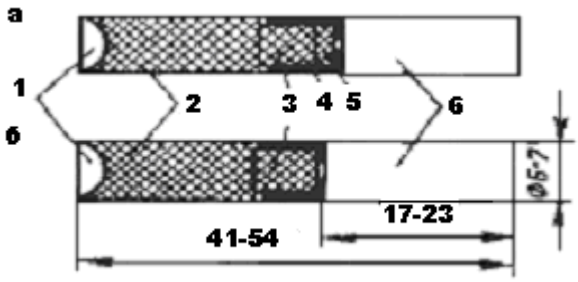


Рис. 4.1. Капсюли-дитонаторы:
а – гремуче-ртутно-азидо-тетриловый;
б – гремуче-ртутно-тетриловый

Широко применяют в горной промышленности капсюли-детонаторы в алюминиевой гильзе КД8-А, в бумажной гильзе КД8-Б и в металлической гильзе (стальной или биметаллической) КД8-С. Названия их зависят от вида инициирующих ВВ, которыми снаряжены капсюли-детонаторы: азидо-тетриловый, гремуче-ртутно-тетриловый, азидо-тэновый и т. д.

Огнепроводный шнур (рис. 4.2) служит для подвода пламени к первичному заряду капсюля-детонатора. Имеет сердцевину из мелкозернистого чёрного (дымного) пороха с направляющей нитью и две-три оплётки из хлопчатобумажных ниток, пропитанных водо- или влагонепроницаемой массой. Диаметр ОШ – 5…6 мм. Отрезок шнура длиной 60 см имеет разброс во времени горения от 60 до 70 с, скорость горения – 1 см/с. Шнуры выпускают отрезками по 10 м (свёрнутыми в круги).

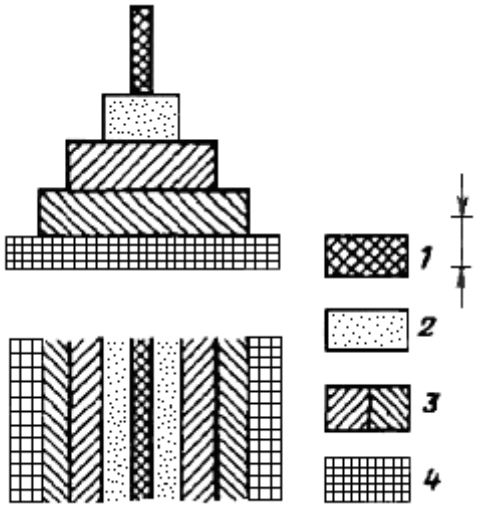


Рис. 4.2. Огнепроводный шнур:
1 – направляющая нить; 2 – порох; 3 – льняные оплетки;
4 – наружная оболочка

В зависимости от материала водоизолирующего покрытия выпускают следующие марки шнура: асфальтированный (ОША), с пластиковым покрытием (ОШП) и экструзионный с полиэтиленовой оболочкой (ОШЭ).

Техническая характеристика огнепроводных шнуров

Тип шнура	ОША	ОШП	ОШЭ
Диаметр, мм	4,8…5,8	5…6	4,8…5,1
Число оплеток, шт.	3	2	2
Теплостойкость, °С	45	50	50
Морозостойкость, °С	−25	−35	−35

Гарантийный срок хранения шнура ОШП – 5 лет, остальных – 1 год. Огнепроводные шнуры выпускаются отрезками длиной 10 м, свернутыми в бухты, и укладывают в пачки по 25 шт., а пачки – в ящики.

4.3. Электрическое взрывание

Электрический способ взрывания является одним из основных и может применяться в любых условиях. Преимущества его по сравнению с огневым способом заключаются в отсутствии ядовитых газов, а также возможности взрывания с любого расстояния одновременно серии зарядов, а также с замедлением. Поэтому при применении данного способа обеспечиваются безопасность и возможность взрывания зарядов в любой последовательности. Электрическое взрывание используют также при взрывных работах в шахтах, опасных по газу и пыли. Однако этот способ имеет ряд недостатков: сложность подготовки, монтажа и расчёта элек-

тровзрывной сети, изоляции участков; необходимость проверки сопротивления сети соответствующими приборами; опасность преждевременных взрывов от блуждающих токов и ликвидации зарядов; высокая стоимость.

Работы при электрическом способе взрывания выполняют в следующей последовательности: расчёт взрывной сети; подбор и проверка электродетонаторов по сопротивлению; изготовление боевиков; заряжание; монтаж электровзрывной сети и её проверка; подсоединение магистральных проводов к источнику тока и взрывание.

Действие электродетонаторов основано на нагревании электрическим током мостика накаливания. Температура его разогрева пропорциональна количеству выделившегося тепла *Q,* которое при протекании в течение времени *t* тока силой *I* через мостик с сопротивлением *R* составит:

$$Q = 0,24\, I^2 Rt\ . \qquad (4.1)$$

Чем больше выделяется тепла, тем выше разогрев мостика и эффективней воспламенение горелки. Верхний предел постоянного тока, который, протекая через ЭД без ограничения времени, не вызывает их срабатывания, называют *безопасным током.*

Чувствительность к току характеризуется импульсом воспламенения. Под ним понимают импульс тока I^2t, обеспечивающий взрыв детонатора.

Гарантийный ток – минимальный ток, проходящий через последовательно включенные электродетонаторы и вызывающий их воспламенение с заданной вероятностью. Обычно при постоянном токе его значение составляет 1 А, а при переменном – более 2,5 А.

Для безопасного ведения работ должны соблюдаться следующие условия: ток, проходящий через электродетонатор, должен быть меньше гарантийного; электродетонаторы проверены на проводимость и подобраны по сопротивлениям; электрическая сеть должна быть точно рассчитана, смонтирована и проверена.

Источниками тока служат взрывные машинки, а также силовая и осветительная сети.

При работах с применением электрического взрывания группы ЭД соединяют между собой последовательно, параллельно или по смешанным схемам (последовательно-параллельно).

Последовательное соединение (рис. 4.3, *а)* состоит в том, что концы детонаторных проводников заряда ВВ соединяют между собой, а два крайних конца присоединяют к магистрали, идущей к источнику тока. При последовательном соединении через все ЭД проходит ток одинаковой силы:

$$I = \frac{E}{rn + r_{\text{о}} + R}\ , \qquad (4.2)$$

где E – электродвижущая сила источника тока, В; r – сопротивление одного электродетонатора, Ом; n – число ЭД в цепи; r_0 – внутреннее сопротивление источника тока, Ом; R – сопротивление подводящих проводников) Ом. Общее сопротивление электровзрывной сети

$$R_{общ} = R_м + R_с + R_у + NR_к + \sum_1^N R_{эд}\ , \qquad (4.3)$$

где $R_м$, $R_с$, $R_у$, $R_к$, $R_{эд}$ – сопротивление проводов, соединительных, участковых, магистральных концевых, ЭД, Ом; N – число ЭД, а сопротивление проводников

$$R = \rho \frac{l}{S}, \qquad (4.4)$$

где ρ – удельное сопротивление материала провода; l, S – длина и сечение провода. Безопасность при постоянном токе обеспечивается при условии:

$$I = \frac{U}{R_{общ}} \geq I_г\ , \qquad (4.5)$$

где I сила тока, поступающего в ЭД, А; U – напряжение источника тока, В; $I_г$ – гарантийный ток, А; I равно 1А при взрывании одного ЭД, 1,5А – от 2 до 100 ЭД и 1,25 А – более 100 ЭД,

Параллельное соединение (см. рис, 4.3, *б, в)* состоит в том, что каждый концевой провод ЭД присоединяют к разным магистральным проводам. При этом способе соединения требуется значительно более мощный источник тока, чем при последовательном:

$$I = \frac{E}{r/n + r_0 + R}\ . \qquad (4.6)$$

Общее сопротивление группы параллельно соединённых ЭД находится из выражения

$$\frac{1}{R_r} = \frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} + ... + \frac{1}{R_n}\ , \qquad (4.7)$$

где R_1, R_2, … R_n – сопротивление электродетонаторов, Ом.

Различают параллельно-ступенчатое соединение (см. рис. 4.3, *в*), когда электродетонаторы постепенно присоединяют к двум параллельным проводам по ступням, и параллельно-пучковое соединение (см. рис. 4.3, *б),* когда электродетонаторы в виде пучков присоединяют к металлическим проводам. Общее сопротивление при параллельно-ступенчатом соединении электровзрывной сети рассчитывают по формуле:

$$R_{общ} = R_м + R_с + R_у + \frac{R_{эд} + R_к}{N}\ . \qquad (4.8)$$

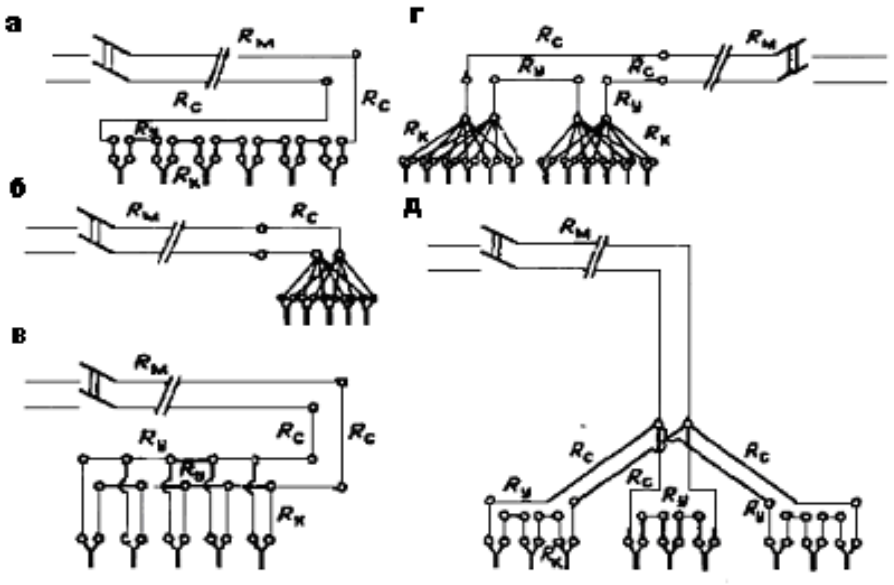


Рис. 4.3. Схемы соединения электродетонаторов:
а – последовательное; б – параллельно-пучковое; в – параллельно-ступенчатое;
г – параллельно-последовательное; д – последовательно-параллельное

Параллельно-последовательный способ соединения (рис. 4.3, *г*) состоит в том, что ЭД разделяют на группы, в каждой из которых имеются последовательные и параллельные соединения. При данном способе соединения следует выполнять следующие условия:

1) в каждой группе должно быть одинаковое число ЭД;
2) сопротивление во всех группах должно быть одинаковым. Общее сопротивление взрывной сети в этом случае составит:

$$R_{\text{общ}} = R_{\text{м}} + R_{\text{с}} + \frac{R_{\text{у}} + R_{\text{к}} + R_{\text{ЭД}}}{n_1} m_1, \tag{4.9}$$

где m_1 – число последовательно соединенных групп ЭД; n_1 – число параллельно соединенных ЭД в группе, а величина тока в магистрали

$$I = \frac{U}{R_{\text{м}} + R_{\text{с}}\left(\dfrac{R_{\text{у}}}{n} + R_{\text{у}}\right)m}. \tag{4.10}$$

Последовательно-параллельный способ (см. рис. 4.3, *д)* состоит в том, что ЭД в группах соединяются между собой последовательно, а группы их включаются в электровзрывную сеть параллельно. Величина тока в этом случае

$$I = \frac{E}{\frac{n^2}{m} + r_0 + R}. \qquad (4.11)$$

Общее сопротивление взрывной сети

$$R_{общ} = R_м + \frac{R_с + R_у + n_2(R_{эд} + R_к)}{m_1}, \qquad (4.12)$$

где n_2 – число последовательно включенных ЭД в группе; m_1 – число параллельных групп ЭД, а величина тока в магистрали

$$I \geq mI_r. \qquad (4.13)$$

При данном способе можно использовать источник тока небольшой мощности, чем обеспечивается большая надёжность взрывания. Данный способ широко применяется. Некоторые комбинации описанных выше способов (например, в схемах с дублированием) приведены на рис. 4.3.

Средства электрического инициирования. Электродетонатор представляет собой капсюль-детонатор, соединённый в одно целое с электровоспламенителем, преобразующим электрическую энергию в тепловую и соответственно вызывающим вспышку воспламеняющегося состава.

Электродетонаторы по характеру действия подразделяют на три группы: мгновенные, замедленные и короткозамедленные.

У электродетонаторов мгновенного действия электровоспламенитель находится непосредственно у чашечки капсюля-детонатора, который при включении тока взрывается практически мгновенно.

Принцип действия их следующий: электрический ток, поступающий по проводникам от источника тока к мостику накаливания, воспламеняет зажигательный состав, от пламени которого детонирует первично инициирующее ВВ, возбуждая взрыв электродетонатора.

Серийно выпускают следующие электродетонаторы: ЭД-8-Э, ЭД-8-Ж (рис. 4.4), ЭД-8-ПМ, ЭД-1-8Т, ТЭД-2, ЭДВ-1, ЭДВ-2 (ВЭД)*.

ЭД-8Э – водостойкий, непредохранительный, с эластичным креплением мостика накаливания; ЭД-8Ж – водостойкий, непредохранительный, с жёстким креплением мостика накаливания; ЭД-КЗ-35П, ЭД-КЗ-ОП – предохранительный, повышенной мощности для шахт, опасных по газу и пыли.

---

* Буквы означают: Э, Ж – эластичный и жесткий способы крепления мостика накаливания; ПМ – предохранительные мощные; Т – термостойкие.

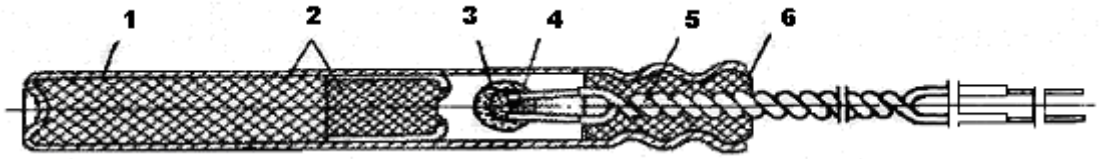


Рис. 4.4. Электродетонатор мгновенного действия ЭД-8-Ж:
1 – гильза; 2 – заряд детонатора; 3 – двуслойная воспламенительная головка;
4 – мостик; 5 – выводные провода; 6 – пластиковая пробка

Электродетонаторы короткозамедленного действия (ЭДКЗ) по конструкции и принципу действия аналогичны электродетонаторам замедленного действия. Они состоят из электровоспламенителя, замедлителя и детонатора, смонтированных в одной гильзе (см. рис. 4.5, *а)*. Электродетонаторы короткозамедленного и замедленного действия отличаются от электродетонаторов мгновенного действия наличием столбика замедляющего заряда, расположенного между первичным ВВ и электровоспламенителем. Выпускают для шахт, не опасных по газу и пыли, трех видов: ЭДКЗ, ЭДЗД и ЭД-З-Н (23 серии с замедлением до 1000 мс).

Электродетонаторы короткозамедленного действия (ЭДКЗ) выпускают с 6-ю ступенями замедления с номинальным временем срабатывания 25, 50, 75, 100, 150 и 250 мс; замедленного действия ЭДЗД с замедлением до 1000 мс и номинальным временем срабатывания 0,5; 0,75; 1; 1,5; 2; 4; 6; 8 и 10 с.

Электродетонаторы типа ЭДЗ-Н (непредохранительные) предназначены для замены электродетонаторов ЭДКЗ и частично ЭДЗД. Они имеют 23 ступени замедления. Первые десять ступеней имеют время замедления 10 мс, следующие четыре – 25 мс, последующие три – 50 мс и последние шесть – 100 мс.

Электродетонаторы замедленного действия (ЭДЗД) взрываются через строго определённый промежуток времени (0,5…10 с) после пропускания электрического тока через мостик накаливаний (рис. 4.5, *б)*. Замедляющее устройство представляет собой гильзу с особо медленно горящим составом, расположенную между воспламенительным составом и чашечкой капсюля-детонатора.

Промышленностью выпускаются электродетонаторы замедленного действия типа ЭДЗД с замедлением 0,5; 0,75; 1; 2; 4; 6; 8 и 10 с. Применение их позволяет улучшить качество дробления горной массы.

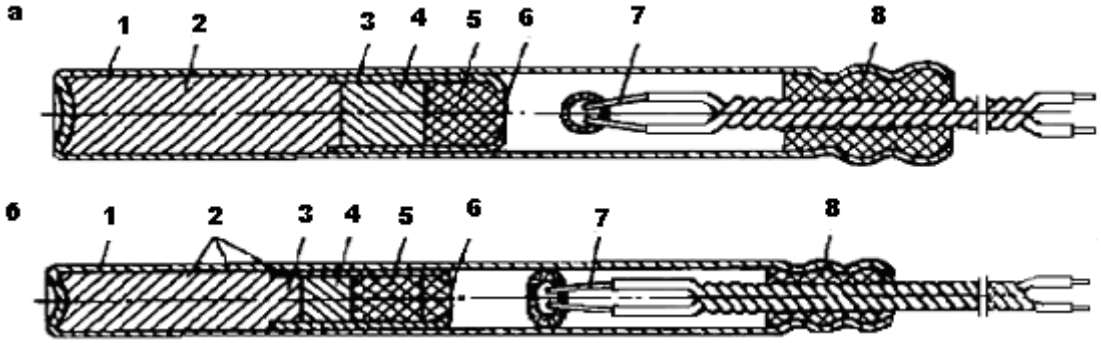


Рис. 4.5. Электродетонатор короткозамедленного ЭДКЗ (а) и замедленного ЭДЗД (б) действия:
1 – гильза; 2 – тетрил; 3 – колпачок;4 – азид свинца; 5 – замедляющий состав; 6 – шёлковая сетка; 7 – электровоспламенитель; 8 – мостик

Необходимая величина замедления (до 250 мс) достигается подбором состава замедлителя и высотой его столба. В качестве замедлителей применяют составы, сгорающие с образованием только твёрдых веществ. Для их изготовления применяют следующие смеси: свинцового сурика с кремнием; сурика с ферросилицием; сурика с ферросиликохромом; хромата сурика с ферросилицием и др.

Номинальное время срабатывания ЭД указано на дне гильзы или на металлической бирке. Интервалы замедления короткозамедленных ЭД зависят от содержания кремния в составе замедляющего элемента. Ниже приведены интервалы замедлений (мс) ЭД, применяемых при горно-разведочных работах:

ЗДКЗ-15	15	30	45	60	–	100	120	–	–
ЭДКЗ	25	50	75	100	150	250	–	–	–
ЭДКЗ-ПМ-25	25	50	75	100	–	–	–	–	–
ЭДКЗ-ПМ-15	15	30	45	60	75	–	105	120	–
ЭДЗ-Н	20	40	60	80	100	120	140	160	180
ЭД-1-8Т	20	40	60	80	100	124	–	–	–
ЭДЗД	0,5	0,75	1	–	2	4	6	8	10

Электродетонаторы ЭД-1-8Т и ЭД-1-3Т имеют 29 ступеней замедления. Эти электродетонаторы применяют при короткозамедленном взрывании, когда взрывы отдельных зарядов должны следовать один за другим в определенной последовательности через весьма малые промежутки времени. Данный метод широко используют при открытых и подземных разработках, а также при проведении горно-разведочных выработок.

Проводники электрического тока. В качестве проводников при монтаже электровзрывных сетей используют медные, алюминиевые или стальные провода с полихлорвиниловой или резиновой изоляцией. Провода должны выдерживать напряжение переменного тока до 500 В или постоянного тока до 1 200 В. Поэтому важнейшей характеристикой провода является удельное сопротивление ρ_o (Ом · мм^2/м), составляющее для медных проводов – 0,0175, алюминиевых – 0,03, стальных – 0,132.

При выборе сечения проводов следует исходить из допустимого сопротивления сети и необходимости обеспечения достаточной механической её прочности. Поэтому сечение проводов распределительной сети должно составлять не менее 0,2 мм^2. В подземных условиях предпочтительнее использовать провода с полиэтиленовой изоляцией.

При выборе сечения проводов следует исходить из допустимого сопротивления сети и необходимости обеспечения достаточной механической её прочности. Поэтому сечение проводов распределительной сети должно составлять не менее 0,2 мм^2. В подземных условиях предпочтительнее использовать провода с полиэтиленовой изоляцией.

В зависимости от назначения провода разделяются: *на выводные, концевые, участковые, соединительные и магистральные.*

Места соединения проводов в электровзрывной сети называются *сростками.* Во влажных местах для изоляции сростков используют специальные контактные зажимы.

4.3.1. Испытание и параметры электродетонаторов

Перед монтажом электровзрывной сети одной из основных операций является проверка электродетонаторов. Эту работу выполняют на расходном складе в специально оборудованном помещении, на приборах, которые, в свою очередь, не реже 1 раза в три месяца следует проверять в электрических мастерских. Сопротивление электродетонаторов и их изоляция измеряются омметрами М-57Д, ОКЭД-1, измерительным мостом Р-353, а для проверки взрывных линий используют омметр ОВЦ-3 и более современные приборы ВИС-1 и Ю-140. Измеренное сопротивление должно соответствовать величине, которая указана в паспорте. При отклонениях от указанных в паспорте величин электродетонаторы бракуют в соответствии с требованиями правил безопасности. Пригодные к применению ЭД складывают в коробку, при этом концы выводных проводов замыкают накоротко и свертывают в буртик.

Параметрами ЭД являются: сопротивление, токи (безопасный, длительный воспламеняющий, стомиллисекундный воспламеняющий, гарантийный), импульсы (воспламенения, номинальный, плавления мостика), время (передачи электровоспламенителя, срабатывания).

Таблица 4.1

Характеристика электродетонаторов

ЭД, ТУ, ГОСТ	Замедление		Безопасный ток, А	Номер журнального постановления
	Число серий	Интервал, мс		
Непредохранительные				
ЭД-8Ж, ЭД-8Э	–	мгновенного действия		88/71
ЭД-1-8-Т (мгновенного действия), ЭД-1-3-Т ТУ84-638-83 (замедленного действия)	1…10	20…200 (через 20 мс)	0,92 ± 0,02	263/81
	11…14	225…300 (через 25 мс)		
	15...18	350…500 (через 50 мс)		
	19...23	600…1000 (через 100 мс)		
	24	1,5 с		
	25…29	2…10 (через 2 с)		
ЭД-КЗ ТУ-84-317-83	1…6	25; 50; 75; 100; 150; 250	0,18	12/66
ЭД-З-Н ТУ 84-884-80	1…10	20…200 (через 20 мс)	0,18	264/81
	11…14	225…300 (через 25 мс)		
	15…18	350…500 (через 50 мс)		
	19…23	600…1 000 (через 100 мс)		
Предохранительные				
ЭД-КЗ-ОП (мгновенного действия)	–	–	–	–
ЭД-КЗ-П ГОСТ-21806-76	1…5	25; 50; 75; 100; 125	0,18	203/77
ЭД-КЗ-ПК	1…9	До 200 мс		382/87
ЭД-КЗ-ПМ	1…7	15; 30; 45; 60; 80; 100; 120		
ЭД-КЗ-ПМ	1…9	До 200 мс		
ЭД-КЗ-35-П	1…6	До 200 мс		

Сопротивление электродетонаторов складывается из электрического сопротивления мостика и выводных проводов в холодном состоянии. Данный параметр даёт возможность судить об отсутствии неисправностей в электровоспламенителе.

Безопасный ток $I_б$ – максимальное значение (верхний предел) постоянного тока, который, протекая через электродетонатор без ограни-

чений времени, не вызывает взрыва. Величина его даёт возможность судить об устойчивости электродетонаторов к блуждающим токам.

Длительный воспламеняющий ток $I_{дл}$ – величина постоянного тока, который, проходя без ограничения времени через одиночный ЭД, вызывает его взрыв с заданной вероятностью.

Стомиллисекундный воспламеняющий ток I_{100} – нижний предел постоянного тока, который, протекая через одиночный электродетонатор в течение 100 мс, вызывает их взрыв.

Гарантийный ток $I_г$ – минимальный ток, который, проходя через последовательно соединенные электродетонаторы, вызывает воспламенение всех ЭД. Гарантийная величина постоянного тока должна быть не менее двухкратного значения стомиллисекундного тока, т. е. её принимают равной 1 А.

В Правилах безопасности указано, что при ведении взрывных работ с использованием переменного тока, гарантийный ток должен быть не менее 2,5 А. При взрывании постоянным током в каждый электродетонатор должен поступать ток силой не менее 1 А при одновременном взрывании до 100 ЭД и не менее 1,3 А при таком же взрывании до 300 ЭД.

Импульс воспламенения $K_в$ – наименьшее значение импульса постоянного тока, при котором происходит взрыв электродетонатора:

$$K_в = I^2 t_в, \tag{4.14}$$

где I – ток, А; $t_в$ –время воспламенения, с.

Чувствительность электродетонатора S – величина, обратная импульсу воспламенения. *Номинальный импульс воспламенения* $K_н$ – такое его значение, которое становится практически постоянным при токе, примерно равном двухкратному значению стомиллисекундного воспламеняющего тока. *Импульс плавления мостика* АЛЛ – наименьшее значение импульса тока (постоянного), при котором происходит плавление (перегорание) мостика ЭД.

Время передачи электровоспламенителя θ – время от начала саморазвивающейся реакции в воспламенительном составе до выхода луча (форса) огня из головки ЭВ. Величину передачи используют при вычислении тока для безотказного взрывания последовательно соединенных групп.

Время срабатывания τ – время с момента включения тока до момента взрыва ЭД. Для ЭД мгновенного действия

$$\tau = t_в + \theta, \tag{4.15}$$

где $t_в$, θ –время воспламенения и передачи, с.

Для ЭД замедленного и короткозамедленного действий время воспламенения складывается из общего времени воспламенения, передачи и горения зажигательного и замедляющего состава θ_3:

$$\tau' = t_в + \theta + \theta_з, \qquad (4.16)$$

Время горения зажигательного и замедляющего состава не за висит от величины воспламеняющего тока.

4.3.2. Источники тока для электрического взрывания

Источниками тока при электрическом взрывания являются взрывные машинки, осветительные и силовые электрические линии, передвижные электрические станции.

Наиболее распространены взрывные приборы, в которых источниками тока служат маломощные генераторы с ручным приводом, – *взрывные машинки.* Они бывают двух типов: динамоэлектрические и конденсаторные (первые в настоящее время почти не применяются). В конденсаторных взрывных машинках используется конденсатор, заряжаемый в течение 10…20 с от маломощного первичного источника тока, вмонтированного в машинку, который затем весьма быстро (в течение 3…4 с) разряжается в сеть.

При ведении взрывных работ на горных предприятиях широко применяют конденсаторные взрывные машинки, которые по принципу питания делят на индукторные, аккумуляторные и батарейные. Промышленностью выпускаются конденсаторные машинки следующих марок: КПМ-1А, КПМ-2, КПМ-3, КВП-1/100м, ПИВ-100м, ВМК-500, СВМ-2. Машинку КПМ-1А используют для взрывания ЭД в шахтах, не опасных по газу и пыли; КПМ-2 – при открытых работах и в шахтах, не опасных по газу и пыли. Этой машинкой взрывают до 300 последовательно соединенных ЭД при общем сопротивлении взрывной сети до 1000 Ом. Напряжение в конденсаторе-накопителе достигает при этом 1 500 В.

Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500 (рис. 4.6) предназначена для взрывания ЭД с нихромовым мостиком накаливания при открытых и подземных горных работах в шахтах, не опасных по газу и пыли, при температурах от 40 до 250 °С и относительной влажности до 95 %.

Машинкой ВМК-500 можно взрывать одновременно до 800 ЭД при последовательном соединении с сопротивлением во взрывной сети до 2 100 Ом или две параллельные группы, в каждой из которых последовательно соединено по 50 ЭД. При этом сопротивление каждой группы должно быть не более 1 300 Ом, а сопротивление всей взрывной сети – не более 650 Ом.

Взрывные машинки перед их применением проверяют с помощью приборов на длительность импульса напряжения, а также на развиваемые ими ток и импульсы тока. Осматривают внешнее состояние линейных зажимов корпуса, привода взрывного ключа и светосигнального устройства.

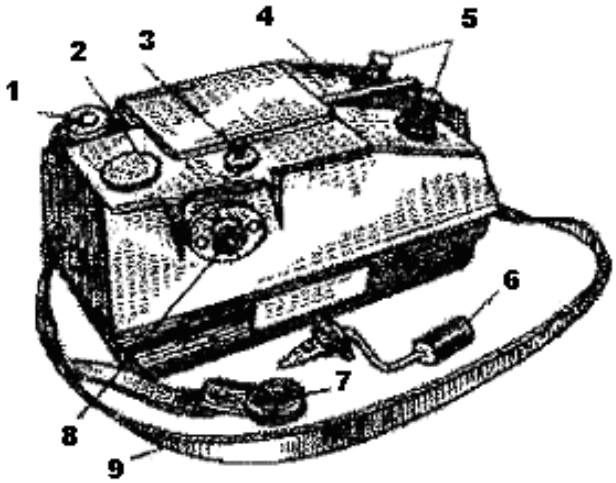


Рис. 4.6. Конденсаторная взрывная машинка ВМК-500:
1 – розетка штепсельного разъёма; 2 – взрывная кнопка;
3 – окно светосигнального устройства; 4 – корпус; 5 – линейные зажимы; 6 – приводная рукоятка; 7 – заглушка гнезда рукоятки;
8 – гнездо приводной рукоятки; 9 – плечевой ремень

Взрывные машинки, не имеющие миллисекундного замыкателя, испытывают с помощью пульта-пробника. Машинки с миллисекундными замыкателями проверяют приборами контроля взрывного импульса ПКВИ-3, ПКВИ-3м. Прибор ИВМ-1м предназначен для проверки конденсаторных взрывных приборов и машинки любой мощности.

Характеристики некоторых взрывных машинок и приборов приведены в табл. 4.2.

Осветительные и силовые линии могут быть использованы в качестве источника тока при производстве взрывных работ на карьерах там, где, как правило, имеется постоянное электроснабжение от мощных электростанций и подстанции. В целях безопасности для производства взрывных работ используют электролинии низкого (127 или 220 В) напряжения.

Сетевые взрывные приборы КВП-200 и КВП-750 служат для подачи тока в электровзрывную цепь от питающих сетей переменного и постоянного тока. Эти приборы получают энергию от осветительных или силовых сетей, электрических установок и могут быть следующих типов: с прямым включением тока, включением тока в фиксированной точке синусоиды, выпрямительные, конденсаторные. Их применяют при взрывных работах в карьерах, рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли. В шахтах, опасных по газу и пыли, используют автономные приборы взрывания.

Передвижные электростанции обычно применяют при производстве массовых взрывов, когда мощность взрывных машинок недостаточна, а

силовых линий от стационарных электростанций или подстанций на месте производства работ нет. Переносная минная станция ПМС-220 предназначена для подачи тока во взрывную сеть от электрических сетей напряжением 200…220 В на карьерах и в шахтах, не опасных по газу и пыли.

Таблица 4.2

Характеристика приборов при электрическом взрывании

Тип прибора или машинки	КВП-1/100м	ПИВ-100м	ВПА	КПМ-3	ВМК-500
Максимально взрываемое число ЭД при их последовательном соединении, шт	100	100	30, 60, 120	200	800
Номинальное сопротивление взрывной сети при последовательном соединении ЭД, Ом	320	320	110, 200, 36	600	2100
Номинальное напряжение на конденсаторе-накопителе, В	600…650	610…670	–	1600	3000
Время зарядки конденсатора-накопителя до номинального напряжения, с	8	15	4	10	20
Источник питания	Элемент 373 – 3 шт.	Элемент 373 – 3 шт.	Элемент переменного тока		
Масса (без футляра), кг	2,5	2,7	1,9	1,6	6,5

Взрывные станции, как и все другие приборы, исключают возможность случайного замыкания взрывной сети. Стационарные станции смонтированы в запирающихся шкафах, могут работать от постоянного и переменного тока и состоят из двух рубильников, контрольных лампочек и контрольно-измерительных приборов.

Контрольно-измерительная аппаратура. При ведении взрывных работ электрическим способом применяют измерительные и контрольные приборы для определения исправности взрывной сети и величины её сопротивления. Контрольно-измерительные приборы рассчитаны на подачу в цепь безопасного тока, не превышающего 0,05 А. Приборы проверяют в сроки, установленные в техническом паспорте, но не менее 1 раза в квартал и после каждой смены батарей.

Наиболее распространен прибор Р-353, предназначенный для измерения сопротивления проводов, электродетонаторов и электровзрывных сетей. Электрическая схема прибора выполнена по принципу одинарного моста постоянного тока. Он смонтирован в водонепроницаемом металличе-

ском корпусе с крышкой. Размеры прибора – 160×140×85 мм; источником тока служит элемент МЦ-4К с напряжением 1,2 В; масса – 1,3 кг. Прибор имеет две шкалы измерений: от 0,2 до 50 Ом для проверки сопротивлений ЭД и от 20 до 5 000 Ом для замера сопротивления электровзрывных сетей. Погрешность измерения составляет ± 5 % от замеряемого сопротивления.

Омметр ОКЭД-1 предназначен для быстрой классификации и проверки сопротивлений ЭД.

Омметр ОВЦ-3 служит для измерения сопротивления ЭД и электровзрывных сетей. Прибор имеет два предела измерений: 1…50 и 10…500 Ом; исполнение рудничное искробезопасное.

Испытатель взрывной цепи ИВЦ-2 смонтирован в пыле-, влагонепроницаемом корпусе и предназначен для проверки электродетонаторов, проводов взрывной цепи на проводимость тока, а также для измерения сопротивлений взрывной цепи. Пределы измерений прибора от 0 до 500 Ом. В качестве источника тока в приборе применяется малогабаритная батарея (размеры – 100×70×45 мм, масса – 0,4 кг).

Пьезоэлектрический взрывной испытатель ВИО-3 предназначен для проверки на проводимость тока ЭД и взрывной цепи при условии, что сопротивление последней не превышает 100 Ом. Прибор состоит из пьезоэлемента, на противоположных торцах которого при ударе возникает разность потенциалов около 100 В, ударного механизма, двух трансформаторов и неоновой лампочки с потенциалом зажигания 65 В. Он не позволяет обнаружить короткие замыкания взрывной цепи, так как и в этом случае лампочка даёт вспышку. Размеры прибора – 121 × 96 × 30 мм; масса – 0,54 кг.

Испытатель взрывной цепи ИВЦ-1 предназначен для измерения сопротивления электродетонаторов и электровзрывных цепей. Пределы измерения прибора составляют 0…200 Ом. Это малогабаритный мостовой взрывобезопасный прибор с акустической индикацией проводимости электрической цепи и указателем сопротивлений до 200 Ом. На корпусе испытателя имеются лимб со шкалой, кнопка для включения источника тока, телефон и линейный зажим. Ток для питания мостика получается путём преобразования постоянного тока батареи, осуществляемого с помощью полупроводникового триода, в переменный ток звуковой частоты.

Прибор работает следующим образом: к линейным зажимам, подключается измеряемая цепь, прибор подносят к уху, после чего нажатием кнопки включают питание генератора; не отнимая прибор от уха, вращают шкалу (диск) прибора до положения, при котором сила звука в телефонной капсуле минимальная. На шкале прибора против указателя находится величина измеренного сопротивления в цепи. Если при вращении лимба не наблюдается заметного изменения силы звука, то это свидетельствует о наличии обрыва в испытываемой цепи.

Для измерения сопротивлений от 1 до 500 Ом применяют прибор ИВЦ-2, принципиальная схема которого аналогична линейному мостику Р-353.

Малый омметр – наиболее простой из контрольно-измерительных приборов. В нём используется магнитоэлектрическая система с непосредственным отсчётом сопротивления цепи в омах.

Кроме того, применяют взрывной испытатель светодиодный ВИС-1 и фотоэлектрический индикатор Ю-140. Первый снабжён индикатором-светодиодом, который начинает светиться, если контролируемая сеть цела и её сопротивление не превышает определённого значения, что позволяет проверять сопротивление сети и отдельных её элементов. У второго в качестве источника электроэнергии используется фотоэлемент (работающий при освещении), к которому последовательно подключен микроамперметр. Отклонение стрелки микроамперметра указывает на целость контролируемой электровзрывной сети.

4.4. Средства электроогневого инициирования

Электроогневое или комбинированное взрывание применяют для воспламенения зажигательных патронов. Существует несколько способов воспламенения, сущность которых заключается в том, что через пороховую лепешку патрона параллельно его дну пропускается тонкая (0,1…0,3 мм) проволочка (из меди, стали, нихрома и др.), концы которой присоединяются к источнику тока. Проволочка в лепёшке представляет собой мостик накаливания. При пропускании электрического тока воспламеняется пороховая лепешка, а от пламени последней зажигаются все отрезки огнепроводного шнура группы зарядов ВВ.

В вертикальных и наклонных выработках с углом наклона более 30°, а также в местах работ, где затруднён отход взрывников в безопасное место, применяется электроогневое взрывание, осуществляемое с помощью электрозажигателей или электрозажигательных патронов (табл. 4.3). ЭЗП-Б состоит из бумажной гильзы, на дне которой находится лепёшка из воспламенительного состава. В лепёшку вмонтирован электронагреватель – мостик накаливания (применяется в сухих и влажных забоях). ЭЗОШ-Б предназначен для поджигания отрезков ОШ в сухих и влажных условиях. Срабатывает от постоянного (1 А) и переменного (2,5 А) токов. Для группового зажигания огнепроводного шнура предназначены также электрозажигатели ЭЗ-ОШ (ЭЗ-ОШ-К), электровоспламенители ТЭЗ-ЗП, ЭВ-ПТ-Гр.

Электрозажигательные патроны ЭЗБ состоят из картонной гильзы, покрытой влагоизоляцией, электрозапала и воспламенительного состава. Предназначены для зажигания нескольких отрезков огнепроводного шнура.

Таблица 4.3

Номер патрона	ЗП-Б	ЭЗП-Б	Число вмещающих отрезков ОШ	Внутренний диаметр, мм	Высота, мм
1	ЗП-Б1	ЭЗП-Б1	1...7	16	50…60
2	ЗП-Б2	ЭЗП-Б2	8...12	24	–
3	ЗП-Б3	ЭЗП-Б3	13...19	30	70…80
4	ЗП-Б4	ЭЗП-Б4	20...27	35	80…90
5	ЗП-Б5	ЭЗП-Б5	28...32	43	90…100

Примечание. Из бюллетеня 17 ОИВ № 3/2002. С. 6–8.

4.5. Взрывание с помощью детонирующего шнура

Взрывание при помощи детонирующего шнура используют в том случае, когда необходимо обеспечить одновременный взрыв серии зарядов ВВ, а также при производстве массовых взрывов на карьерах при короткозамедленном взрывании.

Этот способ отличается от других тем, что заряды ВВ детонируют непосредственно от детонирующего шнура без введения в них капсюля-детонатора.

При взрывании зарядов патрон-боевик изготавливают из нескольких патронов путём обводки их детонирующим шнуром. Конец ДШ, который выходит из зарядной камеры (скважины), присоединяют к магистральной линии ДШ. Длина отрезка ДШ, выходящего из скважины, должна быть не более 1…1,5 м. После зарядки блока осуществляют присоединение к магистральной линии ДШ. При монтаже сети нельзя допускать изгибов, витков и скруток в шнуре.

Надёжность взрывания во многом зависит от правильного монтажа, раскладки и сращивания шнура. Рекомендуется применять следующие виды соединений ДШ: «морской узел», «внакладку» и «внакрутку» и др. (рис. 4.7) на длине l не менее 10 см. Шнуры соединяют изоляционной лентой, тесьмой, шпагатом или специальными соединителями.

Поскольку ответвление должно сохранять то же направление детонационной волны, что и в магистрали, то угол между ответвлением ДШ и магистралью по направлению детонации не должен быть более 90°.

Инициирование сети ДШ осуществляется КД или ЭД, который плотно привязывают к ДШ. При массовых взрывах применяют дублирование сетей ДШ. Хорошую надёжность взрывания обеспечивают кольцевые схемы. Данный способ взрывания имеет как достоинства (минимальная опасность выполнения заряжания, особенно ликвидации отказов и простота их выполнения), так и недостатки (отсутствие контроля исправности сети перед взрывом, возможность подбоя ДШ и высокая его стоимость).

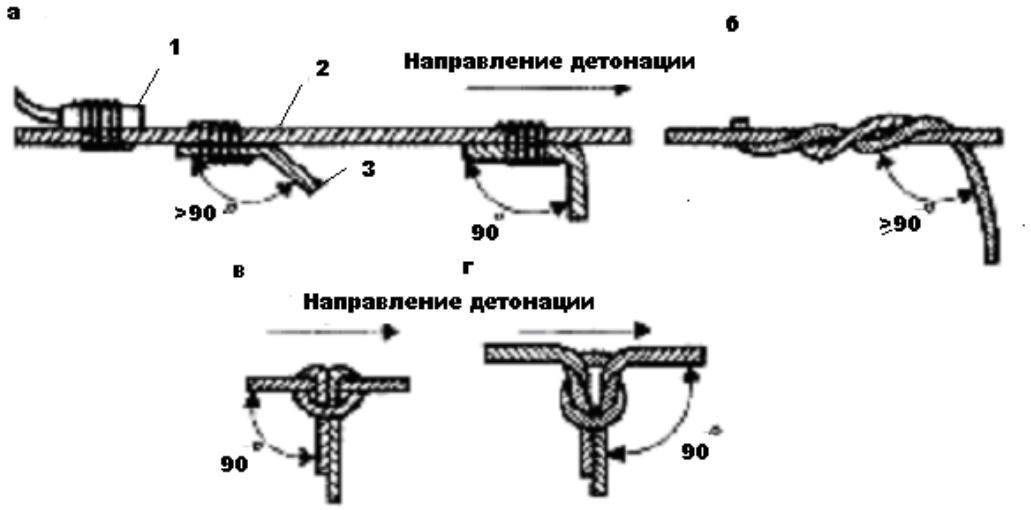


Рис. 4.7. Способы соединения детонирующего шнура:
а – внакладку; б – навивкой; в – простым узлом; г – морским узлом;
1 – капсюль-детонатор; 2 – магистральная линия детонирующего шнура;
3 – подсоединяемый отрезок

Детонирующий шнур предназначен для передачи и возбуждения детонации ВВ на определённое расстояние. Скорость детонации ДШ составляет 8,5 км/с. Детонирующий шнур (ДШ) представляет собой шнур с сердцевиной из высокобризантного ВВ. Оболочка состоит из трёх нитяных или хлопчатобумажных слоев – внутреннего, среднего и наружного. Средняя и наружная оболочки покрыты водонепроницаемой мастикой.

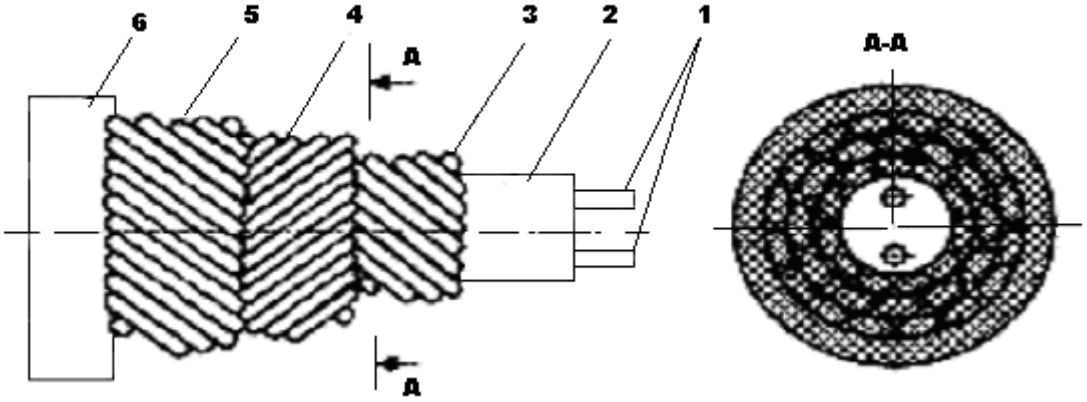


Рис. 4.8. Детонирующий шнур:
1 – направляющие нити; 2 – взрывчатая сердцевина шнура;
3, 4, 5 – первая, вторая и третья спиральные оплетки;
6 – внешняя изолирующая оболочка

Сердцевина детонирующего шнура ДША (рис. 4.8) изготовляется из тэна с направляющими нитями или без них и покрывается оплётками из льняных и хлопчатобумажных ниток. Для повышения водоустойчивости ДШ наружные поверхности шнура покрываются воском или озокеритом. Для внешнего отличия ДШ в наружные нити добавляют две нити красного цвета.

Для взрывания в обводнённых условиях наружную часть ДШВ покрывают полихлорвиниловой оболочкой красного цвета. Сердцевина ДШ состоит из тэна, навеска которого составляет 12…13 г на 1 м шнура. Для взрывания в обводнённых условиях применяется водоустойчивый ДШ в полиэтиленовой оболочке (ДШЭ-12).

Шнур имеет хорошую изоляцию, обеспечивающую его водоустойчивость на протяжении не менее чем 12-часового пребывания под водой. Шнуры (диаметром 5…6 мм) выпускают отрезками по 50 м, свернутыми в бухты и обёрнутыми бумагой.

Взрывание детонирующим шнуром применяется при массовых взрывах (рис. 4.9). Детонация в сети ДШ возбуждается капсюлем-детонатором или электродетонатором.

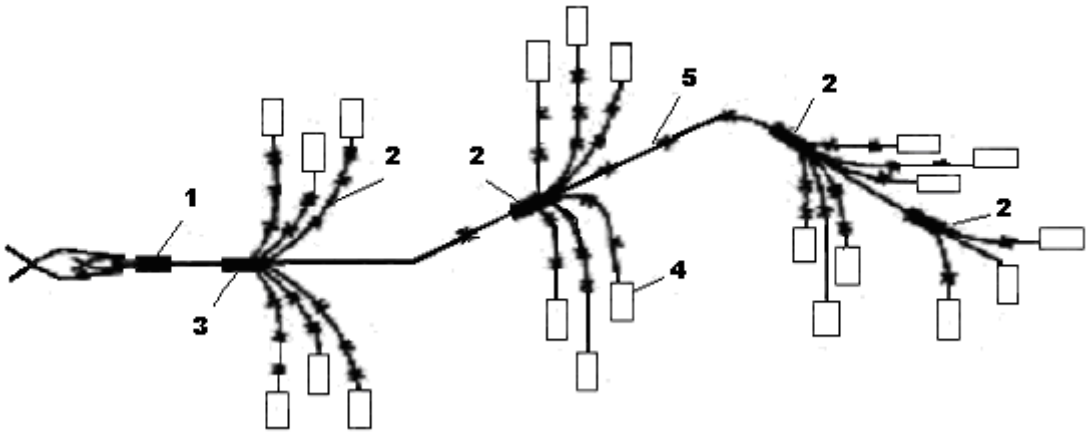


Рис. 4.9. Параллельно-пучковая схема взрывной сети из детонирующего шнура: 1 – электродетонаторы; 2 – пучок отрезков ДШ; 3 – отрезок ДШ; 4 – заряд ВВ; 5 – магистраль ДШ

В нефтяной промышленности применяют термостойкие детонирующие шнуры ДШТ-165, ДШТ-180 и ДШТ-200. При короткозамедленном взрывании зарядов ДШ используют *детонационные реле,* которые служат для создания замедлений на магистральных линиях ДШ между соседними сериями зарядов.

Пиротехническое детонационное реле КЗДШ-69 состоит из пластиковой или бумажной трубки, в которую введены капсюль-детонатор и пиротехнический замедлитель. Применяется для создания необходимых за-

медлений между взрываемыми зарядами при их инициировании детонирующим шнуром и имеет замедления 10; 20; 35; 50; 75 и 100 мс. Замедлитель включается в разрыв магистрали сети ДШ и передает детонацию только в одном направлении; при монтаже направление стрелки на трубке КЗДШ должно совпадать с направлением детонации сети.

Достоинства – простота выполнения работ при подготовке взрывной цепи, безотказность, возможность взрывания неограниченного числа зарядов, минимальная опасность выполнения заряжания.

Недостатки – высокая себестоимость ДШ, невозможность контроля исправности сети перед взрывом.

Детонирующий шнур разрешается резать только до введения его в заряд или боевик.

Выпускаются следующие марки: ДША, ДШВ, ДШВ-В-М, ДШД-2Т, ДШУ-33М, ДШЭ-6, ДШЭ-6-ВДТ, ДШЭ-12, ДП1Э-12Г, ДШЭ-30, ДШЭ-50.

Соединения ДШ между собой и с детонатором осуществляются внакладку или способами, указанными в инструкции, находящейся в ящике с ДШ. Соединения ДШ производятся на длине не менее 10 см; от конца ДШ до детонатора должно быть не менее 15 см (рис. 4.7).

Для обеспечения безотказного взрывания детонирующим шнуром необходимо соблюдать следующие условия: магистральные шнуры следует прокладывать по прямой линии, а при поворотах тщательно закруглять их; в одну точку магистрального шнура можно присоединять только по одному ответвлению к заряду ВВ.

4.6. Неэлектрические системы взрывания

Неэлектрические системы взрывания включают в себя детонирующие шнуры (ДШ) с различным (от 1,5 до 100 г) содержанием взрывчатого материала (ВМ) в погонном метре и неэлектрические системы взрывания на основе ударно-волновой трубки (УВТ), где в погонном метре ~20 мг ВМ. Под системой здесь понимается комплект из УВТ, детонатора с замедлением (36 серий – ступеней замедления, аналогичных электровзрыванию), элементов соединения и инициирования процесса в УВТ. Систему с ДШ составляют пиротехнические реле (3-х и более ступеней замедления), обеспечивающие порядную или поскважинную задержку взрывания.

В зарубежной практике буровзрывных работ (БВР) фирмы США, Германии, Испании и др., производящие средства взрывания, рекомендуют для применения с шашкой-детонатором ДШ с содержанием взрывчатых веществ (ВВ) 8,5 г/м и более. Детонирующие шнуры с меньшими навесками (5 г/м; 3,2 г/м; 1,5 г/м) они предлагают использовать как магистральные

и скважинные в сочетании с короткими отрезками ударно-волновой трубки и замедленным детонатором для инициирования шашки-детонатора.

Отсутствие российских низкоэнергетических систем взрывания предопределило в своё время закупку системы «Нонель» шведской фирмы Дина-Нобель-детонатор (стоимость комплекта из соединителя, 40 м УВТ и 3-х капсюлей-детонаторов (КД) с замедлением ~$12) для проведения промышленных испытаний, а впоследствии и практического её взрывания. Основу её составляет УВТ и детонатор с замедлением, которые, в сочетании с монтажными блоками, применяются для монтажа поверхностной и внутрискважинной взрывной цепи. В литературе описаны трудности и преимущества использования «Нонель» в практике Российских ГОКов перед взрыванием с применением ДШ и пиротехнических реле. В обзоре приводятся сопоставимые стоимостные характеристики, отмечается низкая надёжность отечественных средств взрывания и высокая – системы «Нонель». Однако авторы публикаций не дают достоверного анализа причин отказов при взрывании с ДШ в 1996–1997 гг., не акцентируют внимание на рекомендации поставщиков «Нонель» по необходимости дублирования поверхностной сети волноводов, а следовательно, и на увеличении цены поставляемых комплектов «Нонель».

Говоря о необходимости дублирования сетей с ДШ, почему-то забывают о возможности её кольцевания с применением двустороннего пиротехнического реле, что существенно повышает надёжность взрывания ДШ одновременно снижая его стоимость. С другой стороны, анализируя отказы при взрывании с «Нонель», замечают необходимость выбора оптимальных интервалов между внутрискважинным и поверхностным замедлениями, которые должны обеспечивать опережение более чем на 50 м срабатывания поверхностной сети от взрываемых скважин. Наверное, именно эти проблемы имеют место и при взрывании с ДШ, и реле. Эти отказы устранимы при организации оптимального замедления и качественном выполнении монтажа взрывной сети с ДШ.

Необходимо заметить, что качество ДШ и пиротехнических реле, выпускаемых ФГУП НМЗ «Искра», гарантируется применением методов неразрушающего контроля выпускаемой продукции, позволяющих измерение навески ВВ в ДШ с точностью до 0,2 г/м.

Существует мнение, что при данном взрывании возможно выгорание ВВ от ДШ, тогда всает вопрос, как произвести инициирование ВВ даже двойной ниткой ДШ-12, не взрывающиеся от КД-8, которые для этого требуют взрыв тротиловой шашки весом 400…800 г. Возможно, имеет место переуплотнение простейших ВВ и, следовательно, необходимо применение более мощного боевика для нормальной работы заряда ВВ.

Проведённые нами эксперименты по инициированию патронированного аммонита 6ЖВ, существенно превосходящего по чувствително-

сти промышленные ВВ типа угленит УП, показали, что шнур ДШМ-Э 6…7 г/м не возбуждает детонацию при расположении вдоль поверхности патрона для взрывания на открытой поверхности.

С другой стороны, экспериментальные оценки по затуханию ударной волны в сыпучей порошковой среде плотностью ~1 г/см^3 от цилиндрического заряда диаметром ~3 мм показывают, что при прохождении детонации от нити ДШМ-Э по оси заряда глубиной 10 м и более возможно образование в насыпном ВМ внутренней газовой полости. Затухание волны в порошке даёт уплотнение в нём примерно на 30 %, что значительно ниже предельного переуплотнения, при котором промышленное ВВ не детонирует. Донное инициирование, за счёт канального эффекта, приведёт к образованию пересжатой детонации, обеспечивающей более рациональное использование энергии взрыва.

Изготовление ДШ с меньшими навесками, вероятно, мало оправдано, так как, принося дивиденды изготовителям, они потребуют дополнительных затрат потребителя, связанных с приобретением для инициирования боевика дополнительных устройств взрывания, поскольку инициирующего импульса от ДШ с меньшей навеской недостаточно для надёжного возбуждения детонации в заряде-боевике. Поэтому экономическая эффективность их использования неочевидна.

Так, например, разработанная ГНПП «Краснознаменец» система «УНСИ», содержащая оплетённое пластифицированное ВВ ~1,5 г/м, интересна с научной точки зрения, как исключающая боковое инициирование даже чувствительных ВМ. Однако её применение в реальных условиях затруднено, когда ДШ подвергается значительным разрывным нагрузкам, особенно при вымывании ВМ в обводнённых скважинах, где из-за образования микротрещин в ВВ, заполняемых водой, происходит прерывание детонации.

В настоящее время хорошо зарекомендовала себя система неэлектрического взрывания (СИНВ), производство которой освоено Новосибирским механическим заводом «Искра». В её основу положена ударно-волновая трубка, выпускаемая предприятием, и детонатор без инициирующего ВВ (ИВВ) с замедлением, разработанный совместно с ГНПП «Краснознаменец» при частичной финансовой поддержке ОАО «Нитро-Взрыв» Эта система имеет все достоинства и недостатки своего аналога – шведской системы «Нонель». Её работоспособность при двукратном и более растяжении исключает основной недостаток маломощных ДШ. Применение при изготовлении СИНВ систем неразрушающего контроля гарантирует её высокое качество и надежность. Однако, в отличие от систем электровзрывания, позволяющих, по крайней мере, контроль целостности и качества монтажа взрывной сети по измерению сопротивления, контроль монтажа при неэлектрическом взрывании может быть осуществлён только визуально на поверхности, а возможный обрыв в скважине или шпуре не определяется.

4.7. Электровзрывание

Применяемый в России набор электродетонаторов (ЭД) представлен широкой гаммой устройств, отличающихся величиной гарантийного тока срабатывания 1, 3, 5, >100 А, сериями замедления (до 36) в интервале 0…10 с, а также степенью предохранительности по воспламенению метановоздушных газовых смесей. В настоящее время годовой объём потребления ЭД при электровзрывании составляет в России ~30 млн. шт. В перспективе половина их и целиком огневое взрывание могут быть вытеснены системой СИНВ, имеющей такие же степени замедления и являющаяся безопасной к наведённому электричеству и блуждающим токам. Совершенствование электродетонаторов ведётся в направлениях, связанных со снижением их чувствительности к механическим воздействиям, повышению точности срабатывания, снижению себестоимости, повышению надёжности группового срабатывания.

4.8. Система взрывания с электронным замедлением

Применение электронных средств взрывания обеспечивает на порядок более точные интервалы задержки взрыва, что позволяет действительно управлять взрывом и его качеством, защищая электродетонатор от несанкционированного воздействия.

ФГУП НМЗ «Искра» и Новосибирским государственным университетом по техническому заданию АО «Южный Кузбасс» разработана принципиальная схема детонатора с электронным замедлением, комплекс программирующей, генерирующей и тестирующей аппаратуры. Проведены заводские лабораторные испытания изделий, показавшие реальность изготовления электронного детонатора. В 2001 г. проведены контрольные испытания. Электронный детонатор позволяет производить контроль взрывной цепи, исправности исполнительных элементов, возможности оперативной коррекции параметров взрыва, обладает индивидуальным номером, позволяющим отследить его путь от изготовителя до потребителя, что открывает широкую перспективу применения во взрывании.

4.9. Система лазерного инициирования

В настоящее время для инициирования перфорационных зарядов при разведке и добыче нефти и газа используются электродетонаторы типа ПГ, работающие при давлении 500 атм и температурах ~170 °С и выше. В качестве инициаторов в таких детонаторах применяются азид свинца, циркон, имеющие температуру воспламенения свыше 250 °С. Высокая чувствительность азида свинца к статическому электричеству и необходимость применения на длинных взрывных линиях мощных

источников тока предопределяют высокую опасность таких детонаторов, что неоднократно приводило к несчастным случаям при проведении прострелочных работ на газовых и нефтяных скважинах.

В начале 60-х годов прошлого века в связи с открытием и разработкой систем когерентного (лазерного) излучения появились работы по применению лазерного излучения для инициирования взрывчатых веществ. К настоящему времени такие системы разработаны и применяются в военном деле и ракетно-космической технике. Параллельно развивается применение лазерной техники в системах телекоммуникации и связи.

Институтом автоматики СОРАН по заданию ФГУП НМЗ «Искра» проведены исследования и установлены возможности зажигания пиротехнических составов с температурой вспышки 250 °С от источника лазерного излучения мощностью ~1 Вт через световод диаметром 50 мкм на расстоянии ~1 км. Полученный результат свидетельствует о реальности создания недорогих надёжных и безопасных систем лазерного инициирования перфорационных зарядов.

Оценка стоимости такой системы взрывания, содержащая стационарные составляющие многократного применения:

1) генератор квантовых импульсов ($1 000);
2) оптоволоконный кабель – 5 000 м (~ $4 000), срок работы которых может превышать 10 000 включений.

Разовые компоненты системы:

1) соединитель оптических кабелей;
2) оптический кабель длиной – 20 м;
3) детонатор, инициируемый световым импульсом.

Таким образом, суммарно стоимость разовых компонентов не превысит стоимости применяемых сегодня систем электрического взрывания ~ $16. Существующие на сегодня тенденции возрастания цен на металлические проводники и снижения стоимости световодов могут привести к актуальности создания средств взрывания с лазерным инициированием и для горнорудной промышленности.

Резюмируя вышеизложенное, отметим, что в настоящее время отечественные производители средств взрывания создали и освоили выпуск всей гаммы детонирующих шнуров и низкоэнергетических систем взрывания, а также систему защищённого электрического взрывания с высокоточным электронным замедлением, обеспечивающими надёжное и качественное ведение взрывных работ и продолжают разработки в области создания перспективных средств взрывания для нефтяной и газовой промышленности.

ГЛАВА 5
ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО РАБОТЕ С ВЗРЫВЧАТЫМИ МАТЕРИАЛАМИ

Выполнение взрывных работ регламентируется Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

Все горные предприятия, ведущие взрывные работы, обязаны иметь: разрешение на право производства взрывных работ, приобретение, хранение и перевозку ВМ; проекты (паспорта) буровзрывных работ; склады для хранения ВМ; специально оборудованный транспорт для перевозки ВМ; персонал для руководства взрывными работами; персонал для производства взрывных работ.

Разрешение на право производства взрывных работ организация или специализированное подрядное предприятие получают в органах Ростехнадзора или горно-технической инспекции соответствующего министерства на основании заявления. В заявлении указываются: название предприятия, характер, методы и сроки проведения взрывных работ, сведения о руководителе взрывных работ, а также о складе ВМ.

Для приобретения ВМ предприятие подаёт заявление непосредственно контролирующей его организации Госгортехнадзора, в котором указывают следующее: количество и виды необходимого ВМ, характер взрывных работ, описание склада для его хранения.

Предприятие получает через органы милиции разрешение на приобретение и перевозку ВМ на основании заявления руководителя организации и свидетельства на право приобретения, полученного от органов Ростехнадзора. При выдаче свидетельства учитываются расход ВМ, вместимость склада и наличие разрешения на право его хранения.

На право хранения ВМ на территории склада организация получает разрешение милиции, предварительно направив с заявлением копии акта комиссии о приёмке склада или сейфа.

Основная проектная документация на производство буровзрывных работ – паспорт или проект БВР.

Паспорт БВР – технологический документ, содержащий основные сведения, необходимые для ведения буровзрывных работ. В паспорте буровзрывных работ при проведении выработок указывают следующие данные: наименование выработки; схему расположения шпуров в забое;

площадь забоя; характеристику пород; тип ВВ и средства инициирования; способ взрывания и число серий замедления; расчётные показатели взрыва – коэффициент использования шпура (КИШ); подвигание забоя за один взрыв и объём отбитой горной массы; расход ВВ на 1 м выработки и на 1 $м^3$ взорванной горной массы; характеристики шпуров и зарядов – число шпуров и зарядов, глубину каждого шпура, угол наклона шпура к плоскости забоя, массу каждого заряда, длину и материал забойки, очерёдность взрывания шпуров; место укрытия взрывника и рабочих при взрыве; время проветривания забоя, меры безопасности.

Проект БВР – комплект документации и материалов, представленных в виде расчётов, схем, графиков и пояснительной записки, которые включают в себя расчёты основных параметров, показателей БВР и электровзрывной сети, мероприятия по организации работ, более детальные требования по мерам безопасности.

Паспорт БВР составляют на проведение горно-разведочных выработок, проводимых взрывами шпуровых зарядов, а также при дроблении негабарита и разрабатывают на основании опытных данных.

Паспорта и проекты могут быть как разовые на каждый взрыв, так и типовые при систематическом взрывании. Типовые паспорта и проекты составляют для участков работ с постоянно повторяющимися условиями, когда в течение длительного времени на данном территориальном объекте систематически выполняют однообразные буровзрывные работы одними и теми же подразделением и персоналом.

Типовые паспорта и проекты корректируют для каждого взрыва по фактическим данным. С изменением горнотехнических условий разрабатывают новый паспорт, а проект корректируют.

Паспорт или проект составляет руководитель буровзрывных или горных работ партии при участии геолога. Паспорт подписывают начальники участка буровзрывных работ и службы вентиляции. Утверждает паспорт главный инженер (технический руководитель) экспедиции (партии). Под расписку с ним знакомят инженерно-технических работников участка и персонал, выполняющий буровзрывные работы.

5.1. Персонал для производства и руководства взрывными работами

Персонал для взрывных работ можно условно разделить на лиц, *руководящих* взрывными работами, и лиц, *производящих* взрывные работы, а также, связанные с хранением ВМ.

Руководство взрывными работами возлагается на специально выделенное приказом лицо либо на технического руководителя предпри-

ятия, а при подрядном способе – на руководителя взрывных работ подрядной организации или назначенное им лицо.

Разработан перечень должностей инженерно-технических работников и мастеров – руководителей взрывных работ, которые должны иметь Единую книжку взрывника.

К руководству взрывными работами, согласно решению межведомственного совета по взрывному делу, допускаются горные инженеры и техники, а также специалисты взрывного дела, окончившие специальные учебные заведения или курсы, дающие право руководства взрывными работами, при наличии у них Единой книжки взрывника. Единую книжку взрывника можно получить после обучения по специальной программе, включающей в себя теоретическую подготовку и практические занятия с последующей сдачей экзамена квалификационной комиссии под председательством представителя местного органа Госгортехнадзора. Стажировка в течение месяца под руководством взрывника в этом случае не проводится, а в Единой книжке взрывника делается запись о том, что стажировка не проводилась и прав на самостоятельное производство взрывных работ специалист не имеет.

Повторную проверку знаний инженерно-технического персонала проводят через три года.

Основными исполнителями при производстве взрывных работ являются взрывники и мастера-взрывники, имеющие право на ведение взрывных работ, т. е. лица, сдавшие экзамены и получившие Единую книжку взрывника.

Право на производство взрывных работ получают лица не моложе 19 лет (для открытых работ) и 20 лет (для подземных работ) с образованием не ниже среднего и стажем не менее года на соответствующем предприятии, прошедшие обучение по утверждённой программе и сдавшие соответствующие экзамены.

Лица, получившие квалификацию взрывника, допускаются к самостоятельной работе после месячной стажировки под руководством опытного взрывника.

Мастер-взрывник также проходит обучение на специальных курсах при горных техникумах или учебно-курсовых комбинатах по программе, согласованной с Госгортехнадзором, и только после успешной сдачи квалификационных экзаменов получает Единую книжку мастера-взрывника.

Работать мастером-взрывником могут лица в возрасте не моложе 22-х лет, которые имеют образование не ниже среднего и стаж подземных работ не менее двух лет.

В шахтах, опасных по газу или пыли, взрывные работы ведут только мастера-взрывники.

Взрывники могут получить право на ведение другого вида взрывных работ, если они пройдут дополнительное обучение по специальной программе и сдадут экзамен квалификационной комиссии. При этом в Единой книжке взрывника делается соответствующая запись.

В случае перерыва в работе по квалификации свыше года взрывники допускаются к самостоятельному ведению взрывных работ только после сдачи экзаменов квалификационной комиссии на общих основаниях и десятидневной стажировки.

Повторную проверку знаний взрывников проводят не реже одного раза в два года.

Работы по приёму, хранению, выдаче и учёту ВМ выполняют заведующие складами ВМ и раздатчики (кладовщики).

Заведующими складами ВМ разрешается назначать лиц, имеющих право руководства взрывными работами, прошедшие курс обучения по специальной программе и имеющие соответствующее удостоверение.

Раздатчиками складов ВМ назначают лиц, прошедших специальную подготовку по программе для заведующих складами и получивших удостоверение раздатчика. В этой должности могут работать взрывники и мастера-взрывники, прошедшие пятидневное стажирование.

Лаборантом может быть лицо, сдавшее экзамен по специальной программе и имеющее удостоверение лаборанта.

На передвижных складах ВМ обязанности заведующего складом могут возлагаться по совместительству на лицо охраны, шофёра и других, прошедших подготовку по программе для заведующих складами ВМ.

Органы Госгортехнадзора имеют право изымать выданные разрешения на право производства взрывных работ, отбирать Единую книжку взрывника, требовать освобождения от работы лиц, не имеющих соответствующих документов на право производства или руководства взрывными работами.

Администрация имеет право за нарушения правил безопасности ведения взрывных работ отобрать талоны № 1 и 2 Единой книжки взрывника, а при повторных и грубых нарушениях правил безопасности лишить Единой книжки взрывника и тем самым лишить его права проведения взрывных работ в дальнейшем.

За грубое нарушение соответствующих инструкций, что привело или могло привести к тяжёлому несчастному случаю, Единая книжка взрывника может быть отобрана даже при наличии всех талонов. Право отбирать Единую книжку взрывника имеют директор, главный инженер предприятия, представитель Госгортехнадзора, технический инспектор.

Контрольные вопросы

1. При каких условиях горное предприятие может вести взрывные работы?
2. Какие организации выдают разрешение на право производства взрывных работ, приобретение, хранение и перевозку ВМ?
3. Какая проектная документация считается основной при производстве БВР?
4. Кто относится к персоналу для взрывных работ?
5. Кто допускается к руководству взрывными работами?
6. Кто имеет право на производство взрывных работ?

5.2. Хранение, учёт и выдача взрывчатых материалов

Взрывчатые материалы должны храниться с соблюдением условий, предотвращающих порчу, самовозгорание и хищение, а также безопасность приема и выдачи.

Хранить ВМ разрешается только на специальных складах, в ящиках, сейфах или местах, устроенных и оборудованных в соответствии с требованиями Единых правил безопасности при взрывных работах. Тип хранилища, распределение ВМ по хранилищу устанавливают в зависимости от свойств ВВ.

ВМ следует хранить раздельно по сортам и размещать так, чтобы обеспечить удобство и безопасность при их получении и выдаче.

ВВ пониженной химической стойкости и большой мощности или детонаторы следует хранить в небольших, хорошо проветриваемых хранилищах при постоянной температуре.

Складом взрывчатых материалов называют одно или несколько хранилищ ВВ и СИ с подсобными сооружениями, расположенных на общей огражденной территории и устроенных так, чтобы взрыв в одном из них не мог вызвать детонацию ВМ в соседних хранилищах. Каждый склад ВМ должен иметь паспорт по форме, установленной Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

Склады ВМ *по устройству* делятся на *поверхностные, полууглублённые, углублённые* и *подземные*. К поверхностным относятся склады, основания хранилищ которых расположены на поверхности земли; к полууглублённым – склады, у которых хранилища углублены в землю по карниз здания; к углубленным – если толща грунта над хранилищем составляет менее 15 м; к подземным – если толща грунта над хранилищем превышает 15 м.

По сроку службы склады делятся на п*остоянные* (срок службы более трех лет), *временные* (срок службы до трех лет) и *кратковременные* (срок службы до года).

Склады ВМ *по назначению* могут быть *базисными* и *расходными*. Базисные склады служат для снабжения ВМ расходных складов. В них запрещается раздача ВМ взрывникам. На базисном складе имеются лаборатория и полигон для испытания ВМ. Расходные склады предназначены для раздачи ВМ взрывникам.

Общая вместимость базисного склада ВМ не ограничена. Установленная вместимость отдельных хранилищ базисного склада приведена в табл. 5.1.

Таблица 5.1

Вместимость отдельного хранилища базисного склада ВМ

Группа совместимости	Взрывчатые материалы	Масса	Вместимость, т (не более)
В	Капсюли-детонаторы, электродетонаторы (кроме высоковольтных), пиротехнические реле типа КЗДШ	Брутто	120
С	Изделия, содержащие пороха.	Нетто	120
	Огнепроводный шнур, средства зажигания ОШ и пороха, сигнальные и пороховые патроны.	Брутто	Не ограничивается
	Взрывчатые вещества с содержанием жидких нитроэфиров более 15 %, нефлегматезированный гексоген, тэн, тетрил	Нетто	60
Д	Детонирующий шнур, высоковольтные электродетонаторы.	Брутто	120
	ВВ с содержанием жидких нитроэфиров не выше 15 %; тротил и его сплавы с другими нитросоединениями; флегматезированный гексоген; ВВ, не содержащие жидких нитроэфиров; порошкообразные, россыпные, патронированные, листовые, шнуровые, шланговые, а также пластичные и водосодержащие; изделия, содержащие ВВ без средств инициирования и метательных зарядов.	–«–	240
	Россыпные гранулированные ВВ, допущенные Гостехнадзором к механизированному растариванию и заряжанию механизированным способом.	Нетто	420
	Торпеды, прострелочные аппараты и другие изделия, содержащие ВВ и СИ	Брутто	120

Примечание. 1. Огнепроводный шнур, средства зажигания и пороха, сигнальные и пороховые патроны допускается хранить совместно с ВМ группы В и Д. 2. Детонирующий шнур и высоковольтные электродетонаторы допускается хранить совместно с ВМ группы В. 3. При хранении в одном хранилище ВМ группы Д общая вместимость этого хранилища должна быть принята не более установленной для наиболее опасного компонента.

Общая вместимость всех хранилищ постоянного расходного склада ВМ не должна превышать следующих показателей: ВВ – 120 т, электродетонаторов и капсюлей-детонаторов – 250 тыс. шт., детонирующего шнура – 100 тыс. м, огнепроводного шнура – вместимость не ограничивается. Общая вместимость всех хранилищ кратковременного расходного склада ВМ не должна превышать: ВВ – 54 т, электродетонаторов и капсюлей-детонаторов – 75 тыс. шт., детонирующего шнура – 35 тыс. м, огнепроводного шнура – не ограничивается.

Предельная вместимость одного хранилища постоянных, временных и кратковременных расходных складов ВМ должна быть, соответственно, не более 60,25 и 18 т.

Хранилища базисных складов могут быть только поверхностными, полууглублёнными и углублёнными, а хранилища расходных – также и подземными.

Территория постоянного наземного склада обносится оградой высотой не менее 2 м. Устанавливают ограду не менее чем в 40 м от ближайшей стенки хранилища. Со стороны дороги в ограде делают ворота. Вокруг огороженной территории склада роют канаву глубиной до 1 м и шириной поверху от 1,5 до 3 м для предохранения склада от пожаров и затопления ливневыми и весенними водами. На удалении не менее 50 м от ограды устанавливают границы запретной зоны. По границам этой зоны располагают предупредительные знаки, а зачастую и ограду из проволоки.

На территории склада (рис. 5.1) располагаются хранилища для ВВ и СИ, водоём, сарай для противопожарного инвентаря, лаборатория, проходная будка, молниеотводы. За пределами ограды (не менее 25 м) строят сарай для тары, а на удалении не менее 50 м – караульное помещение. В ряде случаев создают здания и площадки для подготовки аммиачно-селитренных ВВ, помещения для раскупорки ящиков с ВМ I, III, IV групп, резки ДШ и ОШ, караульные вышки, а также будки для сторожевых собак. На территории склада, а также вокруг на 50 м вырубают хвойный лес, убирают хворост, сухую траву. Оставляют лиственные деревья и производят их насаждение.

Постоянные склады должны иметь телефонную связь, освещение, сигнализацию, противопожарные средства, грозозащиту. Вход на склад разрешается по постоянным или разовым пропускам.

Расстояние между хранилищами склада принимается таким, чтобы при взрыве одного хранилища детонация не передавалась на другие.

Хранилища ВМ выполняют из несгораемых материалов так, чтобы температура воздуха в них не могла быть выше 30 °С. Деревянные потолки штукатурят или покрывают несгораемым составом, устраивают чер-

дачные помещения, которые не обязательны при железобетонных перекрытиях. Стены изнутри белят. Полы делают ровными, без щелей. Число входов в хранилище принимают из расчёта, чтобы максимальное расстояние до наиболее удалённой от входа точки хранилища было не более 15 м.

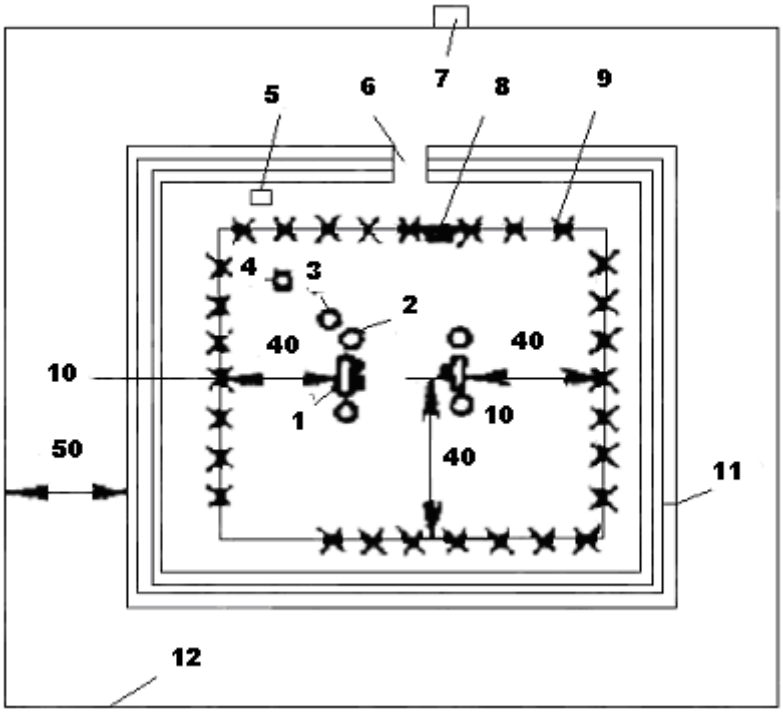


Рис. 5.1. Поверхностный склад ВМ:
1 – хранилище ВВ; 2 – молниеотводы; 3 – водоём;
4 – склад для противопожарного инвентаря; 5 – склад для
тары; 6 – ворота; 7 – караульное помещение; 8 – проходная будка;
9 – ограда; 10 – хранилище СИ; 11 – противопожарная канава;
12 – граница запретной зоны

Каждое хранилище имеет не менее одного тамбура для выдачи ВМ. Два крайних входа больших хранилищ снабжают тамбурами размером не менее 2×2 м, остальные входы могут быть с навесами. Каждый вход в хранилище имеет три двустворчатые двери, открывающиеся наружу: две из них ведут снаружи в тамбур, а третья – из тамбура в хранилище. Первую наружную дверь обивают железом, вторую – делают решётчатой.

Для районов Крайнего Севера и приравненных к ним разрешается устройство складов ВМ облегченного типа (каркасно-обшивного) с пропиткой стен и потолков известково-соляным раствором.

Хранят ВМ I и IV групп и порох только на стеллажах, других групп – в контейнерах или в штабелях. Между стеллажами или штабелями оставляют проходы шириной не менее 1,3 м. Ящики с ВМ I, III и IV групп для исключения случайных падений при выемке ставят на стеллажи в один ряд, ящики и мешки с ВМ II группы – в два ряда. По

ширине полки ящики или мешки для полной их видимости укладывают в один ряд. Зазоры между ящиками или мешками с ВМ и верхней полкой не должны быть менее 4 см. От стены стеллажи и штабеля отстоят не менее чем на 20 см, от пола – на 10 см. Высота штабелей не превышает 2 м, ширина – не более двух мешков или ящиков.

Хранилища для ВВ с содержанием жидких нитроэфиров более 15 % в местностях с температурой воздуха ниже –20 °С оборудуют водяным или электрическим отоплением.

Электропечи размещают в помещениях, отделенных от помещений с ВВ стеной из несгораемых материалов с отверстием для циркуляции воздуха, закрытым металлической сеткой. От радиаторов ящики и мешки с ВВ удаляют не менее чем на 1 м.

Требования по устройству расходных складов те же, что и для базисных. Предельная вместимость отдельных хранилищ не должна превышать 60 т.

В расходных складах в некоторых случаях разрешается совместное хранение ВВ и детонаторов, если количество ВВ не превышает 3 т, а число детонаторов составляет не более 10 тыс. шт. Общая вместимость временного расходного склада: ВВ – не более 75 т, детонаторов – 100 тыс. шт., ДШ – 50 тыс. м, вместимость хранилища – не более 25 т.

Хранилища поверхностных и полууглублённых временных складов ВМ могут быть дощатыми, глинобитными, земляными и т. п. Для временных складов разрешается использовать нежилые строения, сараи, землянки и прочие помещения. Топки печей должны быть замурованы кирпичом. Полы могут быть деревянными, бетонными, глинобитными, но без щелей. Стены и крыши могут быть деревянные, покрытые огнезащитным составом. Ограждение изготовляется из жердей и досок высотой не менее 2 м. Устройство водоёмов, тамбуров необязательно, двери могут быть одинарными. Остальные требования такие же, как и для постоянных складов. Для производства работ временного характера устраиваются кратковременные склады ВМ. Кратковременное хранение ВМ разрешается в помещениях, железнодорожных вагонах, автомобилях, прицепах, повозках, палатках, шалашах, пещерах, а также на площадках у места производства взрывных работ.

Для кратковременных складов не обязательны устройство молниезащиты, освещения, сигнализации, телефонной связи, канавы вдоль ограды и очистка зоны вокруг склада от хвойных деревьев. Ограды сооружают высотой не менее 1,5 м, а расстояние от ограды до ближайшей стены хранилища должно быть не менее 20-ти м, до караульного помещения – не менее 15 м.

При кратковременном хранении в нежилых строениях, землянках и прочих помещениях количество ВМ не должно превышать следующих

показателей: ВВ – не более 3 т, детонаторов – 10000 шт. Детонаторы помещаются в ящики, обитые изнутри войлоком, и располагаются на расстоянии не менее 2 м от ВВ.

На работах передвижного характера (сейсморазведка, пострелочно-взрывные работы, расчистка трассы и т. п.) допускается хранение ВВ на время работы в специально оборудованных автомобилях, повозках и санях в количестве не более 2/3 грузоподъёмности этих транспортных средств.

Вместе с ВВ разрешается хранить 5 000 шт. детонаторов и необходимое количество детонирующего и огнепроводного шнуров.

Передвижной склад ВМ должен представлять собой фургон из дюралюминия или теса, обитого снаружи кровельной сталью и покрытого со всех сторон огнезащитным составом.

Автомобили, повозки, сани располагаются не ближе 200 м от места взрывных работ.

При хранении ВМ в шалашах, пещерах и прочих пунктах необходимо обеспечить защиту от атмосферных осадков и солнечных лучей. Взрывчатые материалы размещают на настиле в 20 см от земли.

Количество ВМ: ВВ до 3 т, детонаторов до 10 000 шт. и необходимое количество детонирующего и огнепроводного шнуров.

Для производства взрывов камерных зарядов, сейсморазведочных и других разовых работ разрешается кратковременное хранение ВВ до 60-ти суток.

Взрывчатые вещества помещаются на деревянном настиле в 20 см от земли под навесом или брезентовым покрытием. От места проведения взрывных работ площадка должна располагаться не ближе 300 м и в радиусе 100 м не должно быть горючих материалов. Средства инициирования располагаются в палатках или землянках не ближе 25 м от ВВ.

Подземные расходные склады предназначены для хранения и использования ВМ в шахте. Предельная вместимость такого склада должна быть не более 3-суточной потребности в ВВ и 10-суточной потребности в детонаторах.

Подземные склады состоят из специально оборудованных выработок – камер или ячеек, которые располагаются друг от друга на безопасных в отношении передачи детонации расстояниях, а также из подведённых выработок и вспомогательных камер. Последние предназначаются для проверки электродетонаторов или изготовления зажигательных трубок, раздачи ВМ и размещения противопожарных средств.

Каждый склад должен иметь два выхода. Проветривание подземных складов осуществляется обособленной струей свежего воздуха в количестве, обеспечивающем четырёхкратный часовой обмен воздуха во

всех выработках склада. При этом исходящая из склада воздушная струя не должна направляться в выработки со свежей воздушной струей.

Предельная вместимость камеры в подземных складах камерного типа – 2 т ВВ, ячейки в складах ячейкового типа – 0,4 т ВВ или 15 000 ЭД(КД).

Допускается устройство в шахтах отдельных раздаточных камер для раздачи ВМ взрывникам и для приёмки от них неизрасходованных ВМ при условии выполнения специальных требований.

При хранении ВВ с содержанием нитроэфиров более 15 % склады ВМ не должны иметь отрицательной температуры, должны хорошо проветриваться, при этом исходящая струя не должна попадать в рабочие забои. Выработки склада следует крепить несгораемой крепью.

Подступы к складу ВВ должны быть хорошо освещены (освещение электрическое во взрывобезопасном исполнении). Электропроводка в складах и подводящих выработках выполняется бронированным кабелем. При отсутствии стационарного освещения разрешается освещать выработки склада ручными аккумуляторами.

При проведении подземных горно-разведочных выработок хранилище временного склада ВМ можно устраивать в них.

Схема устройства камеры хранения ВМ в разведочной выработке показана на рис. 5.2.

Поступившие на базисные склады ВМ немедленно помещаются в хранилища и оприходуются на основании заводских и транспортных документов или наряда-накладной установленной формы.

На складах ведется постоянный учёт ВМ по следующим формам документации:

- книга учёта прихода и расхода взрывчатых материалов;
- книга учёта выдачи и возврата взрывчатых материалов, предназначенная для расходных складов (эти книги ведутся заведующим складом, кладовщиком или раздатчиком);
- для отпуска взрывчатых материалов с одного склада на другой служит наряд-накладная, выписываемая бухгалтерией организации, в ведении которой находится склад, отпустивший ВМ. Бухгалтерия выдаёт также доверенность для получения ВМ;
- для отпуска взрывчатых материалов взрывникам служит наряд-путёвка на производство взрывных работ, которая подписывается начальником участка, цеха, на котором должны производиться взрывные работы (или лицом, его заменяющим, мастером участка, цеха), а также начальником взрывных работ организации (если таковой имеется). Хранятся наряд-путёвки на складе в течение трёх лет.

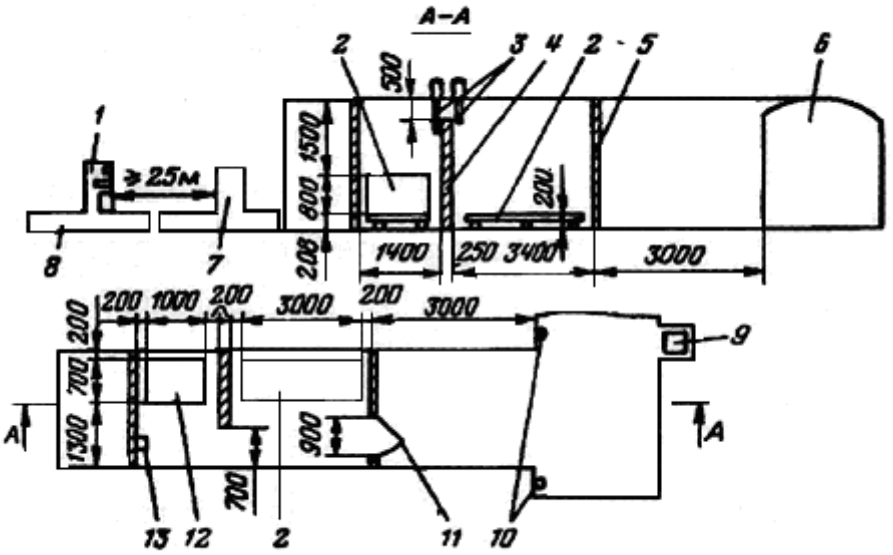


Рис. 5.2. Схема подземной участковой камеры хранения ВМ в разведочной выработке вместимотью до 400 кг ВВ:
1 – пункт хранения ВМ; 2 – стеллаж для хранения ВВ; 3 – анкеры;
4 и 5 – шлакоблочная и стальная перемычки;
6 – основная выработка; 7 – рабочий забой;
8 – откаточная вентиляционная выработка; 9 – ящик с песком;
10 – огнетушители; 11 – дверь; 12 – ящик для хранения СИ;
13 – узел связи (телефон)

Книги учёта прихода и расхода ВМ, учёта выдачи и возврата ВМ должны быть пронумерованы, прошнурованы и скреплены печатью или пломбой контролирующей организации (Госгортехнадзора или горно-технической инспекции ведомства).

В книге учёта выдачи и возврата ВМ ежесуточно подводят итог расхода ВМ, который переносят в книгу учёта прихода и расхода. Учёт по каждому наименованию взрывчатых материалов ведут раздельно. Записи в книге заносят только по тем ВМ, количество которых за сутки изменилось.

Во всех приходно-расходных документах не разрешается делать записи карандашом, не допускаются помарки и подчистки. Выдачу ВМ со склада производят в строгом соответствии с предъявляемыми наряд-накладными и наряд-путёвками.

Бухгалтерия или учётно-контрольная группа организации ведёт учёт прихода и расхода ВМ на основании приходно-расходных документов, представляемых заведующим складом ВМ.

Проверка правильности учёта, хранения и наличия ВМ на складах выполняется ежемесячно лицами, специально назначенными руководи-

телем организации и не реже одного раза в квартал – представителем контролирующей организации органа Госгортехнадзора.

На складе ВМ должны быть образцы подписей лиц, имеющих право подписывать наряд-путёвки и наряд-накладные на отпуск ВМ, а также образцы подписей лиц, имеющих право подтверждать фактический расход ВМ. Образцы подписей должны быть заверены руководителем организации.

Промышленные взрывчатые материалы следует применять строго по назначению.

Взрывчатые материалы на предприятиях и в организациях должны использоваться в соответствии с руководствами или инструкциями по применению ВМ.

На предприятиях и в организациях на все имеющиеся взрывчатые материалы должны быть руководства или инструкции по применению, разработанные организацией-изготовителем.

Кроме того, подготовка ВВ к использованию включает в себя и такие работы, как растаривание мешкотары с ВВ, производимое на специально построенных или передвижных установках (из последних широкое применение нашли комплексы МПР-30).

В случае применения ВВ при разрушении обводнённых горных пород производят гидроизоляцию патронов специальными оболочками.

Перед применением, в зависимости от состояния, порошкообразные ВВ оттаивают, измельчают, просеивают и засыпают в оболочки. Эти операции с ВВ проводят в здании подготовки ВМ или на открытых площадках с навесом. Здание подготовки ВМ состоит из отдельных рабочих помещений для каждой из операций подготовки ВВ. Еженедельно и в начале каких-либо работ все помещения обмываются тёплым щелочным или мыльным раствором.

Оттаивание замёрзших нитроглицериновых ВВ осуществляют естественным путём в ящиках на поверхностных или подземных складах при температуре не ниже 10 °С и не выше 30 °С. Разрешается использовать сосуды-отогреватели, если суточный расход ВВ не превышает 50 кг. Одновременно в сосуде может быть не более 10 кг ВВ при температуре воды 35…40 °С.

Промышленные ВВ можно просушивать несколькими способами – интенсивным проветриванием, непосредственным просушиванием на открытом воздухе (летом) и в специальных отапливаемых помещениях (осенью и зимой). Температура воздуха в помещениях для сушки не должна превышать 50 °С. Используют только водяное отопление. Расстояние от столов сушки до радиатора должно быть не менее 1 м.

Кроме ручного способа измельчения применяют механические измельчители – барабаны, бегуны, вальцы. Просеивают ВВ на механических ситах.

Заполнение оболочек ВВ осуществляют вручную с помощью воронок и мерных совков. Все эти работы проводят в респираторах.

Электродетонаторы проверяют и сортируют по сопротивлениям, приготавливают зажигательные и контрольные трубки. Перед выдачей детонаторы маркируют цифрами или метками, по которым легко установить предприятие и фамилию взрывника, работающего с ним.

Контрольные вопросы

1. Что называется складом ВМ?
2. Какие виды складов ВМ Вы знаете?
3. Каким образом ВВ различных групп размешаются в хранилищах?
4. Из каких выработок состоят подземные склады?
5. По каким формам документации ведётся учёт ВМ на складах?

5.3. Транспортировка и переноска ВМ к месту работы. Уничтожение ВМ

Транспортировка ВМ осуществляется автомобильным, железнодорожным, водным, воздушным, гужевым и вьючным транспортом, а также ручной кладью.

ВМ с заводов и базисных складов необходимо перевозить к расходным складам в исправной заводской упаковке. Ящики должны иметь пломбы базисного склада.

Перевозка ВМ автомобильным транспортом осуществляется в соответствии с инструкцией о порядке перевозки опасных грузов автомобильным транспортом.

В соответствии с ГОСТ Р 51615–2000 к классу I относятся:

- взрывчатые вещества, т. е. твёрдые или жидкие вещества или смеси веществ, которые способны к химической реакции с выделением газов с такими интенсивностью, температурой и давлением, что это вызывает повреждение окружающих предметов, за исключением тех веществ, которые не допускаются к транспортированию (особо опасные ВВ, т. е. слишком чувствительные или легко подвергающиеся самовозгоранию);
- изделия, содержащие одно или несколько ВВ с такими свойствами, что их случайное воспламенение и инициирование при транспортировании не приведёт к разбрасыванию или проявлениям огня, дыма, тепла и звукового эффекта вне упаковки;
- пиротехнические вещества или изделия их содержащие, т. е. вещества или смеси веществ, предназначенные для производства внешних эффектов (огня, звука, газа или дыма, либо их комбинации) в результате недетонирующих экзотермических реакций.

ВМ класса I подразделяются на пять подклассов:

1. (ВВМ) – вещества или изделия, способные взрываться всей массой. Взрыв массой – это такой взрыв, который одновременно охватывает весь груз.
2. (БВР) – вещества или изделия, не взрывающиеся всей массой, но имеющие опасность разбрасывания и существенного повреждения окружающих предметов.
3. (ВВП) – вещества или изделия, выделяющие при горении большое тепловое излучение или разрушающиеся с незначительным эффектом взрыва или разбрасывания, или того и другого одновременно.
4. (ВВНО) – вещества и изделия, представляющие незначительную опасность взрыва во время перевозки (только в случае воспламенения или инициирования). Действие взрыва большей частью ограничивается самой упаковкой. Значительного разбрасывания элементов упаковки или изделия на существенные расстояния не наблюдается. Внешний огонь не вызывает мгновенного взрыва содержимого.
5. (ВВНЧ) – вещества, которые настолько нечувствительны, что при нормальных условиях транспортирования инициирование или переход от горения к детонации маловероятен.

При транспортировке необходимо проявлять максимальную осторожность, сам груз следует укладывать так, чтобы исключить его падение, соударение ящиков и удара о борта кузова машины.

ВМ, относящиеся к разным подклассам, но к одной группе совместимости, согласно ГОСТ Р 51615–2000, допускается транспортировать совместно. Группы совместимости опасных грузов, относящихся к классу I, следующие: *В – изделия, содержащие инициирующие ВВ*; *С – метательные ВВ и другие нефлегматизированные ВВ или изделия, их содержащие*; *Д – детонирующие ВВ, дымный порох и изделия, содержащие детонирующие ВВ без средств инициирования и метательных зарядов*; изделия, содержащие детонирующие ВВ, средства инициирования и метательные заряды (кроме тех, которые содержат легковоспламеняющуюся жидкость) или без метательного заряда; пиротехнические вещества или изделия, содержащие пиротехнические вещества, а также изделия, содержащие как взрывчатые вещества, так и осветительные, зажигательные, слезоточивые или дымообразующие вещества (кроме водоактивируемых изделий или изделий, содержащих белый фосфор, фосфиды, легковоспламеняющиеся жидкости или гелий).

Каждая группа транспортируется отдельно.

В некоторых случаях допускается (с письменного разрешения главного инженера или руководителя взрывных работ) совместная перевозка средств инициирования и взрывчатых веществ к местам работы

или с базисных на расходные склады ВМ в количествах, установленных соответствующими правилами. В этом случае детонаторы размещают в передней части кузова автомобиля в специальном, плотно закрывающемся ящике с резиновыми, пенопластовыми или другими, проложенными со всех сторон прокладками. ВВ помещают в задней части кузова и отделяют от ящиков со средствами инициирования.

При управлении автомобилем шофер обязан иметь при себе удостоверение на право управления, талон технического паспорта, путевой или маршрутный лист.

Шофёры и охрана проходят специальный инструктаж о порядке перевозки, погрузки и выгрузки ВМ.

Перевозка ВМ автотранспортом осуществляется в сопровождении вооруженной охраны и специально выделенного ответственного лица, имеющего право на руководство (производство) взрывными работами, и заведующего складом ВМ.

Автомобили, предназначенные для транспортирования ВМ, должны иметь: два огнетушителя, цепи и другие приспособления против скольжения; оборудованные искрогасителями глушители; чистый, без щелей кузов; исправное электрооборудование; специальный опознавательный знак на кузове.

При перевозке на автотранспорте ящики укладывают плашмя, плотно один к другому, мешки ставят вертикально в один ряд, а сверху покрывают брезентом.

На автомобилях, перевозящих ВМ, выставляют спереди и сзади отличительные знаки в виде красных флажков, а в ночное время отражательные знаки.

Скорость движения автотранспорта при хорошей видимости не должна превышать 60 км/ч, при плохой видимости – 20 км/ч. Между автомобилями устанавливается интервал в 50 м при движении и 300 м – при остановке, спуске и подъёме.

Перевозка ВМ в городских условиях разрешается в закрытых автомобилях с отличительной красной полосой шириной 15 см по диагонали на всех бортах.

При продолжительности перевозки более 12 ч должны быть сопровождающие (не менее двух человек). Остановка на отдых не ближе 200 м от дорог и жилых строений, за чертой города или другого населённого пункта.

Не разрешается приближаться ближе 300 м к пожарам и 50 м к «факелам» нефтегазовых промыслов. Во время грозы необходимо оста-

новиться, рассредоточить транспортные средства на 50 м друг от друга и удалить людей на расстояние не менее чем 200 м.

При перевозке ВМ I и IV групп гужевым транспортом необходимо пользоваться рессорными повозками; при перевозке в санях эти ВМ должны размещаться на мягкой подстилке.

Перевозка ВМ во вьюках производится в упаковке, обитой внутри войлоком. Для ВМ группы II и огнепроводного шнура мягкая обивка не обязательна.

При отсутствии проезжих дорог разрешается перевозка ВМ группы II на прицепах трактором при условии исправности тары, а также буксировка трактором передвижной зарядной мастерской.

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

ВМ переносятся в заводской упаковке, сумках и кассетах, исключающих просыпание ВМ. ВВ и СИ должны находиться в разных сумках. Детонаторы и боевики переносятся только взрывниками.

При совместной переноске ВВ и СИ взрывник может переносить не более 12 кг ВВ. При раздельной переноске количество переносимого ВВ может быть увеличено до 20 кг. При переноске ВВ в заводской упаковке на расстояние не более 300 м с подъёмом менее 0,02 норма может быть повышена до 40 кг.

Особая осторожность должна соблюдаться при переноске зажигательных трубок и электродетонаторов.

ВВ и СИ необходимо перевозить отдельным транспортом. Детонаторы, находящиеся в закрытых ящиках, размещают в передней части кузова.

Доставка ВМ в шахту разрешается в клетях и в бадьях, а перевозка в шахте всеми видами рельсового транспорта и вручную.

При спуске ВМ нахождение посторонних людей в клети, бадье или вагонетке не допускается.

Скорость движения в вертикальных или наклонных выработках не должна превышать 5 м/с.

При спуске ВМ в забой проходимого ствола шахты, шурфа или гезенка в них должны находиться только непосредственно взрывники.

При проходке шурфов, оборудованных ручными воротами и лебёдками, спуск и подъём ВМ выполняется с соблюдением *следующих условий*: спуск и подъём ВМ осуществляется со скоростью 1 м/с двумя воротовщиками, подъёмные устройства должны быть оборудованы тормозами и сигнализацией. Спуск и подъём ВВ и СИ производят раздельно. Доставку ВМ в вагонетках от ствола к складу поручают не менее двум взрывникам.

Взрывчатые материалы уничтожают в том случае, когда они признаны недоброкачественными, например, при опасности их дальнейшего хранения, непригодности для взрывания, прекращении взрывных работ и невозможности передачи другому предприятию.

Уничтожение производят с ведома инспекции Госгортехнадзора. При уничтожении ВМ следует составлять акт, в котором приводят наименование и количество ВМ, завод-изготовитель, дату изготовления и прибытия на склад, дату уничтожения, причины и способ уничтожения, должности и фамилии лиц, принимающих участие в уничтожении ВМ. Руководит работами по уничтожению ВМ заведующий складом. Акт на уничтожение ВМ составляют в двух экземплярах, один из них хранят на складе, а другой передают в бухгалтерию предприятия. ВМ разрешается уничтожать взрыванием, сжиганием, потоплением и растворением в воде.

Взрыванием разрешается уничтожать детонаторы, ДШ и те ВВ, в полноте взрыва которых есть уверенность. Взрывание производится с применением электрического способа и в крайнем случае – огневого.

Патронированные ВВ уничтожают в пачках, детонаторы в любой упаковке зарывают в землю. Детонирующий шнур уничтожают в бухтах при помощи доброкачественных СИ.

Количество одновременно уничтожаемых ВМ должно устанавливаться в каждом отдельном случае, сообразуясь с обстановкой и возможностью соблюдения безопасных расстояний.

При пониженной детонационной способности ВВ для достижения полноты детонации их уничтожают в ямах, а боевики укладывают сверху на уничтожаемое ВВ. Яму закрывают щитами.

Шнур должен прокладываться к уничтожаемым ВМ с подветренной стороны. При прокладке его следует распрямлять и прикрывать землей.

Все ВМ уничтожают с помощью боевика, изготовленного из доброкачественного ВВ, масса которого зависит от детонационной способности уничтожаемых ВМ.

В случае отказа массу боевика увеличивают в 2–3 раза, а при электрическом взрывании вводят несколько боевиков и взрывание повторяется.

Сжиганием можно уничтожать только не поддающиеся взрыванию ВМ, за исключением детонаторов. Дымные и бездымные пороха сжигают насыпными полосами шириной и высотой не более 30 и 10 см. Полосы располагают одна от другой на расстоянии 5 м. Одновременно разрешается сжигать не более трёх полос.

ВМ сжигают в сухую погоду на специально подготовленной площадке, ограждённой со всех сторон противопожарной полосой шириной

не менее 10 м. Уничтожение проводят не более чем по 10 кг на одном костре. Подходить к костру разрешается после полного сгорания ВМ; ДШ и ОШ сжигают в бухтах.

Запрещается сжигать ВМ в их таре. Перед сжиганием необходимо убедиться, что в патронах ВВ нет детонаторов.

Для поджигания костра с подветренной стороны прокладывается огнепроводный шнур или дорожка длиной не менее 5 м из легковоспламеняющегося материала (стружки, хвороста, бумаги и т. п.). После поджигания ОШ или дорожки взрывник немедленно удаляется в укрытие.

После сжигания необходимо проверить, не остались ли на площадке уничтожения ВМ, при этом золу разрывают деревянными лопатками, а обнаруженные несгоревшие ВМ сжигают в установленном порядке повторно.

Растворением в воде разрешается уничтожать только неводоустойчивые аммиачно-селитренные ВВ и дымный порох, которые растворяют в бочках или других сосудах в холодной или теплой воде. На каждые 10 кг растворяемых ВВ приходится не менее 125 л воды. Раствор сливают в яму.

В естественных водоёмах (озёрах, прудах, реках и т. д.) уничтожать ВВ растворением запрещается, так как, кроме отравления воды, на дно водоёмов оседает нерастворимый взрывчатый осадок. Нерастворимый осадок (тротил, динитронафталин) собирают и сжигают на костре.

Гранулированную аммиачную селитру при потере взрывчатых свойств можно использовать как удобрение в сельском хозяйстве.

Высвободившуюся тару очищают от остатков ВВ. Тара из-под ВВ, содержащих жидкие нитроэфиры, осматривается на наличие экссудата, промывается щелочной водой, а затем уничтожается.

Контрольные вопросы

1. Какими средствами осуществляется транспортировка ВМ?
2. Какие классы, подклассы и группы совместимости ВВ при транспортировании Вы знаете?
3. Какие документы должен иметь шофер автомобиля, транспортирующего ВМ?
4. Какие способы уничтожения ВМ Вы знаете?
5. Какие ограничения существуют по уничтожению ВВ различными способами?

5.4. Безопасные расстояния и основные правила безопасности при ведении взрывных работ

Для предохранения людей, техники, зданий и сооружений от повреждений при взрыве устанавливают безопасные расстояния, которые не должны быть меньше радиусов зоны опасных воздействий, поражающего и разрушительного действия взрыва. К таким воздействиям относятся сейсмические, разлёт кусков породы, воздушная волна, непосредственное воздействие взрыва. Поэтому для зданий и сооружений определяют опасные зоны по сейсмическому действию; для предохранения людей, зданий и сооружений – по поражающему и разрушительному действию воздушной волны и разлёта кусков породы. Безопасное расстояние для людей принимается максимальным из расчета безопасных расстояний по воздушной волне и разлёту кусков породы. При хранении ВМ в хранилищах и в штабелях на поверхности или в камерах и ячейках в подземных условиях устанавливаются также безопасные расстояния, обеспечивающие невозможность передачи детонации от одного заряда хранилища (камеры) к другому.

Расстояния, обеспечивающие невозможность передачи детонации от заряда к заряду, определяются по формуле

$$r_{\text{д}} = \sqrt[3]{k_{\text{д}_1}^3 q_1 + k_{\text{д}_2}^3 q_2 + \ldots + k_{\text{д}_n}^3 q_n} \cdot \sqrt[4]{D}\,, \qquad (5.1)$$

где $r_{\text{д}}$ – безопасное расстояние, м; $k_{\text{д}_n}$ – коэффициенты, зависящие от рода ВВ и условий взрыва; q_n – массы различных ВВ, составляющих заряд, кг; D – эффективный размер пассивного заряда – минимальный линейный его размер, принимаемый равным ширине заряда или удвоенной его высоте, м.

Безопасное расстояние для хранилищ ВВ от необвалованных хранилищ с детонаторами рассчитывают по формуле

$$r_{\text{д}} = 0,06\sqrt{n_{\text{д}}}\,, \qquad (5.2)$$

где $n_{\text{д}}$ – число детонаторов.

Безопасное расстояние между необвалованными хранилищами детонаторов

$$r_{\text{м}} = 0,1\sqrt{r_{\text{д}}}\,. \qquad (5.3)$$

При строительстве складов и расположении хранилищ следует учитывать опасность для зданий, сооружений от действия воздушной ударной волны.

Безопасные расстояния рассчитываются по формулам

$$r_{\text{в}} = k_{\text{в}} \cdot Q; \quad r_{\text{в}} = k'_{\text{в}} \sqrt[3]{Q}\,, \qquad (5.4)$$

где $r_{\text{в}}$ – безопасное расстояние, м; $k_{\text{в}}$ и $k'_{\text{в}}$ – коэффициенты пропорциональности.

При расчётах в основном применяется первая формула, вторая формула – при величинах зарядов Q более 10 т для открытых и более 20 т при углублённых зарядах. При расчёте безопасных расстояний свойства ВВ не учитывают. Если защищаемый объект находится непосредственно за оградой, то безопасное расстояние уменьшают, но не более чем в 2 раза. Для сокращения расстояний между отдельными хранилищами возможно устройство защитных валов из сыпучих материалов (глины, песка и др.).

Значения коэффициентов $k_в$ и $k'_в$ принимаются в соответствии с требованиями Единых правил безопасности.

Опасная для человека зона действия воздушной волны наружного заряда массой $Q_{зар}$ определяется из формулы

$$R_в = 15\sqrt[3]{Q_{зар}}\ . \qquad (5.5)$$

При использовании укрытий зона может быть уменьшена в 1,5 раза.

Наблюдения за сейсмикой взрывов показали, что сооружения разрушаются лишь при превышении скорости колебаний некоторой допустимой величины $v_п$, характерной для данного типа сооружений.

Сейсмовзрывные волны менее опасны для зданий и сооружений, чем волны землетрясений, поскольку имеют более высокочастотный спектр колебаний.

Сейсмовзрывное воздействие влияет также на устойчивость подземных выработок, откосов и бортов карьеров.

Сейсмически безопасные расстояния от места взрыва до объекта при мгновенном взрывании сосредоточенных зарядов определяются по следующим формулам:

при $\upsilon_д$ = 10 см/с $$r_с = k_с \alpha_с \sqrt[3]{Q}\ ; \qquad (5.6)$$

при прочих значениях $\upsilon_д$ $$r_с = k_с \alpha_с \left(\frac{10}{\upsilon_д}\right)^{2/3} \cdot \sqrt[3]{Q}\ , \qquad (5.7)$$

где $k_с$ – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемых сооружений; $\alpha_с$ – коэффициент, зависящий от показателя действия взрыва; Q – полная масса заряда, кг.

Коэффициенты $k_с$ и $\alpha_с$ для расчета сейсмобезопасных расстояний принимаются в соответствии с требованиями Единых правил безопасности при взрывных работах.

При взрывании посекционно групп зарядов ВВ в зависимости от времени замедления между очередями при расчёте безопасных расстояний соблюдают следующие правила:

- при времени замедления между взрывами 1 с и более расчёт выполняется для очереди с максимальной массой одновременно взрываемых зарядов;
- при короткозамедленном взрывании отдельных зарядов массой до 10 т с интервалом замедления между группами не менее 20 мс:
- при однократном взрыве

$$r_c = 10\sqrt[3]{Q/N}\,; \qquad (5.8)$$

- при многократных взрывах

$$r_c = 29\sqrt[3]{Q/N}\,, \qquad (5.9)$$

где N – число групп взрывания ($N > 2$) при условии, что заряды в группах по массе равны или отличаются от максимального не более чем на 20 %.

Если заряды располагаются в воде, насыпных, почвенных и водонасыщенных грунтах, то рассчитанные сейсмобезопасные расстояния увеличиваются в 1,5–2 раза.

Безопасные расстояния, связанные с разлётом кусков породы (табл. 5.2), зависят от показателя действия взрыва заряда и величины линии наименьшего сопротивления (л.н.с.) по подошве. Приведёнными в табл. 5.2 данными можно пользоваться только в случае взрывания одиночного заряда. При одновременном взрывании серии зарядов величину радиуса опасной зоны определяют расчётом.

Таблица 5.2

Радиусы опасных зон по разлёту кусков пароды, м

Л.н.с., W, м	Показатель действия взрыва							
	Для людей				Для механизмов			
	1,0	1,5	2,0	2,5…3,0	1,0	1,5	2,0	2,5…3,0
1,5	200	300	350	400	100	150	250	300
2,0	200	400	500	600	100	200	350	400
4	300	500	500	800	150	250	500	550
6	300	600	800	10 001	150	300	550	650
8	400	600	800	000	200	300	600	700
10	500	700	900	1000	250	400	600	700
12	500	700	900	1 200	250	400	700	800
15	600	800	1 000	1 200	300	400	700	800
20	700	800	1 200	1 500	350	400	800	1 000
25	800	1 000	1 500	1 800	400	500	900	1 000
30	800	1 000	1 700	2 000	400	500	1 000	1 200

Примечание. При выполнении взрывов на косогорах с уклоном местности более 30° и при превышении места взрыва над окружающей местностью более 30 м, то радиус опасной зоны по разлёту кусков породы в сторону уклона косогора увеличивается в 1,5 раза.

Радиус опасной зоны при рыхлении определяется с условием перерасчёта значения л.н.с. заряда рыхления $W_р$ в условную л.н.с. заряда нормального выброса:

$$W_н = \frac{5}{7} W_р . \qquad (5.10)$$

По полученному значению условной л.н.с. в графе, относящейся к зарядам с показателем, равным единице (табл. 5.2), находят значение радиуса опасной зоны.

Таким образом, при выборе места расположения поверхностного склада определяют безопасное расстояние до ближайших строений с учётом действий: сейсмических, волн детонации, воздушных волн и разлёта кусков. В качестве расчетного заряда выбирается хранилище с максимальной вместимостью ВВ. Безопасные расстояния рассчитывают для каждого заряда (хранилища, штабеля) в отдельности, при этом в качестве безопасного выбирается наибольшее из рассчитанных значений.

Минимальные безопасные расстояния для людей, м

Метод наружных зарядов	300
Метод шпуровых зарядов	200
Метод котловых шпуровых зарядов	200*
Метод рукавов	200*
Метод скважинных зарядов	по проекту или паспорту, но не менее 200**
Метод котловых скважин и камерных зарядов	то же, но не менее 300
Корчёвка пней	200
Дробление валунов в подкопах	400
Простреливание шпуров	50
Простреливание скважин	100
Взрывные работы на стройплощадке	по проекту

Граница опасной зоны при взрыве на поверхности отмечается условными знаками, а на время взрыва выставляются посты охраны этой зоны.

В подземных выработках перед заряжанием посты охраны выставляются в местах подступов к забою.

Производство взрывных работ сопровождается звуковыми, а в тёмное время суток ещё и световыми сигналами (хорошо слышимыми и видимыми) на границах опасных зон и известными всем работающим на

---

* При взрывании на косогорах в направлении вниз по склону радиус опасной зоны должен быть не менее 300 м.

** При в взрывании скважинных зарядов с забойкой.

данном предприятии. При ведении взрывных работ вблизи населенных пунктов с сигналами должно быть ознакомлено и население путём установки специальных щитов с описанием сигналов и их назначения. В тёмное время суток и при недостаточном освещении запрещается вести взрывные работы без достаточно хорошего освещения рабочего места и опасной зоны. При тумане или метели принимаются дополнительные меры по безопасности работ (усиленная охрана опасной зоны, дополнительная связь и др.).

Звуковые сигналы подаются взрывником, а при работе нескольких взрывников – старшим взрывником или руководителем взрывных работ. Подача сигналов голосом запрещается. Сигналы подаются в следующем порядке.

Первый сигнал – предупредительный (один продолжительный). Люди, не занятые заряжанием и взрыванием, удаляются за пределы опасной зоны, а у мест возможного входа в опасную зону выставляются посты охраны. После окончания работ по заряжанию производится монтаж взрывной сети, а при электрическом взрывании проверка её исправности с безопасного места.

Второй сигнал – боевой (два продолжительных). По этому сигналу взрывники зажигают огнепроводные шнуры и удаляются в укрытия или за пределы опасной зоны; при электрическом взрывании включают ток в электровзрывную сеть из укрытия.

Третий сигнал – отбой (три коротких). Подаётся после осмотра места взрыва взрывником и лицом, ответственным за ведение взрывных работ в смене, и означает окончание взрывных работ.

Допуск рабочих к месту взрыва даётся мастером-взрывником или взрывником и ответственным за ведение взрывных работ, если установлено, что отсутствуют невзорвавшиеся заряды и работа в месте взрыва безопасна.

Отказавшие (невзорвавшиеся) заряды должны быть ликвидированы мастером-взрывником немедленно. Если ликвидировать отказ не представляется возможным, то взрывник сообщает об этом руководителю взрывных работ или лицу сменного технического надзора, закрестив забой с отказом. Дальнейшая ликвидация отказа в этом случае производится по указанию и в присутствии лица технического надзора.

Если ликвидация отказа не может быть закончена в данной смене, то разрешается продолжать эту работу взрывнику или мастеру-взрывнику следующей смены с отметкой об этом в его наряд-путёвке. Допуск рабочих в забой в этом случае может быть дан начальником смены, в которой ликвидируется отказ. Во всех случаях, когда заряды не могут быть взорваны из-за неустранимых нарушений взрывной сети и других причин техни-

ческого характера, они рассматриваются как отказы. Каждый отказ после окончания смены записывается в специальный Журнал для записи отказов при взрывных работах и времени их ликвидации.

При ликвидации отказавшего наружного заряда разрешается руками осторожно снять часть забоечного материала, поместить на отказавший заряд новый боевик или зажигательную трубку, восстановить забойку и произвести взрывание в обычном порядке.

Ликвидацию отказавших шпуровых зарядов разрешается выполнять взрыванием зарядов во вспомогательных шпурах, пробуренных параллельно отказавшим на расстоянии не ближе 30 см – при методе шпуровых зарядов и 50 см – при методе котловых шпуров. Число вспомогательных шпуров и места их заложения намечаются работником технического надзора или мастером-взрывником. Для установления направления этих шпуров разрешается вынимать из отказавшего шпура забоечный материал на длину до 20 см от его устья.

Во всех случаях запрещается разбуривать оставшиеся части шпуров («стаканы») вне зависимости от наличия или отсутствия в них остатков ВВ.

Отказавшие скважинные заряды на открытых разработках ликвидируют повторным взрыванием, разборкой породы, обуриванием и взрыванием параллельных шпуровых или скважинных зарядов, вымыванием заряда из скважины. Конкретный метод ликвидации отказа выбирается в соответствии с действующими правилами безопасности.

Контрольные вопросы

1. Какие опасные действия взрыва Вы знаете?
2. Как рассчитываются безопасные расстояния по действию сейсмической и воздушной волны?
3. Какие звуковые сигналы подаются при ведении взрывных работ?
4. Назовите основные способы ликвидации отказов.

ГЛАВА 6
ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА

6.1. Классификация зарядов ВВ

Зарядом называется определённое количество взрывчатого вещества, подготовленного к взрыву. Заряды ВВ классифицируют по форме, конструкции, способу размещения во взрываемом массиве и характеру действия.

По способу размещения во взрываемом массиве различают н*аружные* (накладные) заряды, располагаемые на или над поверхностью взрываемого объекта, и *внутренние заряды*, размещаемые во взрываемом объекте.

В общем объёме взрывных работ наружные заряды составляют меньше 1 %.

В зависимости от полости (зарядной выработки), где формируется внутренний заряд, различают *шпуровые, скважинные, камерные, траншейные, котловые, водоёмные* и *линейные заряды*.

По форме и сочетанию внешних геометрических размеров различают *сосредоточенные, удлиненные, плоские и фигурные заряды*.

Сосредоточенный заряд имеет соотношение между наибольшим продольным и наименьшим поперечным размерами не более 5:1.

По характеру разрушения к *сосредоточенным* относят заряды, длина $l_{зар}$ которых меньше или равна $^3/_4$ радиуса зоны разрушения $R_р$ ($l_{зар} \leq {}^3/_4\, R_р$). Заряды такой длины формируют сферическую зону разрушения. Заряды с длиной больше $^4/_3\, R_р$ формируют в центральной части цилиндрическую зону разрушения с радиусом $R_р$, величина которого неизменна при дальнейшем удлинении заряда. Такие заряды называют *удлинёнными*.

При соотношении этих размеров более 5:1 заряд является удлинённым.

Плоским считают заряд ВВ, отношение ширины к высоте которого более 10:1.

Фигурные заряды могут иметь форму правильного геометрического тела или иметь сложную форму, представляющую собой сочетание нескольких геометрических тел.

По своей пространственной ориентации заряды (прежде всего удлинённые) делят на *вертикальные, горизонтальные* и *наклонные*.

Конструктивное выполнение зарядов может быть самым разнообразным.

Заряды по конструкции делятся на *сплошные* и *рассредоточенные*. Рассредоточенными считают заряд, отдельные части которого разделены промежутками из воды, породы, воздуха и прочих веществ, не принимающих участие в реакции взрывного разложения.

По характеру действия взрыва различают: *заряд камуфлета* (прострелочный), взрыв которого не проявляет видимого действия на поверхности (рис. 6.1, *а*); *откольный заряд*, при взрыве которого происходит отделение горной породы от массива и её разрушение (рис. 6.1, *б)*; *заряд рыхления*, вызывающий дробление массива, его вспучивание и перемещение, но без образования видимой воронки выброса (рис. 6.1, *в*); *заряд выброса*, вызывающий дробление и выброс раздробленной породы за пределы воронки взрыва (рис. 6.1, *г*).

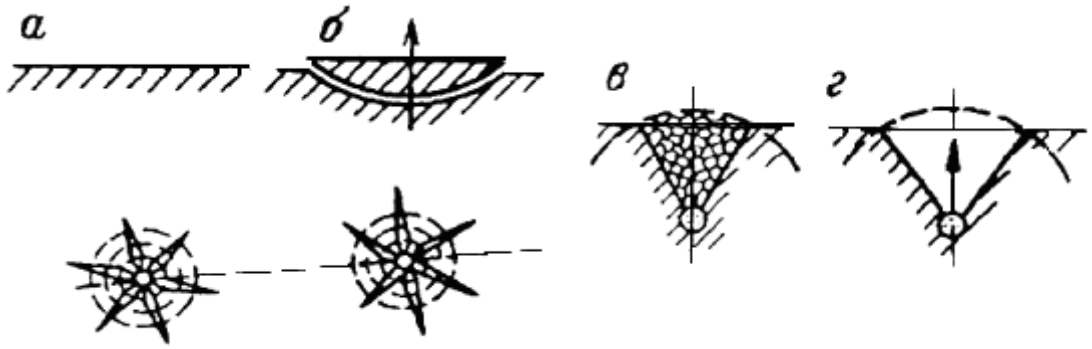


Рис. 6.1. Проявление действия взрыва заряда в зависимости от приближения к свободной поверхности

Кратчайшее расстояние W от центра заряда до ближайшей свободной поверхности называют линией наименьшего сопротивления (л.н.с.). В направлении л.н.с. проявление взрыва максимально.

Форму воронки (рис. 6.2) определяет её глубина W и радиус r. Отношение $n = r/W = \mathrm{tg}\alpha$ называется показателем действия взрыва.

В зависимости от его величины выделяют следующие разновидности зарядов и соответствующих им воронок выброса: нормальный выброс при $n = 1$; усиленный – при $n > 1$; уменьшенный – при $n < 1$. При $n < 0{,}75$ видимая воронка на поверхности не образуется, разрушенная порода за пределы воронки не выбрасывается и наружное действие проявляется в виде вспучивания. Такие заряды называют зарядами рыхления.

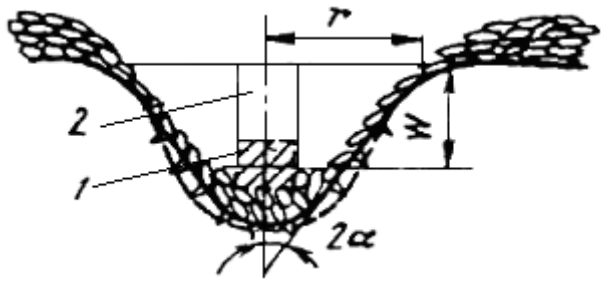


Рис. 6.2. Воронка выброса:
1 – заряд; 2 – шпур

Изменение проявлений действия взрыва заряда на поверхности может быть достигнуто как путем изменения глубины заложения заряда постоянной величины, так и путём увеличения массы заряда при постоянной глубине заложения.

Контрольные вопросы

1. Что называют зарядами ВВ?
2. По каким признакам классифицируются заряды ВВ?
3. Каково соотношение внешних размеров для сосредоточенных, удлиненных и плоских зарядов?
4. Как делятся заряды по характеру действия?

6.2. Действие взрыва заряда ВВ в воздухе

При взрыве заряда ВВ его масса превращается в раскалённые газы, находящиеся под огромным давлением. Это давление передаётся в окружающую среду в форме ударной волны, возникающей на границе раздела заряд ВВ – среда.

При взрыве зарядов всех видов, кроме камуфлетных, на той или иной стадии развития взрыва происходит взаимодействие продуктов детонации с воздушной средой атмосферы.

Ударная воздушная волна (у.в.в.) представляет собой скачок уплотнения, распространяющегося со сверхзвуковой скоростью.

Расширяющиеся продукты взрыва сжимают окружающий воздух, причём в каждый момент времени сжатым оказывается лишь воздух, находящийся в определённом объёме. Поверхность, которая отделяет сжатый воздух от невозмущённого, представляет собой фронт ударной волны.

Распространяясь, ударная волна заставляет частицы воздуха колебаться вдоль линии прохождения волны, вызывая ряд сжатий и расширений в этом направлении. Эта волна называется *волной сжатия* и *расширения*, или *продольной волной*.

Чем больше давление на фронте у.в.в., тем больше её скорость. При своём движении (рис. 6.3) ударная волна (*1*) теряет полученную пер-

воначально энергию вследствие необратимых тепловых потерь на нагрев воздуха, через который движется у.в.в. (*2*), а также за счёт увеличения объёма воздуха, вовлекаемого ею в движение по мере распространения. С удалением у.в.в. от места её возникновения давление на фронте волны падает и на расстоянии около 100 радиусов заряда от центра взрыва скорость фронта волны приближается к скорости звука, т. е. она вырождается в звуковую волну (*3*), которая движется со скоростью 340 м/с при температуре воздуха 15 °С.

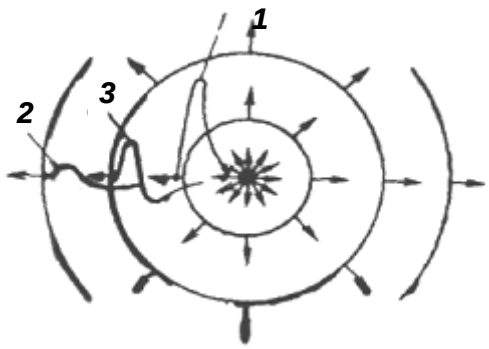


Рис. 6.3. Изменение профиля расходящейся от заряда волны напряжений

Действие у.в.в. характеризуется максимальным P и избыточным ΔP давлением, импульсом фазы сжатия I, временем действия фазы сжатия τ, скоростью фронта волны $D_{\text{у}}$, температурой на фронте $T_{\text{ф}}$.

Теория ударных волн дает ряд соотношении между характеристиками на ее фронте:

избыточное давление на фронте у.в.в.:

$$\Delta P = \frac{2\text{P}_0 D_y}{g\left(1+\upsilon\right)}\left(1-\frac{c_0^2}{D_y^2}\right) \tag{6.1}$$

или

$$\Delta P = \frac{7}{6}\rho_0\left(\frac{D_y^2}{c_0^2}-1\right), \tag{6.2}$$

скорость движения фронта у.в.в.

$$D_{\text{у}} = \left[\Delta P\left(\frac{1}{\rho_0}-\frac{1}{\rho_{\text{В}}}\right)g\right]^{\frac{1}{2}}, \tag{6.3}$$

скорость движения сжатого воздуха

$$u = \frac{2}{1+\upsilon}D_{\text{у}}\left(1-\frac{c_0^2}{D_{\text{у}}^2}\right), \tag{6.4}$$

температура на фронте у.в.в.

$$T_{\text{ф}} = 288\frac{(100+\Delta P)(720+\Delta P)}{6\Delta P+720}, \tag{6.5}$$

где $\rho_о$, $P_о$, $c_о$ – соответственно плотность (г/см^3), давление (Па) и скорость звука (м/с) в невозмущенном воздухе; $\rho_в$ – плотность воздуха на фронте у.в.в., кг/м^3; v – показатель адиабаты.

В зависимости от расстояния максимальное и избыточное давление могут быть рассчитаны по формулам:

максимальное давление вблизи заряда

$$P = \sqrt[3]{Q} / r . \tag{6.6}$$

Избыточное давление с увеличением расстояния от места взрыва

$$\Delta P = k\sqrt{Q / r^3} , \tag{6.7}$$

где Q – масса ВВ, кг; r – расстояние от заряда, м; k – коэффициент, зависящий от крепости пород (для крепких скальных пород и гранита k = 1700…2000).

Академик М.А. Садовский для расчёта максимальной величины избыточного давления (Па) при взрыве над землей сферического заряда тротила предложил формулу

$$\Delta P = 7Q_т / r^3 + 2,7Q_т^{2/3} / r^2 + 0,84Q_т^{1/3} / r , \tag{6.8}$$

где $Q_т$ – тротиловый эквивалент, кг; r – расстояние от места взрыва, м.

Профессор Г.И. Покровский преобразовал формулу (6.8) для взрыва в подземных выработках:
для случая с двусторонним распространением у.в.в. по выработке

$$\Delta P = \left[44\frac{Q_т}{Sr} + 9,2\left(\frac{Q_т}{Sr}\right)^{2/3} + 1,46\left(\frac{Q_т}{Sr}\right)^{1/3} \right] \cdot 10^5 ; \tag{6.9}$$

для тупиковой выработки

$$\Delta P = \left[88\frac{Q_т}{Sr} + 14,6\left(\frac{Q_т}{Sr}\right)^{2/3} + 1,81\left(\frac{Q_т}{Sr}\right)^{1/3} \right] \cdot 10^5 , \tag{6.10}$$

где S – площадь поперечного сечения выработки, по которой распространяется у.в.в., м^2.

Давление, производимое у.в.в. на преграду, зависит от угла падения волны на эту преграду. Действие ударной волны, подходящей к преграде под углом, большим 45°, в 2 раза превышает действие волны, скользящей вдоль преграды.

Время действия избыточного давления ударной волны равно примерно тысячным долям секунды. За это время многие разрушения в преграде не успевают произойти, поэтому для оценки действия у.в.в. важен импульс взрыва:

$$I = \int_0^{\tau} \Delta P dt . \qquad (6.11)$$

Время τ растёт по мере удаления рассматриваемой точки от эпицентра взрыва и в первом приближении пропорционально корню квадратному от расстояния R до эпицентра. Это объясняется различием в скоростях распространения переднего и заднего фронтов волны (растягиванием волны). М. А. Садовский предложил определять τ из формулы

$$\tau = \sqrt[6]{Q}\sqrt{R} . \qquad (6.12)$$

Эпюра ударной волны включает в себя области положительных и отрицательных давлений. Пространственную протяженность зоны положительных давлений принято называть длиной ударной волны. Она значительно меньше протяженности зоны разрежения.

Если давление у.в.в. в 2 раза превышает атмосферное, то оно смертельно для человека. Для разрушения оконных стёкол достаточно превышение атмосферного давления у.в.в. на семь сотых. Разрушение капитальных зданий происходит при 50%-м превышении атмосферного давления.

В реальных условиях интенсивность воздушной ударной волны зависит от типа ВВ, конструкции и вида забойки, свойств взрываемых пород, конструкции заряда, параметров и схем его инициирования, взаимного расположения места взрыва и объекта воздействия, атмосферных условий и т. д. При взрывах на поверхности значительное влияние на параметры у.в.в. оказывают естественные преграды на пути волны.

Уменьшение температуры воздуха с высотой создаёт наиболее благоприятные условия для рассеивания воздушных волн от взрыва. При увеличении температуры воздуха с высотой на поверхности земли образуются зоны сильного звукового эффекта, примыкающие к участку с относительно слабым звуком.

При увеличении скорости ветра с высотой максимальный звуковой эффект наблюдается за участком взрыва, считая по направлению ветра. При уменьшении скорости ветра с высотой максимальный звуковой эффект будет перед участком взрыва, считая по направлению ветра.

В дождливую погоду или в дни с высокой влажностью воздушные ударные волны распространяются быстрее, чем в яркие солнечные дни.

Скорость истечения газов взрыва из устья скважины зависит от длины забойки. Так, при взрывании без забойки скорость истечения газов взрыва достигает 1000 м/с, а при взрывании скважин с забойкой длиной 1,1…5 м, расположенной на глубине 4 м от устья скважины, скорость истечения газов взрыва снижается в 4 раза.

Необходимо также учитывать направление инициирования и правильно выбирать массу заряда в серии, так как в некоторых случаях мо-

жет наблюдаться наложение отдельных волн, в результате чего образуется новая, более сильная волна.

Хороший эффект по снижению интенсивности у.в.в. даёт засыпка наружных зарядов. При высоте слоя засыпки, равном высоте заряда, давление в у.в.в. уменьшается на 30 %, что позволяет уменьшить в 1,2 раза радиус опасной зоны или в 2 раза увеличить суммарную массу заряда.

При проведении взрывов на земной поверхности в стеснённых условиях для ограничения разлёта породы применяют укрытия. Применение металлических плиточных укрытий в 2–3 раза ослабляет действие у.в.в.

Ослабление у.в.в. в подземных выработках достигается путём сооружения вблизи места взрыва массивных перемычек из различных материалов (порода, дерево, бетон и др.). При взрыве в подземных выработках интенсивность у.в.в. снижается при наличии расширений, поворотов, сопряжений и различных препятствий. В сопряжениях и ответвлениях у.в.в. разделяется на несколько волн с меньшими параметрами. В сужениях волна усиливается.

Контрольные вопросы

1. На каком расстоянии ударная воздушная волна приобретает звуковую скорость?
2. Какие параметры характеризуют ударную воздушную волну?
3. От чего зависит интенсивность воздушной волны в подземных выработках?
4. Назовите основные мероприятия, обеспечивающие снижение интенсивности воздушной волны на поверхности.

6.3. Действие взрыва в массиве горных пород

Разрушение горных пород взрывом является сложным и характеризуется целым рядом специфических особенностей, затрудняющих создание единой физической модели процесса: разнообразие свойств пород, естественная неоднородность среды, отличие механических констант породы в статике и динамике, высокая скорость деформации, высокие напряжения и др.

Несмотря на это, в многочисленных теоретических и экспериментальных исследованиях создана довольно стройная картина процесса разрушения пород взрывом.

Механизм разрушения горных пород энергией взрыва ВВ, в том числе и мёрзлых пород, не одинаков и зависит от физико-механических свойств пород.

Профессор А.Н. Ханукаев по характеру сил разрушения и их роли в процессе разрушения делит горные породы на три группы:

- грунтовые массивы с акустической жесткостью $\lambda \leq 5 \cdot 10^5$ г/(см^2·с);
- массивы средней прочности с акустической жесткостью $\lambda = (5 \ldots 15) \cdot 10^5$г/(см^2·с);
- крепкие с акустической жесткостью $\lambda > 15 \cdot 10^5$ г/(см^2·с). *Акустической жёсткостью* (волновым сопротивлением) называется произведение плотности горной породы на скорость продольных волн (ρC_p).

Породы с малой акустической жёсткостью в основном разрушаются за счёт давления газов взрыва, находящихся во взрывных камерах, жёсткие породы – за счёт волн напряжений.

Характер разрушений при этом различен: волны напряжения вызывают радиальные и тангенциальные трещины; газы взрыва – смятие среды или разрушение её в процессе движения.

Разрушение мёрзлых пород взрывом в основном зависит от температуры и льдистости последних. Менее влажные мёрзлые породы разрушаются в основном в результате удара и давления газообразных продуктов взрыва. Роль волн напряжений в этом случае проявляется незначительно. При более влажных породах, соответствующих полному заполнению пор пород льдом, разрушение при взрыве такого массива происходит под действием волн напряжений и давления газообразных продуктов взрыва, т. е. взрываемость мёрзлых грунтов зависит от их льдистости, определяемой влажностью и температурой пород.

Грунтовые массивы (пески, супеси, некоторые глины и суглинки) разрушаются в результате запаса кинетической энергии, приобретённой средой при расширении газообразных продуктов взрыва. Разрушения под действием волн напряжений в этих породах незначительны. Последовательность разрушения грунтового массива показана на рис. 6.4 и характеризуется следующим. При взрыве вокруг заряда образуется шаровая полость, заполненная газами взрыва. В неограниченном массиве действие взрыва заканчивается образованием полости некоторого предельного диаметра. Размеры полости зависят от свойств массива, массы и формы заряда, работоспособности и бризантности ВВ, плотности заряжания. Этот эффект используют для образования специальных полостей для хранения газообразного или жидкого топлива, котлов в скважинах и шпурах при простреливании для размещения увеличенной массы заряда, при проходке колодцев, шурфов и стволов в мягких породах.

Свободная поверхность при взрыве заряда ВВ в грунтовом массиве влияет на дальнейшее развитие взрыва. Полость взрыва начинает принимать грушевидную форму с большей осью, направленной по линии наи-

меньшего 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 полёта отдельных частиц. В процессе падения породы формируется открытая воронка. У краёв воронки образуется гребень из разрушенной породы. Часть её сползает вниз, придавая воронке угол естественного откоса и уменьшая её объём.

При зарядах усиленного выброса в воронку падает незначительная часть грунта. При зарядах нормального и уменьшенного выброса видимая глубина воронки всегда меньше глубины заложения заряда.

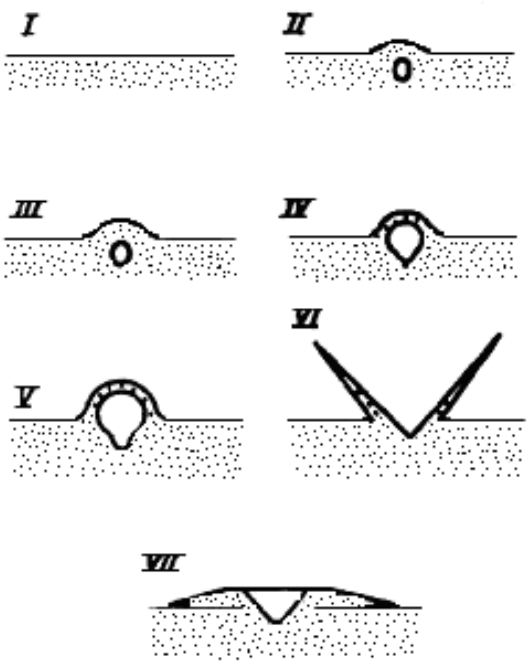


Рис. 6.4. Разрушение грунтового массива взрывом заряда ВВ:
I–VII – фазы образования воронки

Поскольку для воронки нормального выброса объём разрушаемой породы приблизительно составляет W_1^3, масса заряда нормального выброса

$$Q_{\text{Н}} = q_{\text{Н}} V \approx q_{\text{Н}} W_1^3, \qquad (6.13)$$

где $q_{\text{н}}$ – удельный расход нормального выброса, кг/м^3; V – объём разрушаемой породы, м^3; W_1 – линия наименьшего сопротивления (расстояние до свободной поверхности, глубина заложения заряда), м.

В основу всех расчётов параметров БВР положен удельный расход ВВ, численно равный массе заряда, который необходим для разрушения единицы объёма (массы) горной породы. Удельный расход ВВ зависит в основном от физико-механических свойств горных пород.

При описании процесса разрушения скальных монолитных массивов взрывом учитывается, что скорость детонации ВВ значительно выше скорости распространения волн напряжений в породе. Поэтому поверхность породы воспринимает действие давления продуктов взрыва одновременно по всей площади его соприкосновения с массивом. На поверхности раздела «заряд–порода» детонационная волна переходит в ударную с весьма высокой амплитудой.

Экспериментально установлено, что в скальных горных породах 75…88 % общего объёма разрушений совершается под действием волновых процессов и 12…25 % – под действием расширяющихся продуктов детонации.

Область распространения ударной волны ограничена объёмом, радиус которого составляет 3–7 радиусов заряда.

В этом объёме порода быстро сжимается и смещается вслед за фронтом волны деформации.

Напряжение на фронте волны превышает модуль объёмного сжатия среды, а сами нормальные напряжения соосны, благодаря чему порода вблизи заряда раздавливается и переходит в текучее состояние, образуя зону пластических деформаций с системой многочисленных пересекающихся трещин, изменяющих её структуру (рис. 6.5). В этой зоне порода находится в состоянии неравномерного всестороннего сжатия. Затухание напряжений в области ударных волн в большей степени подчиняется примерно кубической зависимости.

По мере удаления от эпицентра передний фронт ударной волны выполаживается, и она переходит в волну сжатия, вызывающую неупругое возмущение среды. Параметры вещества на фронте волны сжатия меняются достаточно плавно. Скорость распространения возмущения равна скорости звука в данной среде, а время изменения состояния вещества всегда меньше времени возвращения его в состояние покоя. Затухание напряжений в этой зоне с расстоянием подчиняется квадратичной зависимости. Среда ведёт себя неупруго с возникновением остаточных деформаций, ведущих к нарушению сплошности строения среды. Под действием прямой волны напряжений, распространяющейся от заряда, в среде в радиальном направлении возникают сжимающие напряжения, а в тангенциальных – растягивающие, которые и обеспечивают появление радиальных трещин. Кроме того, под действием высокого давления порода деформируется, и радиусы условно выделенных вокруг

заряда сфер увеличиваются. В результате этого порода в радиальных направлениях будет испытывать растягивающие напряжения, которые и обеспечивают дополнительное развитие в массиве радиальных трещин.

После быстрого снижения давления газов в центре взрыва сильно сжатая порода смещается в сторону центра заряда и условный радиус выделенной сферы уменьшается. В результате этого в породе появляются кольцевые (откольные) трещины.

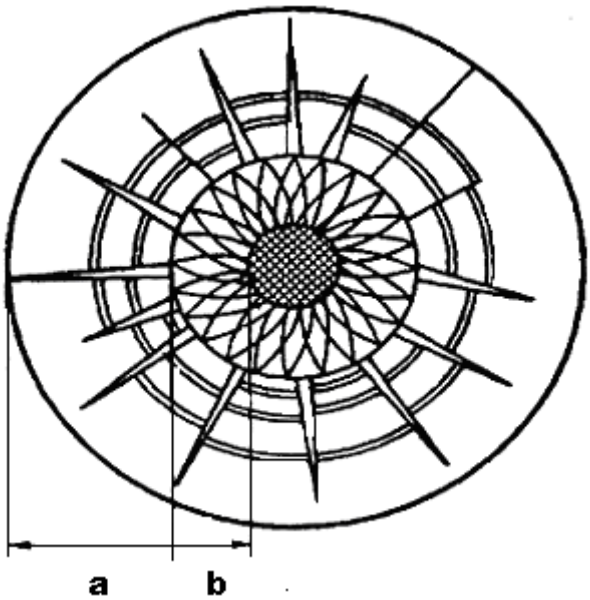


Рис. 6.5. Схема разрушений монолитной скальной породы вокруг заряда камуфлета (a –зона трещинообразований, b – зона измельчения)

При дальнейшем удалении волны напряжений от заряда растягивающие тангенциальные напряжения уменьшаются и становятся меньше величины сопротивления породы растяжению. Зона распространения волны сжатия в скальных породах ограничена 120–150 радиусами заряда.

По мере дальнейшего выполаживания переднего фронта волны сжатия в среде наблюдается её переход в сейсмическую волну, вызывающую упругое возмущение среды. Параметры состояния вещества на фронте практически не меняются. Скорость распространения сейсмической волны равна скорости звука в данной среде, а время возвращения вещества в состояние покоя равно времени его выведения из этого состояния. Область распространения сейсмической волны определяется общей массой заряда. Предельные размеры сейсмически безопасных зон были рассмотрены в предыдущей главе. Затухание напряжений в сейсмической волне с расстоянием от заряда происходит по линейной зависимости. В сейсмическую волну трансформируется около 1 % потенциальной энергии ВВ.

Для решения задач дробления горных пород взрывом представляют интерес первые две зоны.

При взрыве заряда вблизи обнаженной поверхности (рис. 6.6) волна напряжений у её 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, напряжения в которой по знаку противоположны напряжениям прямой волны.

Волна растяжения представляет отраженную от обнажённой поверхности волну сжатия и распространяется так, как если бы она была образована от взрыва минного заряда, величина которого одинакова с действительно взорвавшимся зарядом, который расположен снаружи на расстоянии от обнажённой поверхности, равном л.н.с. взорванного заряда.

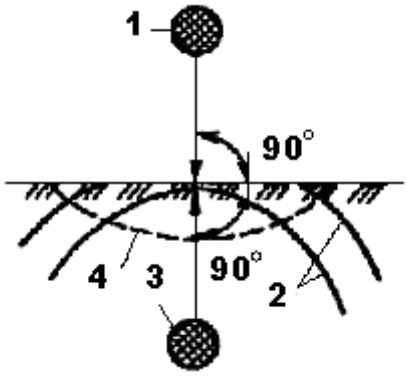


Рис. 6.6. Схема образования у обнаженной поверхности отраженной волны растяжения: 1 – зеркальное отображение заряда (минный заряд); 2 – фронт падающей волны; 3 – заряд ВВ в породе; 4 – фронт отраженной волны

Поскольку порода обладает в 10–30 раз меньшим сопротивлением растягивающим нагрузкам по сравнению со сжимающими, у обнаженной поверхности происходит разрушение массива отраженной волной с образованием трещин и откольной воронки.

При достаточной массе заряда (его энергии) разрушения, распространяющиеся вглубь массива от поверхности, смыкаются с разрушениями, происшедшими вокруг заряда, что приводит к разрушению всего объёма породы внутри воронки.

Общее напряженное состояние, возникающее при взрыве одиночного заряда и вблизи свободной поверхности, показано на рис. 6.7, где σ_R и $\sigma_т$ – соответственно нормальные и касательные напряжения.

Трещиноватые скальные массивы разрушаются как под воздействием газов взрыва, так и под действием волны напряжений, а разрушения распространяются как от заряда, так и от открытых поверхностей массива навстречу друг другу. Под действием высокого давления газов взрыва в месте зарядной камеры образуется полость, вокруг которой расположена зона разрушенной породы.

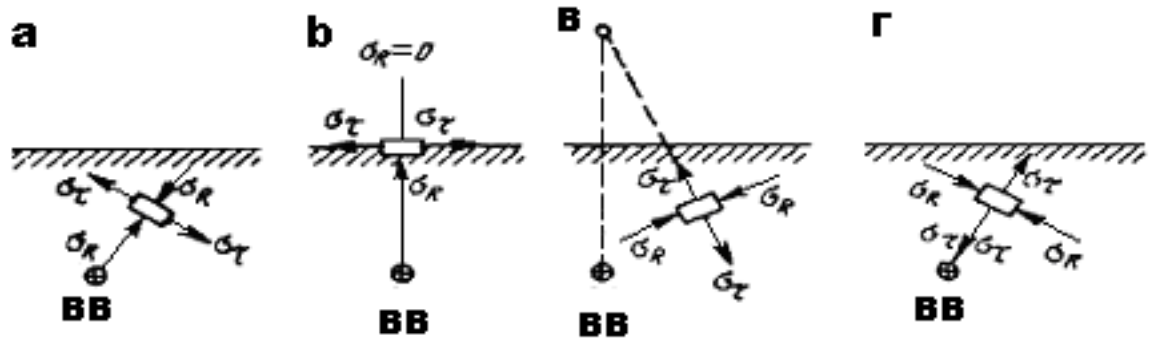


Рис. 6.7. Распределение главных напряжений при взрыве заряда ВВ в среде под действием прямой волны сжатия (а); волн сжатия и растяжения на границе раздела полупространства (б); отраженных волн растяжения (в); волн разряжения(г)

Сквозные трещины массива являются поверхностями раздела, которые препятствуют распространению волн напряжений и разрушений за пределами зоны, ограниченной этими трещинами. У плоскости каждой трещины происходит скачкообразное падение напряжений σ волны вследствие ее частичного отражения от трещины (рис. 6.8). За счёт этого напряжения в трещиноватом массиве снижаются более интенсивно, чем в монолитном, а трещины от заряда распространяются на меньшее расстояние *r*. За пределами трещин порода разрушается в основном под действием механического соударения разрушенной вокруг заряда породы с остальным разрушаемым объёмом. Поэтому в трещиноватом массиве породы под действием прямых и отраженных волн создается несколько очагов разрушения.

Экранирующее действие трещин увеличивается с увеличением их ширины, а также при заполнении трещин более вязкими материалами, которые оказывают амортизирующее влияние при ударе отдельностей друг о друга.

Рис. 6.8. Характер затухания энергии взрыва в монолитном (1) и трещиноватом (2) массиве

В трещиноватом массиве выделяются характерные зоны дробления. Рядом с зарядом порода разрушается на значительное число кусков от действия волн напряжений и давления газов взрыва. Эта зона называется зоной регулируемого дробления. Отдельности, слагающие остальной объём массива, разрушаются от динамического воздействия зоны регулируемого дробления. Разрушение отдельностей здесь носит вероятностный характер. Отдельности разрушаются, если в них имеются ослабления. Эта зона называется зоной малорегулируемого дробления. За ней следует зона, где массив разваливается на отдельности, – зона нерегулируемого дробления. Для получения необходимых результатов дробления необходимо увеличить зону регулируемого дробления, уменьшить зону малорегулируемого и исключить зону нерегулируемого дробления.

Контрольные вопросы

1. На какие типы делятся породы по характеру сил разрушения и их роли в процессе разрушения?
2. Что называется акустической жёсткостью пород?
3. Какова последовательность разрушения взрывом грунтовых массивов?
4. В каких зонах вокруг эпицентра взрыва распространяются ударные и сейсмические волны, а также волны сжатия?
5. Каков характер разрушения скальных пород в зонах прохождения различных волн напряжения от взрыва заряда?
6. Каковы особенности взрывного разрушения трещиноватых пород?
7. Что называют зоной нерегулируемого дробления?

6.4. Одновременное действие группы зарядов ВВ в горной породе

На горных предприятиях основные работы по отделению части, массива и его рыхлению выполняют взрыванием серии зарядов, расположенных в массиве по определённой сетке. При взрывании серии зарядов происходит взаимодействие взрывов смежных зарядов, при этом имеет место сложение сжимающих радиальных и растягивающих азимутальных напряжений. В плоскости расположения смежных зарядов (рис. 6.9, *а)* одноименные напряжения σ_1 совпадают по направлению и по знаку. Растягивающие напряжения σ_2 приводят к разрыву массива по линии расположения заряда без интенсивного дробления, особенно при малом коэффициенте сближения зарядов. С удалением от плоскости расположения зарядов одноименные напряжения от действия смежных зарядов не будут совпадать, поэтому суммарное напряжение будет уменьшаться. В породе, расположенной между линией зарядов и открытой поверхностью, в глубине массива (рис. 6.9, *б)* имеются зоны, где происходит взаимная компенсация напряжений от соседних зарядов. В этих зонах порода подвергается минимальному дроблению (зоны пониженных напряжений).

Повышение эффекта использования энергии взрыва серии зарядов может быть достигнуто при таком их расположении, когда полностью ликвидируются зоны пониженных напряжений. В простейшем случае уменьшение объёма этих зон достигается увеличением коэффициента сближения зарядов (отношения расстояния между зарядами к линии наименьшего сопротивления) $m > 1$. В результате перемещается зона пониженных напряжений от линии зарядов в область действия отражённой волны или даже за пределы массива породы. Наряду с этим увеличение расстояния между зарядами в некоторых породах может привести к снижению качества разрушения массива в подошве забоя.

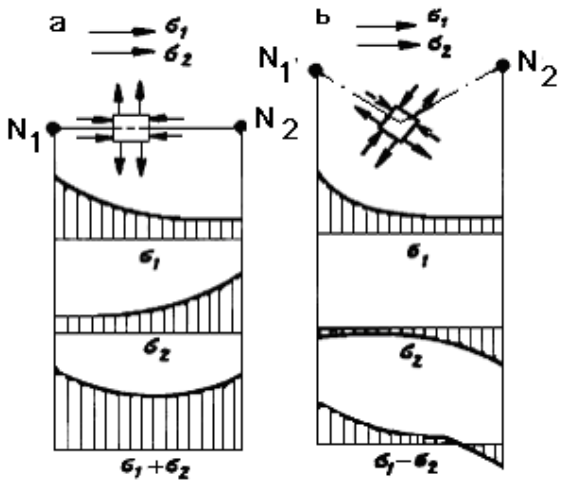


Рис. 6.9. Схема напряженного состояния различных участков массива при одновременном взрыве соседних зарядов

Максимальный эффект может быть получен при полной ликвидации таких зон благодаря расположению зарядов по квадратной сетке и диагональному взрыванию.

Если уменьшить массу зарядов и расстояние между ними или применить ВВ с пониженной теплотой взрывания, то в результате перераспределения напряжений можно обеспечить интенсивное дробление и точный отрыв породы по линии расположения зарядов без образования заколов в массиве. Это учитывается расположением оконтуривающих шпуров при проведении выработок, а также при добыче блочного камня и так называемом контурном взрывании, при котором достигается точное оконтуривание выработки по проектному сечению. Контурное взрывание в выработках улучшает их устойчивость, сокращает отбойку излишка породы из законтурного пространства, затраты на её погрузку, транспортировку, на крепление.

В наиболее общем виде можно выделить следующие случаи взаимодействия смежных зарядов при одновременном взрывании:

- при расстоянии между зарядами, большем трёх радиусов зоны радиального трещинообразования, наблюдается разрушение, как при действии одиночных зарядов;
- при расстоянии между зарядами, меньшем трёх радиусов зоны радиального трещинообразования, наблюдается взаимодействие двух зарядов;
- при расстоянии между зарядами, меньшем 2,8 радиуса зоны радиального трещинообразования, трещины от обоих зарядов смыкаются образуя одну полость, при этом происходит отрыв блока пород от массива с незначительным ее дроблением вблизи зарядов.

При мгновенном взрывании не успевает образовываться дополнительная свободная поверхность, поэтому управление взрывом затруднено. Этот метод взрывания обычно применяют при однорядном взрывании зарядов. Мгновенные схемы взрывания серий зарядов характеризуются усилением сейсмического воздействия.

При многорядном взрывании дробление улучшается, так как заряды последующих рядов работают в менее нарушенном массиве. При многорядном взрывании широко применяют короткозамедленное взрывание (к.з.в.).

Короткозамедленным называется последовательное взрывание серий или отдельных зарядов с интервалами в тысячные доли секунды.

Эффект, получаемый при к.з.в., объясняется следующими факторами: интерференцией волн напряжений от соседних зарядов; образованием дополнительных обнажённых поверхностей; соударением разлетающихся масс кусков при взрыве соседних зарядов.

Физическая сущность взаимодействия соседних зарядов при к.з.в. включает в себя все перечисленные факторы, однако их проявление имеет место при разных интервалах замедления: при малых интервалах – интерференция волн, при средних – образование дополнительных обнаженных поверхностей, при больших – соударение кусков.

Интерференция ударных волн происходит при взрыве в том случае, когда направления смещения частиц от предыдущего и последующего взрывов совпали. При этом увеличиваются суммарные смещения, напряжения и разрушение массива. Взрыв последующего заряда должен производиться в момент прохождения через него волны растяжения (рис. 6.10) от взрыва предыдущего. Время замедления при этом можно подсчитать по формуле Г.И. Покровского:

$$t = \frac{\sqrt{a^2 + 4W^2}}{\upsilon_у}, \qquad (6.14)$$

где a – расстояние между зарядами, м; W – сопротивление по подошве, м; $\upsilon_у$ – скорость распространения волны напряжений, м/с.

Длительность упругих колебаний в массиве породы после взрыва в зоне разрушения не превышает 6 мс, в то время как применяемые на практике интервалы замедлений, обеспечивающие улучшение дробления породы, составляют 20…70 мс. При трещиноватых породах с удалением от заряда амплитуда волн резко снижается, и их роль в дроблении оказывается несущественной.

Использование интерференции волн напряжений для увеличения интенсивности дробления пород требует очень точного подбора интервала (до 0,1 мс), а поскольку скорость волн напряжений, интенсивность трещиноватости меняются от скважины к скважине, использовать этот эффект в реальных условиях ведения взрывных работ весьма затруднительно.

Образование дополнительных обнажённых поверхностей взрывом предыдущей серии обеспечивает формирование в нём отраженных волн растяжения, увеличивающих эффект разрушения, ослабляет массив и облегчает его окончательное разрушение давлением газов.

С увеличением числа обнаженных поверхностей у взрываемого заряда объём разрушения увеличивается примерно пропорционально их числу (рис. 6.11).

С учётом увеличения объёма разрыхленной породы и смещения её в сторону открытых поверхностей необходимая ширина пространства для получения открытой поверхности должна быть в пределах (1/20…1/30) W.

С учётом пробега волны напряжений от зарядов до поверхности и обратно, образования трещины до поверхности и раскрытия щели оптимальное время замедления определяется следующим выражением:

$$\tau_{опт} = \frac{2W}{\upsilon_р} + \frac{W}{\upsilon_{тр}} + \frac{\delta}{\upsilon_щ}, \qquad (6.15)$$

где $\upsilon_р$ – скорость звука в среде, м/с; $\upsilon_{тр}$ – скорость трещинообразования, обычно не превышает $v_р$ (0,3…0,4); $\upsilon_щ \leq 3…10$ м/с – скорость раскрытия щели, м/с; δ – ширина щели, м.

Соударение кусков разрушенной взрывом породы обусловлено разными скоростями и направлениями их разлета. Столкновение обеспечивает дополнительное дробление при разности скоростей кусков более 15 м/с, особенно эффективное при пересечении направлений разлёта под углом не менее 90°. Передний фронт разлетающихся при взрыве продуктов, испытывающий сопротивление только воздуха, перемещается со скоростью 15…40 м/с. Задний же фронт, испытывающий сопротивление впереди летящей массы, отстаёт и перемещается со скоростью порядка 3 м/с. Если взрыв следующих зарядов провести в момент образования открытой поверхности, то передний фронт взорванной горной массы этой серии догонит задний фронт горной массы предыдущей серии. Разница скоростей составляет 12…37 м/с. С увеличением ширины щели этот эффект уменьшается. Следовательно, для более полного использования фактора соударения необходимо определять соответствующие интервалы и схемы взрывания.

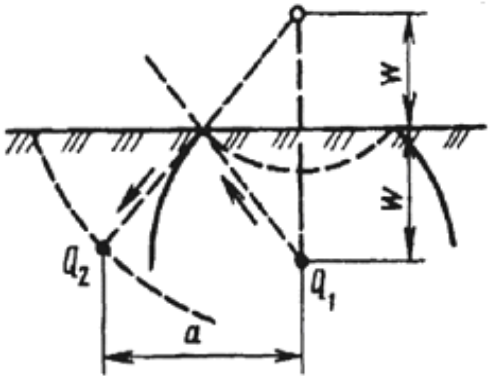


Рис. 6.10. Волновое взаимодействие зарядов Q_1 и Q_2 при к.з.в.

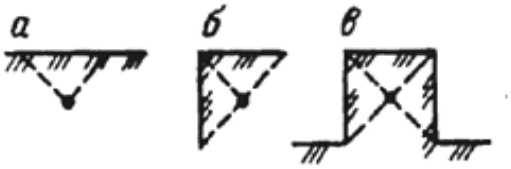


Рис. 6.11. Схема к определению влияния числа открытых поверхностей на объём разрушения: а, б, в – одна, две и три открытые поверхности

Профессором Н.Г. Петровым установлена зависимость оптимального интервала замедления (мс) от л.н.с. (W) акустической жесткости ($\gamma\upsilon_р$) пород

$$\tau_{опт} = \frac{31,5}{\sqrt[4]{\gamma\upsilon_р}} W - 6\sqrt[4]{\gamma\upsilon_р} + 9,6 . \qquad (6.16)$$

В практике для определения интервала замедления (мс) в зависимости от л.н.с. наиболее широко применяется формула Лангефорса

$$\tau = kW , \qquad (6.17)$$

где k – эмпирический коэффициент.

На основе опытных данных эмпирический коэффициент k может принимать следующие значения: 3 – для весьма крепких пород типа перидотитов, гранитов; 4 – для крепких пород типа песчаников, железистых кварцитов; 5 – для пород средней крепости типа известняков, серпентинита, магнезита; 6 – для слабых и мягких пород типа мергелей, мелов, глинистых сланцев и угля.

Зависимость эффективности дробления $d_{ср}$ от интервала замедления t показана на рис. 6.12.

При замедлении $\tau \le T$, где T – период колебаний массива при взрыве, может происходить интерференция волн напряжений. При удачном сочетании фаз колебаний суммарное напряжение может возрасти. Степень дробления при этом может улучшиться на 5…7 %.

Интервал замедления от τ_1 до τ_2 характеризуется неинтенсивным увеличением степени дробления пород. Здесь наблюдаются случайное сложение волн напряжений и небольшое влияние вновь образующихся свободных поверхностей.

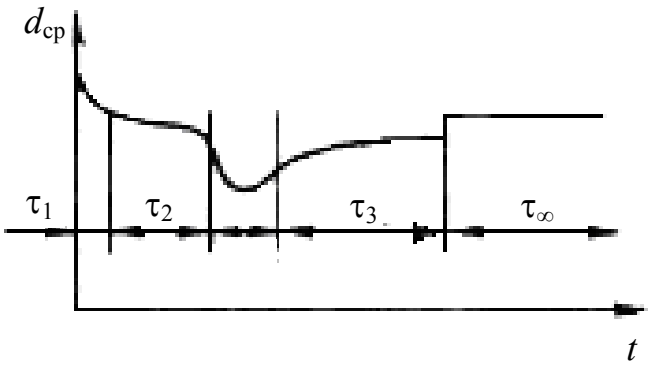


Рис. 6.12. Зависимость интенсивности дробления от интервала замедления

Интервал времени замедления $\tau_{опт}$, попадающий в отрезок от τ_2 до τ_4, будет оптимальным по степени дробления. Здесь интенсивность дробления резко увеличивается. В этом случае проявляется эффект соударения кусков, а образовавшаяся свободная поверхность способствует отрыву следующих участков взрываемого массива и отражает волны напряжений. Благоприятным фактором является и давление газов от предыдущего взрыва в трещинах.

Интервал замедления τ_∞, больший τ_4, характерен тем, что действие газов и соударение породы уменьшаются и действие взрыва приближается к суммарному действию одиночных зарядов.

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.

Контрольные вопросы

1. Каковы особенности напряженного состояния горных пород при одновременном взрывании смежных зарядов?
2. Назовите основные пути уменьшения зон пониженных напряжений при одновременном взрывании смежных зарядов.
3. Как расстояние между смежными одновременно взрываемыми зарядами влияет на характер разрушения горных пород?
4. Какое взрывание называют короткозамедленным?
5. Какие факторы определяют эффективность дробления горных пород при короткозамедленном взрывании?
6. В каких случаях происходит интерференция ударных волн?
7. Какой фактор является определяющим для эффективности короткозамедленного взрывания?

6.5. Действие взрыва в условиях бокового зажима

В геологоразведке используются преимущественно линейные цилиндрические заряды, прежде всего шпуровые.

При проведении подземных горных выработок шпуровые заряды работают на свободную поверхность, представляющую собой врубовую полость с ограниченными поперечными размерами, т. е. заряды работают в условиях бокового зажима. Коэффициентом зажима называется

отношение линии наименьшего сопротивления к максимальному поперечному размеру полости, на которую производится отбойка.

Та часть заряда, ударная волна от действия которой распространяется в направлении свободной поверхности и участвует в работе разрушения в этом направлении, называется активной. В остальных направлениях энергия взрыва преимущественно рассеивается. В дальнейшем, когда произойдет смещение породы в пределах контура воронки выброса, все газы из шпура устремятся в образовавшийся проём, ускоряя смещение призмы разрушения.

Активная часть заряда ВВ в отдельных шпурах колеблется от 4 до 36 %, в среднем составляя 22 %. При малых углах раствора воронки выброса преобладающими условиями при разрушении породы являются срезывающие усилия τ_p, при больших углах – разрывающие усилия σ_p. Поскольку сопротивление горных пород срезывающим усилиям больше, чем разрывающим, то для достижения одинаковых результатов взрыва количество энергии заряда ВВ при меньших углах раствора воронки и равном значении л.н.с. (больших коэффициентах зажима) должно быть больше. Поэтому эффективность отбойки зависит в основном от качества вруба; увеличение массы и числа зарядов в отбойных шпурах практически не влияет на величину подвигания забоя горной выработки.

В связи с этим правильный выбор конструкции вруба является основной задачей БВР при проведении подземных горных выработок.

Контрольные вопросы

1. Что называется коэффициентом зажима?
2. Каковы особенности действия заряда при взрывании на врубовую полость?
3. От чего в основном зависит эффективность взрывания шпуровых зарядов при проведении подземных горных выработок?

6.6. Методы регулирования действия взрыва зарядов ВВ на горную породу

Качество дробления горной массы влияет на все последующие технологические процессы горного производства вплоть до дробильно-сортировочных фабрик.

Возможна степень дробления пород, при которой суммарные затраты на единицу продукции по всем технологическим процессам минимальны, т. е.

$$\Sigma C = C_{\min}.$$

Степень дробления можно улучшить изменением расчётного расхода ВВ, линии наименьшего сопротивления, вида ВВ, конструкции зарядов, схем взрывания, конструкции забойки и т. д.

Все методы регулирования степени дробления можно разделить в зависимости от диапазона их влияния на два класса (табл. 6.1).

Параметры класса I – диаметр заряда, величина сопротивления по подошве (с.п.п.), расстояние между зарядами, длина и масса заряда – взаимосвязаны между собой через расчётный удельный расход ВВ. Основными из них являются расчётный удельный расход ВВ и диаметр заряда, остальные параметры производные и зависят от величины расхода ВВ. Изменение одного из параметров влечёт за собой изменение остальных, которые могут повлиять на результат взрыва.

Изменяя параметры класса I, можно достигать желаемого дробления пород любой категории. Возможности регулирования дробления параметрами класса II чаще находятся в пределах точности опыта (10…15 %), поэтому их количественная оценка на современном этапе развития науки о взрыве затруднительна.

Рассмотрим физическую сущность регулирования дробления горных пород каждым параметром.

Таблица 6.1

Влияние основных параметров взрывания на регулирование степени дробления

Класс	Параметры	Примерные пределы регулирования выхода негабарита*
I	Расчётный удельный расход ВВ, диаметр заряда, размер и сетка расположения зарядов	(1…0,1)$V_{н.м}$*
II	Тип ВВ, конструкция зарядов и длина, число зарядов, высота уступа, последовательность взрывания, схема и интервал замедления, качество забойки, направление инициирования и т. п.	(0,1…0,01)$V_{н.м}$

$V_{н.м}$* – процент содержания крупных (негабаритных) отдельностей в массиве.

При увеличении удельного расхода ВВ степень дробления массива сначала увеличивается, а затем энергия взрыва в основном расходуется на придание большой скорости взрываемой массе. Следовательно, дальнейшее увеличение становится нецелесообразным.

Рассмотрим зависимость (рис. 6.13) выхода крупных кусков (негабарита) от удельного расхода ВВ. На оси ординат отмечен отрезок $V_{нд}$, соответствующий зоне нерегулируемого дробления. При массовом

взрыве с удельным фактическим расходом выход негабарита, равный $V_ф$, можно определить одним из указанных выше методов. Взрыв проводится в массиве с известной блочностью и содержанием отдельностей $V_е$, равных по размеру негабаритным кускам. Соединив точки O, $V_е$ и $q_ф$, $V_ф$, получим прямую, пересекающую ось абсцисс в точке $q_р$, O. Это расчетный расход ВВ, условно обеспечивающий для данной функции нулевой выход негабарита. Фактически при $q > q_1$, где q_1 соответствует точке q_1 $V_{н.д}$, увеличение удельного расхода ВВ не улучшает дробления из-за наличия зоны нерегулируемого дробления.

С увеличением диаметра заряда процент выхода крупных фракций увеличивается. Для горных пород установлена линейная зависимость между линией наименьшего сопротивления и диаметром заряда, т. е. с увеличением диаметра заряда должна быть увеличена линия наименьшего сопротивления, а следовательно, больший процент отдельностей, слагающих массив, попадает в зону нерегулируемого дробления. При малых диаметрах зарядов уменьшаются заколы в глубь массива и уменьшается относительный объем переизмельчения породы вокруг заряда.

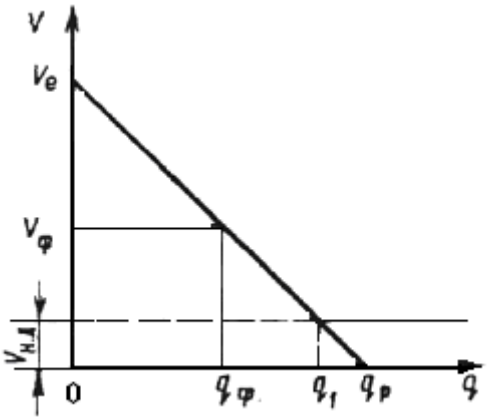


Рис. 6.13. График зависимости выхода крупных кусков от удельного расхода ВВ

Технико-экономическими расчетами определено, что в породах I–II категорий трещиноватости диаметр заряда необходимо принимать большим. Так, для карьеров диаметр заряда равен 300…350 мм, для подземных рудников – 150…190 мм. В породах категорий III–IV применяют диаметр зарядов 80…100 мм для рудников и 200…250 мм для карьеров. В крупноблочных породах категории V следует принимать диаметр заряда 60…80 мм для подземных рудников и 100…150 мм для карьеров.

С увеличением коэффициента сближения зарядов, равного отношению расстояния между зарядами a к линии наименьшего сопротив-

ления W, от 0,6 до 1 при средних удельных расходах ВВ дробление пород улучшается из-за более полного заполнения скважины ВВ и уменьшения длины забойки. При однорядном взрывании применяют m = 0,8…1,0. При диагональной схеме коммутации зарядов m можно увеличить до 4. При диагональной схеме взрывания a – расстояние между зарядами в диагональном ряду, W – расстояние между взрываемыми диагональными рядами.

При увеличении коэффициента крепости пород f с 6 до 16–18 затраты на бурение растут значительно быстрее, чем затраты на взрывание. При этом в породах ниже средней крепости взрывные работы составляют 70 % общих расходов на отбойку, а в крепких преобладает стоимость буровых работ. Поэтому в породах ниже средней крепости ($f \leq 7$) основное внимание целесообразно уделять снижению расходов на взрывание (применение дешёвых ВВ, некоторое снижение расходов ВВ). В крепких породах ($f > 14$) основное внимание надо уделять снижению стоимости буровых работ. В породах с f = 7…14 относительные затраты на бурение и взрывание примерно одинаковы.

Замена в крепких породах дешевых ВВ на более мощные, но более дорогие может быть вполне оправдана, если в результате этого возможно большее снижение стоимости обуривания массива. При таком подходе стоимость отбойки будет снижаться наиболее интенсивно при сохранении хорошего качества взрыва.

Устья шпуров и скважин, оставшиеся свободными после размещения зарядов, заполняют, как правило, забоечным материалом. Забойка уменьшает потери энергии в процессе детонации заряда и обеспечивает более полное протекание реакции взрыва, уменьшая количество выделяемых при взрыве ядовитых газов; увеличивает длину эффективной части ударной волны, обеспечивая более интенсивное дробление породы; увеличивает длительность воздействия газов на стенки зарядной камеры и продолжительность вылета газов в атмосферу, снижая опасность воспламенения метановоздушной смеси в шахтах, опасных по газу или пыли, а также резко уменьшает силу воздушной ударной волны.

Длина забойки принимается равной 1,25 W в мелкоблочных; 1,0 W – в среднеблочных и от 0,75 W до 0,5 W – в крупноблочных породах.

Водяная забойка в виде ампул в полиэтиленовой оболочке вместо глиняной увеличивает коэффициент использования шпуров (к.и.ш.) на подземных работах с 0,8 до 1 и снижает существенно запылённость атмосферы выработки после взрыва.

Применение запирающих зарядов в забойке позволяет значительно уменьшить её длину. Запирающие заряды размещают в забойке и

взрывают одновременно с основным зарядом. При взрыве в устье скважины создаётся давление, которое препятствует вылету газов взрыва.

Если расчётная масса заряда не обеспечивает заполнение скважины на длину, обеспечивающую минимальную требуемую длину забойки, то заряд рассредоточивают по длине скважины или шпура.

Удлинённые заряды можно разделить на *сплошные*, *комбинированные* и *рассредоточенные*. Взрывы сплошных зарядов характеризуются недостаточной эффективностью дробления пород на уровне забойки.

Комбинированные заряды образуются из участков разных типов ВВ. Более сильные ВВ располагают в наиболее трудновзрываемых участках (донных частях шпуров и скважин, на пересечениях с трудновзрываемыми включениями).

В скважинах на карьерах целесообразно в обводненной ее части применять водоустойчивое ВВ, а в остальной – неводоустойчивое ВВ.

Рассредоточение заряда способствует улучшению дробления благодаря увеличению зоны регулируемого дробления. Рассредоточение скважинных зарядов воздушными промежутками (рис. 6.14) улучшает дробление. Воздушные промежутки изменяют характер действия взрыва и ограничивают переизмельчение породы вблизи заряда. В результате энергия, идущая на переизмельчение, уменьшается и большая её доля используется на дробление в дальней зоне. Длина воздушных промежутков не должна превышать для слабых пород 0,3…0,4 длины заряда, средней крепости – 0,2…0,3 и крепких – 0,15…0,2.

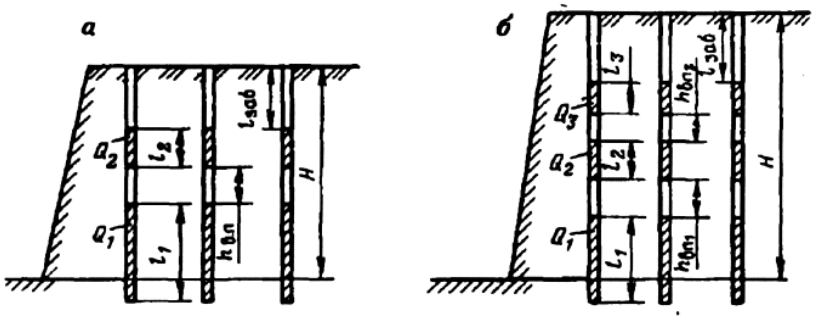


Рис. 6.14. Рассредоточение скважинных зарядов воздушными промежутками на две (а) и три (б) части

Место инициирования зарядов определяет направление детонации заряда ВВ. Различают прямое (от устья шпура, скважины), обратное (от дна шпура, скважины) и многоточечное инициирование. Если скважинный заряд инициировать снизу, то проработка подошвы уступа и степень дробления улучшаются. При инициировании снизу время действия взрыва на массив увеличивается. Обратное инициирование (от дна шпу-

ра, скважины) целесообразно применять при отношении $W/\upsilon_p > 1{,}6$, а прямое (от устья шпура, скважины) при $W/\upsilon_p \leq 1{,}6$, где υ_p – скорость продольных волн, км/с; W – л.н.с., м.

Многоточечное инициирование характеризуется тем, что заряд инициируют одновременно в нескольких местах. При этом происходит встречное соударение детонационных волн, резко увеличивается давление в этом месте и, как следствие, улучшается дробление породы в целом. Такое инициирование можно применять при наличии специального маломощного ДШ (с небольшой навеской тэна на 1 м шнура).

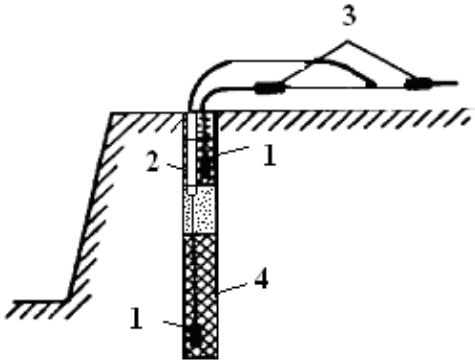


Рис. 6.15. Взрывание рассредоточенного заряда с внутрискважинным замедлением: 1 – детонаторы; 2 – предохранительная трубка; 3 – КЗДШ; 4 – ВВ

Для осуществления *внутрискважиппого замедления* заряд в скважине разделяют на несколько частей, взрываемых с замедлением (рис. 6.15). Общее время действия взрыва на массив увеличивается, и дробление улучшается. Инициирование может быть снизу или сверху. Инициирование выполняется детонирующим шнуром таким образом, чтобы от него не взрывалась часть заряда, через которую он проходит. Эффективной является схема замедлений снизу. Для обеспечения большей безопасности целесообразно патрон-боевик располагать выше подошвы уступа.

Контрольные вопросы

1. Какие методы регулирования степени дробления пород взрывом Вы знаете?
2. На какие классы делятся методы регулирования степени дробления?
3. Как влияет на эффективность дробления удельный расход ВВ?
4. Почему выход крупных фракций увеличивается с ростом диаметра заряда?
5. Какие коэффициенты сближения зарядов оптимальны по качеству дробления?
6. Какая длина забойки рекомендуется для пород различной крепости?
7. Какие преимущества присущи рассредоточенным зарядам ВВ?

6.7. Кумулятивное действие зарядов ВВ

Взрывы, действие которых одинаково во всех направлениях, называются взрывами общего действия. Они эффективны, если нужно выполнить равноценное во все стороны разрушение.

Заряды, обладающие повышенной разрушающей способностью в заданном направлении, называются зарядами направленного действия. Максимальной направленности достигают зарядами с кумулятивными выемками.

При взрыве заряда с кумулятивной выемкой (рис. 6.16) продукты детонации разлетаются вначале перпендикулярно к поверхности кумулятивной выемки, а затем сталкиваются, уплотняются и приобретают большую скорость в направлении оси выемки. Этот поток называется кумулятивной струей. Скорость движения продуктов взрыва в нем значительно выше скорости детонации и достигает 10 000 м/с.

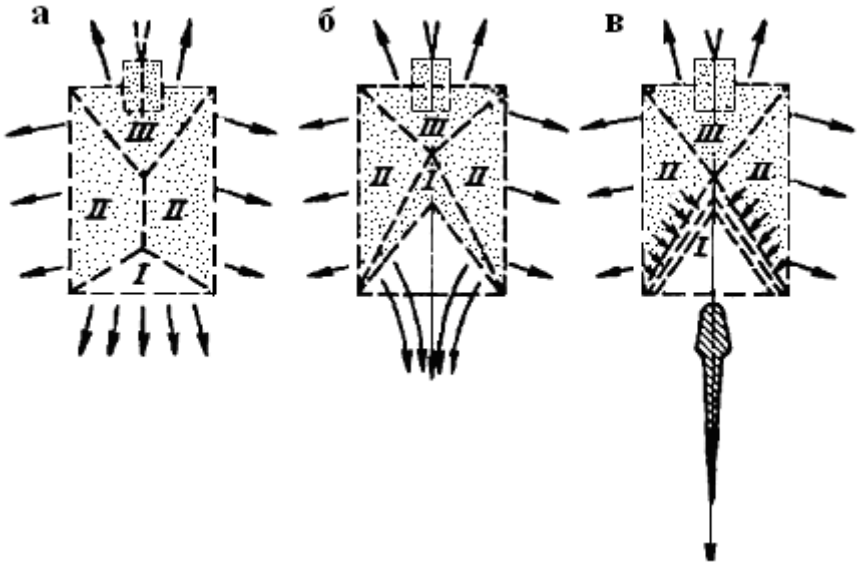


Рис. 6.16. Сравнительные схемы устройства и действия зарядов ВВ (стрелками показано направление движения продуктов взрыва): а – с плоским торцом без выемки; б – с необлицованной кумулятивной выемкой; в – с облицованной кумулятивной выемкой; I, II, III – области заряда, на границах которых скорость движения продуктов взрыва равна нулю

Место струи, в котором плотность, скорость и давление имеют максимальные значения, а диаметр становится минимальным, называется фокусом, а расстояние от фокуса до торца заряда – фокусным расстоянием кумулятивной струи.

При значительном давлении и скорости в струе концентрируется громадная энергия. Струя легко внедряется в любые материалы, разрушая их непосредственным пробиванием и создавая в них ударные вол-

ны. Особенно высока пробивающая способность струи, сформированной из металлической облицовки кумулятивной выемки, легко проникающей через прочные преграды.

В формировании кумулятивного потока участвует не весь заряд, а лишь его активная часть, прилегающая к кумулятивной выемке.

Эффективность кумуляции возрастает при увеличении мощности ВВ, в связи с чем заряды изготавливают из индивидуальных ВВ литьём или прессованием. Большое значение имеют форма и размеры кумулятивной выемки. Наиболее распространены при разрушении пород заряды с полусферической выемкой, при пробитии отверстий – с конической.

В горном деле кумулятивный эффект используется для пробития отверстий при активации скважин и бурения шпуров. При проведении подземных горных выработок для контурного взрывания применяются шпуровые заряды с продольной кумулятивной выемкой. Кумулятивные выемки выполняются на торцах капсюлей-детонаторов и электродетонаторов. Наиболее широко заряды с кумулятивными выемками применяются для дробления негабаритов и ликвидации зависаний. Применение кумулятивных выемок, последовательно расположенных по длине скважинных зарядов, обеспечивает улучшение дробящего действия (особенно в донной части) за счёт неравномерности взрывного нагружения и перекачки энергии в донную часть заряда.

Контрольные вопросы

1. Каков механизм действия кумулятивных зарядов?
2. Что называется фокусным расстоянием кумулятивной струи?
3. В каких случаях применяются кумулятивные заряды?

РАЗДЕЛ III. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ГЕОЛОГОРАЗВЕДКЕ И ИНЖЕНЕРНОЙ ГЕОЛОГИИ

ГЛАВА 7
ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ РАСПОЛОЖЕНИЯ И РАСЧЕТА ЗАРЯДОВ ВВ

7.1. Методы взрывных работ

Технология ведения взрывных работ на горных предприятиях определяется принятым методом взрывания, который включает в себя систему приёмов и способов подготовки зарядных выработок для размещения в них зарядов ВВ с целью решения определенной технической задачи (дробление, перемещение, выброс, сброс и т. д.). В качестве зарядных камер используются шпуры, скважины, котлы, рукава, камеры, щели и траншеи.

В зависимости от целей взрывания, величины и формы зарядов ВВ на горных предприятиях при проведении горно-разведочных выработок и добыче полезных ископаемых применяются методы *шпуровых, скважинных, сосредоточенных* (камерных и малокамерных), *котловых* и *накладных* (наружных) *зарядов*.

Методом шпуровых зарядов называется совокупность технических приемов и способов по подготовке и производству взрывов зарядов ВВ в шпурах, включая все операции (бурение, очистку шпуров, подготовку ВВ и боевиков, заряжание и забойку шпуров, монтаж взрывной сети и взрывание). Шпуровые заряды используют при проведении подземных геолого-разведочных выработок, при разработке уступов высотой до 5 м, добыче кристаллического сырья, мраморных и гранитных блоков, проходке канав и траншей.

При проведении горно-разведочных выработок основными параметрами взрывной отбойки являются: число, глубина и диаметр шпуров, коэффициент использования шпуров и удельный расход ВВ.

Достоинствами метода шпуровых зарядов являются: обеспечение мелкого и равномерного дробления пород; возможность применения в любых горнотехнических условиях, а также разработки маломощных пластов сложного строения; слабое сейсмическое действие взрыва. *К недостаткам метода* относятся: большой объём бурения; малый выход взорванной горной массы на 1 м шпура; большой удельный расход ВМ; высокая трудоёмкость заряжания. Из-за наличия этих недостатков

шпуровой метод считается очень трудоёмким и дорогим. Поэтому по возможности его стремятся заменить более производительным и безопасным методом (например, скважинных зарядов).

На открытых горных работах методом шпуровых зарядов производят рыхление скальных и мёрзлых пород. Для этого в массивах с одной открытой поверхностью используют врубовые схемы короткозамедленного взрывания.

Совокупность технических приемов и способов по подготовке и производству взрывов зарядов в скважине, включая все вспомогательные операции от бурения до взрывания, называют методом скважинных зарядов.

Метод скважинных зарядов применяется при добыче полезных ископаемых, посадке потолочин, выемке целиков и проходке восстающих выработок, траншей и котлованов, в гидротехническом и транспортном строительстве. Метод скважинных зарядов по сравнению со шпуровым имеет ряд достоинств: высокая (в 3 раза и более) производительность труда забойного рабочего; сокращение объёма трудоемких подготовительно-нарезных работ вследствие увеличения расстояния между выработками, из которых ведётся отбойка; возможность выемки без закладки и крепления очистного пространства даже при невысокой устойчивости массива горных пород; использование комплексной механизации труда; высокая безопасность работ и хорошие условия труда (рабочие при бурении находятся в специальных буровых выработках или буровых камерах).

К недостаткам скважинной отбойки относятся: невозможность применения при разработке маломощных залежей вследствие большого разубоживания руды; трудность применения при разработке системами с креплением очистного пространства; увеличение выхода крупных фракций и меньшая точность контуров отбойки по сравнению со шпуровым методом; увеличение расходов на вторичное взрывание; обрушение руды за контурами скважин, особенно при недостаточно устойчивой руде и большом (свыше 100 мм) диаметре скважины; высокое сейсмическое действие взрыва.

Для взрывания на карьерах с целью преодоления больших сопротивлений по подошве уступа применяют котловые заряды.

Полученное в конце шпура или скважины расширение называют котлом, а помещённый в него заряд ВВ – *котловым зарядом*.

При методе котловых зарядов отбойка производится сосредоточенными зарядами, помещаемыми в особые камеры (котлы), образуемые при бурении или последовательными взрываниями небольших зарядов на забое шпура или скважины (рис. 7.1).

Метод котловых зарядов – комплекс технических приемов и способов подготовки и взрывания зарядов, включающий в себя бурение, простреливание скважин, заряжание, монтаж сети, взрывание и осмотр

места взрыва. Этот метод применяют в следующих случаях: а) при больших сопротивлениях по подошве уступа, когда расчётный заряд ВВ, необходимый для разрушения нижней части уступа, не может быть полностью размещён в скважине, а также когда линия с.п.п. настолько велика, что заряд, размещенный в нижней части скважины, не в состоянии её преодолеть; б) при наличии трудновзрываемых пород в нижней части уступа; в) при обрушении высоких вскрышных уступов скальных пород.

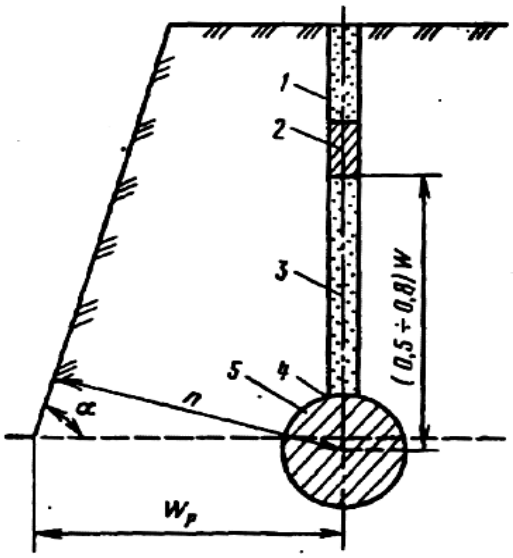


Рис. 7.1. Схема расположения котлового заряда на уступе: 1 – скважина; 2 – дополнительный заряд; 3 – забойка; 4 – котёл; 5 – основной заряд

Взрывание небольших зарядов для образования котла *называется простреливанием шпура* или *скважины*. Масса прострел очного заряда зависит от физико-механических свойств и структурных особенностей массива, а по отношению к основному заряду находится в прямо пропорциональной зависимости от массы его котловой части, т. е.

$$Q_{пр} = Q_к / (П_{пр}\Delta), \qquad (7.1)$$

где $Q_к$ – масса котлового заряда, кг: Δ – плотность заряжания, кг/дм^3; $П_{пр}$ – показатель простреливаемости, представляющий отношение объёма образованного котла к массе прострелочного заряда (колеблется от 2 до 120 дм^3/кг). Этот показатель находят опытным путём либо принимают по справочникам.

Число простреливаний принимают с учётом требуемого объёма котла простреливаемости, крепости, трещиноватости и вязкости массива горных пород.

Объём котла, необходимый для размещения в нем заряда, определяется по формуле

$$V_к = Q_{пр} П_{пр} Q_к / \Delta, \qquad (7.2)$$

где $V_к$ – заданный объем котла, дм^3 ; $Q_{пр}$ – заряд камуфлета, кг.

Бурение скважин, подготовка и перевозка ВМ, изготовление боевиков, монтаж взрывной сети, взрывание зарядов и осмотр взрыва выполняются так же, как и при скважинном методе взрывания.

Образование котлов эффективно в пластичных мягких и средней крепости породах, где он приобретает круглую или грушеобразную форму. При простреливании скважины или шпура соблюдаются 15-минутные интервалы между взрывом и последующим заряжанием. При простреливании заряд ВВ обычно опускают на шпагате или ДШ. Следует обязательно применять забойку.

Для простреливания скважин обычно используют электрический способ взрывания; для взрывания одиночных скважин глубиной до 10 м – огневой.

Масса заряда определяется по формуле для расчёта сосредоточенных зарядов.

Безопасное расстояние при простреливании шпуров составляет 50 м, а скважин – 200 м. Котловые заряды лучше заряжать пневмозарядчиками. особенно в наклонных и горизонтальных скважинах. Л.н.с. для котловых зарядов принимают равным $W = (0{,}6\ldots0{,}9)$ Н (высота уступа), а расстояние между зарядами $(0{,}8\ldots1{,}4)W$.

Параметры взрывной отбойки при методе котловых зарядов определяют, как и при методе скважинных зарядов, с уточнением на основе данных опытных взрывов.

Масса основного заряда располагается в котле, а остальная (10–20 %) рассредоточивается по всей скважине.

Достоинствами котлового метода взрывания являются: резкое снижение расхода бурения, увеличение возможности преодоления больших с.п.п., уменьшение длины перебура.

К недостаткам относятся: высокая трудоёмкость работ по образованию котлов, особенно при простреливании и чистке скважин; неравномерность дробления трудновзрываемых пород; нарушение режима работы при прострелочных работах. Метод котловых зарядов обладает низкой надёжностью взрывания, поэтому на горных предприятиях применяется в исключительных случаях.

Отбойка уступов камерными зарядами на карьере мало распространена из-за большой трудоёмкости проведения подготовительных выработок. Этот метод применяется в том случае, когда необходимо взрывать большие объёмы горной массы как на вскрышных, так и добычных работах при высоте уступа более 12 м, а также при взрывах на сброс и выброс при создании плотин и насыпей. Сущность его заключается в том, что заряды располагают в специально пройденных горных

выработках – зарядных камерах с целью разрушения массива горных пород взрыванием сосредоточенных зарядов большой мощности.

Для обеспечения максимального сосредоточения зарядов камере придают по возможности *кубическую форму* (рис. 7.2). При больших зарядах, порядка десятков тонн – *крестообразную*, кроме того, они могут быть *параллелепипедальной* и *фигурной форм*.

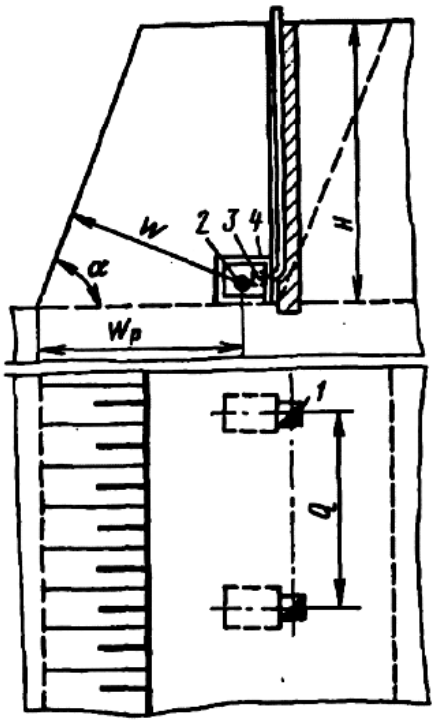


Рис. 7.2. Расположение камерных зарядов рыхления:
1 – шурф; 2 – заряд ВВ; 3 – ЭД; 4 – зарядная камера;
H – высота уступа; W – л.н.с.; W_p – л.с.п.п.

Метод камерных зарядов получил распространение при подземной разработке крепких и весьма крепких горных пород. Ведение взрывных работ данным способом представляет особую сложность, так как при этом приходится взрывать большие объёмы ВВ, что требует очень точных расчётов параметров. Объём зарядной камеры определяется по формуле

$$V_к = QK_v / \Delta, \qquad (7.3)$$

где $V_к$ – объём зарядной камеры, м^3; K_V = 1,1…1,8 – коэффициент, учитывающий увеличение объёма камеры за счёт объёма, занимаемого крепью.

При расчёте параметров взрыва определяют: л.н.с., массу заряда, объем и линейные размеры камеры, расстояние между центрами зарядов, глубину шурфов или штолен.

Л.н.с. принимают для камерных зарядов равной (0,7…0,9) Н, а расстояние между зарядами (0,8…1,4) Н с учетом физико-механических свойств пород и структурных особенностей массива, или

$$a = mV, \tag{7.4}$$

где m – коэффициент сближения зарядов.

Масса камерного заряда на рыхление определяется по формуле

$$Q_{к.з} = qW^3, \tag{7.5}$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м^3.

При взрывных работах методом камерных зарядов осуществляют следующий комплекс технических приемов: проведение подготовительных выработок (штолен площадью сечения в свету 1,2 м^2 и шурфов – 1 м^2) и зарядных камер, транспортировку ВМ, подготовку боевиков, заряжание и забойку зарядных камер, коммутацию взрывной сети, взрывание зарядов и осмотр места производства взрыва.

Заряжание осуществляют в следующей последовательности: подготовка ВВ для каждой выработки, спуск и укладка ВВ в зарядные камеры, изготовление патронов-боевиков, организация постов оцепления в радиусе опасной зоны, установка боевиков, забойка, монтаж взрывной сети.

При больших объёмах взрывания применяют механизированное заряжание камер при помощи пневматического транспортирования порошкообразных или гранулированных ВВ по шлангам и трубам.

По окончании монтажа проверяют сопротивление всей сети. Взрывать камерные заряды разрешается только в светлое время суток. Осмотр места взрыва допускается не ранее чем через 15 мин после взрыва.

Метод камерных зарядов имеет следующие достоинства: отбойка больших объёмов породы; меньшее число взрывов; возможность ведения взрывных работ при сложном рельефе местности; большие запасы подготовленной взорванной горной массы; повышенная производительность из-за применения зарядных комплексов.

К недостаткам относятся: высокая трудоёмкость проведения выработок и подготовительных работ; неравномерное дробление массива и значительный выход негабаритов; большой сейсмический эффект; высокая стоимость; трудность и опасность ликвидации отказов. Метод камерных зарядов применяется ограниченно. При ведении горных работ этот метод почти не применяется, но широко используется в гидротехническом и мелиоративном строительстве.

При выполнении работ по взрыванию небольших объёмов горных пород в условиях, где трудно применять буровую технику, небольшие заряды размещают в рукавах, т. е. в горизонтальных или наклонных выработках небольшого (0,5×0,5 м) сечения и глубиной до 5 м (рис. 7.3).

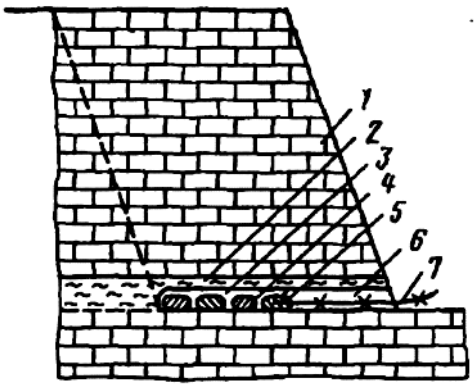


Рис. 7.3. Схема взрывания уступа методом малокамерных зарядов:
1 – скальная порода (известняк); 2 – пропласток мягкой породы (глина);
3 – рукав; 4 – пакет с ВВ; 5 – боевик; 6 – забойка; 7 – детонирующий шнур

Комплекс технических мероприятий при взрывании малокамерных зарядов включает в себя проходку выработок, заряжание и забойку рукавов, монтаж взрывной сети, взрывание и осмотр места взрыва.

Рукава, как правило, проходят вручную в мягких породах, в средних и крепких породах с применением взрывных работ путём простреливания шпуров.

Длину рукава принимают равной не более 5 м, а с.п.п. – равной длине рукава: $W_р$ = (0,5…0,85) $H \leq 5$ м; расстояние между зарядами a = (1,0…1.4) $W_р$.

Рукава заряжают ВВ в патронах или пакетах. Длина заряда не превышает $^1/_3$ длины рукава. Остальную часть засыпают забойкой.

Метод малокамерных зарядов применяется ограниченно из-за низкой производительности взрывников, большой трудоёмкости проходки рукавов и повышенной опасности ведения взрывных работ. На карьерах этот метод может быть использован при высоте уступа до 8 м.

Накладным зарядом называют заряд ВВ, располагаемый на поверхности разрушаемого объекта (рис. 7.4).

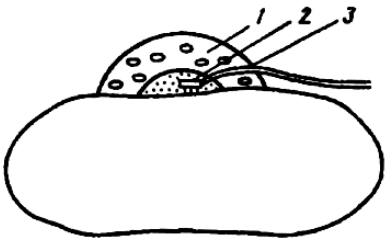


Рис. 7.4. Схема расположения накладного заряда на негабарите: 1 – забоечный материал; 2 – заряд; 3 – зажигательная трубка

Взрывание накладными зарядами применяют при разделке негабаритов, т. е. при вторичном дроблении. Негабарит дробят взрыванием накладного заряда ВВ с помощью детонирующего шнура или детонатора.

Комплекс мероприятий при взрывании накладных зарядов включает в себя следующее: размещение зарядов на объекте, их забойку, монтаж взрывной сети, взрывание и осмотр.

Разрушение и дробление объекта происходят в основном под действием только ударных волн, поэтому наблюдаются большой звуковой эффект и сильная ударная воздушная волна. Опасная зона при взрывании составляет не менее 300 м.

Метод очень прост и не требует выполнения буровых работ. Массу накладного заряда ВВ можно определить по формуле Л.И. Барона:

$$Q_{н} = \frac{q_{н} bc}{k_{ВВ} k_{л}^{2}}, \qquad (7.6)$$

где $q_{н}$ – расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3; *b и c* – соответственно ширина и толщина куска, м; $k_{ВВ}$ – коэффициент, учитывающий тип ВВ (для аммонитов – 1,0, для акватолов – 1,4); $k_{л}$ = 1,3 – переводный линейный коэффициент, учитывающий, что величины *b и c* – максимальные измерения куска.

Заряжание осуществляется порошкообразными, гранулированными, пластичными или прессованными ВВ. При этом их располагают таким образом, чтобы ВВ и инициатор имели устойчивое положение.

Удельный расход ВВ при этом способе достигает 3 кг/м^3 и выбирается при средней длине негабарита 0,5…0,6 м в зависимости от крепости пород:

• f	<4	5…9	10…14	15…20
• $q_{н}$, кг/м^3	<1,3	1,4…1,5	1,6…1,8	1,9…2,0

Разновидностью взрывания накладных зарядов являются кумулятивные заряды. Разрушение происходит вследствие торцового удара и кумулятивного эффекта взрыва, зависящего от формы выемки и заряди, типа ВВ, толщины и материала облицовки. Для снаряжения зарядок используются наиболее мощные вещества (гексоген, скальный аммонит, тротил).

Контрольные вопросы

1. Какие методы ведения взрывных работ применяются при проведении геолого-разведочных выработок?
2. Для каких целей используют метод кумулятивных зарядов?
3. Какие недостатки присущи скважинной отбойке?
4. Что называется котловым зарядом?
5. В каких случаях применяют методы камерных и малокамерных зарядов?
6. Как определяется требуемая масса накладного заряда?

7.2. Взрывание на выброс и рыхление при проходке геолого-разведочных канав и траншей

В геологоразведке взрывчатые вещества применяют в процессе проходки канав и траншей для разрыхления горных пород или для разрушения и удаления (выброса) пород из выработки.

В соответствии с принятой технологией проходки разведочных канав машинные (как. впрочем, и ручной) способы отбойки применимы только в породах ниже средней крепости (до V категории по буримости). Поэтому в более крепких породах использование ВВ становится характерной особенностью проходческого процесса (предварительное взрывное рыхление плотных пород III–IV категорий по буримости повышает производительность проходческих работ). Взрывное разрыхление пород сочетают с машинной (скреперы, бульдозеры, экскаваторы) и ручной выемкой и удалением этих пород из проходимой выработки. Породы рыхлят при одной (верхней) обнаженной поверхности массива, как правило, зарядами ВВ, размещенными в наклонных шпурах или неглубоких скважинах.

В зависимости от размеров поперечного сечения канав (*1*) и крепости пород шпуры (*2*) располагают в один ряд по оси канавы или в два ряда (рис. 7.5).

Основным принципом расчета зарядов ВВ является положение о том, что разрушенный объем пропорционален массе заряда.

Имеется много формул для расчета зарядов, которые, сохраняя указанный принцип, отличаются лишь формой и рассчитываемыми величинами. В частности, большинство известных формул различаются только предположениями о формах воронки взрыва, принимаемых при расчете (конус, усеченный конус, пирамида и пр.), что приводит лишь к изменению величин коэффициентов.

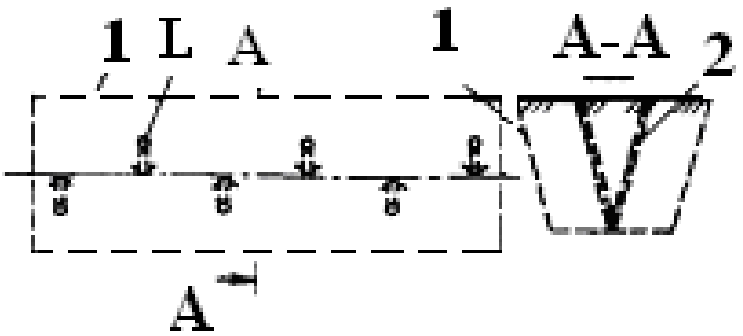


Рис. 7.5. Двухрядное расположение шпуров при проходке канав

Согласно закону подобия, разрушаемый объём для одиночного сосредоточенного заряда пропорционален W^3, а для одиночного удлиненного заряда – W^2.

Для сосредоточенных зарядов рыхления

$$Q = kW^3, \tag{7.7}$$

где k – расчетный коэффициент, кг/м^3.

Для сосредоточенного заряда выброса

$$Q = q_н W^3(0{,}4 + 0{,}6n^3). \tag{7.8}$$

где $q_н$ – расчетный расход ВВ, кг/м^3; n – показатель действия взрыва.

Формула (7.8) выведена М.М. Боресковым в прошлом веке. Величина $q_н$ численно дает удельный расход ВВ при n = 1. Погрешность формулы (7.8) не превышает ±10…15 %.

Величина k в формуле (7.7) колеблется в значительных пределах в зависимости от требуемой степени дробления.

Разрушение породы и её удаление из выработки достигаются при взрывах усиленного выброса с показателем действия взрыва n = 1,2…2,5. Расстояние между зарядами в ряду a (м) рассчитывают в зависимости от глубины их заложения $h_з \approx W$. Так, при $h_з < 1{,}5$ м $a = h_з n$, при $h_з \geq 1{,}5$ м $a = 0{,}5\ h_з,\ (n + 1)$.

Глубина эффективного взрывного рыхления является оптимальной для шпура (скважины) определенного диаметра, и если она меньше проектной глубины канавы H, то целесообразно последнюю проводить послойно. При этом число слоев $K_с = H/H_о$, а мощность каждого слоя $H_с = H / K_с$.

Метод удлинённых горизонтальных зарядов выброса применяется при образовании траншей с ровным дном и выдержанным сечением. Вначале проходится зарядная траншея шириной 0,2…1 м и глубиной, определяемой по формуле

$$h_З = W + 0{,}5d_з \tag{7.9}$$

где $d_з$ – диаметр удлиненного заряда, м: W – линия наименьшего сопротивления, м.

Масса заряда $Q_у$ на 1 м выемки (кг) рассчитывается по формуле

$$Q_у = q_н\ W^2\ (n^2 + 0{,}4n - 0{,}4). \tag{7.10}$$

Величина л.н.с.:

- в грунтах $W = (0{,}3…0{,}6)\ H_в$; (7.11)
- в скальных породах $W = (0{,}7…1{,}0)\ H_в$, (7.12)

где $H_в$ – заданная глубина выемки, м.

Взрывы на выброс применяют при крутизне горных склонов свыше 30°, когда применение механизации и землеройной техники становится практически невозможным. Взрывы на сброс применяют также

для создания плотин и перемычек. Для скважинных зарядов используют вертикальные и наклонные скважины.

Масса заряда на сброс рассчитывается по формуле

$$Q_{сб} = Q_{в}\sqrt{\cos\alpha}\,, \qquad (7.13)$$

где $Q_{в}$ – масса заряда выброса при горизонтальной поверхности, кг; α – угол наклона взрываемого массива, градус.

Радиус отрыва $R_{п}$ (м) в подгорную сторону равен ширине полки сброса:

$$R_{п} = W\sqrt{1+n^2}\,, \qquad (7.14)$$

где n = 1,0…1,8 – показатель действия взрыва.

Радиус отрыва в нагорную сторону

$$R_{п} = (1,8...2,0)W\,. \qquad (7.15)$$

Дальность развала L (м):

- для камерных и линейных зарядов

$$L=5nW; \qquad (7.16)$$

- для скважинных зарядов

$$L = 10\sqrt{Hq}\,, \qquad (7.17)$$

где H – высота обрушаемого уступа, м; q – удельный расход ВВ, кг/м^3.

Интервал замедления между взрывами отдельных зарядов определяется в зависимости от глубины заложения зарядов и принятых средств взрывания в пределах 0,025…4 с. Чем больше глубина заложения зарядов, тем большим принимается интервал замедления.

Взрывы на выброс при проходке разведочных канав практиковались ранее в довольно больших масштабах. Этот способ хотя и характеризуется высокой производительностью работ (при относительно небольших затратах труда и времени выполняются значительные объёмы канавных работ), однако ему присущи весьма существенные недостатки. К основным недостаткам относятся: большой объём выработки, достигаемый за счёт её ширины (при глубине 1,5 м ширина канавы в верхней части превышает 6 м), при недостаточной геологической информации; значительные загрязнение и изменение при взрыве структуры пород подошвы и бортов канавы; большие нарушения земной поверхности не только вследствие увеличенной ширины выработки, но и некомпактности образующихся за её бортами породных отвалов, причём разлёт кусков достигает многих десятков метров.

Проходка канав взрывом на выброс разрешается только в исключительных случаях – в труднодоступной (преимущественно гористой) местности, куда невозможно обеспечить доставку горных машин и при биологически малоценном почвенном покрове.

Контрольные вопросы

1. Для каких целей в геологоразведке применяют взрывание на выброс и рыхление?
2. Напишите основные расчётные формулы для определения массы сосредоточенных зарядов рыхления и выброса.
3. Как рассчитывается расстояние между зарядами?
4. В каких случаях применяют послойную проходку канав взрывами на выброс и рыхление?

7.3. Взрывные работы при проведении подземных горных выработок

Горные выработки проводят в массиве с различными физико-механическими свойствами и структурными особенностями; они могут иметь различные направления, срок службы и назначение.

Выработки проводят сплошным или уступным забоями как в однородных, так и в неоднородных породах.

Проведение выработок включает в себя проходческие (бурение, заряжание и взрывание шпуров, погрузка породы и возведение крепи) и вспомогательные (транспортировка взорванной горной массы, проветривание, прокладка вентиляционных труб и электрических кабелей) операции.

Совокупность и взаимная увязка проходческих операций, повторяющихся в течение определенного промежутка времени, называются *проходческим циклом*.

Методы ведения буровзрывных работ при проведении выработок должны обеспечивать минимальные переборы и максимально возможное сохранение естественной прочности пород.

Подвигание забоя за цикл должно быть максимальным. Правильно выбранные параметры буровзрывных работ при проведении обеспечивают коэффициент использования шпура (к.и.ш.) в пределах 0,85…0,9 (в мягких породах до 1,0).

Качество дробления горной массы должно соответствовать технологическим параметрам погрузочных машин и транспортных средств. Развал горной массы после взрыва комплекта шпуров должен быть удобным для погрузки породы и крепления выработки.

Основные условия безопасности проведения подземных горных выработок – поддержание их устойчивости, точное выполнение проекта временного крепления и сохранение крепи в целости при проведении взрывных работ.

Взрывные работы разрешается вести только при наличии тщательно возведенной крепи, соответствующей данным геологическим условиям. Отставание возведения временной крепи при производстве работ не должно превышать величины одной заходки, определенной проектом.

Шпуры в комплекте, пробуренные в забое выработок, по назначению делят на три группы: *врубовые, вспомогательные* и *оконтуривающие*.

Взрыв зарядов ВВ во врубовых шпурах создаёт дополнительную свободную поверхность. Бурят врубовые шпуры на 0,2…0,3 м глубже остальных. При проведении подземных горных выработок применяются следующие схемы расположения врубовых шпуров (рис. 7.6). Классификация типов врубов приведена в табл. 7.1.

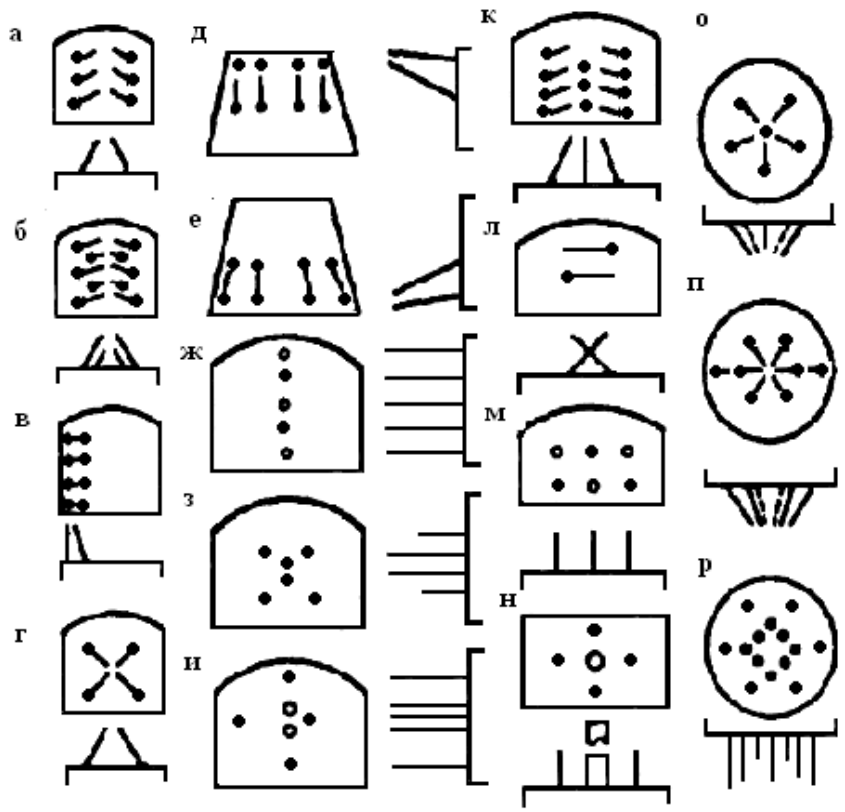


Рис. 7.6. Виды врубов для проходческих работ:
а – вертикальные клиновые; в – боковой; г – пирамидальный; д – верхний; е – нижний; ж – щелевой; з – «шагающий»; и – спиральный; к – клинощелевой; л – «ножницы»; м – призматический; н – вруб-скважина; о – воронкообразный; п – эллиптический; р – тройной вертикальный (ступенчатый)

Отбойные шпуры, взрываемые после врубовых, предназначены для дробления основного объёма горной массы путём расширения полости, образованной врубовыми шпурами; *оконтуривающие* (последние) – для придания выработке проектных сечений и формы.

Расположение шпуров должно быть таким, чтобы исключить подрыв одного заряда взрывом другого. В большинстве случаев глубина шпуров принимается равной 1,5…2,5 м. Подвигание забоя за один взрыв всегда меньше глубины шпуров.

На основе анализа достоинств и недостатков и практических данных установлены области применения различных врубов.

Клиновый вруб предназначен для проведения горизонтальных выработок площадью сечения не менее 4 м^2 и ширине более 1,8 м в трещиноватых породах.

При проведении стволов шахт применяются пирамидальный и воронкообразный врубы.

Таблица 7.1

Классификация типов врубов

Характеристика врубов	Отличительные признаки	Наименование врубов	Условия эффективности применения
Наклонные с расположением шпуров наклонно к плоскости забоя	Врубовая щель с одной стороны оконтурена врубовыми шпурами, а с другой – одной стенкой выработки; врубовые шпуры – наклонные	Верхний, нижний, боковой	Наличие ярко выраженной естественной плоскости, по которой может открываться порода, напластование, кливаж, зеркало скольжения и др.
То же	Врубовая щель оконтурена врубовыми шпурами с двух или нескольких сторон; врубовые шпуры наклонные	Клиновой (вертикальный, пирамидальный, воронкообразный)	Выработка площадью сечения 4 м^2 независимо от геологических особенностей
Прямые, расположенные перпендикулярно к плоскости забоя	Врубовые шпуры, перпендикулярные к плоскости забоя, сближены так, чтобы при взрыве разрушалась перегородка, отделяющая их один от другого	Призматический, щелевой, спиральный, призматический с опережающими шпурами	Выработка любого сечения независимо от геологических особенностей

Прямые врубы (особенно призматический) широко используют в выработках малой площади сечения, в отдельных случаях при проведении выработок большой площади сечения, особенно в крепких и крупноблочных породах.

Основными параметрами буровзрывных работ при проведении горных выработок являются: удельный расход ВВ, глубина, число и диаметр шпуров, расстояние между ними, масса заряда в шпуре и расход ВВ на взрыв.

Параметры взрывания, расположение шпуров, число и глубина шпуров в комплекте определяются по паспорту буровзрывных работ. В паспорте указаны также геологические условия, физико-механические свойства пород и структурные особенности массива, сведения о взрывных работах в данном забое и мероприятия по технике безопасности.

Оконтуривающие шпуры бурят на расстоянии 10…15 см от проектного контура выработки и с некоторым наклоном от устья в направлении контура выработки. Концы шпура не должны заходить за пределы проектного контура сечения выработки.

Концы отбойных шпуров комплекта должны заканчиваться в одной плоскости, соответствующей заданному подвиганию забоя за одно взрывание.

Эффективность взрывных работ оценивается коэффициентом использования шпуров η, характеризующимся отношением подвигания забоя $l_з$ за один цикл к глубине шпура $l_ш$. Для крепких пород ($f > 4$) η = 0,8, для пород средней крепости ($f = 3…4$) η = 0,9 и слабых ($f < 3$) η = 1,0.

Средняя глубина комплекта шпуров (м)

$$l = \frac{0,75 T_ц k_п}{T_{см}\left(\dfrac{\varphi_1 N}{H_б n_б} + \dfrac{S_{пр}\eta}{H_п n_п} + \dfrac{\varphi_2 \eta}{l_р H_{кр} n_{кр}}\right)}, \qquad (7.18)$$

где $T_ц$ – продолжительность проходческого цикла (принимается кратной смене, т. е. один, два, три цикла в смену), ч; $k_п$ – плановый коэффициент перевыполнения существующих технических норм выработки; $T_{см}$ – продолжительность рабочей смены, ч; φ_1 – коэффициент совмещения во времени бурения шпуров с погрузкой породы (при отсутствии совмещения равен единице, при полном совмещении – нулю, в среднем составляет 0,3…0,6); N – число шпуров в забое; $H_б$, $H_п$, $H_{кр}$ – соответствующие нормы выработки на бурение шпуров, погрузку породы и возведении крепи на одного рабочего в смену; $n_б$, $n_п$, $n_{кр}$ – соответственно число рабочих, занятых на бурении шпуров, погрузке породы и возведении крепи: $S_{пр}$ – площадь сечения выработки в проходке, м^2; η – коэффициент использования шпура; φ_2 – коэффициент совмещения во

времени крепления выработок с погрузкой породы (принимается аналогично коэффициенту φ_1); $l_р$ – расстояние между рамами крепи, возводимой в забое, м.

Подвигание забоя за цикл

$$l_ц = l\eta, \tag{7.19}$$

где l – длина шпура.

Длина наклонного шпура

$$L = l / \sin\alpha, \tag{7.20}$$

где α – угол наклона шпура к плоскости забоя, градус.

При определении глубины клинового или пирамидального вруба в зависимости от ширины выработки соблюдают условие

$$l_{вр} \le l_{пр},$$

где $l_{пр}$ – предельная глубина шпуров клинового вруба (м), равная (0,25 ± 0,05 В), где В – минимальный размер выработки, м. Знак минус принимается при клиновом и пирамидальном врубах, знак плюс при врубе «ножницы».

Величину l ориентировочно можно принимать по табл. 7.2.

Длина заряда в шпуре

$$l_{зф} = UL, \tag{7.21}$$

где U, L – соответственно коэффициент заполнения и длина шпура.

При диаметре заряда ВВ, равном 28…40 мм, $l_{зф}$ для пород групп V–VIII (f = 2…6) составляет 0,6…0,7, а для пород групп X–XI (f = 10…20) – 0,7…0,75 м. При диаметре, равном 45 мм, – соответственно 0,35…0,45 и 0,45…0,5 м (группы пород приведены по классификации СНиП).

Таблица 7.2

Глубина врубов (м) в зависимости от коэффициента крепости пород и ширины выработки

Ширина выработки, м	Коэффициент крепости пород, f						
	2…6	6…8	8…10	10…13	13…16	16…18	18…20
2,0	1,3	1,2	1,1	1,0	0,9	0,8	0,7
2,5	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0
3,0	2,1	1,9	1,7	1,6	1,4	1,3	1,2
3,5	2,4	2,2	1,9	1,7	1,6	1,5	1,4
4,0	2,8	2,6	2,2	2,1	1,9	1,8	1,7
4,5	3,2	2,9	2,5	2,4	2,3	2,0	1,9
5,0	3,5	3,2	2,9	2,7	2,4	2,2	2,2

Таблица 7.3

Удельный расход ВВ, кг/м^3

Группа грунтов и пород по классификации СНиП	Площадь сечения забоя, м^2		
	<3	3…7	>7
IV	1,0	0,4	0,3
V	1,3	0,7	0,4
VI	2,3	1,3	0,9
VII–XI	3,3	2,0	1,6

Общее число шпуров на забой (комплект шпуров) определяется по формуле

$$N = n_{\text{отб}} + n_{\text{вр}} = \frac{q(S_{\text{пр}} - nS_{\text{вр}})\eta}{Pn}, \qquad (7.22)$$

где $n_{\text{отб}}$ и $n_{\text{вр}}$ – число отбойных и врубовых шпуров; q – удельный расход ВВ на 1 м^3 отбиваемой породы, кг; $S_{\text{пр}}$ – площадь сечения выработки в проходке, м^2; $S_{\text{вр}}$ – площадь забоя, оконтуриваемая врубовыми шпурами, м^2; P – вместимость ВВ в 1 м шпура, кг; n – коэффициент, учитывающий тип применяемого вруба, равный для призматического, прямого и щелевого врубов 1, для клинового – 1/2, для пирамидального – 1/3.

Значение q принимают по табл. 7.3 с введением приведённых ниже значений поправочного коэффициента k, учитывающих удельный расход ВВ в зависимости от глубины шпуров $h_{\text{шп}}$:

$h_{\text{шп}}$, м ...	0,75	1,00	1,50	2,00	≥2,50
k	1,10	1,00	0,90	0,85	0,80

Удельный расход ВВ уточняется в процессе проведения выработки. Масса заряда отбойного шпура определяется вместимостью заряжаемой его части:

$$Q_{\text{отб}} = Pl_{\text{зф}}. \qquad (7.23)$$

Масса врубового шпура $Q_{\text{вр}}$ принимается на 20 % больше, а оконтуривающего $Q_{\text{ок}}$ на 20 % меньше массы ВВ, расходуемой на один отбойный шпур.

Общий расход ВВ Q (кг) на весь комплект шпуров составит:

$$Q = Q_{\text{отб}}n_{\text{отб}} + Q_{\text{вр}}n_{\text{вр}} + Q_{\text{ок}}n_{\text{ок}}. \qquad (7.24)$$

При ведении очистных работ применяют скважинные заряды, так как взрывная отбойка, проводимая ими, более эффективна.

В зависимости от крепости пород и систем разработки условия взрывания зарядов в очистных забоях разнообразны.

Скважины располагают параллельно или веером, а отбиваемые слои в зависимости от горнотехнических условий и системы разработки могут быть горизонтальными, вертикальными или наклонными. Число зарядов, взрываемых за один прием, и последовательность взрывания зависят от устойчивости кровли.

Контрольные вопросы

1. Что называется проходческим циклом?
2. Какие шпуры входят в комплект при проведении подземной выработки?
3. В чём состоит назначение врубовых шпуров?
4. Какие типы врубов Вы знаете?
5. Что такое КИШ?
6. Как определяется общее число шпуров на забой?

7.4. Взрывные работы при проходке шурфов и стволов

Буровзрывные работы при проходке шурфов применяются при пересечении выработкой пород, относимых к категории V и более высоким категориям буримости по ЕНВ, когда использование энергии взрыва для рыхления и отбойки этих пород становится неизбежным.

Взрывная отбойка пород осуществляется наиболее часто и является неотъемлемой частью технологической операции при проходке глубоких шурфов. При относительно небольших площадях поперечного сечения шурфов, а также в зависимости от свойств пересекаемых выработкой пород шпуровые комплекты состоят из шпуров глубиной 0,8…1,2 м, причём в комплектах иногда отсутствуют врубовые шпуры. Наиболее часто используемые комплекты шпуров в выработках с небольшой площадью поперечного сечения показаны на рис. 7.7.

Количество шпуров в комплекте определяют по формуле

$$N = 1,27 q S \gamma d^2 \rho, \qquad (7.25)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м ; S – площадь поперечного сечения шурфа в проходке, м^2; γ = 0,60…0,85 – коэффициент заполнения шпуров ВВ; d – диаметр патрона ВВ, м; ρ – плотность ВВ в патронах, кг/м^3.

Удельный расход аммонита 6ЖВ приведен ниже.

Коэффициент крепости пород, f	1,5	2…3	4…6	7…9	10…14	15…18
Удельный расход ВВ, кг/м^3	1,40	1,50	1,92	4,20	4,50	5,00

Расход ВВ Q (кг) на цикл может быть определён по формуле

$$Q = Shq, \qquad (7.26)$$

где h – глубина отбойного шпура, м.

Шпуры заряжают вручную. Шпуровые заряды взрывают электрическим способом. После первых взрывов количество ВВ, расходуемое на один цикл, подлежит уточнению.

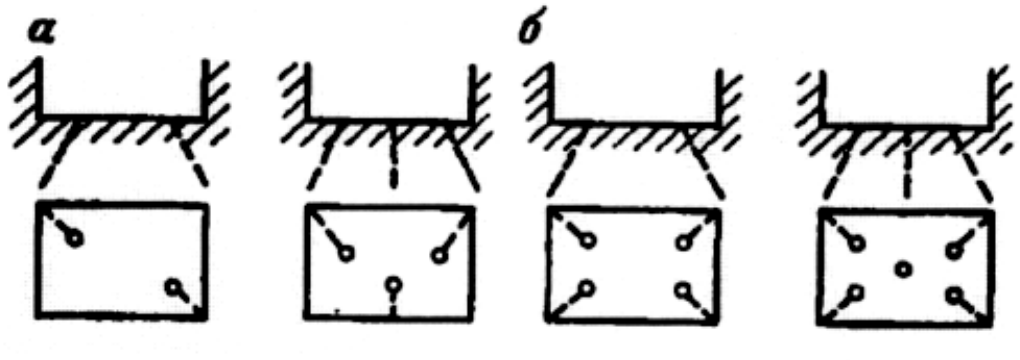


Рис. 7.7. Комплекты шпуров в проходах II-III (а) и IV–V (б) категорий по буримости

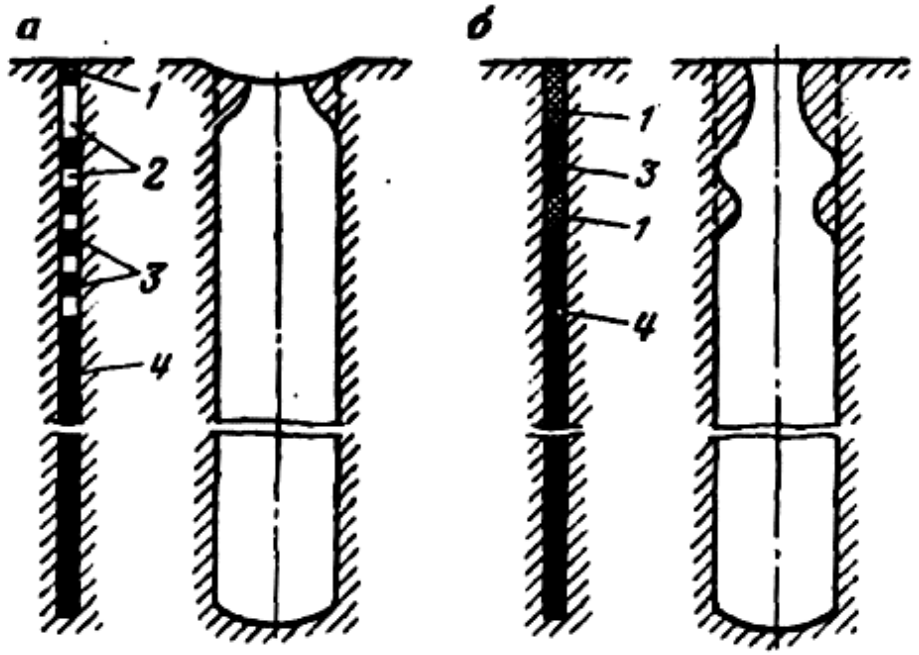


Рис. 7.8. Конструкция скважинных зарядов для проходки шурфов: а – заряд воздушными промежутками; б – с промежутками из забоечного материала; 1 – забойка; 2 – воздушные промежутки; 3 – дополнительные заряды; 4 – основной заряд

Взрывной способ проходки шурфов может быть применён в мягких легкосжимаемых породах – глинах, суглинках, супесях и лёссах. При этом способе при взрыве удлинённого заряда, размещенного в скважине, в результате деформации пород образуется полость, близкая к цилиндрической, – шурф (рис. 7.8). Во влажных породах процесс образования горной выработки протекает более эффективно. При относительно правильной форме поперечного сечения, представляющей собой круг, диаметр выработки на различных её участках не остается постоянным, однако в однородных породах отклонения его от среднего значения невелики (расположение инициаторов в донной части заряда обеспечивает большую стабильность диаметра выработки). В верхней части выработки, как правило, образуется воронка выброса (особенно в выработках диаметром более 1 м).

Диаметр скважинного заряда ВВ $d_з$ (м), необходимого для получения полости шурфа диаметром $D_п$ (м), определяют по формуле

$$d_з = D_п / \sqrt{П_{пр}\Delta}\,, \qquad (7.27)$$

где $П_{пр}$ – показатель простреливаемости породы, дм^3/кг; Δ – плотность ВВ в заряде, кг/дм^3.

Формула (7.27) в основном пригодна для случая, когда используют аммонит 6ЖВ или аналогичные ему по работоспособности ВВ. Для других ВВ необходим пересчёт величины заряда по работоспособности. Глубина заряда определяется глубиной шурфа. Для уменьшения размеров воронки в устьевой части полости верхняя часть заряда ВВ должна не доходить до поверхности земли на 1,5…2 м.

Взрывной способ характеризуется незначительными затратами времени, труда и средств на проходку выработок и наиболее целесообразен в тех случаях, когда шурфы используют в качестве вскрывающих выработок, а геологическую информацию получают при проходке рассечек из этих шурфов.

Вследствие ограниченных поперечных размеров шурфов и стволов, проводимых при геологоразведке, взрывы зарядов осуществляются в условиях значительного зажима, что затрудняет работу зарядов по дроблению. В таких условиях возрастает роль врубовых шпуров, которые, как правило, нужно располагать в более слабых участках породы в забое.

Применяемые при проходке вертикальных нисходящих выработок типы врубов не столь разнообразны, как при проведении горизонтальных выработок. Разведочные шурфы имеют по сравнению со стволами небольшую площадь, поперечное сечение обычно прямоугольной формы. При площади поперечного сечения до 2 м^2 комплект шпуров скла-

дывается из врубовых и оконтуривающих, при больших площадях сечений добавляются отбойные.

Пирамидальный вруб состоит из четырёх шпуров, образующих в пространстве перевернутую пирамиду и располагаемых в средней части забоя. Применяется в монолитных или слаботрещиноватых крепких и средней крепости породах при проходке стволов прямоугольной формы при горизонтальном и пологом напластованиях пород. Этот вруб является наиболее эффективным.

Клиновый вруб обычно располагают вдоль меньшей оси шурфа и применяют в крепких и средней крепости породах при крутом напластовании или трещиноватости. Если угол наклона трещин составляет 30…60°, то целесообразно применять клиновый вруб, направленный по простиранию пород.

Призматический вруб применяется при проходке шурфов малой площади сечения, когда из-за стесненных условий невозможно пробурить наклонные шпуры.

Щелевой и боковой врубы применяются в забоях с выраженной слоистостью, ориентированной трещиноватостью, включением участков более слабых пород, тектонических нарушений и т. п.

Типы врубов при проходке стволов шахт применяются такие же, как и при проходке шурфов.

Конический вруб отличается от вышерассматриваемого пирамидального тем, что шпуры (более четырех) образуют в пространстве конус. Применяется в стволах круглого сечения в монолитных или с горизонтальным и пологим напластованиями пород различной крепости. Для уменьшения разлета породы в центре конуса пробуривают один-три вспомогательных шпура на 2/3 средней глубины шпуров комплекта.

Бочкообразный вруб образует в пространстве цилиндр, ось которого совпадает с осью ствола. Применяется в стволах круглого сечения в крепких породах различного залегания.

В стволах прямоугольной формы отбойные шпуры пробуривают вертикальными рядами, а в стволах круглого сечения они располагаются по окружностям. Оконтуривающие шпуры пробуривают с наклоном к контуру ствола с тем, чтобы получить качественное оконтуриваниие.

Основные параметры комплекта шпуров при проходке вертикальных горных выработок рассчитываются по той же методике, что и при проведении горизонтальных выработок. Усреднённые диаметры окружностей, по которым располагаются отбойные шпуры, определяются по формуле

$$D_0 = D_{\text{вр}} + \frac{n}{m-1}(D_{\text{пр}} - D_{\text{вр}}), \qquad (7.28)$$

где D_0 – диаметр окружности, по которой располагаются отбойные шпуры, м; n – порядковый номер окружности отбойных шпуров, начиная с первой, следующей за врубом; m – общее число окружностей шпуров, включая окружности врубовых и оконтуривающих шпуров; $D_{вр}$ – диаметр окружности врубовых шпуров, м; $D_{пр}$ – диаметр ствола в проходке, м.

Контрольные вопросы

1. Какова область применения взрывного способа проходки шурфов?
2. Какие комплекты шпуров используют при проходке шурфов небольшой площади поперечного сечения?
3. В чём состоит сущность взрывного способа проходки шурфов в мягких легкосжимаемых породах?
4. Какие типы врубов применяются в геологоразведке при проведении стволов?
5. Как рассчитываются параметры комплекта шпуров при проходке стволов?

7.5. Взрывные работы при проходке восстающих

Применение взрывных работ при проходке восстающих при разведке месторождений полезных ископаемых ограничено сложностью, трудоёмкостью и высокой стоимостью. Проходка восстающих может вестись мелкошпуровым способом или секционным взрыванием скважинных зарядов.

Площадь поперечного сечения восстающих обычно находится в пределах 2…4 м^2, поэтому глубина шпуров составляет 1,2…1,7 м. В комплекте шпуров используют клиновые, пирамидальные, боковые и прямые призматические врубы, располагаемые с таким расчётом, чтобы отбойка породы производилась в направлении к рудоспускному отделению.

Наиболее перспективными являются прямые призматические врубы с незаряжаемой скважиной диаметром от 60 до 90 мм. Расход ВВ на 1 м выработки для таких врубов снижается в среднем на 12 % по сравнению с клиновыми врубами.

Технология проходки восстающих взрыванием зарядов в глубоких скважинах предусматривает выбуривание в контурах восстающего на всю его глубину комплекта параллельных взрывных скважин, их заряжание и взрывание.

Существенным преимуществом этого способа проходки является выполнение технологических операций без присутствия людей в забое проходимой выработки.

Взрывание зарядов в скважинах производится в одну или две стадии. Соответственно различают одностадийную («безврубовую») и двухстадийную проходку. Во втором случае в первую стадию взрывается одна или несколько врубовых скважин, а во вторую – осуществляется взрывание зарядов в других скважинах с целью расширения вруба до контуров поперечного сечения восстающего.

В комплекте скважин при безврубовой проходке предусматривается бурение одной скважины большого (по сравнению с другими) диаметра. Эта скважина не заряжается и на неё осуществляется отбойка породы при взрыве зарядов в других скважинах.

Отбойка породы осуществляется за один приём сразу на всю длину выработки или с разбивкой на участки, называемые секциями. В условиях геолого-разведочных работ этот способ проходки используется редко. С учётом относительно небольших параметров технических восстающих из перечисленных разновидностей технологии проходческих работ в геологоразведке предпочтительна проходка выработки с двухстадийным посекционным взрыванием зарядов в скважинах. При этом отпадает необходимость в бурении скважин различных диаметров и появляется возможность корректировки и более качественного формирования выработки за счёт соответствующих изменений массы и конструкций зарядов.

Расчётом были установлены следующие параметры отбойки породы при взрыве удлиненного заряда аммонита 6ЖВ диаметром 76 мм, расположенного перпендикулярно к поверхности забоя, с забойкой длиной 0,3 м.

Длина заряда, м	0,5	1,0	1,5
Масса заряда, кг	2,8	4,6	6,8
Глубина воронки, м	0,53	0,62	0,84
Радиус воронки, м.....	0,28	0,34	0,23

Эти расчётные данные позволяют судить о параметрах воронки разрушения породы при взрыве заряда в первой (врубовой) скважине. В расчётах длина заряда принималась 0,5…1,5 м, наибольшие размеры воронки соответствовали заряду размером 1 м, которая и была принята в качестве оптимальной. Отбойка породы происходит при наличии вруба, образовавшегося при взрыве первого заряда.

Расстояние между скважинами a (м), взрываемыми во вторую стадию, от скважин, взрываемых первую, рекомендуют определять по формуле

$$a = 1{,}93 d \sqrt[3]{\frac{\rho_{\text{ВВ}}}{q_1 f_0 \gamma e}} + d/2\,, \qquad (7.29)$$

а глубину заряжаемой части этих скважин (с учетом нижней забойки) –

$$H \approx 2a - d = L + l\,, \qquad (7.30)$$

где d – диаметр скважины, мм; $\rho_{вв}$ – плотность ВВ, кг/м^3: q_1 – удельный расход ВВ, кг/м^3; $f_о$ – коэффициент структуры пород; γ = 3,34…4,94 – коэффициент зажима; e – коэффициент работоспособности ВВ; L, l – глубина заряда и нижней забойки, м.

С учётом коэффициента использования заряженной части скважин подвигание забоя восстающего за цикл определяется по формуле

$$H_ц = 3{,}37 d \sqrt[3]{\frac{\rho_{вв}}{q_1 f_0 \gamma e}}\,. \qquad (7.31)$$

Контрольные вопросы

1. Чем ограничена область применения взрывных работ при проходке восстающих в геологоразведке?
2. Какие врубы наиболее перспективны при проходе восстающих шпуровыми зарядами?
3. Опишите технологию проходки восстающего с двухстадийным посекционным взрыванием скважинных зарядов.

ГЛАВА 8
СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

8.1. Особенности взрывания мёрзлых пород

Рыхление мёрзлых пород взрывным способом осуществляется как при открытых, так и при подземных разработках.

На открытой поверхности рыхление мёрзлых грунтов осуществляется скважинной отбойкой (рис. 8.1).

Качество дробления мёрзлых пород достигается с помощью внедрения эффективных типов ВВ, применения многорядного короткозамедленного взрывания, рациональных схем коммутации взрывной сети, выбора эффективных параметров взрывания.

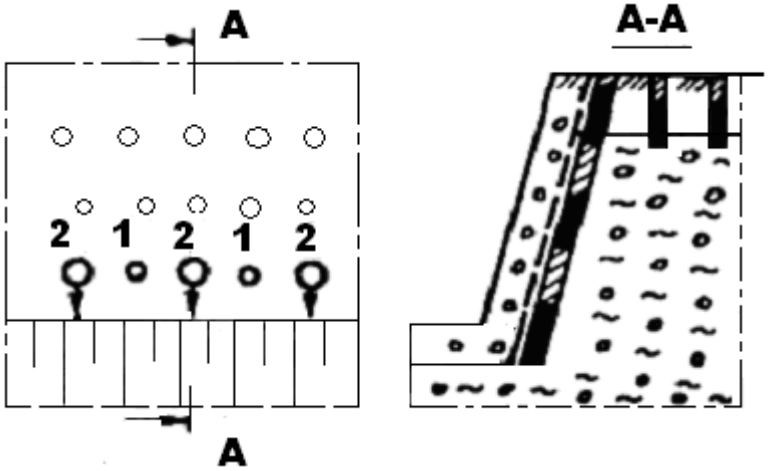


Рис. 8.1. Схема рыхления мёрзлых пород на уступах скважины:
1 и 2 – мелкие и глубокие шпуры

При проведении подземных выработок площадью сечения 3…8 м^2 число шпуров на забой и их глубину определяют в зависимости от физико-механических свойств горных пород, способа бурения и организации работ. Как правило, бурят 7…12 шпуров на забой глубиной 1,2…1,5 м. Удельный расход ВВ составляет 1,2…1,8 кг/м^3.

Эффективное дробление мёрзлых пород обеспечивается при глубине шпуров не более 0,95 глубины промерзания пород.

При сооружении котлованов, каналов и траншей часто применяют щелевзрывной способ рыхления мёрзлых пород, сущность которого состоит

в том, что при помощи баровой или дискофрезерной баровой машины нарезаются парные щели с расстоянием между ними 0,9…1,3 глубины щели.

При взрыве зарядов мёрзлая порода дробится и смещается в сторону компенсационной щели. Щель, в свою очередь, создаёт дополнительную свободную поверхность, способствующую улучшению дробления пород.

При щелевом методе рыхления мёрзлых пород определяют следующие параметры: толщину слоя мёрзлого грунта H, м; глубину щели $h_щ = 0{,}9\ H$, м; глубину заложения заряда $h_з$, м; ширину щели b, м; расстояние между щелями a, м. Величина $alh_щ = m$ носит название коэффициента сближения щелей.

При взрывных работах рассчитывают основные параметры: удельный расход ВВ; массу сосредоточенного и линейного зарядов ВВ.

Расстояние между щелями

$$a = (0{,}9\ldots1{,}3)\ h_щ. \tag{8.1}$$

Общий расход ВВ

$$Q = q/(\ V - V_щ), \tag{8.2}$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м^3; $V_щ$ – объём грунта в щелях, м^3; V – объём щели

При скважинной уступной отбойке скважины бурят с некоторым перебуром с целью увеличения величины преодолеваемой с.п.п. и качественной проработки подошвы уступа. Масса заряда для рыхления мёрзлых пород скважинными зарядами

$$Q = qW_p aN \tag{8.3}$$

Расчёт параметров взрыва сводится к определению предельных с.п.п.

$$W_0 = 53k_т d\sqrt{\frac{\Delta e}{\gamma}}, \tag{8.4}$$

где Δ – плотность заряда, г/см^3 ; γ – плотность породы, г/см ; e – относительный коэффициент работоспособности ВВ; d – диаметр заряда, м; $k_т = 1\ldots1{,}2$ – коэффициент трещиноватости, зависящий от строения массива и трещиноватости.

Полученное значение уточняется по проверочной формуле

$$W = \sqrt{P/q}, \tag{8.5}$$

где P – вместимость ВВ в 1 м скважины, кг.

Расстояние между рядами скважин

$$b = (0{,}75\ldots1)W. \tag{8.6}$$

Расстояние между скважинами в ряду

$$a = mW, \tag{8.7}$$

где m = 1…2,5 – коэффициент сближения скважин.

С целью эффективного и безопасного ведения взрывных работ составляют технический расчёт и паспорт на производство взрывных работ с учётом их особенностей и требований Единых правил безопасности при взрывных работах.

Контрольные вопросы

1. Каково оптимальное соотношение глубины шпуров и глубины промерзания?
2. В чём состоит сущность щелевзрывного метода рыхления мёрзлых пород?
3. По какой формуле определяется предельная с.п.п. при скважинкой уступной отбойке пород?

8.2. Контурное взрывание

При проведении взрывных работ обычными способами наблюдается разрушение массива горных пород за пределами проектного контура выработки, вследствие чего образуются шероховатости, заколы и трещины, снижается устойчивость бортов, уступов, боковых стенок и кровли выработок. При проведении горных выработок фактические размеры превышают проектные.

Характер разрушения законтурного массива при обычном взрывании зарядов оконтуривающих шпуров неодинаков в выработках различного поперечного сечения (рис. 8.2). Глубина распространения трещин $h_т$ (см) пропорциональна отношению давления продуктов детонации в шпуре в момент взрыва $P_п$ к пределу прочности пород на сжатие $\sigma_{сж}$, т. е.

$$h_т = k\frac{P_п}{\sigma_{сж}}, \tag{8.8}$$

где k – коэффициент пропорциональности.

Среднее значение коэффициента пропорциональности k равно 1,6.

Глубина распространения зоны трещинообразования в песчаниках составляет 70…75 см, а в сланцах– 120…125 см. Это обстоятельство следует учитывать при определении расстояния между линиями расположения отбойных и оконтуривающих шпуров, особенно при обычном способе взрывания.

При проведении выработок с длительным сроком службы, когда необходимо получить контур выработки, близкий к проектному с возможно наименьшим нарушением законтурного массива, применяют

способ контурного взрывания, при котором используется последующее или предварительное щелеобразование.

При предварительном щелеобразовании шпуры по контуру выработки взрывают в первую очередь для образования контурной щели. Взрывание зарядов в центральной части выработки происходит с экранированием энергии волн напряжений щелью, что значительно ослабляет действие взрыва на стенки и кровлю.

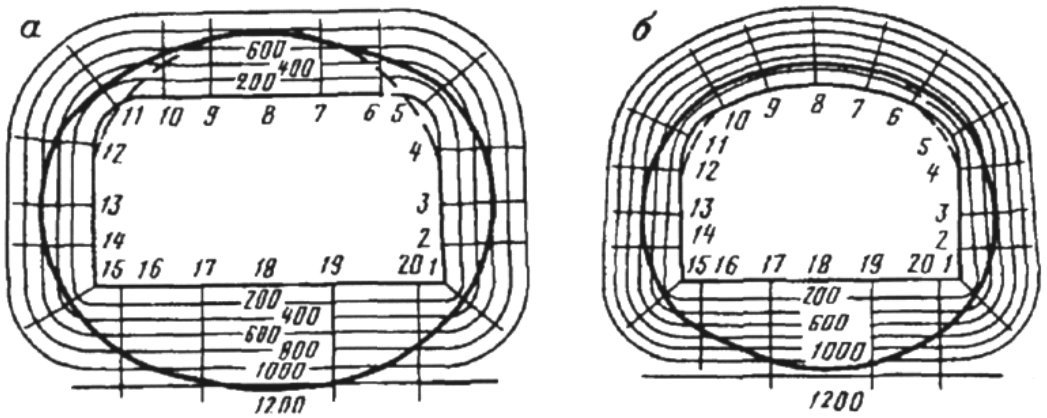


Рис. 8.2. Линии максимальных глубин трещинообразований, измеренные по реперам 1–20 в замкнутом пространстве в выработках прямоугольной (а) и арочной (б) форм поперечного сечения

Предварительное щелеобразование широко применяется при проведении выработок обычного сечения. Минимальное нарушение законтурного массива достигается следующими способами: взрыванием оконтуривающих шпуров рассредоточенными зарядами, сплошными зарядами малого диаметра, сближением оконтуривающих шпуров в трудновзрываемых крепких породах или применением специальных вкладышей в оконтуривающих шпурах со стороны стенок выработки. Заряды оконтуривающих шпуров взрывают после взрыва предконтурных зарядов.

Контурное взрывание с предварительным щелеобразованием применяют при проведении выработок большой площади сечения, для чего по контуру выработки шпуры на расстоянии 20…40 см один от другого заряжают зарядами малого диаметра. Этот метод можно применять там, где допустимо отставание крепи от забоя. Первоочередное взрывание оконтуривающих шпуров часто приводит к разрушению крепи выработки.

Недостатки контурного взрывания: на 15…20 % увеличивается число шпуров, возрастают затраты труда на заряжание оконтуривающих шпуров из-за сложности конструкции зарядов.

При применении последующего щелеобразования (гладкое взрывание) одновременно взрываются сближенные заряды особой конструкции по контуру горной выработки. Конструкция зарядов должна обеспечивать максимально возможное ослабление действия взрыва в сторону охраняемого массива. Это достигается применением рассредоточенных зарядов, низкобризантных ВВ, патронов ВВ уменьшенного диаметра с продольной кумулятивной полостью, обращённой в сторону ядра выработки, и зарядов, у которых со стороны законтурного массива уложены продольные деревянные планки. Основными факторами, оказывающими влияние на качество оконтуривания выработки, являются: величина, диаметр и конструкция заряда, расстояние между оконтуривающими шпурами, л.н.с.

При взрыве вокруг каждого шпурового заряда образуется цилиндрическое поле напряжений. Через некоторый промежуток времени происходит взаимодействие полей напряжений соседних зарядов, вследствие этого повышается концентрация напряжений по линии размещения зарядов.

Волна сжатия от взрыва оконтуривающих шпуров, достигая открытой поверхности, образованной взрывом зарядов врубовых и отбойных шпуров, отражается от неё. Отраженная волна, распространяясь вглубь массива, может привести к значительному разрушению законтурной части массива. В результате повышения концентрации напряжений по линии оконтуривающих зарядов образуется трещина, которая препятствует распространению отражённых волн в законтурное пространство.

Таким образом, разрушение законтурной части массива снижается, если к моменту подхода отраженной волны к контуру выработки по линии оконтуривающих зарядов уже образованы трещины. Это возможно при условии

$$t_{\text{т}} \leq t_{\text{п}} + t_0 , \tag{8.9}$$

где t_0 и $t_{\text{п}}$ – время движения соответственно прямой волны сжатия до открытой поверхности и отраженной от нее волны растяжения до линии зарядов, с.

Время образования трещины между двумя смежными полостями, образующимися при взрыве (с),

$$t_{\text{т}} = a_{\text{к}} / (2\upsilon_{\text{т}}); \; t_{\text{п}} = \frac{W}{c_{\text{пр}}}; \; t_0 = \frac{W}{c_{\text{поп}}}, \tag{8.10}$$

где $a_{\text{к}}$ – расстояние между шпурами по контуру выработки, м; $\upsilon_{\text{т}}$ – скорость развития трещин в данной породе, м/с; $C_{\text{пр}}$, $C_{\text{поп}}$ – скорости продольной и поперечной волн, м/с. С учётом этого

$$t_{\text{п}} + t_0 = 2W_{\text{к}} / \upsilon_{\text{р}} , \tag{8.11}$$

где $W_{\text{к}}$ – л. н. с. для оконтуривающих шпуров. Подставив значения $t_{\text{п}}$ и t_0, получим:

$$\frac{a_к}{2\upsilon_т} \le \frac{2W_к}{v_р} \text{ или } \frac{a_к}{W_к} \le \frac{4\upsilon_т}{\upsilon_р}, \qquad (8.12)$$

где $\upsilon_р$ – скорость распространения взрывной волны.

Величина $a_к/W_к = m_к$ является относительным коэффициентом сближения оконтуривающих шпуров.

Следовательно, для получения щели между образовавшимися при взрыве полостями и минимальных нарушений массива за контуром выработки относительный коэффициент сближения оконтуривающих скважин должен удовлетворять условию

$$m \le 4\upsilon_т / \upsilon_р. \qquad (8.13)$$

Скорость развития трещин, распространение продольных волн в массиве и коэффициент оконтуривающих зарядов зависят от трещиноватости пород. На границе зоны трещиноватости отражается часть волны сжатия, образованная взрывом оконтуривающих зарядов.

Поэтому расстояние между шпурами в оконтуривающем ряду следует принимать с поправкой на глубину трещинообразования от взрыва отбойных предконтурных зарядов последнего ряда:

$$a_к \le (0,8 \div 1,0)(W_к - l_т), \qquad (8.14)$$

где $W_к$ – линия наименьшего сопротивления оконтуривающих зарядов, м.

Число оконтуривающих шпуров определяется по формуле

$$N_к \approx 1,05\,П / a_к + 1, \qquad (8.15)$$

где $П$ – проектный периметр выработки, м.

Рациональная вместимость ВВ в 1 м оконтуривающих шпуров

$$P_к = \left[0,4 + k_м(0,63 - \frac{2,1}{f})\right] W_к, \qquad (8.16)$$

где $k_м$ – коэффициент относительной монолитности пород (табл. 8.1). Масса заряда оконтуривающего шпура

$$Q_к = P_к l_к, \qquad (8.17)$$

где $l_к$ – длина оконтуривающего шпура, м.

Талица 8.1

Рекомендуемые линии наименьших сопротивлений (л.н.с.) в породах различной трещиноватости

Порода	Расстояние между трещинами, м	Коэффициент относительной монолитности	Л.н.с. оконтуривающих шпуров, м
Относительная монолитность	>1,5	1,0	0,5…0,6
Среднетрещиноватая	0,15…1,5	0,5	0,6…0,7
Сильнотрещиноватая	<0,15	0,2	0,7…0,8

Расстояние между устьем шпуров и контурной линией не должно превышать 10 см, при этом дно шпура должно точно выходить на проектный контур. Глубину оконтуривающих шпуров рекомендуется принимать на 20…30 см меньше глубины врубовых и отбойных шпуров.

Контурное взрывание при проведении капитальных выработок позволяет получить почти точное соответствие фактического и проектного контуров выработки, снизить шероховатость стенок и кровли, сократить объем по уборке излишней породы, уменьшить законтурное разрушение массива. При этом применяют электрическое короткозамедленное взрывание. Оконтуривающие шпуры взрывают одним замедлением.

Выравнивание криволинейных участков достигается бурением дополнительных незаряженных шпуров, располагаемых по контуру выработки между заряжаемыми.

Контрольные вопросы

1. От чего зависит глубина распространения наведённых взрывом трещин в законтурный массив?
2. Какие методы контурного взрывания Вы знаете?
3. Как определяется коэффициент сближения зарядов, обеспечивающий образование щели между ними с минимальным нарушением массива за контуром?
4. Назовите основные преимущества контурного взрывания.

8.3. Взрывные работы при строительстве горных и геолого-разведочных предприятий

Взрывные работы широко применяют в жилищном строительстве геолого-разведочных предприятий. В результате использования энергии взрыва ВВ создают траншеи, котлованы.

При ведении взрывных работ в скальных породах наиболее важно определить действие взрыва заряда вглубь массива.

Для сохранности устойчивости массива горных пород от разрушений в процессе взрывных работ в СНиПе предусмотрено сохранение на наиболее ответственных сооружениях защитного слоя мощностью 0,5 расчетной длины л.н.с. вышележащих зарядов, но не менее 1 м.

Взрывание перемычек из суглинка, моренного грунта (рис. 8.3) осуществляется в тех случаях, если скорость потока воды после взрыва обеспечивает интенсивный размыв перемычки, а также если взрывные работы предназначены для облегчения механизированных работ по разбору перемычек.

Скважины располагают по квадратной сетке. Параметры взрывания и величина заряда такие же, как и для скальных целиков. В отдельных случаях перемычки разрушают камерными зарядами, взрывами на рыхление.

При отсутствии механизации работ суглинистые насыпные перемычки разрушают зарядами выброса, помещёнными в шурфы. Шурфы позволяют использовать заряды с высоким показателем действия взрыва. Показатель действия взрыва принимается равным 2,5…3. Взрывание, как правило, многорядное, короткозамедленное.

Поскольку разрушение перемычек взрывом осуществляется на застроенных территориях, особое внимание следует уделять условиям безопасности, связанным с сейсмичностью, силой ударной воздушной волны, гидравлическим ударом и разлётом осколков пород.

Посадка насыпи на болото. Взрывной метод посадки дорожных насыпей на болото используют при строительстве железных и автомобильных дорог. С помощью скважинных зарядов применяют способ продольных поперечных траншей.

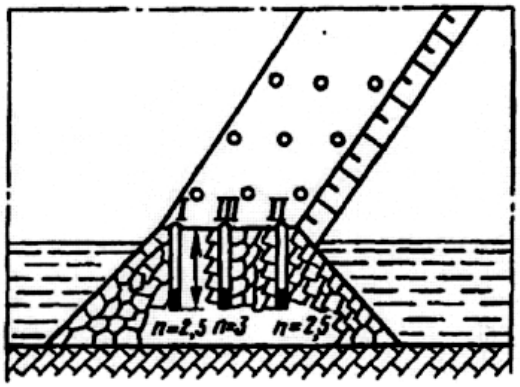


Рис. 8.3. Схема расположения зарядов при взрывании насыщенных перемычек (I–III – ряды расположения зарядов)

Способ продольных траншей применяют при отсыпке насыпи для железнодорожного транспорта. При этом в первую очередь взрывают осевую траншею, а после её засыпки – две боковые траншеи.

Ширина осевой траншеи $B_{ос} = 2Wn$ (W – глубина заложения зарядов, м; n – показатель действия взрыва), а боковой $B_б = 1{,}67\ Wn$.

При взрывных работах по посадке насыпей на болото следует применять водоустойчивые ВВ или ВВ в патронах, покрытых водоизолирующим составом, а также водоустойчивые средства взрывания. Заряды, опускаемые в скважины, помещают в изолирующие гильзы.

Взрывание зданий и сооружений. Этот вид взрывания осуществляют для обеспечения безопасности обрушения остатков строений, дымовых труб, конструкций мостов из бетона, железобетона, кирпичной и бутовой кладки, а также металлических конструкций, буровых вышек и т. д.

Взрывные работы при строительстве необходимо выполнять строго в соответствии с проектом, к которому прилагаются рабочие чертежи и пояснительная записка.

Обрушения зданий и сооружений, отслуживших свой срок, осуществляются расположением и взрыванием зарядов ВВ по их периметру для сквозного подбоя стен зданий и сооружений, в результате чего они падают на своё основание. Высота развала при этом составляет 1/3 высоты здания, а ширина развала не превышает 1/2 высоты стены.

Перед началом работ в обрушаемом здании устанавливают местонахождение дымоходов и пустот в стенах. Все перегородки, перекрытия, стропила, крышу, дверные и оконные коробки по возможности разбирают и удаляют от места взрыва. Затем выполняют следующие мероприятия:

- уточняют план здания с точным измерением стен, размеров дверных, оконных и других проёмов, измерением колонн, сводов, опор, расположение дымоходов и т. д.;
- определяют прочностные характеристики материала здания (кирпича, бетонной кладки, бетона, железобетона и др.);
- изучают подземные коммуникации и другие объекты, находящиеся на расстоянии 1/2 высоты стен.

При полном подбое шпуры необходимо располагать в два и более рядов в шахматном порядке и бурить их в простенках и стенах на одном уровне, но не ниже 0,5 м от поверхности земли. Глубина шпуров должна составлять 2/3 толщины стен, а в углах стен – 2/3 толщины стены, измеренной по биссектрисе угла здания.

Расстояние между шпурами в ряду при кладке на цементном растворе равно глубине шпура, а при известковом – 1,2 от его глубины. Расстояние между рядами шпуров принимают таким, чтобы каждый шпур находился на равном удалении от шпуров своего и соседнего рядов.

Заряды в углах стен располагают в шпурах, пробуренных один над другим. Крайние шпуры, граничащие с оконными, дверными проёмами и прочими пустотами, располагают от них на расстоянии не менее половины расстояния между шпурами в ряду.

Заряды в простенках располагают так же, как и в стенах, причём крайние шпуры пробуривают на расстоянии 0,5 глубины шпура от краев простенка. В простенках, где по ширине необходимо заложить только один шпур, для увеличения величин подбоя над первым шпуром располагают второй на расстоянии, соответствующем величине, указанной выше. В простенках, ширина которых меньше их толщины, шпуры бурят со стороны проёма.

Масса заряда (кг) для обрушения здания

$$Q = qL, \tag{8.18}$$

где q – удельный расход ВВ, зависящий от свойств ВВ, толщины стены, крепости, а также материала кладки (принимается по данным, приведенным в табл. 8.2); L – глубина шпура, м.

Заряд при этом не должен занимать больше половины шпура, остальную часть шпура заполняют забоечным материалом.

Диаметр шпура d (дм) зависит от массы заряда, глубины шпура, плотности заряжания и определяется по формуле

$$d = \sqrt{\frac{8Q}{\pi L \Delta}}, \qquad (8.19)$$

где Q – масса заряда в шпуре, кг; L – глубина шпура, дм; Δ– плотность заряжания, кг/дм^3.

Таблица 8.2

Удельный расход аммонита 6ЖВ при взрывании зданий, кг/м^3

Толщина стенки, м	Вид строительного материала			
	Кирпич на известковом растворе	Кирпич на цементном растворе	Бетон	Железобетон
0,45	1,70	1,90	2,00	2,20
0,5	1,50	1,70	1,80	2,00
0,6	1,30	1,40	1,50	1,70
0,7	1,10	1,20	1,40	1,40
0,75	1,00	1,00	1,10	1,20
0,8	0,85	0,85	0,92	1,10
0,9	0,77	0,83	0,90	1,00
1,0…1,2	0,68	0,77	0,85	0,90
1,3…1,5	0,60	0,70	0,77	0,77
1,6…1,7	0,55	0,60	0,70	0,70
1,8…1,9	0,43	0,47	0,51	0,60

Заряжание осуществляется патронированными ВВ. Допускается изготовление боевиков, а также патронирование ВВ в обособленном помещении обрушаемого здания при естественном свете или при электроосвещении.

В качестве забойки применяют песок, отходы обогатительных фабрик, другие виды щебня.

Заряды взрывают с помощью электродетонаторов или детонирующего шнура. При электрическом взрывании зарядов вся электропроводка в здании должна быть обесточена к моменту начала заряжания. Взрывная сеть дублируется. При валке зданий и сооружений огневое взрывание запрещается.

Шпуры, располагаемые в вертикальном ряду, бурят такой же глубины.

Если здания имеют своды и колонны, то необходимо наряду с подсечкой стен на том же уровне производить подсечку колонн и опор сводов. Колонны толщиной менее 1,5 м подрывают двумя рядами шпуров, пробуриваемых с одной стороны колонны. Массу заряда определяют по данным, приведенным в табл. 8.3, и формуле

$$Q = 1{,}25\ qL, \tag{8.20}$$

Таблица 8.3

Удельный расход аммонита 6ЖВ при взрывании колонн, кг/м^3

Диаметр колонны, м	Вид строительного материала			
	Кирпич на известковом растворе	Кирпич на цементном растворе	Бетон	Железобетон
2,0…2,5	2,13	2,34	2,55	2,76
2,7…3,0	1,91	2,13	2,5	2,51
3,2…4,0	1,7	1,87	2,04	2,21
4,2…5,0	1,49	1,66	1,79	2,00

При обрушении фабрично-заводских труб, башен, колонн и т. п. в стеснённых условиях, когда следует придерживаться строго определенного направления, одним рядом шпуров делают сквозной подбой со стороны направления валки на 2/3–3/4 периметра и подкоп по остальной части периметра стены выше уровня подбоя на 0,7…1 м. Расположение и расчёт зарядов при валке подобных объектов производят по тому же принципу, что и при обрушении зданий.

Если фабрично-заводские трубы, башни и т. п. примыкают к зданиям, не подлежащим разрушению, и имеют с ними жёсткую связь, то предварительно производят вертикальную отсечку взрыванием зарядов, расположенных один над другим в один ряд в плоскости отсечки.

Для предохранения от разрушения и сотрясания подземных сооружений и коммуникаций (газопровода, водопровода, канализации и т. д.) на месте предполагаемого падения основной массы обрушаемого сооружения выкладывают амортизатор. Он представляет собой две насыпи из песка или щебня высотой 1 м, идущие параллельно подземному сооружению на расстоянии 1,2 м от его внешних сторон, по верху насыпей кладут деревянные балки, которые затем перекрывают поперек деревянными или металлическими балками.

Если вблизи обрушаемого взрывом сооружения проходит воздушная линия электропередачи и другие коммунальные сети, которым угрожает разрушение, то к моменту взрыва их необходимо убрать.

При взрывных работах по обрушению в населенных местах обязательно применяют меры защиты от разлетающихся осколков, при этом используют локализаторы (деревянные щиты, мешки с землёй или песком, фашины и металлические сетки). С наружной стороны здания должны быть установлены щиты толщиной не менее 50 мм. Щиты обязательно должны перекрывать не менее чем на 50 см сферу дробления стены. В нижней части они должны отстоять от стен здания не меньше чем на 0,5 м и касаться их только верхней частью. Оконные и дверные проёмы обрушаемого здания закрывают деревянными щитами. Застеклённые просветы зданий, расположенные в непосредственной близости от взрываемого объекта и обращенные к нему, закрывают деревянными щитами или удаляют стёкла на время взрыва; жильцы вблизи расположенных зданий должны быть заблаговременно предупреждены о взрыве, а при определённых условиях на момент взрыва должны покинуть помещения.

После окончания заряжания подают первый сигнал, по которому весь персонал покидает обрушаемое здание и удаляется за пределы опасной зоны. Охрана занимает свои места и останавливает движение по прилегающим улицам. Руководитель взрывных работ должен лично убедиться в отсутствии людей в опасной зоне. После второго сигнала руководитель работ подсоединяет концы магистрали к рубильнику или взрывной машине. По третьему сигналу включается ток.

Люди допускаются в разрушенное здание только с разрешения руководителя взрывных работ после личного осмотра им места взрыва. При разборке обрушенного взрывом здания обязательно должен присутствовать дежурный взрывник.

Взрывные работы по проходке котлованов под столбы и опоры. При строительстве горных промышленных и геолого-разведочных сооружений применяют фундаменты из камуфлетных свай, если грунты характеризуются слабой несущей способностью. Основным показателем получения камуфлетных свай является простреливаемость пород $П_{пр}$.

При $П_{пр} \geq 100$ дм^3/кг пяту для свай получают путём прострела пробуренной скважины и введением в нее железобетонной сваи. При этом масса заряда

$$Q = \frac{R^3}{0,24\,П_{пр}}, \qquad (8.21)$$

где Q – масса заряда, кг; R – проектный радиус основания сваи, дм.

Расчётная масса заряда уточняется по результатам экспериментальных взрывов.

При проходке котлованов выполняют операции в следующей последовательности: пробуривают скважину, диаметр которой на 30…50 мм

больше диаметра сваи и равен 300…500 мм; опускают в скважину трубу длиной 1,5…2,0 м, затем заряд ВВ (на шпагате); засыпают буровую мелочь в зазор между стенками скважин и зарядом; присоединяют провода от электродетонатора к магистрали; удаляют рабочих в безопасную зону; производят взрыв. Взрывным способом сооружаются также ямы для установки телеграфных столбов и опор ЛЭП.

Контрольные вопросы

1. В каких случаях применяют взрывание перемычек из суглинка и моренного грунта?
2. Для чего используют взрывной метод посадки насыпей на болото?
3. Какие мероприятия осуществляют перед началом работ по взрыванию зданий и сооружений?
4. Какой показатель является основным при расчёте массы заряда для получения камуфлетной сваи?

ГЛАВА 9
УПЛОТНЕНИЕ СЖИМАЕМЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ДЕЙСТВИЕМ ВЗРЫВА

9.1. Расчёт зон уплотнения при взрыве заряда

Сжимаемые (несвязные) породы являются по меньшей мере трёхфазной системой. При взрыве заряда в сжимаемых породах во все стороны от него со звуковой скоростью распространяется взрывная волна, т. е. область больших давлений.

Во время прохождения взрывной волны все компоненты массива несвязных пород подвергаются большому давлению, вследствие чего массив уплотняется, т. е. нарушаются связи между отдельными кусками. После прохождения взрывной волны в массиве происходит волнообразное изменение напряжений, способствующее перераспределению напряжений и деформаций.

Поскольку массивы сжимаемых (несвязных) пород обладают упругопластичными свойствами, то под действием взрывной волны вокруг заряда будет образовываться начальная полость определённого объёма, которая постепенно будет расширяться. При распределении взрывной волны в массиве высокому давлению будет подвергаться значительный его объём, а зарядная камера при этом будет расширяться за счёт уплотнения.

Другой особенностью действия взрыва в сжимаемых породах является отражение взрывной волны от заполнителей пустот, находящихся между отдельностями, вследствие чего происходит растрескивание цементационного материала, а роль прямой волны в нарушении связей будет незначительна, т. е. роль прямых волн в разрушении массива несвязных пород меньше, чем при разрушении скального массива горных пород, скорость распространения которых составляет несколько тысяч метров в секунду, в несвязных породах – 400…800 м/с.

При взрывном разрушении несвязных пород имеет место одновременное воздействие продуктов взрыва, волн сжатия и растяжения, а также поперечных волн. На первой стадии разрушения основную роль играют продукты взрыва, их действие в основном определяется разрушением несвязных пород вблизи заряда.

Метод уплотнения водонасыщенных малосвязаных пород взрывами зарядов ВВ является весьма эффективным средством увеличения

прочности оснований сооружений, а также уменьшения их деформируемости при действии статических и динамических нагрузок. Особенностью метода взрыва является использование весьма мощного, доступного и сравнительно дешёвого источника динамических воздействий.

При взрывном уплотнении пород основное изменение структуры породы происходит в зоне действия преимущественно ударных волн. Параметрами взрывных волн являются максимальное давление, скорость распространения, время действия и импульс взрывной волны. Импульс взрывной волны определяется по формуле

$$I = \int_{t_1}^{t_2} P(t)\,dt\,, \tag{9.1}$$

где $P(t)$ – изменение во времени давления взрывной волны.

Параметры ударных волн определяются по следующим зависимостям, полученным экспериментальным путем:

$$P_{\max} = 53{,}3\,(\sqrt[3]{Q/R})^{1{,}13}\,. \tag{9.2}$$

Таблица 9.1

Радиусы зон сжатия и разрушения в разных породах

Показатель	Рыхлый свеженасыпной грунт	Песок плотный	Глина	Скальные породы
K_c	0,6	0,5	0,5	0,2
K_p	0,85	0,63	0,6	0,5
R_c	11,4	9,5	9,5	3,8
R_p	16,15	17,97	11,4	9,5

Импульс волны определяется по формуле

$$I = 0{,}0059\,(\sqrt[3]{Q/R})^{0{,}89}\,, \tag{9.3}$$

где $P_{\max}$ – максимальное значение давления взрывной волны, МПа; Q – масса заряда, кг; R – расстояние от центра заряда, м; I – импульс волны, МПа·с.

В несвязных породах в отличие от идеальной жидкости скорость распространения волны сжатия при больших напряжениях меньше скорости звука. По мере удаления волны сжатия пластические деформации сменяются деформациями упругопластичными, а затем и упругими. Зона действия взрыва при этом разделена на ближнюю, среднюю и дальнюю, а первая, в свою очередь, на области сжатия и разрушения. Размеры зон сжатия и разрушения для сосредоточенного тротилового заряда определяются по формулам:

$$\overline{R}_c = 19K_c;\ \overline{R}_p = 19K_p\,, \tag{9.4}$$

где $\overline{R}_с = R_с / R_з$ – относительный радиус зоны сжатия; $R_с$ – радиус зоны сжатия; $R_з$ – радиус заряда; $\overline{R}_р$ – относительный радиус зоны разрушения; $K_с$, $K_р$ – эмпирические коэффициенты (табл. 9.1).

Контрольные вопросы

1. Какими особенностями характеризуется действие взрыва в несвязных породах?
2. На какие зоны делят область действия взрыва в несвязных породах?
3. Какие соотношения определяют размеры зон сжатия и разрушения?

9.2. Проведение выработок и полостей в грунтах и скальных породах взрывным методом

Проведение выработок в пластичных породах осуществляется камуфлетными взрывами. Этот способ сооружения отличается высокой эффективностью и производительностью. Уплотнение пород сопровождается пластическим течением и необратимыми деформациями, в результате которых в толще пластичных пород, окружающих камуфлетный заряд ВВ, образуется полость сфероидальной или эллипсовидной формы.

Ударная волна, возникающая при взрыве и приводящая к образованию камуфлетной полости, является в первую очередь результатом отдачи энергии газообразных продуктов взрыва среде, окружающей заряд ВВ.

При взрывах сосредоточенных зарядов, расположенных на небольших глубинах, происходят выброс части породы и уплотнение породы в донной части воронки выброса, причём с увеличением заглубления повышается интенсивность уплотнения породы. Максимальное уплотнение достигается при взрыве камуфлетных зарядов ВВ. Такие взрывы широко применяются в горной промышленности для сооружения подземных резервуаров. На рис. 9.1 показана технологическая схема сооружения подземного резервуара взрывом. В породах проходят шурф или скважину. Для защиты от водоносных горизонтов шурф или скважину крепят или цементируют. Затем шурф (скважину) углубляют до отметки заложения заряда ВВ, на забой незакрепленной части шурфа (скважины) опускают заряд ВВ, а скважину (шурф) заполняют гидрозабойкой. В момент взрыва продукты детонации оказывают ударную нагрузку на стенки зарядной камеры. Расширение продуктов взрыва сопровождается образованием сферической полости, сообщающейся с поверхностью земли через закрепленный шурф (скважину).

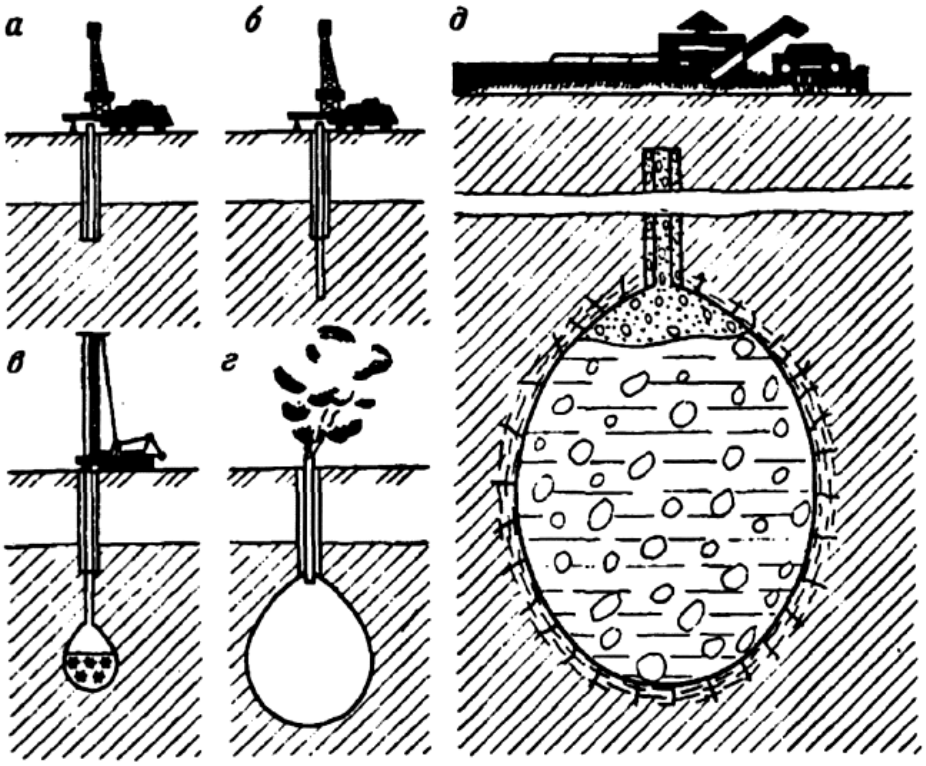


Рис. 9.1. Технологическая схема сооружения подземного резервуара камуфлетным взрывом через скважину: а и б – бурение скважины начальным и конечным диаметром; в – образование прострелочного котла; г – основной взрыв; д – подземный резервуар, заполненный токсичными веществами

Таким образом, наиболее трудоёмкая часть строительства – земляные работы (разработка, транспортирование грунта и размещение отвалов) – выпадает, что в значительной степени сокращает трудоёмкость и время строительства, его стоимость. Освоенная глубина заложения таких резервуаров не превышает 60 м, объём единичной выработки-ёмкости до 200 м^3 (диаметр до 7 м).

Камуфлетный метод проведения подземных выработок применяется в мягких породах. При этом методе из припортальной части тоннеля, пройденной обычным способом, по продольной оси выработки бурят центральную скважину диаметром 100…140 мм, длиной 25…70 м. Скважину заряжают удлинённым зарядом, а часть её устья заполняют плотным забоечным материалом (цементный раствор, бетон с добавками, ускоряющими схватывание). Для обеспечения устойчивой детонации по всей длине снаряда прокладывают детонирующий шнур.

При взрыве заряда в скважине почти вся энергия взрыва расходуется на создание камуфлетной полости. За счёт уплотнения грунта

взрывом образуется цилиндрическая выработка, диаметр которой превышает диаметр скважины не более чем в 10 раз. Диаметр D камуфлетной выработки зависит от типа ВВ, массы заряда Q и свойств грунта (пластичности, влажности, гранулометрического состава и др.). Диаметр скважины определяют по формуле

$$D = 2r = 2k_{сж}\sqrt{Q}\,, \qquad (9.5)$$

где r – радиус выработки, м; $k_{сж}$ – коэффициент податливости грунта сжатию взрывом удлинённого заряда (при взрывании тротила в плотной сухой глине $k_{сж}$ = 0,235, в супеси – 0,280, во влажных лёссовидных суглинках – 0,360).

Взрывные работы должны производиться в соответствии с разработанными проектной организацией рабочими чертежами на буровзрывные работы, согласованными с заинтересованными организациями, и проектом производства работ, в которых должны содержаться указания по обеспечению безопасности работы. Подготовительные и взрывные работы по образованию котлованов производятся в соответствии с графиком работ. В графиках следует предусматривать возможно меньший промежуток времени между производством взрывов по образованию котлованов и установкой опор.

Взрывной способ образования котлованов целесообразнее применять в легкоуплотняемых связных грунтах (глинах, суглинках и супесях). Работы выполняют в следующей последовательности: в пределах контуров котлованов устраивают приямки; по оси котлованов пробуривают шпуры; производят заряжание и взрывание зарядов в шпурах.

В зимнее время приямки образуют на всю глубину промерзания грунта. При талом грунте приямки делают на глубину 0,5…0,7 м. Приямки необходимы для уменьшения разрушения поверхности грунта вокруг котлована и уменьшения осыпей рыхлого грунта внутрь шпура во время бурения и заряжания, а также внутрь котлована после взрыва. При наличии плотного дернового покрова приямки в летнее время не устраивают.

Шпуры диаметром 50…70 мм бурят строго вертикально по оси котлована глубиной, на 5…10 % превышающей заданную глубину котлована.

Перед заряжанием шпуры должны быть проверены на всю глубину забойником, имеющим диаметр на 10…20 мм больше диаметра заряда. При сужении шпура, которое может стать препятствием к свободному опусканию заряда ВВ, его расширяют взрывом нитки ДШ.

Таблица 9.2

Экспериментальные длинные по сооружению выработок удлиненными зарядами

Радиус заряда, м	Глубина скважины, м	Расход ВВ на 1 м скважины, кг	Размеры выработок после взрыва			Отношение радиусов выработки к заряду	Размеры воронки, м		Подсыпка выработки, м	Грунт
			Глубина, м	Средний диаметр, м	Расход ВВ на скважину, кг		Верхний диаметр	Глубина		
0,132	53,2	60,1	20	3,2	3000	13,2	7,2	6,0	33,2	Разнородный
0,7	30,0	25,3	13,0	2,5	958	12,5	5,8	4,0	17,0	Глина
0,06	27,8	10,07	15,0	1,5	280	12,5	4,1	3,41	12,8	»
0,075	25,0	12,0	6,0	2,5	300	16,6	5,5	3,8	19,0	»
0,1	25,0	25,0	15,0	2,5	625	12,5	5,7	4,0	10,0	»
0,1	19,5	28,0	16,5	2,25	452	11,2	4,0	3,1	3,0	Вязкая глина
0,075	17,0	18,2	14,0	1,84	258	12,3	3,2	2,35	3,0	То же
0,075	30,0	15,2	25,0	2,5	456	16,6	3,8	3,25	5,0	»
0,075	30,0	15,2	25,0	2,3	456	15,3	4,0	2,8	5,0	»
0,05	20,0	7,00	18,0	2,0	140	20,0	4,0	3,15	2,0	Суглинок
0,05	20,0	7,0	18,0	1,8	140	18,0	3,8	2,75	2,0	»
0,04	20,0	4,50	17,0	1,7	90	21,2	3,2	2,75	3,0	»
0,12	40,0	40,0	32,0	3,0	1600	12,5	6,7	4,3	8,0	»
0,12	30,0	40,0	25,0	3,15	1200	13,2	7,0	4,5	5,0	»

В качестве ВВ применяют патронированный аммонит. Заряжание шпуров заключается в размещении в них рассредоточенных зарядов из 12–14 патронов аммонита, прикрепленных плотно к нитке ДШ и шпагату (рис. 9.2).

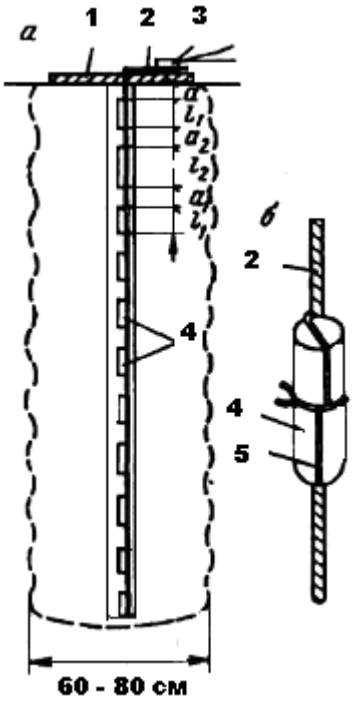


Рис. 9.2. Схема размещения патронов ВВ в шпуре:
а – разрез заряженного шпура;
б – при крепление патрона ВВ к ДШ (патрон прикрепляют в трёх точках);
1 – деревянная перекладина; 2 – ДШ;
3 – электродетонатор; 4 – патрон ВВ;
5 – шпагат

Заряд-гирлянду опускают в шпур на шпагате, а затем конец шпагата привязывают к деревянной перекладине, размещаемой над устьем шпура. Нижний патрон заряда должен находиться у дна шпура, а верхний – на расстоянии 100…150 мм от устья шпура. Забойку шпура не делают.

Размеры патронов, а также расстояние между ними, в зависимости от различных грунтов и условий работ, приведены ниже.

Таблица 9.3

Грунт	Глина	Суглинок	Тяжёлая супесь
Размеры патронов (кроме второго* сверху), мм			
диаметр	35	35	35
длина	150	150	150
Масса патронов (кроме второго* сверху), г	150	150	150
Расстояние между патронами, мм			
на нулевых местах и выемках	50	75	100
на насыпях	125	150	175

*Второй сверху патрон делают длиной 220…250 мм и массой 220…250 г.

Приведённые значения расчётных параметров должны уточняться в конкретных грунтовых условиях на основе данных пробных взрывов. Причём изменять общую массу зарядов следует путём изменения расстояния между патронами ВВ.

Взрыв заряда ВВ производят при помощи электродетонатора, предварительно прикрепленного к концу отрезка ДШ, выведенного на поверхность. В результате взрыва образуется полость диаметром 60…80 см.

Для образования полости диаметром больше 60 см (практически до 3 м) по оси котлованов бурят скважины, диаметр которых может быть определён по формуле

$$d = (0,06...0,08)D, \tag{9.6}$$

где D – необходимый диаметр полости, м.

В формуле (9.6) большую цифру принимают для плотных грунтов, а меньшую – для более мягких.

Массу заряда (кг) рассчитывают по формуле

$$Q = 7,85d^2L\Delta, \tag{9.7}$$

где d – диаметр скважины, дм; $L = H + 2D$ – длина скважины, м; H – проектная глубина котлована, м; Δ – плотность заряжания ВВ, кг/дм^3.

Поскольку скважину заряжают на всю длину, для предотвращения образования воронки в устьевой части скважины применяют накладной заряд, который взрывают дополнительными отрезками ДШ одновременно с инициированием основного (скважинного) заряда.

Радиус $R_н$ и высоту $H_н$ накладного заряда (см) определяют по следующим формулам:

$$R_н = 1,25R_п, \tag{9.8}$$

$$H_н = (1,1...1,4)d_з, \tag{9.9}$$

где $R_п$ – проектируемый радиус полости, см; $d_з$ – диаметр заряда в скважине, см.

Указанные выше параметры взрывных работ следует уточнять опытным путём.

При взрывных работах при разработке котлованов в скальных породах котлованы должны быть вскрыты по всему проектному поперечному профилю до обнажения скальных пород.

В зависимости от крепости и трещиноватости скальных пород, а также размеров котлована определяют методы и параметры взрывных работ. Как правило, применяют метод шпуровых зарядов.

При проходке котлованов в скальных породах средней и выше средней крепости применяют послойную их разработку с обязательным бурением врубовых шпуров.

Глубину отбойных шпуров при врубах с наклонным расположением шпуров (пирамидальный, клиновый и т. п.) рекомендуется принимать не больше минимального размера стороны котлована.

Фундаменты из камуфлетных свай применяют при строительстве гражданских зданий и промышленных сооружений, если грунты имеют слабую несущую способность. Основной физической характеристикой является показатель простреливаемости горных пород $П_{пр}$.

При $П_{пр} \geq 100$ дм^3/кг объём полости для пяты сваи получают путём прострела пробуренной скважины с последующим заполнением полученного котла бетоном и введением в него железобетонной сваи.

Для получения котла требуемых размеров массу заряда ВВ определяют по формуле

$$Q = \frac{R}{0,24П_{пр}}, \tag{9.10}$$

где Q – масса заряда, кг; R – проектный радиус основания сваи, дм; $П_{пр}$ – показатель простреливаемости, дм^3/кг.

Минимальная глубина заложения камуфлетного заряда h_{min}, при которой действие взрыва на поверхности земли не проявляется, определяется по формуле

$$h_{\min} = \sqrt[3]{\frac{Q}{2k_в}}, \tag{9.11}$$

где $k_в$ – коэффициент сопротивления грунта выбросу взрывом (для глин и суглинков средней плотности $k_в = 1,3$ кг/м^3).

Рассчитанные массы зарядов уточняются по результатам экспериментальных взрывов. Для этого после первых же взрывов измеряют фактический диаметр котла $Д_к$ методом заполнения его бетоном. Расчет производят по формуле

$$Д_к = 1,2\sqrt[3]{V}, \tag{9.12}$$

где V – объём бетона, вошедшего в котёл, м^3.

На основании экспериментальных данных составляют таблицу, по которой в зависимости от расхода бетона определяют оптимальный диаметр камуфлета.

После проходки в скважину помещают заряды, уложенные в специальную тару (деревянные или металлические ящики) со съёмными крышками. Проводники (обычно от двух электродетонаторов) выводят-

ся на поверхность в металлических трубках, которые предохраняют их от повреждения при заливке скважины бетоном. Затем погружают сваи.

При подготовке к взрыву необходимо: пробурить скважину, диаметр которой на 30…50 мм больше диаметра сваи и равен 300…500 мм; в скважину опустить обсадную трубу длиной 1,5…2,0 м (кондуктор) с укрепленной на её верхнем конце веревкой.

Так как прострелку скважины производят, как правило, патронированными ВВ, расчётный диаметр заряда округляют до целого числа патронов. При диаметре патрона 0,32 дм два патрона соответствуют заряду диаметром 0,4 дм, три патрона – 0,55 дм, четыре патрона – 0,64 дм, пять патронов – 0,71 дм.

Контрольные вопросы

1. В чём состоит сущность технологии сооружения подземных резервуаров взрывом?
2. Какова последовательность работ по образованию взрывом котлованов в легко уплотнённых связных грунтах?
3. Назовите основную физическую характеристику, определяющую взрывное образование камуфлетных полостей.
4. Какими параметрами определяется минимальная глубина заложения камуфлетного заряда?

9.3. Взрывные работы при уплотнении и рыхлении грунтов, посадке насыпей

Важным направлением в строительстве является использование взрывов при уплотнении грунтов. По расположению заряда ВВ относительно уплотняемого объёма породы могут быть выделены *глубинные, поверхностные* и *подводные способы уплотнения взрывом*.

При уплотнении грунтов глубинными взрывами заряды погружают в массив на глубину, исключающую выброс грунта при взрыве. При поверхностных взрывах используются накладные заряды, взрываемые на поверхности грунта, а при уплотнении грунтов подводными взрывами заряды ВВ опускают в воду и взрывают над поверхностью грунта.

Глубинные взрывы проводятся при строительстве ГЭС в намытых под воду мелкозернистых песчаных грунтах. Так, при строительстве Горьковской ГЭС был выполнен взрыв заряда массой 5 кг при мощности рыхлых песков 6,5 м и глубине грунтовых вод 0,6 м. Заряд погружали на глубину 4,9 м. Средняя осадка поверхности в радиусе 8 м достигла 38 см. Второй взрыв такого заряда вызвал меньшую усадку (8 см). Радиус распространения осадки после двух взрывов превышал 30 м.

Значительный эффект глубинных взрывов получен в намывных грунтах хвостохранилищ многих ГОКов.

Поверхностные взрывы впервые были осуществлены в районе строительства Волжской ГЭС.

При взрыве зарядов массой 20 и 40 кг была достигнута осадка на незначительную глубину – 5 см.

При взрыве зарядов массой 20 кг на участке намыва основания пойменных плотин Горьковской ГЭС образовалась воронка диаметром 2,5 м и глубиной 0,5 м, которая сразу же заплыла разжиженным грунтом. В результате двух последовательных взрывов в одном месте средняя осадка в радиусе 5 м достигла 10 см, а радиус распространения осадки не превышал 15 м.

Первый *подводный взрыв* для уплотнения несвязного грунта произведён в 1964 г. в районе г. Новороссийска.

Заряд тротила массой 20 кг был взорван в море над поверхностью песчано-гравелитовых отложений. Глубина воды в этом месте достигала 18 м, а высота подвески заряда над грунтом – 2,5 м, что обеспечивало отсутствие воронки выброса грунта при взрыве и камуфлетность взрыва заряда в воде. Заряд подвешивался к поплавку. В результате взрыва была получена осадка поверхности дна моря, уменьшающаяся по мере удаления от места взрыва.

Взрывной метод посадки дорожных насыпей на болото используют при строительстве железных и автомобильных дорог.

Применяют способы продольных и поперечных траншей с помощью методов скважинных зарядов.

Способ продольных траншей применяют при устройстве насыпи с помощью железнодорожного транспорта. При этом вначале взрывом сооружают осевую траншею, а после её засыпки – две боковые траншеи.

Ширина осевой траншеи (м) определяется по формуле

$$D_{\text{ос}} = 2h_{\text{з}}n, \tag{9.13}$$

где n – показатель действия взрыва; $h_{\text{з}}$ – глубина заложения заряда. Ширину боковой траншеи (м) рассчитывают по формуле

$$D_{\text{б}} = 1,67h_{\text{з}}n\ . \tag{9.14}$$

При взрывных работах по посадке насыпей на болото следует применять водоустойчивые ВВ или ВВ в патронах, покрытых водоизолирующим составом, а также водоустойчивые средства инициирования.

Заряды, опускаемые в скважины, помещают в изолирующие гильзы. При производстве строительных работ (проходка траншей, котлованов, канав и т. д.) в зимних условиях требуется рыхлить мёрзлые грунты мощностью 1,5 м и более. Взрывание мёрзлых грунтов имеет свои осо-

бенности: наличие мягкого подстилающего слоя, отсутствие естественной трещиноватости и необходимость немедленной уборки во избежание повторного смерзания.

Способ и метод взрывных работ при рыхлении мёрзлых грунтов выбирают с учётом промерзания грунта, рельефа местности, качества взрыва и расстояния до охраняемых объектов. Используют методы шпуровой и скважинной отбойки.

Взрывание шпуровыми зарядами применяют при глубине промерзания до 1 м, скважинными – более 1 м.

Скважины и шпуры бурят станками БТС-60, БТС-150, БТУ-60 и др.

Параметры взрывания рассчитывают в следующей последовательности: составляют принципиальную схему размещения зарядов, определяют длину линии с.п.п., глубину и диаметр шпуров, удельный расход ВВ, расстояние между шпурами в ряду и между рядами.

Линия сопротивления по подошве и глубина шпуров (скважин)

$$W = l = (0,7...0,9)H_{\text{м.с}}, \qquad (9.15)$$

где l – глубина шпуров или скважин, м; $H_{\text{м.с}}$– мощность мёрзлого слоя, м.

Массу зарядов ВВ рассчитывают по формуле

$$Q = qW^3 \qquad (9.16)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м^3.

Контрольные вопросы

1. По какому признаку разделяют способы уплотнения грунтов взрывом?
2. Назовите известные Вам способы посадки насыпей при строительстве дорог.
3. Какие особенности характерны для ведения взрывных работ в мерзлых грунтах?
4. В какой последовательности рассчитывают параметры взрывания мёрзлых грунтов?

РАЗДЕЛ IV. ПРОСТРЕЛОЧНО-ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В СКВАЖИНАХ И ЯДЕРНЫЕ ВЗРЫВЫ В ПРОМЫШЛЕННОСТИ

ГЛАВА 10
ПРОСТРЕЛОЧНО-ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В СКВАЖИНАХ

В геологоразведке при бурении и эксплуатации скважин для разведки и разработки месторождений полезных ископаемых (газа, нефти, угля, воды и др.) широко применяются прострелочно-взрывные работы. Осуществляются эти работы во всех случаях, когда механические являются трудоёмкими и сложными.

Прострелочно-взрывные работы в скважинах имеют большое значение для правильной оценки продуктивности разведочных скважин, а также достижения максимальной отдачи или приёмистости продуктивных пластов, сокращения сроков бурения, опробования, освоения и, следовательно, подсчёта запасов на месторождениях нефти и газа. С помощью прострела и взрыва осуществляются такие операции, как боковой отбор образцов горных пород, проб жидкостей и газов в скважинах.

Прострелочно-взрывные работы классифицируются следующим образом (с учётом вида операций и технических средств):

- перфорация стенок скважин стреляющими аппаратами – кумулятивными, пулевыми и снарядными (торпедными) перфораторами – для вскрытия и повышения отдачи или приёмистости пластов;
- разрыв пластов с помощью скважинных аппаратов – пороховых генераторов давления – и торпедирование скважин в целях повышения отдачи или приёмистости пластов;
- каротаж пластов с простреливанием канала для отбора проб жидкостей и газа;
- отбор образцов пород стреляющими грунтоносами для изучения геологического разреза скважин;
- торпедирование бурильного и эксплуатационного инструмента с помощью торпед фугасного и направленного действия при ликвидации скважин и аварий в них;

- простреливание колонн бурильных или насосно-компрессорных труб перфораторами для восстановления циркуляции жидкости в скважине;
- разделительный тампонаж в скважинах с помощью взрывных пакеров.

При изменении и совершенствовании техники и технологии разведки и разработки месторождений нефти, газа, угля, воды технические средства и материалы для прострелочно-взрывных работ, методы и технология их применения также постоянно совершенствуются и обновляются. Так, для ликвидации аварий в скважинах разработаны торпеды фугасного и кумулятивного действия, заменившие ранее применявшиеся торпеды кустарного изготовления. Созданы современные пороховые генераторы давления, которые в ряде случаев позволяют заменить дорогостоящий и сложный метод гидроразрыва пластов, а для разделительного тампонажа в скважинах разработаны взрывные пакеры, заменяющие трудоёмкие операции по установке цементных мостов.

Благодаря прострелочно-взрывным работам в большинстве случаев удается успешно ликвидировать различные аварии, связанные с прихватом бурового инструмента и колонн труб, с оставлением посторонних предметов на забое и в стволе скважины. Для прострелочно-взрывных работ характерны высокая эффективность и производительность работ, при сравнительно низких стоимости и трудоёмкости всех операций.

10.1. Использование взрывов при бурении скважин и ликвидации аварий

При бурении глубоких скважин вращательным способом отбирают образцы (керн) горных пород специальными колонковыми долотами.

Данный способ трудоёмкий и дорогостоящий, керн бывает нарушенным, вследствие чего трудно определить глубины, с которых получены образцы. Поэтому для уточнения геологического разреза часто производят боковой отбор образцов горных пород стреляющими грунтоносами (керноотборниками).

Вскрытие пластов осуществляют в два этапа. Сначала бурят скважины и после крепления скважины обсадной колонной выполняют перфорацию. В разведочных скважинах все чаще ограничиваются только первым этапом – вскрытием пластов при бурении с последующими испытаниями его трубными испытателями или боковыми опробователями пластов.

На втором этапе пласты вскрывают в основном стреляющими и гидропескоструйными перфораторами. Поэтому этот этап представляет собой одну из самых ответственных операций в комплексе работ по заканчиванию скважины.

Обязательным условием использования взрыва при ликвидации аварий является правильный выбор величины заряда.

При ликвидации прихватов труб в скважинах применяют следующие методы: отвинчивание колонны выше места прихвата с помощью взрыва, «встряхивание» прихваченной колонны, обрыв труб выше зоны прихвата и комбинированные способы, включающие в себя применение взрывных методов.

Отвинчивание колонны с использованием взрыва основано на кратковременном ослаблении резьбовых соединений при взрыве. Применение взрыва позволяет высвободить часть прихваченной бурильной колонны или весь инструмент путём отвинчивания его с помощью взрыва на разных глубинах.

После выполнения подготовительных операций в скважину на заданную глубину спускают торпеду ТДШ из детонирующего шнура и взрывают.

При высвобождении колонны труб «встряхиванием» используют также, как и при отвинчивании колонны, торпеду ТДШ. При взрыве заряда, перекрывающего всю длину прихвата, образуется ударная волна, распространяющаяся в затрубную среду или в зону пласта, которая вызывает движение материала, образовавшего прихват, от стенок труб или долота, вследствие чего происходит ослабление их сцепления с затрубной средой.

Метод «встряхивания» часто позволяет высвободить весь инструмент, полностью ликвидировав прихват.

Для обрыва прихваченных труб в скважинах применяют торпеды с фугасным зарядом и торпеды с кольцевым кумулятивным зарядом.

Работу по обрыву труб при помощи фугасных торпед начинают с промывки скважины, после чего определяют место прихвата и намечают глубину торпедирования. Затем в заданном интервале устанавливают опущенную в скважину торпеду и взрывают. Подняв после взрыва кабель, приступают к извлечению колонны труб.

При обрыве насосно-компрессорных труб устанавливают кумулятивный заряд против резьбового соединения труб, поскольку гладкий внутренний проход насосно-компрессорных труб позволяет спустить кумулятивный труборез с минимальным зазором, обеспечивая тем самым благоприятные условия для работы кольцевого кумулятивного заряда. Для обрыва компрессорных труб применяют кумулятивные труборезы ТКГ-45-500, ТКГ-55-500.

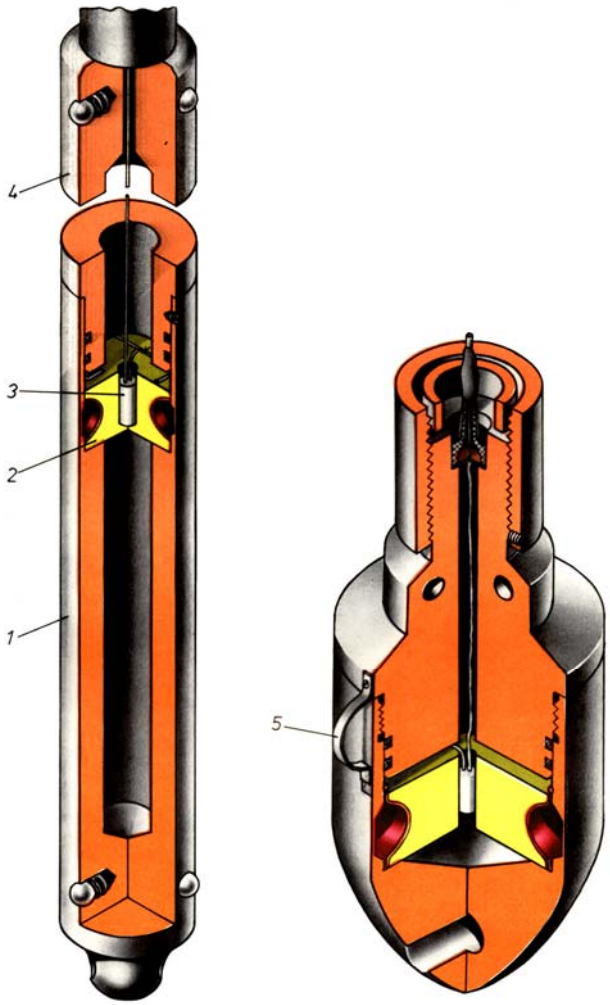


Рис. 10.1. Труборез скважинный кумулятивный герметичный ТГК:
1 – корпус; 2- кумулятивный кольцевой заряд; 3 –электродетонатор;
4 – головка; 5 – пружинный фиксатор

Обрыв обсадных колонн относится к числу аварийных. Применяют этот метод для извлечения обсадных труб при ликвидации скважин с целью использования труб на других объектах. Для обрыва колонн применяют кумулятивные торпеды (труборезы), которые дают возможность производить обрыв обсадной колонны с небольшой деформацией. Применение взрывных методов ликвидации аварий должно быть подкреплено квалифицированным выбором заряда и знанием волновой картины действия взрыва на трубу.

Рассмотрим процесс, происходящий при взрыве цилиндрического заряда, находящегося по центру трубы в скважине, заполненной буровым раствором. При взрыве заряда с его поверхности к стенкам трубы уходит ударная волна, и за счёт расширения продуктов взрыва из зоны расположения заряда начинает вытесняться буровой раствор, а ударная волна, достигнув стенок трубы, передает часть энергии трубе, вызывая её расширение, частично отражается, а частично проходит сквозь стенки труб в затрубный раствор. Образовавшаяся ударная волна, двигаясь навстречу расширяющимся продуктам взрыва, взаимодействует с газовым пузырем, тем самым препятствует его расширению. Другая часть ударной волны, прошедшая трубу, продолжает двигаться к стенкам скважины. Достигнув их, она частично уходит в породу, а частично, отразившись от породы, двигается обратно, навстречу деформирующейся трубе. При встрече отраженной ударной волны со стенками трубы деформация последней замедляется. Чем ближе стенки скважины к трубе и лучше отражающая способность породы, тем интенсивнее отражённая волна будет препятствовать деформации трубы в скважине.

На результат действия взрыва влияет не только размер заряда, но и диаметр трубы, толщина её стенки и материал, из которого она изготовлена, а также положение заряда относительно стенок трубы. На эффект взрыва также оказывают влияние плотность и вязкость бурового раствора и гидростатическое давление в зоне действия взрыва. При оценке степени действия взрыва в скважине необходимо учитывать все перечисленные факторы.

Контрольные вопросы

1. Как классифицируются прострелочно-взрывные работы?
2. Для каких целей используется взрыв в процессе бурения скважин?
3. Какие взрывные методы применяют для ликвидации прихватов труб в скважинах?
4. Назовите параметры, влияющие на эффективность действия взрыва при ликвидации аварий.

10.2. Использование ВВ и порохов при испытании, освоении и эксплуатации скважин

Из большого перечня взрывчатых веществ в геофизике применяют те, которые отвечают специфическим требованиям к прострелочно-взрывным работам в скважинах. Так, пороха используются для изготовления зарядов пулевых и снарядных перфораторов, грунтоносов, пороховых генераторов давления, предназначенных для разрыва пласта, а также при термогазохимической обработке пласта.

Для глубоких высокотемпературных скважин разработан ряд термостойких порохов. В стреляющих грунтоносах и пулевых перфораторах при температуре в скважине до 100 °С применяются преимущественно заряды из штатного пороха. Разработаны также термостойкие пороха, имеющие порог термостабильности до 250 °С. В производственных условиях в стреляющих грунтоносах применяют пороховые заряды переменной массы, величина которых обусловливается гидростатическим давлением в скважине и твёрдостью отбиваемой породы.

Бризантные ВВ применяются для изготовления зарядов кумулятивных перфораторов и торпед. Имеющиеся ВВ используются для изготовления средств инициирования. Применяются очень редко также пиротехнические составы. Самостоятельное значение имеют термостойкие пороха, используемые в грунтоносах и перфораторах, применяемых в высокотемпературных скважинах.

Кольцевой взрывной пакер типа КВП предназначен для изоляции верхнего и среднего пластов, а также для отсечения неисправного участка в трубах этих скважин. Применяется при гидростатическом давлении до 29,4 МПа и температуре до 100 °С.

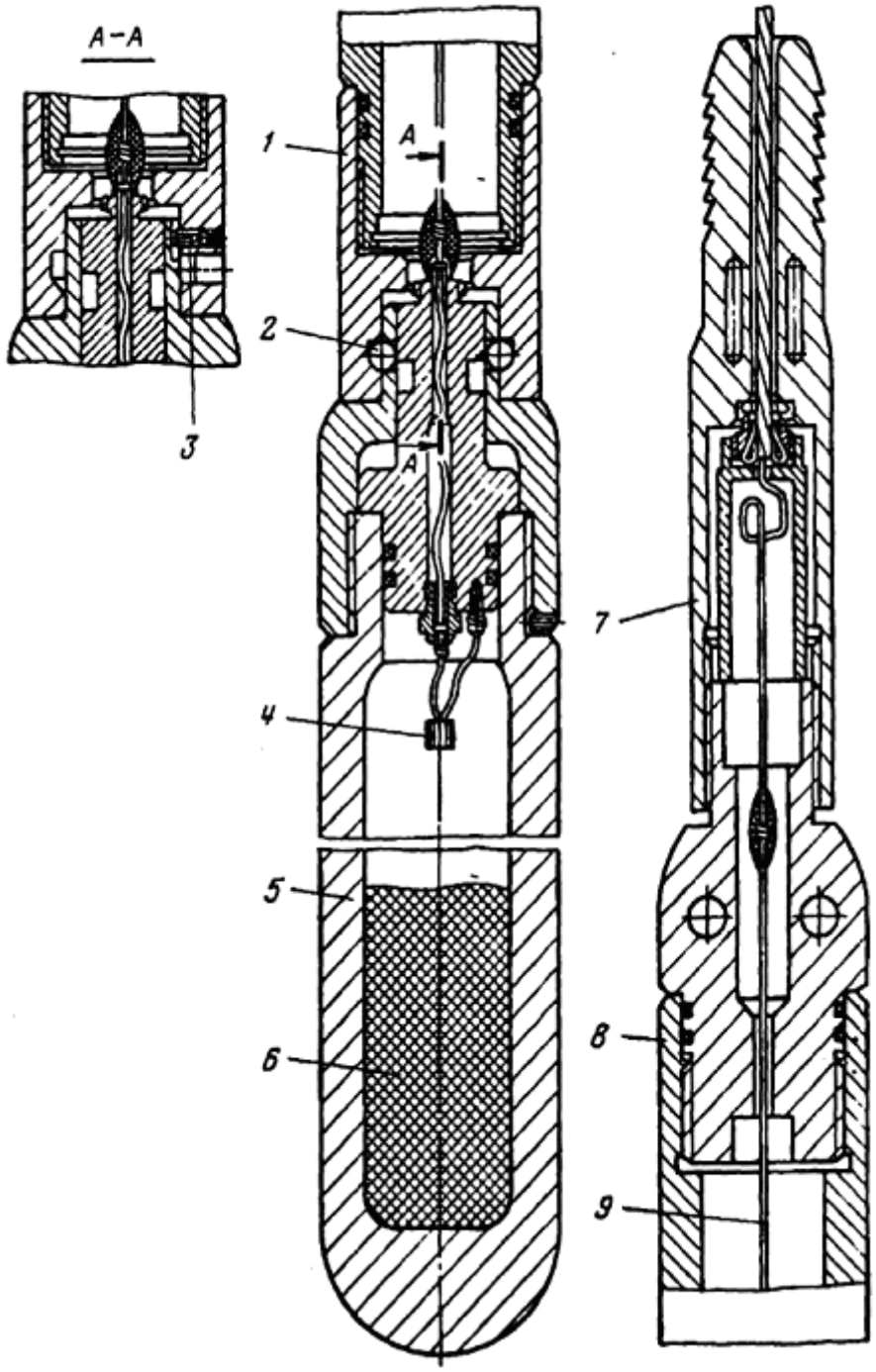
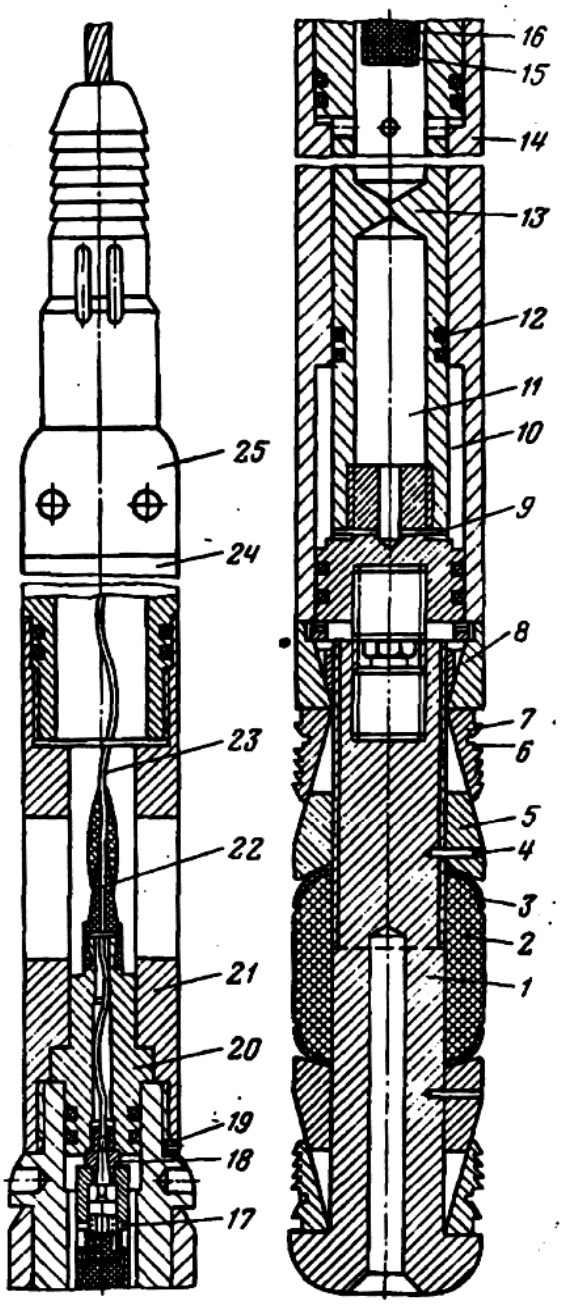


Рис. 10.2. Взрывной пакер типа ВП: 1 – переходник; 2 – шарик; 3 – стопорный винт; 4 – электровоспламнитель; 5 – корпус; 6 – заряд пороха; 7 – кабельная головка; 8 – груз (корпус перфоратора ПК); 9 – электропровод

Рис. 10.3. Взрывной пакер типа ВПШ:
1 – шток; 2 – манжета;
3 – упорная крышка;
4 – штифт; 5 – конус;
6 – ограничительное кольцо;
7 – плашка; 8 – стопорная гайка;
9 – отверстие гидравлического тормоза; 10 – пространство для тормозной жидкости;
11 – свободная полость;
12 – уплотнительное кольцо;
13 – внутренний корпус;
14 – обойма;
15 – оболочка заряда;
16 – заряд; 17 – пиропатрон;
18 – внутренний электроввод;
19 – стопорный винт;
20 – пробка; 21 – переходник;
22 – наружный электроввод;
23 – провод; 24 – корпус перфоратора типа ПК;
25 – головка перфоратора типа ПК



Техническая характеристика взрывных пакеров КВП

Тип пакера	КВП-118	КВП-135
Наружный диаметр, мм	118	135
Длина верхнего узла, мм	700	700
Длина нижнего узла, мм	700	740
Масса верхнего узла, кг	25,3	5,2
Масса нижнего узла, кг	19,7	29,8
Минимальный диаметр проходящего сечения пакера после установки его в скважине, мм	82	100
Максимальное давление пласта, подлежащего изоляции, МПа	19,6	19,6

Под действием давления пороховых газов верхнее и нижнее уплотнения необратимо деформируются до прочного сцепления со стенками обсадной трубы, изолируя её участки.

При установке пакера в скважине величина кольцевого зазора между стенками обсадной колонны и пакера должна быть минимально допустимой по условиям проходимости пакера в скважине. При зазорах, превышающих определённую величину, невозможно достичь необходимого растяжения стенок корпуса пакера без появления трещин. Для обеспечения эффективной работы при допустимых зазорах в качестве материала пакера применяют алюминиевые сплавы с большим удлинением (не менее 12 %) при растяжении.

Контрольные вопросы

1. Раскройте сущность взрывных методов разделения и разрыва пластов.
2. Каким требованиям должны отвечать устройства для разделения пластов?
3. Какова конструкция порохового генератора давления АСГ?
4. В чем состоит назначение взрывных пакеров? Для каких целей они устанавливаются?
5. С учётом каких параметров осуществляется выбор взрывного пакера?

10.3. Работы по улучшению проницаемости пласта

Вскрытие пласта, повышение его отдачи и проницаемости, подготовка к гидроразрыву, а также повышение эффективности кислотной обработки скважин проводятся торпедами с зарядами ВВ массой до 7 кг. Эти работы проводят в закрепленных трубами скважинах и твёрдых продуктивных пластах в условиях, когда по каким-либо причинам осуществление перфорации невозможно. С помощью торпедирования создается раздутие трубы с системой трещин в металле, цементе и породе. В глубоких скважинах, пробуренных в прочных породах и с хорошим качеством затрубного пространства, диаметр ($d_з$) торпеды ТШ84 (рис. 10.4) и ТШТ (рис. 10.5) составляет (0.2...0,4) $d_{тр}$; первые трещины в трубе появляются при $d_з/d_{тр}$ = 0,2. С целью увеличения проницаемости прискважинной зоны пласта проводят фугасное торпедирование по специальным проектам большими зарядами (с массой несколько сотен или тысяч килограммов). Работы по торпедированию большими зарядами наиболее эффективны в скважинах глубиной 1…2 км. На больших глубинах эффективность торпедирования сильно падает.

В период строительства геолого-разведочных предприятий для обеспечения людей и оборудования водой бурят артезианские скважины. Через определённый промежуток времени продуктивность пласта может резко снижаться. Увеличение дебита воды можно достигнуть торпедированием скважин (рис. 10.6).

Торпедирование скважин применяют также для разрушения обсадных труб, бурового инструмента на забое, дробления оставшихся в скважине металлических предметов, ликвидации прихвата бурового инструмента и прилипания колонны труб к стенкам скважины.

Торпеда представляет собой заряд ВВ, предназначенный для взрывания в скважине (рис. 10.7).

Существуют следующие виды торпед: *шнуровые, фугасные, кумулятивные осевого действия, труборезы* и *другие*. Шнуровые торпеды ТДШ25 (рис. 10.8) и ТДШ50 (рис. 10.9) включают в себя заряды из ДШ, головку, взрывной патрон, трос, на котором крепят заряд и груз.

Кумулятивная торпеда осевого действия ТКО70А состоит из кумулятивного заряда с взрывателем, корпуса, переходника и груза. Масса заряда составляет 1…2 кг. Торпеды типа ТШБ с большими зарядами используют при обработке продуктивных пластов. Труборезы кумулятивные герметичные с зарядами поперечно-плоского действия типа ТКГ предназначены для перерезания труб.

Для выбора типа торпеды и массы заряда предварительно определяют глубину скважины, уровень воды в ней, диаметр и длину колонны обсадных труб, наличие в скважине обвалов, повреждений труб, температуру в скважине, состояние буровой вышки, а также наличие построек и жилых зданий.

На основании материалов исследований составляют рабочий проект (паспорт) производства взрывных работ, в котором проводят расчёт заряда, выбирают конструкцию торпеды, меры предохранения колонн и условия безопасного производства работ.

В качестве ВВ для снаряжения торпеды выбирают гранулированный и прессованный тротил, алюмотол и водоустойчивые сорта аммонита.

Масса заряда (кг) при торпедировании скважин

$$Q = 0,785 d_{\text{т}}^2 \Delta l, \qquad (10.1)$$

где $d_{\text{т}}$ – внутренний диаметр торпеды, дм; Δ – плотность заряжания, кг/дм^3; l – длина заряда, дм.

При торпедировании с целью образования каверны и зоны трещинообразования рассчитывают диаметр получаемой каверны и радиус зоны трещинообразования.

Диаметр каверны находят из выражения

$$Д_{\text{к}} = d_{\text{з}} \sqrt{П_{\text{пр}}}, \qquad (10.2)$$

где $d_{\text{з}}$ – диаметр заряда, дм; $П_{\text{пр}}$ – показатель простреливаемости, дм^3/кг.

Для обеспечения свободного спуска торпеды по скважине наружный диаметр торпеды должен быть на 25….35 мм меньше внутреннего диаметра обсадных труб.

Радиус зоны трещинообразования

$$R_{\text{т.о}} = \sqrt[3]{Q / q}, \qquad (10.3)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м^3.

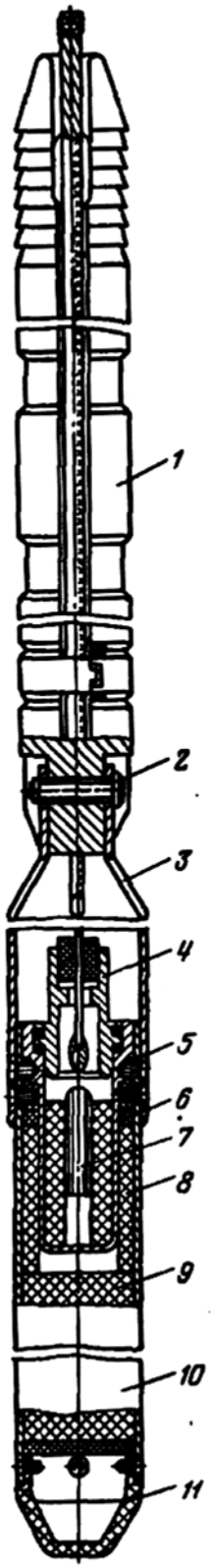


Рис. 10.4. Торпеда ТШ84:
1 – груз; 2 – штифт; 3 – подвеска;
4 – взрыватель; 5 – пластмассовый диск;
6 – прокладка; 7 – электродетонатор;
8 – кольцевая шашка ВВ; 9 – заряд ВВ;
10 – корпус; 11 – дно

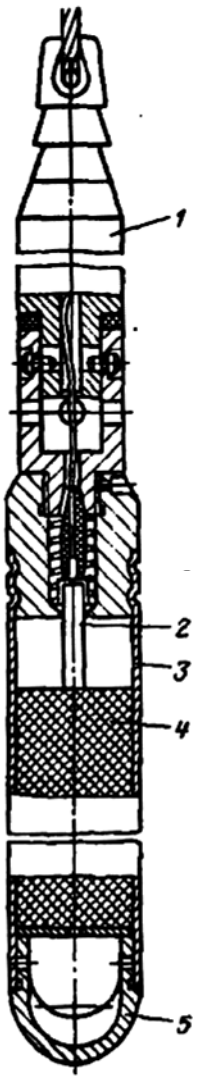


Рис. 10.5. Торпеды типа ТШТ:
1 – груз; 2 – взрывной патрон; 3 – корпус;
4 – заряд ВВ;
5 – наконечник

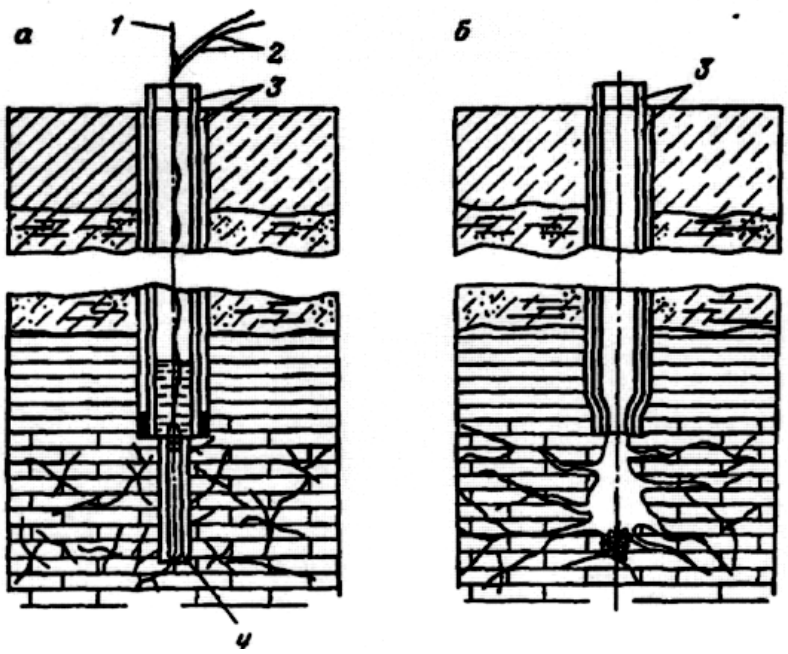


Рис. 10.6. Торпедирование скважин:
а – установка торпеды в скважину;
б – скважины после взрыва торпеды;
1 – канат; 2 – электропровода;
3 – обсадные трубы; 4 – торпеда

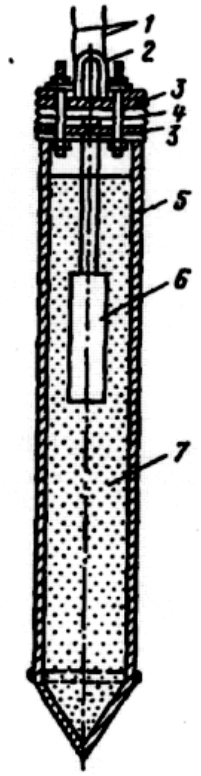


Рис. 10.7. Устройство торпеды:
1 – электропровода;
2 – металлическая скоба;
3 – фланцы; 4 – резиновые прокладки; 5 – корпус;
6 – патрон-боевик;
7 – заряд ВВ

Длину заряда принимают равной мощности водоносного слоя, подлежащего торпедированию. Массу заряда для торпед устанавливают по вместимости. Для разрушения обсадных труб с целью последующего их извлечения массу заряда Q определяют в зависимости от диаметра обсадных труб d:

Масса заряда Q, кг	6	9	13	16	18	22	30
Диаметр обсадных труб d, мм ...	100	125	150	200	250	300	400

Для дробления долот диаметром 400 и 300 мм массу заряда ВВ принимают соответственно 25…30 и 22…25 кг.

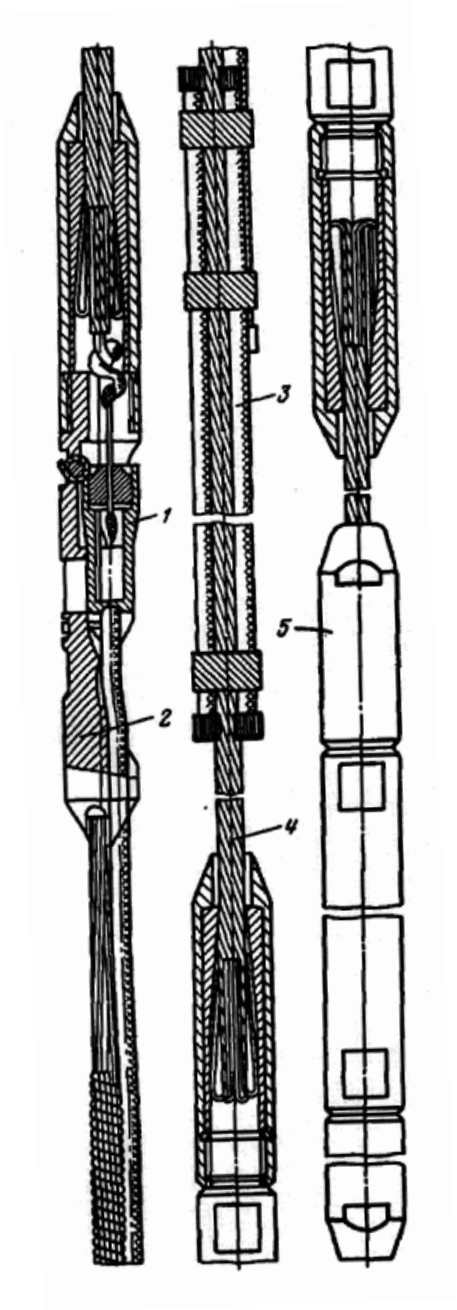


Рис. 10.8. Торпеда ТДШ25:
1 – взрывной патрон; 2 – держатель;
3 – заряд из детонирующих шнуров;
4 – трос; 5 – груз

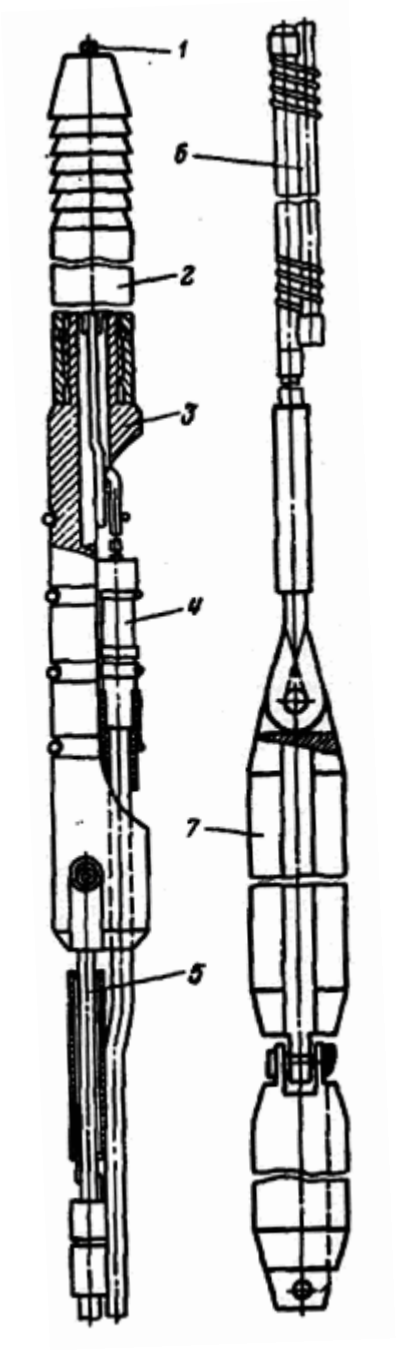


Рис. 10.9. Торпеда ТДШ50:
1 – кабель; 2 – кабельный наконечник;
3 – корпус; 4 – взрывной патрон;
5 – трос; 6 – заряд из детонирующих
шнуров; 7 – груз

К снаряжению торпеды приступают после подготовки скважины к взрывным работам. Подготовку торпеды производят в специальном помещении на расстоянии 50 м и более от места производства взрывных работ. Способы взрывания торпеды – электрический и с помощью ДШ.

Во избежание деформации труб рекомендуют следующие меры: ограничение масс заряда в торпеде до 7 кг, применение воздушно-пузырьковых завес, устройство предохранительных мостов.

Предохранительным мостом называют пробку из насыпных материалов (песок, гравий) или быстросхватывающихся гипсовых цементов. Высоту моста из насыпных материалов определяют по формуле

$$h_{\text{м}} = 3,5\sqrt[3]{Q}\,. \qquad (10.4)$$

В качестве забоечного материала используют воду. Взрывание торпеды проводят с поверхности. Допускается использование любых источников тока, применяемых в электровзрывании.

После производства взрыва подходить к устью скважины разрешается только руководителю взрывных работ, но не ранее чем через 5 мин.

Если торпеда не взорвалась, то её необходимо осторожно поднять из скважины и установить причину отказа.

Контрольные вопросы

1. В каких условиях проводят взрывное вскрытие пластов, происходит повышение их отдачи и проницаемости?
2. Для каких целей применяют взрывное торпедирование скважин?
3. Какие виды торпед Вы знаете?
4. На основе каких параметров и технологических условий осуществляют выбор типа торпеды?

10.4. Торпедирование скважин и конструкции торпед

Торпедирование скважин при бурении и эксплуатации применяют в следующих случаях:

- для высвобождения находящихся в аварии прихваченных трубных колонн «встряхиванием», ослаблением резьбовых соединений при развинчивании, а также обрывом или перерезанием;
- для профилактики прихватов бурильного инструмента при разрушении желобов;
- при разрушении металлических предметов, оставленных в скважине или упавших в неё;
- для вскрытия пласта в закрепленных трубами скважинах – созданием трещин в трубах и затрубном пространстве;

- при очистке фильтров в нефтяных и водозаборных скважинах для увеличения их производительности;
- для увеличения проницаемости прискважинной зоны продуктивного пласта;
- при удалении остатков цемента со стенок обсадных труб;
- при заклинивании вала турбобура для высвобождения его от прихвата.

Торпеды по характеру действия делятся на два типа: *направленного* (торпеды кумулятивные осевые (ТКО) и труборезы кольцевые герметичные (ТКГ) и *общего фугасного действия* (торпеды ТШ, ТШТ, Ф, ТДШ).

По способу герметизации заряды-торпеды подразделяются на *герметичные* типа Ф, ТКГ, в которых заряд полностью изолирован, *разгруженно-герметичные* типа ТДШ. ТКО, в которых заряд не контактирует с жидкостью, но давление жидкости частично передаётся на взрывчатое вещество через оболочку стенки, и *негерметичные* типа ТШ, ТШТ, заряд которых находится в прямом контакте с жидкостью, заполняющей скважину.

Для торпедирования очень важно правильно выбрать заряд. Поэтому по величине заряда ВВ торпеды фугасного действия делятся на торпеды *с ограниченной величиной заряда* до 7 кг и *на большие* торпеды с массой заряда, достигающей нескольких тонн.

Фугасные торпеды типа ТДШ применяют для ликвидации прихватов труб при методе «встряхивания и отвинчивания» в скважинах с гидростатическим давлением до 49 МПа и температуре до 100 °С. Торпеда состоит из заряда одного или нескольких отрезков ДШ, смонтированных на тросе, головки, состоящей из взрывного патрона, который прикреплен к держателю, и груза.

Термостойкие торпеды типа ТДШТ применяются при гидростатическом давлении до 98 МПа и температуре до 200 °С. Ниже приведены характеристики торпед типа ТДШ.

Таблица 10.2

Техническая характеристика фугасных торпед

Тип торпеды	ТДШ-25	ТДШТ-50
Длина головки, мм	245	330
Длина головки и груза, мм	24	50
Длина заряда, м	1…100	1…50
Длина груза, мм	2 200	1 000
Масса груза, кг	7	15

Торпеды типа ТШ предназначены для обрыва прихвата труб в скважинах с гидростатическим давлением до 4 МПа и температурой до 100 °С.

Торпеды негерметичные, термостойкие типа ТШТ (см. рис. 10.5) предназначены для обрыва прихваченных труб в скважинах с гидростатическим давлением 78,4 МПа и температурой до 250 °С.

Кумулятивные торпеды отличаются направленностью действия взрыва, а фугасное действие их значительно меньше.

Различают торпеды осевого действия (ТКО и ТКОТ) и поперечно-кольцевого (ТРК). Торпеды кумулятивные осевого действия типов ТКО, ТКОТ предназначены для разрушения металлических предметов, трубных переходников и другого бурового оборудования. Данные торпеды опускают в скважину на кабеле в бурильных трубах.

Контрольные вопросы

1. Для каких целей торпедируют скважины?
2. На какие типы делятся торпеды?
3. В чём заключается отличие действий фугасных и кумулятивных торпед?

10.5. Разрыв пласта пороховыми генераторами давления

В тех случаях, когда продуктивный пласт сложен из малопроницаемых горных пород, при отсутствии естественной трещиноватости, низкой потенциальной энергии пласта, высокой вязкости нефти и т. п., наряду с другими способами применяют взрывные способы увеличения отдачи или приёмистости пласта путём искусственного повышения проницаемости прискважинной зоны. Широкое распространение получили способы воздействия на пласт пороховых газов. Способ основан на механическом, тепловом и химическом воздействиях газов на горные породы. Пороховые газы под высоким давлением, расширяясь, продавливают жидкость, находящуюся в скважине, в пласт через фильтры в обсадной колонне, производят разрыв пласта с получением раскрытых трещин.

Пороховые генераторы давления подразделяются на корпусные АСП05К и бескорпусные ПГДБК100/80, ПГДБК100/150, ПГДБК90/20, АДС-5, АДС-6.

Бескорпусные пороховые генераторы (аккумуляторы) давления подразделяются на герметичные (ПГДБК) и негерметичные (АДС). Бескорпусный генератор давления состоит из нескольких соединенных между собой цилиндрических пороховых зарядов, имеющих центральное отверстие, каждый из которых изолирован от внешней среды тонкой металлической

оболочкой. В этом случае заряд находится под давлением внешней среды. Соединение зарядов между собой осуществляется с помощью штуцеров.

Генераторы давления типа АДС имеют пороховые заряды, находящиеся в контакте с внешней средой и под её давлением. Заряд состоит из основного в виде сплошной цилиндрической шашки и дополнительного – с центральным каналом. Поджигание заряда осуществляется с помощью электрических воспламенительных спиралей накаливания, вмонтированных в верхний заряд. Горение основных пороховых зарядов начинается с торцовых поверхностей, а затем распространяется и на боковые.

Аппараты ПГДБК предназначены для работ при температурах до 200 °С и гидростатических давлениях до 200 МПа, а АДС до 100 °С и 35 МПа.

Обработку пласта давлением пороховых газов выполняют в следующих случаях:

- при пониженной проницаемости в прискважинной зоне по сравнению с удалёнными точками пласта;
- плохой проницаемости прискважинной зоны пласта при бурении, освоении и эксплуатации скважин;
- расположении вблизи скважины, характеризующейся высокой продуктивностью, скважины, имеющей низкую продуктивность.

Контрольные вопросы

1. В каких случаях применяют взрывные способы увеличения отдачи или приёмистости пласта?
2. Какие типы пороховых генераторов давления Вы знаете?
3. Из каких элементов состоят бескорпусные генераторы давления?

10.6. Очистка фильтров взрывом в водозаборных скважинах

Для очистки фильтров в водяных скважинах широко применяются взрывные работы, т. е. взрывание зарядов с помощью детонирующего шнура. Число ДШ выбирают так, чтобы взрыв не разрушил фильтр. Взрыв ДШ не создаёт новых трещин, а только восстанавливает естественную проницаемость пласта удалением осадков. Работы выполняют торпедами ТДШ и ТДШВ. Головку торпеды размещают на 0,5 м выше фильтра и так, чтобы перекрыть фильтр зарядом. Действие взрыва по очистке фильтра показано на рис. 10.10.

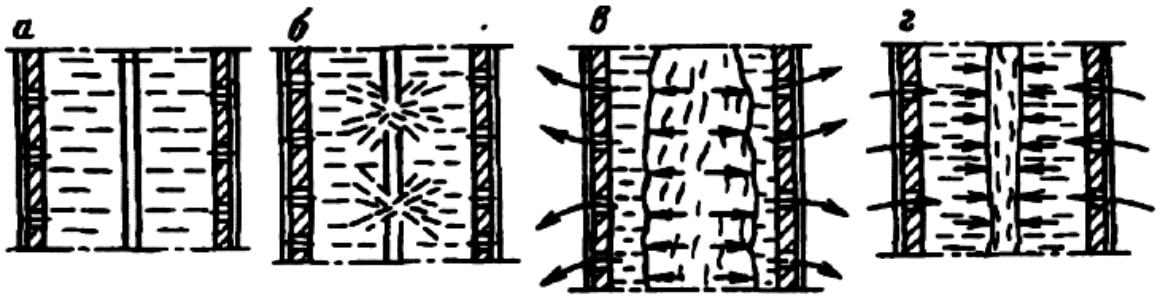


Рис. 10.10. Схема действия взрыва при очистке фильтра:
а – до взрыва; б – во время взрыва; в – расширение газового пузыря;
г – сжатие газового пузыря

Торпеды устанавливаются в колонне против засоренного фильтра. При взрыве ударная волна у фильтрующей поверхности наносит удар с раскалыванием осадка, сбивая его в затрубное пространство и на забой. Сбиванию и удалению осадка способствуют движение жидкости из скважины в затрубное пространство, вызванное расширением продуктов взрыва, и обратное движение из затрубного пространства в ствол при охлопывании газового пузыря. Пульсация пузыря приводит к очистке фильтра.

Если продуктивный пласт представлен прочными породами, перекрытыми перфорированной трубой, или эксплуатируется открытым стволом, то заряд для очистки поверхности ствола целесообразно увеличивать до 200 г.

Иногда для торпедирования применяют заряды большого диаметра, не считаясь при этом с разрушением колонны, если принято решение не возвращаться на испытуемый интервал.

Для увеличения дебита применяется также метод внутрипластовых взрывов. В пласте на большой глубине взрывают ВВ с тем, чтобы создать в продуктивном пласте дополнительную трещиноватость. ВВ для размещения в пласте должно быть жидким, пастообразным или, по крайней мере, взвесью гранул ВВ с жидкостью. Применяемое ВВ должно быть малочувствительным к удару, обладать хорошими взрывчатыми характеристиками, малым критическим диаметром.

Контрольные вопросы

1. Каким действием характеризуются взрывы ДШ в водозаборниках?
2. В каких случаях оправдано применение для торпедирования зарядов большого диаметра?
3. В чём состоит сущность метода внутрипластовых взрывов?

10.7. Пулевая и снарядная перфорация

Под перфорацией скважин понимается вскрытие продуктивных пластов в скважинах с обсадными колоннами с целью установления надежной гидродинамической связи между пластом и скважиной. Перфорация скважин осуществляется стреляющими перфораторами, которые по принципу действия подразделяют на пулевые и кумулятивные. Используют также гидропескоструйные перфораторы, которые применяются реже.

Принцип действия перфораторов, применяемых для вскрытия пластов в скважинах, заключается в метании пуль, кумулятивных или гидроабразивных струй в направлении стенки скважины и пробивании ими сети каналов, проходящих через стенки обсадной колонны, слой затрубного цементного камня и входящих на определённую глубину в продуктивный пласт (рис. 10.11).

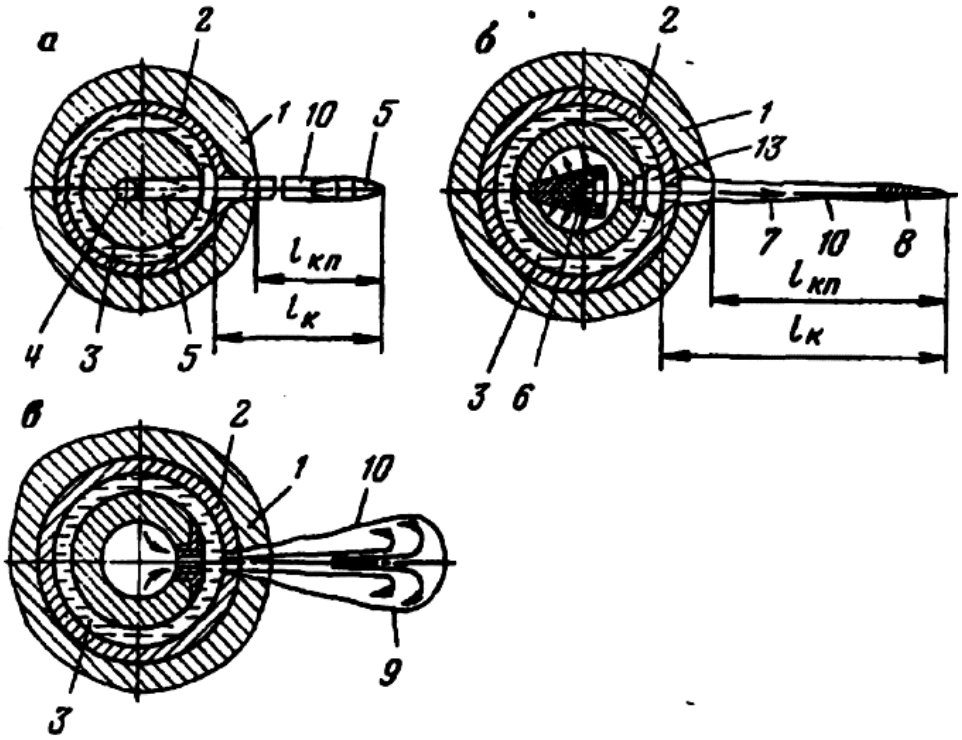


Рис. 10.11. Различные способы пробивания каналов в стенках скважины с целью вскрытия пласта:а – пулевая перфорация; б – кумулятивная перфорация; в – гидропескоструйная перфорация; 1 – ствол скважины; 2 – обсадная колонна; 3 – перфоратор; 4 – пороховой заряд; 5 – пуля; 6 – кумулятивный заряд с облицованной выемкой; 7 – кумулятивная струя; 8 – пест от облицовки кумулятивной выемки; 9 – гидроабразивная струя; 10 – перфорационный канал; $I_к$ – полная длина канала; $l_{кп}$ – длина канала в горной породе пласта

Пулевые перфораторы делятся на *перфораторы с горизонтальным расположением стволов* и с *вертикально-криволинейным*.

В пулевых перфораторах метание пуль производится за счёт работы расширения пороховых газов высокого давления, образовавшихся при сжигании пороховых зарядов.

Для пулевых перфораторов требование высокого и стабильного пробивного действия имеет исключительное значение.

Таким образом, принцип пулевых перфораторов основан на использовании энергии пороховых газов для метания пуль, которые пробивают отверстия в стенке обсадной колонны и образуют каналы в цементном камне и горной породе, слагающей пласт.

Горение пороховых зарядов в перфораторах с горизонтальными и вертикально-криволинейными стволами происходит неодинаково. Так, в пулевых перфораторах с горизонтальными стволами, благодаря высокой плотности заряжания (0,8…1,2 г/см^3), горение пороха протекает очень быстро и почти заканчивается до начала движения пули. Давление пороховых газов в камере весьма велико и достигает 2 000 МПа.

В пулевых перфораторах с вертикально-криволинейными стволами плотность заряжания меньше (0,5…0,8 г/см^3) и давление пороховых газов достигает 400…600 МПа.

Перфоратор ПВН-90, как и его термобаростойкая модификация ПВН-90Т, включает в себя две массивные секции, соединённые переходником, головку с электровводом и наконечник. В каждой секции параллельно оси в двух взаимно перпендикулярных плоскостях расположены попарно четыре ствольных канала, переходящих в криволинейные желоба. Две пары стволов, идущих от общих пороховых камер, направлены навстречу друг другу, вследствие чего силы отдачи при выстреле уравновешиваются. Перфоратор ПВТ-73 (рис. 10.12) в отличие от перфоратора ПВН-90 имеет в одном поперечном сечении не четыре, а два ствольных канала, направленных навстречу друг другу.

При температуре в интервале перфорации до 50 °С масса основного заряда 85 г, от 50 до 80 °С – 80 г, от 80 до 110 °С – 75 г.

Применяются также перфоратор ПВК-70 и аппарат АРВ-120. Область применения пулевых перфораторов обширная по многим факторам. Так, благодаря жёсткости корпуса и высокой плотности пулевые перфораторы легко спускаются в скважину даже при утяжелённых вязких растворах.

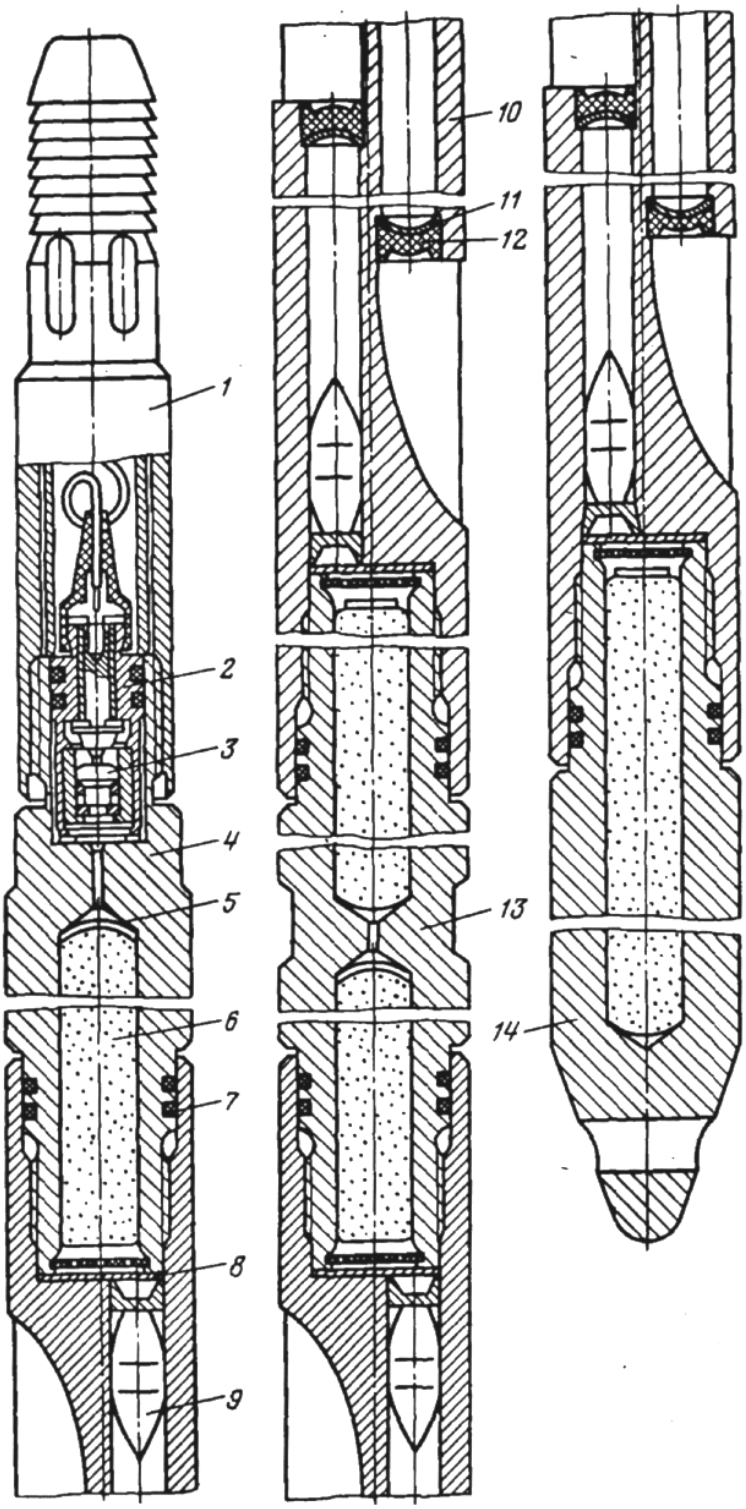


Рис. 10.12. Двухканальный пулевой перфоратор ПВТ-73:
1 – кабельный наконечник; 2 – электроввод; 3 – пиропатрон; 4 – головка;
5 – воспламенитель; 6 – пороховой заряд; 7 – уплотнительное кольцо;
8 – диск форсирования; 9 – пуля; 10 – секция; 11 – опорный диск;
12 – дульная пробка; 13 – переходник; 14 – наконечник

Пробивное действие пулевых перфораторов, в отличие от кумулятивных, весьма чувствительно к изменению угла встречи пули с преградой. Важным преимуществом мощных пулевых перфораторов с вертикально-криволинейными стволами является их высокое пробивное действие – большие глубины и диаметр канала, стабильного по сечению на всем протяжении. К особенностям всех пулевых перфораторов относятся сложность заряжания и неудобство обслуживания, связанное с их большой массой.

Таким образом, пулевые перфораторы по одним показателям уступают кумулятивным перфораторам, а по другим – превосходят их. Совершенство вскрытия пласта тем или иным перфоратором зависит от геолого-технических условий.

Контрольные вопросы

1. В чём состоит задача перфорации скважин?
2. Какие типы перфораторов Вы знаете?
3. На какие типы делятся пулевые перфораторы?
4. Какие факторы влияют на пробивное действие пулевых перфораторов?

10.8. Кумулятивные перфораторы. Теория действия кумулятивных зарядов

При бурении нефтяных и газовых скважин для вскрытия продуктивного пласта в большинстве случаев применяют кумулятивные перфораторы. Кумулятивные заряды различаются устройством и назначением и в зависимости от горно-геологических условий имеют разнообразные области применения.

К кумулятивным перфораторам предъявляются следующие требования: обеспечение высокого пробивного действия; свободное прохождение в скважину во время спуска и подъёма в утяжелённых и вязких растворах; обеспечение вскрытия всей мощности продуктивного пласта при требуемой плотности перфорации за минимальное число спусков; возможность отстрела зарядов в две стороны.

Кумулятивные заряды должны обеспечить высокое пробивное действие, достаточное для простреливания одной или нескольких обсадных колонн и создания после этого в горной породе, слагающей продуктивный пласт, каналов требуемых размеров.

Кумулятивная перфорация скважин основана на пробивном действии струй, создаваемых при взрыве зарядов в кумулятивных перфораторах. Взрывание кумулятивных зарядов в перфораторах происходит с

помощью детонирующего шнура и взрывного патрона или от инициирующего устройства.

При взрыве кумулятивного заряда продукты детонации активной части ВВ заряда движутся к оси заряда и собираются в мощный концентрированный поток кумулятивной струи.

Объём углубления, создаваемого при взрыве кумулятивного заряда, пропорционален энергии ВВ, заключённой в активной части заряда. При взрыве заряда ВВ с необлицованной кумулятивной выемкой образуется углубление значительно большего объёма, чем в случае заряда, не имеющего выемки. Так, заряд с конусной выемкой даёт в мягкой стали выбоину полусферической формы с диаметром, равным диаметру заряда, с объёмом почти в 7 раз больше, чем при заряде с плоским торцом.

Если облицевать кумулятивную выемку тонким слоем металла, то заряд пробьёт в твёрдой преграде глубокий канал, имеющий примерно такой же объём, как и полусферической выбоины в предыдущем случае, но со значительно меньшим диаметром. В мягкой стали заряд пробивает канал конической формы длиной, равной трём-четырём диаметрам заряда.

Такое резкое изменение кумулятивного эффекта достигается за счёт перераспределения энергии между продуктами взрыва и материалом металлической облицовки с переходом части металла с внутренней поверхности облицовки в кумулятивную струю.

В зависимости от характеристик ВВ, заряда, формы и размеров кумулятивной выемки, материала и толщины её облицовки скорость головной части струи у различных зарядов достигает 3 000…10 000 м/с.

Скорость хвостовой части струи меньше примерно в 3–4 раза скорости головной части струи.

Механизм проникновения кумулятивной струи в преграду применительно к условиям перфорации рассмотрен профессор Н.Г. Григорьяном исходя из гидродинамической теории академика М.А. Лаврентьева.

Скорость углубления канала в преграде без учёта механической прочности материала преграды можно определить по формуле

$$\upsilon_п = \upsilon_с[1 + (\rho_п/\rho_с)^{0,5}], \qquad (10.5)$$

где $\upsilon_с$ – скорость струи, км/с; $\rho_п$ и $\rho_с$ – плотность преграды и струи, г/см^3.

Следовательно, с увеличением плотности преграды скорость ее пробивания увеличивается.

Длина канала $l_к$ связана с длиной струи $l_с$ соотношением

$$l_к = l_с(\rho_с/\rho_п)^{0,5}. \qquad (10.6)$$

Таким образом, при отсутствии растяжения струи и без учёта механической прочности преграды длина канала увеличивается с умень-

шением плотности преграды. С учётом динамической прочности материала преграды $\sigma_д$ (МПа) длина пробиваемого канала

$$l_к = (l_с / \rho_п)^{0,5} (\rho_с - 0,2\sigma_д / \upsilon_в^2)^{0,5} . \qquad (10.7)$$

Длина пробиваемого канала уменьшается с ростом прочности материала преграды, но увеличивается с повышением скорости встречи струи с преградой $\upsilon_в$ и увеличением длины струи.

Зависимость диаметра канала $d_к$ (см) от диаметра струи $d_с$ (см), скорости проникания струи в преграду $\upsilon_п$ (км/с), динамической твёрдости преграды $H_п$ и плотностей струи и преграды $\rho_п$ и $\rho_с$ (г/см^3) может быть приближенно определена по формуле

$$d_к \approx 2,5 d_с (1 + 500 \rho_п \upsilon_п^2 H_п^{-1})^{0,37} . \qquad (10.8)$$

Следовательно, диаметр канала $d_к$, пробиваемого кумулятивной струей, прямо пропорционален диаметру струи $d_с$ и в различной степени растёт с увеличением её скорости $\upsilon_с$ и соотношения плотностей $\rho_п$ и $\rho_с$ и уменьшается с увеличением динамической твёрдости преграды $H_п$.

По способу герметизации зарядов и средств их взрывания кумулятивные перфораторы подразделяются на *корпусные с извлекаемым корпусом многократного использования* (ПК), *с извлекаемым корпусом однократного действия* (ПКО, ПКОС, ПНК) и *бескорпусные с частично разрушающимся корпусом*, монтажным каркасом и грузом (ПКС, ПРВ) и *полностью разрушающимся корпусом* с извлекаемой головкой-грузом (КПР, ПР).

Заряд кумулятивного перфоратора обычно состоит из шашки ВВ с кумулятивной выемкой, которая имеет металлическую облицовку. С противоположной стороны расположен промежуточный детонатор.

Заряд заключен в оболочку, которая в случае бескорпусных перфораторов должна быть полностью герметичной.

Отличительным признаком кумулятивных корпусных перфораторов всех типов является размещение группы негерметичных кумулятивных зарядов и средств инициирования в полости герметичного корпуса, который защищает их от действия гидростатического давления и от непосредственного контакта со скважинной жидкостью. Взрывание снарядов осуществляется внутри корпуса.

Корпусные перфораторы используют в тех случаях, когда недопустимо повреждение обсадной колонны, а также при нежелательном засорении скважины. Перфораторы многократного использования типа ПК имеют толстый герметичный стальной корпус, в стенках которого имеются сквозные отверстия. Отверстия служат для прохода кумулятивных струй.

Перфораторы ПК-85 и ПК-103Д (рис. 10.13) имеют заряды ЗПК103 и ЗПК85 в бумажно-литых оболочках. Гнездовые отверстия в корпусе уплотнены вставками, дюралевыми дисками и резиновыми пробками.

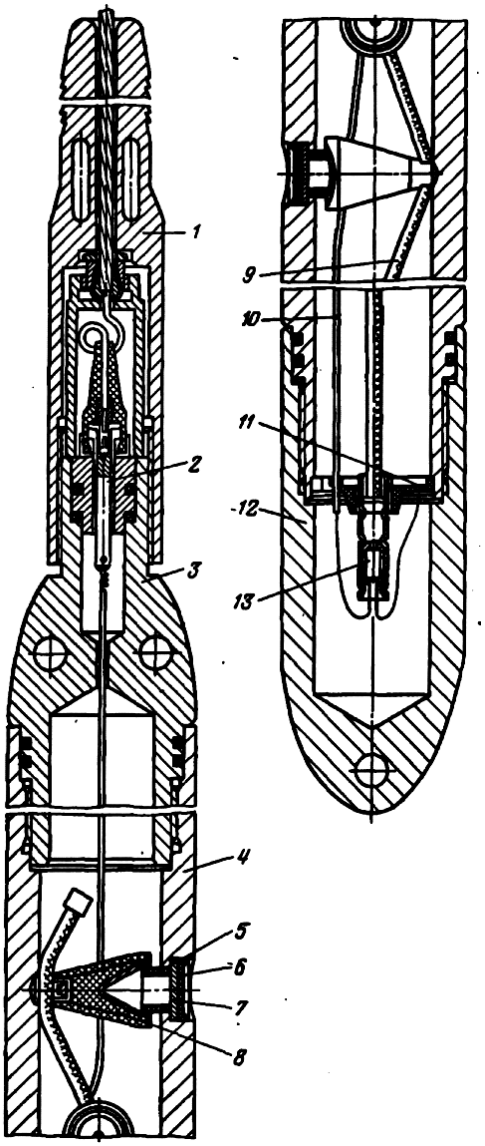


Рис. 10.13. Кумулятивный корпусный перфоратор ПК-103Д многократного использования: 1 – кабельный наконечник; 2 – электроввод; 3 – головка; 4 – корпус; 5 – втулка; 6 – пробка; 7 – опорный диск; 8 – кумулятивный заряд; 9 – детонирующий шнур; 10 – электропровод; 11 – монтажный диск; 12 – наконечник; 13 – взрывной патрон

Перфораторы ПК-85ДУ и ПК-105ДУ имеют гнездовые отверстия в корпусе и герметические детали (опорный диск и резиновая трубка) уменьшенных диаметра и толщины.

Перфораторы ПК-80Н и ПК-90Н отличаются тем, что в них применены кумулятивные заряды в массивных цинковых оболочках. Из-за своей большой стоимости они применяются только в сложных горно-геологических условиях.

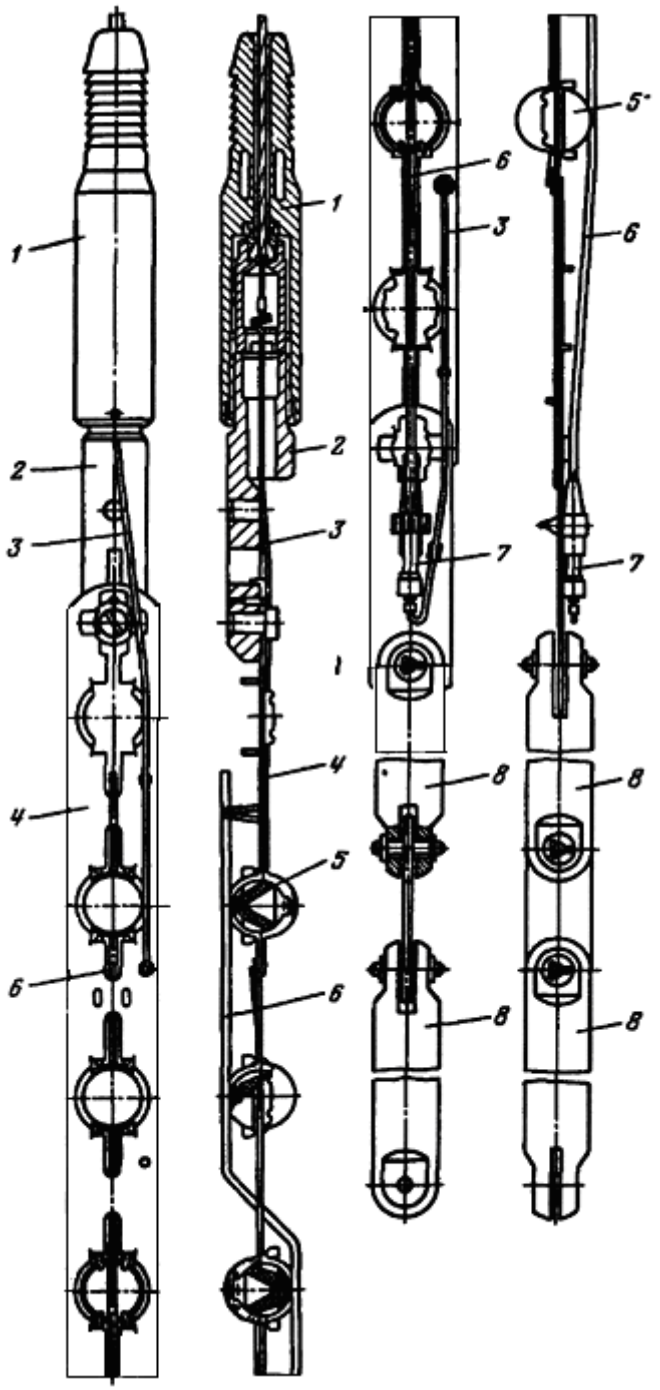


Рис. 10.14. Кумулятивный ленточный перфоратор ПК-С65: 1 – кабельный наконечник; 2 – головка; 3 – электропровод; 4 – лента; 5 – заряд; 6 – детонирующий шнур; 7 – взрывной патрон; 8 – груз

Корпусные перфораторы однократного использования отличаются тем, что корпуса представляют собой сплошные тонкостенные трубы, простреливаемые кумулятивными струями. К ним относятся перфораторы ПКО-73, ПКО-89, КПОТ-89, ПКОТ-73.

Бескорпусные кумулятивные перфораторы отличаются большой гибкостью и относительно малой массой, что позволяет с их помощью простреливать за один спуск большие интервалы (до 30 м), спускать их в ис-

правленные и деформированные колонны труб. Одновременно можно спускать в скважину до 300 зарядов.

Основными недостатками бескорпусных перфораторов являются: ограниченная термобаростойкость зарядного комплекта, повышенное механическое воздействие на обсадную колонну и затрубный цементный камень, засорение скважины осколками от перфоратора.

В ленточных кумулятивных перфораторах ПКС160, ПКС105, ПКС80, ПКС65 заряды заключены в стеклянные или ситалловые оболочки. Заряды монтируют в каркасе, представляющем собой скрепленные стальные ленты, к нижнему концу которых присоединяют чугунный груз (рис. 10.14). Кумулятивный разрушающий перфоратор ПРР280 применяется при бурении скважин на воду и предназначен для простреливания обсадных колонн водоносных горизонтов в скважинах.

Кумулятивный разрушающий перфоратор КПРУ65 имеет заряды, заключенные в литые алюминиевые герметичные оболочки.

Разрушающие кумулятивные перфораторы ПР43 и ПР54 в основном предназначены для перфорации скважин через колонну спущенных насосно-компрессорных труб с внутренним диаметром не менее 50 и 59 мм.

Контрольные вопросы

1. Какие требования предъявляются к кумулятивным перфораторам?
2. От чего зависит длина канала, пробиваемого кумулятивной струей?
3. Какие типы кумулятивных перфораторов Вы знаете?

10.9. Отбор проб горных пород

При разведочном бурении скважин для получения сведений о пласте, выявления в нем вещественного состава, необходимого для оценки запасов месторождения, отбирают образцы и пробы.

Отбор образцов пород из пластов в скважинах осуществляют с помощью боковых стреляющих, сверлящих, режущих грунтоносов, а отбор проб жидкости и газа – с помощью пробоотборника.

После получения диаграмм каротажа и отбора кернов при колонковом бурении производят отбор образцов стреляющими грунтоносами и проб жидкости пробоотборниками. Такой метод позволяет отбирать образцы пород и пробы жидкости в интервалах, наиболее интересных геологам и промысловикам.

Применение грунтоносов даёт возможность получить важные сведения о характеристике пород или жидкости. Боковыми стреляющими грунтоносами образцы пород отбирают с помощью полых бойков, выстреливаемых в стенку скважины и затем извлекаемых из неё вместе

с породой. Сверлящими грунтоносами образцы отбираются с помощью цилиндрического бура, вырезающего их из стенки скважины.

Боковые стреляющие грунтоносы предназначены для отбора образцов из пород. С их помощью можно отбирать образцы известняков, песчаников, глин, глинистых песков и т. д.

Стреляющие грунтоносы по своему устройству подразделяются на *грунтоносы одиночного действия* с последовательным выстреливанием в каждой точке интервала по одному бойку и *группового действия* с одновременным выстреливанием группы бойков.

Грунтоносы одиночного действия используют в нефтяных скважинах группового действия – в углеразведочных. Стреляющий грунтонос имеет стальной корпус с одной или несколькими пороховыми камерами, над которыми располагаются стволы. В камеры помещают пороховые заряды с электровоспламенителем. Грунтоносы спускают в скважину на каротажном кабеле. После установки грунтоноса в скважине, где необходимо отобрать образец породы, жилу кабеля подключают к источнику электрического тока.

Нить накаливания воспламеняет состав, и пороховой заряд сгорает. Образовавшиеся в камере пороховые газы выталкивают боёк из ствола, и он внедряется в породу.

Эффективность выноса образцов пород стреляющими грунтоносами в основном определяется правильным выбором типа бойка и массы порохового заряда в зависимости от физико-механических характеристик пород на заданной глубине.

Многоствольный *стреляющий грунтонос* МСГ-90М с диаметром корпуса 90 мм предназначен для отбора образцов пород в нефтяных скважинах диаметром от 140 мм и более. Грунтонос состоит из следующих основных частей: стального корпуса со ствольными каналами и отверстиями для крепления и укладки тросов, бойков с пятами, системы электрических проводов и контактов, кожуха переключателя и самого переключателя, расходных деталей (рис. 10.15). Применяется для отбора образцов в скважинах при температурах до 180 °С и гидростатическом давлении до 100 МПа.

В грунтоносах типа МСГ и ГБС пороховые заряды размещаются в основании бойка, типа ГБСН – в корпусе грунтоноса. Для отбора проб мягких и средней твёрдости применяют боёк со съёмной насадкой. Для средних и твёрдых пород используют боёк с наконечником конической формы.

Применяются также грунтоносы ГБС 95-180/1000, ГБСН 125-200/12, ГБСН 95-250/1500, ГМК-50, ГМС-40, ГМС40-1.

Боковые *сверлящие грунтоносы* предназначены для отбора образцов твёрдых пород из стенок скважин. Сверлящие грунтоносы выбуривают образцы породы с помощью вращающегося бура. По окончании

бурения бур выходит из породы и выносит в своей полости керн цилиндрической формы. После подъёма грунтоноса на поверхность керны извлекают из бура и кассеты передаются для анализа.

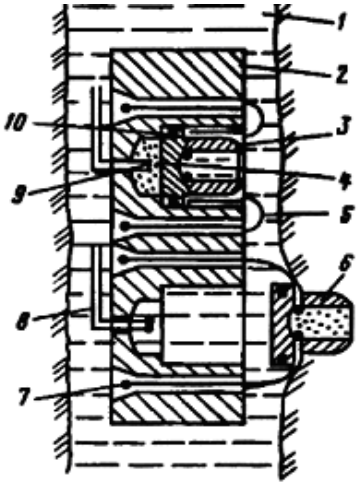


Рис. 10.15. Схема отбора пород боковым стреляющим грунтоносом:
1 – глинистый раствор в скважине; 2 – корпус грунтоноса; 3 – боёк; 4 – пороховой заряд; 5 – трос; 6 – боёк, отобравший породу после выстрела; 7 – крепление троса; 8 – токопроводящая линия; 9 – мостик накаливания; 10 – резиновое уплотнение

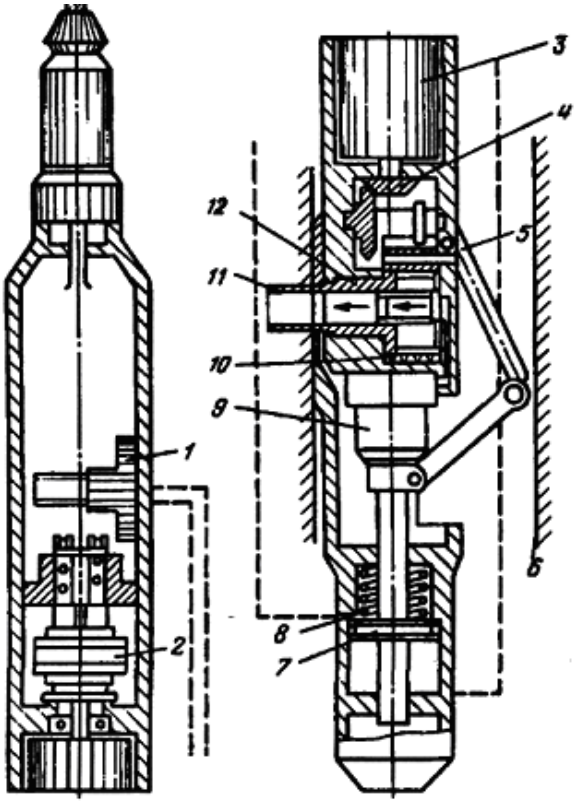


Рис. 10.16. Сверлящий боковой многооборотный грунтонос СКМ-8-9:
1 – регулятор подачи бура; 2 – гидравлический насос; 3 – электродвигатель; 4 – шестерёнчатая передача; 5 – рычажный распор; 6 – стенка скважины; 7 – поршень; 8 – пружина; 9 – насос промывочный; 10 – датчик выхода бура; 11 – коронка бура; 12 – вращающийся бур

Сверлящий боковой грунтонос СКМ-8-9 (рис. 10.16) со стальным цилиндрическим корпусом имеет следующие рабочие узлы: трёхфазный электрический мотор, масляный насос, шестерёнчатый редуктор с системой шестерён, сверлящий керноотборник, гидравлический прижим, регулятор подачи бура, насос для промывки бура во время сверления пород, контрольное устройство.

Образцы пород, выбуренные из пласта сверлящим грунтоносом, используют для определения пористости, проницаемости, механического и литологического состава и анализа жидкости, насыщающей породу.

Часть образцов рассматривается непосредственно после извлечения их из полости бойка. Применение сверлящих грунтоносов наиболее эффективно при отборе известняков, алевролитов и других твёрдых пород, в которых песок не является основной частью.

Контрольные вопросы

1. С помощью каких средств осуществляется отбор пород, проб жидкости и газа в скважинах?
2. Какие виды стреляющих грунтоносов Вы знаете?
3. Из каких узлов состоит стреляющий грунтонос?

10.10. Организация прострелочно-взрывных работ

Прострелочно-взрывные работы (ПВР) включают в себя: подготовительные операции; проведение основных работ на скважине и заключительные операции.

Подготовительные работы включают в себя: изучение геолого-технического задания, т. е. ознакомление с геофизическими и геологическими материалами по исследуемой скважине; выбор типов аппаратов и приборов; проверку исправности и работоспособности технологического оборудования и аппаратуры; оформление наряд-путёвки на проведение прострелочных работ в скважине; получение на складах ВВ и взрывных аппаратов и погрузку их в специальную машину.

Геолого-техническое задание на выполнение работ в скважине выдаётся на основании заявки заказчика. Заявка заказчика записывается в Журнал регистрации и выполнения заявок на прострелочно-взрывные работы диспетчером промыслово-геофизического предприятия. В заявке содержатся необходимые сведения о скважине. Партии выдается задание в письменном виде на фирменном бланке с названием «Задание № ... на производство ПВР в скважине», в котором излагаются цели ПВР, их перечень, сведения о месторасположении, геологических и технических данных скважины и других сведений.

Важным является выбор типов и размеров скважинных и прострелочных, взрывных и других аппаратов и приборов, от которых зависит успех выполнения задания.

Скважинные аппараты должны удовлетворять следующим требованиям: свободно перемещаться в скважине; обеспечивать выполнение необходимой операции; обладать достаточными прочностью, термостойкостью и заданной производительностью.

Достаточно полно и тщательно должна быть проведена работа по проверке исправности и работоспособности спускоподъёмного оборудования, устройств, приборов, инструмента, кабеля и проводов. Прибо-

ры и устройства должны транспортироваться в специальных стеллажах, ящиках и надежно закреплены.

Получение ВМ и прострелочно-взрывной аппаратуры на заряжание осуществляется в соответствии с наряд-путёвкой, в которой указываются виды и объемы ПВР, типы и размеры аппаратов, вид, число и масса зарядов, а также средства инициирования.

Наряд-путевка является первичным документом по учёту расходуемого партией ВМ. Все работы по получению, транспортировке и использованию ВМ и прострелочно-взрывных аппаратов выполняются при строгом соблюдении правил техники безопасности. При переезде к месту работы на скважину проводятся эффективные меры, исключающие различные изменения в состоянии механизмов, приборов и устройств подъёмника и лаборатории. Партии (отряды) проводят комплекс подготовительных работ на скважине, включающих в себя: уточнение геолого-технического задания на ПВР; проверку подготовленности скважины и буровой; проверку и подготовку к работе оборудования и приборов подъёмника, скважинных приборов и аппаратов; проверку пробного спуска в скважину кабеля с контрольным шаблоном или аппаратом.

По окончании подготовительных работ приступают к проведению основных работ на скважине, которые включают в себя: присоединение заряженных аппаратов к кабелю, спуск аппаратов в скважину, установку аппаратов для отстрела или взрыва, подготовку зональной линии к отстрелу (взрыву), отстрел или взрыв аппаратов, подъём аппаратов на поверхность, повторную установку аппаратов при последующих спусках.

Заключительные работы на скважине и базе. После окончания ПВР оборудование, аппаратуру, приборы подъёмные и лабораторно-перфораторной станции подготавливают к переезду на базу: скважинные аппараты и приборы укладывают и закрепляют в стеллажах для транспортировки.

Переезд отряда (партии) со скважины на базу осуществляют с соблюдением тех же правил и требований, что и при переезде с базы на скважину.

По возвращении на базу работники отряда (партии) в первую очередь сдают на склад остаток ВМ и в зарядную мастерскую – оставшиеся заряженные аппараты, отстрелянные аппараты для проверки и перезаряжания. Проверяют состояние механизмов, приборов, устройств, инструмента и т. п., протирают, смазывают их, приводя в готовность для дальнейшей работы.

Виды работ и объёмы ПВР, их технология, режимы и другие данные предусматриваются в проектах на производство геолого-разведочных работ. Проекты составляют совместно заказчик и исполнитель и согласовывают его с местным Госгортехнадзором. Проект составляется на основе рекомендаций, изложенных в Технической инструкции по прострелочно-

взрывным работам в скважинах и в соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

С учётом проекта составляют заявки и заключают договора на проведение ПВР, в котором указывают организацию работ, количество персонала, оснащение, аппаратуру, оборудование, материалы и т. п.

Для выполнения ПВР создают специализированные отряды или партии: грунтоносные, торпедированные и т. п. Для проведения работ отряду или партии на основе заявки заказчика выдаётся технический проект на ПВР, в соответствии с которым выдаются наряд-путевка на получение и расход ВМ, необходимые аппараты, ВМ, приборы и другие материалы. Отряд (партия) проводит и завершает ПВР на основе технического проекта и оформляет результаты работ соответствующими документами.

Отказы могут произойти в результате несоблюдения технических правил при выборе, подготовке, заряжании и сборке скважинных аппаратов и приборов, подготовке и проведения ПВР в скважине, а также при несоблюдении правил подготовки ствола скважины и буровой.

При ПВР наблюдаются следующие осложнения и некачественные результаты: отказ аппаратов, неполноценный отстрел или взрыв аппарата, непрохождение аппарата до заданной глубины, обрыв бойков грунтоносов, обрыв аппарата, неисправность подъёмника и т. п. Отказы при ПВР в основном происходят по причинам некачественных зарядных комплексов, неисправности запальной цепи в аппарате, замыкания ВВ и СИ, закупорки огнепроводных каналов, замыканий во взрывной линии, недостаточного напряжения (импульса) зонального тока и др.

При ПВР также происходят такие аварии, как прихват аппарата, кабеля в месте отстрела или взрыва, а также при спуске или подъёме; обрыв и оставление в скважине кабеля с аппаратом; открытое фонтанирование скважины после отстрела или взрыва и т. п. В данных случаях процесс ПВР, бурения или добычи прерывается на продолжительное время.

Ликвидация аварий в основном производится как методами и средствами перфораторных и каротажных партий, так и методами и средствами буровых и промысловых бригад. На каждую аварию составляется акт с указанием причин и мер ликвидации.

При ведении ПВР персонал должен хорошо знать и строго соблюдать правила обращения с взрывчатым материалом и прострелочно-взрывной аппаратурой, а также быть ознакомлен с технической эксплуатацией оборудования и требованиями по организации и проведению ПВР.

Ведение взрывных работ осуществляется строго в соответствии с требованиями Единых правил безопасности при взрывных работах (ЕПБ). Руководство взрывными работами возлагается на технического руководителя предприятия или организации. К производству взрывных работ допускаются лица, сдавшие экзамены квалификационной комис-

сии и имеющие Единую книжку взрывника. Особое внимание требуется при обращении с ВМ и заряженными аппаратами. Нельзя по ним ударять, бросать их, нагревать, разбирать взрывные патроны, заряды, аппараты, их части и другие ВМ заводского изготовления. Строго запрещается курить, применять открытый огонь ближе 100 м от места расположения ВМ. Вокруг скважины следует устанавливать опасную зону радиусом 50 м. Входить в эту зону лицам, не участвующим в работе, воспрещается. Радиус опасной зоны может быть сокращен до 20 м после спуска аппарата на глубину до 50 м.

При производстве ПВР должны применяться ВВ и СИ, на которые имеются ГОСты или утверждённые технические условия, а также журнальные постановления Госгортехнадзора.

Все ВВ и СИ, хранящиеся на складах, должны периодически проходить испытания в установленном порядке и при соблюдении сроков.

Отказавшие элементы зарядного комплекта (взрывчатые материалы) следует уничтожать с соблюдением ЕПБ.

При производстве ПВР должны соблюдаться санитарные и гигиенические мероприятия, которые способствуют повышению работоспособности и снижению профессиональных заболеваний.

Поскольку применяемые в скважине ВВ (гексоген, тротил и др.) являются токсичными соединениями, они создают опасность для здоровья работающих. Разнообразные выделения этих ВВ могут попадать через дыхательные органы в виде пыли и паров, при соприкосновении с кожей, вместе с пищей. Во избежание отравления организма при работе с ВВ следует применять индивидуальные средства защиты – респираторы.

В случае попадания ВВ на кожу необходимо смывать их холодной водой, перед едой мыть руки с мылом. На всех этапах ПВР должны строго соблюдаться меры пожарной безопасности ИТР и руководителями организаций. Руководители учреждений и организаций обязаны обеспечить создание безопасных и безаварийных условий труда, устранение причин производственного травматизма.

Контрольные вопросы

1. Из каких этапов состоит ПВР?
2. Каким требованиям должны отвечать скважинные аппараты?
3. Кто составляет и согласовывает проект ПВР?
4. Какие осложнения и аварии могут возникнуть при ведении ПВР?

ГЛАВА 11
ЯДЕРНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ПРОМЫШЛЕННОСТИ

В бывшем СССР и в США проведён ряд экспериментальных ядерных взрывов в промышленности. Они показали, что проведение ядерных взрывов более экономично, чем проведение обычных химических ВВ при разрушении значительных объёмов горной массы. Однако ядерные взрывы требуют применения чрезвычайных мер безопасности, обеспечивающих нераспространение радиоактивных продуктов. Это могут быть специальные оболочки термоядерных зарядов, поглощающие потоки нейтронов; специальные условия взрывания на такой глубине и в таких горно-геологических условиях, при которых радиоактивные продукты распада не достигают поверхности земли и не заражают поверхностные воды.

Есть перспективы применения таких взрывов при взрывных работах на вспучивание, при тушении крупных пожаров на нефтегазопромыслах, при использовании геотехнологических методов разработки месторождений – газификация, расплавление, растворение, выщелачивание, возгонка; для вскрытия и массовой отбойки руд на крупных рудниках.

Каждый ядерный взрыв требует специального проектирования, учитывающего физическое и механическое действие взрыва в окружающей среде (плавление, дробление, трещинообразование, технологию размещения и доставки заряда, проведение подготовительных выработок, сейсмическое и радиационное воздействие, экономичность взрывания и т. п. Стоимость ядерного заряда возрастает менее интенсивно при увеличении мощности заряда. Так, по данным США заряд мощностью 10 кг и диаметром 350 мм стоит 350 тыс. долларов, а заряд 100 кг диаметром 450 мм – 500 тыс. долларов, т. е. при десятикратном увеличении мощности заряда его стоимость увеличилась примерно в 1,6 раза.

11.1. Физическое и механическое действия ядерного взрыва в горных породах

При ядерном взрыве в породе выделяются четыре фазы (рис. 11.1). Первые две фазы действия взрыва аналогичны взрыву ядерного заряда наружного действия. Основная часть энергии ударной взрывной волны поглощается породой в зоне взрыва в виде тепловой и

механической энергии. Часть общей энергии (от долей процента до нескольких процентов) идет на сейсмические колебания.

В конце второй фазы (300 мкс) за ударной волной происходит расширение газового пузыря, сопровождающееся падением температуры, давления, дальнейшее расплавление породы. Сферическая полость расширяется до тех пор, пока давление в ней не станет равным давлению пород на данной глубине.

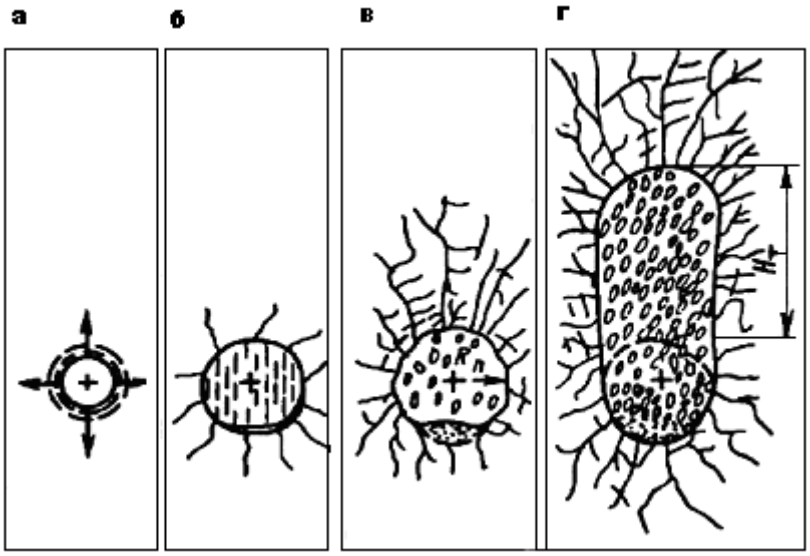


Рис. 11.1. Схема образования зон обрушения в различные промежутки времени t: а – t = 3 мкс; б – t = 200 мкс; в – t = 300 мкс; г – конечная конфигурация

При взрыве ядерного заряда мощностью 100 кг на глубине 800 м от поверхности радиус полости достигает к этому моменту 50 м, причем внутренняя поверхность полости покрыта слоем расплавленной породы с температурой, которая равна тысячам градусов Цельсия.

Третья фаза начинается с момента выравнивания давления в полости и длится от нескольких секунд до нескольких часов (в зависимости от свойств пород). Расплавленная порода стекает с кровли и стенок полости вниз, унося с собой более 55…58 % радиоактивных изотопов, скапливается в ее основании и затвердевает в виде стекловидного труднорастворимого материала. Трещины в кровле и стенках полости при падении давления приводят к нарушению статического равновесия. После этого наступает четвертая фаза, во время которой происходит обрушение налегающих пород. Образованная полость является компенсационным пространством. Происходит обрушение породы до заполнения компенсационного пространства.

Зона обрушения в плотных породах имеет форму вертикальной трубы.

Формирование трубообразной зоны обрушения может иногда длиться до нескольких месяцев в зависимости от свойств пород. Коэффициент разрыхления обрушенной породы составляет 1,3–1,35. В рыхлых породах плотностью, близкой плотности обрушенного в полость материала, эта зона может достигнуть поверхности, образуя на поверхности провальную воронку.

При проектировании ядерных взрывов необходимо рассчитывать радиус полости, высоту трубы разрушения, объем породы, раздробленной взрывом и заполняющей трубу обрушения, размеры зоны трещиноватости.

Параметры трубы разрушения зависят от мощности заряда, глубины его заложения и свойств пород.

Радиус полости $R_п$ определяется по формуле

$$R_п = \frac{cQ^{1/3}}{(\rho h)^{1/4}}, \qquad (11.1)$$

где c – константа, зависящая от типа породы (для гранита c = 60, наносов – 66, туфа – 78); ρ – плотность породы, кг/м^3; h – мощность покрывающих пород, м;

$$h = W - H_т - R_п, \qquad (11.2)$$

где W – л.н.с.; $H_т$ – высота трубы обрушения:

$$H_т = \frac{4}{3} R_п \frac{1-\rho}{\rho}. \qquad (12.3)$$

Высоту трубы можно определить и по следующей формуле:

$$H_т = kR_п,$$

где k – коэффициент, зависящий от свойств пород (для доломита k = 3,2, для туфа – 6,8).

Зона раздробленных пород $R_р = 1{,}4R_п$.

Зона трещиноватости $R_т = (3\ldots4)\ R_п$.

В некоторых породах, таких как каменная соль, труба обрушения не образуется.

Контрольные вопросы

1. Какие фазы ядерного взрыва в породах Вы знаете? Чем они характеризуются?
2. Как рассчитываются зоны разрушения при ядерном взрыве?
3. Для каких целей могут применяться ядерные взрывы в промышленности?
4. Как обеспечивается безопасность проведения ядерных взрывов?

11.2. Ядерные взрывные работы при подземной разработке полезных ископаемых

С максимальной эффективностью ядерные взрывы при подземной отбойке руд могут применяться при системах разработки с массовым обрушением. В этом случае образуется труба обрушения, которая будет заполнена раздробленной рудой. Выпуск раздробленной руды из трубы обрушения приводит к пополнению её запасов, так как происходит самообрушение зоны интенсивной трещиноватости.

Элементы и параметры системы разработки выбирают на основе конкретных горно-геологических условий и параметров механического действия ядерного взрыва. Варианты технологических схем ядерных взрывов могут быть различными: заряды располагают через определённые расстояния, взрывают последовательно или разбивают рудное тело на секции и в каждой секции устанавливают группу зарядов.

11.3. Вопросы безопасности проведения промышленных ядерных взрывов

При проведении ядерных взрывов наибольшую опасность представляют следующие факторы: радиоактивное заражение атмосферы, наземных и подземных вод, интенсивные сейсмические колебания, воздушная ударная волна и др.

Радиоактивность возникает в результате деления тяжёлых ядер, образующих радиоактивные изотопы, и реакции синтеза легких ядер, производящей ^{3}H и ^{7}Be. Взаимодействие нейтронов, образующихся при взрыве, с материалом ядерного устройства создает наведенную активность с образованием ^{203}Pb, ^{59}Fe, ^{55}Fe, а при взаимодействии с породами – ^{24}Na.

Максимальная доза облучения человека в СНГ равна 100 мР в неделю или 2,8 мР/ч. В США установлены другие нормы. По этим нормам каждый человек не должен получить в течение года дозу сверх допустимого предела.

Для снижения уровня радиации применяются так называемые «чистые» ядерные устройства, в которых на 95…99% используется реакция синтеза (термоядерные реакции) и только на 1…5% – реакции деления. В качестве оболочек ядерных зарядов целесообразно использовать материалы, содержащие нейтронные отражатели, для поглощения выделяющихся при ядерном взрыве нейтронов. При взрывах в карбонатных породах рекомендуется поверхность зарядной камеры футеровать кварцевым песком для улавливания радиоактивных продуктов деления стекловидным расплавом.

Большое значение имеет фактор времени, позволяющий естественным путём уменьшить степень радиоактивности.

Заряды необходимо закладывать на глубине, обеспечивающей максимально возможное захоронение радиоактивных продуктов под землей при данных условиях полезной работы взрыва. Многие специалисты считают, что заражение атмосферы радиоактивными частицами от подземных взрывов незначительно.

Сейсмическое действие ядерного взрыва во многом определяет возможность проведения и эффективность использования подземных ядерных взрывов в уже освоенных промышленных районах. Интенсивность сейсмических волн при ядерном взрыве зависит от мощности заряда, горно-геологических условий района и расстояния.

Контрольные вопросы

1. Какие опасные факторы вытекают при взрыве ядерного заряда?
2. Что применяется для поглощения нейтронов при ядерном взрыве?

ГЛАВА 12
ОХРАНА ПРИРОДЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

12.1. Влияние разработки месторождений на окружающую среду

При разработке месторождений, как и при горно-разведочных работах, нарушается естественное состояние атмосферы, гидросферы, земной поверхности и недр, однако масштабы этих нарушений и их влияние на окружающую среду более значительны.

Структурная схема изменений в окружающей среде при разработке месторождений полезных ископаемых представлена на рис. 12.1.

Отметив, что в приведенную схему не включены изменения состояния недр в связи с появлением в них подземных полостей и истощением запасов полезных ископаемых, рассмотрим воздействие процесса разработки на воздушную и водную сферы, а также земную поверхность.

12.1.1. Загрязнение атмосферы

При подземной разработке месторождений рудничный воздух является основным загрязнителем атмосферы.

Рис. 12.1. Структурная схема изменений в окружающей среде при разработке полезных ископаемых

В рудничном воздухе, выдаваемом на поверхность, главными загрязняющими атмосферу веществами являются газообразные продукты: метан, углекислый газ, оксид углерода, сероводород, оксиды азота. Мероприятия, осуществляемые в горных выработках по обеспыливанию производственных процессов, снижают содержание минеральной пыли в рудничном воздухе, поэтому значительные поступления ее в атмосферу наблюдаются преимущественно только после производства массовых взрывов или в аварийных ситуациях.

Практически непрерывная в процессе разработки месторождений выдача на поверхность большого количества (особенно из газообильных шахт) рудничного воздуха приводит к локальным загрязнениям атмосферы.

При открытой разработке угольных, рудных и нерудных месторождений с территорий карьеров и внешних отвалов поступают газообразные загрязнители и минеральная пыль, которые в одних случаях являются результатом газовыделений и эрозионных процессов, интенсифицирующихся в нарушаемых породных массивах, в других – следствием выполнения различных производственных процессов.

Значительное количество газопылевых загрязнителей поступает в атмосферу при производстве массовых взрывов, эксплуатации транспортных и технологических машин с двигателями внутреннего сгорания и вследствие пылеобразования при погрузочно-разгрузочных операциях и транспортировании (особенно автомобильном) пород.

При этом загазованность и запыленность воздуха достигают критических значений, и при неблагоприятных климатических условиях, вследствие образования карьерного смога в глубоких разрезах, приходится временно прекращать все работы.

Источником газопылевого загрязнения атмосферы являются породные отвалы (особенно терриконы).

12.1.2. Загрязнение и изменение режимов поверхностных и подземных вод

Загрязнение поверхностных водоёмов происходит в основном в результате сброса в них сточных вод рудников и карьеров, второстепенным источником загрязнения является сток вод (атмосферных осадков) с поверхности породных отвалов. Следует отметить также значительное загрязнение водной среды стоками обогатительных фабрик.

Выделяют две составные части сточных вод рудников и карьеров: технологические и сопутствующие.

Технологическими называют воды, используемые в процессе горных работ для увлажнения, перемещения и разрушения пород, *сопутствующими* – воды, попадающие в горные выработки из окружающих пород или с поверхности.

Количество технологической воды в сточных водах рудников и карьеров обычно невелико, исключением являются геотехнологические способы разработки месторождений, а также дражная и гидравлическая разработки россыпей.

Количество сопутствующих вод зависит от обводненности пород и климатических условий. Технологические воды загрязняются мелкодисперсными минеральными частицами и химическими растворами при бурении шпуров и скважин, пылеподавлении и пылезащите. Сопутствующие воды часто характеризуются высокой минерализацией и кислотностью.

В районах строящихся горных предприятий и разрабатываемых (особенно открытым способом) месторождений значительное влияние на режимы поверхностных и подземных вод оказывают осушительные, дренажные и водоотливные работы. Это изменение режимов приводит к истощению запасов подземных вод, образованию обширных депрессионных воронок, понижению уровня грунтовых вод, увеличению речных стоков. Подчёркивая значимость этих изменений, отметим, что, например, из дренажных систем и карьеров КМА выдают на поверхность многие тысячи кубометров сопутствующих вод в час.

Нарушение земной поверхности. Размещение на земельных отводах породных отвалов, расположение на земной поверхности карьеров и траншей, проседание поверхности вследствие обрушения пород в полости выработанного пространства приводят к изменению естественных ландшафтов и снижению площадей продуктивных земель в районах разработки месторождений.

При подземной разработке месторождений распространены терриконы и хребтовые отвалы, при открытой – внешние отвалы, расположенные за пределами контура карьерного поля.

Под внешние отвалы вскрышных работ отводят обширные территории, нередко в несколько раз превышающие площадь поверхности, нарушаемую непосредственно карьером.

Характер деформации подрабатываемой земной поверхности и изменение естественных экологических систем нарушаемых ландшафтов зависят в основном от условий залегания полезных ископаемых, разрабатываемых подземным способом. При этом определяющими факторами являются размеры месторождений, мощность, угол падения и глубина залегания полезных ископаемых. Из технических факторов, влияющих на деформацию земной поверхности, отметим системы разработки и способы поддержания выработанного пространства. В результате деформации земной поверхности на ней образуются мульдо-каньоно- и воронкообразные впадины различных глубин и площадей.

12.2. Мероприятия, снижающие негативные экологические последствия разработки месторождений

К основным мероприятиям по снижению загрязнения воздушной среды рудничным воздухом, выдаваемым на поверхность из горных выработок при подземной разработке, относят: обеспыливание производственных процессов (бурение, отбойка и погрузка пород), дегазацию угольных пластов с утилизацией каптируемого метана, предотвращение возгорания и тушение пожаров на терриконах, борьбу с ветровой эрозией породных отвалов.

Снижение загрязнения надкарьерного воздуха при открытой разработке месторождений достигается посредством следующих мероприятий: увлажнение породных массивов перед производством массовых взрывов, совершенствование используемых ВВ и технологии взрывных работ и, в частности, производство их при наиболее благоприятных метеорологических условиях, совершенствование очистки от вредных продуктов выхлопных газов машин с двигателями внутреннего сгорания, уменьшение пылеобразования на автомобильных карьерных и отвальных дорогах, пылеподавление при производственных процессах (бурение, погрузка, разгрузка и транспортирование пород) и предотвращение ветровой эрозии пород в отвалах и бортах карьеров.

Сточные воды шахт и карьеров подлежат очистке, методы очистки основаны на физических, физико-химических, химических и биохимических процессах.

К физическим процессам относят осветление воды, достигаемое путем отстаивания и фильтрации. Интенсификация отстаивания и фильтрации обеспечивается при физико-химических процессах за счёт добавления в очищаемую воду коагулянтов или фаокулянтов, вызывающих преобразование мелкодисперсной взвеси в относительно крупные хлопья, которые выпадают в осадок или задерживаются на фильтрах.

К химическим процессам очистки относят нейтрализацию кислых шахтных вод гашеной известью, известняками или мелом, из биохимических процессов упомянем об обеззараживании шахтных вод хлорной известью или озонированием.

При больших объемах технологических вод, например, при дражной разработке россыпных месторождений, применяют схемы замкнутого водоснабжения. При использовании таких схем сточные воды очищают в прудах-отстойниках и перекачивают в дражный разрез, они составляют основную часть технологических вод. Замкнутое водоснабжение дражных полигонов обеспечивает снижение загрязнений поверхностных вод и изменение их режимов.

При открытой разработке водообильных рудных и угольных месторождений снижение объемов работ по осушению и предотвращение значительных изменений режимов подземных и поверхностных вод можно обеспечить посредством сооружения в породных массивах по периферии карьерного поля противофильтрационных завес (водонепроницаемых диафрагм).

Негативные последствия нарушений земной поверхности при разработке месторождений снижаются или устраняются в процессе проведения рекультивационных работ. При этом основными направлениями рекультивации являются сельскохозяйственное, лесохозяйственное, водохозяйственное строительное и рекреационное.

Объектами сельскохозяйственной горно-технической рекультивации становятся преимущественно невысокие платообразные отвалы вскрышных пород, а также неглубокие впадины, расположенные в районах развитого сельскохозяйственного производства.

Наиболее широким распространением пользуется лесохозяйственная рекультивация породных отвалов различных форм и размеров, расположенных в лесных или сельскохозяйственных районах. Работы по горно-технической рекультивации водохозяйственного направления осуществляют при восстановлении участков земной поверхности, на которых располагаются открытые горные выработки – карьеры и траншеи. Целью этих работ является сооружение водоемов различного назначения, в том числе рыбохозяйственных.

Горно-техническую рекультивацию строительного и рекреационного направлений выполняют в основном в промышленных и густонаселенных районах. Целью строительной рекультивации является сооружение площадок для промышленного и жилищного строительства; при рекультивации рекреационного направления создают зоны отдыха и спортивные объекты в районах городов и промышленных центров.

При больших объемах рекультивационных работ на горных предприятиях их выполнение предпочтительно поручать специализированным организациям или подразделениям, при этом эффективность выполнения работ в значительной степени определяется наличием мощных горных и транспортных машин, а также специального оборудования.

Комплекс природоохранных мероприятий при проведении горноразведочных работ невелик, однако их значение, особенно в районах с развитым сельскохозяйственным или лесохозяйственным производством, весьма существенно. Разведочные канавы после проведения необходимой обоснованности по геологической документации подлежат ликвидации – полной засыпке. Трудоемкость ликвидационных работ зависит от параметров канав, степени и вида механизации и расположения в процессе проходческих работ временных породных отвалов.

Засыпка канавы неплодородным слоем из торцовых или срединных отвалов так же, как и последующее размещение плодородной почвы (из ленточных отвалов), осуществляется бульдозером. С целью наиболее полного уплотнения засыпка канавы неплодородным слоем производится послойно.

Неглубокие шурфы при ликвидации практически полностью засыпают породой, выданной при их проходке и временно складированной в отвале возле устья выработки; глубокие – частично. Стволы разведочных шахт и штольни с развитой системой подземных выработок обычно не ликвидируют, а консервируют или передают непосредственно горным предприятиям.

Породные отвалы разделяют на временные и постоянные. Первые ликвидируются при засыпке разведочных канав и неглубоких шурфов, вторые сохраняются на поверхности в течение длительного времени.

Основными операциями горно-технической рекультивации отвалов являются: выполаживание откосов, планировка верхней поверхности и перекрытие (если это необходимо) сформированной поверхности слоем плодородных пород. Наиболее трудоёмкой операцией является выполаживание откосов, которое производится для повышения эрозионной устойчивости и биологической продуктивности поверхностей отвала и может осуществляться землеройной техникой и взрывом. Сущность взрывного выполаживания откосов заключается в удалении породы с верхней части отвала и перемещении этой породы в его основание с помощью энергии направленного взрыва. Этот способ приемлем преимущественно для выполаживания отвалов нескальных пород при помощи буро-взрывных скважин. На верхней поверхности отвала бурят скважины рядами параллельно бровке откоса. Глубина скважин в каждом ряду устанавливается с учётом обеспечения при взрыве проектируемого угла наклона откоса. Эта глубина может определяться графически или рассчитываться по формуле

$$h = H / 2[1 - \mathrm{tg}\beta(\mathrm{ctg}\alpha = 2l / H)], \qquad (12.1)$$

где h – глубина вертикальных скважин в ряду, м; H – высота отвала, м; l – расстояние ряда скважин от бровки откоса, м; α – угол откоса отвала, градус; β – угол выполаживания, градус.

Расстояние от бровки откоса до первого ряда скважин выбирают минимальным по условию безопасности ведения буровых работ. Расстояние до каждого последующего ряда определяется исходя из расчёта массы зарядов.

При необходимости разрыхления слежавшихся пород в верхней части формируемой поверхности откоса (для подготовки её к биологи-

ческой рекультивации) скважины бурят с перебуром по отношению к запроектированной выположенной поверхности откоса. Перебур составляет 0,5…0,8 м.

Если есть соответствующее буровое оборудование, то скважины целесообразно бурить наклонными. При бурении в первом ряду вертикальных скважин для увеличения их вместимости устраиваются котловые полости. Во взрывных скважинах, пробуренных без перебуров, размещают сосредоточенные (котловые) или колонковые заряды сброса. В скважинах с перебурами размещаются комбинированные заряды: в верхней части – заряд сброса, в нижней – заряд рыхления. Расчётное расстояние перемещения породы (м)

$$l_п = H / 3\sqrt{4 - (\mathrm{ctg}\alpha + \mathrm{ctg}\beta)^2}\,, \qquad (12.2)$$

Удельный расход ВВ (кг/м^3):

$$q = \upsilon_0 \rho_п / 7200\,, \qquad (12.3)$$

где υ_0 – предельная скорость разлета породы, м/с; $\rho_п$ – плотность пород в отвале, кг/см^3.

В зависимости от высоты отвалов рекомендуются следующие предельные углы наклона откосов: при высоте отвала $H = 5$ м угол откоса β не должен превышать 18°, при $H = 10$ м – $\beta = 17°$, при $H = 20$ м – $\beta = 16°$ (отвалы высотой более 10 м при геолого-разведочных работах формируются редко).

Кроме выполаживания откосов при рекультивации платообразных отвалов целесообразно осуществлять планировку их верхней части поверхности. В сельском хозяйстве при рекультивации планировочные работы проводятся в обязательном порядке.

Если биологические характеристики пород, складированных в отвалах, удовлетворительны, то во многих случаях в лесном хозяйстве покрытие поверхности отвалов почвенным слоем не производится. В удалённых малонаселенных районах на рекультивированной поверхности производятся посадки кустарников и деревьев.

Контрольные вопросы

1. Как сохранить плодородный слой почвы при проведении разведочных выработок?
2. Опишите операции, осуществляемые при горно-технологической рекультивации отвалов.
3. Как можно применить буровзрывные работы при рекультивации отвалов?

УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

ВВ – взрывчатые вещества;
СИ – средства инициирования;
ВМ – взрывчатые материалы;
КД – капсюль-детонатор;
ЭД – электродетонатор;
ЗПБ – зажигательный патрон бумажный
ЭЗПБ – электрозажигательный патрон бумажный
ДШ – детонирующий шнур;
ОША – огнепроводной шнур асфальтовый;
ГРР – геолого-разведочные работы;
ИВС – импульсно-волновое воздействие;
ГОС – горюче-окислительный состав;
БВР – буровзрывные работы;
ВР – взрывные работы;
ПП – перфоратор переносной;
ПК – перфоратор колонковый;
ПТ – перфоратор телескопный;
ПДК – предельно допустимые концентрации;
УВТ – ударно-волновой трубки;
ППР – план производства работ;
л.н.с. – линия наименьшего сопротивления;
у.в.в. – ударная воздушная волна;
к.з.в. – короткозамедленное взрывание;
к.и.ш. – коэффициент использования шпура;
с.п.п. – сопротивление по подошве уступа;
ПВР – прострелочно-взрывные работы;
БРТТ – баллиститное ракетное твёрдое топливо;
В и ВТ – вооружения и военная техника;
ТГК – труборез герметичный кумулятивный;
КВП – кольцевой взрывной пакер;
ГИРС – геофизические исследования и работы в скважинах;
ВП – взрывной пакер;
ЗПК – заряд перфораторный кумулятивный;
ТКО – торпеда кумулятивная осевая;
ТДШ – торпеда из детонирующего шнура;
ПГД – пороховой генератор давления;
АДС – аккумулятор давления скваженный.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Аренс В.Ж. Грани горной науки. – М.: Издательство Московского горного института, 1992.
2. Аренс В.Ж., Вылегжанин А.Н. Российское горное законодательство: документы и комментарии. – М.: Недра. 1996.
3. Безопасность при взрывных работах: сборник документов / кол. авт. Вып. 1. Серия 13. – 2-е изд. – М.: Федеральное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2007.
4. Брылов С.А., Грабчак Л.Г., Комащенко В.И. и др. Охрана окружающей среды: учебник. – М.: Высшая школа, 1985.
5. Брылов С.А., Грабчак Л.Г., Комащенко В.И. Горноразведочные и буровзрывные работы: учебник. – М.: Недра, 1989.
6. Брылов С.А., Грабчак Л.Г., Комащенко В.И. и др. Взрывные работы при разведке полезных ископаемых – М.: Недра, 1985.
7. Вайншток С.М., Гумеров А.Г., Калинин В.В. и др. Взрывные работы на магистральных нефтепроводах и нефтепродуктопроводах. – М.: Недра – Бизнес-центр, 2006.
8. Ганопольский М.И., Барон В.Л., Белин В.А. и др. Методы ведения взрывных работ. Специальные взрывные работы: учебник. – М.: Издательство московского горного университета, 2007.
9. Глоба В.М. Буровзрывные работы при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ: учебник. – М.: Недра, 1984.
10. Голик В.И., Брюховецкий О.С., Габараев О.З. Технологии освоения месторождений урановых руд. – М.: Издательство МГИУ, 2007.
11. Грабчак Л.Г., Брылов С.А., Комащенко В.И. Проведение горноразведочных выработок и основы разработки месторождений полезных ископаемых: учебник. – М.: Недра, 1988.
12. Грабчак Л.Г., Малышев Ю.Н., Комащенко В.И. и др. Проведение горноразведочных выработок и основы разработки месторождений полезных ископаемых: учебник – М.: Академия горных наук, 1997.
13. Грабчак Л.Г., Багдасаров Ш.Б., Иляхин С.В. и др. Горноразведочные работы: учебник. – М.: Высшая школа, 2003.
14. Комащенко В.И., Носков В.Ф., Исмайлов Т.Т. Взрывные работы: учебник – М.: Высшая школа, 2007.
15. Комащенко В.И. Взрывное и механическое разрушение мерзлых пород: учебное пособие. – М.: МГРИ,1984.

16. Комащенко В.И., Носков В.Ф., Лебедев А.И. Буровзрывные работы: учебник. – М.: Недра, 1995.
17. Кутузов Б.Н. Взрывные работы: учебник. – М.: Недра, 1988.
18. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. В 2-х ч. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Издательство «Горная книга», 2007.
19. Лабораторные и практические работы по разрушению горных пород взрывом / Б.Н. Кутузов, В.И. Комащенко, В.Ф. Носков и др. – М.: Недра, 1982.
20. Лукьянов В.Г., Громов А.Д. Проведение горноразведочных выработок: учебное пособие – М.: Недра, 1986.
21. Лукьянов В.Г., Громов А.Д. Проведение горно-разведочных выработок: учебник. – М.: Недра, 1999.
22. Лукьянов В.Г., Грабчак Л.Г., Рогов В.Ф. Проведение горизонтальных горноразведочных выработок скоростным методом: справочное пособие. – М.: Недра, 1989.
23. Лукьянов В.Г., Громов А.Д., Пинчук Н.П. Технология проведения горно-разведочных выработок: учебник. – Томск: Издательство Томского государственного университета, 2004.
24. Лукьянов В.Г. Альбом технологических карт скоростного проведения горизонтальных горноразведочных выработок. – Томск: Издательство Томского государственного университета, 1982.
25. Лукьянов В.Г., Шмурыгин В.А., Зленко В.С. Применение энергии взрыва при строительстве и эксплуатации магистральных нефтепроводов // ТЭК и ресурсы Кузбасса. – 2007. – №3.
26. Носков В.Ф., Комащенко В.И., Жабин Н. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках: учебник. – М.: Недра, 1982.
27. Матвейчук В.В., Чурсалов В.П. Взрывные работы: монография. – М.: Академический проспект, 2002.
28. Першин В.В. Организация строительства горных выработок: монография. – М.: Недра, 1992.
29. Справочник взрывника / под ред. Б.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1988.
30. Щукин А.А. Взрывные работы в сейсморазведке и глубоких скважинах: учебное пособие. – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 1992.
31. Щукин А.А., Шмурыгин В.А. Взрывные и другие работы в скважинах: учебное пособие / под ред. В.Г. Лукьянова. – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 2006.
32. Шехурдин В.К., Несмотряев В.И., Федоренко П.И. Горное дело: учебник. – М.: Недра, 1987.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 3
Раздел I. БУРОВЫЕ РАБОТЫ 6
ГЛАВА 1. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД
ПРИ БУРЕНИИ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН (шпуров) 6
1.1. Ударное бурение 16
1.1.1. Ударно-перфораторное бурение 17
1.1.2. Конструкция пневматического перфоратора 18
1.1.3. Типы пневматических перфораторов 24
1.1.4. Манипуляторы 34
1.1.5. Ударный буровой инструмент 42
1.1.6. Пневмоударное бурение 51
1.1.6.1. Конструкция бурового агрегата 52
1.1.6.2. Перспективы ударного бурения 60
1.1.6.3. Увеличение мощности пневматических ударных машин 60
1.1.6.4. Разработка полнопогружных буровых машин 62
1.1.7. Механизация и автоматизация ударного бурения 63
1.1.8. Совершенствование бурового инструмента 69
1.2. Вращательное бурение 70
1.2.1. Свёрла 71
1.2.2. Колонковые свёрла 74
1.2.3. Станки с гидравлической подачей 77
1.2.4. Станки с пневматической подачей 80
1.2.5. Станки с винтовой подачей 80
1.2.6. Станки с кремальерной подачей 80
1.2.7. Перспективы вращательного бурения 81
1.3. Вращательно-ударное бурение 85
1.3.1. Конструкция буровой установки 88
1.3.1.1. Ударно-вращательные механизмы 88
1.3.2. Перфораторы с независимым вращением бура 91
1.3.3. Подающие механизмы буровых установок 93
1.3.4. Буровой инструмент 95
1.3.5. Перспективы вращательно-ударного бурения 99
1.4. Ударно-вращательное бурение 101
1.5. Немеханические способы бурения 103
1.6. Улучшение условий труда при бурении 109
1.6.1. Технические средства и технология пылеподавления при бурении 110
1.6.2. Технические средства для борьбы с шумом
и вибрацией при бурении 114
1.7. Машины для производства сжатого воздуха, электроагрегаты
и воздухопроводные сети 118
1.8. Организация работ при бурении шпуров и скважин 123

Раздел II. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И ДЕЙСТВИЕ ВЗРЫВА В СРЕДЕ 127
ГЛАВА 2. ОСНОВЫ ТЕОРИИ ВЗРЫВА
И ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА 127
2.1. Краткий обзор истории развития взрывного дела 127
2.2. Понятие о взрыве и взрывчатых веществах 134
2.3. Детонация взрывчатых веществ 144
2.4. Общие положения о работе и балансе энергии при взрыве.
Энергетические характеристики взрыва.....153
2.5. Экспериментальные характеристики взрыва 161
2.6. Факторы, влияющие на скорость детонации зарядов ВВ 182
2.7. Характеристика ВВ 183
Глава 3. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВВ 185
3.1. Классификация ВВ. Основные требования к промышленным ВВ.....185
3.2. Индивидуальные взрывчатые химические соединения.
Инициирующие ВВ 194
3.3. Смесевые взрывчатые химические соединения 197
3.4. Промежуточные детонаторы. Кумулятивные заряды 207
3.5. Средства беспламенного взрывания 213
3.6. Промышленные ВМ на основе утилизированных боеприпасов 214
3.7. Выбор типа ВВ и условий их рационального применения 219
Глава 4. СПОСОБЫ И СРЕДСТВА ИНИЦИИРОВАНИЯ
ПРИ ВЗРЫВАНИИ 222
4.1. Классификация способов взрывания 223
4.2. Огневое взрывание.....223
4.3. Электрическое взрывание 226
4.3.1. Испытание и параметры электродетонаторов 233
4.3.2. Источники тока для электрического взрывания 236
4.4. Средства электроогневого инициирования 240
4.5. Взрывание с помощью детонирующего шнура 241
4.6. Неэлектрические системы взрывания.....244
4.7. Электровзрывание.....247
4.8. Система взрывания с электронным замедлением 247
4.9. Система лазерного инициирования 247
ГЛАВА 5. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО РАБОТЕ
С ВЗРЫВЧАТЫМИ МАТЕРИАЛАМИ 249
5.1. Персонал для производства и руководства взрывными работами 250
5.2. Хранение, учёт и выдача взрывчатых материалов 253
5.3. Транспортировка и переноска ВМ к месту
работы. Уничтожение ВМ 262
5.4. Безопасные расстояния и основные правила безопасности
при ведении взрывных работ 268

ГЛАВА 6. ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА.....274
6.1. Классификация зарядов ВВ 274
6.2. Действие взрыва заряда ВВ в воздухе 276
6.3. Действие взрыва в массиве горных пород 280
6.4. Одновременное действие группы зарядов ВВ в горной породе 288
6.5. Действие взрыва в условиях бокового зажима 293
6.6. Методы регулирования действия взрыва зарядов ВВ на горную породу 294
6.7. Кумулятивное действие зарядов ВВ 300
Раздел III. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ГЕОЛОГОРАЗВЕДКЕ И ИНЖЕНЕРНОЙ ГЕОЛОГИИ 302
ГЛАВА 7. ОБЩИЕ ПРИНЦИПЫ РАСПОЛОЖЕНИЯ И РАСЧЁТА ЗАРЯДОВ ВВ.....302
7.1. Методы взрывных работ 302
7.2. Взрывание на выброс и рыхление при проходке геолого-разведочных канав и траншей 310
7.3. Взрывные работы при проведении подземных горных выработок.....313
7.4. Взрывные работы при проходке шурфов и стволов 319
7.5. Взрывные работы при проходке восстающих 323
ГЛАВА 8. СПЕЦИАЛЬНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ.....326
8.1. Особенности взрывания мёрзлых пород 326
8.2. Контурное взрывание 328
8.3. Взрывные работы при строительстве горных и геолого-разведочных предприятий.....332
ГЛАВА 9. УПЛОТНЕНИЕ СЖИМАЕМЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ДЕЙСТВИЕМ ВЗРЫВА.....339
9.1. Расчёт зон уплотнения при взрыве заряда 339
9.2. Проведение выработок и полостей в грунтах и скальных породах взрывным методом.....341
9.3. Взрывные работы при уплотнении и рыхлении грунтов, посадке насыпей.....348
Раздел IV. ПРОСТРЕЛОЧНО-ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В СКВАЖИНАХ И ЯДЕРНЫЕ ВЗРЫВЫ В ПРОМЫШЛЕННОСТИ 351
ГЛАВА 10. ПРОСТРЕЛОЧНО-ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В СКВАЖИНАХ 351
10.1. Использование взрывов при бурении скважин и ликвидации аварий 352
10.2. Использование ВВ и порохов при испытании, освоении и эксплуатации скважин 355
10.3. Работы по улучшению проницаемости пласта 358
10.4. Торпедирование скважин и конструкции торпед.....363
10.5. Разрыв пласта пороховыми генераторами давления.....365
10.6. Очистка фильтров взрывом в водозаборных скважинах 366

10.7. Пулевая и снарядная перфорация 368
10.8. Кумулятивные перфораторы. Теория действия кумулятивных зарядов 371
10.9. Отбор проб горных пород 376
10.10. Организация прострелочно-взрывных работ 379
ГЛАВА 11. ЯДЕРНЫЕ ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В ПРОМЫШЛЕННОСТИ 383
11.1. Физическое и механическое действия ядерного взрыва в горных породах 383
11.2. Ядерные взрывные работы при подземной разработке полезных ископаемых 386
11.3. Вопросы безопасности проведения промышленных ядерных взрывов 386
ГЛАВА 12. ОХРАНА ПРИРОДЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ 388
12.1. Влияние разработки месторождений на окружающую среду 388
12.1.1. Загрязнение атмосферы 388
12.1.2. Загрязнение и изменение режимов поверхностных и подземных 389
12.2. Мероприятия, снижающие негативные экологические последствия разработки месторождений 391
УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ 395
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ 396

Учебное издание

ЛУКЬЯНОВ Виктор Григорьевич
КОМАЩЕНКО Виталий Иванович
ШМУРЫГИН Владимир Александрович

ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Учебник для вузов

Редактор *Д.В. Заремба*

Верстка *Д.В. Сотникова*

Дизайн обложки *О.Ю. Аршинова*
О.А. Дмитриев

Подписано к печати 26.12.2008. Формат 60x84/16. Бумага «Снегурочка».
Печать XEROX. Усл.печ.л. 23,61. Уч.-изд.л. 21,35.
Заказ 847. Тираж 200 экз.

Томский политехнический университет
Система менеджмента качества
Томского политехнического университета сертифицирована
NATIONAL QUALITY ASSURANCE по стандарту ISO 9001:2000

ИЗДАТЕЛЬСТВО ТПУ. 634050, г. Томск, пр. Ленина, 30.