

Министерство образования и науки Украины
Донецкий национальный технический университет
ДонНТУ

Н.Р. Шевцов, П.Я. Таранов, В.В. Левит, А.Г. Гудзь

Разрушение горных пород взрывом

Утверждено Министерством
образования и науки Украины как
учебник для студентов
специальностей “Шахтное и
подземное строительство”,
“Разработка месторождений
полезных ископаемых”,
“Маркшейдерское дело” высших
учебных заведений

Донецк – 2003

УДК 622.233:622.235:622.271(075.3)

Шевцов Н.Р., Таранов П.Я., Левит В.В., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. – 4-е издание переработанное и дополненное – Донецк: , 2003. – 253 с.

Содержатся теория взрывчатых веществ, методы и примеры приложения теории к задачам практики, основные способы испытания взрывчатых веществ, в том числе предохранительных. Приведены характеристики взрывчатых веществ и средств взрывания. Изложены теория действия взрыва на породу и методы расчета основных параметров буровзрывных работ при строительстве и эксплуатации шахт и на карьерах. Рассмотрены специальные виды взрывных работ, в том числе контурное взрывание и сотрясательное взрывание. Дана характеристика систем обеспечения безопасности взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли. Материал обновлен и дополнен с учетом изменений в области разрушения горных пород взрывом, происшедших со времени 3-го издания.

Учебник предназначен для студентов горных вузов и факультетов. Может быть полезен инженерно-техническим работникам горнодобывающих и шахтостроительных организаций, занимающихся взрывными работами.

Гриф видано 31 січня 2002 року (протокол № 1/11–335) Міністерством освіти і науки України .

СОДЕРЖАНИЕ

Предисловие

стр
255

ЧАСТЬ I	
Взрывчатые вещества и средства их инициирования	257
Глава 1. Исторические сведения о развитии взрывного дела	257
1.1. История создания и применения взрывчатых веществ	257
1.2. История развития техники взрывания и средств инициирования ВВ	259
1.3. История развития теории взрыва	261
Глава 2. Основные вопросы теории и практики взрыва	263
2.1. Понятие о взрыве и взрывчатом веществе	263
2.2. Взрывные реакции. Кислородный баланс	264
2.3. Ядовитые газы взрыва	267
2.4. Определение энергетических характеристик взрывчатых веществ и взрыва	268
2.4.1. Определение объема газов, выделяющихся при взрыве	268
2.4.2. Определение теплоты взрыва	270
2.4.3. Определение температуры взрыва	273
2.4.4. Определение давления газов взрыва	275
2.5. Детонация ВВ	278
2.5.1. Основы теории детонации	279
2.5.2. Скорость распространения детонации	282
2.6. Кумуляция	292
2.7. Характеристики и показатели взрыва	293
2.7.1. Работоспособность	294
2.7.2. Бризантность	297
2.7.3. Чувствительность ВВ к удару	298
2.7.4. Передача детонации на расстояние	299
Глава 3. Взрывчатые химические соединения	301
3.1. Иницирующие взрывчатые вещества	301
3.1.1. Гремучая ртуть	302
3.1.2. Азид свинца	302
3.1.3. ТНРС (тенерес)	303
3.2. Нитросоединения	303
3.2.1. Тетрил	303
3.2.2. Гексоген	304
3.2.3. Тротил (тол, тринитротолуол)	304
3.3. Нитроэфиры	304
3.3.1. Тэн (тетранитропентаэритрит)	305
3.3.2. Коллодионный хлопок	305
3.3.3. Нитроглицерин	305
3.3.4. Нитроглицоль	305
3.4. Селитры	305
3.4.1. Аммиачная селитра	306
3.4.2. Натриевая и калиевая селитры	306
Глава 4. Промышленные взрывчатые вещества	307
4.1. Общие сведения	307
4.2. Основные компоненты взрывчатых механических смесей	308
4.3. Классификация промышленных ВВ по условиям применения (предохранительности)	310
4.4. Основы теории предохранительных взрывчатых веществ	313
4.5. Принципы построения предохранительных ВВ	315
4.6. Определение предохранительных свойств ВВ	317
4.7. Свойства и рецептура промышленных ВВ	321

4.7.1. Аммиачно-селитренные ВВ	321
4.7.2. Нитроэфирные (нитроглицериновые) ВВ	324
4.7.3. Прочие взрывчатые вещества	327
Глава 5. Способы взрывания и средства инициирования промышленных ВВ	329
5.1. Огневое взрывание	329
5.1.1. Капсюль-детонатор	329
5.1.2. Огнепроводный шнур	330
5.1.3. Зажигательная трубка	331
5.1.4. Контрольная трубка	331
5.1.5. Средства зажигания ОШ	331
5.1.6. Изготовление патрона-боевика	332
5.2. Электрическое взрывание	333
5.2.1. Электродетонаторы	333
5.2.2. Изготовление патрона-боевика	337
5.2.3. Электровзрывные сети	337
5.2.4. Измерительные и контрольные приборы	341
5.2.5. Источники тока для взрывания электродетонаторов	345
5.3. Электроогневое взрывание	348
5.4. Бескапсюльное взрывание	349
5.5. Неэлектрическая схема инициирования Нонель	352
ЧАСТЬ II	
Взрывные работы	354
<i>Глава 6. Действие взрыва заряда ВВ в горной породе</i>	354
6.1. Классификация зарядов ВВ	354
6.2. Внутреннее действие взрыва заряда в горной породе	356
6.3. Наружное действие взрыва заряда в горной породе	360
6.4. Сейсмическое действие взрыва на окружающую среду	362
6.5. Баланс энергии ВВ при взрыве	365
Глава 7. Общая характеристика шпурового метода взрывных работ	367
7.1. Основные параметры шпурового метода	367
7.2. Коэффициент использования шпуров	368
7.3. Классификация шпуров по их назначению	369
7.4. Требования, предъявляемые к буровзрывным работам при проведении горных выработок	371
7.5. Паспорт буровзрывных работ	372
Глава 8. Расчет паспорта буровзрывных работ при проведении горных выработок и добыче полезных ископаемых	374
8.1. Расчет заряда для одиночного шпура	374
8.2. Расчет параметров взрывных работ для забоев с одной открытой поверхностью	375
8.3. Расчет параметров взрывных работ для забоев с двумя открытыми поверхностями	378
8.4. Расчет параметров взрывных работ для забоя лавы	381
8.5. Расчет параметров взрывных работ для забоев бутовых штреков	382
8.6. Основные правила составления схемы расположения шпуров	385
8.7. Особенности расчета паспортов БВР при проходке вертикальных шахтных стволов	386
<i>Глава 9. Основные взрывные врубы</i>	391
9.1. Взрывные врубы с наклонными шпурами	391
9.2. Прямые врубы	396
9.3. Комбинированные врубы	398

	Глава 10. Короткозамедленное взрывание	400
	10.1. Физическая сущность	400
	10.2. Параметры для шахт, опасных по газу или пыли	403
Глава 11. Сотрясательное взрывание в шахтах опасных по внезапным выбросам		406
	11.1. Организация и режим производства	407
	11.2. Технология производства	409
	11.2.1. Вскрытие выбросоопасных пластов сотрясательным взрыванием	410
	11.2.2. Проведение выработок и ведение очистных работ по выбросоопасным угольным пластам	411
	11.2.3. Проведение выработок по выбросоопасным породам	413
	Глава 12. Специальные виды взрывных работ	415
	12.1. Контурное взрывание при проведении горных выработок.	415
	12.2. Пластовое и внепластовое торпедирование	420
	12.2.1. Торпедирование угольного массива	420
	12.2.2. Передовое торпедирование	421
	12.3. Особенности выполнения взрывных работ в искусственно замороженных породах и в зацементированной зоне	424
	12.4. Особенности принудительного обрушения кровли в очистных забоях взрыванием шпуровых зарядов	425
Глава 13. Дополнительные способы и средства обеспечения безопасности взрывных работ в шахтах опасных по газу или пыли		426
	13.1. Забойка шпуров	426
	13.2. Орошение или осланцевание отложившейся угольной пыли	430
	13.3. Предохранительная среда	431
	13.3.1. <i>Предохранительная завеса</i>	431
	13.3.2. Длительно действующая предохранительная среда	433
	13.3.3. Область применения	435
	Глава 14. Взрывные технологии при открытых горных работах	437
	14.1. Расчет зарядов и ведение взрывных работ методом камерных зарядов	437
	14.1.1. Расчет зарядов выброса и сброса и ведение взрывных работ	437
	14.1.2. Расчет зарядов рыхления	441
	14.1.3. Выполнение взрывных работ при методе камерных зарядов	443
	14.2. Расчет зарядов и ведение взрывных работ методом скважинных зарядов	443
	14.2.1. Общие сведения	443
	14.2.2. Расчет зарядов рыхления	445
	14.2.3. Схемы инициирования скважинных зарядов ВВ	448
	14.3. Производство взрывных работ шпуровым методом и накладными зарядами	452
	14.4. Степень дробления горных пород взрывом, способы ее определения и регулирования	454
	14.4.1. Способы определения выхода негабарита	454
	14.4.2. Регулирование степени дробления горных пород взрывом	455
ЧАСТЬ III		
Организация производства взрывных работ		457
	Глава 15. Хранение взрывчатых материалов	459
	15.1. Классификация складов ВМ	459
	15.2. Базисные склады ВМ	459

15.3. Расходные склады ВМ	464
Глава 16. Учет, выдача и подготовка взрывчатых материалов к производству взрывных работ	467
16.1. Персонал для взрывных работ	467
16.2. Учет и выдача ВМ. Документация участка взрывных работ	470
16.3. Подготовка ВМ к взрывным работам. Маркировка ВМ	472
16.4. Уничтожение ВВ и СИ	474
<i>Глава 17. Транспортирование ВМ</i>	476
17.1. Перевозка ВМ автомобильным транспортом	476
17.2. Спуск ВМ в шахту	477
17.3. Доставка ВМ по горным выработкам	477
17.4. Доставка ВМ к местам работы	478
<i>Глава 18. Организация производства взрывных работ</i>	479
18.1. Общий порядок взрывных работ в подземных горных выработках	479
18.1.1. Заряжание шпуров	480
18.1.2. Сигнализация при взрывных работах	483
18.1.3. Ликвидация отказавших зарядов	485
18.2. Особенности организации производства взрывных работ на земной поверхности	486
Глава 19. Стоимость работ буровзрывного комплекса по прямым нормируемым затратам	490
19.1. Затраты на заработную плату	490
19.2. Затраты на материалы	491
19.3. Затраты, связанные с эксплуатацией буровой техники	492
19.4. Общая стоимость работ буровзрывного комплекса	493
Глава 20. Ответственность за нарушение “Единых правил безопасности при взрывных работах”	496
20.1. Инструктивно-информационное обеспечение	496
20.2. Функции взрывника (мастера-взрывника) и его помощников	497
20.3. Меры ответственности должностных лиц и персонала взрывных работ	498
Литература	499

П Р Е Д И С Л О В И Е

При производстве горных работ буровзрывной способ является основным способом разрушения горных пород при отделении их от массива. Так с помощью буровзрывных работ добывается около 70% объема полезных ископаемых, проводится более 90% выработок на горнорудных предприятиях и до 70% – на угольных шахтах Донецкого бассейна. При проведении выработок в крепких породах этот способ будет преобладать и в дальнейшем.

Взрывные работы широко применяются не только в горнодобывающей промышленности, но и в других отраслях народного хозяйства (при строительстве плотин, электростанций, тоннелей, судоходных и оросительных каналов, железнодорожных и шоссейных дорог, при тушении пожаров на нефтепромыслах и т.д.).

В связи с дальнейшим развитием горнодобывающей промышленности технология буровзрывных работ продолжает совершенствоваться в направлении повышения их безопасности, эффективности, экономичности, увеличения коэффициента использования потенциальной энергии взрывчатых материалов (ВМ), а также расширения области использования.

За последние годы произошли существенные изменения в ассортименте взрывчатых веществ и средств инициирования зарядов. Созданы новые типы взрывных врубов, а также методики их эффективного применения. Разработаны рекомендации по проведению горных выработок контурным взрыванием, обеспечивающие сохранение естественной прочности пород в законтурном массиве, новые способы и средства для безопасного производства взрывных работ и т.д.

Четвертое издание учебника подготовлено с учетом изменений, происшедших в ассортименте взрывчатых веществ, в технике, технологии и безопасности взрывных работ после выхода третьего издания в 1976 г. Большое внимание уделено вопросам шахтного и подземного строительства, безопасности взрывных работ в шахтах, а также последовательности изложения теории и практики взрывного дела с учетом многолетнего опыта преподавания дисциплины “Разрушение горных пород взрывом” преподавателями кафедры “Строительство шахт и подземных сооружений” ДонНТУ. Из четвертого издания изъят раздел “Буровые работы”.

Цель настоящего учебника – способствовать подготовке высококвалифицированных специалистов взрывного дела. “Разрушение горных пород взрывом” относится к числу важных инженерных дисциплин, поэтому авторы данного учебника стремились обеспечить наиболее тесную взаимосвязь теоретических вопросов с практикой.

Авторы выражают благодарность рецензентам за ценные замечания, позволившие внести в рукопись ряд полезных дополнений и уточнений, магистрам шахтного и подземного строительства И.В. Купенко и А.А. Бородуле за участие в написании главы 8 и выполнение компьютерной обработки материалов настоящего учебника, а также доктору технических наук М.А. Ильяшову за участие в написании главы 12.

Авторы будут признательны за замечания и предложения, направленные на дальнейшее улучшение содержания учебника.

РАЗДЕЛ II

Взрывчатые вещества и средства их инициирования

Глава 1

Исторические сведения о развитии взрывного дела

Современная взрывная техника, как и техника вообще, впитала в себя многовековой опыт, творческие поиски, плоды напряжённого труда и таланта народных умельцев, изобретателей, техников, инженеров, учёных, усилиями которых постоянно обобщается, совершенствуется и преемственно обогащается наследие производственного, технического и научного опыта многих миллионов людей.

1.1. История создания и применения взрывчатых веществ

Первым взрывчатым веществом (ВВ), которое изобрел человек, был чёрный дымный порох. Время его открытия и имена изобретателей остались неизвестными. В древние времена порох знали в Китае и Индии, откуда его заимствовали арабы. По утверждению Бертелло чёрный дымный порох в Европе начали использовать в X в. при проведении праздников, так называемых “вечеров огня”. Как метательное средство порох известен с XIII в.

В XV в. порох начали применять в минно-подрывном деле для разрушения укреплений противника: при осаде Будапешта (Венгрия) в 1489 г. и Казани (Россия) в 1552 г. Впервые в мире для хозяйственных целей порох был использован в 1548 г. при расчистке фарватера р. Неман.

История применения ВВ в горном деле началась в Словакии на руднике Банска-Штявница при проходке штольни в 1627 г., а к концу XVII в. взрывные работы в горной промышленности применялись почти во всех странах Европы. Но поскольку эффективность взрывных работ была невысока, человек работал над созданием более мощных ВВ. В годы бурного развития химии в конце XVIII и начале XIX вв. были получены первые новые более эффективные ВВ: нитробензол в 1834 г., нитронафталин в 1836 г., пироксилин в 1846 г.

История открытия взрывчатых веществ – героические страницы в летописи химии. Часто химик, получивший новое соединение, не подозревал о том, что оно способно взрываться, и дорого (потерей пальцев, зрения, а иногда и жизни) оплачивал своё открытие.

Большим событием в области создания ВВ было получение профессором А.Собреро (г. Турин, Италия) путём обработки глицерина азотной кислотой в присутствии серной кислоты азотнокислого эфира глицерина (нитроглицерина) в 1846 г. Это было, по существу, концом эпохи порохов и началом эры мощных ВВ. В чистом виде нитроглицерин – бесцветная маслянистая жидкость, ядовит, весьма чувствителен к механическим воздействиям (удару, трению) и к огню. Температура вспышки 180°C, горение его быстро переходит во взрыв, чувствительность к удару 4 см.

В то время нитроглицерин могли делать небольшими партиями. Попытки изготовлять его в больших количествах заканчивались взрывами. Ввиду большой чувствительности к удару и трению и вследствие неудобства работы с жидким ВВ чистый нитроглицерин имел ограниченное применение, а вскоре его перестали использовать.

В 1853 г. российский академик Н.Н. Зинин и полковник артиллерии В.Ф. Петрушевский разработали технологию изготовления нитроглицерина в больших количествах. Для удобства применения они провели эксперименты по пропитке различных невзрывчатых веществ нитроглицерином и в этом же году предложили несколько видов новых ВВ, аналогичных по составу будущим динамитам (в течение 1860-1863 гг. исследователи изготовили 160 пудов таких ВВ).

В 1863 г. Альфред Бернанд Нобель (Швеция) получил, а в 1866 г. наладил выпуск пластичного ВВ на основе нитроглицерина с добавкой 25% минерала – инфузорной земли (кизельгур) и назвал его *динамитом*, что в переводе со шведского означает “сильный”. Это был переворот во взрывном деле.

В 1867 г. шведскими химиками И. Ольсеном и И. Норбитом были получены и запатентованы ВВ на основе аммиачной селитры, в дальнейшем названные аммонитами. Однако А. Нобель купил патент и более чем на 20 лет задержал внедрение их в промышленность.

В 1877 г. Мюллер предложил вводить кристаллогидраты в состав динамита, назвав новое ВВ ваттеркизельгурдинамитом. Это было первое предохранительное ВВ.

В 1886 г. профессор Петербургского горного института Н.Н. Чельцов изобрел аммиачно-селитренное ВВ “громобой”.

В 1885 г. в качестве ВВ начали использовать пикриновую кислоту, с 1887 г. –тетрил, с 1891 г. – тротил (получен профессором Вильбрандом в 1863 г.). Гексоген и тэн были синтезированы в конце XIX в.

В 1892 г. Д. И. Менделеев получил бездымный порох и разработал безопасную технологию его изготовления. Этот порох был принят адмиралом С. О. Макаровым на вооружение военно-морского флота.

В середине 50-х годов XX в. разработаны группы аммиачно-селитренных ВВ: мощных скальных аммонитов с добавками гексогена, гранулитов и граммонитов на основе аммиачной селитры, грубодисперсных водосодержащих и горячелюющих ВВ. Работы проводились на основе исследований академика Н.В. Мельникова, профессора Г.П. Демидюка и др.

Ко второй половине XX в. в большинстве стран мира перешли от использования динамитов, в составе которых содержатся весьма чувствительные и опасные в производстве нитроэферы, к применению аммонитов и аммоналов, содержащих в качестве горючего сравнительно более безопасные тротил, гексоген и алюминий, а также такие ВВ, компоненты которых до их смешивания не взрываются.

Во второй половине XX века начались разработки высокопредохранительных ВВ.

Основы их создания базируются на работах советских ученых К.К. Андреева, А.И. Гольбиндера, Б.Д. Росси, А.П. Глазковой, Л.В. Дубнова, Н.С. Бахаревича, В.Ф. Старокожева, Н.А. Анаскина, В.Е. Александрова, Б.Н. Кукиба. Большой вклад в их развитие внесли украинские ученые А.И. Селезнев, Ф.М. Галаджий, Н.Л. Россинский, В.И. Зенин, В.М. Расторгуев, М.К. Песоцкий, Б.И. Вайнштейн, С.А. Калякин. В 60-х годах XX ст. благодаря усилиям этих ученых был разработан угленит Э-6, немного позднее – высокопредохранительные патроны ПВП-1У, СП-1, в конце 70-х годов – угленит 12ЦБ, а в начале 90-х – углениты 13П, 13П/1 и 10П.

Предохранительные свойства угленита Э-6 и других взрывчатых веществ V класса находятся на уровне классов: P5 (Англия), II (Бельгия), V (Польша), I (Чехия), EgS-I (Япония) и имеют промежуточное значение между WI и WII (Германия), II и III (Франция). Аналогами угленита Э-6 являются в Англии – дайноджекс и пенобел; в Бельгии – кемпоксит, во Франции – GDC-20 и GDC-16; в Германии – веттер энергит А и веттер робурит А; в Чехии – сентимит-46; славит-V и динамит №2; в Польше – метанит DGG/DCY, барбариты L и FYN2; в Японии – EgS-1.

1.2. История развития техники взрывания и средств инициирования ВВ

Для подрывания пороховых зарядов вначале применялись пороховые дорожки. Первые в мире лабораторные взрывы пороха электрическим способом осуществил замечательный русский учёный-физик В. В. Петров в 1803 г.

В 1812 г. профессор П. И. Шиллинг (Россия) создал и впервые применил электрический воспламенитель с угольковым запалом, который в 1839 г. заменил воспламенителем с электрическим мостиком накаливания. Б.С. Якоби (Россия) довёл электрический способ воспламенения пороховых зарядов до практического использования. Он же в 1842 г. разработал первую электрическую взрывную машинку.

В 1831 г. инженером Бикфордом предложен огнепроводной шнур, положивший начало так называемому огневому способу инициирования зарядов ВВ.

Н.Н. Зинин и В.Ф. Петрушевский (Россия) установили, что некоторые сорта динамитов не взрываются от пламени. Поэтому для усиления воздействия на ВВ они впервые применили в качестве инициатора небольшой заряд чёрного пороха, от которого взрывались все сорта динамитов. Заряд-детонатор усовершенствовал капитан Д.М. Андриевский (Россия). В 1865 г. для полноты взрывания ВВ он применил специальный запал, который представлял собой бумажную гильзу в виде усечённого конуса с закреплённым в ней электровоспламенителем, снаряжённую порохом. На торце сделано углубление,

заполненное железными опилками. Это был не только первый в мировой практике электродетонатор, это был первый, хотя и неосознанный, случай практического использования эффекта кумуляции.

В 1868 г. А. Нобель (Швеция) сконструировал капсуль-детонатор в виде медной гильзы с начинкой из гремучей ртути (вместо пороха), открытой в 1799 г. химиком Э. Говардом (в 1815 г. её применили в оружейных капсулях). В том же году А. Нобель получил патент на “Запал Нобеля”. Это был настоящий переворот в горном деле.

В 1879 г. французский учёный Мэссен предложил в качестве средства инициирования ВВ детонирующий шнур.

Относительно развития средств электрического взрывания следует отметить, что во второй половине XX в. были разработаны электродетонаторы обычной и повышенной инициирующей способности, непригодные и пригодные, по времени срабатывания мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со сравнительно небольшим временем разброса при срабатывании и высоким уровнем безотказности (К.А. Берлин, Г.И. Покровский, Н.Л. Росинский и др.).

В области разрушения горных пород взрывом наряду с расширением ассортимента взрывчатых веществ и средств инициирования зарядов, улучшения их качества исследования велись в направлении совершенствования технологии производства взрывных работ, обеспечивающих полную безопасность и высокие технико-экономические показатели (Н.В. Мельников, М.А. Лаврентьев и др.). В разработку типовых схем механизации взрывных работ большой вклад сделал чл.-корр. Академии наук УССР Э.И. Ефремов.

1.3. История развития теории взрыва

Для формирования правильного представления о сущности явления, именуемого взрывом, потребовались значительные успехи в естественных науках. Научная разработка теории взрывного дела началась в XVI- XVIII вв. Самым древним европейским сочинением, в котором описан порох, является “Книга об уничтожении противника огнём”, написанная не позднее 1250 г. Марком Греком.

Основы физики взрыва впервые заложил Михаил Васильевич Ломоносов в своём труде “Диссертация о рождении и природе селитры”, написанном в 1749 г. В этой работе великий русский учёный показал, что взрывная сила пороха зависит от количества выделяющейся теплоты и, самое главное, от скорости реакции. Таким образом, он впервые установил понятие и значение основных параметров, характеризующих взрывчатое превращение. В 1751 г. М. В. Ломоносов сделал открытие фундаментального характера (воздействием азотной кислоты на “жирные материалы” могут быть получены мощные ВВ), которое имело весьма важные научные и практические последствия.

Первый труд по технологии изготовления ВВ опубликован в 1799 г. А. А. Мусиным-Пушкиным. В 1920 г. выпускается первое руководство по мирному применению взрыва (авт. М. Сухаревский). В 1922 г. выходит первый сборник “Взрывное дело”.

Много нового в теорию взрывного дела внёс выдающийся теоретик и практик минноподрывного дела военный инженер генерал-лейтенант Михаил Матвеевич Боресков. Его знаменитая формула по расчёту заряда выброса (1871 г.) не утратила своего значения до нашего времени.

Последние разработки в области действия взрыва на разрушаемую среду и управления этим процессом принадлежат академику М. А. Садовскому и доктору физ. мат. наук В. Н. Родионову.

Гидродинамическая теория детонации применительно к газам создана в России в 1890 г. В. А. Михельсоном. За рубежом гидродинамическую теорию детонации ВВ разработали в конце 90-х годов

прошлого века английский физик Д. Чепмен и французский физик Жуге. Фундаментальная теория получила в трудах Я. Б. Зельдовича, Ю. Б. Харитона, Л. Д. Ландау, К. П. Станюковича и др.

В 1911 г. профессор М.М. Протодяконов опубликовал первую научно обоснованную классификацию горных пород по крепости, которая до настоящего времени широко применяется в горной промышленности. Большой вклад в анализ физических явлений, связанных с действием взрыва на горную породу, а также в создание методов расчёта зарядов для различных условий сделан А.Ф. Беляевым, Б.М. Шехтером, К.К. Андреевым, Г.П. Демидюком, М.М. Докучаевым и другими учёными.

Более 100 лет назад было обнаружено кумулятивное действие зарядов. Первые исследования проведены в 1923-1926 гг. М. Сухаревским, установившим зависимость бронебойного действия кумулятивных зарядов от формы выемки и ряда других факторов. Строгая теория кумуляции была разработана в 1945 г. М.А. Лаврентьевым и независимо от него американскими учёными Тейлором, Райхельбергом и др.

Значительные успехи, достигнутые в управлении действием взрыва, обеспечили возможность проведения огромных по масштабам земляных работ по созданию защитной противоселевой плотины в октябре 1966 г. под Алма-Атой (в ущелье Медео) в труднодоступной местности в исключительно сжатые сроки. Общая масса зарядов первой серии взрывов составила 5290 т, а второй – 3946 т. Направленный взрыв используется для создания искусственных островов, при строительстве гидротехнических сооружений, каналов, водоёмов, при вскрытии пластов полезных ископаемых для разработки их открытым способом.

Группой учёных под руководством М. А. Лаврентьева предложен способ массовых взрывов на выброс с помощью системы удлиненных зарядов, расположенных в подземных выработках с заполнением пустот водой.

Разрушение горных пород при помощи буровзрывных работ при открытой и подземной добыче полезных ископаемых является основным процессом. Эффективность разрушения пород при взрывании в значительной степени определяет производительность последующих технологических процессов – погрузки, транспортирования и т.д. В связи с расширением объемов производства в угольной промышленности совершенствуются техника и технология буровзрывных работ. Широко внедряются более совершенные и эффективные буровые станки и машины, средства механизации заряжания ВВ, безопасные ВВ, способы управления действием взрыва.

Глава 2

Основные вопросы теории и практики взрыва

Существенным признаком взрыва является резкое увеличение давления, вызывающее возникновение в окружающей среде ударной волны.

2.1. Понятие о взрыве и взрывчатом веществе

Взрывом в физическом смысле называется чрезвычайно быстрое изменение вещества, сопровождающееся таким же быстрым освобождением его потенциальной энергии, производящей механическую работу, направленную на разрушение окружающей среды.

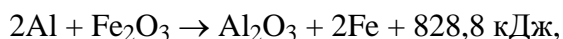
По своей природе взрывы подразделяются на физические, химические и ядерные.

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

Химическим взрывом называют крайне быстрое самораспространяющееся химическое превращение вещества (системы веществ), протекающее с выделением большого количества теплоты и образованием газообразных продуктов. Из этого определения вытекают четыре основных условия, которым должна удовлетворять химическая реакция для

того, чтобы она могла протекать в форме взрыва, а именно: экзотермичность, образование газов или паров, большая скорость, способность к самораспространению.

Роль газообразования для взрыва может быть показана на примере хорошо известной термитной реакции



которая протекает без химического взрыва, несмотря на то, что тепловой эффект реакции достаточен для нагревания конечных продуктов до температуры 3273 К.

К химическим взрывам относятся взрывы взрывчатых веществ, метана или других горючих газов, угольной или другой органической пыли.

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

При изучении дисциплины “Разрушение горных пород взрывом” будем рассматривать только химический взрыв взрывчатого вещества.

Взрывчатым называется вещество (система веществ), способное под влиянием определённого внешнего воздействия к крайне быстрому химическому превращению с выделением большого количества теплоты и образованием газов, способных производить механическую работу.

Для большинства взрывчатых веществ количество газов, выделяющихся при взрыве 1 кг взрывчатого вещества (ВВ), находится в пределах $0,3 \dots 1 \text{ м}^3$, количество теплоты – $1,9 \dots 6,3 \text{ МДж}$ ($460 \dots 1500 \text{ ккал}$), а скорость взрыва колеблется от 1000 до 10000 м/с.

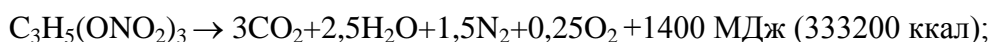
При взрыве в окружающей среде возникают ударная и звуковая волны.

2.2. Взрывные реакции. Кислородный баланс

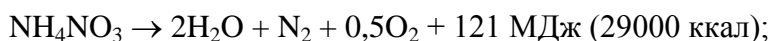
Характерный признак взрывчатого вещества – наличие в составе химических элементов, необходимых для построения конечной системы. Например, при горении нефти, угля, других ископаемых реакция происходит за счёт кислорода воздуха, ибо горящее вещество содержит в себе преимущественно горючие элементы и, следовательно, горение их не может протекать без доступа воздуха. В то же время взрыв ВВ основан на окислении кислородом горючих веществ – углерода и водорода, которые входят в его состав, и лишь взрыв некоторых ВВ – на распаде молекулы на отдельные атомы.

Рассмотрим несколько примеров реакций химического превращения ВВ:

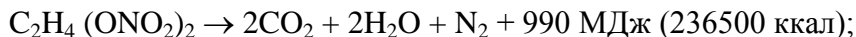
нитроглицерин



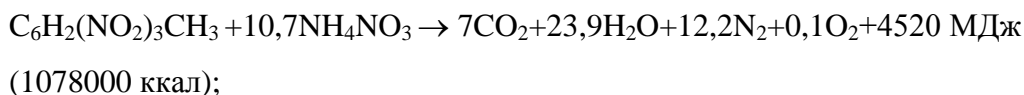
аммиачная селитра



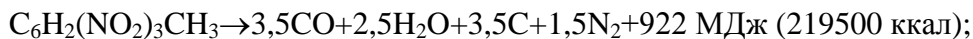
нитрогликоль



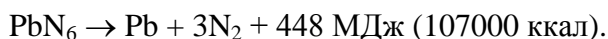
аммонит 6ЖВ, состоящий из смеси аммиачной селитры (79%) и тротила (21%)



тротил



азид свинца



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

Кислородным балансом называется выраженное в процентах избыточное, достаточное или недостаточное количество кислорода во взрывчатом веществе по сравнению с количеством, необходимым для полного окисления содержащихся в нём горючих элементов (углерода, водорода, алюминия и др.). Под полным окислением следует понимать окисление водорода в воду, углерода – в диоксид углерода (углекислый газ), алюминия – в оксид алюминия.

В зависимости от избытка или недостатка кислорода в ВВ различают нулевой, положительный и отрицательный кислородный баланс. Нулевой – это такой кислородный баланс, при котором количество кислорода в составе ВВ равно количеству, необходимому для полного окисления всех горючих элементов, входящих в ВВ. Если в составе ВВ имеется избыток кислорода, то кислородный баланс считается положительным, а если недостаток – отрицательным.

Кислородный баланс – это физико-химическая характеристика ВВ. Его можно качественно оценить по взрывной реакции, т. е. по составу газообразных продуктов взрыва, а именно: при нулевом - среди продуктов взрыва есть только H_2O , CO_2 , N_2 (возможно и Al_2O_3), например, у нитрогликоля; при положительном, кроме того, содержится свободный кислород, например, в аммиачной селитре; при отрицательном – оксид углерода (угарный газ) и углерод, например, у тротила.

Точное численное значение кислородного баланса ВВ определяют по уравнению:

$$B_{\text{к}} = \frac{(N_{\text{к}} - N'_{\text{к}})a}{M_{\text{ВВ}}} \cdot 100\%, \quad (2.1)$$

где $N_{\text{к}}$ – количество атомов кислорода в молекуле ВВ;

$N'_{\text{к}}$ – количество атомов кислорода, необходимое для полного окисления горючих элементов (углерода, водорода, алюминия и др.);

a – молярная масса кислорода ($a = 16$ кг/кмоль);

$M_{\text{ВВ}}$ – молярная масса ВВ, кг/кмоль.

Если ВВ имеет элементарный состав в виде $C_aH_bO_cN_dAl_e$, то $N_{\text{к}}=c$;

$$N_{\text{к}}' = 2a + 0,5b + 1,5e,$$

где a, b, c, d, e – количество атомов химического элемента в молекуле ВВ.

Очевидно, что если $N_{\text{к}} > N_{\text{к}}'$, то кислородный баланс положительный, если $N_{\text{к}} < N_{\text{к}}'$ – отрицательный, а если $N_{\text{к}} = N_{\text{к}}'$ – нулевой.

Взрывчатые вещества с нулевым кислородным балансом наиболее эффективны, поскольку при полном окислении горючих элементов выделяется максимальное количество теплоты, что обеспечивает максимальное выделение энергии в момент взрыва.

Пример 1. Определить кислородный баланс нитроглицерина $C_3H_5(ONO_2)_3$ и тротила $C_6H_2(NO_2)_3CH_3$.

Молярная масса нитроглицерина $M_{\text{ВВ}} = 12 \cdot 3 + 1 \cdot 5 + 16 \cdot 9 + 14 \cdot 3 = 227$ кг/кмоль.

Решение. Молекула нитроглицерина содержит $N_{\text{к}} = 6 + 3 = 9$, а тротила $N_{\text{к}} = 2 \cdot 3 = 6$ атомов кислорода.

Для полного окисления горючих компонентов нитроглицерина требуется $N_{\text{к}}' = 2 \cdot 3 + 0,5 \cdot 5 = 8,5$, а тротила $N_{\text{к}}' = 2 \cdot 6 + 0,5 \cdot 2 + 2 \cdot 1 + 0,5 \cdot 3 = 16,5$ атомов кислорода.

Кислородный баланс нитроглицерина рассчитываем по формуле (2.1)

$$B_{\text{к}} = \frac{(9 - 8,5) \cdot 16}{227} \cdot 100\% = +3,52\% .$$

Следовательно, кислородный баланс нитроглицерина положительный.

Молярная масса тротила: $M_{\text{ВВ}} = 12 \cdot 7 + 1 \cdot 5 + 14 \cdot 3 + 16 \cdot 6 = 227$ кг/кмоль.

Кислородный баланс тротила

$$B_{\text{к}} = \frac{(6 - 16,5) \cdot 16}{227} \cdot 100\% = -74,67\% .$$

Следовательно, кислородный баланс тротила отрицательный.

Пример 2. Определить кислородный баланс аммонита 6ЖВ, состоящего из 0,925 кмоль тротила и 9,88 кмоль аммиачной селитры. Его элементарный состав – $C_{6,48}H_{44,13}O_{35,18}N_{22,52}$.

Решение. Исходя из элементарного состава, определяем $N_{\text{к}}$, $N_{\text{к}}'$ и $M_{\text{ВВ}}$:

$$N_{\text{к}} = 35,180; N_{\text{к}}' = 2 \cdot 6,48 + 0,5 \cdot 44,13 = 35,025.$$

Молярная масса смеси равна 1083 кг/кмоль.

Кислородный баланс рассчитываем по формуле (2.1)

$$B_{\text{к}} = \frac{(35,180 - 35,025) \cdot 16}{1083} \cdot 100\% = +0,23\% .$$

Следовательно, кислородный баланс аммонита 6ЖВ небольшой положительный.

Селективно-детонирующие взрывчатые вещества V...VII классов содержат не только классические горючие элементы (С, Н), но и целый ряд металлов, фосфор, которые в процессе взрывной реакции окисляются кислородом. Причем вначале хлор соединяется с металлами, затем окисляются остатки всех металлов, после этого окисляется водород до

H₂O, и в заключение остаток кислорода соединяется с углеродом до CO и CO₂. С учетом этого, параметр N'_k для таких ВВ определяется значительно сложнее, чем для ВВ II...IV классов.

В общем виде

$$N'_k = 0,5 \sum_{i=1}^m n_i k_i b_i,$$

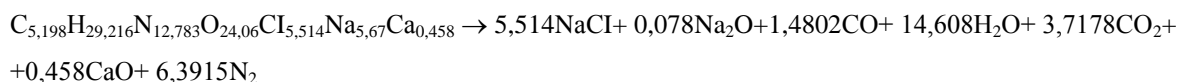
где 0,5 – величина, обратная валентности кислорода;

n_i – количество атомов i -элемента в составе ВВ;

k_i – валентность i -элемента;

b_i – безразмерный коэффициент, принимается равным +1 для химических элементов, вступающих в процессе взрывчатого разложения в реакцию с кислородом; равным 0 для химических элементов, не вступающих при взрыве в реакцию с кислородом, например, для кислорода, азота и др., равным –1 – для химических элементов, вступающих в реакцию с элементами первой из перечисленных групп, т.е. для которых $b=1$, например, для хлора.

Пример 3. Определить кислородный баланс для опытного образца У14П (V класс).



Решение.

$$N_k = 24,06;$$

$$N'_k = 0,5 \cdot (5,198 \cdot 4 \cdot 1 + 29,216 \cdot 1 \cdot 1 + 12,783 \cdot 5 \cdot 0 + 24,06 \cdot 2 \cdot 0 + 5,514 \cdot 1 \cdot (-1) + 5,67 \cdot 1 \cdot 1 + 0,458 \cdot 2 \cdot 1) = 25,54;$$

$$a = 16 \text{ кг/кмоль};$$

$$M_{ВВ} = 684,9898 \text{ кг/кмоль};$$

$$B_k = \frac{(24,06 - 25,54) \cdot 16}{684,9898} \cdot 100\% = -3,457 \%$$

Кислородный баланс отрицательный.

2.3. Ядовитые газы взрыва

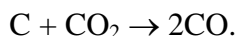
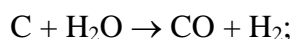
Современные промышленные ВВ содержат органические и неорганические нитраты, нитросоединения и различного рода нитроуглеродистые соединения, поэтому основными ядовитыми газами, выделяющимися при взрыве, являются оксид углерода (угарный газ), оксид (NO) и диоксид (NO₂) азота.

На состав и количество ядовитых газов взрыва в первую очередь влияет кислородный баланс: чем больше он отклоняется от нуля, тем меньше потенциальная энергия ВВ по сравнению с тем уровнем ее, который был бы при нулевом B_k , и тем больше выделяется ядовитых газов. При избытке кислорода образуется некоторое количество

оксидов азота, а при недостатке – оксид углерода. Поэтому для подземных работ допускаются ВВ только с нулевым или близким к нулевому кислородным балансом. Для взрывания на земной поверхности могут применяться ВВ как с положительным, так и с отрицательным кислородным балансом.

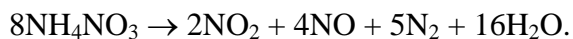
Рецептуры ВВ составляются с таким расчётом, чтобы при реакции взрыва образовались в основном пары воды, азот и углекислый газ, т.е. газообразные продукты, наименее опасные для человека. Взрывчатые вещества с нулевым кислородным балансом теоретически не должно давать ядовитых газов. Однако практика производства работ патронированными ВВ показала, что из общего количества газообразных продуктов взрыва 5...10 % приходится на ядовитые примеси, в том числе до 45 л/кг оксида углерода и до 14 л/кг оксидов азота.

Главная причина образования значительного количества оксида углерода при взрывных работах – газификация парафинированной бумажной оболочки патронов под действием высокотемпературных паров воды и углекислого газа по таким реакциям (образование СО за счёт диссоциации СО₂ не имеет существенного значения для большинства промышленных ВВ):



Поэтому при изготовлении промышленных ВВ массу гильзы ограничивают: на 100 г ВВ масса бумажной обёртки не должна превышать 3 г и парафина – не более 2,5 г.

Образование оксидов азота при взрывных работах происходит, как правило, за счёт медленного горения частиц, разбрасываемых при детонации ВВ (в первую очередь аммиачной селитры), протекающего в низкотемпературном режиме при наличии сравнительно низкого давления, например, следующими путями:



В связи с этим для взрывных работ в угольных шахтах допускаются ВВ, при взрыве которых выделяется не более 80 л/кг условного оксида углерода.

Пересчёт оксидов азота на условный оксид углерода производится умножением количества оксидов азота на коэффициент, равный 6,5. Считается, что 1 дм³ оксидов азота эквивалентен по токсичности 6,5 дм³, а сернистых газов – 2,5 дм³ оксида углерода.

2.4. Определение энергетических характеристик взрывчатых веществ и взрыва

Главные энергетические характеристики ВВ – объём газообразных продуктов, теплота, температура и давление взрыва. Первые три характеристики являются важнейшими константами ВВ, а давление зависит не только от состава ВВ, но и от условий взрывания.

2.4.1. Определение объёма газов, выделяющихся при взрыве ВВ. Количество газов, выделяющихся при взрыве ВВ, определяют теоретическим путём по реакции взрывчатого превращения и опытным.

Теоретически количество газов, выделяющихся при взрыве ВВ, определяют на основании закона Авогадро, согласно которому газы взрыва, приведенные к нормальным условиям (температура 273 К и давление 101325 Па) имеют одинаковый молярный объём, равный 22,4 м³/кмоль.

Объём газов взрыва 1 кмоль ВВ

$$V_0 = 22,4 \Sigma n, \quad (2.2)$$

где Σn – суммарное число киломолей газов взрыва, образующихся при взрыве 1 кмоль ВВ.

В технике пользуются объёмом газов, м³, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ, называемым *удельным объёмом* (V_0'):

$$V_0' = V_0 / M_{ВВ}, \quad (2.3)$$

где $M_{ВВ}$ – молярная масса ВВ, кг/кмоль.

Для индивидуальных ВВ молярную массу определяют, исходя из их химических формул. Если ВВ будут представлять собой механическую взрывчатую смесь нескольких компонентов, то

$$M_{ВВ} = M_{ВВ1} N_1 + M_{ВВ2} N_2 + \dots + M_{ВВn} N_n, \quad (2.4)$$

где $M_{ВВ1}$, $M_{ВВ2}$, ..., $M_{ВВn}$ – молярная масса одноимённых компонентов смесевого ВВ, кг/кмоль;

N_1, N_2, \dots, N_n – число киломолей одноимённых компонентов в 1 кмолье смеси ВВ.

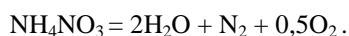
Если требуется вычислить удельный объём для других температурных условий, то пользуются уравнением

$$V_t' = V_0' \frac{T}{273}. \quad (2.5)$$

В термодинамике константы ВВ определяют при температуре 288 К (15 °С). Тогда

$$V_{15}' = V_0' \frac{288}{273} = 1,055 V_0'. \quad (2.6)$$

Пример 1. Определить объём газов, выделяющихся при взрыве аммиачной селитры в нормальных условиях. Реакция разложения аммиачной селитры:



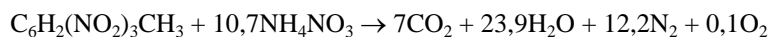
Решение. Объём газов, м³ при взрыве 1 кмоля ВВ определяем по формуле (2.2):

$$V_0 = 22,4 \Sigma n = 22,4 \cdot 3,5 = 78,4.$$

Удельный объём, м³/кг, газов взрыва – по формуле (2.3)

$$V_0' = V_0 / M_{\text{ВВ}} = 78,4 / 80 = 0,98.$$

Пример 2. Определить объём газов, выделяющихся при взрыве аммонита бЖВ. Реакция взрывчатого разложения



Решение. Исходя из этой реакции

$$\Sigma n = 7 + 23,9 + 12,2 + 0,1 = 43,2.$$

Объём газов, м³, выделяющихся при взрыве 1 кмоля ВВ, находим по формуле (2.2)

$$V_0 = 22,4 \cdot 43,2 = 967,68;$$

по формуле (2.4) находим

$$M_{\text{ВВ}} = 227 \cdot 1 + 80 \cdot 10,7 = 1083.$$

Удельный объём газов, м³, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ, вычисляем по формуле (2.3):

$$V_0' = \frac{V_0}{M_{\text{ВВ}}} = \frac{967,68}{1083} = 0,894.$$

Удельный объём газов при температуре 15 °С ($T = 288$ К) определяем по формуле (2.6):

$$V_{15}' = V_0' \cdot 1,055 = 0,894 \cdot 1,055 = 0,943.$$

Объём газообразных продуктов взрыва можно установить и другим методом – путём замера давления газов в стальной бомбе после взрыва в ней заряда ВВ. Для этого после взрыва бомбу выдерживают в течение 60 мин для охлаждения и выравнивания температуры её стенок с окружающей температурой. Затем измеряют давление внутри нее. Объём газов, приведенный к нормальным условиям (давление 760 мм рт. ст. и температура 273 К), вычисляют по формуле

$$V_0 = \frac{VP \cdot 273}{101325T},$$

где V – объём бомбы, м³;

P – давление в бомбе после взрыва, Па;

T – температура газов в бомбе, К.

Затем устанавливают объём сконденсировавшихся паров воды (бомбу продувают сухим воздухом, который затем проходит через сосуды с хлористым кальцием и отдаёт последнему воду, вынесенную из бомбы), и прибавляют его к вычисленному значению V_0 , получая при этом объём ΣV_0 . На основании полученного результата вычисляют удельный объём газов взрыва 1 кг ВВ при парообразной воде

$$V_0' = \frac{\Sigma V_0}{Q},$$

где Q – масса взорванного заряда, кг.

Для сохранности бомбы плотность заряжения, т.е. отношение массы заряда к объёму бомбы (или сосуда, в котором взрывается заряд), принимают не более 0,02 кг/дм³.

2.4.2. Определение теплоты взрыва. Теплота взрыва может быть определена как теоретическим, так и опытным путём. Ещё в середине XIX века русский академик Г.И. Гесс, основываясь на первом законе термодинамики, предложил метод расчёта теплового эффекта химической реакции, согласно которому суммарный тепловой эффект некоторой последовательности реакции не зависит от пути превращения исходных веществ в конечные продукты, а зависит только от начального и конечного состояний системы. Применительно к реакции взрыва этот закон Г.И. Гесса можно сформулировать так: количество теплоты, выделяющейся при взрыве, равно суммарной молярной теплоте образования продуктов взрыва за вычетом молярной теплоты образования самого ВВ

$$Q_T = Q_{пв} - Q_{ВВ}, \quad (2.7)$$

где Q_T – молярная теплота взрыва 1 кмоль ВВ, которая выделяется после расширения продуктов взрыва до нормального давления (101325 Па) и температуры 288 К, кДж/кмоль;

$Q_{пв}$ – молярная теплота образования продуктов взрыва 1 кмоль ВВ, кДж/кмоль;

$Q_{ВВ}$ – молярная теплота образования 1 кмоль ВВ, кДж/кмоль.

Очевидно,

$$Q_{пв} = q_1 n_1 + q_2 n_2 + \dots + q_n n_n, \quad (2.8)$$

где q_1, q_2, \dots, q_n – молярная теплота образования одноимённых продуктов взрыва (при $T=288$ К и $P_0=101325$ Па), кДж/кмоль;

n_1, n_2, \dots, n_n – количество кмоль одноимённых продуктов взрыва 1 кмоль ВВ.

Для взрывчатых механических смесей

$$Q_{ВВ} = Q_{ВВ1} N_1 + Q_{ВВ2} N_2 + \dots + Q_{ВВn} N_n, \quad (2.9)$$

где $Q_{ВВ1}, Q_{ВВ2}, \dots, Q_{ВВn}$ – удельная теплота образования одноимённых компонентов смеси, кДж/кг.

Удельная теплота взрыва ВВ, кДж/кг, определяется по формуле

$$Q'_T = \frac{Q_T}{M_{ВВ}}. \quad (2.10)$$

Молярная теплота образования некоторых ВВ и продуктов взрыва при нормальном давлении и температуре 15 °С приведена в табл. 2.1.

В расчётах параметров взрыва используют теплоту, которая выделяется при взрыве ВВ в постоянном объёме (без совершения внешней работы). Её называют *общей энергией химического превращения ВВ* или потенциальной энергией взрыва Q_V .

Молярная теплота взрыва при постоянном объеме больше значения Q_T , вычисленного по формуле (2.7), на количество теплоты ΔQ_T , расходуемой на расширение газов, т. е.

$$Q_V = Q_T + \Delta Q_T, \quad (2.11)$$

где ΔQ_T - количество молярной теплоты, расходуемое на работу расширения газов взрыва, кДж/кмоль.

При температуре, равной 288 К, $\Delta Q_T = \Sigma nRT = 8,32 \cdot 288 \Sigma n = 2396 \Sigma n$.

Таблица 2.1. Молярная теплота образования некоторых веществ

Вещество	Химическая формула	Молярная теплота образования при температуре 15°С (288 К) и давлении 760 мм рт. ст. (101325Па), кДж/кмоль
Аммиачная селитра	NH_4NO_3	+ 371000
Динитронафталин	$\text{C}_{10}\text{H}_6(\text{NO}_2)_2$	- 23630
Нитроглицерин	$\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_3$	+ 395000
Нитроглицоль	$\text{C}_2\text{H}_4(\text{ONO}_2)_2$	+ 283000
ТЭН	$\text{C}_5\text{H}_8(\text{ONO}_2)_4$	+ 516000
Тротил	$\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{CH}_3$	+ 69300
Тетрил	$\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{N}(\text{NO}_2)\text{CH}_3$	- 19678
Гексоген	$\text{C}_3\text{H}_6\text{N}_3(\text{NO}_2)_3$	- 65482
Пироксилин	$\text{C}_{24}\text{H}_{29}\text{O}_9(\text{ONO}_2)_{11}$	+ 2610000
Коллодионный хлопок	$\text{C}_{24}\text{H}_{31}\text{O}_{11}(\text{ONO}_2)_9$	+ 2950000
Гремучая ртуть	$\text{Hg}(\text{CNO})_2$	- 258500
Вода (пар)	H_2O	+ 241500
Вода (жидкость)	H_2O	+ 286000
Углекислый газ	CO_2	+ 395000
Оксид углерода	CO	+ 109800
Оксид азота	NO	- 111200
Закись азота	N_2O	- 86400
Метан	CH_4	+ 78000
Целлюлоза	$\text{C}_6\text{H}_{10}\text{O}_5$	+ 839000
Оксид алюминия	Al_2O_3	+ 1870000

П р и м е ч а н и е. Знаком «+» обозначена молярная теплота, затрачиваемая на образование вещества, знаком «-» - молярная теплота, выделяющаяся в процессе образования вещества.

Следовательно, молярная теплота, кДж, взрыва 1 кмоль ВВ при постоянном объеме (т.е. в момент взрыва - до расширения газов взрыва)

$$Q_V = Q_T + 2396 \Sigma n. \quad (2.12)$$

Для 1 кг ВВ теплота, кДж, взрыва при постоянном объеме составит

$$Q'_V = Q_V / M_{\text{ВВ}}, \quad (2.13)$$

Пример. Определить количество теплоты, выделяющейся при взрыве аммонита 6ЖВ (исходные данные ВВ даны в 2.4.1, пример 2).

Решение. По формуле (2.8) молярная теплота образования продуктов взрыва, кДж/кмоль

$$Q_{\text{пв}} = 395000 \cdot 7 + 241500 \cdot 23,9 = 8536850.$$

По формуле (2.9) вычисляем теплоту образования 1 кмоль ВВ. Для тротила $Q_{\text{ВВ1}} = 69300$ кДж/кмоль – аммиачной селитры $Q_{\text{ВВ2}} = 371000$ кДж/кмоль (табл. 2.1). Тогда

$$Q_{\text{ВВ}} = 69300 \cdot 1 + 371000 \cdot 10,7 = 69300 + 3969700 = 4039000.$$

Находим по формуле (2.7) молярную теплоту взрыва 1 кмоль ВВ

$$Q_{\text{T}} = 8536850 - 4039000 = 4497850 \text{ кДж/кмоль};$$

по уравнению (2.10) определим теплоту взрыва 1 кг аммонита 6ЖВ –

$$Q_{\text{T}} = 4153,1 \text{ кДж/кг};$$

по (2.11) – теплоту взрыва 1 кмоль аммонита 6ЖВ при постоянном объёме

$$Q_{\text{V}} = 4497850 + 43,2 \cdot 8,32 \cdot 288 = 4497850 + 103514,1 = 4601364 \text{ кДж/кмоль};$$

по формуле (2.4) – молярную массу аммонита 6ЖВ

$$M_{\text{ВВ}} = 227 \cdot 1 + 80 \cdot 10,7 = 1083 \text{ кг/кмоль};$$

по (2.13) – удельную теплоту взрыва 1 кг аммонита 6ЖВ при постоянном объёме

$$Q_{\text{T}}' = \frac{4601364}{1083} = 4248,7 \text{ кДж/кг}.$$

Опытным путём теплота взрыва определяется взрыванием или сжиганием ВВ в калориметрической бомбе, которая помещается в водяной калориметр.

2.4.3. Определение температуры взрыва. Максимальную температуру, до которой могут нагреваться при взрыве продукты взрывчатого превращения ВВ, называют *температурой взрыва*. Для аналитического расчёта предполагается, что взрывчатое разложение происходит при постоянном объёме и выделяющаяся теплота целиком расходуется на нагревание продуктов взрыва. Тогда температура взрыва, °С может быть вычислена по формуле

$$t = \frac{Q_{\text{V}}}{\sum n C_{\text{V}}}, \quad (2.14)$$

где C_{V} – молярная теплоёмкость газов взрыва, кДж/(кмоль°С).

Молярная теплоёмкость C_{V} для газов в момент взрыва, т. е. до их расширения, берётся при постоянном объёме. Для реальных газов C_{V} – величина переменная, зависящая от температуры, и различная для разных газов. Малляр и Ле-Шателье (Франция) предложили для её определения уравнение

$$C_{\text{V}} = a + bt,$$

где a – молярная теплоёмкость продуктов взрыва при 0°С (273 К);

b – приращение молярной теплоёмкости при повышении температуры на 1°С.

Подставив указанное значение C_{V} в формулу температуры взрыва (2.14), получим

$$t = \frac{Q_v}{\sum n(a + bt)},$$

или

$$\sum nb t^2 + \sum nat - Q_v = 0.$$

Откуда

$$t = \frac{-\sum na + \sqrt{(\sum na)^2 + 4 \sum nb Q_v}}{2 \sum nb}. \quad (2.15)$$

Продукты взрыва состоят из твердых компонентов и газов, теплоёмкость которых различна. Поэтому величина $\sum na$ означает суммарную молярную теплоёмкость продуктов взрыва при температуре 0°C , т. е. $\sum na = n_1 a_1 + n_2 a_2 + \dots + n_n a_n$. Точно так же $\sum nb$ означает суммарное приращение молярной теплоёмкости продуктов взрыва при повышении их температуры на 1° , т. е. $\sum nb = n_1 b_1 + n_2 b_2 + \dots + n_n b_n$. В табл. 2.2 приведены значения параметров a и b некоторых химических элементов и соединений.

Определить температуру взрыва экспериментальным путём весьма сложно вследствие кратковременности процесса и большого давления взрыва. Наиболее точен оптический цветовой метод, основанный на определении энергии по сплошному непрерывному спектру, характерному для детонации, или на определении отношения значений яркости при двух длинах волн – метод “красно-синего сравнения”.

Пример. Определить температуру, развивающуюся при взрыве аммонита 6ЖВ (исходные данные ВВ даны в 2.4.1, пример 2).

Решение. Температуру, развивающуюся при взрыве аммонита 6ЖВ, определим по формуле (2.15), а значения входящих параметров возьмем из табл. 2.2.

О п р е д е л е н и е п р и б л и ж е н н о г о з н а ч е н и я. Подсчитаем значения молярной теплоёмкости газов взрыва при 0°C и приращение молярной теплоёмкости при повышении температуры на 1° :

$$\sum na = a_1 n_1 + a_2 n_2 + \dots = 26 \cdot (7 + 23,9) + 20 \cdot (12,2 + 0,1) = 803,4 + 246 = 1049,4 \text{ кДж/(кмоль}^\circ\text{C)};$$

$$\sum nb = b_1 n_1 + b_2 n_2 + \dots + 0,01 \cdot (7 + 23,9) + 0,004 \cdot (12,2 + 0,1) = 0,31 + 0,049 = 0,359 \text{ кДж/(кмоль}^\circ\text{C)}.$$

Подставив значения параметров в формулу (2.16), получим

$$t = \frac{-1049,4 + \sqrt{(1049,4)^2 + 4 \cdot 4601239 \cdot 0,359}}{2 \cdot 0,359} = 2405,35^\circ \text{C}.$$

Температура взрыва аммонита 6ЖВ по Кельвину

$$T = 2405,35 + 273 = 2678,35 \text{ К}.$$

О п р е д е л е н и е т о ч н о г о з н а ч е н и я.

$$\sum na = 4 \cdot 41,52 + 23,9 \cdot 29,85 + 12,2 \cdot 23,45 + 0,1 \cdot 24,07 = 1591,56;$$

$$\sum nb = 7 \cdot 0,003262 + 23,9 \cdot 0,00522 + 12,2 \cdot 0,001352 + 0,1 \cdot 0,002209 = 0,2001;$$

$$t = \frac{-1591,56 + \sqrt{1591,56^2 + 4 \cdot 4601239 \cdot 0,2001}}{2 \cdot 0,2001} = 2252,9^\circ \text{C}$$

$$T = 2252,9^\circ \text{C} + 273 = 2525,9 \text{ К}$$

Таблица 2.2. Значения параметров a и b некоторых химических элементов и соединений

Компоненты продуктов взрыва	a , кДж/(кмоль·°С)	b , кДж/(кмоль·°С)
CO	23,80	0,001307
CO ₂	41,52	0,003262
H ₂ O	29,85	0,00522
N ₂	23,45	0,001352
O ₂	24,07	0,002209
H ₂	20,478	0,002446
C	3,23	0,00668
HCl	23,02	0,00167
NO	24,70	0,001213
Na ₂ O	52,4	0,0317
NaCl	34,88	0,02188
NaF	33,32	0,02047
Al ₂ O ₃	94,73	0,016814
CaCl ₂	63,70	0,0043995
KCl	37,47	0,0074163
CaO	40,57	0,0042252
K ₃ PO ₄	184,85	0,003174

П р и м е ч а н и е. Для расчетов можно принимать следующие приближенные значения a и b : для двухатомных компонентов продуктов взрыва (N₂, CO и др.) – $a=20$ кДж/(кмоль·°С), $b=0,0042$ кДж/(кмоль·°С), а для трехатомных (CO₂, H₂O и др.) – 26 и 0,0105 кДж/(кмоль·°С) соответственно.

2.4.4. Определение давления взрыва. В случае очень высокого давления, которое в момент взрыва возникает в зарядной камере (шпуре, скважине), плотность газов взрыва близка к плотности жидкости. Поэтому при определении давления газов взрыва нельзя пренебрегать объёмом молекул этих газов. Кроме того, при взрыве ВВ, содержащих твёрдые добавки, когда твёрдые компоненты образуются в процессе химического превращения, необходимо учитывать также объём твёрдого остатка.

Обычно давление, Па, газов взрыва рассчитывают по упрощённому уравнению Ван-дер-Ваальса. Формула применительно к взрыву 1 кг ВВ

$$P = \frac{P_0 V_0 T}{[V - (\alpha + \beta)] \cdot 273}, \quad (2.16)$$

где P_0 – нормальное атмосферное давление при температуре 0°С, примерно равное

$1,01 \cdot 10^5$ Па;

V_0' – объём газов взрыва 1 кг ВВ при нормальных условиях

(при 0°C и давлении $1,01 \cdot 10^5$ Па);

T – температура взрыва ВВ, К;

V – объём зарядной камеры, м^3 ;

α – коэффциент газов взрыва, т. е. несжимаемый объём молекул газов взрыва, м^3 ;

β – объём твёрдых компонентов продуктов взрыва 1 кг ВВ (твёрдый остаток), м^3 .

Величина α определяется размерами молекул газа и выражает собой неупругий, несжимаемый объём, занятый самими молекулами. Численное значение α достаточно точно не установлено.

Для практических расчётов рекомендуются следующие значения α при плотности ВВ более 1 кг/дм^3 $\alpha = 0,0006V_0'$; до 1 кг/дм^3 – $\alpha = 0,001V_0'$.

Параметр β вычисляется по формуле

$$\beta = \frac{n_{T1} m_1 10^{-3}}{\rho_{S1}} + \frac{n_{T2} m_2 10^{-3}}{\rho_{S2}} + \dots + \frac{n_{Tn} m_n 10^{-3}}{\rho_{Sn}}, \quad (2.17)$$

где $n_{T1}, n_{T2}, \dots, n_{Tn}$ – число молей твёрдых компонентов в продуктах взрыва;

m_1, m_2, \dots, m_n – масса твёрдых компонентов продукта взрыва, г;

$\rho_{S1}, \rho_{S2}, \dots, \rho_{Sn}$ – физическая плотность твёрдых компонентов, кг/м^3 .

Теплота образования некоторых твёрдых продуктов взрыва при нормальном давлении и температуре 288 К , а также их плотность приведены в табл. 2.3.

Для упрощения расчётов целесообразно объём зарядной камеры заменить в формуле (2.17) плотностью заряжения:

$$\Delta_{\text{зар}} = m_{\text{ВВ}} / V,$$

где $m_{\text{ВВ}}$ – масса заряда ВВ, кг.

При взрыве 1 кг ВВ, т. е. для условий расчёта давления

$$V = 1 / \Delta_{\text{зар}},$$

Подставив значение V в уравнение Ван-дер-Ваальса (2.16) и сделав преобразования, получим:

$$P = \frac{P_0 V_0' \Delta_{\text{зар}}}{[1 - (\alpha + \beta) \cdot \Delta_{\text{зар}}]} \cdot \frac{T}{273}, \quad (2.18)$$

Таблица 2.3. Физико-химические величины продуктов взрыва (твёрдых компонентов)

Компоненты продуктов взрыва	Плотность, кг/м^3	Молярная теплота образования, кДж/кмоль
СаО	3370	635100

KCl	1980	436700
NaCl	2165	411100
Na ₂ O	2390	418000
P ₂ O ₅	2390	1507000
Al ₂ O ₃	3900	1670200
Na ₃ PO ₄	2536	1924600
CaCl ₂	2150	797440

Как следует из формулы (2.18), давление газов взрыва ВВ, не содержащих в продуктах взрыва твёрдых веществ ($\beta=0$), например, аммонита 6ЖВ, определится по формуле:

$$P = \frac{P_0 V_0' T \Delta_{\text{зар}}}{(1 - \alpha \Delta_{\text{зар}}) \cdot 273},$$

Плотность заряжания:

$$\Delta_{\text{зар}} = \left(\frac{d_{\text{п}}}{d_{\text{ш}}} \right)^2 \cdot \Delta_{\text{ВВ}}, \quad (2.19)$$

где $d_{\text{п}}$ – диаметр патронов (заряда) ВВ, мм;
 $d_{\text{ш}}$ – диаметр зарядной камеры (шпура), мм;
 $\Delta_{\text{ВВ}}$ – плотность патронирования ВВ, кг/м³.

Пример 1. Определить давление продуктов взрыва аммонита 6ЖВ в зарядной камере. Диаметр патронов ВВ – 32 мм, диаметр шпура – 43 мм. Плотность ВВ – 1100 кг/м³. Остальные данные приведены в подразделах 2.4.1–2.4.3.

Решение. Для указанного диаметра шпура подсчитаем плотности заряжания по формуле (2.18)

$$\Delta_{\text{зар}} = \frac{0,032^2}{0,043^2} \cdot 1100 = 609 \text{ кг/м}^3.$$

Определим давление газов взрыва по формуле (2.20)

$$P = \frac{1,1 \cdot 10^5 \cdot 0,894 \cdot 2678,35 \cdot 609}{(1 - 8,94 \cdot 10^{-4} \cdot 609) \cdot 273} = 1198 \text{ МПа}.$$

Пример 2. Определить давление продуктов взрыва аммонита Т-19 в зарядной камере. Диаметр патронов ВВ – 36 мм, диаметр шпура – 43 мм, плотность ВВ равна 1050 кг/м³, теплота взрыва – 3352 · 10³ Дж/кг, температура взрыва – 2503 К, удельный объём газов взрыва – 0,724 м³/кг. Реакция взрывного превращения имеет вид



Решение. По формуле (2.19) определяем:

$$\Delta_{\text{зар}} = \frac{34^2}{43^2} \cdot 1050 = 736,0 \text{ кг/м}^3.$$

По формуле (2.17) с учётом данных табл. 2.3 рассчитываем:

$$\beta = \frac{3,149 \cdot (22,98977 + 35,453) \cdot 10^{-3}}{2165} = 9,23 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3,$$

$$\alpha = 0,001 V_0' = 72,4 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3.$$

Подставив значение входящих параметров в формулу (2.18), получим:

$$P = \frac{101325 \cdot 0,724 \cdot 2503 \cdot 736}{[1 - (72,4 - 9,23) \cdot 10^{-5} \cdot 736] \cdot 273} = 1237574078 \text{ Па} = 1237,6 \text{ МПа}.$$

2.5. Детонация ВВ

Все ВВ представляют собой химически малоустойчивые системы, которые под влиянием некоторого внешнего импульса стремятся к переходу в более устойчивые. По скорости и характеру распространения различают три формы химического превращения ВВ: термический распад (химическое разложение), взрывное горение, детонация.

Термический распад – сравнительно медленная химическая реакция, происходящая в объёме ВВ, скорость которой определяется температурой окружающей среды.

Как недостаточно устойчивые системы ВВ подвержены термическому распаду. Однако при нормальной температуре хранения (не более 30°C) скорость термического распада для промышленных ВВ ничтожно мала и теплота, выделяющаяся в процессе реакции, отдаётся окружающей среде. Например, в лаборатории динамитной фабрики в Авсельдо около г. Турина (Италия) с февраля 1847 г. хранится без признаков разложения около 300 г чистого нитроглицерина, впервые приготовленного итальянским учёным Собrero. Если не соблюдать правила хранения по тепловому режиму, то химическое разложение может перейти во взрывное горение, т. е. произойдет самовозгорание ВВ.

Взрывное горение ВВ – это самораспространяющееся химическое превращение, обусловленное тем, что энергия реагирующих слоёв ВВ передаётся следующим слоям путём теплопередачи, и протекающее с некоторой непостоянной дозвуковой скоростью от десятков до сотен метров в секунду, зависящей от давления окружающей среды.

При определённых условиях, способствующих быстрому подъёму давления, например, при взрыве ВВ в замкнутом прочном объёме или при горении на открытом воздухе больших количеств ВВ, взрывное горение ВВ может перейти в детонацию.

Детонация – это самораспространяющееся химическое превращение, обусловленное прохождением ударной волны по ВВ и протекающее для данного ВВ при данном его состоянии и при определённых условиях с постоянной сверхзвуковой скоростью порядка нескольких тысяч метров в секунду. Детонация является естественной формой химического превращения промышленных ВВ. Все другие формы паразитные, поэтому на

практике с ними ведут борьбу и разрабатывают способы их недопущения. Термины “взрыв” и “детонация” употребляют применительно к ВВ как синонимы.

2.5.1. Основы теории детонации. Для объяснения явления детонации были выдвинуты различные теории и гипотезы. Из современных наибольшим признанием пользуется гидродинамическая теория, согласно которой детонация возбуждается и распространяется ударной волной, проходящей по взрывчатому веществу.

Ударной волной называется скачкообразное изменение давления, распространяющееся в среде со сверхзвуковой скоростью. Эта волна обладает следующими отличительными свойствами:

- скорость ударной волны очень высока- сверхзвуковая;
- при прохождении ударной волны в газообразной среде наблюдается движение потока газов вслед за ударной волной;
- в ударной волне имеет место очень большое давление, нарастание которого (ΔP) происходит мгновенно, скачкообразно (рис. 2.1).

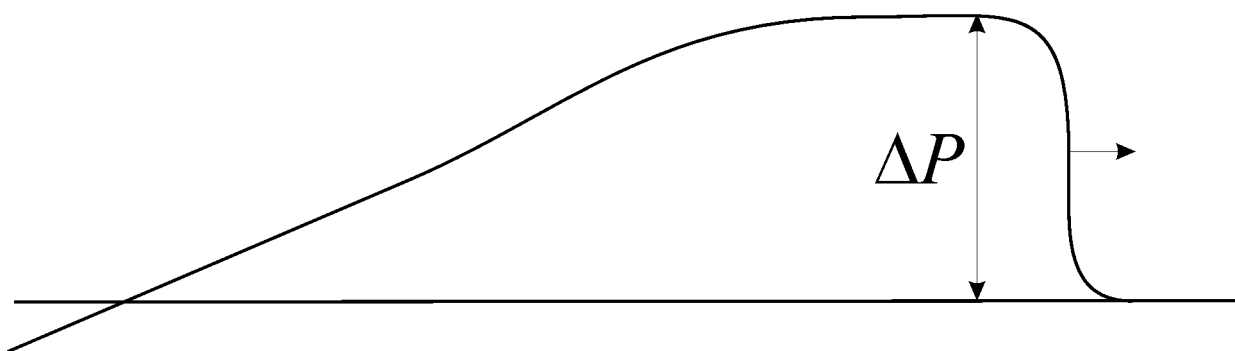


Рис. 2.1. Геометрическая форма ударной волны

Как следствие этих особенностей по фронту ударной волны (в зоне мгновенного сжатия, ширина которой весьма мала) наблюдается очень высокая температура и повышенная плотность среды. Они возрастают также мгновенно, скачкообразно. За фронтом ударной волны давление, температура и плотность среды быстро уменьшаются. Сжатие приводит к разрушению молекул ВВ. Освободившись от первоначальных связей, нагретые до высокой температуры горючие элементы и кислород вступают в зоне за фронтом ударной волны в бурную химическую реакцию с выделением теплоты и превращением ВВ в газообразное состояние (рис. 2.2).

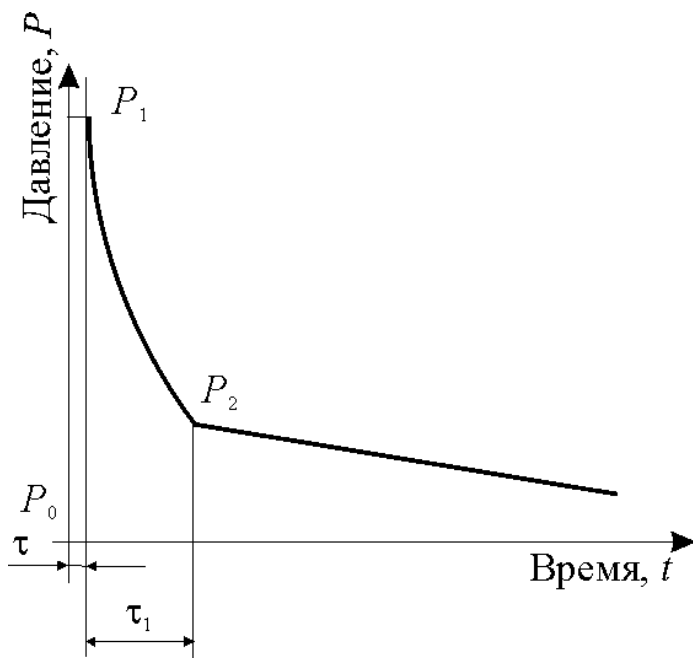


Рис. 2.2. График детонационной волны (волна движется влево)

Относительно узкая зона, в которой происходит интенсивная химическая реакция, называется *зоной химической реакции*, или *фронтом химического превращения*. Впереди фронта находится исходное ВВ, позади — продукты детонации.

Распространяющаяся по ВВ ударная волна (зона сжатия) и прилегающая к ней зона химической реакции обобщаются понятием *детонационной волны*. Передний фронт этой волны принято называть *фронтом детонационной волны* (детонационным фронтом, фронтом детонации).

Зона химической реакции заканчивается условной границей, называемой *плоскостью Чепмена–Жуге*. Когда ударная волна выйдет за пределы патрона или войдёт в среду ВВ пониженного качества, то энергия её, не поддерживаемая более теплотой взрывных реакций, быстро угасает. Амплитуда и крутизна фронта волны уменьшаются и ударная волна переходит в звуковую. Газообразные продукты взрыва, образовавшись в глубине фронта детонационной волны (в зоне реакций), не остаются на месте, а движутся вслед за нею со скоростью, в 4...10 раз меньшей скорости детонации. Позади детонационной волны давление и плотность продуктов взрыва быстро уменьшаются вследствие рассеивания последних.

В детонационной волне различают зоны: ударную, взрывных реакций, газообразных продуктов взрыва. В ударной зоне давление P_1 вдвое выше, чем давление P_2 в зоне установившейся детонационной волны (на заднем крае фронта детонационной волны). Давление P_2 вдвое выше стационарного давления мгновенного взрыва. Ударная зона очень узкая — около 1 мкм. Глубина зоны реакций значительно больше (0,5 мкм для азидов свинца, 10 мкм для тетрила и тротила и ещё большая для смесевых ВВ). Чем больше глубина зоны реакций, тем менее восприимчиво ВВ к детонационному импульсу. Длительность взрывных реакций τ составляет $3 \cdot 10^{-3} \dots 6 \cdot 10^{-3}$ мкс для азидов свинца и 0,2 ... 2 мкс для тротила.

Поскольку ВВ превращаются в продукты взрыва не мгновенно, то в сжатых продуктах всегда имеются частички ещё не прореагировавшего ВВ, которые, догорая на протяжении какого-то времени, питают своей энергией ударную волну. В то же время высокое давление в детонационной волне обуславливает расширение и разброс продуктов взрыва вместе с ещё не прореагировавшими частицами исходного вещества. Это расширение

начинается с периферии и распространяется к оси детонирующего заряда со скоростью звука c в продуктах детонации (рис. 2.3).

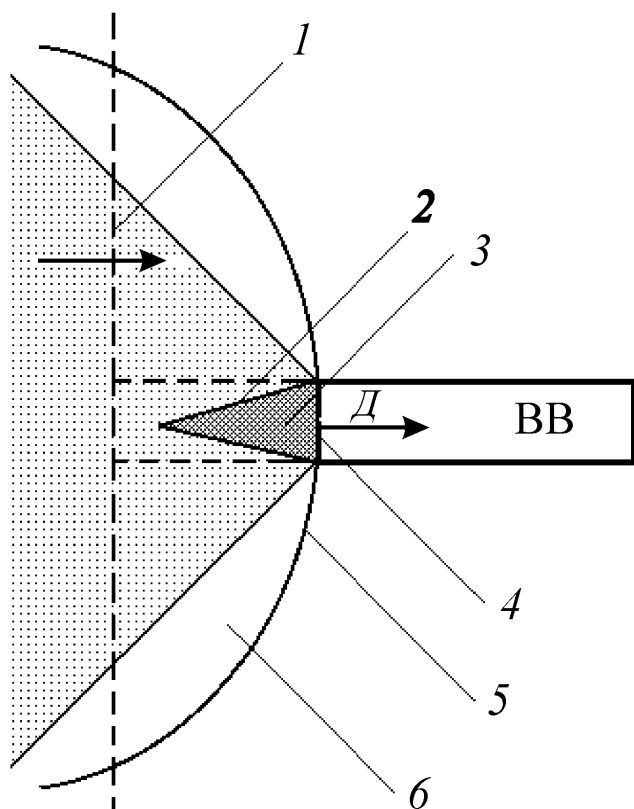


Рис. 2.3. Схема детонации открытого заряда:

1 – плоскость Чепмена-Жуге; 2, 4, 5, 6 – фронт волны соответственно разрежения, детонационной; ударной; расширяющихся продуктов взрыва; 3 – область, не затронутая волной разрежения

Согласно “принципу Харитона”, всякая система, способная к экзотермическому превращению с образованием газообразных продуктов, в принципе является взрывчатой. При этом чем больше продолжительность химического превращения, тем больше должен быть диаметр заряда, при котором может иметь стационарная детонация.

2.5.2. Скорость распространения детонации. Скоростью детонации принято называть скорость, с которой распространяется детонационная волна по заряду ВВ. Обозначается D (см. рис 2.3) и выражается в м/с, реже – в км/с.

2.5.2.1. Общие понятия. Взрывчатые вещества по своему сокрушительному действию уступают только ядерному взрыву. Например, 400 г тротила при взрыве осуществляют работу, эквивалентную одновременному усилию свыше 1,2 млрд. человек. Чем же обусловлена способность ВВ производить чрезвычайно большую работу? Кажется довольно

Теоретическая разработка того, что устойчивость детонации определяется соотношением между временем химической реакции τ_p и временем разброса частиц ВВ в детонационной волне под действием волны разрежения Θ , вошла в гидродинамическую теорию под названием “принцип Харитона”, имеющий важное значение при оценке устойчивости детонации ВВ, а именно:

если $\Theta > \tau_p$, то детонация распространяется с максимальной свойственной для данного ВВ скоростью;

если $\Theta = \tau_p$, то детонация распространяется устойчиво, но с меньшей скоростью, чем максимальная;

если $\Theta < \tau_p$, то химическое превращение может настолько замедлиться, что детонация прекращается.

естественным, что в ВВ содержится громадный запас энергии, который выделяется при взрыве. Однако расчёт показывает, что такое объяснение в корне ошибочно: в 1 кг ВВ содержится и выделяется при взрыве значительно меньше энергии, чем при сгорании топлива, например, 1 кг угля или бензина (4200...6700 и 34500...42000 кДж/кг соответственно). Действительная же причина заключается в том, что энергия при взрыве выделяется крайне быстро. Если 1 кг бензина сгорает за 5...6 мин, то для взрыва 1 кг ВВ требуется только одна-две стотысячные доли секунды, т. е. взрыв происходит в десятки миллионов раз быстрее. Таким образом, высокую мощность взрыва ВВ, их сокрушительное действие определяет в основном скорость детонации.

Пример. Для иллюстрации влияния скорости детонации на мощность ВВ сравним взрыв заряда дымного пороха массой 1 кг и длиной 1 м и такого же заряда аммонита ПЖВ-20.

Решение. Удельная потенциальная энергия (теплота взрыва 1кг ВВ) заряда пороха массой 1кг и длиной 1м равна 2,79 МДж, а аммонита ПЖВ-20 – 3,35 МДж. Следовательно, по величине удельной потенциальной энергии эти ВВ различаются мало, но скорости взрыва пороха и аммонита ПЖВ-20 весьма различны: скорость взрыва пороха в среднем равна 200 м/с, скорость взрыва аммонита ПЖВ-20 – 3300 м/с.

Мощность взрыва 1 кг:

пороха

$$N_{\text{п}} = \frac{2,79 \cdot 200}{1} = 558 \text{ МВт};$$

аммонита

$$N_{\text{а}} = \frac{3,35 \cdot 3300}{1} = 11055 \text{ МВт}.$$

В зависимости от скорости взрыва и мощности ВВ изменяется и характер действия взрыва на окружающую среду. Если заряд ВВ взрывается в шпуре со скоростью 100 ... 200 м/с, то давление газов нарастает сравнительно медленно и, когда оно превысит прочность породы, то в наиболее слабых местах её образуются трещины. Газы взрыва, проникая в эти трещины, раскалывают породу на крупные куски и отбрасывают их от массива, т. е. проявляется их метательный характер действия. Такие ВВ называются *метательными*.

Если заряд ВВ взрывается в шпуре с большей скоростью (несколько тысяч метров в секунду), то давление газов нарастает весьма быстро до значений, во много раз превышающих прочность породы в наиболее крепких её местах, при этом порода разбивается на куски, более мелкие, чем при взрыве пороха.

Действие газов взрыва ВВ, взрывающихся со значительной скоростью, носит характер короткого сильного удара, дробящего породу. ВВ, способные взрываться со скоростью, измеряемой тысячами метров в секунду, называют *дробящими* или *бризантными*.

Заряд дробящего ВВ, помещённый на глыбу породы, при взрыве может раздробить её. Заряд метательного ВВ, даже в несколько десятков раз больший, в аналогичных условиях не может раздробить глыбу, так как взрывное превращение происходит сравнительно медленно и газы расходятся в воздухе, не создавая сильного удара.

При добыче угля, железной руды и других ископаемых применяют дробящие ВВ: при добыче мрамора, лабрадорита – метательные ВВ.

В тех случаях, когда бризантное ВВ не детонирует, происходит взрывное горение (при плохом качестве ВВ, при слабом детонаторе). Коэффициент использования энергии этого ВВ будет меньший.

Скорость детонации – одна из важнейших характеристик детонационной способности ВВ, его паспортный параметр. Она используется при расчётах параметров взрыва, а также для контроля качества промышленных ВВ. Поэтому рассмотрим факторы, влияющие на скорость детонации, и методы её измерения.

2.5.2.2. Факторы, влияющие на скорость детонации. Скорость детонации зависит от многих факторов, главными из которых являются: состав и физико-химические свойства ВВ; диаметр патрона (заряда); плотность патронирования ВВ; наличие оболочки; вид и сила инициирующего импульса.

Исходя из “принципа Харитона”, проанализируем влияние каждого из перечисленных факторов на скорость детонации.

Состав и физико-химические свойства ВВ. Скорость детонации обусловлена возможной скоростью химических реакций, степенью устойчивости молекул ВВ и количеством энергии, выделяющейся при взрыве, способной поддерживать детонацию. Характер этого влияния заключается в следующем.

- Чем меньше время химического превращения ВВ τ_p , т. е. чем больше скорость химического превращения ВВ, чем меньше устойчивость молекул ВВ; чем ближе расположены компоненты один к другому и чем больше потенциальная энергия взрыва, тем выше будет скорость детонации, и наоборот, чем большая устойчивость молекулы ВВ и чем меньше её потенциальная энергия, тем труднее вызвать взрыв этого ВВ и тем меньшая будет скорость взрыва.

Поэтому однокомпонентные ВВ, т.е. представляющие собой взрывчатые химические соединения, как правило, детонируют с большей скоростью, чем взрывчатые механические смеси. В этих ВВ молекула содержит горючие компоненты и кислород для их окисления. При распаде молекулы на атомы последние как близко расположенные одни к

другим, быстро вступают в химическую реакцию между собой, и взрыв ВВ протекает с высокой скоростью.

Во взрывчатых механических смесях частицы компонентов ВВ отстоят друг от друга на больших расстояниях, чем в однокомпонентных ВВ, и для их взрыва затрачивается

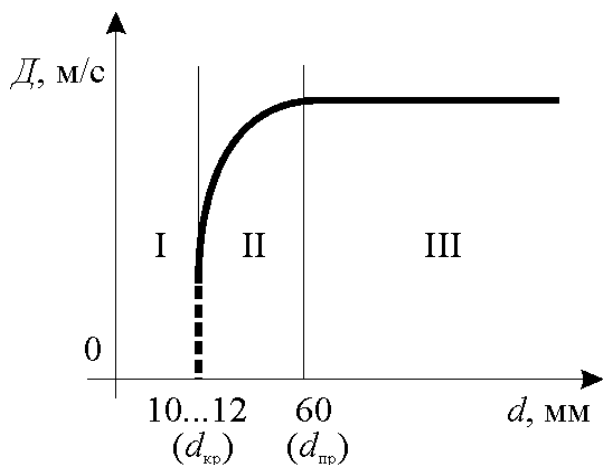


Рис. 2.4. Влияние диаметра патронов ВВ на скорость детонации D :

I, II, III – области детонации соответственно при $\Theta < \tau_p$, $\Theta = \tau_p$, $\Theta > \tau_p$

молекул. Кроме того, при ее взрыве выделяется сравнительно мало энергии, способной поддерживать детонацию. По этим причинам она взрывается только с помощью промежуточного детонатора, скорость детонации – 1500...3000 м/с.

- Более тонкое измельчение активных частиц ВВ, их тщательное смешивание обеспечивают более высокую скорость детонации смесевых ВВ. В частности, грубодисперсные ВВ имеют меньшую скорость детонации, чем порошкообразные того же состава (максимальная скорость детонации аммонита 6ЖВ (порошкообразное ВВ) равна 4800 м/с, а граммонита 79/21 (грубодисперсное ВВ) – 4200 м/с).

- Инертные примеси понижают скорость детонации смесевых ВВ и способность их к ней, причём степень такого влияния зависит от размеров частиц: чем мельче частицы, тем отрицательное влияние выше.

Диаметр патрона ВВ. Влияние диаметра патрона ВВ на скорость детонации рассмотрим на примере применения аммонита Т-19 (рис. 2.4).

При диаметре патронов менее 10...12 мм детонация по заряду не распространяется. Если диаметр будет более 12 мм, скорость детонации возрастает, но не беспредельно – лишь до диаметра, равного 60 мм. При дальнейшем увеличении диаметра скорость детонации не увеличивается.

Таким образом, каждое ВВ имеет два характерных диаметра: критический и предельный.

больше времени.

Взрывчатые механические смеси типа чёрного дымного пороха (смесь натриевой селитры, серы и древесного угля) взрываются с небольшой скоростью, так как реакция окисления углерода, содержащегося в частицах древесного угля, кислородом калийной селитры протекает сравнительно медленно.

Однако не все однокомпонентные ВВ легко взрываются и имеют большую скорость взрыва. Например, аммиачная селитра обладает высокой степенью устойчивости

Критическим диаметром $d_{кр}$ называется наименьший диаметр патрона (заряда) ВВ, при котором ещё возможна устойчивая (без затухания) детонация. Измеряется в мм. При диаметре патрона ВВ менее критического детонация затухает потому, что происходит выброс детонирующих частиц из зоны реакции за пределы заряда ВВ.

Предельным $d_{пр}$ называют диаметр, при дальнейшем увеличении которого скорость детонации не возрастает.

На участке кривой от критического диаметра до предельного скорость детонации повышается в связи с тем, что увеличиваются размеры зоны, в которой протекает реакция взрывчатого разложения ВВ, поскольку $\Theta = \tau_p$. Но при подходе к линии предельного диаметра влияние размеров зоны реакции на скорость детонации постепенно уменьшается, кривая выполаживается и переходит в горизонтальную прямую.

Диаметр патронов для промышленных ВВ принят таким, чтобы обеспечивалась устойчивая детонация зарядов и минимальная стоимость буровых работ, а именно 32 и 36 мм (для горизонтальных выработок) и 45 мм (для вертикальных шахтных стволов).

Критический диаметр – мерило взрывчатости любого ВВ (способности ВВ взрываться от внешнего импульса), его паспортным значением. Чем меньше $d_{кр}$, тем больше взрывчатость ВВ.

***Плотность патронирования.* Различают действительную и гравиметрическую плотности ВВ. Действительной плотностью называют отношение массы ВВ к занимаемому им объёму, когда вещество занимает весь объём без каких-либо воздушных или иных промежутков.**

Гравиметрической (насыпной) плотностью называется отношение массы ВВ к объёму, который занимает оно в порошкообразном состоянии, со всеми воздушными промежутками.

Для однокомпонентных ВВ с увеличением плотности скорость детонации возрастает до максимальных значений (рис. 2.5).

Скорость детонации смесевых ВВ с повышением плотности патронирования или прессования до известных пределов увеличивается и при некоторой плотности, называемой *оптимальной* $\Delta_{ВВопт}$, достигает максимума (рис. 2.6). Она различна для разных ВВ.

Увеличение скорости детонации при повышении плотности можно объяснить

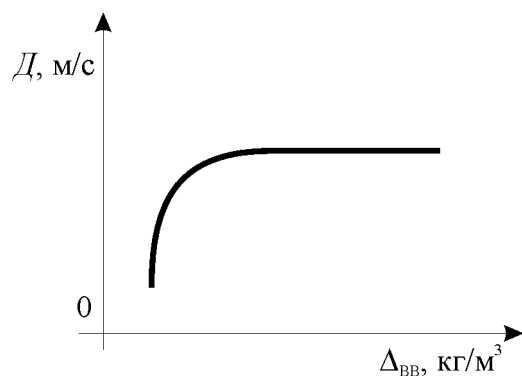


Рис. 2.5. Зависимость скорости детонации D от плотности $\Delta_{ВВ}$ однокомпонентных ВВ

тем, что при большей плотности достигается большая однородность ВВ и большая концентрация энергии в единице объема; то и другое способствуют быстрейшему протеканию реакции. Чтобы реакция возникла и шла без затухания, инициирующий импульс должен проникать достаточно глубоко в массу ВВ. Чрезмерное повышение плотности ВВ уменьшает глубину проникновения импульса и делает детонационную волну неустойчивой (рис. 2.6).

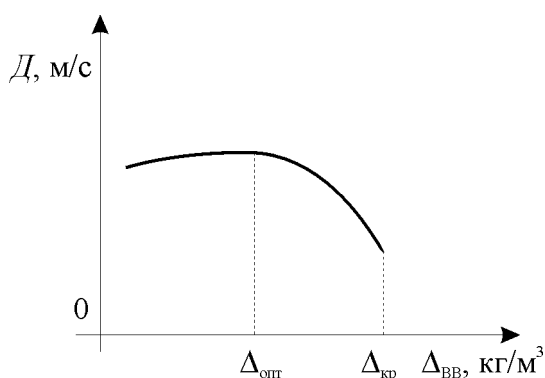


Рис. 2.6. Влияние плотности патронирования $\Delta_{ВВ}$ на скорость детонации D смесевых

Как показано выше, для каждой плотности патронирования (различной для разных ВВ) есть свой критический диаметр заряда - при меньшем диаметре патрона ВВ даёт отказы, так как происходит выброс частиц ВВ из зоны реакции за пределы патрона и устойчивой детонационной волны не получается.

Точно также для каждого ВВ есть своя

критическая плотность ($\Delta_{ВВкр}$), превышение которой влечёт за собой отказы (см. рис. 2.6). Это происходит вследствие того, что при изменении плотности ВВ химическое превращение компонентов ВВ и химическое взаимодействие продуктов взрыва изменяются, в результате ухудшаются условия протекания химических реакций. Так, при сильном уплотнении ВВ аммиачная селитра в аммонитах ведёт себя как инертное вещество и, поглощая энергию, делает невозможным распространение детонации по заряду.

На заводах ВВ патронируют с оптимальной плотностью: для аммонитов Т-19, 6ЖВ – 1...1,2 г/см³; для аммонала скального № 1 прессованного – 1,45...1,50 г/см³; для угленита Э-6 – 1,10...1,25 г/см³.

Наличие оболочки вокруг заряда ВВ. Наличие оболочки эквивалентно увеличению критического диаметра ВВ. Поэтому при $d_{зар} < d_{пр}$, оболочка заметно повышает скорость детонации особенно для однокомпонентных ВВ. Причём действие оболочки определяется прежде всего её массой, а не прочностью. Соответственно свинцовые оболочки эффективнее железных.

Вид и сила инициирующего импульса. Внешнее воздействие на заряд, необходимое для возбуждения взрыва ВВ, называют *инициирующим* (начальным) импульсом.

Различают инициирующие импульсы: термический и механический. От термического детонируют только некоторые ВВ, большая часть их сгорает без взрыва (при малом количестве) или даёт взрывное горение. При механическом импульсе (ударе), наоборот, многие ВВ (нитроглицерин, пироксилин, динамиты) детонируют легко. Наиболее сильный и резкий удар получается при детонации заряда гремучей ртути, азид свинца, тэна и некоторых других бризантных ВВ.

Гремучая ртуть и азид свинца относятся к тем немногим ВВ, которые одинаково хорошо детонируют как от удара, так и от нагревания. Эти ВВ – эндотермические химические соединения, обладающие большой чувствительностью к механическим и тепловым воздействиям. При нагревании гремучей ртути до 160°C, а азид свинца до 330°C они детонируют со скоростью 5,3...5,4 км/с. Благодаря способности мгновенно детонировать от пламени, эти ВВ применяются в качестве инициаторов для возбуждения детонации в ВВ, не способных детонировать от нагревания.

Влияние мощности инициирующего импульса сказывается лишь на начальном участке развития детонации, где в зависимости от импульса может быть получена скорость детонации выше или ниже характерной для данного диаметра заряда, но в любом случае на участке одного-двух диаметров заряда скорость стабилизируется.

2.5.2.3. Способы измерения скорости детонации. Существуют способы: фотографический, осциллографический и полевой.

***Фотографический способ.* Базируется на регистрации светящегося фронта детонационной волны, распространяющейся по заряду ВВ. Используются фоторегистры с зеркальной развёрткой (СФР, ЖФР, ЖЛВ и др.), позволяющие проводить съёмку светящегося фронта в режимах непрерывной развёртки и покадровой съёмки.**

Фоторегистр относится к группе оптических регистраторов времени. Он дает возможность фиксировать отрезки времени, равные десятиллионной доле секунды и менее. Принцип действия прибора основан на фоторегистрации пламени детонации, которое падает на быстровращающееся плоское зеркало и, отражаясь от него, засвечивает полосу на неподвижной фотоплёнке, натянутой по дуге окружности (рис. 2.7). Линейная скорость луча,

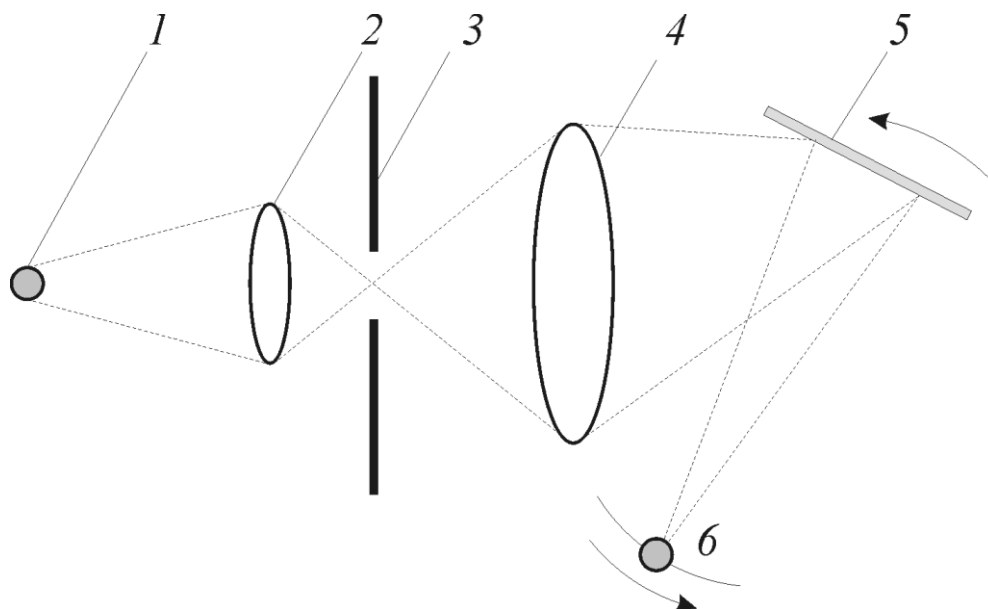


Рис. 2.7 Схема фоторегистра с зеркальной развёрткой:

1 – зряд; 2, 4 – линзы; 3 – экран, 5 – зеркало; 6 – точка на фотопленке

движущегося по плёнке, или линейная скорость развёртки

$$V_{пл} = 2 \cdot 2\pi nR,$$

где n – частота вращения зеркала, c^{-1} ;

R – расстояние от зеркала до плёнки, м.

Множитель 2 в формулу вводится потому, что угловая скорость луча вдвое больше угловой скорости зеркала, поскольку угол падения суммируется с углом отражения. По мере перемещения фронта детонации по заряду луч перемещается по плёнке в вертикальном направлении. В результате движения луча по пленке в обоих направлениях на ней получится наклонная засвеченная полоска (см. рис. 2.7).

Скорость детонации при измерении фоторегистром вычисляется по формулам:

$$D = v_{пл} \frac{l_3}{l_r} = v_{пл} \frac{kl_b}{l_r} = 4\pi nR \frac{kl_b}{l_r},$$

$$D = 4\pi nR k \operatorname{ctg} \varphi,$$

где l_3 – длина заряда, м;

l_r и l_b – длина горизонтальной и вертикальной проекций засвеченной полосы, м;

k – коэффициент уменьшения фотоизображения;

φ – угол наклона засвеченной полосы к вертикальной линии.

Для получения изображения пламени детонации необходимо взрывать заряд при определённом положении зеркала. Для этой цели фоторегистр снабжён специальным синхронизирующим устройством. При измерении фоторегистром ошибка однократного измерения не превышает 1% если длина заряда 2...3 см. Скоростные фоторегистры СФР-2 и СФР-3Л позволяют получать также серию отдельных снимков с частотой $2 \cdot 10^6$ и $25 \cdot 10^6$ кадров в секунду. *Осциллографический способ.* Основанный на ионизации продуктов взрыва испытываемого ВВ во фронте детонационной волны, способ сводится к определению времени прохождения детонационным фронтом участка заряда ВВ между двумя точками, где устанавливаются ионизационные датчики (рис. 2.8):

$$D = B / \tau_{\text{дет}},$$

где B – расстояние между ионизационными датчиками (база), м;

$\tau_{\text{дет}}$ – время между замыканиями датчиков, с.

В качестве измерителя времени используют магнитные и катодные электронные осциллографы (ИВ-13, ИВ-22, ОК-17) и частотомеры (Ч-5-35, Ч-5-34 и др.). Ионизационный датчик представляет собой разомкнутый проводник, подсоединённый к заряжённому конденсатору. Когда фронт детонации подходит к первому и второму датчикам, ионизированные продукты взрыва как проводники тока замыкают цепь и конденсаторы посылают импульс на измерительный прибор. Запуск осциллографа (частотомера) осуществляют разрывом петли на электродетонаторе.

Полевой способ. Предложенный Дотришем, а позже модернизированный М. Я. Сухаревским и Ф. А. Першаковым способ не требует лабораторного оборудования. Его применяют в полевых условиях на предприятии, ведущем взрывные работы, при необходимости проверки детонации ВВ. Способ Дотриша–Сухаревского заключается в следующем. В патрон (рис. 2.9) вставляют сбоку концы отрезка детонирующего шнура, изогнутого в виде петли и закреплённого над фанерной пластинкой на расстоянии 2–3 см от её поверхности. На пластинке проводят карандашом черту через точку O в таком месте, чтобы расстояние AO было равно сумме расстояний AB (по патрону) и BO .

Патрон взрывают электродетонатором, вставленным в торец. Детонационная

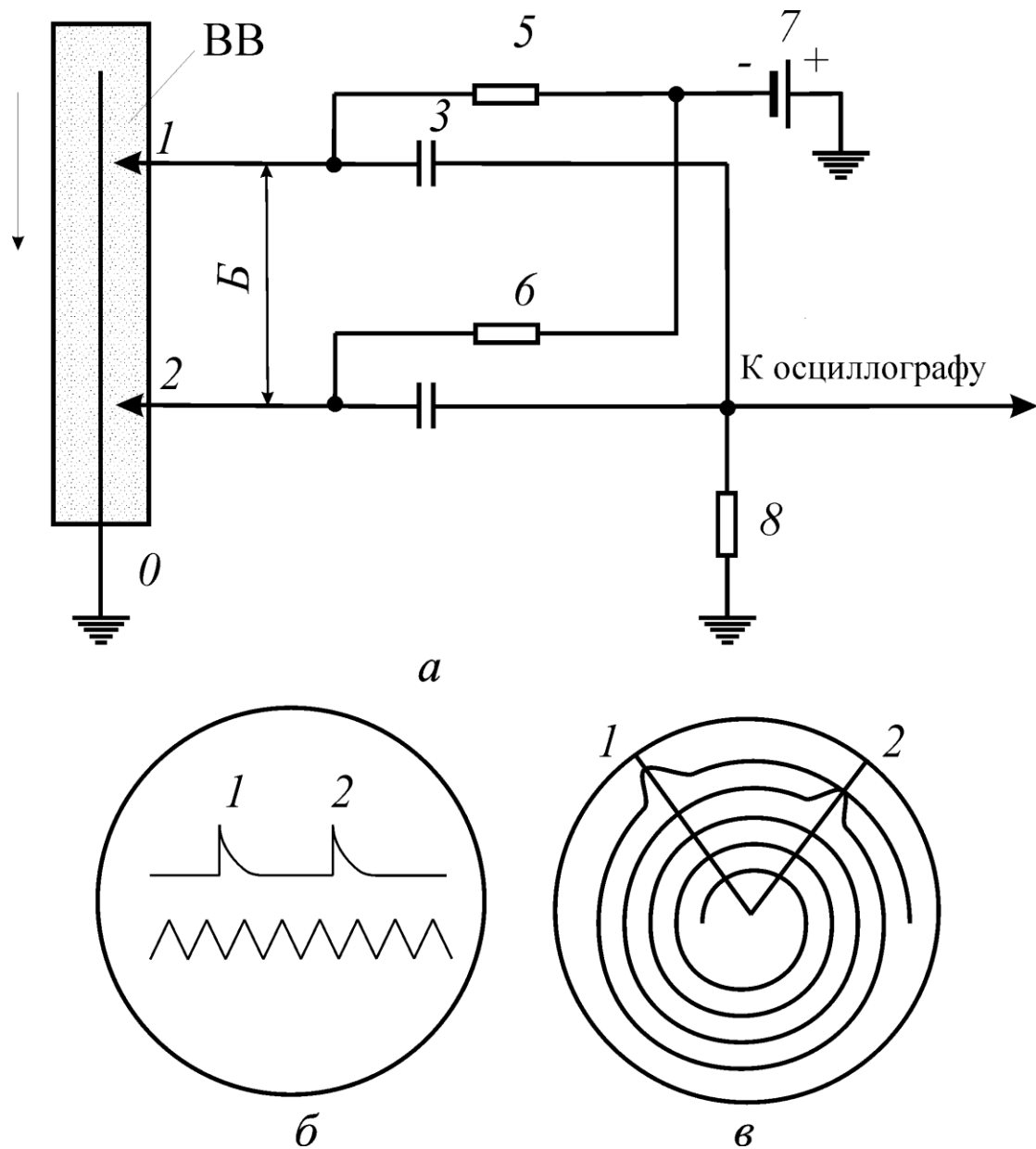


Рис. 2.8. Принципиальная схема измерения скорости детонации ВВ осциллографическим способом:

волна подходит последовательно к концам A и B детонирующего шнура (ДШ), возбуждая в них детонацию. Детонационные волны, идущие навстречу одна другой, встречаются в точке O , если скорость детонации патрона ВВ равна скорости детонации шнура (так как $AO=AB+BO$).

Если же скорость детонации ВВ меньше (что бывает чаще всего), то встреча детонационных волн произойдёт в точке B .

Место встречи отчётливо видно, так как при детонации шнура на пластинке остаются царапины и бороздки, а в месте встречи волн на пластинке образуется более

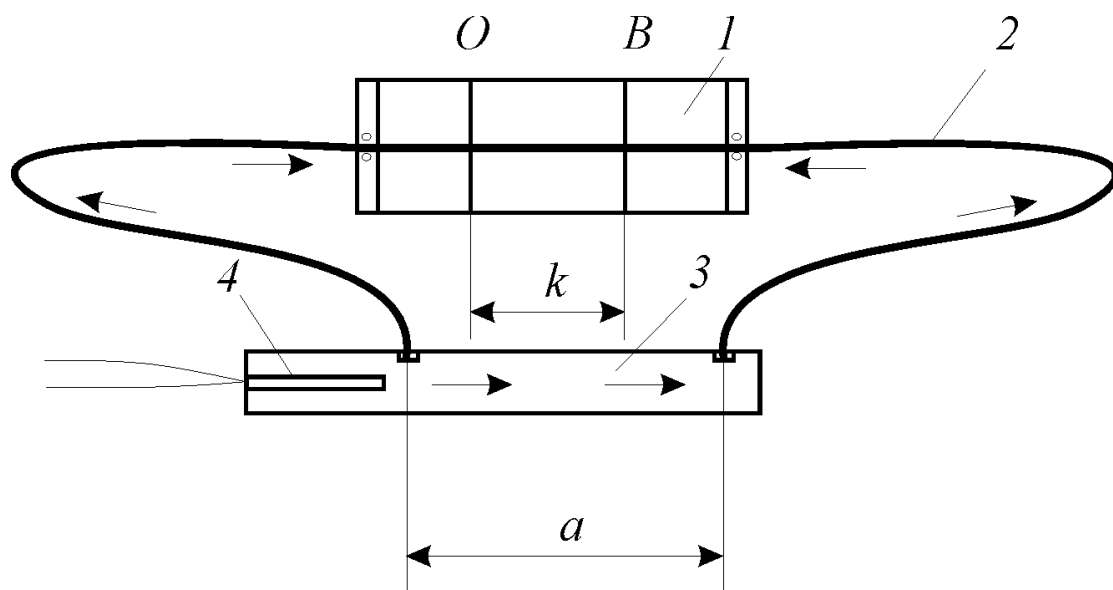


Рис. 2.9. Схема к определению скорости детонации по методу Дотриша - Сухаревского:

1 – пластинка; 2 – детонирующий шнур; 3 – патрон; 4 – электродетонатор

глубокая прямолинейная борозда.

После взрыва измеряют расстояние OB .

Время прохождения детонационной волны от точки A до точки B

$$t = \frac{c+k}{D_{ш}} = \frac{a}{D_{п}} + \frac{b-k}{D_{ш}},$$

где c – расстояние AO , м;

k – расстояние OB , м;

$D_{ш}$ и $D_{п}$ – скорость детонации ДШ и патрона, м/с;

a – расстояние AB , м;

b – расстояние BO , м.

Отсюда

$$\frac{a}{D_{п}} = \frac{c-b+2k}{D_{ш}} = \frac{a+2k}{D_{ш}},$$

откуда

$$D_{п} = \frac{aD_{ш}}{a+2k}. \quad (2.20)$$

Если встреча произойдёт слева от черты, то значение k берут со знаком минус.

На практике для испытаний берут патрон длиной 300 мм и шнур длиной 1800 мм. Концы шнура вводят в патрон на расстоянии 80 мм от одного торца (в который вставляется электродетонатор) и 20 мм от другого, чтобы расстояние между точками ввода шнура в патрон составляло 200 мм. Точность измерения скорости детонации зависит главным

образом от качества детонирующего шнура. При использовании тарированного шнура ошибки в измерениях бывают не более 5%, что допустимо.

2.6. Кумуляция

Во время прохождения детонационной волны по заряду продукты взрыва движутся вслед за ней со скоростью, значительно меньшей скорости детонации. На поверхности заряда частицы отрываются и разлетаются в стороны с большей скоростью, чем основная масса продуктов взрыва. Опыты показывают, что вблизи боковой поверхности заряда продукты взрыва перемещаются приблизительно под углом 45° к направлению движения детонационной волны (см. рис. 2.3), а по мере удаления от поверхности заряда этот угол значительно увеличивается. По окончании детонации продукты взрыва выходят за пределы заряда в воздух с большой скоростью. Разлет происходит по направлению, почти перпендикулярному к торцевой поверхности заряда. Если в торцевой части патрона сделать углубление (рис. 2.10), то ударные волны (и продукты взрыва как бы преломляются по законам геометрической оптики и, изменив своё направление, входят внутрь углубления. Сталкиваясь, они уплотняются и скорость их значительно повышается, образуется кумулятивный поток элементарных ударных волн и струй продуктов взрыва, имеющий большую энергию. Такое сосредоточение действия взрыва основано на явлении так называемой кумуляции (от латинского слова “*кумуляцио*” – увеличение).

Скорость кумулятивной струи (потока) составляет 16000, а в некоторых случаях – 30000 м/с. Возникающее при этом давление может достичь порядка 100 тыс. МПа. Мощность кумулятивной струи велика, поэтому заряд обладает значительной пробойной силой.

Эффект кумуляции широко использован в бронебойных снарядах и минах. При взрывании наружными зарядами железобетонных сооружений (рис. 2.11) эффективность взрыва возрастает более чем вдвое. Заряд располагают на таком расстоянии, чтобы фокус кумуляции был на поверхности разрушаемой среды.

Наиболее правильный кумулятивный поток с наибольшим сжатием его и с наиболее удалённым фокусом получается при сферическом кумулятивным углублении. При конусном углублении поток менее сжат, фокусное расстояние также меньше. Диаметр основания кумулятивной полости D_k у торца заряда должен быть на 10...30% меньше диаметра заряда. Чтобы детонационная волна успела сформироваться до подхода к кумулятивному углублению, расстояние от детонатора до него L_k должно быть не менее $2D_k$. Толщина металлической оболочки, покрывающей кумулятивную выемку, не должна превышать $1/30 D_k$ (при литых и прессованных зарядах оболочки может и не быть). В

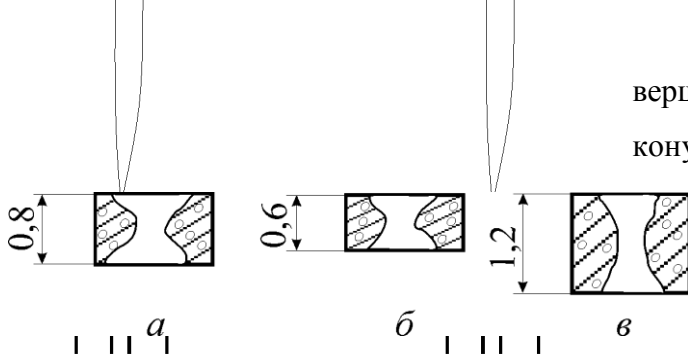


Рис. 2.11. Характер и размеры разрушения при применении наружных зарядов тротила (масса 9кг):

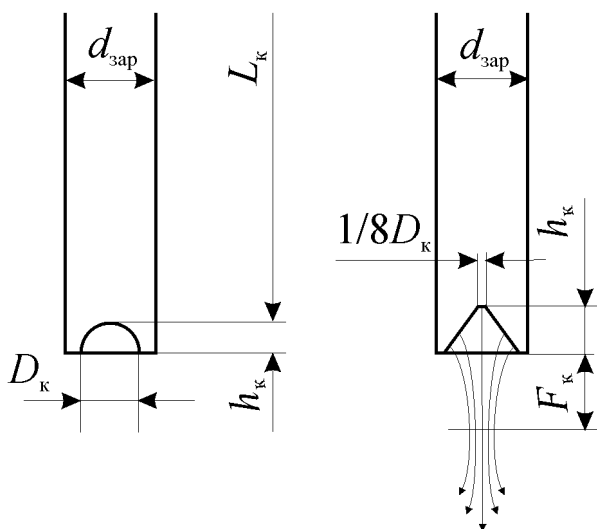


Рис. 2.10. Патроны ВВ с кумулятивной полостью:

вершине оболочки углубления (особенно при конусной форме) целесообразно делать отверстие диаметром $1/8 D_k$.

В горном деле кумулятивный эффект использован в капсюлях-детонаторах и электродетонаторах – их металлическая гильза имеет сферическое углубление в торцевой части (для повышения инициирующей способности). В то же время кумулятивные заряды широкого распространения не получили. Это объясняется следующими

причинами: патроны ВВ имеют небольшой диаметр, при котором образуется небольшая кумулятивная поверхность, и низкий кумулятивный эффект. При взрывании пород требуется не пробивание отверстия или углубления в породе, а равномерное дробление массива породы, т. е. направление энергии заряда не к дну шпура, а в стороны. Однако использование открытых кумулятивных зарядов для дробления крупных глыб (негабаритов) в некоторых случаях (при благоприятной форме глыб) даёт хороший эффект; расход ВВ снижается в 2...3 раза.

2.7. Характеристики (показатели) взрыва

2.7. Характеристики (показатели)

При выборе ВВ учитывают его работоспособность, бризантность, степень безопасности в обращении и передачу детонации на расстояние. Эти практические характеристики (показатели) ВВ оценивают по результатам испытаний.

2.7.1. Работоспособность. Под этой характеристикой понимают способность ВВ производить при взрыве определенную работу по разрушению среды. Она зависит от объёма газов и количества теплоты, образующейся при взрыве, а также от скорости детонации. Теоретической мерой работоспособности ВВ может служить его удельная потенциальная энергия, определяемая по формуле (2.13).

Классический (исторически первый) способ экспериментального определения работоспособности ВВ – метод свинцовой бомбы (проба Трауцля). Бомба, принятая на Втором международном конгрессе прикладной химии в 1948 г. в качестве стандартной, представляет собой болванку цилиндрической формы, отлитую из рафинированного свинца. По оси бомбы проходит канал (рис. 2.12). Перед опытом измеряют объём канала и помещают на его дно 10 г ВВ в бумажной гильзе диаметром 24 мм. В патрончик предварительно вставляют электродетонатор (ЭД) или капсуль-детонатор (КД). Свободную часть канала засыпают доверху сухим кварцевым песком, просеянным через сито №12. После взрыва заряда образовавшуюся грушевидную полость продувают и, заполнив водой из мерной мензурки, определяют её объём. Разница в объёмах полости после и до взрыва характеризует работоспособность ВВ, см³:

$$P = V_k - V_0 - 30, \quad (2.21)$$

где P – работоспособность ВВ, см³;

V_k – объём грушевидной полости, образовавшейся после взрыва, см³;

V_0 – первоначальный объём канала бомбы, см³ ($V_0 = 62 \dots 65$ см³);

30 – приращение объёма полости за счёт взрыва ЭД (КД), см³.

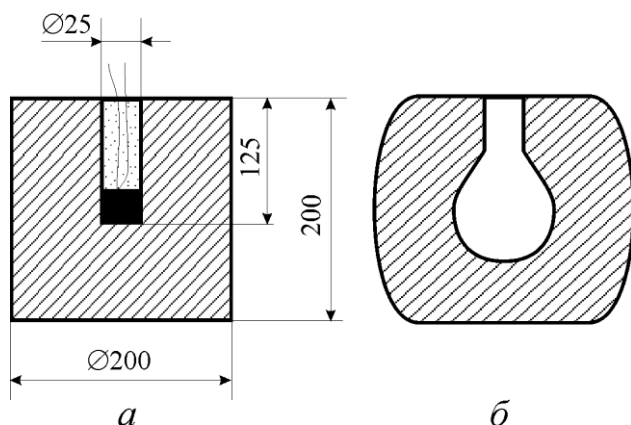


Рис. 2.12. Определение работоспособности ВВ в свинцовой бомбе.

каждой партии бомб (бомбы одной отливки) проверяют путём взрыва в трёх бомбах навесок стандартного ВВ (тротила). По данным испытаний устанавливают поправку, которую следует учитывать при использовании бомб этой партии.

Испытания ВВ на работоспособность в свинцовой бомбе имитируют работу заряда в шпуре, пробуренном в горной породе при однопорядковых зарядах. Коэффициент работоспособности ВВ будет

$$e = P / P_{\text{эт}}, \quad (2.27)$$

где P и $P_{\text{эт}}$ – расширение канала (работоспособность) при взрыве соответственно испытуемого и эталонного ВВ, см³.

Например, если после взрыва измеренный объём полости составил 475 см³, то работоспособность ВВ, согласно формуле (2.26), будет $475 - 65 - 30 = 380$ см³.

Конечный размер расширения канала (или работоспособность) указывают с точностью до 5 см³. Испытания выполняют при температуре 15°C. Если температура в помещении будет иной, то в результаты вносят поправку, принимаемую по тарифовочной таблице. Стандартность

В последнее время работоспособность определяют на двухмаятниковой баллистической установке разработанной МакНИИ (рис. 2.13). Размеры канала в мортирах и

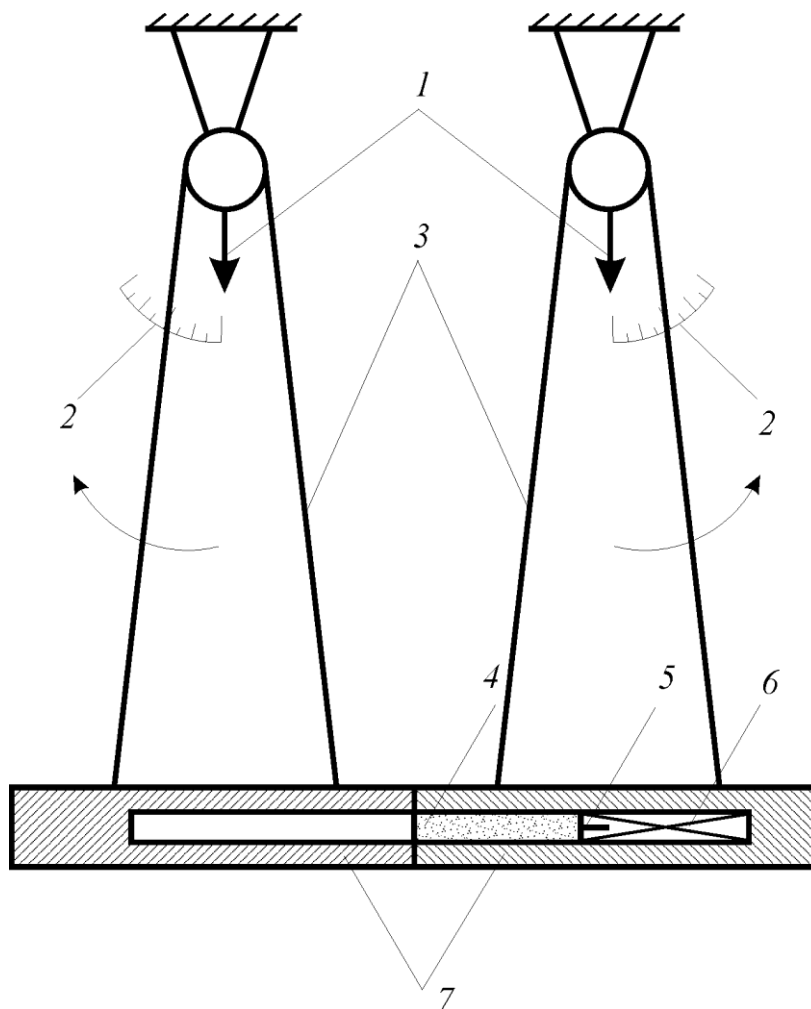


Рис. 2.13. Принципиальная схема измерения работоспособности

на двухмаятниковой баллистической установке:

конструкция заряда приняты такими же, как и в свинцовой бомбе. При испытании маятники с помощью лебёдок опускают в нулевое положение, затем переводят в нулевое положение указатели угла отклонения маятников и производят взрывание. После трёх параллельных взрывов вычисляют среднее значение углового отклонения маятников и пересчитывают по специальным таблицам на значение расширения канала свинцовой бомбы. Этот результат и есть мера работоспособности ВВ.

В случае невозможности проведения стандартных испытаний ($d_{кр} > 24$ мм, патроны в оболочках и др.), а также при необходимости оценки фактической мощности взрыва шпурового заряда ВВ работоспособность (фугасность) определяют на баллистическом маятнике большой массы. Прибор представляет собой подвешенный на металлических тягах груз, который отклоняется при взрыве в мортире заряда ВВ обычных размеров (масса 200 или 300 г, диаметр 36...37 мм). Маятник имеет большие размеры и весит 11 т. Стальную

мортиру диаметром 450 и длиной 1000 мм, массой 1,5 т (диаметр канала 70 мм, длина 400 мм), в которую помещают заряд ВВ, устанавливают на рельсовом пути и перед взрывом подкатывают вплотную к маятнику (рис. 2.14).

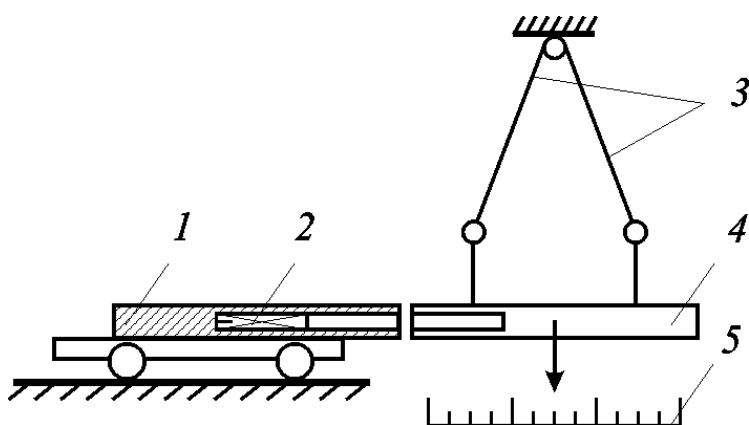


Рис. 2.14. Принципиальная схема испытания ВВ на работоспособность методом баллистического маятника большой массы:

1 – мортира; 2 – испытуемый заряд; 3 – шарнирные подвески
4 – маятник; 5 – измерительная линейка

При взрыве мортира откатывается по рельсам, а маятник вследствие отдачи отклоняется. По шкале измерительной линейки отмечают положение маятника после отклонения с точностью $\pm 0,5$ мм. Взрывание и регистрацию отклонения выполняют отдельно для испытуемого и эталонного ВВ поочередно, начиная с эталонного. Производят три испытания для каждого ВВ. В качестве эталонного ВВ для предохранительных ВВ

принят угленит, для не предохранительных – аммонит БЖВ.

Относительная работоспособность

$$l_o = l_n / l_s$$

где l_n и l_s – средние значения отклонений маятника при испытании исследуемого и эквивалентного ВВ, мм.

2.7.2. Бризантность. Под этой характеристикой понимают способность ВВ при взрыве воздействовать на преграды (на породы), непосредственно прилегающие к заряду или отстоящие от него на расстояние не более двух-трёх радиусов заряда. Бризантность B зависит от скорости детонации ВВ. Классическим (исторически первым) способом

экспериментального определения бризантности ВВ является метод свинцовых столбиков (проба Гесса).

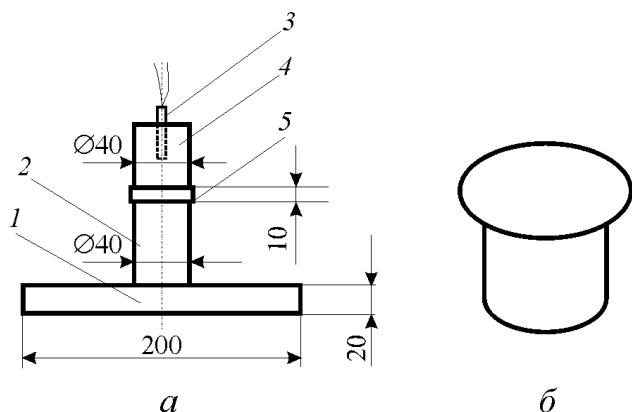


Рис. 2.15. Определение бризантности ВВ обжатием свинцового цилиндра:

a – схема испытания ВВ на бризантность; b – свинцовый цилиндр (столбик) после взрыва;
1 – плита; 2 – цилиндр; 3 – детонатор; 4 – патрончик;
5 – диск

На стальную плиту (рис. 2.15, a) ставят цилиндр из рафинированного свинца высотой 60 мм и диаметром 40 мм. Сверху на него кладут стальной диск диаметром 41 и толщиной 10 мм. На диск ставят патрончик испытуемого ВВ в бумажной гильзе массой 50 г и диаметром 40

мм. Плотность ВВ в патрончике такая же, как в заводских патронах. Поверх ВВ в гильзу помещают картонный диск с осевым отверстием. Через это отверстие в патрончик вставляют детонатор на глубину 15 мм. Патрончик укрепляют в вертикальном положении и взрывают его. В результате верхняя часть свинцового цилиндрика расплющивается и приобретает грибовидную форму (рис. 2.15, б), а высота его уменьшается. После измерения в четырёх местах высоту обжатого цилиндрика, вычисляют размеры его усадки, по которой и оценивают бризантность, мм:

$$B = h_0 - h_k, \quad (2.22)$$

где h_0 и h_k – высота столбика до ($h_0 = 60$ мм) и после взрыва, мм.

Если, например, после взрыва высота цилиндрика уменьшилась с 60 до 45 мм, то бризантность ВВ будет 15 мм.

Качество цилиндриков проверяют, как и качество бомб, взрывом навесок эталонного ВВ.

В последнее время испытания на бризантность производят на специальном баллистическом маятнике, созданном в МакНИИ (рис. 2.16). Он подвешен на стальных подвесках, в торцы ввинчены стальные шток-носки диаметром 90 мм с заточкой по оси диаметром 40 и длиной 10 мм. На торце носка, вплотную к заточке, высверлены по окружности диаметром 50 мм три симметрично расположенных гнезда диаметром по 10 мм, в которые вставляют деревянные стержни для фиксации заряда. Диаметр заряда 40 мм, масса 50 г, то есть такие же, как и при испытаниях на свинцовом столбике.

Отклонение качающегося груза (маятника) в мм, пересчитанное по специальной таблице на эквивалентное обжатие свинцового столбика, и служит мерой бризантности ВВ.

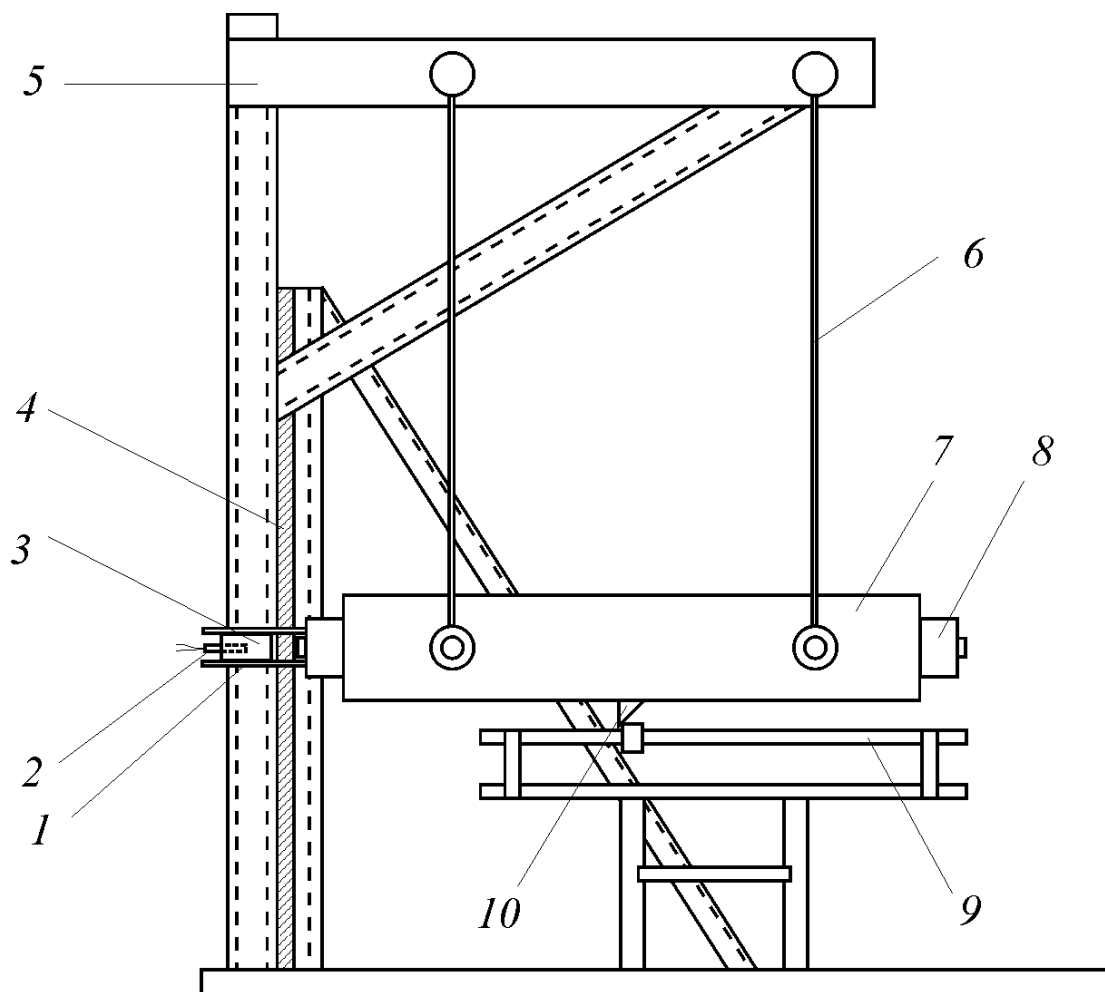


Рис. 2.16. Баллистический маятник МакНИИ для испытания ВВ на бризантность:

1 — измерительный стержень, укрепляющий рычаг; 2 — электродатчик (фотодатчик)

2.7.3. Чувствительность ВВ к удару. Степень безопасности ВВ в обращении определяют путём испытаний его на чувствительность к искре, огню, трению и удару. Последнее применяют чаще. Его выполняют на копре (рис. 2.17). Между стальными роликами штемпельного прибора укладывают навеску испытуемого ВВ (масса 0,05 г), слой толщиной 1 мм и диаметром примерно 5 мм. В зависимости от энергии удара может произойти или не произойти взрыв (вспышка) ВВ. После каждого удара ролики штемпельного прибора очищают и укладывают новую навеску ВВ.

Мерой чувствительности ВВ к удару может служить: минимальная высота (в см), с которой при шестикратном сбрасывании груза массой 2 кг на навеску ВВ массой 0,05 г происходит только один взрыв или одна вспышка ВВ. Взрывчатые вещества, имеющие чувствительность к удару до 7 см, считают очень чувствительными к удару, весьма опасными в обращении. Для этих ВВ разрешается только внутризаводская перевозка

(чувствительность к удару гремучей ртути составляет 2, нитроглицерина – 4, азид свинца – 6, динамитов и тэна – 20...30, аммонитов – 70...100 см). Кроме того, мерой чувствительности считают процент взрывов, наблюдаемый в 25 опытах при сбрасывании груза массой 10 кг с высоты 25 см (чувствительность к удару скального аммонала №1, детонита М, угленита Э-6 составляет 40...60, аммонитов – 12...32 %).

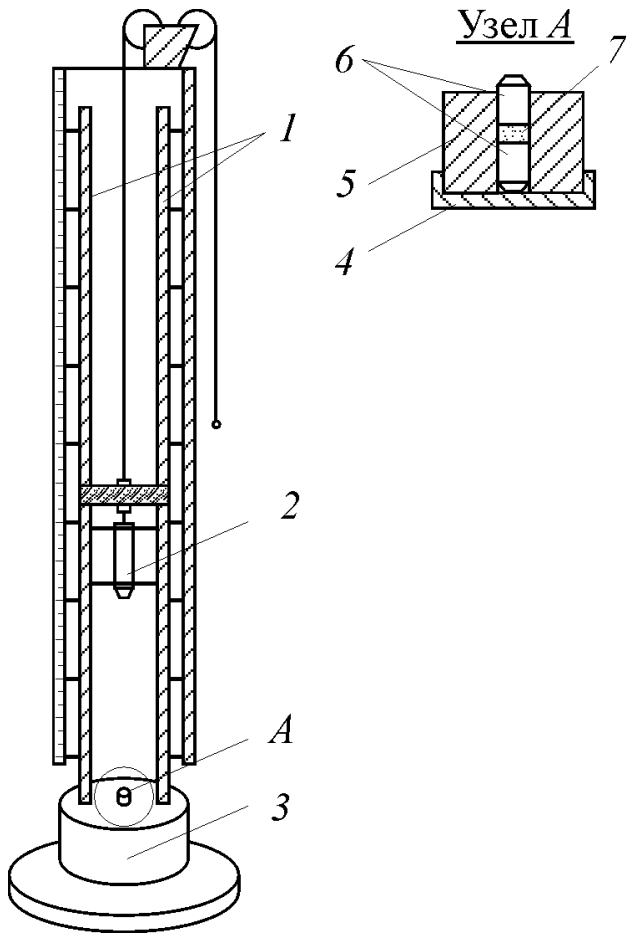


Рис. 2.17. Копер для испытания на чувствительность ВВ к удару:

1 – направляющие груза; 2 – груз; 3 – бабка; 4 –

отставания от воздушной ударной волны оказывают примерно одинаковое с последней действие. На расстоянии $20r_{зар}$ разрушительный эффект обуславливается только действием ударной волны.

Продукты взрыва заряда ВВ и ударная волна в воздухе могут вызвать взрыв второго близко расположенного патрона ВВ. Такой взрыв называется *взрывом через влияние* или *передачей детонации на расстояние* (рис. 2.18). Первый патрон называется *активным*, второй – *пассивным*.

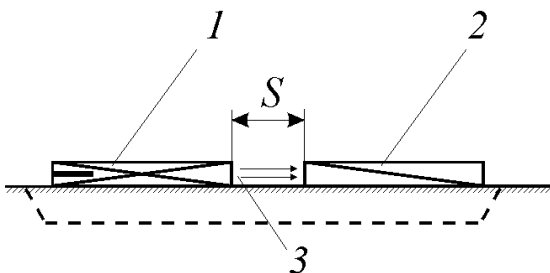


Рис. 2.18. Схема определения передачи

детонации на расстояние:

2.7.4. Передача детонации на расстояние. Детонационная волна на границе заряда вызывает в окружающей среде (например, в воздухе) ударную волну. Вблизи места взрыва – на протяжении 7...14 радиусов заряда $r_{зар}$ вместе с воздушной ударной волной движутся продукты взрыва, плотность которых в 20 раз выше плотности воздуха на фронте ударной волны. Они оказывают значительно большее динамическое действие на преграду, чем ударная волна. На расстоянии $14...20r_{зар}$ продукты взрыва вследствие рассеивания и

Дальность передачи детонации возрастает: с увеличением мощности и плотности ВВ активного патрона; с уменьшением плотности и повышением чувствительности пассивного; с увеличением диаметра активного и пассивного патронов. Дальность передачи зависит также от

плотности и упругости среды, в которой распространяется ударная волна: чем больше упругость и меньше плотность среды, тем дальше передается детонация. Она хорошо передается через воздух, несколько хуже - через воду, ещё хуже – через дерево, глину, песок, горную породу.

У прессованных и пластичных ВВ дальность передачи детонации меньшая, чем у порошкообразных. Сенсibilизированные нитроэфирами ВВ имеют большую передачу детонации, чем аммиачно-селитренные. В шпурах (и при канализации детонационной волны) детонация передаётся на расстояние в 2...4 раза большее, чем на открытом воздухе.

Способность ВВ к передаче детонации на расстояние проверяют следующим способом: укладывают на твёрдый грунт соосно два патрона ВВ на некотором расстоянии один от другого. В торец одного патрона вставляют электродетонатор так, чтобы детонационная волна была направлена в сторону пассивного соседнего. О полной детонации патронов судят по углублениям в грунте на месте их расположения и по отсутствию остатков ВВ или оболочки: должны образоваться два углубления, каждое длиной не менее длин патронов.

При трёх параллельных опытах не должно быть отказа или неполной детонации. В случае неполной детонации при расстоянии между патронами, установленному ГОСТом или ТУ, производят повторное испытание. Если будет хотя бы один случай неполной детонации, вся партия ВВ бракуется.

Патроны водостойчивых ВВ перед испытанием погружают в воду в вертикальном положении на глубину 1 м (от нижнего торца) на 1 ч.

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

Минимальное безопасное расстояние, м, по передаче детонации от центра активного до поверхности пассивного хранилища ВМ рассчитывают по формуле М.А.Садовского

$$r_6 = K_6 \sqrt{Q_{\text{зар}}} \cdot \sqrt{b}, \quad (2.23)$$

где K_6 – коэффициент, зависящий от вида ВВ и условий взрывания и (принимается по табл. 9 ЕПБ, для ВВ аммиачно-селитренных $K_6=0,65$ при необвалованных хранилищах и 0,25 – при обвалованных; для тротила – соответственно 1,5 и 0,65).

$Q_{\text{зар}}$ – масса ВВ активного хранилища, кг.

b – меньший линейный размер пассивного заряда (ширина штабеля хранилища), м.

Глава 3

Взрывчатые химические соединения

По составу ВВ подразделяются на взрывчатые *химические соединения* (однокомпонентные ВВ, индивидуальные ВВ) и взрывчатые *механические смеси*.

К первой группе относятся химические соединения, молекулы которых в определённых условиях способны к распаду с образованием новых, главным образом газообразных, соединений с выделением энергии, ко второй – взрывчатые механические смеси, представляющие собой систему, построенную из двух или более веществ (как взрывчатых, так и невзрывчатых), химически не связанных между собой. Все промышленные

ВВ – это механические смеси. В горном деле взрывчатые химические соединения применяются только как компоненты взрывчатых механических смесей, а также для изготовления средств инициирования.

По химическому составу и области применения взрывчатые химические соединения делятся на четыре группы: инициирующие; нитросоединения; нитроэфиры (нитраты); соли азотной кислоты (селитры).

По роли в процессе инициирования (возбуждения детонации) промышленных ВВ однокомпонентные ВВ подразделяются на первичные и вторичные.

Первичными называют ВВ, способные взрываться в небольших навесках от луча огня или другого невзрывного начального импульса. Роль их играют инициирующие ВВ.

Вторичными называют ВВ, способные взрываться от воздействия первичного ВВ и формировать (в пределах участка небольшой длины) детонационную волну, способную возбудить устойчивую детонацию промышленного ВВ. Это наиболее мощные индивидуальные высокобризантные ВВ, например, гексоген (его бризантность более 60 мм – свинцовый столбик полностью разрушается).

Из всех однокомпонентных ВВ рассмотрим лишь те, которые наиболее широко применяются при производстве промышленных ВВ и средств инициирования.

3.1. Иницирующие взрывчатые вещества

Это высокобризантные ВВ, характеризующиеся повышенной чувствительностью к внешним воздействиям (удару, наколу, лучу огня, нагреванию) и очень коротким периодом нарастания скорости детонации (детонируют в небольших массах – долях граммов).

3.1.1. Гремучая ртуть. $\text{Hg}(\text{CNO}_2)$ (ртутная соль гремучей кислоты). Это мелкокристаллическое вещество белого или серого цвета; получается из металлической ртути путём обработки её этиловым спиртом в азотной кислоте. Плотность кристаллов равна $4,42 \text{ кг/дм}^3$, гравиметрическая плотность – $1,6 \text{ кг/дм}^3$. Сухая гремучая ртуть чувствительна к огню и к механическим воздействиям. Температура вспышки (при этом происходит детонация) $160...165^\circ\text{C}$. Скорость детонации гремучей ртути при плотности $3,3 \text{ кг/дм}^3$ равна $5,4 \text{ км/с}$, чувствительность к удару – 2 см, работоспособность – 110 см^3 . При царапании или переламывании кристаллика возникает взрыв.

Гигроскопичность гремучей ртути невелика, но при хранении под водой она впитывает до 30% влаги. Влажная она не опасна в обращении: при влажности 30% она не взрывается от огня и удара, но хорошо детонирует от взрыва заряда сухой гремучей ртути. В присутствии влаги гремучая ртуть способна взаимодействовать с некоторыми металлами, образуя весьма опасные взрывчатые соединения – фульминаты. Особенно легко она реагирует с алюминием (поэтому её не помещают в алюминиевые гильзы).

В гильзы детонаторов гремучую ртуть запрессовывают при давлении не свыше 25 МПа, плотность её при этом достигает $3,3 \text{ кг/дм}^3$. В случае превышения указанной плотности гремучая ртуть перестаёт детонировать от луча огня и даёт отказы.

Ввиду токсичности паров применяется только в качестве первичного ВВ в капсулях-детонаторах (КД). Этим обеспечивается их высокая безопасность в обращении: гремучая ртуть хорошо прессуется и потому не вынимается из открытой гильзы.

3.1.2. Азид свинца. PbN_6 (свинцовая соль азотистоводородной кислоты). Это мелкокристаллический порошок белого цвета, соль азотистоводородной кислоты HN_3 . Плотность кристаллов $4,8 \text{ кг/дм}^3$. Влага не боится и при содержании её до 30% не теряет взрывчатых свойств. Азид свинца менее

чувствителен к огню и механическим воздействиям, чем гремучая ртуть. Температура вспышки (при этом происходит детонация) равна 330°C, чувствительность к удару 6 см, работоспособность 115 см³.

От огня азид свинца так же хорошо детонирует, как и от удара. В качестве инициирующего ВВ, он лучше гремучей ртути. В детонаторах он прессуется до плотности 4,6 кг/дм³. Скорость детонации 5,3 км/с.

В присутствии влаги и углекислоты азид свинца легко взаимодействует с медью, образует чувствительный азид оксидной меди; с железом взаимодействует плохо, а с алюминием не взаимодействует. В связи с этим детонаторы с азидом свинца изготавливают в алюминиевых, биметаллических или картонных гильзах, кроме медных.

Азид свинца – более мощное первичное инициирующее ВВ, чем гремучая ртуть, а газы взрыва менее ядовиты. Поэтому в промышленности переходят на применение этого первичного инициирующего ВВ и прежде всего в электродетонаторах (ЭД), т.е. в закрытых конструкциях.

Поскольку азид свинца менее чувствителен к огню, чем гремучая ртуть, для безотказности действия детонаторов его иногда применяют совместно с более чувствительным к тепловому импульсу тенересом. В чашечку ЭД поверх заряда азида свинца как промежуточный заряд помещают тенерес массой 0,1 г (температура вспышки 270°C), который вызывает взрыв азида свинца, а последний взрывает заряд вторичного (бризантного) ВВ.

3.1.3. ТНРС (тенерес). $C_6H(NO_2)_3O_2Pb \cdot H_2O$ (свинцовая соль стифниновой кислоты) - тринитрорезорцинат (стифнат) свинца. Это кристаллический порошок золотисто-жёлтого цвета. Плотность кристаллов 3,01 кг/дм³. Малорастворим в воде, малогигроскопичен. Физически и химически стоек. С металлами не взаимодействует. Температура вспышки 270°C, работоспособность 110 см³, чувствительность к удару 11 см. Скорость детонации 5,2 км/с.

3.2. Нитросоединения

3.2.1. Тетрил. $C_6H_2(NO_2)_3N(NO_2)CH_3$. Это мелкокристаллическое ВВ бледно-жёлтого цвета. Температура вспышки 190°C, работоспособность 380 см³, бризантность 22 мм, чувствительность к удару 30 см. Скорость детонации при плотности 1,65 кг/дм³ равна 7...7,2 км/с. Тетрил очень восприимчив к детонации и хорошо передаёт её другим ВВ. Практически не гигроскопичен, не растворим в воде и обладает сравнительно высокой химической стойкостью. Однако он способен довольно энергично взаимодействовать с аммиачной селитрой, выделяя теплоту. Эта смесь способна к самовоспламенению и поэтому изготовление и применение таких смесей категорически запрещены.

Тетрил – токсичное вещество. При работе с ним на заводах-изготовителях открытые части тела (руки, лицо) желтеют (желтизна держится в течение примерно двух недель). Относится к ВВ повышенной мощности, поэтому многие годы его применяли в качестве вторичного ВВ, спрессованного до 1,68 кг/дм³ во всех детонаторах (гремучертутнотетриловые). В настоящее время его используют в основном для изготовления спрессованных шашек – промежуточных детонаторов (допдетонаторов) при взрывании маловосприимчивых к детонации ВВ (водонаполненных, гранулитов и др.).

3.2.2. Гексоген. $C_3H_6N_3(NO_2)_3$. Это кристаллический порошок белого цвета. Температура вспышки 290°C, работоспособность 520 см³, бризантность 29 мм, чувствительность к удару 30 см. Скорость детонации при плотности 1,7 кг/дм³ равна 8,3 км/с. Один из мощных однокомпонентных ВВ. Применяется во всех типах детонаторов как вторичное ВВ и в составе мощных аммиачно-селитренных ВВ. Кроме того, используется в сплавах с тротилом для изготовления шашек (ТГ-500), применяемых в качестве промежуточных детонаторов.

3.2.3. Тротил (тол, тринитротолуол). $C_6H_2(NO_2)_3CH_3$. Это кристаллическое вещество бледно-жёлтого цвета. Исходным продуктом при изготовлении служит каменноугольный или нефтяной толуол, который обрабатывают смесью азотной и серной кислот. Выпускают в виде чешуек. Перед введением в состав ВВ дробят в порошок. Порошкообразный тротил хорошо прессуется и легко плавится при температуре $80,5^{\circ}C$.

Плотность в порошкообразном виде $0,9 \text{ кг/дм}^3$, при прессовании $1,55 \text{ кг/дм}^3$, плавленого $1,54...1,59 \text{ кг/дм}^3$. Температура вспышки $310^{\circ}C$. Работоспособность 300 см^3 , бризантность 16 мм, чувствительность к удару 85 см (прострел пульей, как правило, взрыва не вызывает). Восприимчивость тротила к механическим воздействиям (к начальному импульсу) зависит от его физического состояния: порошкообразный и прессованный взрываются от капсуля-детонатора; чешуйчатый и литой взрываются только от промежуточного детонатора (порошкообразного или прессованного тротила или другого ВВ).

Имеет отрицательный кислородный баланс, поэтому при взрыве образуется большое количество оксида углерода. Токсичен, особенно в тонкоизмельчённом состоянии, вызывает тротилевую интоксикацию организма, раздражение кожи и болезнь глаз.

Тротил относится к ВВ средней мощности. Широко используется в качестве составной части большинства промышленных ВВ. В чистом виде или в смеси с гексогеном (тэном) широко применяется в виде литых или прессованных шашек как промежуточных детонаторов.

3.3. Нитроэфир

На основе этой группы химических соединений созданы наиболее мощные пластичные и полупластичные промышленные ВВ, названные нитроглицериновыми или нитроэфирными.

3.3.1. Тэн (тетранитропентаэритрит). $C_5H_8(ONO_2)_4$. Это кристаллический порошок белого цвета. Температура вспышки $220^{\circ}C$, работоспособность 500 см^3 , бризантность 25 мм, чувствительность к удару 30 см. В детонаторах тэн прессуется до плотности $1,62 \text{ кг/дм}^3$, влаги не боится. Скорость детонации $8,2...8,7 \text{ км/с}$. Применяется при изготовлении детонирующих шнуров, а также промежуточных детонаторов.

3.3.2. Коллодионный хлопок (пироксилин). Это твёрдое ВВ, получаемое при обработке клетчатки (хлопка) азотной кислотой в присутствии серной кислоты. Пироксилин с 11 нитрогруппами $C_{24}H_{29}O_9(ONO_2)_{11}$ называется *нерастворимым*, а с 9 нитрогруппами $C_{24}H_{31}O_{11}(ONO_2)_9$ – *растворимым* пироксилином или коллодионным хлопком. Растворяется в смеси спирта с эфиром, в нитроглицерине, в нитрогликоле и в других органических растворителях, образуя коллоидный раствор. Коллодионный хлопок используется для изготовления бездымных порохов, а также пластичных и полупластичных ВВ. Пироксилин, спрессованный в шашке плотностью $1,2 \text{ кг/дм}^3$, имеет скорость детонации $4,3 \text{ км/с}$. Температура вспышки $177^{\circ}C$.

3.3.3. Нитроглицерин . $C_3H_5(ONO_2)_3$. Его получают при обработке глицерина смесью азотной и серной кислот. Представляет собой бесцветную маслянистую жидкость. Ядовит. Плотность $1,6 \text{ кг/дм}^3$, чувствительность к удару 4 см. Температура вспышки $180^{\circ}C$. Температура замерзания может быть равна и 13 и $2^{\circ}C$, что объясняется существованием двух модификаций, отличающихся только физическими свойствами. Опасен в обращении. Самостоятельно для взрывных работ не применяется, но входит как один из основных компонентов во многие взрывчатые вещества. Работоспособность 550 см^3 , бризантность 20 мм.

3.3.4. Нитроглицерин. $C_2H_4(ONO_2)_2$. Его получают при обработке спирта глицероля смесью азотной и серной кислот. Бесцветная жидкость, плотность $1,49 \text{ кг/дм}^3$, температура вспышки 215°C , температура замерзания равна $-22,6^\circ\text{C}$. Хорошо смешивается с нитроглицерином и понижает его температуру замерзания. Применяется для изготовления ряда ВВ. Работоспособность 650 см^3 , бризантность 30 см, чувствительность к удару 7 см.

3.4. Селитры

Учитывая низкую детонационную способность селитр, они по условиям хранения и транспортирования не относятся к ВВ.

3.4.1. Аммиачная селитра. NH_4NO_3 . Это кристаллический порошок белого цвета, получаемый синтетическим путём на азотнотуковых заводах. Работоспособность $165...230 \text{ см}^3$, плотность $1,7 \text{ кг/дм}^3$, скорость детонации $1,5...3 \text{ км/с}$, весьма гигроскопична, легко растворяется в воде.

При хранении аммиачной селитры происходит перекристаллизация, сопровождающаяся спеканием, из рыхлой она превращается в твёрдую массу. При длительном хранении аммиачная селитра слеживается. Самостоятельно (как ВВ) она не применяется, но входит в состав многих взрывчатых механических смесей.

По той причине, что при взрыве выделяется много газообразных продуктов и мало теплоты и, кроме того, развивается невысокая температура, её вводят в качестве основного компонента в предохранительные ВВ. Для уменьшения гигроскопичности и слеживаемости аммиачную селитру обрабатывают гидрофобными добавками (оксидом железа). В маркировке таким модификациям аммиачной селитры добавляют индекс ЖВ.

3.4.2. Натриевая и калиевая селитры. $NaNO_3$ и KNO_3 . Содержат в 2 раза больше кислорода, чем аммиачная селитра, имеют положительный кислородный баланс (более 40%). Плотность кристаллов более 2 кг/дм^3 . При взрывчатом разложении образуют мало газов и много твердых оксидов, стоимость их выше. Смеси этих селитр с горючими чувствительны к механическим воздействиям и к воспламенению. Они имеют ограниченное применение – для приготовления водосодержащих селективно детонирующих высокопредохранительных ВВ. Добавки этих селитр повышают плотность ВВ, снижают температуру замерзания, хорошо удерживают воду в составе ВВ, препятствуя их высыханию. 1

Глава 4

Промышленные взрывчатые вещества

4.1. Общие сведения

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

Все промышленные ВВ, то есть ВВ, применяемые в народном хозяйстве и в промышленности, являются, как отмечалось в гл.3, взрывчатыми механическими смесями двух (нескольких) взрывчатых веществ или же механическими смесями взрывчатых и невзрывчатых веществ. Например, аммонит 6ЖВ представляет собой механическую смесь аммиачной селитры (79%) и тротила (21%); аммонит Т-19 – механическая смесь двух ВВ – аммиачной селитры (61%) и тротила (19%) и невзрывчатого вещества – поваренной соли (20%); аммонал скальный №1 прессованный – аммиачной селитры (66%), тротила (5%), гексогена (24%) и невзрывчатого вещества – алюминиевой пудры (5%).

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

Наибольшее распространение в промышленности получили первые из перечисленных четыре вида.

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

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

Различают *плотности* ВВ:

истинную – отношение массы ВВ к его собственному объёму без учёта объёма каких-либо воздушных промежутков. Понятие применимо к веществу, находящемуся в жидком или расплавленном состоянии;

гравиметрическую – отношение массы ВВ к объёму, занимаемому веществом вместе с воздушными промежутками, имеющимися между частицами;

патронирования – отношение массы патрона к его объёму (с оболочкой);

заряжения – отношение массы заряда ВВ к объёму зарядной камеры, предназначенной для размещения заряда ВВ.

Технологическая стойкость ВВ – способность ВВ сохранять свои первоначальные свойства и качества при перевозке, подготовке и зарядании.

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

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

4.2. Основные компоненты взрывчатых механических смесей

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

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

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

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

Примером таких ВВ являются динамоны, широко применявшиеся в годы Великой Отечественной войны (в качестве горючих компонентов использовали торф, древесную муку и др.). Современные простейшие ВВ (гранулиты) в качестве горючей добавки содержат дизельное топливо, минеральное масло, алюминиевую пудру и др.

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

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

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

Загустители – вещества, которые желатинируют жидкие компоненты ВВ (воду, нитроглицерин), придавая им необходимую степень пластичности, а также водоустойчивость. В смесевых ВВ, содержащих в качестве сенсibilизатора нитроглицерин, роль загустителя выполняет коллоидный хлопок, а в других ВВ – натриевая соль карбоксилметилцеллюлозы (натрий – соль КМЦ), крахмал и др.

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

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

Введение нитрогликоля в состав ВВ, содержащих нитроглицерин, позволяет создать труднозамерзающие ВВ (если нитроглицерин замерзает при температуре $+13,2^{\circ}\text{C}$, то такая смесь нитроэфиров – при -20°C). Наряду с этим нитрогликоль выполняет функции сенсibilизатора.

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

Пламегасители подробно рассмотрены в § 4.5.

4.3. Классификация промышленных ВВ по условиям применения (предохранительности)

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

Повышенная опасность взрывных работ в шахтах обусловлена факторами: внезапным (в течение нескольких секунд после начала взрывания шпуровых зарядов ВВ) выделением значительного количества метана (до 150 м^3 и более) и образованием тонкодисперсной угольной пыли (до 150 кг и более). Взрывчатость газопылевоздушных смесей приведена в табл. 4.1.

Таблица 4.1. Параметры воспламенения смесей

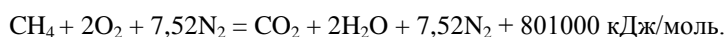
Смеси	Минимальная энергия воспламенения, Дж	Критическая температура воспламенения T_k , К
Метановоздушная (МВС)	$0,28 \cdot 10^{-3}$	923
Пылевоздушная (ПВС)	15	1123

На чувствительность метановоздушной смеси к нагреванию, характеризующуюся температурой вспышки, влияют примеси некоторых газов и распылённых твёрдых веществ. Одни из этих веществ повышают

чувствительность к нагреванию, другие, наоборот, снижают. Оксид углерода (CO), диоксид азота (NO₂) и кислород (O₂) повышают чувствительность метановоздушной смеси к нагреванию, а азот и углекислота уменьшают. Аналогично воздействуют на метановоздушную смесь хлористые натрий и калий, некоторые другие вещества, являющиеся ингибиторами или отрицательными катализаторами.

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

Взрыв метановоздушной смеси описывается уравнением



Область концентраций между НПВ и ВПВ называется *областью воспламенения*.

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

Наибольшее влияние на изменение концентрационных пределов воспламенения оказывают: примесь инертных компонентов (понижают ВПВ); содержание кислорода (ВПВ метанокислородной смеси равен 61%); начальное давление (при адиабатическом сжатии, как показывают опыты, может взрываться метановоздушная смесь, содержащая от 2 до 75% метана, такое сжатие иногда возможно в призабойном пространстве выработки от сильной ударной волны при взрывных работах); начальная температура (при повышении температуры на каждые 100°С НПВ снижается на 10%, а ВПВ повышается на 15%), примесь высших гомологов метана (снижает НПВ).

Как указывалось, помимо метана, опасна и угольная пыль. Взрывоопасна мелкая (менее 1000 мкм) бархатистая угольная пыль, образующаяся при разработке пластов, содержащих свыше 6% летучих веществ. Очень опасной считается пыль с выходом летучих веществ 27...35% и размером частиц 75...100 мкм. Для самой опасной угольной пыли нижний концентрационный предел взрываемости равен 10 г/м³, верхний – 2500 г/м³. Наиболее разрушительный взрыв пылевоздушной смеси, с 300 г пыли в 1 м³ воздуха.

Одна из важнейших мер по обеспечению безопасности взрывных работ в шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрыву пыли – применение специальных ВВ, уменьшающих вероятность воспламенения взрывоопасной рудничной атмосферы. Такие ВВ называют *предохранительными* (устаревшее название – антигризунты от французского слова *grisou* – рудничный газ). Поэтому особое место в системе классификации ВВ занимает классификация по предохранительности, т.е. по условиям применения. В ее основу положены опасность выработок по метану и угольной пыли, а также условия взрывания зарядов ВВ.

По условиям применения промышленные ВВ делятся на две группы и восемь классов (табл. 4.2).

Таблица 4.2. Классификация промышленных ВВ по условиям применения

^{*} Стехиометрия (от греческого *stoicheion* – основа, элемент, *metrio* – измерять) – часть химии, включающая законы количественных соотношений между реагирующими веществами, вывод формул и уравнений химических реакций.

<i>Класс ВВ</i>	<i>Условия применения</i>	<i>Цвет оболочки патрона (полосы)</i>
<i>Непредохранительные ВВ</i>		
I	Для взрывания только на земной поверхности	Белый
II	Для взрывания на земной поверхности и в подземных выработках, в которых отсутствуют выделение горючих газов и образование взрывчатой угольной пыли	Красный
<i>Предохранительные ВВ</i>		
III	Для взрывания только по породе в подземных выработках, в которых выделяется метан, но отсутствует взрывчатая угольная пыль	Синий
IV	Для взрывания по углю и породе в подземных выработках, проводимых по пласту, опасному по взрыву пыли, в которых есть выделение метана, кроме выработок с повышенным выделением горючих газов; для сотрясательного взрывания в забоях подземных выработок угольных шахт	Жёлтый
V	Для взрывания по углю и породе в подземных выработках с повышенным выделением горючих газов, проводимых по пласту, опасному по взрыву пыли (особо опасных)	– // –
VI	Для взрывания по углю и породе в выработках с повышенным выделением горючих газов, проводимых в условиях, когда возможен контакт боковой поверхности шпурового заряда с газовой воздушной смесью, находящейся в пересекающих шпур трещинах горного массива либо в выработке; для взрывания в угольных и смешанных забоях восстающих (с углом более 10°) выработок, в которых выделяется горючий газ, при длине выработок более 20 м и проведении без предварительно пробуренных скважин, обеспечивающих проветривание за счёт общешахтной депрессии	– // –
VII	Для ведения специальных взрывных работ: взрывного перебивания деревянных стоек при посадке кровли, при ликвидации завесаний горной массы в углеспускных выработках, для дробления негабаритов в забоях подземных выработок и др.	– // –
Специальный (С)	Для взрывных работ в шахтах опасных по взрыву серной пыли, водорода и тяжёлых углеводородов	Зелёный

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

Конкретная область применения ВВ различных классов приведена в ЕПБ. Однако ВВ более предохранительное допускается применять в условиях, оговоренных для менее предохранительных, т. е. допускается согласно табл. 4.2, перемещение ВВ снизу вверх (перемещение ВВ по области применения в обратном порядке строго запрещено).

4.4. Основы теории предохранительных взрывчатых веществ

Непосредственными причинами, вызывающими воспламенение метановоздушной смеси при взрывных работах, могут быть воздушная ударная волна, раскалённые или горящие твёрдые частицы и высокотемпературные газообразные продукты взрыва. Две последние наиболее вероятные.

При взрыве в забое зарядов в призабойную атмосферу приходит прежде всего ударная волна, вызывающая сжатие воздушной среды и повышение температуры. Затем газообразные продукты взрыва, имеющие высокую температуру, расширяются, сжимают близлежащие слои атмосферы и повышают их температуру. Кроме того, смешиваясь с рудничной атмосферой, они увеличивают её температуру путём прямого теплообмена.

Газами взрыва иногда выбрасываются раскалённые частицы угля, бумажная оболочка патронов и горящие частицы самого ВВ, не успевшие прореагировать в шпуре при взрыве. Всё это вместе с нагретыми газообразными продуктами взрыва – наиболее вероятный источник воспламенения метановоздушной смеси. Воспламенение её может также произойти от вторичного пламени, образующегося при смешении с воздухом газов взрыва, содержащих оксид углерода. Таким образом, при взрыве зарядов возникают сложные комбинации возбудителей взрыва метано- и пылевоздушной смесей. Это затрудняет теоретическое объяснение совокупности действия всех показателей взрыва.

Существующие гипотезы учитывают только некоторые главные факторы, влияние которых наиболее заметно. Но и при этом их учет позволяет делать меньше ошибок при подборе предохранительных ВВ и условий взрывания. Первой из них по времени является термическая гипотеза Малляра и Ле-Шателье. Она учитывает только влияние температуры газов взрыва и длительность их соприкосновения с метановоздушной смесью. Французские исследователи впервые установили, что воспламенение происходит с задержкой, названной *временем (периодом) индукции*. Снижение температуры источника воспламенения и введение во взрывчатую смесь инертных добавок увеличивает время индукции (табл. 4.3).

Таблица 4.3. Влияние температуры среды на время индукции

Инертные добавки	Период индукции, с при температуре, К источника воспламенения		
	923	1023	1073
Смесь без добавок	10	1,8	0,5
Хлористый натрий	-	3,2	0,6
Хлористый калий	-	-	5,6

Диоксид азота, содержащийся в продуктах взрыва, является положительным катализатором. Он сокращает период индукции воспламенения и уменьшает температуру воспламенения МВС на 423...523 К.

Из этой теории следует, что воспламенение не произойдёт при любой температуре, если время контакта источника воспламенения с взрывчатой смесью будет меньше времени индукции (например, прострел раскалённой пулей взрывчатой МВС не приводит к её воспламенению). Поэтому в случае применения ВВ с небольшой температурой взрыва и достаточной скоростью детонации метановоздушная смесь, вследствие замедления её воспламенения и быстрого охлаждения газов взрыва в свободном пространстве забоя, может не взорваться. На основании этого Малляр и Ле-Шателье предложили применять в шахтах, опасных по газу, взрывчатые вещества с температурой взрыва не более 1900°С при взрывании по породе и не более 1500°С – при взрывании по углю.

Термическая гипотеза Малляра и Ле-Шателье позднее была развита Одибером, который доказал, что при взрыве имеет место следующая схема воспламенения метановоздушной смеси. Продукты взрыва, входя в призабойный участок, смешиваются с метаном и воздухом и повышают их температуру. Таким образом получается смесь, имеющая усреднённую температуру, зависящую от теплоты продуктов взрыва. Согласно этой гипотезе основной параметр, определяющий вероятность воспламенения – удельная теплота взрыва: чем она меньше, тем безопаснее ВВ.

Опытным путём Одибер установил, что к группе предохранительных можно отнести ВВ: с нулевым кислородным балансом, теплота взрыва которых, приходящаяся на 1 кмоль газообразных продуктов взрыва, будет менее 899000 кДж; с положительным кислородным балансом, теплота взрыва которых, приходящаяся на 1 кмоль газообразных продуктов взрыва, удовлетворит

$$q < 899000 - 393100 \frac{n_k}{\sum n},$$

где n_k — число киломолей свободного кислорода в продуктах взрыва;

$\sum n$ — общее число киломолей продуктов взрыва.

Данная формула учитывает взаимодействие кислорода с углём.

Отечественными исследователями установлено, что третий энергетический параметр, определяющий предохранительные свойства ВВ, — скорость детонации (тепловая мощность взрыва): чем она меньше, тем безопаснее промышленное ВВ.

Академиком Н.Н. Семёновым и его последователями было доказано, что в угольных шахтах возможен цепной механизм воспламенения взрывоопасных смесей, т. е. без повышения начальной температуры реагирующей среды (так называемое “холодное” воспламенение). В соответствии с этой гипотезой, реакция горения носит характер разветвляющейся цепи. Промежуточными продуктами цепной реакции окисления являются не целые молекулы, а свободные радикалы и атомы, называемые “активными центрами” (ОН, Н, О, НО₂, Н₂О₂ и др.). Критерий уровня предохранительности ВВ при цепном механизме воспламенения — наличие в продуктах взрыва отрицательных катализаторов (ингибиторов). Их действие сводится к разрушению “активных центров” (в основном на поверхности частиц) вплоть до полного прекращения реакции окисления метана, т. е. к обрыву цепи.

4.5. Принципы построения предохранительных ВВ

Установленные закономерности процесса воспламенения горючих газов и аэрозолей взрывом позволили сформулировать основные принципы построения предохранительных ВВ и создать на их основе современные рецептуры устойчиво детонирующих ВВ различных классов.

Первый принцип заключается в снижении энергии (теплоты) взрыва до заданных пределов. При более высокой теплоте газы взрыва имеют повышенную температуру, что увеличивает вероятность воспламенения газопылевоздушной смеси.

Второй принцип предусматривает химическое воздействие на газопылевоздушную смесь, т. е. её ингибирование при смешении с расширяющимися продуктами взрыва, уменьшая тем самым вероятность возникновения и развития цепной реакции воспламенения за счёт обрыва цепей.

Оба принципа реализуются введением в состав смесевых ВВ порошковых веществ с высокой химической активностью и сравнительно высоким удельным теплопоглощением, получивших название *пламегасителей*. Использование эффекта отрицательных катализаторов по отношению к реакции окисления метана и других горючих шахтных газов или продуктов газификации угольной пыли повышает допустимый уровень энергетических характеристик ВВ (при заданном уровне предохранительности). Наиболее подходящими для такой роли оказались хлориды в первую очередь щелочных металлов (NaCl, KCl). Они снижают температуру взрыва вследствие поглощения теплоты на своё нагревание, плавление и испарение (каждый процент добавки понижает температуру взрыва примерно на 1,5%). Кроме того, эти вещества, перемешиваясь с МВС, тормозят вспышку метана, выполняя роль ингибитора. Тонкое измельчение пламегасителей повышает предохранительные свойства ВВ, но снижает детонационную способность. Крупное

измельчение даёт противоположные результаты. Поэтому пламегаситель вводят в состав ВВ в виде гранул крупностью 0,5...2,0 мм из тонкодисперсных частиц.

Третий принцип сводится к применению в качестве окислителя аммиачной селитры, поскольку она при взрыве, с одной стороны, выделяет много газообразных продуктов ($0,976 \text{ м}^3/\text{кг}$) и поэтому увеличивает работоспособность ВВ, а с другой, даёт мало теплоты (1400 кДж/кг) и поэтому имеет низкую температуру взрыва (1623 К).

Именно на этих трёх принципах созданы предохранительные ВВ классов III и IV. Разработки в данном направлении показали, что, соблюдая эти принципы, можно придать взрывчатому веществу любой уровень предохранительности. Однако введение значительного количества пламегасителя в состав ВВ существенно снижает его работоспособность.

Например, ВВ: VI класса угленил №2 (нитроэфир-10%, NH_4NO_3 – 24%, NaCl – 64%) имел работоспособность 70 см^3 ; VII класса угленил №5 (нитроэфир – 10%, NH_4NO_3 – 14%, древесная мука-1%, NaCl – 75%) имел работоспособность 40 см^3 .

Чтобы предупредить создание высокопредохранительных ВВ низкой эффективности, введены нормативные требования к работоспособности ВВ разных классов, а именно: III класса должны иметь работоспособность не менее 320 см^3 , IV – не менее 265 см^3 , V – не менее 1,03, а VI класса – не менее 0,80 от работоспособности угленила Э-6, принятого за эталон.

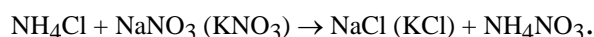
Четвёртым принципом является создание такой взрывчатой системы, при которой тонкодисперсный пламегаситель образовывался бы только в процессе её взрывчатого превращения. В этом случае наличие пламегасителя в продуктах взрыва не влияет на потенциальную теплоту взрыва.

Пятый принцип – селективной детонации, согласно которому взрывчатые механические смеси должны представлять собой саморегулируемые системы: теплота их взрыва меняется в зависимости от условий взрывания. На практике селективность детонации обеспечивается тем, что ВВ создают из двух составных частей, резко отличающихся между собой по химической активности (реакционной способности): одна (обычно нитроглицерин – до 15%) легко детонирует в любых условиях; другая представляет собой ионообменную пару солей, например, смесь натриевой или калиевой селитры с хлористым аммонием.

Такой состав ВВ приводит к тому, что в наиболее опасных условиях взрывания (при торцевом или боковом обнажении заряда) взрывается только нитроглицерин. Остальная часть ВВ играет роль пламегасителя. В результате выделяется мало теплоты (примерно 50% расчётной) и газы взрыва оказываются нагретыми недостаточно для воспламенения метана.

При взрыве в замкнутых условиях выделяется вся потенциальная энергия за счёт вступления в реакцию компонентов с меньшей реакционной способностью, т. е. ионообменной пары солей.

При построении селективно-детонирующих ВВ автоматически реализуется четвёртый принцип:



Так, при взрыве 1 кг угленила Э-6 образуется 317 г хлорида натрия (калия).

На принципе селективной детонации построены промышленные ВВ V...VII классов.

4.6. Определение предохранительных свойств ВВ

Уровень предохранительности ВВ устанавливают только экспериментально путём воспламенения метано- и пылевоздушной смесей зарядами ВВ при различных наиболее опасных условиях их взрывания. Поэтому взрывчатые вещества, предназначенные для шахт, опасных по газу или пыли, следует подвергать, кроме общих, специальным испытаниям на безопасность воспламенения МВС и ПВС. В процессе испытаний искусственно воспроизводятся наиболее опасные ситуации, возможные при взрывных работах в угольных шахтах. При этом чем выше класс предохранительности, тем жёстче условия испытаний и выше нормативы уровня предохранительности.

Испытания проводят в опытном штреке. Количество опытов по газу – 20, по пыли – 5. Штрек представляет собой стальную трубу (рис. 4.1) диаметром 1,5...1,8 м и длиной 15...25 м, закрытую с одного торца

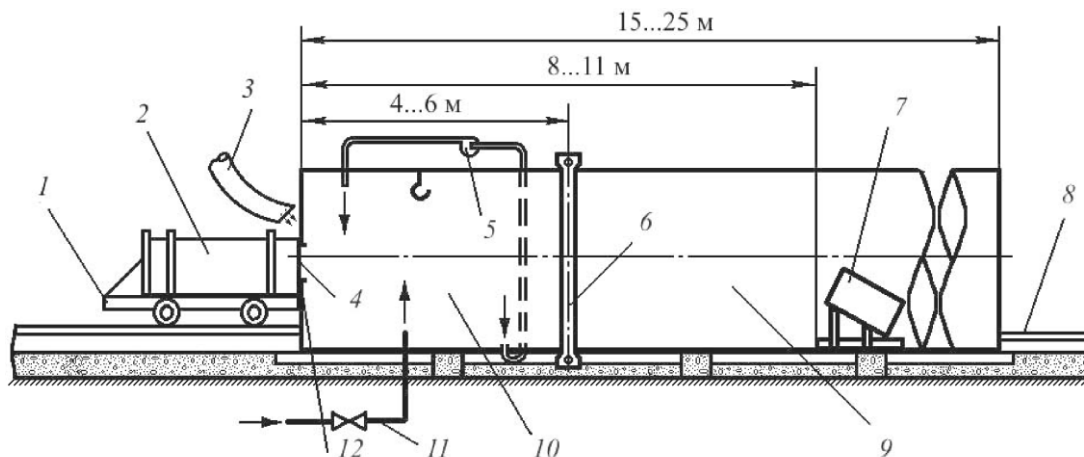


Рис. 4.1. Опытный штрек:

1 – тележка; 2 и 7 – канальная и пылераспылительная мортиры; 3 и 11 – системы проветривания и подвода метана; 4 – люк; 5 – смеситель; 6 – штора (диафрагма); 8 – рельсовый путь; 9 – стальная труба; 10 – взрывная камера; 12 – стальное днище

прочным стальным днищем с отверстием диаметром 300...400 мм, к которому соосно подкатывают на специальной тележке стальную мортиру (из легированной стали 20Х, 30Х и др.) с просверленным по центру несквозным каналом диаметром 55 и длиной 1050 мм, имитирующим единичный шпур, называемую *канальной мортирой*. Стенки ее прочные и массивные, выдерживающие десятки и сотни взрывов.

Опытный штрек диафрагмой (бумажной или в виде механического шторного затвора) разделён на две неравные части. Участок от днища до диафрагмы объёмом 10 м^3 называется *взрывной камерой*, в которой перед испытанием создаётся метановоздушная смесь с концентрацией метана около 9,5% (при взрывании по газу) или пылевоздушная смесь с концентрацией пыли около 300 г/м^3 (при взрывании по пыли).

Равномерная концентрация метана в смеси обеспечивается лопастной мешалкой, установленной во взрывной камере, или, как показано на рис. 4.1, наружным замкнутым вентиляционным устройством. Кроме того, штрек снабжён системой принудительного проветривания после взрывания.

Для создания взрывоопасной смеси газа с воздухом используется природный газ с содержанием метана не менее 90%, этана, бутана, пропана и других высших углеводородов не более 8%, углекислого газа не более 1% и при полном отсутствии водорода. Концентрацию газа во взрывной камере измеряют дистанционным электрическим газоанализатором ГЭУК-21 или ГМТ-3, другими современными средствами.

Для создания в опытном штреке пылевоздушной смеси на расстоянии 8...11 м от днища (в зависимости от диаметра штрека) под углом 20° к горизонту устанавливают пылераспылительную мортиру, на дне которой помещают заряд предохранительного ВВ массой 50 г с ЭДКЗ-0П и поверх него насыпают 6 кг угольной пыли. Распыление производят за 6...8 с до взрыва испытуемого заряда. Угольная пыль, используемая при испытаниях, должна содержать: 29 ... 35% летучих; не более 9% золы и не более 2% влаги. Этим

требованиям в Донбассе удовлетворяет пыль пласта m_3 Макевский. Пыль просеивают через сито с отверстиями $0,5 \times 0,5$ мм. На сите должно остаться не более 10% навески. Затем пыль просеивают через него с количеством отверстий 6400 на 1 см^2 . Через него должно пройти не менее 50% пыли.

Количественной характеристикой (критерием) уровня предохранительности ВВ служат:

предельная масса ВВ ($m_{пр}$), при взрывании которой в заданных условиях испытания отсутствует воспламенение МВС в двадцати последовательных опытах (при испытаниях ВВ классов V...VII по газу) или воспламенение ПВС в пяти последовательных опытах (при испытаниях ВВ всех классов по пыли);

масса заряда ВВ, при взрыве которой наблюдается 50% воспламенений – в двадцати последовательных опытах $m_{(50)}$ (при испытаниях ВВ III и IV классов по газу).

Приняты две схемы испытания ВВ на предохранительность. По первой схеме взрывание зарядов ВВ производится в канальной mortar без забойки – моделируется торцевое обнажение заряда (рис. 4.2). Различают такие варианты пространственного размещения испытуемого заряда в канале mortar: если

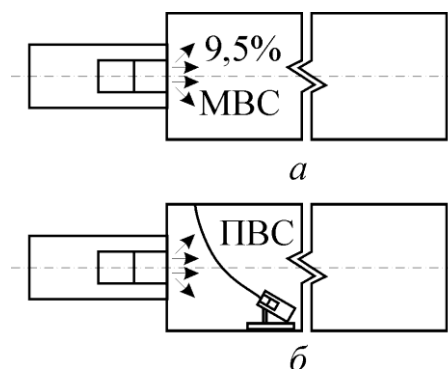


Рис. 4.2. Принципиальная схема испытания ВВ на предохранительность в канальной mortar по газу (а)

испытываются ВВ классов III и IV заряд досылается до дна канала; при испытании ВВ классов V и VI заряд размещают на расстоянии 50 мм от устья канала.

Это основной вид испытания, которому подвергаются ВВ классов III...VI. При взрывании в канале mortar (заряд ВВ без забойки) энергия взрыва будет в основном направлена на выброс (через устье канала) раскалённых продуктов взрыва (смесь газов, частиц ВВ, ЭД и пламегасителя). Выброшенные продукты взрыва расширяются во взрывной камере и смешиваются со взрывчатой метано- или пылевоздушной смесью. Часть их, способная к окислению, догорает в воздухе и создаёт новое, более сильное пламя, чем то, которое при детонации

вырвалось из канала mortar.

Порядок испытаний. В канале mortar формируют заряд ВВ заданной массы. Mortару на тележке подкатывают к днищу штрека, перекрывая отверстие в нём. Таким образом канал, а следовательно, и заряд сообщаются со взрывной камерой. В камере создают МВС или ПВС и производят взрывание. При получении “воспламенения” заряд уменьшают, а “невоспламенения” – увеличивают и повторяют опыт. Изменяя заряд по методу артиллерийской пристрелки (делением отклонения пополам), добиваются “невоспламенения” при максимально возможном заряде, который подтверждают двадцатью или пятью последовательными взрываниями (устанавливают $m_{пр}$) или же методом “вверх-вниз” определяют $m_{(50)}$, т. е. массу заряда, дающего 50% воспламенений.

При второй схеме испытания заряды ВВ взрывают в уголкового mortar со стальной отражательной стенкой, установленной на расстоянии 0,6 м от задней поверхности заряда, – моделируется боковое обнажение шпурового заряда (рис. 4.3).

Уголкового mortar представляет собой стальной цилиндр с продольными прямоугольными пазами, помещается во взрывной камере опытного штрека, заполненной стехиометрической МВС или ПВС, параллельно его оси. Патроны ВВ помещают в паз уголкового mortar и взрывают.

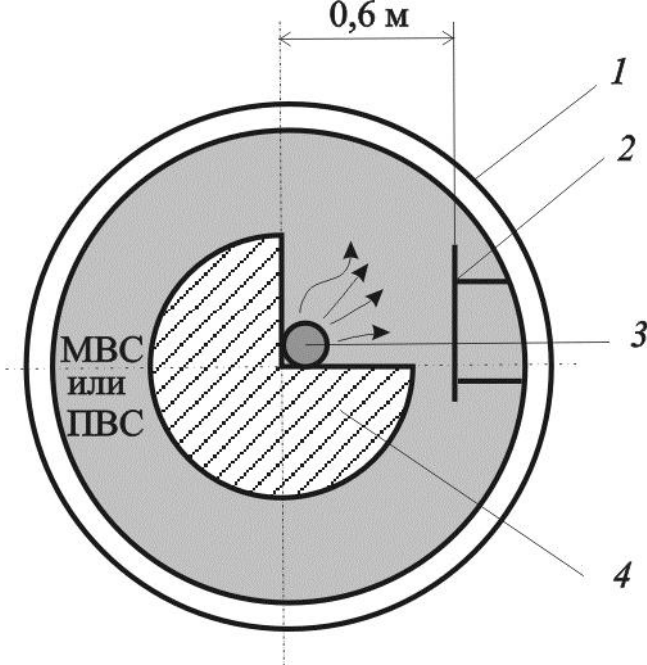


Рис. 4.3. Принципиальная схема испытания ВВ на предохранительность при взрывании в угловой мортире:

1 – опытный штрек; 2 – отражательная стенка; 3

При испытаниях серийно выпускаемых ВВ оценивается качество конкретной партии. Если ВВ не выдержало положенный вид испытаний, то партия бракуется, а фактические значения $m_{пр}$ или $m_{(50)}$ при этом не устанавливаются. Наряду со стандартными проводятся испытания по специальным методикам, моделирующим условия применения ВВ VII класса (в отдельных случаях V и VI класса) на практике.

Например, испытывают заряды, предназначенные для создания предохранительной среды – путём взрывания в МВС в свободно подвешенном состоянии; для перебивания стоек – одновременным взрыванием 20 зарядов, рассредоточенных во взрывной камере; для разбучивания углеспускных печей – в угловой мортире с расположением отражательной стенки на расстоянии 200 мм в виде связки (пучка) из нескольких патронов и т.д. Норматив: выдерживать установленные нормативными документами условия испытаний, имитирующих условия их специального применения.

Таким образом, предохранительность – это относительное понятие. Предохранительные ВВ не воспламеняют газопылевоздушную смесь только при взрывании в строго определённых условиях, характерных для класса. Поэтому взрывчатые вещества, выдержавшие испытания в опытном штрэке, будут безопасны при применении их в шахтах, опасных по газу или пыли, лишь при соблюдении таких условий: каждый шпуровой заряд должен быть достаточным для выполнения назначенной ему работы, но не преувеличенной; в незаряженной части шпура должна быть размещена забойка; содержание метана в атмосфере забоя и на протяжении до 20 м должно быть менее 1%; забой, кровля, стенки и почва выработки на протяжении до 20 м от забоя должны быть обильно смочены водой с добавкой смачивателей; в призабойном пространстве выработки должна быть создана водораспылительная завеса, если это регламентируется нормативными документами.

Таблица 4.4. Нормативы по уровню предохранительности ВВ III...VI классов

Класс ВВ	Испытания в опасных условиях по	Норматив, г	
		$m_{(50)}$	$m_{пр}$
При взрывании в канальной мортире			

Аналогично с предыдущим методом испытаний по методу артиллерийской пристрелки устанавливают $m_{пр}$ для испытываемого ВВ или подтверждают её для серийных образцов. ВВ считается предохранительным, если при выполнении опытов не произойдёт воспламенение метано- и пылевоздушной смесью от взрыва заряда ВВ, масса которого не ниже нормативного значения $m_{пр}$.

Нормативы по предохранительности, которым должен удовлетворять каждый класс ВВ (при прямом инициировании), приведены в табл. 4.4.

В зависимости от вида испытаний на предохранительность, которые выдержало данное ВВ, а также от полученных значений показателей относят вновь разработанное ВВ к тому или иному классу (III...VI).

III	Газу	175	-
III	Пыли	Не испытывается	
IV	Газу	300	-
IV	Пыли	-	700
V	Газу	-	1000
V	Пыли	-	600
VI	Газу	-	1000
VI	Пыли	-	1000
При взрывании в уголковой мортире			
III	Не испытывается		
IV	Не испытывается		
V	Газу	-	100
V	Пыли	-	400
VI	Газу	-	600
VI	Пыли	-	1000

4.7. Свойства и рецептура промышленных ВВ

По основному компоненту в составе ВВ промышленные взрывчатые вещества подразделяются на аммиачно-селитренные ВВ и ВВ, содержащие нитроэфирные, то есть нитроглицериновые (нитроэфирные).

4.7.1. Аммиачно-селитренные ВВ. Это механические смеси аммиачной селитры с другими взрывчатыми и невзрывчатыми веществами. К ним ВВ относят: аммониты, аммоналы, граммониты, гранулиты и водонаполненные ВВ. Чтобы отличить один состав от другого, к названию добавляют номера или индексы, например, аммонит 6ЖВ, аммонит ПЖВ-20 и т.д.

Аммонитами называют механические смеси аммиачной селитры и тротила или аммиачной селитры и тротила с некоторыми другими взрывчатыми и невзрывчатыми добавками в порошкообразном виде.

Аммоналы представляют собой механические смеси на основе аммиачной селитры, тротила и алюминиевой пудры. Наиболее эффективный представитель промышленных ВВ этой группы (табл. 4.5) – аммонал скальный №1 прессованный, который состоит из аммиачной селитры (66%), тротила (5%), гексогена (24%), пудры алюминиевой (5%). Водостойчив, не слеживается при хранении, надёжно детонирует. Предназначен для проходческих работ по скальным породам ($f < 20$). Работоспособность 450.. 480 см³, бризантность 22...28 мм.

Таблица 4.5. Характеристики аммонитов и аммоналов

Взрывчатые вещества	Компоненты, %								Работоспособность см ³	Бризантность, мм	Класс	Цвет оболочки патрона
	аммиачная селитра	тротил	поваренная соль	гексоген	фосфогис	алюминиевая пудра	Кремний	графит				
Аммониты: ПЖВ-20	64	16	20	-	-	-	-	-	265	13	IV	Жёлтый
T-19	61	19	20	-	-	-	-	-	270	14	IV	- // -

Ф-5	61	19	15	-	5	-	-	-	265	14	IV	-//-
Т-19 "Г"	61	19	20	-	-	-	-	0,25 (сверх 100%)	265	14	IV	-//-
АП-5ЖВ	70	18	12	-	-	-	-	-	320	14	III	Синий
6ЖВ	79	21	-	-	-	-	-	-	360	14	II	Красный
ВК-1	79	16	-	-	-	-	5	-	> 360	14	II	-//-
Аммонал скальный №1 прессованный	66	5	-	24	-	5	-	-	450	28	II	-//-

Аммониты отличаются сравнительно невысокой стоимостью, безопасностью в обращении. Они малочувствительны к огню, трению и удару (чувствительность к удару около 100 см). Скорость их детонации зависит не только от состава, но и от способа изготовления и колеблется в пределах 2,4...5,1 км/с. Объём газообразных продуктов взрыва колеблется в пределах 600...1000 дм³/кг, теплота взрыва – 2515...5450 кДж/кг. Температура взрыва: аммонита серного №1 равна 1570, аммонита ПЖВ-20 – 2220, аммонита Т-19 – 2230, аммонита АП-5ЖВ – 2520, аммонита 6ЖВ – 2960 и аммонала скального №1 – 3520°С.

Аммониты и аммоналы разделяются на непредохранительные (аммонит 6ЖВ, аммонал скальный №1 прессованный и др.) и предохранительные (аммониты АП-5ЖВ, Т-19*, ПЖВ-20 и др.). В состав последних вводят пламегасители: поваренную соль или хлористый калий. Эти инертные вещества не принимают участия в реакции взрыва, но, поглощая часть теплоты, снижают его температуру, чем предупреждают взрывы метано- и пылевоздушных смесей в выработках.

Свойства аммонитов определяются главным образом свойствами аммиачной селитры, которой в аммонитах более 50%. Аммониты гигроскопичны и легко увлажняются. Если аммониты повышенной влажности, в продуктах взрыва появляется много ядовитых газов (оксида углерода, оксидов азота), происходят неполные детонации и отказы. Для аммонитов, применяемых на открытых разработках, нормами безопасности допускается влажность не более 1,5%, а на подземных – не более 0,5%. Влажность аммонитов, изготовленных на заводе, не должна превышать соответственно 0,5 и 0,2%. Чтобы уменьшить гигроскопичность, некоторые сорта аммонитов изготавливают на основе водостойчивой селитры, обработанной гидрофобными веществами. Таким аммонитам присваивают индекс В (водостойчивый) или ЖВ (первая буква индекса указывает на название гидрофобного вещества). От свойств аммиачной селитры зависит их склонность к слеживанию и спеканию. Патроны слежавшегося или спекшегося аммонита тверды на ощупь, при взрывании дают неполные взрывы и отказы. Твёрдые патроны перед употреблением надо разминать руками, доводя вещество до порошкообразного состояния.

Аммониты, содержащие некоторое количество сосновой коры, мха или древесной муки, меньше подвергаются слеживанию. Эти вещества, находясь между зёрнами аммиачной селитры, препятствуют росту её кристаллов и играют роль разрыхлителей. Вместе с тем они участвуют в реакции взрыва и увеличивают его энергию. Тротил (как и другие нитропроизводные ароматического ряда) вводят в состав аммонитов для увеличения энергии взрыва и повышения чувствительности к начальному импульсу.

Аммониты и аммоналы для подземных работ выпускаются в порошкообразном или прессованном виде только патронированные. Плотность патронирования порошкообразных аммонитов 1...1,15 кг/дм³, диаметр патронов 32 и 36 мм. По особому заказу предусмотрен выпуск патронов других диаметров. Масса

* Все разрешения на применение аммонита Т-19 в угольных шахтах опасных по газу и пыли выдает только Госнадзорхрантруда Украины (приказ № 130 от 10.10.02).

патронов стандартных диаметров от 200 до 300 г. Патроны пресованного аммонала имеют диаметр 36 и 45 мм, плотность патронирования – 1,45...1,50 кг/дм³.

Гильзы патронов делают из пергаментной бумаги. Патроны парафинируют и упаковывают в пачки по 10 шт. Пачки заворачивают в пергаментную бумагу, парафинируют и укладывают в деревянные ящики по 30 кг. На гильзах патронов проставляют фабричное клеймо с обозначением наименования завода, типа ВВ, массы патрона и маркировочный номер. Цвет гильзы (или клейма) должен соответствовать классу ВВ.

4.7.2. Нитроэфирные (нитроглицериновые) ВВ. Так эти ВВ называются потому, что один из основных компонентов в их составе – нитроглицерин.

Различают высоко- и низкопроцентные нитроэфирные ВВ. К первой группе относят динамиты (желатинообразные ВВ с концентрацией жидких нитроэфиров более 50%), а ко второй – детониты (низкопроцентные нитроглицериновые ВВ, содержащие до 10% нитроэфиров и имеющие вид жирного порошка серебристо-серого цвета) и углениты (предохранительные полупластичные селективно детонирующие ВВ, содержащие до 15% слабожелатинизированных нитроэфиров).

Первая группа ВВ довольно большая, но из-за опасности в обращении имеет весьма ограниченное применение. Поэтому рассмотрим только 62%-ный динамит труднозамерзающий, который в свое время имел чрезвычайно широкое распространение в горном деле. Это необходимо в связи с тем, что свойственные динамиту недостатки характерны, хотя в значительно меньшей степени, для всех типов нитроэфирных ВВ.

Состав динамита 62%-го: нитроглицерин – 37, нитроглицоль – 25, калиевая селитра – 32, коллоидный хлопок – 3,5, древесная мука – 2,5%.

Преимущества – высокая работоспособность (380 см³), бризантность (18 мм) и водоустойчивость. Недостатки – замерзание, эксудация, старение. Температура замерзания равна –20°C. Замёрзший динамит весьма опасен в обращении. Ещё более опасен полузамёрзший или полуттаявший динамит. Поэтому работа с замёрзшим динамитом запрещается до полного оттаивания.

Эксудацией называется выделение из динамита жидких компонентов (нитроглицерина и нитроглицоля). Она происходит в случаях длительного хранения, хранения в условиях повышенной температуры, а также некачественного изготовления. Эксудирующий динамит опасен в обращении в такой же степени, как и нитроглицерин. Поэтому он подлежит немедленному уничтожению.

Старение динамита происходит от длительного хранения и вследствие плохого качества изготовления. При старении из динамитного теста улетучиваются пузырьки воздуха, плотность его повышается, а детонационные свойства ухудшаются (скорость детонации снижается с 5 до 0,6...0,8 км/с). Такой динамит также подлежит уничтожению.

Вторая группа нитроэфирных ВВ, изготавливаемых в нашей стране, представлена непредохранительным (детонит М) и предохранительными (углениты) взрывчатыми веществами.

Состав детонита М: аммиачная селитра – 78; нитроэфиры – 10; алюминиевая пудра – 10,7; стеарит кальция или цинка – 1,0; коллоидный хлопок – 0,3; сода кальцинированная (сверх 100%) – 0,2...0,3; масло машинное (сверх 100%) – 0,2...0,3%. Детонит М по мощности не уступает динамитам, по условиям хранения и транспортирования приравнивается к аммонитам, в обращении он несколько опаснее их. Работоспособность равна 460 см³, бризантность – 18 мм. Оболочки патронов окрашивают в красный цвет – детонит М относится ко II классу (см. табл. 4.1).

Группа предохранительных низкопроцентных нитроглицериновых ВВ представлена угленитами (табл. 4.6). В их состав входит большое количество ионообменных солей (невзрывчатых веществ): натриевой селитры и хлористого аммония. Эти вещества при нормальных условиях не взаимодействуют. Но поскольку в углениты введено 11...14% нитроэфиров, то при взрыве в замкнутом шпуре создаются благоприятные условия

(повысятся температура и давление), чтобы натриевая селитра и хлористый аммоний вступили в химическую реакцию обмена, которая сопровождается выделением инертных газов и пылевидной инертной соли по реакции



Избыточный кислород окисляет горючие компоненты древесной муки. Углениты имеют хорошие детонационные свойства, их работоспособность 125...180 см³. Свободно подвешенные патроны массой 200 г при взрыве не вызывают вспышки метано- и пылевоздушной смесей. Однако эти ВВ маловодоустойчивые.

Угленит 12ЦБ обладает повышенной склонностью к поджиганию, особенно в угольных забоях (в процессе применения наблюдались массовые выгорания). Для исключения этого недостатка разработаны и допущены к постоянному применению высокопредохранительные патроны П12ЦБ-2/2 (П12ЦБ-2м), отнесённые к VI классу. Они представляют собой прочную одностенную полиэтиленовую оболочку, запатронированную угленитом 12ЦБ, массой 300 г. Патроны снабжены стыковочным узлом для предотвращения их раздвижки в шпуре при групповом взрывании.

Таблица 4.6. Состав и характеристика угленитов

Наименование	Э-6	13П	13П/1	10П	12ЦБ
Состав, %					
Нитроэфиры	14	13	13	10,7	12
Натриевая селитра	46,3	36,4	47,7	48	46
Хлорид аммония	29	25	30,3	32	-
Аммиачная селитра	-	15	-	-	-
Хлористый натрий	-	-	-	-	5,5
Карбонат кальция	-	5	5	5	10
Полистирол	-	2,5	1,5	1,5	-
Карбамид	-	-	-	-	23
Стеарат кальция	1	0,8	0,5	0,5	0,5
Na – соль КМЦ	-	2	2	2	3
Хлопок коллоидный	0,2	0,3	0,3	0,3	-
Характеристика					
Класс	V	V	V	V	VI
Объём газов взрыва, дм ³ /кг	560	655	570	-	-
Теплота взрыва, кДж/кг	2682	2837	2598	-	-
Работоспособность, см ³	130...150	150...180	130...145	125...145	-
Передача детонации (сухие патроны), см	8...12	16...20	12...16	4	-
Устойчивость к выгоранию по отношению к Э-6	1	12,75	19,30	-	<< 1

Группа промышленных ВВ I класса представлена граммонитами, гранулитами и водонаполненными ВВ. *Граммониты* – механические смеси аммиачной селитры и тротила в гранулированном виде.

Граммониты 79/21, 50/50В и 30/70В – это ВВ, в которых гранулы аммиачной селитры размером 2...3 мм закапсулированы в оболочку из тротила. Степень водоустойчивости их зависит от равномерности и толщины тротилового слоя на гранулах селитры. Граммонит 30/70В более водоустойчив, чем 50/50В.

Граммонит 30/70В в скважинах с проточной водой может находиться до 12...15, а с непроточной водой – до 30 сут без существенного снижения работоспособности.

Гранулиты – механические смеси аммиачной селитры и горючей добавки (алюминиевой пудры, древесной муки, минерального масла) в гранулах.

Гранулит АС-8 состоит из 89%±1,5% аммиачной селитры гранулированной, 8%±0,8% пудры алюминиевой и 3%±0,5% масла минерального. Это мощное ВВ серебристо-серого цвета, не слёживается, пригоден для сухих и обезвоженных шпуров и скважин. Работоспособность 410...430 см³, бризантность 22...28 мм.

Гранулит АС-4 состоит 91,8%±1,5% из аммиачной селитры, 4%±0,5% пудры алюминиевой и 4,2%±0,5% масла минерального. Это ВВ средней мощности, серебристо-серого цвета, жирный на ощупь. Пригоден для обводнённых скважин. Работоспособность 390...410 см³, бризантность 22...26 мм.

Водонаполненные ВВ – взрывчатые суспензии, жидкой фазой в которых являются пересыщенный водный раствор аммиачной селитры, загущенный добавками некоторых высокополимерных веществ до желаемой консистенции, а в качестве твёрдой фазы могут быть гранулы или зёрна тротила, алюминия и другие горючие невзрывчатые вещества.

Водонаполненные ВВ пластической консистенции называют *акванитами*, а текучие – *акватолами*.

4.7.3. Прочие взрывчатые вещества. *Хлоратные и перхлоратные ВВ* изготавливают на основе солей хлорноватой и хлорной кислот с добавкой нитропроизводных ароматического ряда, нитроглицерина и древесной муки. Они имеют сравнительно невысокую способность к детонации, но более чувствительны к механическим воздействиям, чем аммониты. В нашей стране эти ВВ почти не применяются.

Пороха можно разделить на две группы: механические смеси и коллоидного типа.

Чёрный дымный порох – механическая смесь калийной селитры (75%), древесного угля (15%) и серы (10%). Имеет ограниченное применение при открытых взрывных работах в горной промышленности. Отличается отсутствием бризантных свойств, небольшой скоростью взрыва (0,1...0,3 км/с) и применяется только при добыче крупных монолитов (мрамора, гранита). Чувствителен к трению, удару и искре и требует осторожного обращения.

Пороха коллоидного типа (пироксилиновые пороха) используют сравнительно редко. Их иногда применяют при методе взрывных работ скважинными зарядами. При зарядании скважин пироксилиновый порох смешивают с насыщенным раствором аммиачной селитры. Это делает порох более безопасным в обращении и упрощает технику зарядания, кроме того, повышает бризантность и энергию взрыва.

На Донецком казенном заводе химических изделий разработан монозаряд шпуровой предохранительный ”*Энергит* ”, предназначенный для ведения взрывных работ в шахтах всех категорий по газу. Удовлетворяет требованиям, предъявляемым к ВВ класса V. Заряды при зарядании шпура соединяются друг с другом при помощи замка. Модификации исполнения позволяют производить как одиночное, так и групповое зарядание шпура.

Кроме того, на том же заводе разработан заряд накладной предохранительный ”*Энергит* ”, предназначенный для разрушения негабаритов в шахтах любой категории по газу. Удовлетворяет требованиям, предъявляемым к ВВ класса VII. Выполнен в полимерных оболочках.

Глава 5

Способы взрывания и средства инициирования промышленных ВВ

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

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

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

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

5.1. Огневое взрывание

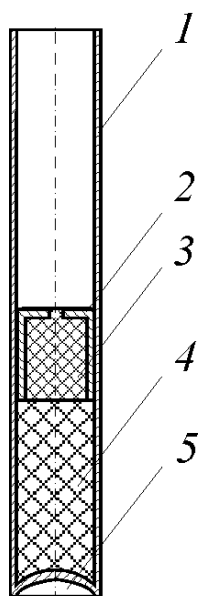
Огневое взрывание – это способ взрывания посредством капсюля-детонатора (КД) и огнепроводного шнура (ОШ) с применением средств его поджигания. Начальным импульсом служит внешнее пламя от горения того или иного средства зажигания.

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

Взрывник может выходить из укрытия через 5 мин после последнего взрыва. Если взрывник не считал взрывов или сосчитал не все взрывы, то выход из укрытия разрешается не ранее чем через 15 мин после последнего взрыва.

5.1.1. Капсюль-детонатор. Состоит из гильзы с кумулятивным углублением в донной части, чашечки, первичного (иницирующего) ВВ и вторичного (бризантного) ВВ (рис. 5.1). Свободная от ВВ часть гильзы называется *дульцем*. В качестве первичного (иницирующего) применяют гремучую ртуть (0,5 г),

вторичного ВВ – гексоген (1 г). Длина гильзы 50 мм, диаметр 7,2 мм. Применяют капсюли-детонаторы: № 8Б с бумажной, № 8М с медной и № 8С с биметаллической или стальной воронёной гильзами (алюминиевую гильзу применять запрещено, так как образуются взрывчатые соединения – фульминаты).



Первичное ВВ перед снаряжением в КД запрессовывают в металлическую чашечку с отверстием в центре диаметром 2...2,5 мм, закрытым шёлковой сеточкой, которая мгновенно сгорает от луча огня.

Капсюль-детонатор взрывается от удара, искры, пламени, трения. Поэтому при обращении с ними следует соблюдать большую осторожность (нельзя бросать или ударять любыми предметами).

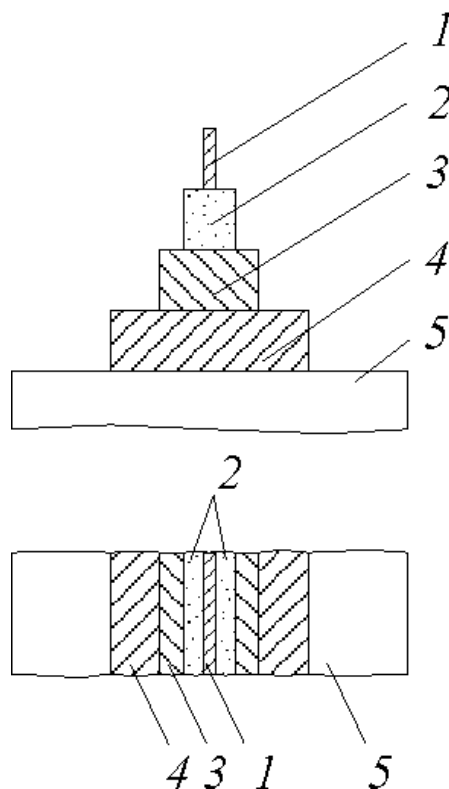


Рис. 5.1. Капсюль-детонатор:

1 – гильза; 2 – чашечка; 3 и 4 – первичное и вторичное ВВ; 5 – дульце.

Рис. 5.2. Огнепроводный шнур ОШП:

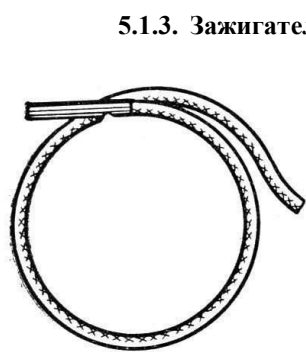
1 – направляющая нить; 2 – пороховая сердцевина; 3 и 4 – нитяные оплетки; 5 – оболочка.

5.1.2. Огнепроводный шнур. Предназначен для надёжной и безопасной передачи пламени (луча огня) на требуемое расстояние (в течение заданного времени) и воспламенения первичного взрывчатого вещества в КД. Имеет сердцевину из мелкозернистого чёрного (дымного) пороха с центральной направляющей нитью и две-три оплётки из льняных или хлопчатобумажных нитей, навитых в противоположных направлениях (рис. 5.2). Нитяные оплётки покрыты (пропитаны) или водо- или влагонепроницаемой массой.

К применению при взрывных работах допущены следующие виды огнепроводного шнура: асфальтированный (ОША) для работ во влажных и сухих забоях, двойной асфальтированный (ОШДА) – в мокрых, пластиковый (ОШП) – в забоях, покрытых водой.

Наружный диаметр шнура 5...6 мм, скорость горения 1 см/с. Шнуры выпускаются отрезками по 10 м, свёрнутыми в круги диаметром 15...25 см. Круги по 25 шт. собирают в бухты и обёртывают в пергаментную бумагу. Эти бухты по 8 или 4 шт. (только ОШП) упаковывают в деревянные ящики.

В случае нарушения технологического режима при изготовлении шнур будет с дефектами. Переуплотнение пороховой сердцевины вызывает замедление горения, рыхлая сердцевина горит с большей скоростью, при разрывах в ней происходит затухание или значительное замедление горения. Так как подобные дефекты могут вызвать несчастные случаи, то шнур надо испытывать на скорость, полноту и равномерность горения, а также осматривать снаружи.



5.1.3. Зажигательная трубка. Это – капсуль-детонатор с введённым отрезком огнепроводного шнура (рис. 5.3), длина которого устанавливается исходя из следующего. Шнур должен выходить из шнура не менее чем на 10...15 см, чтобы удобно было поджигать, и такой длины, чтобы длительность его горения обеспечила взрывнику возможность поджечь все шнуры в забое и уйти в место укрытия до взрыва первого заряда. Независимо от расчётов длина отрезка самого короткого шнура должна быть по требованию правил безопасности не менее 1 м.

Рис. 5.3. Зажигательная (взрывная)

5.1.4. Контрольная трубка. Она имеет такое же устройство, как и зажигательная. Предназначена для контроля времени. Длина шнура в ней на 60 см короче самого короткого в забойном комплекте шнура зажигательной трубки, и зажигают её первой; как только она сгорит, взрывник должен удалиться в укрытие. Её роль может выполнять контрольный шнур (без КД).

5.1.5. Средства зажигания ОШ. *Зажигательный фитиль* состоит из хлопчатобумажной или льняной сердцевины, пропитанной раствором калиевой селитры, покрытой сверху оплёткой из крученых хлопчатобумажных нитей. Диаметр фитиля 6...8 мм. Он легко загорается от спички и тлеет со скоростью 10...20 мм/мин.

Фитиль отрезками по 5 м сворачивают в круги. Бухты по пять кругов в каждой, обёрнутые в бумагу, упаковывают в деревянные ящики по 8 шт. Фитиль весьма удобен в работе и хорошо поджигает огнепроводный шнур, особенно если он надрезан у поджигаемого конца.

Зажигательный патрон служит для одновременного поджигания нескольких зажигательных трубок. Он представляет собой открытую с одного конца гильзу длиной 5...10 и диаметром 2...4 см (в зависимости от количества вводимых в патрон шнуров) из плотной парафинированной бумаги. На дне её находится тонкий слой (2...3 мм) воспламенительной смеси (85% мелкозернистого пороха, 5% канифоли и 10% парафина), горящей ровным пламенем, без вспышек.

Зажигательные патроны применяют при большом количестве шнуров, если они расположены близко один к другому. Концы трубок, выходящие из нескольких соседних шнуров, собирают в пучок и вставляют в зажигательный патрон. Для воспламенения патрона в него вставляют отрезок ОШ длиной 15...25 см. Гильзу патрона закрепляют на пучке шпагатом.

Спичкой разрешается зажигать ОШ только при взрывании одиночных зарядов.

В качестве средства зажигания может использоваться отрезок ОШ. Через каждые 2...3 см в нем сделаны косые надрезы на глубину 2/3 его диаметра. При горении из надрезанного места выбрасывается снап искр, легко воспламеняющий шнур зажигательной трубки.

5.1.6. Изготовление патрона-боевика. Зажигательные трубки изготовляют в специальном помещении, расположенном вблизи расходного склада ВМ. Избегая резких перегибов, ОШ разворачивают, а затем разрезают на отрезки необходимой длины, но не менее 1 м. На расстоянии 2 см от поджигаемого конца делают косой надрез на глубину 2/3 диаметра шнура. Второй конец отрезка ОШ вводят в дульце капсюля-детонатора до соприкосновения с чашечкой. Капсюль-детонатор с металлической гильзой у самого конца дульца обжимают вокруг шнура щипцами-обжимками или специальными приборами. При бумажной гильзе место соединения шнура и капсюля-детонатора обматывают прорезиненной лентой или туго обвязывают шпагатом. Наличие чашечки в КД уменьшает опасность при вводе в гильзу ОШ в процессе изготовления зажигательной трубки.

Зажигательную трубку вставляют в патрон и закрепляют в нём. Такой патрон называют боевым или патроном-боевиком. Непосредственно перед заряданием шпуров с одного из торцов патрона разворачивают бумажную оболочку и деревянным стержнем (наколкой) делают углубление (рис. 5.4, а),

размеры которого должны соответствовать размерам капсюля-детонатора. В это углубление вводят капсюль-детонатор зажигательной трубки (рис. 5.4, б). Затем концы бумажной оболочки обёртывают вокруг ОШ (рис. 5.4, в) и обвязывают шпагатом (рис. 5.4, г).

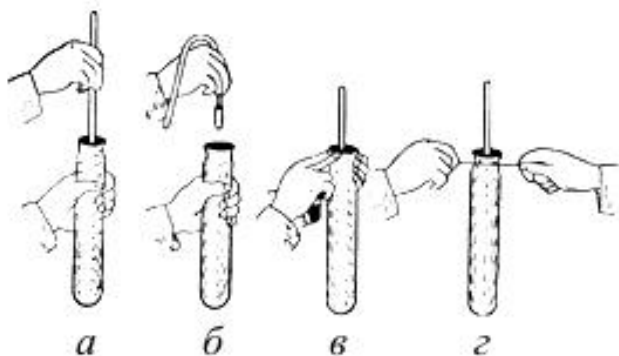


Рис. 5.4. Порядок изготовления боевого патрона (патрона-боевика) при огневом взрывании

5.2. Электрическое взрывание

В настоящее время – это единственный допущенный в угольных шахтах способ взрывания шпуровых и скважинных зарядов ВВ. Электровзрывание безопаснее огневого, так как позволяет взрывать больше зарядов и может

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

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

Рассмотрим конструкции электродетонаторов и остальные вопросы электрического взрывания.

5.2.1. Электродетонаторы. По времени срабатывания после подачи электрического импульса во взрывную выделяют *электродетонаторы* мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия.

Электродетонатор мгновенного действия (рис. 5.5, *а*) представляет собой капсулю-детонатор с закреплённым в нём (в дульце гильзы) электровоспламенителем (ЭВ), имеющем следующее устройство (рис. 5.6). Два изолированных провода (медные, реже железные или биметаллические) длиной 2...4 м и диаметром 0,5...0,6 мм свиты вместе на длину 5...10 см. Кончики их на 5...10 мм очищены от изоляции и разведены в виде вилочки, к концам которой припаян металлический мостик накаливания, длиной 2...4 мм и диаметром 30...35 мк из нихрома (сплава никеля с хромом). Крепление мостика к проводам может быть эластичное (рис. 5.6, *а*) и

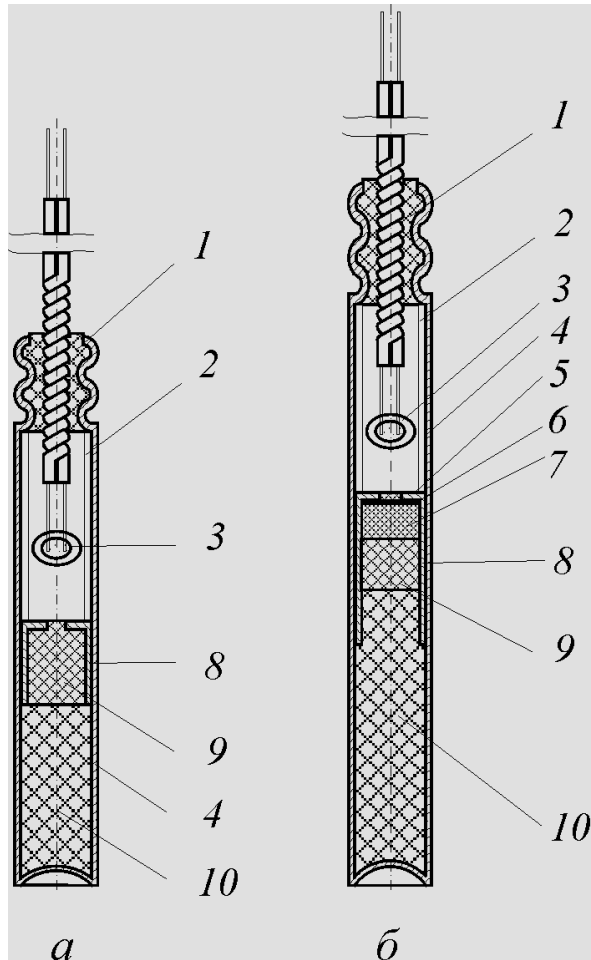


Рис. 5.5. Конструкции электродетонаторов:

а – мгновенного действия; *б* – короткозамедленного и замедленного действия;

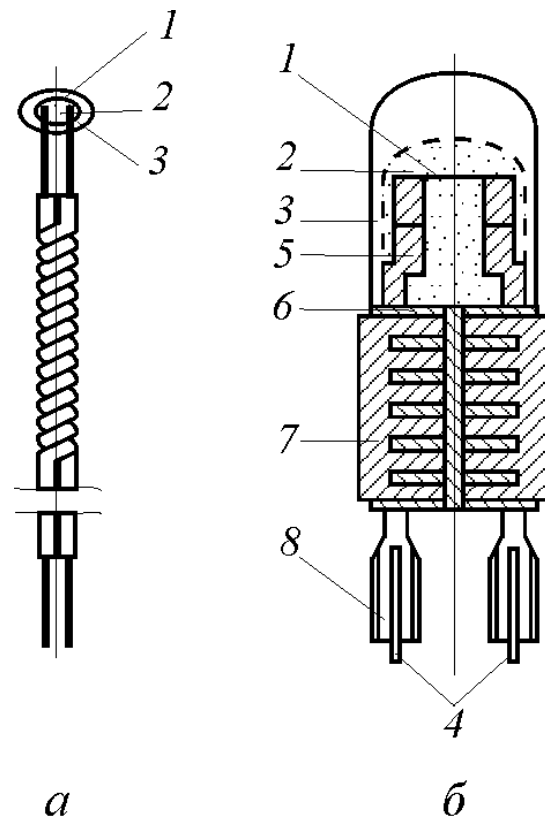


Рис 5.6. Электровоспламенители с креплением мостика к проводам:

а – эластичным; *б* – жестким;

1 – мостик; *2* и *3* – внутренний и наружный слой воспламенительной головки; *4* – провода; *5* – латунные полусеки; *6* – изолирующий крепящий

жесткое (рис. 5.6, *б*). Мостик и часть зачищенной вилочки покрыты легковоспламеняющимся твёрдым составом, который охватывает их в виде крупной твёрдой капли (воспламенительной головки). Характеристика электродетонаторов приведена в табл. 5.1.

Электровоспламенитель закрепляется в дульце капсулю-детонатора пластиковой пробкой и обжатием гильзы. Когда по проводам пропускается ток, мостик накаляется, разогревается и воспламеняет головку. Ее пламя почти мгновенно вызывает взрыв первичного ВВ, которое возбуждает детонацию

вторичного ВВ. Воспламенительная головка двухслойная. Первый слой: смесь роданистого свинца (50 массовых частей), бертолетовой соли (50 частей), свинцового сурика (1 часть) и склеивающего вещества – 4%-ного нитролака. Второй слой: смесь бертолетовой соли (78 массовых частей) с древесным углем (22 части) и склеивающего вещества – 26%-ного водного раствора столярного клея. Воспламенительную головку лакируют нитролаком.

Таблица 5.1. Типы электродетонаторов и интервалы замедления

Электродетонаторы	Интервал замедления между сериями, мс	Замедление с максимальными отклонениями (время срабатывания), мс	Цвет окраски придонного участка гильзы
ЭД-8э	-	Мгновенное	Не окрашивается
ЭД-8ж	-	Мгновенное	- // -
ЭДКЗ - ОП	-	4 ± 2	- // -
ЭДКЗ - 1ПМ	15	15 ± 7	Черный
ЭДКЗ - 2ПМ	15	30 ± 7	Красный
ЭДКЗ - 3ПМ	15	45 ± 7	Не окрашивается
ЭДКЗ - 4ПМ	15	60 ± 7	Зеленый
ЭДКЗ - 5ПМ	20	80 ± 10	Желтый
ЭДКЗ - 6ПМ	20	100 ± 10	Белый
ЭДКЗ - 7ПМ	20	120 ± 10	Синий
ЭДКЗ - 1П	25	25 ± 7	Черный
ЭДКЗ - 2П	25	50 ± 7	Красный
ЭДКЗ - 3П	25	75 ± 110	Не окрашивается
ЭДКЗ - 4П	25	100 ± 10	Зеленый
ЭДКЗ - 5П	25	125 ± 10	Желтый
ЭДЗД - 7	500	500 + 50 - 150	Желтый
ЭДЗД - 8	250	750 + 125 - 150	Розовый
ЭДЗД - 9	250	1000 + 300 - 75	Оранжевый
ЭДЗД - 10	500	1500 + 350 - 150	Голубой
ЭДЗД - 11	500	2000 + 600 - 100	Светло-сиреневый
ЭДЗД - 12	2000	4000 ± 500	Белый
ЭДЗД - 13	2000	6000 ± 600	Черный
ЭДЗД - 14	2000	8000 ± 900	Зеленый
ЭДЗД - 15	2000	10000 + 1600 - 800	Фиолетовый

П р и м е ч а н и е. Длина окрашенного участка гильзы в ЭДЗД-13,14,15 равна 10...15 мм, а на всех других электродетонаторах – 5...7 мм.

Благодаря надёжной герметизации гильзы в электродетонаторе в качестве первичного ВВ служит более безопасное, но плохо прессуемое инициирующее ВВ – азид свинца (в КД это опасно, поскольку азид свинца будет просыпаться), покрытый (со стороны электровоспламенителя) слоем ТНРС (в отдельных конструкциях ТНРС отсутствует). В качестве вторичного ВВ применяется гексоген.

Электродетонаторы замедленного действия (рис. 5.5, б) отличаются от ЭД мгновенного действия тем, что между электровоспламенителем и первичным инициирующим ВВ находится столбик замедляющего состава (смесь свинцового сурика, хромокислого свинца и ферросилиция). Время замедления зависит от длины столбика замедлителя, его состава и плотности.

При пропускании тока через группу электродетонаторов с различным замедлением, соединённых последовательно, электровоспламенители вспыхнут в них одновременно, а детонаторы будут взрываться с интервалами, зависящими от степени замедления.

Электродетонаторы замедленного действия выпускают с замедлением 0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2; 4; 6; 8 и 10 с. К проводам ЭД прикрепляется бирка с цифрой, обозначающей номер замедления. Кроме того, каждая ступень замедления имеет свою окраску придонного участка гильзы. Сущность замедленного взрывания заключается в том, что взрывание отдельных зарядов или отдельных групп зарядов выполняется в заданной последовательности через определённые промежутки времени (от 0,5 до нескольких секунд). Для угольных шахт допущены электродетонаторы с замедлением до 2 с включительно (ЭДЗД-7...ЭДЗД-11).

Электродетонаторы короткозамедленного действия по конструкции почти ничем не отличаются от ЭД замедленного действия. Различие – в несколько ином составе второго слоя воспламенительной головки, замедляющем составе и ступенях замедления, равных тысячным долям секунды. Воспламенительная головка двухслойная. Состав первого слоя такой же, как и в электродетонаторах мгновенного действия, состав второго – свинцовый сурик (90 массовых частей) и силикокальций (10 частей), склеивающее вещество – нитролак. Замедляющий состав изготавливают из смеси свинцового сурика (окислитель), силикокальция и ферросилиция (горючие компоненты). Замедлитель снаряжают так: в удлиненную луженую медную чашечку, отверстие которой закрывается шелковой сеткой, запрессовывают замедляющий состав, а поверх него – декстриновый азид свинца и тэн. В гильзу детонатора запрессовывают 0,5...0,7 г вторичного инициирующего ВВ, затем всыпают навеску этого же ВВ в порошкообразном состоянии и запрессовывают замедлитель. После этого в гильзу помещают электровоспламенитель с пластиковой пробкой.

Электродетонаторы упаковывают в картонные коробки по 40...75 шт., на которые наклеивают этикетки с названием завода, даты изготовления, номера партии, типа ЭД, их количества и значения сопротивления. Картонные коробки по 10 шт. укладывают в цинковую коробку, а последнюю – в деревянный ящик, в котором помещается от 500 до 1500 электродетонаторов.

По инициирующей способности электродетонаторы разделяют на группы. Первая – обычной инициирующей способности (нормальной мощности). По этому признаку они приравниваются к капсулодетонатору (ЭД-8э, ЭД-8ж, ЭДЗД). Масса вторичного ВВ равна 1 г. Вторая – электродетонаторы повышенной инициирующей способности (мощные – ЭДКЗ-ПМ), масса вторичного ВВ составляет 1,45 г. Мощные ЭД безотказно взрывают (инициируют) уплотнённые до $1,62 \text{ г/см}^3$ промышленные ВВ.

По предохранительности электродетонаторы делят на непригодные (ЭД-8э, ЭД-8ж, ЭДЗД) – 100%-ная вероятность воспламенения МВС и ПВС, и предохранительные (ЭДКЗ-ОП, ЭДКЗ-ПМ и ЭДКЗ-П) – 4...10%. Предохранительность обеспечена за счёт покрытия наружной поверхности гильзы пламегасительным веществом – серноокислым калием (K_2SO_4). Непригодные ЭД разрешается применять только для инициирования ВВ I и II классов.

Основные параметры ЭД, кроме времени срабатывания: сопротивление (у ЭД-8э, ЭДКЗ-П и ЭДЗД – 2...4,2 Ом, а у ЭД-8ж, ЭДКЗ-ОП и ЭДКЗ-ПМ – 1,8...3 Ом); гарантийный ток: при взрывании до 100 электродетонаторов (если ЭД с нихромовыми мостиками) постоянный ток должен быть равен 1 А, а если более 100 – 1,3 А; при взрывании переменным током – не менее 2,5 А; безопасный ток (при пропускании тока через ЭД в течение 5 мин они не срабатывают) – 0,18А; импульс воспламенения (импульс тока, при котором происходит взрыв ЭД) – $0,6...2 \text{ А}^2 \cdot \text{мс}$.

Перед выдачей взрывникам ЭД следует проверить на проводимость или на омическое сопротивление, концы выводных проводов должны быть замкнуты накоротко.

5.2.2. Изготовление патрона-боевика. Патроны-боевики (рис. 5.7) делают

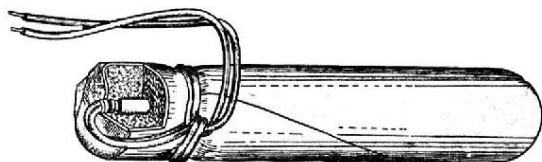


Рис. 5.7. Закрепление ЭД в патроне-боевике

непосредственно в забое. При проходке стволов их разрешается готовить на поверхности в зарядных будках и спускать в ствол отдельно от ВВ.

При электрическом взрывании порядок изготовления патронов-боевиков следующий: не разворачивая оболочки на одном из торцов патрона деревянной или из цветного металла наколкой делают углубление, в него вводят электродетонатор, затем на патрон набрасывают петлю из детонаторных проводов и обвязывают его. Прессованные ВВ поставляются с готовыми отверстиями под ЭД.

Рис. 5.7. Закрепление ЭД в патроне-боевике

5.2.3. Электровзрывные сети. После зарядания шпуров монтируют электровзрывную сеть. Соединение электродетонаторов может быть последовательное, параллельное и смешанное.

Последовательное соединение – наиболее распространённый способ взрывания зарядов. Расчёт электровзрывных сетей сводится к определению силы тока, поступающего в каждый электродетонатор, который не должен быть меньше гарантийного.

По назначению в сети провода подразделяются на детонаторные, выводные и магистральные. Детонаторными называют провода, непосредственно соединённые с электродетонаторами. Их сопротивление включают в сопротивление электродетонатора и отдельно не учитывают. Выводные провода применяются для соединения взрывной сети, смонтированной в забое выработки, с магистральными проводами. Длина магистральных проводов определяется расстоянием от забоя до безопасного места, откуда взрываются заряды.

При последовательном соединении электродетонаторов (рис. 5.8) общее сопротивление взрывной

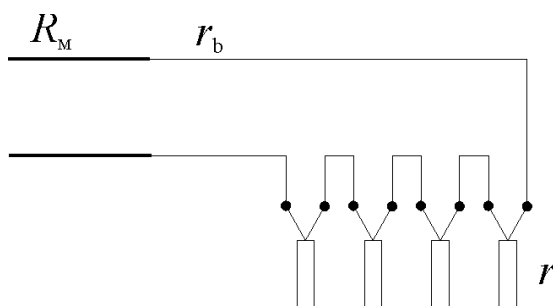


Рис. 5.8. Схема последовательного соединения электродетонаторов

сети определяют по выражению

$$R_0 = r \cdot n + r_b + R_M, \quad (5.1)$$

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

n – количество электродетонаторов в сети;

r_b и R_M – сопротивление выводных и магистральных проводов, Ом;

Силу тока вычисляют по выражению

$$I = \frac{U}{R_0} = \frac{U}{r \cdot n + r_b + R_M}, \quad (5.2)$$

где U – напряжение на клеммах источника тока, В.

Достоинства схемы – в простоте монтажа, легкости контроля за исправностью сети и простоте расчета. К недостаткам следует отнести невозможность одновременного взрывания большого количества зарядов, а также массовый отказ при неисправности одного из электродетонаторов.

Параллельное соединение имеет разновидности: параллельно-пучковое и параллельно-ступенчатое.

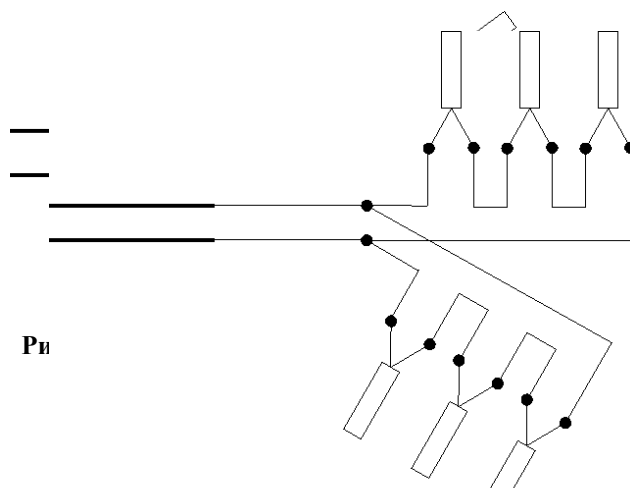


Рис. 5.10. Схема последовательно-параллельного соединения электродетонаторов

При параллельно-пучковом соединении (рис. 5.9) силу тока определяют по формуле

$$I = \frac{U}{R_m + r_b + r/n}, \quad (5.3)$$

а в каждом электродетонаторе

$$i = I/n, \quad (5.4)$$

где n – количество электродетонаторов, соединённых параллельно.

Если электродетонаторов много, а фронт работ растянут, применяют параллельно-пучковое двух- и трехступенчатое соединение.

К преимуществам схемы с параллельным соединением относится то, что неисправность одного ЭД не влечет за собой отказа остальных, а обрыв какого-либо провода приводит к отказу только одного ЭД.

Параллельно-ступенчатое соединение электродетонаторов используется при проходке вертикальных стволов шахт, что обусловлено сложными условиями (постоянный капёж, обводнёность забоя, много шпуров). Расчёт сопротивления сети и силы тока при таком соединении большого числа электродетонаторов сложен, а проверка сопротивления цепи и исправности невозможна.

Смешанное соединение бывает последовательно-параллельное и параллельно-последовательное. При последовательно-параллельной схеме электродетонаторы в группах соединены последовательно (см. рис. 5.8), а группы параллельно присоединены к магистральным проводам (рис. 5.10).

Последовательно-параллельное соединение применяется при большом числе ЭД, когда последовательное соединение не обеспечивает поступление в них тока определенного значения.

Если число электродетонаторов в отдельных группах и их сопротивление одинаковы, то сила тока определяется по формуле

$$I = \frac{U}{R_m + (r_b + r \cdot n)/m}, \quad (5.5)$$

$$i = I/m, \quad (5.6)$$

где n – число последовательно соединённых электродетонаторов в одной группе;

m – число групп, параллельно присоединённых к магистральным проводам.

При параллельно-последовательной схеме соединения электродетонаторов в группах параллельно-пучковое (см. рис. 5.9), а группы соединены между собой последовательно. Эта схема не применяется, поскольку бывает большое количество отказов.

Пример. На строительстве метрополитена в г. Донецке по буровзрывной технологии будут проводиться две выработки. В одной предусмотрено бурение 47 шпуров, в другой – 150. Подобрать взрывные приборы для инициирования зарядов в этих выработках.

Решение. Расчёт для первой выработки. Учитывая малое число ЭД и как следствие простоту монтажа и проверки исправности электровзрывной сети, а также надёжность в работе, принимаем последовательную схему соединения электродетонаторов (см. рис. 5.8) и усреднённое значение величины сопротивления электродетонаторов $r = 4$ Ом, в качестве выводных – одножильные провода марки ВП-1, имеющие одну медную жилу диаметром 0,5 мм и поливинилхлоридную изоляцию. Сопротивление 1 м жилы составляет 0,1 Ом. Эти провода будут прокладываться на расстояние до 20 м от забоя. Сопротивление выводных проводов

$$r_b = 0,1 \cdot 20 \cdot 2 = 4 \text{ Ом.}$$

В качестве магистральных принимаем двухжильные провода марки ВП-2. Они имеют два скрученных одножильных медных провода диаметром 0,7 мм, разного цвета, в поливинилхлоридной изоляции. Сопротивление 1 м жилы 0,04 Ом. Магистральные провода будут прокладываться на расстояние 200 м. Сопротивление магистральных проводов будет

$$R_m = 0,04 \cdot 200 \cdot 2 = 16 \text{ Ом.}$$

Общее сопротивление электропроводной сети определим по формуле (5.1):

$$R_0 = r \cdot n + r_b + R_m = 4 \cdot 47 + 4 + 16 = 208 \text{ Ом.}$$

Для ведения взрывных работ – взрывной прибор ПИВ-100М, который даёт напряжение до 600 В.

Определим силу тока в цепи по формуле (5.2): $I = U / R_0 = 600 / 208 = 2,88$ А.

Через каждый электродетонатор будет проходить ток силой $i = I = 2,88$ А. Эта сила тока значительно больше гарантийной силы $i_r = 1$ А (менее 100 ЭД при постоянном токе). Поэтому взрывание зарядов будет безотказным.

Расчёт для второй выработки. Учитывая большое число ЭД, принимаем сопротивления отдельных электродетонаторов равным 4 Ом, выводных проводов – 4 Ом, магистральных проводов – 16 Ом.

Выполним проверочный расчёт по формуле (5.1) для случая последовательного соединения электродетонаторов в этой выработке:

$$R_0 = r \cdot n + r_b + R_m = 4 \cdot 150 + 4 + 16 = 620 \text{ Ом.}$$

Как и в предыдущем случае, используем взрывной прибор ПИВ-100М.

Определим силу тока в цепи по формуле (5.2): $I = U / R_0 = 600 / 620 = 0,96$ А, что $\ll 1,3$ А (более 100 ЭД при постоянном токе). Из расчёта следует, что последовательное соединение электродетонаторов в этой выработке недопустимо.

Применим последовательно-параллельное соединение электродетонаторов (см. рис. 5.10), разделив их общее количество на две группы по 75 штук в каждой. В каждой группе соединим их последовательно, а группы – параллельно. Общее сопротивление при этом будет

$$R_0 = \frac{r \cdot n + r_b}{m} + R_m = \frac{4 \cdot 75 + 4}{2} + 16 = 168 \text{ Ом.}$$

Сила тока в цепи по формуле (5.3): $I = U / R_0 = 600 / 168 = 3,57$ А.

Через каждый электродетонатор проходит ток силой, определяемой по формуле (5.4):

$i = I / m = 3,57 / 2 = 1,78$ А, что больше гарантийной силы тока, т.е. 1,3 А. Поэтому взрывание зарядов будет безотказным.

При резких изменениях температуры (на открытых разработках), расчетное сопротивление магистральных проводов корректируется температурным коэффициентом (изменение сопротивления при нагревании проводника на 1°C, деленному на первоначальное сопротивление $\alpha_{м,а} = 0,004$).

5.2.4. Измерительные и контрольные приборы. На расходных складах ВМ электродетонаторы перед выдачей мастеру-взрывнику должны проверяться на целостность мостика накаливания и соответствие сопротивления установленным нормами пределам, указанным на упаковочной таре (на картонных коробках). Кроме того, в условиях эксплуатации устанавливают целостность и сопротивление взрывной цепи.

Для измерения сопротивления детонаторов и взрывных сетей применяют омметры мостикового типа, большинство из которых работают по принципу *омметра взрывных цепей ОВЦ-2* (диаметр прибора 52 мм, длина 155 мм, масса 0,425 кг). Он снят с производства как морально устаревший, но по-прежнему достаточно широко применяется в угольных шахтах. Общий вид омметра взрывных цепей ОВЦ-2 приведен на рис. 5.11, а. Электрическая схема прибора (рис. 5.11, б) представляет собой простейшую линейную мостиковую схему для измерения сопротивлений, плечи которой образованы измерительным реохордом R_0 (вместе с постоянными сопротивлениями R_1 и R_2), постоянными сопротивлениями $R_3=10$ Ом и $R_4=90$ Ом и измеряемым

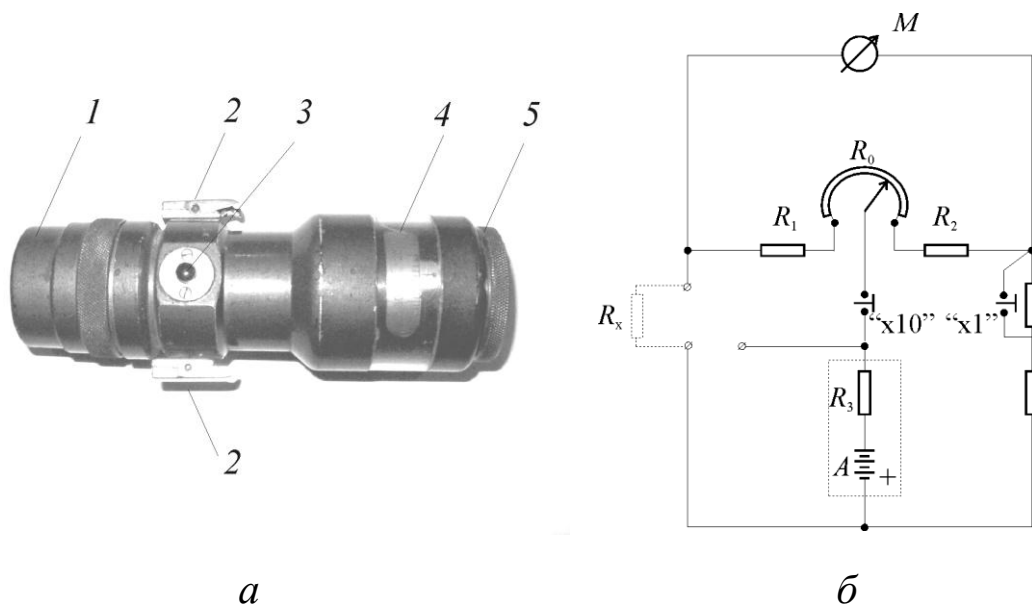


Рис. 5.11. Омметр ОВЦ-2:

а – внешний вид; б – электрическая схема;

1 и 5 – кольцо и шкала лимба; 2 – прищепки; 3 – кнопка включения; 4 – индикатор

сопротивлением R_x . Момент равновесия устанавливается по индикатору, включённому в диагональ моста. Подвижной контакт измерительного реохорда жестко связан с лимбом, шкала которого градуирована от 1 до 50 Ом. Источник питания – батарея из двух аккумуляторов типа Д-02, напряжением 2,5 В и емкостью 0,2 А·ч. Предел измерений от 1 до 500 Ом: в первом диапазоне от 1 до 50, во втором – от 10 до 500 Ом.

Прибор выпускается в нормальном рудничном исполнении. При измерении сопротивлений от 10 до 500 Ом необходимо подключить к прищепкам концы проводов от электровзрывной сети, после чего нажать кнопку включения, обозначенную на корпусе и электрической схеме “x10” (при этом включается питание), и поворотом кольца лимба совместить стрелку индикатора с нулевым штрихом шкалы, затем отпустить кнопку, прочесть показания на шкале лимба и отсчёт умножить на 10. Это и будет искомое сопротивление. При

измерении сопротивлений от 1 до 50 Ом следует нажать обе кнопки включения “х1” и “х10”. Нажатием кнопки “х1” на плече с постоянными сопротивлениями R_3 и R_4 большее, т.е. сопротивление $R_4=90$ Ом будет шунтировано, а в цепи останется меньшее сопротивление $R_3=10$ Ом. Нажатием кнопки “х10” включится питание. Затем поворотом кольца лимба надо совместить стрелку индикатора с нулевым штрихом шкалы, отпустить кнопки включения и прочесть показания на лимбе. Это и будет искомое сопротивление.

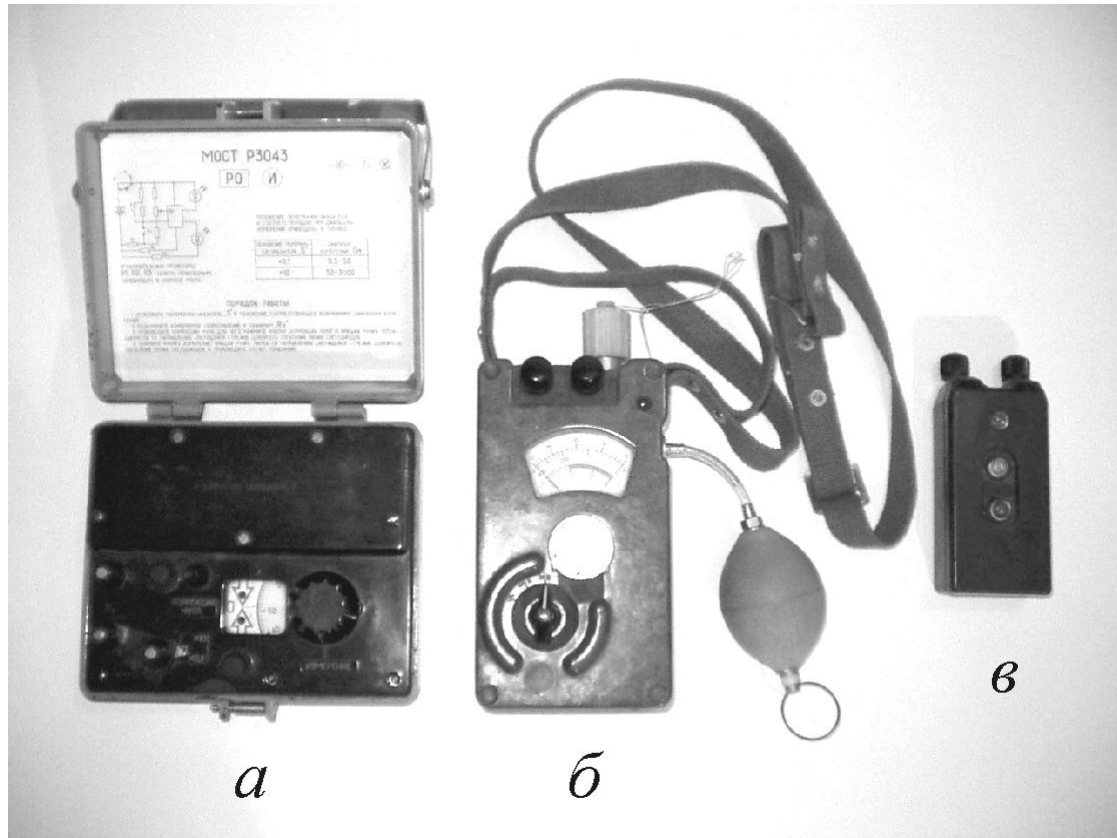


Рис. 5.12. Общий вид серийно выпускаемых приборов:

а – мост переносной постоянного тока Р 3043; *б* – манометр с измерителем взрывной цепи ИМС-1; *в* – испытатель взрывной светодиодный ВИС-1

Мост переносной Р 3043 (рис. 5.12, *а*) предназначен для измерения сопротивления электродетонаторов на расходном складе ВМ, а также измерения сопротивления взрывных цепей из укрытия в шахтах. В приборе использована схема одинарного моста постоянного тока. На внутренней крышке приведена схема моста и порядок работы по измерению сопротивления. Мост Р 3043 помещён в прямоугольный металлический корпус, масса его равна 1,6 кг.

Метанометр с измерителем взрывной цепи ИМС-1 (рис. 5.12, *б*) предназначен для периодического контроля содержания метана (до 3%) в рудничной атмосфере и измерения сопротивления взрывной цепи (из укрытия) в шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрыву пыли. Определение концентрации метана основано на каталитическом его окислении и измерении выделившегося при этом теплоты с использованием точечных чувствительных низкотемпературных элементов и мостикового метода измерения. При измерении сопротивления взрывной цепи (от 0 до 20 Ом) используется принцип неуравновешенного моста, в одно плечо которого включается взрывная сеть. В верхней части прибора расположено заборное устройство с антенной и фильтром. С правой стороны корпуса прикреплён воздухопровод, с помощью которого через датчик прокачивается рудничный воздух. Имеется три последовательно соединённых герметичных никель-кадмиевых аккумулятора Д-0,55. Масса прибора 1,5 кг.

Испытатель взрывной светодиодный ВИС-1 (рис. 5.12, в) предназначен для проверки предельного сопротивления взрывной цепи (до 320 Ом) и проводимости её отдельных элементов при производстве взрывных работ, в том числе в условиях шахт, опасных по газу и разрабатывающих пласты, опасные по взрыву пыли. Масса прибора 0,3 кг, ток короткого замыкания на выходных клеммах не более 5 мА. Это единственный серийный прибор, которым можно пользоваться непосредственно в призабойном пространстве выработки. ВИС-1 состоит из пластмассового корпуса, крышки, электронного блока с индикатором светодиодным, блока питания, выключателя, двух выходных клемм. Исполнение рудничное особо взрывобезопасное.

Для проверки исправности взрывной сети или её элементов к клеммам испытателя подсоединяют зачищенные концы и включают. При целостности сети или её элементов и сопротивления не выше 320 Ом ($\pm 5\%$) загорается световой индикатор. Длительность нажатия кнопки не должна превышать 2...4 с. Погрешность контроля допустимого сопротивления 5%, ток короткого замыкания на выводных клеммах не более 5 А, масса прибора 0,3 кг.

В настоящее время разработаны новые образцы приборов с цифровой индикацией и автоматическим выбором пределов измерения (ХН-2570, ЖЗ-2460, DBR-12, PR-12).

Измеритель сопротивления взрывной цепи ХН-2570 предназначен для контроля взрывных цепей и отдельных детонаторов при ведении взрывных работ, в том числе в шахтах, опасных по газу и пыли. Выполнен в ударопрочном пластмассовом корпусе с антистатическим покрытием, имеет рудничное особовзрывобезопасное исполнение, обеспеченное защитой типа "Искробезопасная электрическая цепь". Диапазон измерений выбирается автоматически.

На отдельных шахтах ещё пользуются омметром Р-353, работающим по тому же принципу, что и ОВЦ-2, которым можно измерять сопротивления, как отдельных электродетонаторов, так и электровзрывных сетей. Пределы показаний, Ом: "Запал" – 0,2...50, "Линия" – 20...5000; рабочая часть шкалы, Ом: "Запал" – 0,3...30, "Линия" – 30...3000.

Для проверки сопротивления электродетонаторов в шахтных расходных складах применяют уже снятые с производства омметры-классификаторы ОКЭД-1 и ОКЭД-2 с пределами измерения сопротивления 0,5...8,5 Ом. Приложив концы проводов детонатора к выводным контактам прибора, получают на его шкале отсчёт сопротивления. Прибор позволяет очень быстро измерить сопротивление большого количества электродетонаторов и классифицировать их по сопротивлениям.

Для проверки исправности взрывных приборов, применяемых в шахтах, опасных по газу или пыли, предназначен *прибор контроля взрывных импульсов ПКВИ-3м*, с помощью которого определяют ток и длительность импульса, посылаемого во взрывную цепь.

5.2.5. Источники тока для взрывания электродетонаторов. В качестве источников тока для взрывания электродетонаторов применяют конденсаторные взрывные приборы.

Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100м (рис. 5.13, а). Предназначен для взрывания не

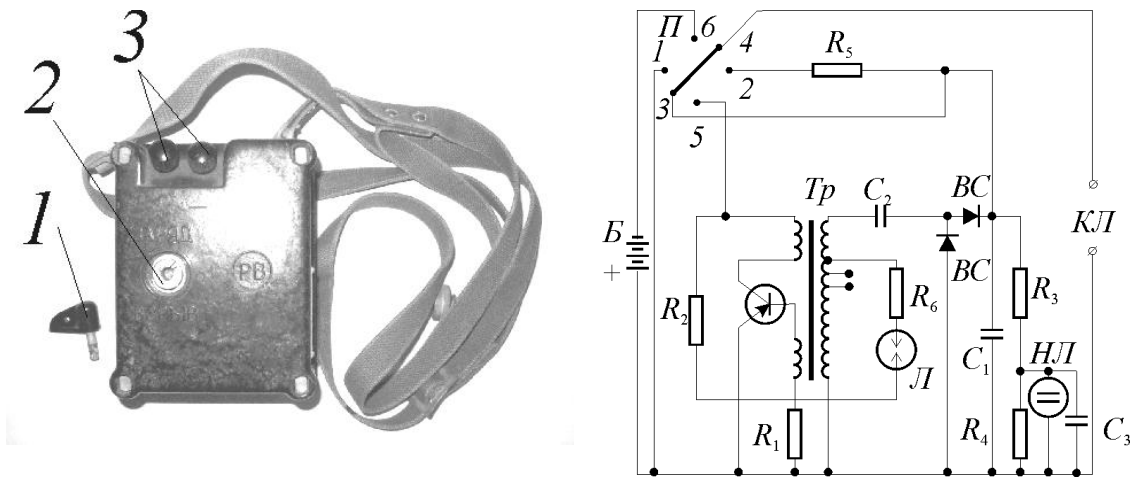


Рис. 5.13. Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/100м:

а – внешний вид; б – электрическая схема;

1 – съемный взрывной ключ; 2 – гнездо взрывного ключа; 3 – линейные зажимы

более 100 электродетонаторов, соединённых последовательно, при общем сопротивлении взрывной цепи не более 320 Ом. Имеет взрывобезопасное исполнение. Принцип действия прибора (рис. 5.13, б) следующий. При повороте ключа влево в положение “Заряд” переключатель *П* ставится в положение 5-6 и батарея *Б* соединяется с преобразователем *ПП* постоянного тока в переменный. Генерируемый переменный ток через повышающий трансформатор *Тр* и схему удвоения напряжения тока, состоящую из двух селеновых выпрямителей *ВС* и конденсатора удвоения напряжения *С₂* (ёмкость 0,05 мкФ), идёт на конденсатор-накопитель *С₂* (ёмкость 10 мкФ). При достижении на последнем напряжения 600 В срабатывает разрядник *Л*, подавая на базу триода положительный импульс ($3 \text{ A}^2 \cdot \text{мс}$), срывающий генерацию тока. Благодаря этому напряжение на конденсаторе-накопителе стабилизируется. Одновременно загорается неоновая лампочка *НЛ*, сигнализирующая о готовности прибора к подаче тока во взрывную сеть. При повороте ключа вправо в положение “Взрыв” переключатель *П* занимает на 2...4 мс положение 3-4, при котором конденсатор-накопитель включается во взрывную цепь (зажимы *КЛ*), а затем автоматически переходит в положение 1-2, при котором конденсатор-накопитель замыкается на разрядное сопротивление *Р₅* (1 кОм), снимающее остаточный заряд.

Источник питания прибора – батарея из трёх элементов “Сатурн”. При напряжении питания 4,8 В напряжение, стабилизируемое на конденсаторе-накопителе, не превысит 650 В, при 3,2 В – 600 В. Неоновая лампочка загорается при напряжении на конденсаторе-накопителе 590...620 В. Продолжительность заряжения прибора до 8 с, масса 2 кг.

Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100м (рис. 5.14) отличается от прибора КВП-1/100м тем,

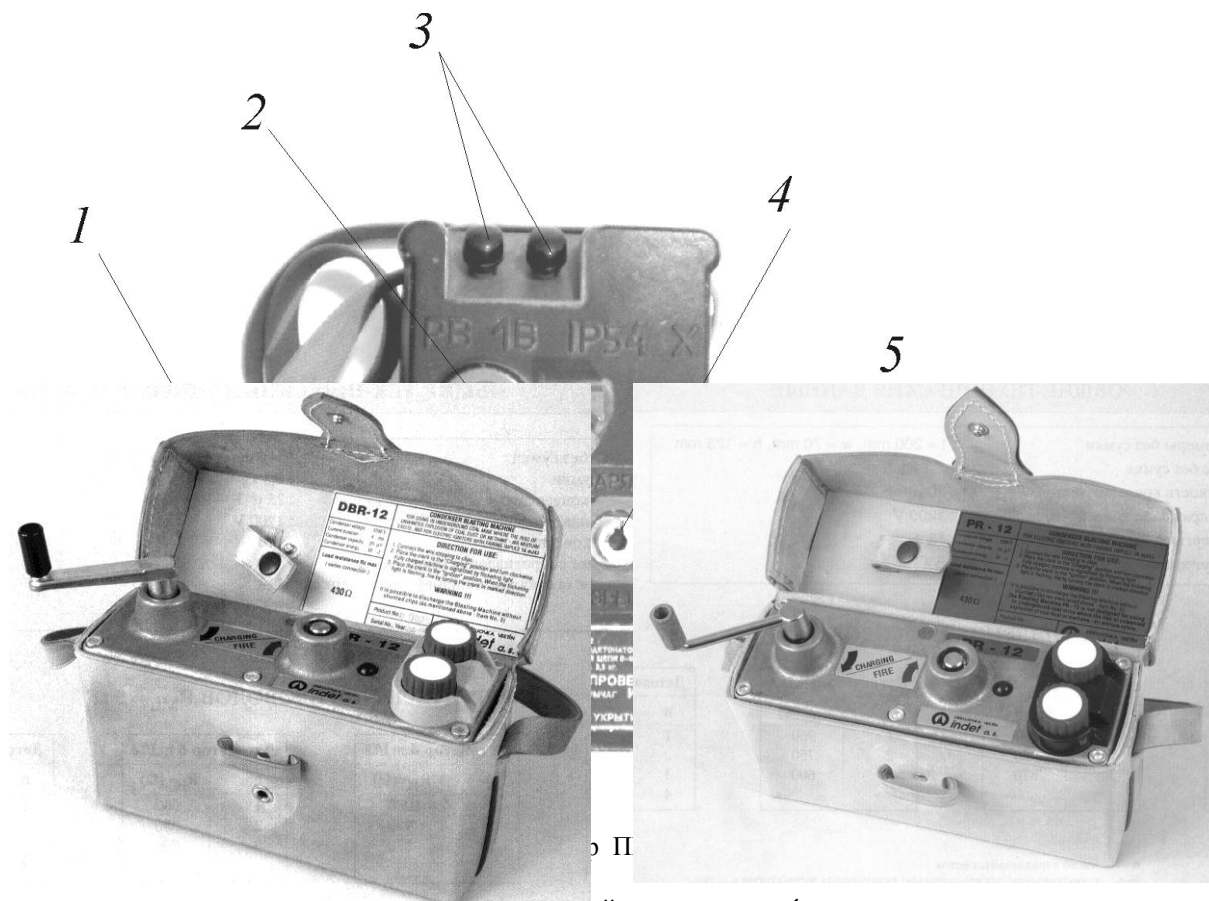


Рис. 5.15. Конденсаторный взрывной прибор DBR-12
 Рис. 5.16. Конденсаторный взрывной прибор PR-12

что в его корпусе заключён ещё и омметр мостикового типа для измерения сопротивления взрывной цепи. Омметр питается от элемента РЦ-75 (ОР-3) или РЦ-85 (ОР-4). Пределы шкалы омметра 0...400 Ом, цена деления 20 Ом, точность измерения 75...80%. Для контроля взрывной цепи её подключают к зажимам прибора и поворачивают рычаг по часовой стрелке до упора в положение ИВЦ. Измерение производят с места укрытия. После этого рычаг отводят в исходное положение и вставляют в гнездо “заряд-взрыв” ключ. Ключ поворачивают против часовой стрелки и заряжают конденсатор-накопитель до загорания сигнальной лампочки. Затем резко поворачивают ключ по часовой стрелке и взрывают заряды. После взрыва ключ вынимают и гнездо закрывают пробкой.

Электрическая схема и питание взрывного прибора аналогичны принятым в приборе КВП-1/100м (см. рис. 5.13, б). Прибор взрывает до 100 электродетонаторов, соединённых последовательно, при сопротивлении взрывной цепи не более 320 Ом. Напряжение на конденсаторе-накопителе равно 600В. Сигнальная лампочка устойчиво загорается при напряжении 580 ... 610 В. Импульс тока $3 \text{ A}^2 \cdot \text{мс}$, продолжительность импульса 2...4 мс, масса 2,7 кг.

Устройство взрывное программируемое ЖЗ-2460 предназначено для автоматической выдачи импульса тока постоянной величины для инициирования электродетонаторов нормальной и пониженной чувствительности с предварительным непрерывным контролем сопротивления взрывной цепи в шахтах, опасных по газу и пыли в обводненных забоях.

Конденсаторные взрывные приборы DBR-12 и PR-12 (рис. 5.15 и 5.16) предназначены для инициирования последовательно включенных электродетонаторов во всех выработках за исключением

выработок в шахтах, опасных по выделению метана и пыли. Емкость конденсатора позволяет применять прибор для параллельного включения взрывной сети.

Специфическая особенность при проходке вертикальных шахтных стволов – сильная обводненность забоев и связанные с этим большие утечки тока во взрывной сети. Надежным способом предотвращения отказов в подобных условиях является применение параллельно-ступенчатых схем соединения электродетонаторов. Однако для взрывания ЭД, соединенных по таким схемам, требуются взрывные приборы с большой энергоемкостью источника электрического импульса. *ВПС-1* – прибор, вырабатывающий достаточной силы импульс для ведения взрывных работ в вертикальных стволах шахт, опасных по газу или пыли. Его энергоемкость почти в 170 раз больше, чем энергоемкость взрывного прибора ПИВ-100м.

Ток во взрывную сеть подается автоматически (при достижении в процессе зарядки конденсаторов заданного напряжения). Прибор имеет взрывобезопасное исполнение, снабжен устройством, контролирующим параметры электрического импульса на входе.

На открытых горных работах применяют *конденсаторные взрывные машинки КПМ-1А, КПМ-2 и ВМК-500*, масса их соответственно 2,3, 7,8 и 6,5 кг. От КПМ-1А можно взрывать до 100 электродетонаторов при сопротивлении сети до 300 Ом, от КПМ-2 – до 300 электродетонаторов при сопротивлении сети до 1000 Ом. Они обеспечивают напряжение тока 1500 В. От ВМК-500 можно взрывать до 800 электродетонаторов при сопротивлении сети до 2000 Ом; напряжение до 3000 В.

5.3. Электроогневое взрывание

При электроогневом взрывании зарядов применяются капсулы-детонаторы, огнепроводный шнур, электрозажигательные патроны (табл. 5.2) и принадлежности: взрывные провода или кабели и соединительная арматура. Начальным импульсом служит электрический ток.

Таблица 5.2. Типы патронов для поджигания пучков ОШ при огневом и электроогневом взрывании

№ патрона	Количество отрезков ОШ в пучке	Патроны для взрывания	
		огневого	электроогневого
1	7	ЗП - Б1	ЭЗП - Б1
2	8...12	ЗП - Б2	ЭЗП - Б2
3	13...19	ЗП - Б3	ЭЗП - Б3
4	20...27	ЗП - Б4	ЭЗП - Б4
5	28...37	ЗП - Б5	ЭЗП - Б5

Электрозажигательный патрон представляет собой гильзу из тонкого картона, на дне которой находится слой из смеси пороха, парафина и канифоли. В донную часть вмонтирован электровоспламенитель (рис. 5.17).

При использовании электрозажигательных патронов в гильзу вводят шнуры зажигательных трубок, идущие из расположенных вблизи шнуров. Гильзу с пучком шнуров плотно обвязывают шпагатом. Провода электровоспламенителя подключают к магистральным проводам, из укрытия включают ток. Вспыхивает электровоспламенитель, от его пламени загорается воспламеняющаяся смесь, а последняя зажигает пороховые сердцевинки огнепроводных шнуров зажигательных трубок.

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

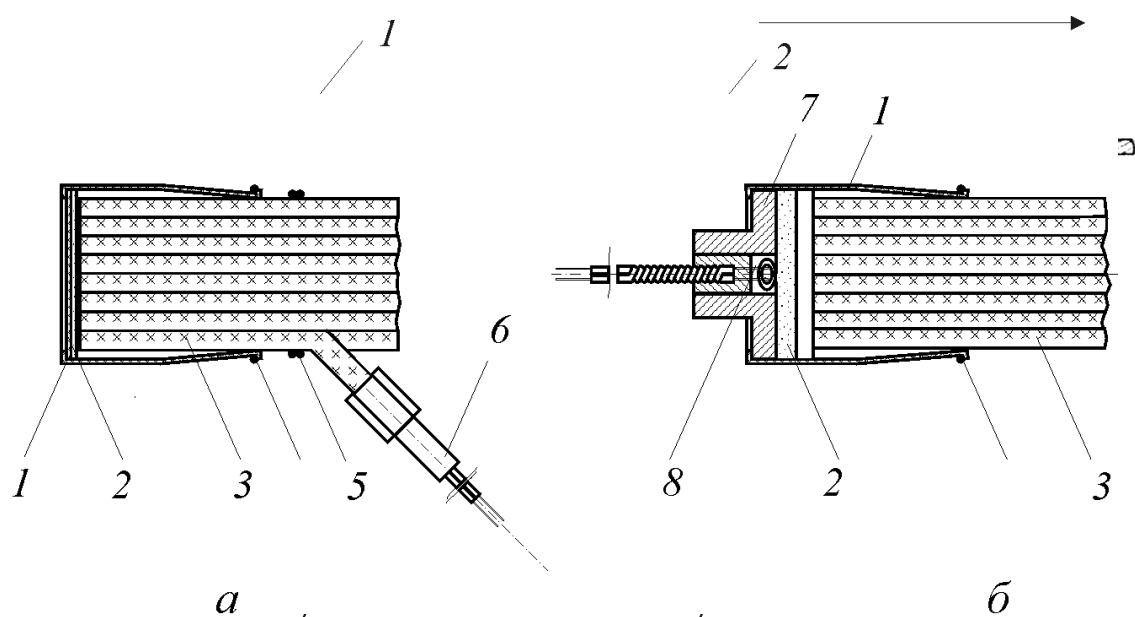


Рис. 5.17. Зажигательный (а) и электрозажигательный (б) патроны для группового взрывания:

1 – гильза; 2 – зажигательная смесь; 3 и 6 – трубки зажигательная и электрозажигательной трубкой.

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

5.4. Бескапсюльное взрывание

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

Детонирующий шнур взрывают от капсуля-детонатора или электродетонатора. В этих целях его привязывают к шнуру изоляционной лентой или шпагатом. Для передачи взрыва от одного отрезка шнура к другому их связывают морским узлом или внахлестку так, чтобы шнуры соприкасались на расстоянии не менее 10 см (рис. 5.18).

Детонирующий шнур можно резать острым ножом на деревянной подкладке. Работа с ним и монтаж взрывной сети просты и безопасны. Шнур имеет хорошую изоляцию, что обеспечивает его водонепроницаемость при нахождении в воде в течение 12 ч. Он не выдерживает действия солнечных лучей и хранения в тёплом месте, так как при этом оплавляется изоляция и обнажается ВВ.

Для взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли, выпускают предохранительные детонирующие шнуры ДШП-1 и ДШП-2. Сердцевина первого состоит из смеси ВВ и пламегасителя (активной соли щелочного металла), наружная оболочка полихлорвиниловая, диаметр шнура 6 мм, сердцевина второго –

из чистого ВВ, заключена в предохранительную пламегасительную оболочку, покрытую целлофаном, а затем сверху двумя нитяными оплётками и полихлорвиниловой оболочкой. Наружный диаметр шнура 8,6...9 мм. Шнуры легко детонируют от ЭД и надёжно передают детонацию ВВ со скоростью 6 км/с. Водостойчивость обеспечивается при давлении до 3 МПа.

Для подводных работ применяется водостойчивый шнур ДШВ с пластиковым покрытием вместо третьей оплётки, снаряжённый тэном (12 г ВВ на 1 м), скорость детонации шнура около 7 км/с. Шнур, диаметром 4,8...5,8 мм выпускается отрезками по 50 м, свёрнутыми в бухты, обёрнутые плотной бумагой. Бухты по десять укладывают в деревянные ящики.

Для взрывных работ в нефтяной промышленности (для взрывания торпед и перфораторных зарядов в глубоких скважинах при температуре до 165°C) изготавливают специальные детонирующие шнуры: термостойкий (ДТШ-165) и усиленный (ДШУ). В них применены термостойкие ВВ и герметизирующая оболочка из полиэтилена, что обеспечивает нормальную работоспособность при высоких давлениях (до 80 МПа) и температурах.

При скважинном методе взрывных работ детонирующий шнур пропускают в скважину (для надёжности взрывную сеть дублируют), потом засыпают порошкообразное ВВ в скважину, а её устье засыпают забойкой. На поверхности вдоль устьев скважин прокладывают магистральную линию ДШ и к ней подсоединяют концы ДШ, идущие из скважин (см. рис. 5.18). Магистральную линию ДШ взрывают электродетонатором или капсулем-детонатором. Детонирующий шнур вызывает взрыв зарядов ВВ в скважинах. При зарядании скважин патронами один из них делают боевым, пропуская детонирующий шнур сквозь патрон или обматывая им патрон. Заряды всех скважин, а также все рассредоточенные части заряда взрываются практически одновременно.

В последнее время широкое применение получило короткозамедленное взрывание зарядов, при котором заряды смежных скважин взрываются с интервалами в 20...60 мс. При взрывании детонирующим шнуром замедление достигается с помощью *пиротехнического реле замедления*. Пиротехническое реле предназначено для создания замедлений на магистральных линиях ДШ между соседними скважинами (или сериями скважин), благодаря чему заряды взрываются в заданной последовательности и через определённые интервалы.

Пиротехнический замедлитель КЗДШ-62-2 (рис. 5.19) состоит из металлической трубки, середина

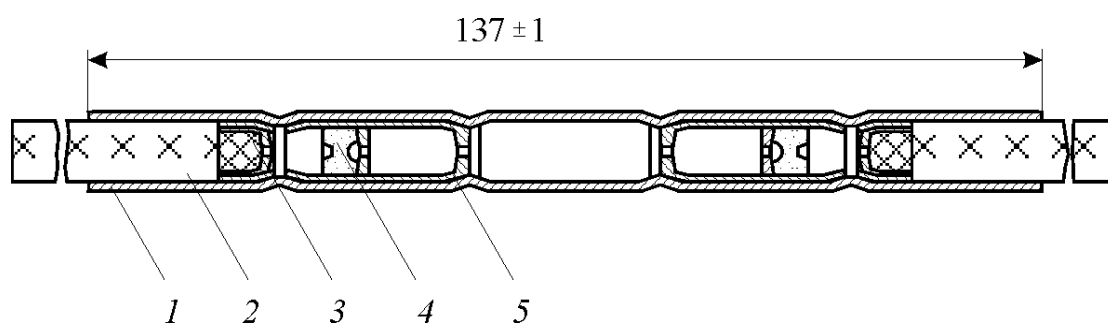


Рис. 5.19. Пиротехнический замедлитель детонирующего шнура КЗДШ-62-2:

1 – металлическая трубка; 2 – отрезок детонирующего шнура; 3 – капсуль-детонатор; 4 – которой в двух местах обжата. В трубку до упора с обоих концов досланы диафрагма и замедлитель, состоящий из оксида меди и алюминиевой пудры. Замедлитель обжат по дульцу колпачка в трубке, после чего в неё введены капсули-детонаторы и обжимом закреплены отрезки ДШ длиной 265 мм. КЗДШ-62-2 имеет двухстороннее действие, передаёт детонацию в сеть ДШ независимо от того, каким концом оно включено в

сеть, поэтому во взрывную сеть детонирующего шнура их можно монтировать в любом положении. Выпускается трёх ступеней замедления, различающихся цветом средней части трубки:

Замедление, мс	10	20	35
Разброс времени срабатывания, мс..	± 4	± 5	± 7
Цвет средней части трубки	Красный	Черный	Зелёный

Замедлитель КЗДШ-62-2 рассчитан для работы при температуре от +50 до -30°C.

Пиротехнический замедлитель КЗДШ-69 состоит из картонной трубки, обжатой по торцам и в средней части алюминиевыми втулками. В трубку введены капсуль-детонатор и замедляющий состав; закреплены отрезки шнура. Замедлитель может передавать детонацию только в одном направлении, указанном на гильзе стрелкой, что надо учитывать при монтаже взрывной сети. Выпускаются десять серий со следующими замедлениями:

Номера КЗДШ-69.....	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Интервал замедления и разброс времени срабатывания.....	10±4	20±6	35±7	50±7	75	100	125	150	175	200

В 90-х годах XX ст. в Украине начали изготавливаться замедлители ДШ двухстороннего действия РП-92. Они имеют два детонатора с замедлителями, развернутыми на 180° с отрезками ДШ. Интервал замедления между отдельными сериями 50 мс, максимальное замедление 400 мс.

Бескапсюльный способ производства взрывных работ широко применяется на открытых разработках при методе скважин и минных камер, а также на подземных горных работах за исключением шахт, опасных по газу и пыли.

5.5. Неэлектрическая схема инициирования Нонель

Зарубежные фирмы (США, Швеция, Китай) разработали и широко применяют неэлектрические схемы инициирования, основанные на передаче ударной волны по трубчатому пластикатному высокопрочному волноводу со скоростью до 2 км/с. Это достигается за счет покрытия (напыления) внутренней его поверхности тончайшим слоем ВВ (типа тэна или октогена) с добавками тонкодисперсного алюминия. Масса навески ВВ составляет на 1 м волновода около 50 мг. Один конец волновода запаян, а на другом смонтирован герметический детонатор. Иницирование ударной волны в волноводе производится с помощью специальных пистолетов-стартеров, снаряжаемых капсулями типа «Жевело» (Швеция), электрическим импульсом от взрывной машинки (Китай). Перед взрывом запаянный конец волновода обрезается. Иницирование возможно обычным КД и ЭД или петлей ДШ. Обрезка конца волновода не требуется, производится инициирование одновременно 20 и более волноводов, так как инициирование аналогично принципу применяемому для ДШ (рис. 5.20).

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

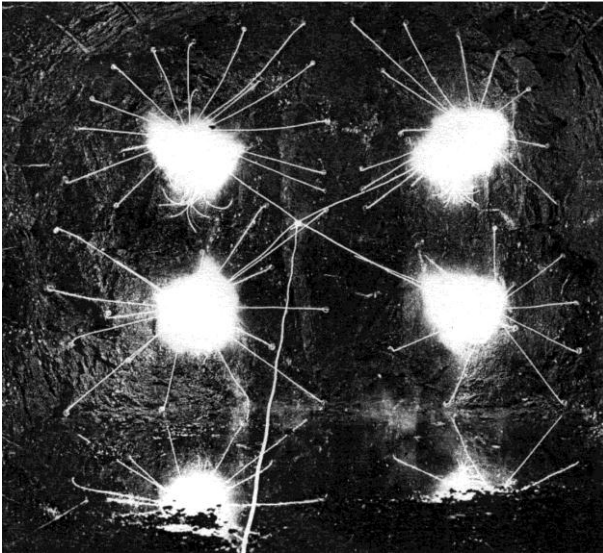


Рис. 5.20. Общий вид системы Нонель после инициирования: белые пятна – место инициирования пучка трубчатых волноводов; белые линии – трубчатые волноводы после инициирования; точки на концах светлых линий – место входа волновода в скважину (шпур)

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

Детонатор нормальной мощности системы Нонель безотказно инициирует все ВВ нормальной чувствительности. Состоит из алюминиевого корпуса – стакана, на дно которого запрессованы заряды вторичного и первичного инициирующих ВВ; в алюминиевой трубке запрессован замедляющий состав, чувствительность которого обеспечивает его поджигание пламенем, распространяющимся в волноводе. Входящий волновод герметично закрепляется в дульце детонатора с помощью резиновой трубки.

РАЗДЕЛ III

Взрывные работы

Взрывными называются работы, выполняемые посредством взрывания зарядов ВВ в целях отделения части горных пород от массива, дробления и перемещения их на некоторое расстояние.

Зарядом называют определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву.

В угольных шахтах взрывные работы ведут с применением небольших зарядов ВВ (массой в несколько сот граммов). При подземной разработке рудных месторождений с крепкими породами масса заряда достигает несколько десятков килограммов, при массовых взрывах в карьерах масса заряда ВВ может достигать несколько сот тонн.

Глава 6

Действие взрыва заряда ВВ в горной породе

6.1. Классификация зарядов ВВ

По способу приложения к разрушаемому объекту заряды делят на наружные (накладные) и внутренние. Заряд называют *наружным*, если он приложен к поверхности разрушаемого объекта, *внутренним*, если помещен внутри разрушаемой среды. В последнем случае в подлежащем разрушению массиве(объекте) создают углубление (шпур, скважину, камеру и др.), в которое помещают заряд, располагаемый внутри взрывающего объекта. Углубления делают с таким расчетом, чтобы только часть их была занята зарядом, часть, свободную от заряда, используют для размещения забойки.

Наружные (накладные) заряды применяют для дробления негабаритных блоков, а внутренние – при рыхлении горных пород с использованием шпуровых или скважинных зарядов, а также при строительстве каналов, канав, траншей, и т.д.

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

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

Инициирование отдельных ярусов осуществляется прокладкой ДШ вдоль заряда ВВ или размещением в каждом из них электродетонатора.

Сплошные заряды применяют, например, при проведении горных выработок обычным взрыванием. Использование рассредоточенных зарядов ВВ с воздушными промежутками – один из эффективных способов регулирования степени дробления горных пород взрывом на открытых работах. Его научные основы и технологические решения разработаны в ИГД им. А.А. Скочинского под руководством академика Н.В. Мельникова и профессора Л.Н. Марченко.

В угольных шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрыву пыли, рассредоточенные заряды с промежутками из песчаноглиняной смеси допускается применять в породном забое выработок, в которых не выделяется метан, и только во врубовых шпурах, а также при вскрытии выбросоопасных пластов сотрясательным взрыванием.

По форме (конфигурации) заряды разделяют на сосредоточенные и удлиненные.

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

Удлиненные (колонковые) заряды имеют цилиндрическую форму, длина их более чем в 4...5 раз превышает размер в поперечнике.

При взрывных работах сосредоточенные заряды размещают в камерах или “котлах” и поэтому их называют *камерными* или котловыми, удлиненные – в шпурах и скважинах и поэтому их называют *шпуровыми*, скважинными или цилиндрическими.

В зависимости от формы и величины заряда ВВ, а также способа размещения его относительно разрушаемого массива различают следующие методы взрывных работ: шпуровой; скважинных зарядов; камерных (котловых) зарядов; наружных (накладных) зарядов. Практически единственным методом взрывных работ в угольных шахтах является шпуровой. В зависимости от размеров зарядов и глубины расположения их от поверхности (три первые из перечисленных методов ведения взрывных работ) возможны два вида их действия: внутреннее и наружное.

6.2. Внутреннее действие взрыва заряда в горной породе

Если при взрыве заряда ВВ в массиве породы действие его ничем не проявится на открытой поверхности и локализуется внутри массива, то оно называется *внутренним действием (камуфлетом)*, а заряд – *камуфлетным зарядом*.

При взрыве камуфлетного заряда в породном массиве на стенки зарядной полости действует динамический удар. В горной породе возникают волновые явления, интенсивные у заряда и ослабляющиеся по мере удаления от него. В породном массиве образуются зоны: сжатия (вытеснения и уплотнения), трещинообразования (разрывов, сотрясения и растрескивания) и сотрясения. Первая зона весьма мала и не имеет четкой границы с зоной трещинообразования, поэтому целесообразно рассматривать зоны вытеснения и разрывов совместно как одну общую зону – зону разрушения (рис. 6.1). Иногда при определенном соотношении между зарядом и расстоянием его до открытой поверхности образуется еще зона отколов.

Процесс разрушения породы, согласно теории Г.И. Покровского, идет следующим образом: в

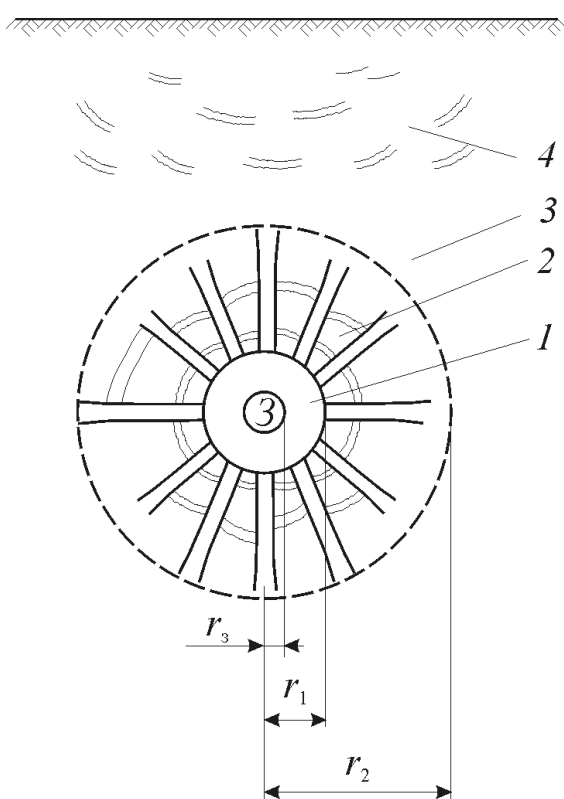


Рис. 6.1. Схема внутреннего действия взрыва

заряда в горной породе:

1, 2, 3 и 4 – зоны вытеснения (котел) трещинообразования; сотрясения; откола;

в момент взрыва удар газов взрыва разрушает и вытесняет некоторый слой породы, прилегающий к заряду, образуя полость – зону вытеснения или котел. Раздавленная и вытесненная порода вдавливается в стенки котла, которые вследствие этого представляют собой слой раздавленной и уплотненной породы. Возникшая в момент взрыва ударная волна перемещается радиально в массиве породы за пределы котла, вызывая смещение частиц породы в радиальном направлении. В результате радиального перемещения частиц и слоев породы в ней возникают действующие в тангенциальном направлении усилия растяжения и сдвига. Они вызывают образование сети радиальных и кольцевых (прерывистых сферических) трещин.

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

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

В зависимости от глубины заложения заряда признаки взрыва могут быть не обнаружены на земной поверхности или проявляются в виде слабой сейсмической волны. Если заряд заложен не глубоко от земной поверхности, то до нее может дойти волна напряжений сжатия. Когда эта волна достигает открытой

поверхности, верхние слои породы, не встречающие достаточного сопротивления впереди, начинают отрываться (сопротивление породы разрыву в 10...50 раз меньше сопротивления сжатию). У открытой поверхности зарождается волна растяжения, которая идет к центру взрыва. Волна сжатия как бы отражается от открытой поверхности породы в форме волны растяжения. По мере удаления от поверхности энергия волны растяжения затухает, но у поверхности отражения волна может создать несколько сферических откольных трещин, в результате происходит откол и даже отбрасывание породы. Следовательно, зона отколов может возникать при соответствующих соотношениях между зарядом и глубиной его заложения.

Радиус зоны вытеснения (см. рис. 6.1) зависит от прочности и упругих свойств горной породы, от размера и формы заряда, от общей работоспособности и бризантности ВВ и от плотности заряжания. Поскольку данная теория основана на пропорциональности размеров сферы разрушения и разрывов заряда в соответствии с геометрическим законом подобия, радиус зоны вытеснения может быть выражен через радиус заряда при прочих равных условиях:

$$r_1 = \bar{r}_1 r_3, \quad (6.1)$$

где \bar{r}_1 – приведенный радиус зоны вытеснения (котла), или коэффициент пропорциональности, учитывающий влияние вышеперечисленных факторов.

При взрывании сосредоточенного заряда тротила или аммонита 6ЖВ в мягких грунтах (глина, суглинки, растительная земля и т. п.) $\bar{r}_1 = 4...6$, а при взрывании в скальных грунтах ($f = 8...13$) $\bar{r}_1 = 1,5...2,2$.

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

$$\bar{r}_1 = \bar{r}_T \sqrt[3]{\frac{Q'_v \rho}{Q'_{vT} \rho_T}}, \quad (6.2)$$

где Q'_v и Q'_{vT} – удельная теплота взрыва соответственно примененного ВВ и тротила (4190 кДж/кг);

ρ и ρ_T – плотность ВВ примененного и тротила (1500 кг/м³).

При взрывании удлиненных цилиндрических зарядов ($l > 5d_{зар}$) котлы получаются цилиндрической формы; радиус зоны вытеснения в этом случае рассчитывается по формуле (6.1); коэффициент пропорциональности r_1 при взрывании тротилом и аммонитом 6ЖВ принимается равным 10...15 в мягких грунтах и 2...4 – в скальных породах. При использовании других ВВ (для удлиненных зарядов) коэффициент пересчитывается по формуле (9.2). Длина цилиндрического котла превышает длину заряда на три-четыре диаметра последнего.

При относительной длине заряда $l_3 / d_p = 6$ энергия взрыва, действующая на стенки шпура или скважины против центра заряда, составляет 90% максимальной энергии, которая действовала в этом же месте при бесконечно длинном заряде. Если относительная длина заряда менее 6, рассеивание энергии у торцов заряда увеличивается и радиус котла уменьшается.

При выполнении специальных видов буровзрывных работ донную часть шпуров и скважин расширяют для повышения вместимости. Котлы образуют взрыванием небольших зарядов ВВ, помещенных на дно шпура или скважины (процесс называют простреливанием шпуров).

Эффект котлообразования применяют и при проходке глубоких колодцев и небольших стволов в мягких породах. Например, ствол глубиной 54 м и диаметром 5,2 м на Юрковском буроугольном карьере (Россия) был пройден путем вытеснения и уплотнения грунтов при внутреннем действии взрыва заряда в пробуренной скважине. Опыты проведения таким способом шурфов на глубину до 60 м были и в Кузбассе. При этом срок поведения шурфа сокращался на 20...40%, а стоимость проходки и крепления выработки – на

10...30%. Методом уплотнения мягких грунтов взрывом создают и полости больших размеров для хранения нефти.

Опытная проходка стволов в песчаниках и глинистых сланцах методом вытеснения показала отрицательный результат. При взрывании зарядов ВВ в тех же породах (скважины диаметром 100...250 мм, глубина от 40 до 100 м) получили коэффициент уширения равным всего 3...6.

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

Радиус зоны разрушения (см. рис. 6.1):

$$r_2 = \bar{r}_2 r_3, \quad (6.3)$$

где \bar{r}_2 – приведенный радиус зоны разрушения (выраженный через радиус заряда), или коэффициент пропорциональности.

При взрывании удлиненных цилиндрических зарядов в скальных породах $\bar{r}_2 = 12...20$, а сферических зарядов в мягких $\bar{r}_2 = 20...35$. Объем зоны разрушения примерно в 1000...2000 раз больше объема заряда.

Одно из перспективных направлений создания подземных газонефтехранилищ – использование камуфлетных ядерных взрывов. Примером могут служить экспериментальные взрывы "Рейнер", "Хардхет", "Гном", "Соломон" и другие, проведенные в США. Однако применение промышленных ядерных взрывов в широких масштабах сдерживается на современном уровне развития техники двумя отрицательными факторами: радиоактивным заражением среды и значительным сейсмическим эффектом.

Как пример подобного взрыва в СССР рассмотрим экспериментальный атомный взрыв, эквивалентный мощности 333 т тринитротолуола, который был произведен 16 сентября 1979 г. в 12 ч почти на километровой глубине угольной шахты "Юнком" ПО "Ордженикидзеуголь". Эксперимент проводился вблизи г. Южнокоммунарск. Инициатором акции выступил Московский институт горного дел им. А. Скочинского после землетрясения на Сахалине, при котором угольные пласты местных шахт полностью разгазировались – исчез рудничный газ – метан.

На глубине 826 м прошли специальную горную выработку, в конце которой соорудили нишу. В нее поместили 3-метровой длины цилиндр диаметром 80 см, внутри которого находился ядерный заряд. После взрыва заряда образовался 10-метровый шар из оплавленной и остекленевшей породы. В середине он был пуст, а толщина стенок достигала 1 м.

На основании термоядерных подземных взрывов в США установлено, что при таком взрыве действие заряда на породу можно расчленить на четыре фазы:

I – ядерная реакция, длится микросекунды, за это время в объеме диаметром до 6 м температура достигает 1 млн.°С и давление – более 0,1 млн. МПа;

II – гидродинамическое воздействие, длится миллисекунды, за это время происходит испарение и плавление пород и образование зоны вытеснения (ударные волны производят дробление пород в ближайшей зоне, а сейсмические колебания – в дальней);

III – статическое действие, длится минуты, в это время обрушается кровля котла и образуется конус обрушения над ним;

IV – последствие, длится месяцы и годы в этот период происходит медленное выравнивание температуры пород и распад радиоактивных продуктов.

К моменту обрушения полости радиоактивные продукты взрыва, оставшиеся в газообразном состоянии, распространяются во всем объеме полости обрушения и большая их часть сорбируется обломками. Они и представляют наибольшую потенциальную опасность. Наведенная активность значительно менее опасна. Кроме того, нейтроны ядерного взрыва поглощаются породой в пределах 1,8 м от центра взрыва. Таким образом, вся облученная порода расплавляется, испаряется и фактически целиком попадает в общий расплав породы на дне полости. Всего в расплаве оказывается свыше 90% радиоактивных продуктов. В случае наличия достаточного количества алюминия и кремнезема радиоактивный распад способен выщелачиваться под воздействием грунтовых вод в течение столетий, сохраняя 99,5% радиоактивных частиц.

Расчетами проф. Г.И. Покровского установлено, что через 6...12 мес после взрыва уровень радиоактивности снижается настолько, что работа экскаваторов в районе взрыва будет безопасной.

Относительное количество энергии взрыва, трансформирующееся в сейсмическую волну, составляет менее 1%. Однако при ядерных взрывах абсолютное значение этой величины весьма значительно, что обуславливает полное или частичное разрушение различных объектов на расстоянии 2,5...5 км и более. Расстояния, на которых не наблюдается деформаций в конструкциях, опасных для их устойчивости, называются *сейсмобезопасными*.

6.3. Наружное действие взрыва заряда в горной породе

При некотором соотношении заряда и глубины его заложения зона отколов может сомкнуться с зоной разрушения или настолько приблизиться к ней, что давлением газов взрыва промежуточный слой породы будет раздроблен и порода полностью разрушится от поверхности до полости котла. Такое явление, как и явление откола, относится к наружному или открытому действию взрыва. Процессы разрушения горной породы в этом случае протекают следующим образом. В момент взрыва удар газов образует котел (зону вытеснения). Радиус котла при прочих равных условиях в первый момент будет такой же, как и при взрыве камуфлетного заряда (позже, при общей подвижке породы, он деформируется в сторону открытой поверхности). Это объясняется тем, что котел возникает под воздействием первого импульса ударной волны. Повторные (отраженные) импульсы, как показывают замеры в шпурах, в 2...4 раза слабее и не могут его увеличить, так как стенки уже уплотнены вследствие расширения объема зарядной камеры.

Первый импульс возбуждает мощную ударную волну, которая, проходя по породе, вызывает смещение среды и образование трещин. По мере возникновения в трещины проникают газообразные продукты взрыва, находящиеся под большим давлением, с той же скоростью, с которой эти трещины образуются (200...1500 м/с). Газы взрыва, оказывая давление на стенки котла и поверхность трещин, держат породу в напряженном состоянии, расширяют и удлиняют трещины в направлении открытой поверхности. Толща пород, ослабленная отколами и трещинами, идущими с поверхности, вызванными отраженной волной напряжений, разрушается. Таким образом, наружное действие взрыва заряда проявляется тогда, когда глубина заложения его от поверхности сравнительно небольшая, и заряд при взрыве способен не только образовать некоторый конус разрушенной породы, но и выбросить ее за пределы этого конуса, т.е. получить воронку взрыва (рис. 6.2). Радиус

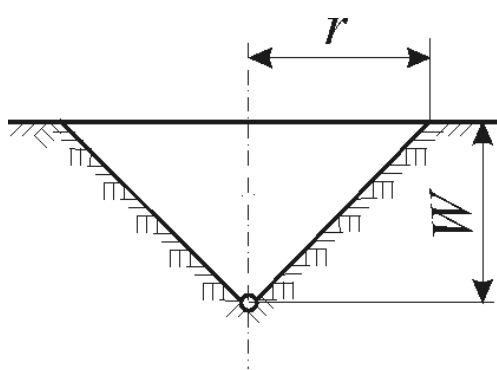


Рис. 6.2. Воронка взрыва

основания воронки r называют *радиусом воронки взрыва*. Кратчайшее расстояние от центра заряда до открытой поверхности называют *линией наименьшего сопротивления* (ЛНС), или глубиной заложения заряда, и обозначают буквой W . Отношение радиуса воронки взрыва к линии наименьшего сопротивления называют *показателем действия взрыва*, или показателем раствора воронки n .

$$n = r / W .$$

Если одинаковые заряды заложить на различной глубине в одной и той же породе, то образуются воронки с разными показателями действия взрыва: с $n=1$ называется *воронкой нормального выброса* (рис. 6.3, а), а заряд, образующий такую воронку – *зарядом нормального выброса*; с $n>1$ называется *воронкой усиленного выброса* (рис. 6.3, б), а заряд – *зарядом усиленного выброса*; с $0,7<n<1$ называется *воронкой уменьшенного выброса* (рис. 6.3, в), а заряд – *зарядом уменьшенного выброса*. Если заряд заложить на еще большую глубину, то при взрыве получится *воронка рыхления* (рис. 6.3, г, д) с показателем действия взрыва $0,4<n<0,7$, а заряд называется *зарядом рыхления*.

В мягких породах воронка близка к форме параболоида или усеченного конуса. Объясняется это большими зоной сжатия и уширением воронки внизу.

В крепких породах объем зоны сжатия и ширина воронки внизу невелики, а воронка близка по форме к правильному конусу. Объем такой воронки равен

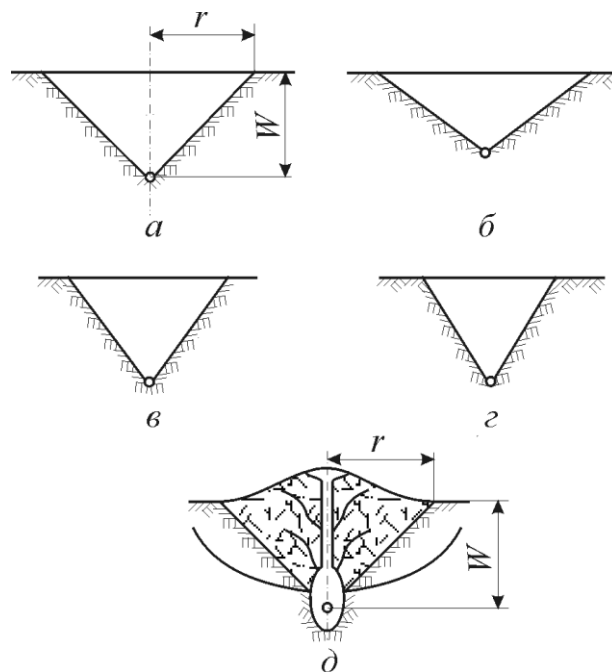


Рис. 6.3. Воронки, образованные взрывом в скальных породах (а, б, в, г) и суглинке (д)

$$V = \pi r^2 W / 3. \quad (6.5)$$

Заменив r его значением из формулы (6.4) и приняв $\pi/3 \approx 1$, получим

$$V = n^2 W^3. \quad (6.6)$$

Если воронка нормального выброса, то $V_n = W_n^3$.

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

$$h = 0,33W(2n - 1). \quad (6.7)$$

Для крепких скальных пород коэффициент перед W рекомендуется принимать 0,28, а при мягких грунтах – 0,4, значение n при расчете зарядов выброса – не более 2,5.

6.4. Сейсмическое действие взрыва заряда на окружающую среду

Сейсмическое действие взрыва – это колебания твердой среды за пределами зоны разрушения, где взрывная волна переходит в упругие сейсмические волны. Сейсмические явления наблюдаются как при внутреннем, так и наружном действии взрыва, их можно рассматривать как малую модель природного землетрясения. Источником сейсмической энергии при взрыве является заряд ВВ, при землетрясениях – упругая энергия тектонических деформаций земной коры.

Сейсмические колебания распространяются на значительные расстояния от мест производства взрывных работ и могут быть опасными для зданий (сооружений). Потому для практики большое значение имеют расстояния, за пределами которых колебания грунта становятся безопасными для зданий (сооружений). Они зависят от множества разноплановых

факторов. Сейсмическая безопасность зданий (сооружений) при взрывах обуславливает отсутствие повреждений, нарушающих нормальное их функционирование (вероятность появления в отдельных зданиях и сооружениях легких повреждений составляет около 0,1).

Методы расчета сейсмически безопасных расстояний в зависимости от условий взрывания даны в "Единых правилах безопасности при взрывных работах", а именно:

а) при взрыве одиночного сосредоточенного заряда расстояния, m , на которых колебания грунта становятся безопасными для зданий (сооружений)

$$r_c = k_r k_c \alpha \sqrt[3]{Q}, \quad (6.8)$$

где k_r – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения), принимается по табл. 6.1, значение его возрастает при увеличении прочности породы;

k_c – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки, принимается по табл. 6.2;

α – коэффициент, зависящий от условий взрывания (принимается по табл. 6.3) и увязанный с ЛНС;

Q – масса заряда ВВ, кг;

б) при одновременном (без замедления) взрывании группы из N зарядов ВВ общей массой Q в тех случаях, когда расстояние от охраняемого объекта до ближайшего заряда и до наиболее удаленного заряда различаются не более чем на 20%:

$$r_c = N^{1/6} k_r k_c \alpha \sqrt[3]{Q}. \quad (6.9)$$

При большем различии в расстояниях охраняемый объект будет находится вне сейсмически опасной зоны, если

$$(k_r k_c \alpha)^3 \sum_{i=1}^N \frac{q_i}{r_i} \leq 1, \quad (6.10)$$

где N – число зарядов ВВ;

q_i – масса отдельного заряда ВВ, кг;

r_i – расстояние от отдельного заряда ВВ до охраняемого объекта, м.

Таблица 6.1. Значения коэффициента k_r

Грунт в основании охраняемого сооружения	k_r
Скальные ненарушенные породы	3
Скальные породы нарушенные	5
Грунты:	

галечные и щебенистые	7
песчаные	8
глинистые	9
насыпные и почвенные	15
водонасыщенные (плывуны и торфяники)	20

П р и м е ч а н и е. При размещении заряда в воде или водонасыщенных грунтах значения коэффициента k_r следует увеличивать в 1,5...2 раза.

Таблица 6.2. Значения коэффициента k_c

Здания (сооружения), характер застройки	k_c
Одиночные здания (сооружения) с железобетонным или металлическим каркасом	1,0
Одиночные здания с кирпичными или им подобными стенами	1,5
Небольшие жилые поселки	2,0

Таблица 6.3. Значения коэффициента α

Взрыв	α
Камуфлетный и на рыхление	1,2
На выброс в зависимости от показателя действия взрыва:	
$n=1$	1,0
$n=2$	0,8
$n>3$	0,7
Полууглубленного заряда	0,5

П р и м е ч а н и е. При взрыве на поверхности земли сейсмическое действие взрыва не учитывается.

в) при одновременном взрывании N зарядов ВВ общей массой Q со временем замедления взрывания каждого заряда не менее 20 мс

$$r_c = k_r k_c \frac{\alpha}{N^{1/4}} \sqrt[3]{Q}. \quad (6.11)$$

Следует отметить, что при взрывании группы зарядов с замедлением между взрывами менее 20 мс каждую такую группу следует рассматривать как отдельный заряд. Для уникальных сооружений производят специальные расчеты.

6.5. Баланс энергии ВВ при взрыве

Превращение потенциальной энергии взрыва Q_v в полезные формы механической работы происходит со значительными потерями. Большой интерес представляет схема использования энергии взрывчатых веществ при производстве взрывных работ в горных породах, которую А.Ф. Беляев представил в виде диаграммы работы взрыва (рис. 6.4). На ней четко показаны полезные формы использования энергии ВВ и бесполезные формы ее расходования. Как видно из рис. 6.4, потенциальная энергия ВВ за исключением химических

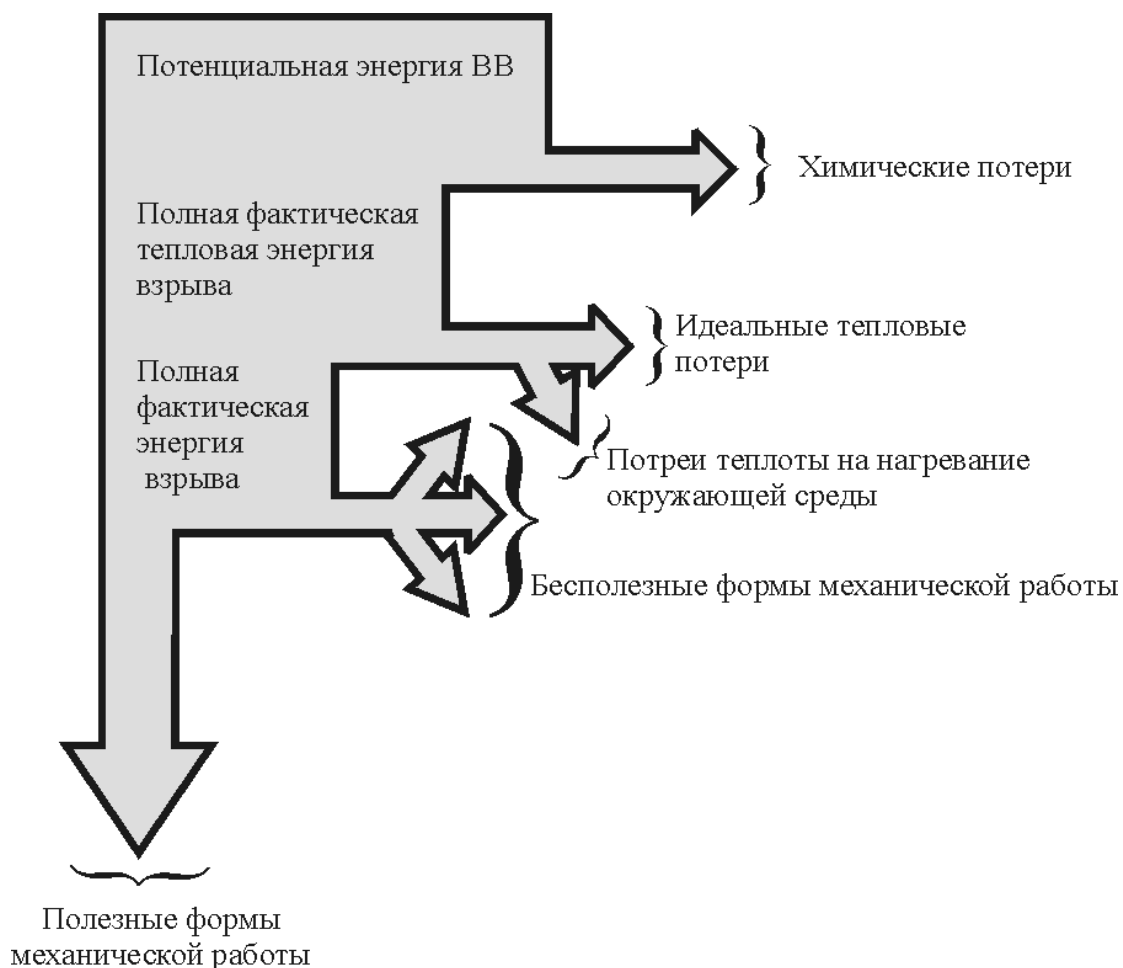


Рис. 6.4. Схема баланса энергии при взрыве (диаграмма работы взрыва)

потерь составляет полную фактическую тепловую энергию взрыва равную $0,72...0,80Q_v$, а за вычетом тепловых потерь – полная фактическая работа взрыва составляет примерно $0,5Q_v$.

Химические потери связаны с неполнотой превращения ВВ в результате частичного разброса вещества в зоне реакции.

К тепловым относятся потери, обусловленные тем, что продукты взрыва выбрасываются в атмосферу еще достаточно нагретыми, а также тем, что часть теплоты идет на нагревание окружающего горного массива (путем теплообмена и внутреннего трения при пластических деформациях среды).

Действие взрыва заряда ВВ в породном массиве проявляется в полезных формах, для которых выполняется взрыв, и бесполезных, представляющих собой потери, а также

вредных воздействий на законтурный массив (разброс породы, переизмельчение прилегающей к заряду части массива). В зависимости от условий взрыва и его цели полезные формы работы будут существенно меняться. Применительно к взрывным работам в скальных породах наибольшее значение имеет работа дробления и перемещения пород, а в рыхлых – простреливание (образование полостей) и выброс на определенную высоту и расстояние.

Долю потенциальной энергии взрыва, приходящуюся на полезные формы механической работы $A_{ВР}$, называют *коэффициентом полезного действия взрыва*

$$КПД_{ВР} = (A_{ВР} / Q_V) \cdot 100\%. \quad (6.12)$$

Коэффициент весьма мал. Например, только 3...8% потенциальной энергии взрыва затрачивается на фактическую работу разрушения и выброса; при взрывах на рыхление $КПД_{ВР}$ может достигать до 13...30%.

Глава 7

Шпуровой метод взрывных работ

При проведении горных выработок и добыче полезного ископаемого в угольных шахтах в основном используется шпуровой метод ведения взрывных работ, скважинный метод играет второстепенную роль.

Принцип шпурового метода заключается в том, что в подлежащем разрушению массиве по забою бурят шпуры, в каждый из которых помещают заряд ВВ и забойку с последующим взрыванием зарядов с заданной очередностью.

7.1. Основные параметры шпурового метода

Шпуром называется цилиндрической формы полость диаметром до 75 мм и длиной до 5 м, пробуренная в породе и предназначенная для размещения заряда ВВ. Полости больших размеров называются *скважинами*. Начало шпура называется *устьем*, а конец (торцевая часть) – *забоем* или *дном* шпура, боковая поверхность шпура – *стенками*. Основные параметры шпуров: диаметр $d_{ш}$, длина $l'_{ш}$ и глубина $l_{ш}$ (рис. 7.1).

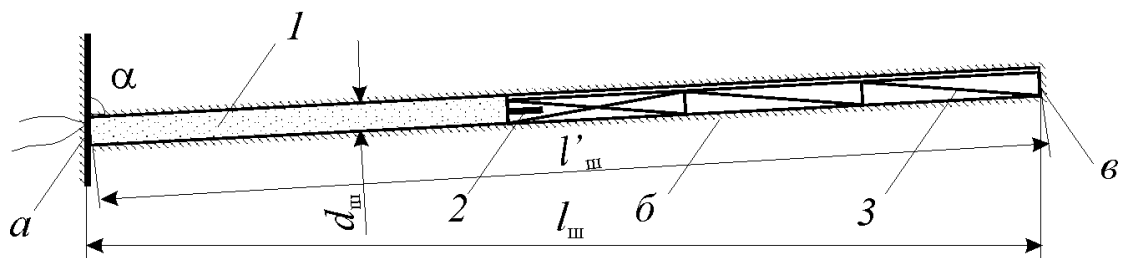


Рис. 7.1. Конструкция шпурового заряда ВВ:

a, б и в – устье, стенки и дно шпура; *1* – забойка; *2* – электродетонатор; *3* – взрывчатое вещество

Шпуры не имеют строгую цилиндрическую форму, так как на их стенках неизбежны выступы (до 0,5 ... 1 мм) и пр. На патронах ВВ также есть неровности. Поэтому, если диаметр шпура равен диаметру патрона $d_{п}$, то патроны в лучшем случае не войдут в шпур, а в худшем – дойдут до какого-либо резкого выступа и заклинятся, что приведет к отказу. В то же время, чем больше радиальный зазор, тем меньше начальное давление при взрыве и его полезное действие.

Стандартный диаметр резцов и коронок, а следовательно, и шпуров в угольных шахтах принят равным 41...43 мм для патронов ВВ диаметром 36 и 32 мм и 51...53 мм – для патронов ВВ диаметром 45 мм.

Длина шпура – это расстояние от дна шпура до его устья, измеренное по оси. Глубина шпура – это расстояние от дна шпура до забоя выработки, измеренное по ее продольной оси, т.е. глубина заложения шпура в горном массиве. Глубину определяют как проекцию его длины на продольную ось выработки:

$$l_{ш} = l'_{ш} \sin \alpha, \quad (7.1)$$

где α – угол между забоем выработки и осью шпура.

Например, глубина шпура, пробуренного под углом 62° к забою выработки на длину 2,07 м, $l_{ш} = 2,07 \cdot 0,883 = 1,83$ м.

Выбор рациональной длины шпуров играет значительную роль, поскольку чем глубже заложены шпуры, тем больше подвигание забоя выработки после каждого взрыва. Применение более глубоких шпуров уменьшает количество проходческих циклов на определенную длину выработки, снижает относительное время, затрачиваемое на зарядание, взрывание и проветривание после взрыва, а также увеличивает производительность уборочных машин. Однако, при прохождении подземных выработок длина шпуров не только не может быть беспредельной, но даже не должна иметь большие числовые значения из-за работы заряда в сильном зажиме.

В практике ведения взрывных работ в забоях с одной открытой поверхностью длина шпуров бывает 1,5...3 м (в стволах – 4...4,5 м), но чаще – 1,5...1,8 м в крепких породах, 1,8...2,2 м – в породах средней прочности и 2,2...2,5 м – в слабых. При взрывных работах в забоях с двумя открытыми поверхностями длина шпуров составляет 1,8...5 м, но

чаще применяют шпуры длиной 2,2...3 м. При взрывании по углю и породе длина шпуров должна быть не менее 0,6 м.

7.2. Коэффициент использования шпуров

Шпуровой заряд, особенно если ЛНС совпадает с осью шпура, разрушает породу (уголь) лишь в ближайшей к забою его части. Донная же часть остается в неразрушенной породе в виде так называемого стакана (рис. 7.2). Это приводит к тому, что за одно взрывание забой выработки подвигается не на полную глубину шпуров. Поэтому один из важнейших параметров взрывных работ – длина заходки $l_{\text{зах}}$ – подвигание забоя за одно взрывание (за один цикл), при этом $l_{\text{зах}} < l_{\text{ш}}$.

Отношение подвигания забоя за одно взрывание к глубине шпуров называется *коэффициентом использования шпуров* (сокращенно КИШ),

$$\eta = l_{\text{зах}} / l_{\text{ш}} \rightarrow 1. \quad (7.2)$$

КИШ – это безразмерная величина, характеризующая эффективность действия взрыва шпуровых зарядов ВВ, один из основных критериев качества взрыва, правильности выбранной схемы расположения шпуров и удельных расходов ВВ.

Нормативное значение КИШ равно 0,8. На передовых проходках КИШ достигает 0,90...0,95 и даже 0,97...1 (при слабых породах). Это высокие КИШ. Так, если глубина шпуров 2 м длина заходки при $\eta=0,8$ составляет 1,6 м; глубина стаканов в этом случае будет 0,4 м. В некоторых стаканах могут быть остатки ВВ. Поэтому нельзя бурить шпуры последующего цикла через стаканы, т. е. запрещается их разбуривать – возможен несанкционированный взрыв ВВ с трагическими последствиями.

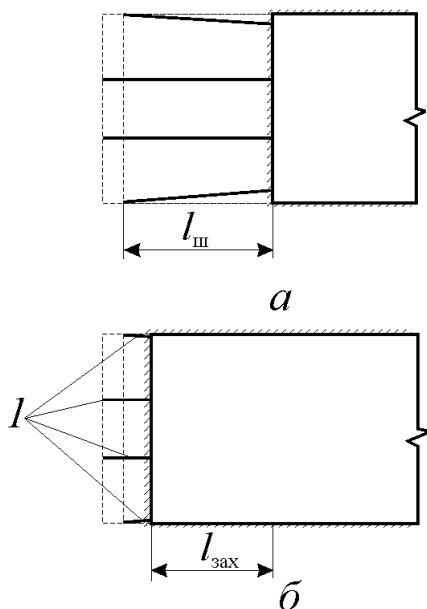


Рис. 7.2. Забой выработки:

a и b – до и после взрывания шпуровых зарядов ВВ; l –

Рекомендуются следующие значения КИШ при проектировании БВР: на одну открытую поверхность – 0,80...0,85; на две открытые поверхности – 0,90...0,95.

При проведении промышленных испытаний новых типов ВВ и новых технологий ведения взрывных работ КИШ устанавливают по подвиганию забоя за определенный период времени, как правило, за 10 взрываний (циклов):

$$\eta = L_{\text{заб}} / n_{\text{ц}} l_{\text{ш.ср}}, \quad (7.3)$$

где $L_{\text{заб}}$ – подвигание забоя выработки за заданный период времени (устанавливают маркшейдерскими замерами), м;

$n_{ц}$ – количество взрываний за этот контрольный период;

$l_{ш.ср}$ – средняя глубина шпуров, м.

7.3. Классификация шпуров по назначению

Серийное взрывание зарядов ВВ обеспечивает разрушение горного массива в объеме проектного контура выработки или же образование проектного объема горной массы (в очистных забоях и на открытых горных работах). Эффективность взрывных работ (получение высоких КИШ) во многом зависит от правильного расположения одного шпура относительно другого и по отношению к открытой поверхности. В связи с этим в забоях подготовительных выработок с одной открытой поверхностью шпуры располагают с таким расчетом, чтобы взрыванием зарядов в нескольких из них образовывать дополнительную открытую поверхность и облегчить тем самым работу остальных зарядов.

По назначению различают шпуры (рис. 7.3):

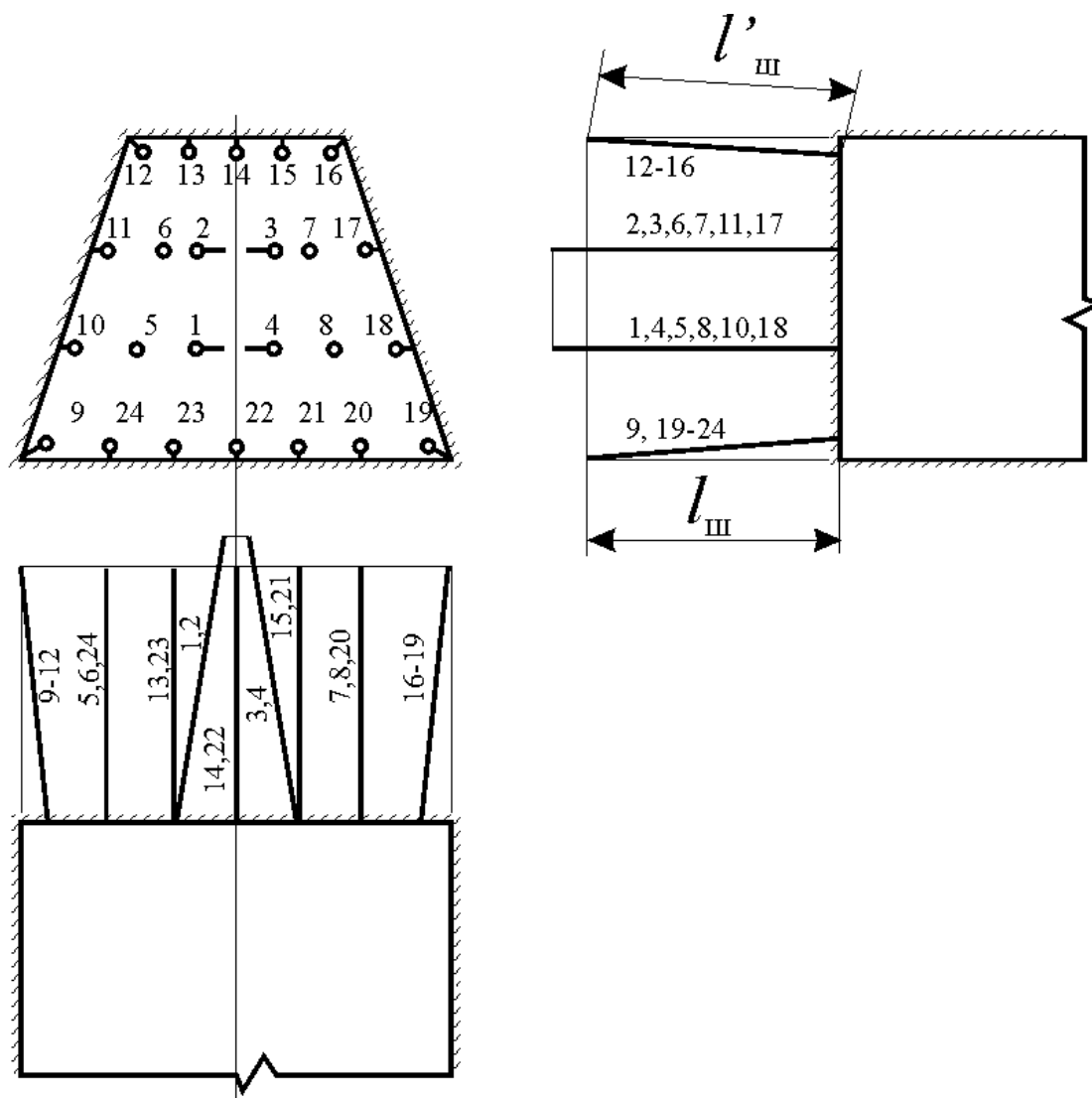


Рис. 7.3. Принципиальная схема расположения шпуров в забое горной выработки

врубовые (1...4) – для образования второй (дополнительной) открытой поверхности (полости) за счет разрушения и частичного выброса некоторого объема породы, бурятся по специальным схемам;

вспомогательные или промежуточные (5...8) – расширяющие врубовую полость, их располагают, как правило, перпендикулярно к проектному контуру забоя выработки;

оконтуривающие (9...24) – для отбойки породы по контуру выработки; бурятся наклонно для придания ей поперечного сечения проектных размеров и формы.

В выработках с малой площадью поперечного сечения вспомогательных шпуров может и не быть, а их роль выполняют оконтуривающие. В выработках с большой площадью поперечного сечения между вспомогательными и оконтуривающими шпурами в случае необходимости дополнительно размещают предконтурные.

Шпуровые заряды взрывают в следующей последовательности: врубовые – вспомогательные – предконтурные – оконтуривающие.

Короткие одиночные шпуры, предназначенные для выравнивания площади поперечного сечения выработки, называются *подбурками*.

7.4. Требования, предъявляемые к буровзрывным работам при проведении горных выработок

К буровзрывным работам при проведении горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок, а также камер предъявляются следующие требования:

высокая безопасность, т. е. работы надо вести так, чтобы была обеспечена безопасность людей и сохранность применяемого оборудования;

правильное оконтуривание полости горной выработки, т. е. взрывом заряда следует оконтурить полость выработки так, чтобы фактическая форма и размеры ее были близки к проектным. Критерием этого требования является коэффициент излишка сечения (КИС) – отношение фактической площади поперечного сечения выработки в проходке $S_{ф.пр}$ к площади проектного поперечного сечения $S_{вч}$.

$$КИС = S_{ф.пр} / S_{вч}, \quad (7.4)$$

Нормативное значение $КИС = 1,03...1,05$. Забой горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок после взрывных работ должен иметь минимум неровностей. Это способствует повышению безопасности, сокращению затрат времени на оборку забоя и повышению производительности труда;

получение высокого значения КИШ;

равномерное дробление породы на транспортабельные куски, т.е. породу надо раздробить так, чтобы степень дробления ее соответствовала параметрам погрузочных машин – это способствует их высокой производительности;

минимальное снижение естественной прочности пород в законтурном массиве;

затраты времени и стоимостные показатели буровзрывных работ, отнесенные к 1 м выработки, т. е. удельные затраты, должны быть минимальными.

7.5. Паспорт буровзрывных работ

Заряды взрывают в строгом соответствии с технической документацией (проектами, паспортами и пр.). На каждый забой должен иметься отдельный паспорт буровзрывных работ.

Паспорт БВР представляет собой инструктивную карту, регламентирующую порядок проведения буровзрывных работ. Взрывание зарядов должно осуществляться по паспорту БВР, с которым под роспись должен ознакомиться персонал, осуществляющий буровзрывные работы.

Паспорт БВР составляется на основании результатов расчетов не менее трех опытных взрываний начальником участка, на котором ведутся взрывные работы, или его помощником, согласовывается с начальниками участков БВР и ПВС и утверждается главным инженером шахты.

Паспорт – это технологический закон, который не может быть произвольно изменен. Паспорт БВР должен содержать:

наименование выработки, ее площадь сечения в свету и вчерне, крепость пород (угля);

схему расположения шпуров в трех проекциях в масштабе 1:50 или 1:100; на схеме должны быть указаны все размеры, необходимые бурильщику при разметке шпуров на забое выработки, а также минимальные расстояния между зарядами ВВ;

количество, диаметры, длины и глубины шпуров;

углы наклона шпуров к забою;

наименование ВВ и СИ;

конструкцию шпурового заряда ВВ;

массу и конструкцию заряда ВВ каждого шпура и всего забоя в целом;

схему монтажа взрывной сети;

количество серий замедления и очередность взрывания зарядов;

материал забойки и ее длину;

вид и схему создания предохранительной среды;

указания о месте укрытия мастера-взрывника и рабочих на время производства взрывных работ;

схему и время проветривания выработки после взрывания до начала возобновления работ проходческого цикла;

данные о расположении постов оцепления и место укрытия мастера-взрывника и рабочих.

В отдельных случаях (из-за изменения горно-геологических и других условий) с разрешения лица технического надзора, непосредственно руководящего взрывными работами, допускается уменьшение массы и количества зарядов в сравнении с показателями, предусмотренными паспортом.

Разовые взрывы зарядов в шпурах для доведения контуров выработки до размеров, предусмотренных проектом, удаления навесов, выравнивания забоя, подрывки почвы выработки, расширения выработки при перекреплении, а также в целях ликвидации отказов разрешается производить по схемам. Схемы составляет и подписывает лицо технического надзора, осуществляющее непосредственное руководство БВР. В схеме указываются расположение шпуров, масса и конструкция зарядов, места расположения постов и укрытия мастера-взрывника, меры безопасности.

Глава 8*

Расчет паспортов буровзрывных работ

Конечный результат расчета – определение количества шпуров на забой и составление схемы их расположения. Принимается следующее принципиальное положение: количество шпуров на единицу объема взрывающей массы будет тем больше, чем выше крепость пород, чем слабее ВВ и ниже его плотность и чем меньше площадь сечения выработки.

Количество шпуров в забое находится в прямой зависимости от количества ВВ, требующегося для разрушения данного объема породы.

Академики М.А. Садовский и В.Н. Родионов, внесшие значительный вклад в теорию разрушения горных пород взрывом, считают, что хотя инженерами (военными и гражданскими) накоплен опыт расчета зарядов, однако до сих пор нет ни строгой теории действия взрыва, ни достаточно точных эмпирических формул: даже для взрыва единичного заряда задача о движении среды столь сложна, что расчетом не удастся получить надежные количественные результаты. Картина еще более усложняется, если взрывается группа зарядов.

* Данная глава написана при участии инженеров А.А. Бородули и И.В. Купенко.

Поэтому используется упрощенный метод расчета. Его исходные предпосылки: рациональная вместимость ВВ одного шпура, определение которой особой трудности не вызывает, а также установленный практикой взрывного дела удельный расход ВВ, т.е. то его количество, которое требуется для разрушения единицы объема горной породы в массиве.

8.1. Расчет заряда для одиночного шпура

Массу заряда, кг, для одиночного шпура можно определить по формуле

$$q_{\text{ш}} = l'_{\text{ш}} k_{\text{зап}} \gamma_{\text{зар}}, \quad (8.1)$$

где $l'_{\text{ш}}$ – длина шпура, м;

$k_{\text{зап}}$ – коэффициент заполнения шпура взрывчатым веществом (принимается по данным практики, $k_{\text{зап}} = 0,4 \dots 0,6$);

$\gamma_{\text{зар}}$ – масса 1 м шпурового заряда, кг,

$$\gamma_{\text{зар}} = \Delta_{\text{ВВ}} l_{\text{зар}} \pi d_{\text{п}}^2 / 4, \quad (8.2)$$

где $d_{\text{п}}$ – диаметр патрона (заряда) ВВ, м;

$\Delta_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м³;

$l_{\text{зар}}$ – длина заряда, м.

При расчетах удобнее пользоваться не длиной шпуров, а глубиной. Так как углы наклона шпуров к забою находятся в пределах 70...90° и большинство из них отбойные, то среднее значение угла наклона для комплекта шпуров составит 80...85° и $\sin\alpha$ в формуле (8.1) будет равен 0,98...0,99, т. е. близко к единице. Поэтому $l_{\text{ш}} \approx l'_{\text{ш}}$. Тогда подставим в уравнение (8.1) значение $\gamma_{\text{зар}}$ из формулы (8.2) и получим

$$q_{\text{ш}} = \Delta_{\text{ВВ}} l_{\text{ш}} k_{\text{зап}} \pi d_{\text{п}}^2 / 4. \quad (8.3)$$

Весьма важен в этой формуле коэффициент заполнения шпура, поскольку от его правильного выбора зависят эффективность и безопасность взрывных работ.

8.2. Расчет параметров взрывных работ для забоев с одной открытой поверхностью

Порядок расчета рассмотрим для забоев полевых выработок, т. е. для забоев с однородными породами. С учетом горно-геологических условий (коэффициента крепости пород, их обводненности, наличия метана и угольной пыли), в которых проводится выработка, определяют взрывчатое вещество и средства инициирования. Расчетным путем на основании результатов опыта или по таблицам (например, по табл. 8.1) находят длину заходки и КИШ. Длину заходки, м, можно установить по организационным факторам, исходя из нормативной (заданной) скорости $v_{\text{м}}$, м/мес, проведения горной выработки по следующей формуле

$$l_{\text{зах}} = \frac{v_{\text{м}} T_{\text{ц}}}{n_{\text{дн}} T_{\text{сут}}}, \quad (8.4)$$

где $T_{\text{ц}}$ – продолжительность проходческого цикла (кратна продолжительности смены, равной 6 ч);

$n_{\text{дн}}$ – количество рабочих дней проходческой бригады в месяц (принимается 25 дней и для стволов – 30);

$T_{\text{сут}}$ – количество часов работы звеньев проходческой бригады в сутки (принимается 24 ч).

Таблица 8.1. Рекомендуемые значения $l_{\text{зах}}$ и КИШ

Выработки	f	$l_{\text{зах}}$, м	КИШ
Стволы шахтные ($S_{\text{вч}} = 20 \dots 50 \text{ м}^2$)	12...3	2,5...3,5	0,80...0,90
Горизонтальные и наклонные выработки ($S_{\text{вч}} = 4 \dots 20 \text{ м}^2$)	12...3	1,5...3,0	0,80...0,90
	20...6	1,2...2,0	0,80...0,85

Длина заходки должна быть кратной (по возможности) шагу установки крепи (в стволах – высоте передвижной опалубки).

Определяют глубину шпуров

$$l_{\text{ш}} = l_{\text{зах}} / \eta, \quad (8.5)$$

где η – КИШ.

Объем породы, разрушаемый за одно взрывание

$$V_{\text{зах}} = S_{\text{вч}} l_{\text{зах}}, \quad (8.6)$$

где $S_{\text{вч}}$ – площадь поперечного сечения выработки вчерне, м^2 .

Удельный расход ВВ, т. е. количество ВВ, необходимое для дробления 1 м^3 породы и выброса ее за пределы воронки взрыва, $\text{кг}/\text{м}^3$, можно подсчитать по формулам Протоdjяконова и Покровского.

Формула М.М. Протоdjяконова имеет вид

$$q = 0,4 \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S_{\text{вч}}}} \right)^2 e^{-1} k, \quad (8.7)$$

где f – коэффициент крепости породы;

$e^{-1} = 525 / P_{\text{ВВ}}$ – коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ;

$P_{\text{ВВ}}$ – работоспособность ВВ, принятого для ведения взрывных работ, см^3 ;

525 см^3 – работоспособность 93%-ного динамита, принятого М.М. Протоdjяконовым за эталонное ВВ;

k – коэффициент увеличения расхода ВВ для более мелкого дробления породы (при погрузке породы тяжелыми погрузочными машинами 1-ППН-5 следует принимать $k = 1 \dots 1,1$, а при погрузке более легкими машинами или машинами типа нагребавшие лапы – $k = 1,2 \dots 1,3$).

Формула (8.7) дает удовлетворительные результаты в довольно широких пределах крепости пород при площади забоев от 3 до 15 м², но при длине шпуров не более 0,6В, где В – ширина, м, выработки по низу.

Формула Н.М. Покровского имеет вид:

$$q = q_1 s V e, \quad (8.8)$$

где $q_1 = 0,1f$ – удельный нормативный расход ВВ;

s – коэффициент текстуры породы (при вязких упругих $S=2$; с мелкой трещиноватостью $S=1,4$; со сланцевым залеганием и с напластованием, перпендикулярным направлению шпура $S=1,3$);

V – коэффициент зажима пород,

$$V = 3l_{ш} / \sqrt{S_{вч}}, \quad (8.9)$$

$e = 380 / P_{ВВ}$ – коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ;

380 см³ – работоспособность 62%-ного динамита, принятого Н.М. Покровским за эталонное ВВ.

Удельные расходы ВВ, полученные при подсчетах по формулам Протодяконова и Покровского несколько отличаются один от другого. Их следует сравнить с нормативными (табличными) данными (табл. 8.2) и принимать для дальнейших расчетов ближайшее к табличным значениям расчетное. При отсутствии табличных данных – значение, полученное по более универсальной формуле (8.8) Покровского, или среднее из двух полученных.

Определяют расход ВВ, кг, на заходку

$$Q_{зах} = q V_{зах}, \quad (8.10)$$

и рассчитывают количество шпуров на забой

$$N = \frac{1,27 q S_{вч} \eta}{\Delta_{ВВ} d_{п}^2 k_{зап}}. \quad (8.11)$$

Полученное значение округляют до целого и увязывают с технологией бурения. Находят:

массу шпуровых зарядов

$$q_{ш.р} = Q_{зах} / N. \quad (8.12)$$

и количество патронов ВВ в шпуре

$$n_{п} = q_{ш.р} / q_{п}, \quad (8.13)$$

где $q_{п}$ – масса одного патрона ВВ, кг.

Довольно часто при делении расчетной массы шпурового заряда на массу патрона получается не целое количество патронов ВВ в шпуре. В связи с тем, что резать патроны ВВ

при заряджании шпуров не разрешается, необходимо округлять найденное значение до целого количества, а затем уточнять массу шпурового заряда:

$$q_{ш.ут} = q_n n_{п.ут} \quad (8.14)$$

Если $q_{ш.ут}$ отличается от $q_{ш.р}$ более чем на 5%, то следует скорректировать количество шпуров, сохранив расчетный расход ВВ на заходку, т. е.

$$N_{ут} = Q_{зах} / q_{ш.ут} \quad (8.15)$$

Уточняют расход ВВ, кг, на заходку

$$Q_{зах.ут} = q_{ш.ут} N \quad (8.16)$$

и определяют длину забойки, м

$$l_{заб} = l_{ш} - l_{зар} = l_{ш} - l_n n_{п.ут}, \quad (8.17)$$

где l_n – длина одного патрона ВВ, м.

При этом в соответствии с “Едиными правилами безопасности при взрывных работах” должно соблюдаться условие: $l_{заб} \geq 0,5$ м. Если оно не выдерживается, то надо увеличить длину шпуров, оставив прежний заряд в шпурах, либо увеличить количество шпуров и распределить ВВ на все шпуры.

Выбирают тип взрывного вруба в соответствии с крепостью породы, ее текстурой, размерами и конфигурацией забоя, длиной заходки, наличием выделения метана и взрывчатой угольной пыли (см. гл. 9). Составляют схему расположения шпуров в забое (см. § 8.6). Составляют и уточняют путем проведения не менее трех опытных взрываний паспорт БВР. Если КИШ постоянно меньше нормативного, то изменяют взрывной вруб или уменьшают глубину шпуров.

Расчет параметров для забоев пластовых выработок с одной открытой поверхностью, т. е. проводимых с совместной выемкой угля и породы, осуществляют по этой же схеме, учитывая следующее:

отдельно рассчитывают q и все другие параметры для угольного пласта, верхней и нижней породной подрывки;

при определении параметра q за $S_{вч}$ принимают общую площадь сечения выработки, а не площадь угольного забоя или породных подрывок;

за коэффициент f принимают крепость той части горного массива, для которой выполнятся расчет (угля, пород верхней и нижней подрывок).

8.3. Расчет параметров взрывных работ для забоев

с двумя открытыми поверхностями

Порядок расчета рассмотрим на примере проведения пластовых выработок. При проведении пластовой выработки, например, пластового штрека, с отдельной выемкой угля

и породы забой подразделяют на два – угольный и породный. В первую очередь вынимают более мягкую породу, т. е. уголь, во вторую – более крепкую (от подрывки уступов). Для рыхления горных пород в штреке применяют предохранительные ВВ не ниже IV класса и электродетонаторы мгновенного (ЭДКЗ-0П) и короткозамедленного (ЭДКЗ-ПМ) действия. Угольный забой имеет одну открытую поверхность, а породные уступы – по две (рис. 8.1).

Порядок и метод расчета паспорта БВР по углю такой же, как и для забоев полевых выработок с одной открытой поверхностью. Однако при определении удельного расхода ВВ в формулах (8.7) и (8.9) за параметр $S_{вч}$ следует принимать площадь угольного забоя.

Таблица 8.2. Нормативные значения удельных расходов ВВ для подземных выработок

Классификация пород по Протодюконову		Взрывчатое вещество	Площадь сечения в проходке, м ²										
Категория пород	Коэффициент крепости <i>f</i>		горизонтальной и наклонной выработки					вертикального ствола					
			4...6	7...9	10...12	13...15	16...20	21...25	26...30	31...36	36...40	41...45	46...55
I	18...20	Скальный аммонал прессованный №1	3,68	3,38	3,12	2,87	2,63	2,45	2,13	2,00	1,85	1,68	1,5
		Аммонит 6ЖВ	4,8	4,4	4,07	3,74	3,43	3,2	2,79	2,6	2,42	2,2	2,1
II	13...15	Скальный аммонал прессованный №1	3,06	2,8	2,56	2,43	2,30	2,03	1,86	1,73	1,6	1,44	1,35
		Аммонит 6ЖВ	4,0	3,64	3,35	3,17	2,97	2,68	2,42	2,31	2,09	1,87	1,75
III...IIIa	8...10	Скальный аммонал прессованный №1	2,32	2,12	1,94	1,81	1,65	1,52	1,35	1,24	1,15	1,06	1,0 1,3
		Аммонит 6ЖВ	3,01	2,75	2,56	2,37	2,16	1,98	1,76	1,62	1,5	1,4	
		Аммониты ПЖВ-20 и Т-19	3,92	3,58	3,29	3,07	-	-	-	-	-	-	-
		Аммонит АП-5ЖВ	3,2	2,92	2,68	2,5	-	-	-	-	-	-	-
IV...IVa	5...6	Скальный аммонал прессованный №1	1,04	1,33	1,22	1,14	1,03	0,93	0,86	0,78	0,73	0,68	0,65 0,85
		Аммонит 6ЖВ	1,87	1,74	1,6	1,5	1,35	1,21	1,12	1,02	0,95	0,88	
		Аммониты ПЖВ-20 и Т-19	2,43	2,26	2,07	1,95	-	-	-	-	-	-	-
		Аммонит АП-5ЖВ	1,98	1,85	1,68	1,58	-	-	-	-	-	-	-

V...Va	3...4	Аммонит 6ЖВ	1,14	1,06	1,0	0,93	0,86	0,77	0,7	0,65	0,6	0,56	0,52 - -	
		Аммониты ПЖВ-20 и Т-19	1,49	1,37	1,29	1,2	-	-	-	-	-	-		-
		Аммонит АП-5ЖВ	1,36	1,25	1,18	1,1	-	-	-	-	-	-		-
VI...VIa	1,5...2	Аммонит 6ЖВ	0,7	0,64	0,6	0,55	0,51	0,46	0,42	0,37	0,35	0,38	0,35 - -	
		Аммониты ПЖВ-20 и Т-19	0,92	0,83	0,77	0,72	-	-	-	-	-	-		-
		Угленит Э-6	1,6	1,44	1,58	1,25	-	-	-	-	-	-		-

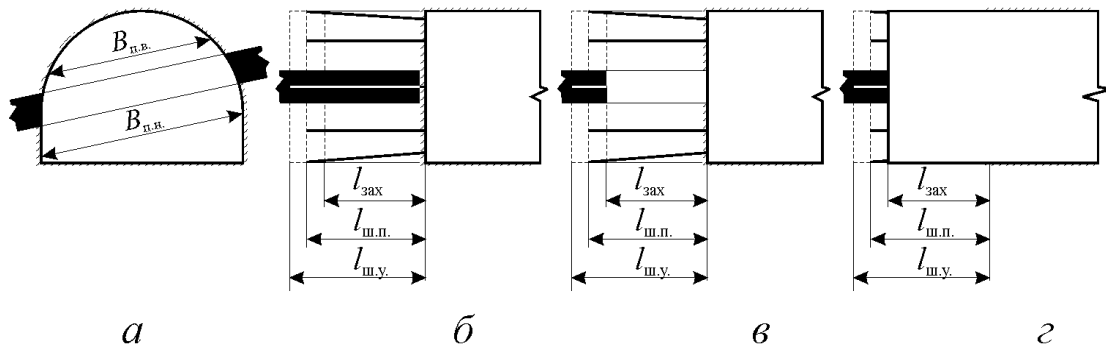


Рис. 8.1. Расчетная схема для определения параметров БВР в пластовом штреке:
а – поперечное сечение штрека; *б, в, з* – продольное сечение штрека со схемой расположения шпуров по углю и породе, с расположением шпуров по породе (выемка угля на участке заходки уже произведена) уголь и порода вынуты (на рисунке показаны стаканы)

Длину заходки принимают по табл. 8.1, по данным опыта или подсчитывают по формуле 8.4, исходя из месячной скорости проведения выработки. Во всех случаях длина заходки по углю должна быть, согласно “Единым правилам безопасности при взрывных работах”, не более 2 м. При проведении вентиляционных штреков вслед за лавой она должна быть равна подвиганию забоя лавы за один цикл проходки (например, за сутки). Длина заходки по породе принимается равной длине заходки по углю. Так как $l_{\text{зах.п}} = l_{\text{зах.у}}$, то

$$l_{\text{ш.п}} = l_{\text{зах.у}} / \eta_{\text{п}} \quad (8.18)$$

Порядок расчета параметров паспорта БВР по породе такой же, как и для забоев полевой выработки с одной открытой поверхностью. Однако метод расчета удельного расхода ВВ несколько отличается.

Удельный расход, кг/м^3 , ВВ для нижней и верхней подрывок рассчитывают:

а) по формуле Протоdjeяконова

$$q_{\text{п}} = 0,15 \sqrt{f_{\text{п}}} \left(\sqrt{0,2 f_{\text{п}}} + \frac{1}{B_{\text{п}}} \right) e^{-1\kappa}, \quad (8.19)$$

где $f_{\text{п}}$ – коэффициент крепости пород подрывки;

$B_{\text{п}}$ – ширина породной подрывки, м, определяется графически на эскизе поперечного сечения выработки, параллельно опережающей полости на среднем расстоянии от нее до контура выработки (см. рис. 8.1, *а*).

Остальные параметры принимают как и в случае полевой выработки.

б) по формуле Покровского

$$q = q_{1\text{п}} s_{\text{п}} V_{\text{п}} e, \quad (8.20)$$

где $q_{1\text{п}} = 0,1 f_{\text{п}}$ – нормальный удельный расход ВВ;

f_n – коэффициент крепости пород подрывки (нижней или верхней) по шкале проф. М.М.

Протоdjeяконова;

s_n – коэффициент, учитывающий текстуру пород подрывки (принимают, как и в случае забоев полевой выработки);

V_n – коэффициент, учитывающий зажим горных пород (для пород почвы, т. е. нижней подрывки $V_n=1,6$, для пород кровли $V_n=1,2$, для боковых пород на пластах крутого падения $V_n=1,4$).

Параметр e определяется, как и в случае расчета для полевой выработки.

8.4. Расчет параметров взрывных работ для забоя лавы

Отбойку угля в забое лавы при помощи буровзрывных работ применяют в основном при выемке антрацитов для получения большего выхода фракции "плита". Она выполняется после машинной подрубки угольного пласта. Чтобы подрубленный уголь местами не обрушался до взрыва и не закрывал зарубную щель, в нее забивают деревянные клинья-подшашки (рис.8.2).

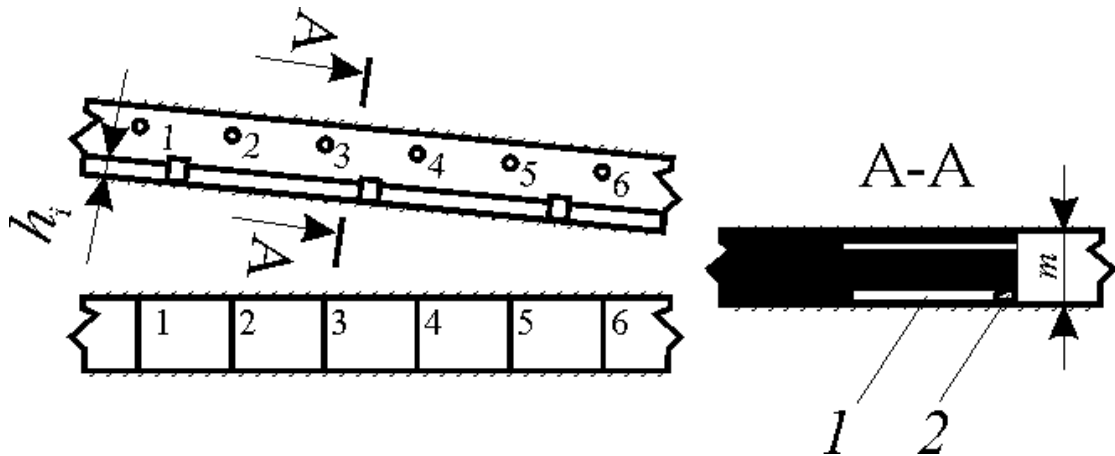


Рис. 8.2. Схема к расчету зарядов для забоя лавы:

1 – зарубная щель; 2 – подшашки

Длина заходки принимается численно равной длине бара врубной машины $l_{вр}$ (стандартные длины врубов 1,6; 1,8 и 2,2 м).

Глубина шпуров

$$l_{ш} = l_{зах} / \eta = l_{вр} / \eta . \quad (8.21)$$

Угольный забой имеет две открытые поверхности и поэтому удельный расход, кг/м³, по углю определяют по формуле Протоdjeяконова для забоев с двумя открытыми поверхностями

$$q_y = 0,15\sqrt{f_y} \left(\sqrt{0,2f_y} + \frac{1}{L_{л}} \right) e^{-1k}, \quad (8.22)$$

где f_y – коэффициент крепости угля;

$L_{л}$ – длина забоя лавы, м.

Расход ВВ, кг, на одну заходку определяют из выражения

$$Q_{\text{зах.р}} = q_y V_y = q_y L_{л} (m - h_1) l_{\text{зах}}, \quad (8.23)$$

где V_y – объем угля, отбиваемого на участке заходки, м³;

m – мощность угольного пласта, м;

h_1 – высота зарубной щели, м.

Массу заряда ВВ одного шпура по углю определяют по выражению (8.3), уточняют округлением до целого количества патронов в шпуре $q_{\text{ш.у}}$.

Количество шпуров в забое вычисляют по выражению (8.24) и округляют до целого значения:

$$N = Q_{\text{зах}} / q_{\text{ш.у}}. \quad (8.24)$$

Уточняют общий расход ВВ, кг, на лаву:

$$Q_{\text{зах.уг}} = q_{\text{ш.уг}} N. \quad (8.25)$$

Расстояние между шпурами в забое лавы определяют по формуле

$$a = L_{л} / N. \quad (8.26)$$

На практике на антрацитовых пластах без породных прослоек расстояние между шпурами в ряду 1,8...2,5 м.

8.5. Расчет параметров взрывных работ для забоев бутовых штреков

В случае управления кровлей полной или частичной закладкой, а также для поддержания откаточных штреков при сплошной системе разработки без охранных целиков в лаве выкладывают бутовые полосы. Для этого вслед за продвижением лавы ведут штреки с подрывкой кровли, а при весьма крепких породах в кровле иногда подрывают почву.

Учитывая параметры бутовой полосы, принятой паспортом управления кровлей в лаве, а также текстурные особенности пород, определяют размеры подрывки из условия равенства объема породы, требующегося для выкладки 1 м бутовой полосы (в разрыхленном состоянии) и объема, получаемого в результате подрывки (рис. 8.3):

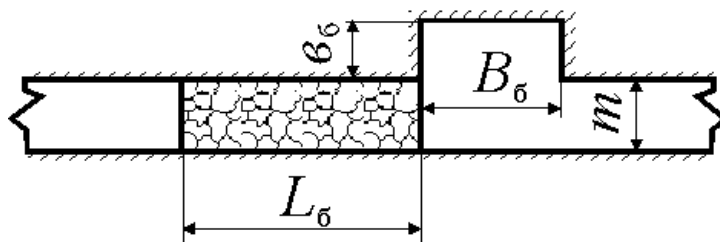


Рис. 8.3. Схема к расчету зарядов для забоя бутового штрека

$$L_б m = B_б в_б k_p, \quad (8.27)$$

где $L_б$ – ширина бутовой полосы, м;

m – мощность угольного пласта, м;

k_p – коэффициент разрыхляемости породы;

$B_б$ – ширина бутового штрека, м;

$в_б$ – высота подрывки, м.

Задавшись высотой подрывки породы в бутовом штреке, определим его ширину, м (на практике принимается $в_б = 0,6 \dots 1,6$ м).

$$B_б = L_б m / в_б k_p. \quad (8.28)$$

Подвигание забоя, м, бутового штрека за сутки принимают равным суточному подвиганию забоя лавы, м, т.е.

$$l_{\text{зах}} = l_{\text{с.п.л.}}. \quad (8.29)$$

Глубина шпуров, м, для подрывки пород в штреке

$$l_{\text{ш}} = l_{\text{зах}} / \eta = l_{\text{с.п.л.}} / \eta. \quad (8.30)$$

Забой в бутовом штреке имеет две открытые поверхности, поэтому $\eta=0,9$.

Удельный расход ВВ, кг/м³, определяют по формуле Протодьяконова как для забоев с двумя открытыми поверхностями (8.19) за параметр $B_{\text{п}}$ принимают $B_б$,

Расход ВВ, кг, на заходку

$$Q_{\text{зах.р}} = q_б B_б в_б l_{\text{зах}}. \quad (8.31)$$

Массу заряда шпура, кг, вычисляют по выражению (8.3) и округляют до целого количества патронов $q_{\text{ш.ут}}$. Количество шпуров определяют по формуле (8.25) и округляют до целого значения.

В зависимости от высоты подрывки, ширины штрека, крепости породы и работоспособности ВВ бурят от двух до четырех шпуров. Уточняют общий расход ВВ на забой

$$Q_{\text{зах.ут.}} = q_{\text{ш.ут}} N. \quad (8.32)$$

Взрывные работы в бутовых штреках в шахтах, опасных по газу и пыли, особо опасны. В большинстве лав непосредственная кровля оседает, в ней образуются вертикальные и горизонтальные трещины, которые нередко заполнены метановоздушной смесью. При взрыве зарядов, пересекающих такие трещины, смесь может воспламениться, передавая пламя в выработанное пространство. В таких условиях шпуров необходимо располагать так, чтобы они не пересекали видимые трещины и не находились ближе 30 см от них.

8.6. Основные правила составления схемы расположения шпуров

Расположение шпуров в забое имеет решающее значение в практике взрывных работ и особенно в забоях с одной открытой поверхностью, в которых условия для разрушения массива горных пород наиболее тяжелые. Поэтому для выполнения требований, предъявляемых к взрывным работам, и получения удовлетворительных результатов – схему расположения шпуров надо выбирать с учетом конкретных условий ведения БВР. Основные правила составления схемы расположения шпуров следующие.

Обычно разрабатывают несколько схем как наиболее соответствующих физико-химическим свойствам взрывааемых пород, и в процессе испытаний выбирают наилучшую схему по расходу ВВ, КИШ и трудовым затратам на бурение.

При построении схемы расположения шпуров найденное по формуле (8.11) или (8.15) значение можно корректировать и изменять исходя из условий более целесообразного их размещения в забое. Заряды, рассчитанные по формуле (8.14), могут быть дифференцированы в зависимости от типа шпуров путем умножения на следующие поправочные коэффициенты: врубовых – на 1,20...1,25; вспомогательных, предконтурных и нижних оконтуривающих – на 1; боковых и верхних оконтуривающих – на 0,8...0,9. Установленные значения округляют до целого числа патронов. Все упомянутые корректировки целесообразно выполнить, сохранив расчетный расход ВВ на заходку, установленный по формуле (8.16).

По площади поперечного сечения выработки на предполагаемой плоскости отрыва породы (на глубине $l_{\text{зах}}$) все шпуров (кроме врубовых) должны располагаться равномерно. Ниже приведен примерный порядок расчетов, выполненных при составлении схемы расположения шпуров для забоя полевой выработки арочной формы поперечного сечения с одной открытой поверхностью.

Вначале определяют площадь, м^2 , поперечного сечения выработки, приходящуюся на один шпур (кроме врубовых):

$$S' = \frac{S_{вч} - S_{вр}}{N - N_{вр}}, \quad (8.33)$$

где $S_{вч}$ – площадь поперечного сечения выработки вчерне, м²;

$S_{вр}$ – площадь поперечного сечения врубовой полости (определяют по минимальному расстоянию между врубовыми шпуровыми зарядами), м²;

N – общее количество шпуров на заходку;

$N_{вр}$ – количество врубовых шпуров.

Затем находят среднее расстояние между шпуровыми зарядами (кроме врубовых) по одной из формул:

$$a_{ср} = \sqrt{4S' / \pi}, \text{ или } a_{ср} = \sqrt{S'}. \quad (8.34)$$

Вычисляют количество шпуров по почве

$$N_{п} = (l_1 / a_{ср}) + 1, \quad (8.35)$$

по контуру выработки (без учета шпуров по почве)

$$N_{к} = (P_{к} / a_{ср}) + 1, \quad (8.36)$$

где l_1 – ширина выработки вчерне по почве, м.

$P_{к}$ – длина линии контура поперечного сечения выработки (без почвы), м.

$$P_{к} = \pi R_{к} + 2(H - R_{к}), \quad (8.37)$$

где $R_{к}$ – радиус кривизны арки вчерне (принимается $B/2$, где B – ширина выработки по низу вчерне, м);

H – высота выработки вчерне, м.

Количество шпуров в предконтурном ряду (без учета шпуров по почве)

$$N_{к} = (P_{пк} / a_{ср}) + 1, \quad (8.38)$$

где $P_{пк}$ – длина линии по которой располагают шпуры предконтурного ряда, м,

$$P_{пк} = \pi(R_{к} - a_{ср}) + 2(H - R_{к}), \quad (8.39)$$

Вспомогательные шпуры располагают в один или два ряда равномерно, ориентируясь на $a_{ср}$, по оставшейся площади поперечного сечения выработки:

$$N_{всп} = N - (N_{вр} + N_{п} + N_{к} + N_{пк}). \quad (8.40)$$

При составлении схемы учитывают направление слоистости и трещиноватости пород. Если стенки шпура будут одинаковой прочности по всей длине, то образование газов предполагается достаточно полным, а их давление направленным на полезную работу. Если же направление пробуренного шпура совпадет с направлением слоев или трещин, то прочность стенок в местах совпадения будет ослаблена и образующиеся при взрыве газы

частично или полностью уйдут между слоями или по трещинам, резко снижая эффект взрыва.

Поскольку плоскость забоя практически никогда не бывает ровной, фактическая длина шпуров может быть неодинаковой. Поэтому независимо от угла наклона шпуры должны заканчиваться на одинаковой глубине в массиве породы и угля. Неправильное расположение шпуров приведет к порче забоя и к образованию больших порогов неправильного сечения. Это снизит эффективность и безопасность взрывных работ, а также повысит их трудоемкость. Только глубину врубовых шпуров можно принимать на 0,1...0,3 м (в зависимости от крепости пород) больше глубины отбойных и оконтуривающих шпуров.

Выбор схемы расположения шпуров, помимо отмеченных факторов, обуславливается удобством размещения бурового оборудования и самого процесса бурения. Надо стремиться к тому, чтобы врубовые, предконтурные и вспомогательные шпуры располагались в соответствующих горизонтальных и вертикальных плоскостях, проведенных через оконтуривающие шпуры. Последние следует размещать и бурить в таком направлении, чтобы исключить бурение подбурков для выравнивания периметра выработки после взрывания основного комплекта шпуровых зарядов и не делать больших переборов породы за проектным периметром выработки. Во всех случаях оконтуривающие шпуры необходимо забуривать примерно в 0,1...0,3 м (как правило, в 0,20...0,25 м) от кровли и боков выработки. Причем в крепких породах дно шпура может выходить за проектный контур выработки не более чем на 0,15...0,20 м. В породах средней крепости дно оконтуривающих шпуров должно находиться на проектной линии контура выработки, а в породах ниже средней крепости их следует располагать почти параллельно контуру.

Для забоев с двумя открытыми поверхностями схему расположения шпуров рекомендуется выбирать графическим методом. На эскизе поперечного сечения выработки по породной подрывке на расстоянии не менее 0,3 м от границы с опережающей полостью проводят линию, на которой размещают шпуры на расстоянии один от другого не менее допустимого Едиными правилами безопасности при взрывных работах (см. табл. 10.1). На практике это расстояние колеблется в пределах 0,4...1,3 м в зависимости от крепости пород, работоспособности ВВ и диаметра патронов. Подобным образом размещают шпуры вдоль контура (нижнего, верхнего или обоих) выработки. Если необходимо и позволяют расстояния, то часть шпуров располагают между этими двумя рядами.

8.7. Особенности расчета паспортов БВР при проходке вертикальных шахтных стволов

Осуществление взрывных работ в вертикальных стволах специфично в связи с близостью постоянной крепи и подвесного проходческого оборудования, подтоплением забоя водой со взвешенными мелкими частицами породы, вариациями свойств пересекаемых пород и др. При проходке стволов удельный вес БВР в общем объеме проходческого цикла составляет от 25...30%, если крепость пород до 8, и 40...50%, если более 10 по шкале Протоdjeяконова.

Важнейшие показатели эффективности БВР в вертикальных стволах:

коэффициент использования шпуров (оптимальный 0,85...0,95), определяющий удельные затраты на 1 м подвигания забоя;

коэффициент излишка сечения (КИС) по стволу, увязанный с объемом вынимаемой породы и перерасходом бетона;

гранулометрический состав взорванной породы, влияющий на время ее уборки (рекомендуемый размер наибольшего куска до 40 см).

Главные параметры взрывных работ при проходке и углубке шахтных стволов, как и в горизонтальных выработках: удельный расход ВВ, количество и глубина шпуров. Порядок их расчета аналогичен порядку расчета для полевой выработки, однако имеет некоторые особенности.

В стволах, где наблюдается выделение метана или образуется взрывчатая угольная пыль, применяют ВВ классов III или IV. При подтоплении водой забоев таких стволов перед взрыванием на высоту не менее 20 см, а также при проходке в шахтах, не опасных по газу или пыли, допускается применять ВВ класса II, причем в породах крепостью 8 и выше – аммонал скальный №1 прессованный в патронах диаметром 45 мм, а в породах средней крепости – аммонит 6ЖВ в патронах диаметром 36 мм. В качестве забойки обычно используют граншлак и гидрозабойку путем непосредственной заливки водой шпуров.

Глубина шпуров $l_{ш}$ определяется крепостью пород, уровнем механизации, допустимым значением незакрепленного отхода. При уменьшении глубины шпуров удельные затраты времени на подвигание забоя на 1 м увеличиваются: от 3,5 ч при $l_{ш} = 4...4,2$ м до 6 ч при $l_{ш} \leq 2$ м. С возрастанием глубины шпуров увеличивается время второй фазы уборки породы, которая маломеханизирована.

Таким образом, на длину шпура влияют как горно-геологические, так и организационно-технические условия. Учитывая, что горно-геологические условия увязаны больше с удельным расходом ВВ, длину шпуров соотносят только с высотой опалубки (обычно 4 м) и допустимым на практике отходом (до 5 м) и принимают 4 м (врубных – 4,2 м). При повышенной крепости ($f \geq 12$), такая длина не оправдывает себя, поэтому ее принимают равной 2,5...3 м.

Удельный расход ВВ рассчитывают по формуле Покровского. Однако чаще всего его определяют по таблицам, составленным на основе обобщения практических данных по взрыванию с учетом крепости пород и сечения ствола (принимают по СНиПу). Отметим, что различные методики дают соотношения удельного расхода ВВ в зависимости от ВВ (аммонала скального №1 прессованного). На практике эффективность всех видов ВВ, кроме аммонала скального №1, крайне низкая, так как в обводненном забое они теряют свои свойства за время намного меньшее, чем время заряжания. Наиболее простая формула имеет вид

$$q = 5,4 / S_{\text{пр}}, \quad (8.41)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м³;

$S_{\text{пр}}$ – площадь сечения ствола в проходке, м².

Для объема породы, подвергающейся воздействию зарядов врубовых шпуров, удельный расход следует увеличивать на 20%. Возрастание удельного расхода до 40...50% не уменьшает кусковатость, а достигается обратный эффект, так как газы, распространяясь по трещинам, возникшим при взрывании первых серий шпуровых зарядов, дробят породу в стволе на крупные блоки.

Коэффициент заполнения шпуров согласовывается с их числом и принимается равным: 0,35...0,45 – в породах крепостью 3...9; 0,45...0,50 – крепостью 10...20.

При скоростных проходках вертикальных шахтных стволов было доказано, что наиболее высокая эффективность БВР достигается при диаметре шпуров 52 мм. При этом расход ВВ снижается на 10...15%, а число шпуров сокращается до 50%. Однако коэффициент использования шпуров возрастает.

Применять шпуры диаметром 42 мм рационально для оконтуривающего ряда, но, это приводит к увеличению времени проходческого цикла. Использование ВВ диаметром 36 мм при диаметре шпура 52 мм недопустимо, так как патроны за счет свободного пространства располагаются несоосно, что вызывает неполную детонацию заряда.

При проходке вертикальных шахтных стволов руководствуются теми же основными правилами расположения шпуров, что и в горизонтальных выработках: все шпуры (за вычетом врубовых) располагают по площади забоя ствола равномерно. В то же время порядок их расположения имеет свои особенности.

Шпуры в забое ствола должны располагаться по трем-четырем концентрическим окружностям, кроме того, врубовые и оконтуривающие могут иметь вспомогательные окружности (рис. 8.4). Диаметры концентрических окружностей НИИОМШС рекомендует рассчитывать, исходя из следующих соотношений:

три окружности – $(0,3; 0,6; 0,95)D_{\text{вч}}$;

четыре окружности – $(0,25; 0,48; 0,72; 0,96)D_{вч}$,

где $D_{вч}$ – диаметр ствола вчерне, м.

Количества шпуров, размещаемых на каждой из этих окружностей, соотносятся между собой, начиная от центра ствола, как 1:3:6 и 1:2:3:5.

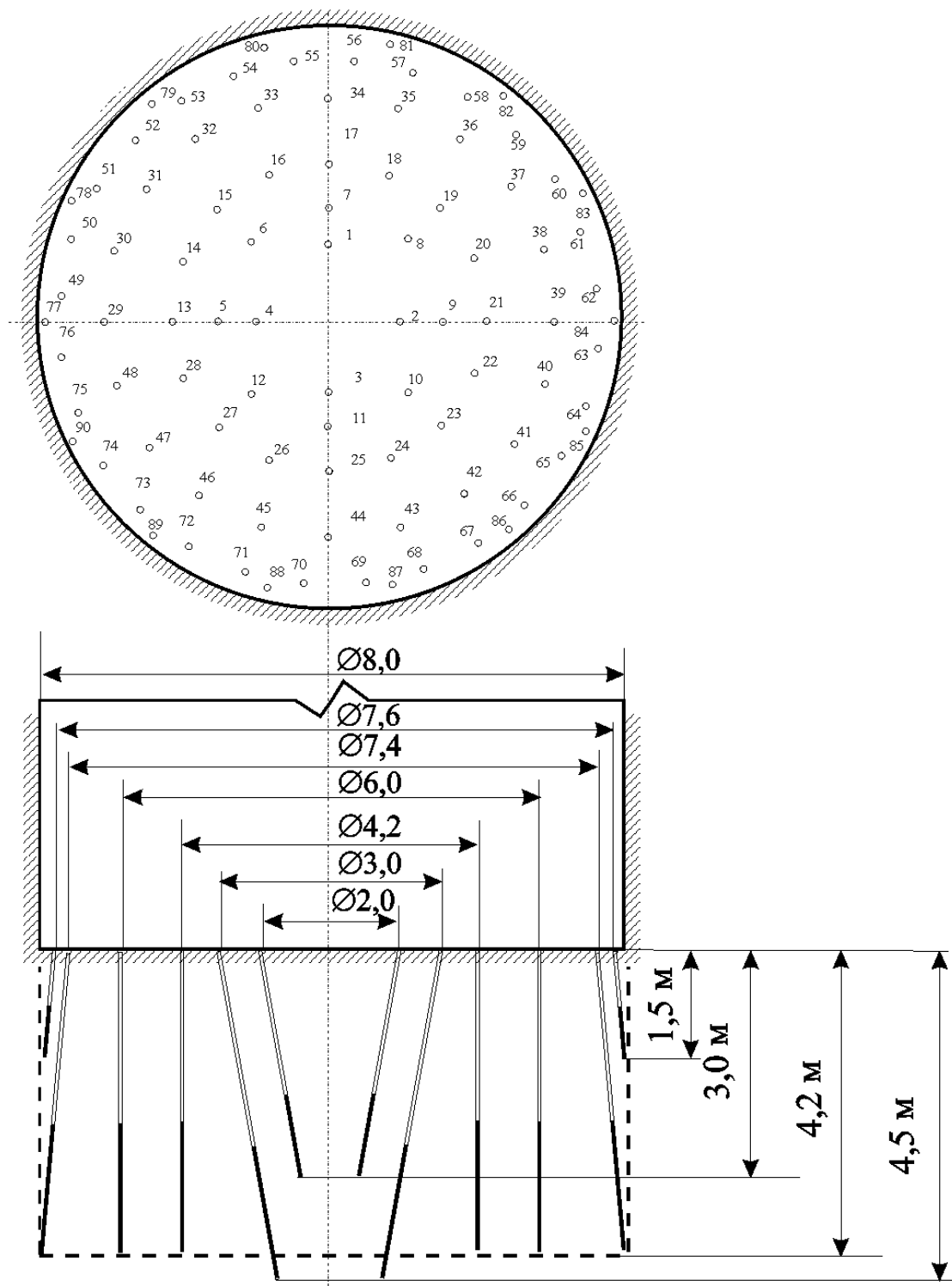


Рис. 8.4. Схема расположения шпуров при проходке вертикального ствола

Количество окружностей отбойных шпуров на практике принимают таким, чтобы расстояние между ними составляло 0,6...0,95 м, при применении патронов ВВ увеличенного диаметра оно может быть 1...1,2 м.

Расстояние между шпурами должно исключать возможность подрботки одного шпура другим с выбросом патронов ВВ из шпура.

Частые изменения паспортов ухудшают организацию работ в стволе. Рекомендуется число шпуров и их расположение не менять по всей глубине ствола, варьируются лишь их длина, коэффициент заполнения, а также удельный расход ВВ.

Важно, что при малых диаметрах ствола зажим забоя влияет на эффективность БВР сильнее, чем крепость пород.

Пробуренные шпуры должны быть смещены по окружности по отношению к шпурам предыдущего цикла без изменения принципиальной схемы расположения. Разметку удобно проводить с помощью шаблона.

Угол наклона оконтуривающих шпуров 85...87°. При этом забой шпуров не должен пересекать проектный контур сечения, а их устья следует сместить на 10...15 см к центру ствола. Учитывая, что выполнению этого требования может мешать опалубка при бурении БУКСом, ручными перфораторами по дополнительной концентрической окружности бурят короткие шпуры (до 1,5 м), тем самым страхуясь от разборки стенок отбойным молотком (угол наклона шпуров делают меньший, но за контур не выходят из-за малой длины).

Глава 9

Основные взрывные врубы

В забоях с одной открытой поверхностью, чтобы получить высокий КИШ при буровзрывной технологии проведения выработок, необходимо создать вторую открытую поверхность. В виде выемки, называемой *врубной полостью*, она создается с помощью взрывного вруба, который представляет собой небольшой комплект шпуров, пробуренных по определенной системе наклонно или перпендикулярно к забою, с размещенными в них зарядами ВВ, взрывающимися в заданной последовательности.

Взрывные врубы можно разделить на такие основные группы:

с наклонными шпурами, образуемые шпурами, пробуренными под острым углом к забою;

прямые врубы, образуемые шпурами, пробуренными параллельно друг другу под прямым углом к забою;

комбинированные, образуемые шпурами, пробуренными наклонно и под прямым углом к забою.

Рассмотрим конструкции наиболее распространенных взрывных врубов в каждой из перечисленных групп.

9.1. Взрывные врубы с наклонными шпурами

Эти врубы имеют наиболее широкое применение в угольных шахтах при проведении выработок по породам средней крепости и крепким, а также при выемке угля, поскольку имеют ряд существенных достоинств, а именно: простота конструирования и

реализации, небольшое количество серий замедления электродетонаторов, возможность применения как в шахтах, не опасных по газу или пыли, так и в опасных условиях.

По форме и расположению врубовой полости различают: клиновые, воронкообразные, пирамидальные и веерные врубы.

Клиновой вруб. Используют при проведении выработок в породах различной крепости. Врубную полость создают взрыванием двух-четырех пар шпуров, наклоненных один к одному. В зависимости от расположения и направления врубовой полости различают вертикальные и горизонтальные клиновые врубы.

Вертикальные одинарные клиновые врубы (рис. 9.1, а, б) и двойные (рис. 9.1, в, г) получили широкое распространение при проведении полевых горизонтальных

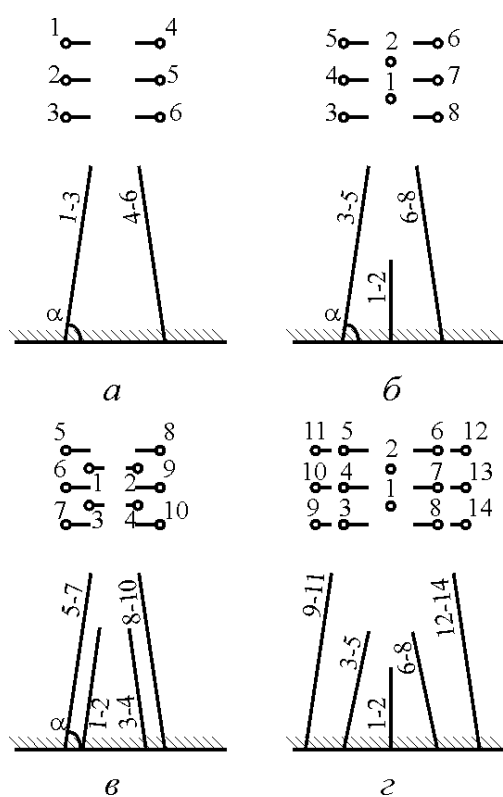


Рис. 9.1. Вертикальные клиновые врубы:

а – одинарный; б и г – одинарный и двойной с разрезными шпурами; в – двойной

и наклонных выработок в шахтах как неопасных, так и опасных по газу или пыли. Как правило, одинарные врубы применяют, если $l_{ш} \leq 1,7 \dots 1,8$ м, двойные – при большей. Шпуры наружного ряда называют *основными*, а внутреннего – *вспомогательными*. Клиновые врубы хорошо вписываются в общую схему расположения шпуров, для них требуется небольшое число серий замедления электродетонаторов, отличаются простотой разметки шпуров, отрываемая взрывом порода легко выбрасывается из клинообразной формы врубовой полости, достигается высокое значение КИШ.

Недостатки вертикальных клиновых врубов: большой разброс породы (25...30 м), глубина шпуров, следовательно, и длина заходки лимитируются шириной выработки, возможны деформации крепи.

Наблюдения показывают, что при клиновых врубах, если шпуры пробурены симметрично относительно продольной оси выработки, породу, отрываемую взрывом зарядов во врубовых шпурах, отбрасывает вдоль выработки на значительное расстояние (25...30 м) от забоя без повреждения крепи. Если же шпуры будут пробурены несимметрично относительно продольной оси (что наблюдается весьма часто), породу выбрасывает не вдоль оси, а в одну либо в другую сторону. При этом замечены повреждения крепи. Чтобы исключить при крепких монолитных породах ($f > 7 \dots 8$) повреждения крепи,

необходимо применять разрезные шпуровые заряды (см. рис. 9.1, б, з) и инициировать их электродетонаторами мгновенного действия. Заряды в таких шпурах будут взрываться несколько раньше зарядов в остальных и разобьют блок на небольшие куски. Энергией взрыва зарядов порода из врубовой полости будет выброшена не в виде монолитного блока (объемом до 2,5 м³), а небольших кусков, которые не смогут деформировать крепь. Расстояния между врубовыми шпурами и углы наклона врубовых шпуров следует принимать в соответствии с данными, приведенными в табл. 9.1.

Таблица 9.1. Параметры для построения клиновых врубов

Коэффициент крепости f по шкале проф. М.М. Протоdjаконова	Расстояния по вертикали между зарядами ВВ каждой пары шпуров, м	Угол наклона, ...°, не более		Число пар шпуров, не менее
		α	α'	
4...6	0,5...0,4	75...65	60...50	2...3
6...10	0,4...0,3	65...60	60...50	3...4
10...20	0,3...0,2	60...50	60...50	4...6

Расстояния между шпуровыми зарядами в забоях выработок, в которых наблюдается выделение метана или образование взрывчатой угольной пыли, должны быть не менее допустимых Едиными правилами безопасности при взрывных работах (гл. 10, табл. 10.1).

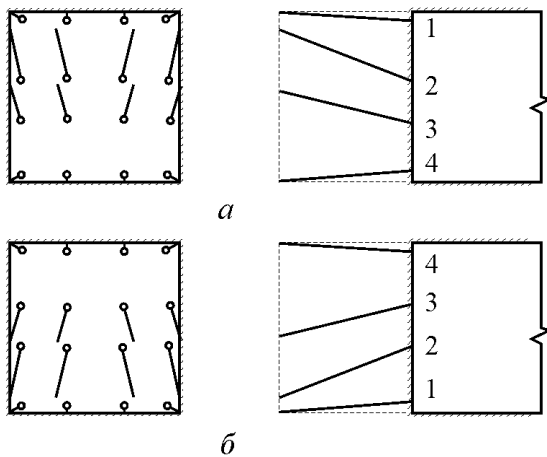


Рис. 9.2. Схемы расположения в квершлагах шпуров горизонтального клинового вруба:

Глубина вспомогательных шпуров взрывных врубов должна быть равной 0,4...0,6 глубины основных, а глубина разрезных – 2/3 глубины вспомогательных или основных при отсутствии вспомогательных (см. рис. 9.1, б, з).

Горизонтальные клиновые врубы преимущественно используют в квершлагах небольшой площади сечения: верхний вруб (рис. 9.2 а) при падении пород от забоя, а нижний (рис. 9.2, б) – на забой.

Воронкообразный вруб (рис. 9.3, а). Применяют, когда проходят стволы круглого поперечного сечения в породах различной крепости. Врубовую полость образуют взрыванием пяти-восьми шпуров, расположенных по окружности и направленных в сторону оси ствола под углом $60...80^\circ$ к плоскости забоя. Она облегчает работу зарядов во вспомогательных шпурах, которые взрывают вслед за врубовыми. Затем взрывают заряды в предконтурных и оконтуривающих шпурах. В зависимости от общего числа шпуров, диаметра ствола и крепости породы они могут быть расположены по трем-шести концентрическим окружностям (см. § 8.7).

В крепких породах в центре врубовой воронки бурят еще один шпур глубиной 0,7 глубины врубовых шпуров. Его заряд способствует дроблению породы в верхней части

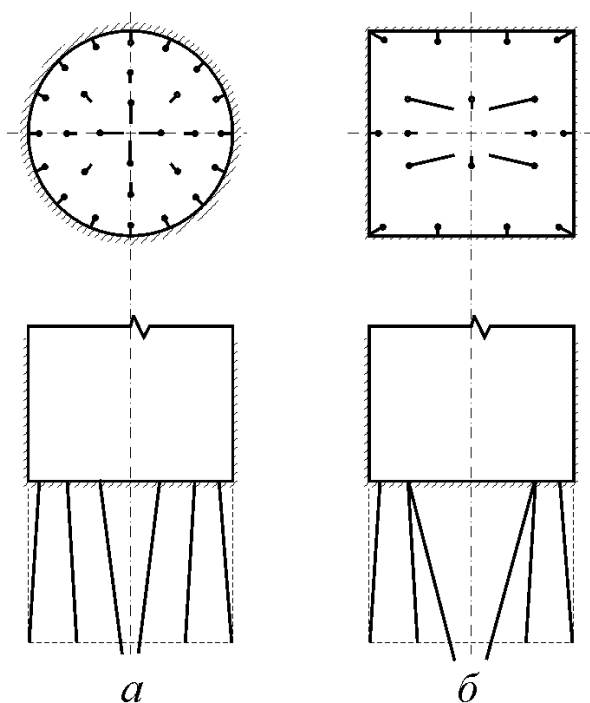


Рис. 9.3. Схемы расположения шпуров в забоях вертикальных выработок при врубах:

воронки и уменьшению высоты выброса породы врубовыми зарядами. Некоторые паспорта БВР предусматривают отсутствие заряда в центральном шпуре, создающего дополнительную плоскость обнажения.

В глинистых сланцах и в песчаниках средней крепости при мощных ВВ и патронах большого диаметра (45 мм) врубовые шпуры дают достаточно хороший эффект даже в случае, если пробурены под углом 90° . Вертикальные шпуры легче бурить, чем наклонные, поэтому при скоростных проходках стволов предпочитают пробурить несколько дополнительных вертикальных шпуров, вместо наклонных.

Пирамидальный вруб. (рис. 9.3, б).

Представляет собой разновидность воронкообразного. Врубовую полость образуют взрыванием четырех шпуровых зарядов, расположенных по углам прямоугольника и направленных к оси выработки. После взрыва шпуров получается полость пирамидальной формы, создающая дополнительную открытую поверхность, облегчающую работу взрыва зарядов вспомогательных и оконтуривающих шпуров. При значительной площади сечения выработки, а также в крепких породах между врубовыми и оконтуривающими шпурами располагают до трех рядов вспомогательных.

Этот вруб применяется довольно часто при проведении стволов и шурфов прямоугольного сечения в породах различной крепости.

Веерный вруб. Осуществляется одним-двумя рядами шпуров, угол наклона и длина которых постепенно увеличиваются (рис. 9.4). Применяется при проведении подготовительных выработок по пластам малой мощности. Шпуровые заряды инициируют электродетонаторами короткозамедленного действия в порядке нумерации, например указанном на рис. 9.4.

Хорошие результаты были получены при применении встречного веерного вруба в выработках шириной более 4,5 м в породах (коэффициент крепости по шкале Протодяконова $f = 5 \dots 20$). Этот вруб представляет собой сочетание двух веерных врубов, разворачивающихся от оси выработки в противоположные стороны.

На рис. 9.5 приведена схема расположения шпуров с применением встречного веерного вруба в шахте «Красноармейск». Шпуровый отброс породы, деформации крепи не замечены.

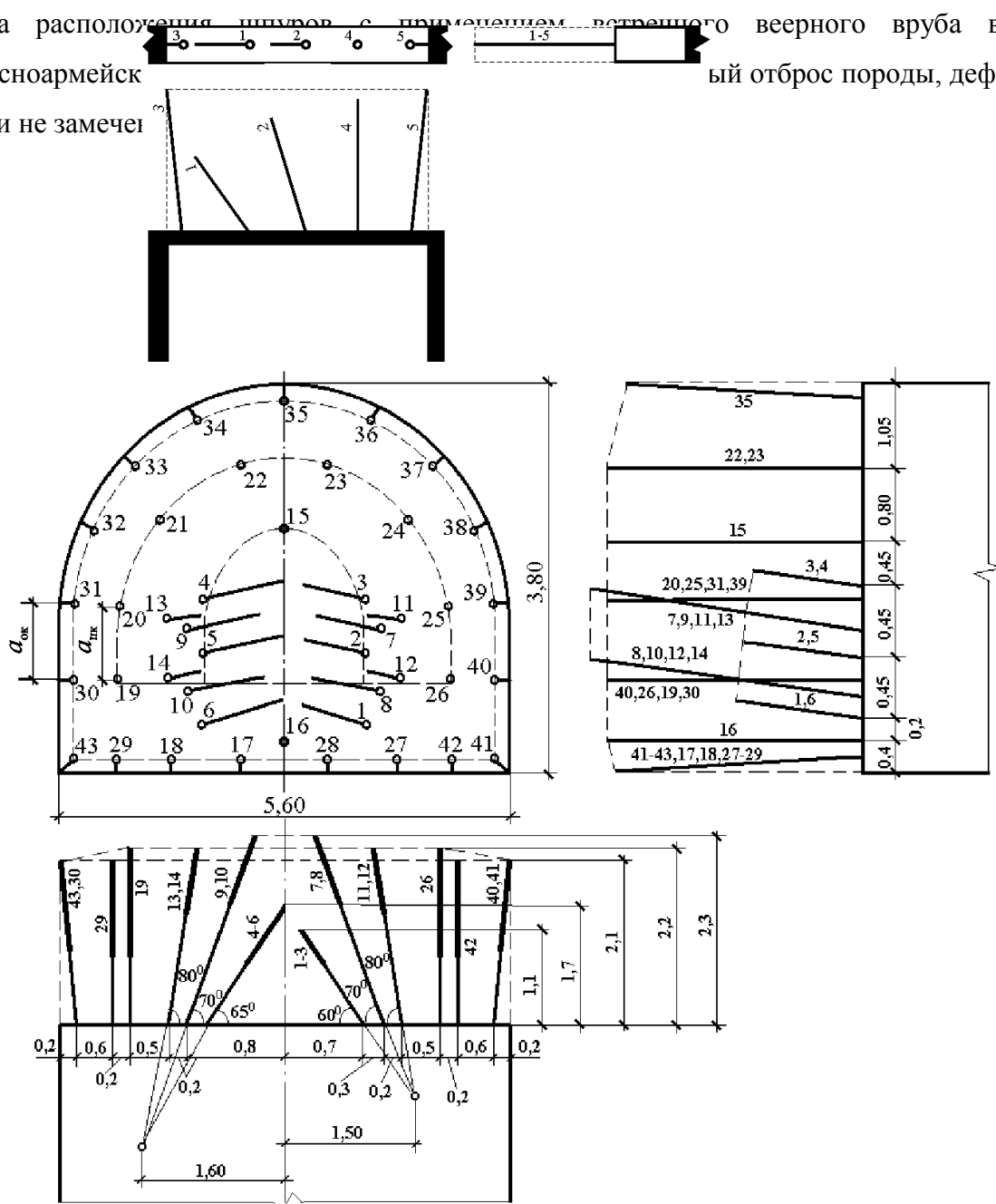


Рис. 9.5. Схема расположения шпуров с применением встречного веерного вруба (размеры в м): 1...43 – нумерация шпуров

9.2. Прямые врубы

Такие врубы целесообразны в крепких породах, а также в породах любой крепости в выработках малой площади сечения, т. е. там, где клиновые врубы малоэффективны или их невозможно применить. Достоинства: длина шпуров не ограничивается поперечными размерами выработки, высокий КИШ (0,90...0,95). Недостатки: из-за необходимости сближенного расположения шпуров и бурения "холостых" шпуров применяют только в выработках, в которых отсутствуют выделение метана и взрывчатая угольная пыль.

Наибольшее распространение получили врубы призматический, щелевой и спиральный шагающий.

Призматический вруб (рис. 9.6) применяют в породе средней крепости и выше в

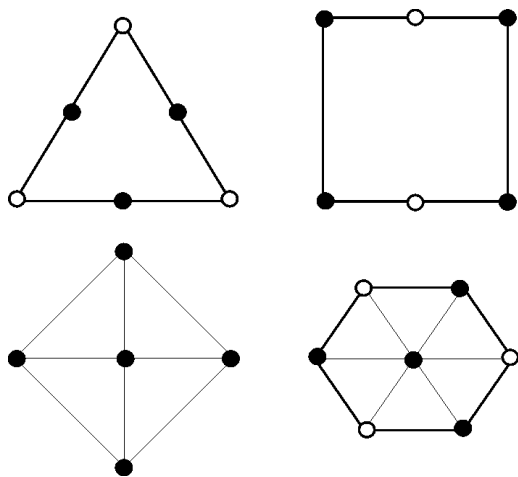


Рис. 9.6. Схемы взаимного расположения шпуров призматического вруба:

выработках малой площади сечения ($4...8 \text{ м}^2$). Он образуется бурением пяти-шести сближенных шпуров, расположенных обычно в центре забоя в виде треугольника, квадрата, шестиугольника. Недостаток – в необходимости бурения холостых шпуров или скважин.

Для увеличения выброса породы из врубовой полости целесообразно бурить центральный шпур глубиной на длину одного патрона ВВ больше остальных, в который закладывается вышибной заряд, взрываемый последним.

Призматический вруб со скважиной используют при проведении выработок по породам различной крепости. Скважину диаметром 80...100 мм бурят приблизительно в центре забоя, вокруг нее на разных расстояниях – четыре врубовых шпура (рис. 9.7, а) нормального диаметра (42 мм). Расстояние между скважинами и врубовыми шпурами

зависит от диаметра скважины, крепости пород и мощности ВВ. Например, при взрывных работах аммонитами по породам с $f = 8...12$ расстояние от скважины до шпура 1 м.

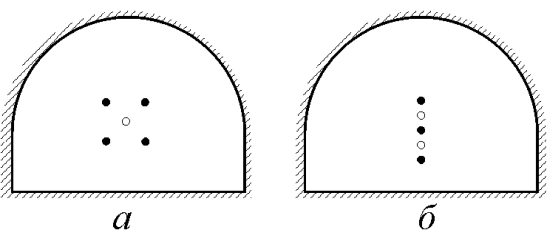


Рис. 9.7. Схемы расположения прямых врубов:

В угольных забоях, в которых выделяется метан и образуется взрывчатая угольная пыль, необходимо выдерживать минимально допустимые расстояния между зарядами (см. табл. 9.1) и отказаться от бурения холостых шпуров или скважин.

Щелевой вруб. Получается взрыванием в нескольких зарядах параллельных шпуров, расположенных в один-два ряда, пробуренных перпендикулярно к забою выработки (рис. 9.7, б). Шпуры заряжают через один. Незаряженные создают дополнительные открытые поверхности, облегчающие работу соседним заряженным. При очень крепких породах расстояние между шпурами не должно превышать диаметра холостого шпура (в сторону которого действует взрыв), а при слабых может быть не более двух-трех диаметров. Целесообразны мощные ВВ, которыми заполняют шпуры почти на всю глубину. Во время бурения шпуров необходимо использовать направляющие устройства.

Щелевой вруб применяют в породах средней крепости в шахтах, неопасных по газу, при проведении выработок преимущественно небольшой площади сечения, где врубы с наклонными шпурами не годятся. Рациональная длина щели 0,8...1,1 м. Вспомогательные врубовые шпуры по два с каждой стороны щели бурят на расстоянии от нее, не превышающем 0,9 ее длины. КИШ – 0,85...0,95. В мелкослоистых и трещиноватых породах щелевой вруб неэффективен.

Спиральный шагающий вруб. Шпуры располагают по спирали (рис. 9.8).

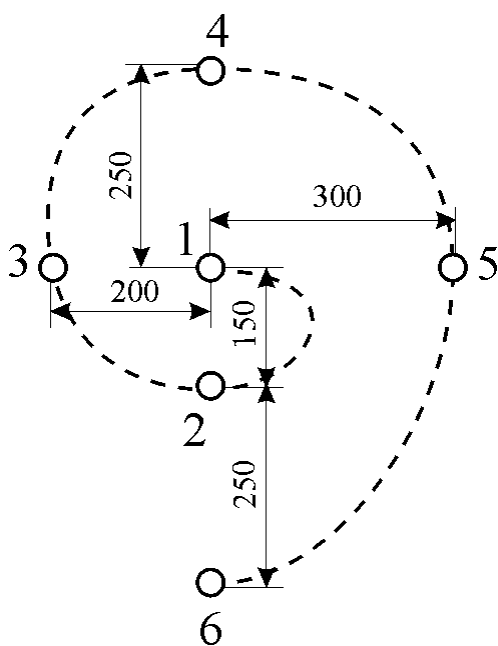


Рис. 9.8. Схема спирального шагающего вруба

Глубина первого шпура принимается равной 1...1,1 м, второго – на 0,2...0,3 м больше глубины первого, третьего и последующих также на 0,2...0,3 м больше глубины предыдущего.

Заряд первого шпура составляет 1...2 патрона ВВ. В каждом последующем заряд возрастает на один патрон по сравнению с предыдущим. Очередность взрывания зарядов соответствует порядковым номерам шпуров.

Спиральный шагающий вруб был испытан на многих шахтах Донбасса, получены высокие показатели. Однако выявлены и серьезные недостатки. Так, можно использовать только прессованные ВВ, поскольку при работе с порошкообразными ВВ этот вруб по причине весьма близкого расположения соседних шпуров применять нельзя из-за возможности переуплотнения ВВ, а следовательно, случаев затухания детонации и выгорания ВВ. Кроме того, сложно выдержать заданную разметку шпуров.

Кроме того, сложно выдержать заданную разметку шпуров.

9.3. Комбинированные врубы

Наиболее эффективный вруб этой группы – **шагающий пирамидально-клиновой**. Он состоит из девяти шпуров (рис. 9.9). Центральный шпур № 1 имеет

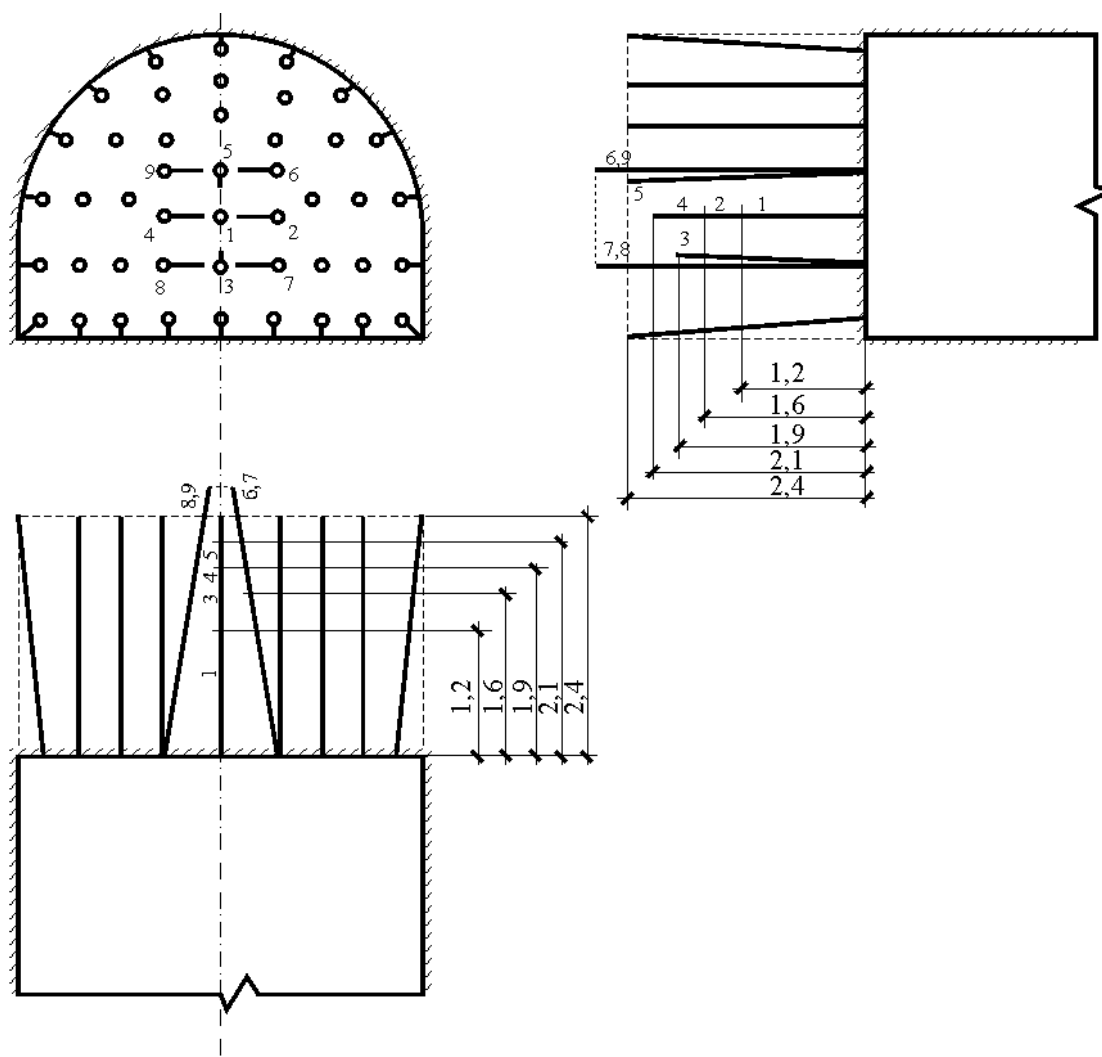


Рис. 9.9. Схема расположения шпуров с применением шагающего пирамидально-клинового вруба (размеры в м); 1...9 – нумерация врубовых шпуров

наименьшие глубину (1...1,2 м) и заряд (один патрон ВВ). Бурится перпендикулярно к поверхности забоя. Шпуры № 2, 3, 4, 5 расположены на равных расстояниях от № 1. Глубина этих шпуров, считая от центрального, постепенно увеличивается с интервалом 0,20...0,33 м. Заряды также увеличиваются на один патрон, т.е. на 0,25...0,30 кг в каждом последующем шпуре по сравнению с предыдущим. При ведении взрывных работ в песчаниках для облегчения выброса разрушенной породы из образующейся полости целесообразно шпуры № 2, 3, 4, 5 бурить с некоторым наклоном к оси шпура № 1. Углы следует принимать небольшими, произвольного размера, но такими, чтобы расстояния между зарядами в парах шпуров 2–1, 3–1 и 3–2; 4–1 и 4–3; 5–1 и 5–4; 5–2 соответствовали требованиям Единых правил безопасности при взрывных работах (см. табл. 10.1) и в породах с $f < 7$ составляли не

менее 0,45 м, а в более крепких ($f \geq 7$) – не менее 0,30 м. Таким образом, можно применять не только прессованные, но и порошкообразные ВВ.

В сланцах шпур № 2, 3, 4, 5 можно бурить перпендикулярно к поверхности забоя. Эффективность взрывных работ при этом не снижается.

Очередность взрывания зарядов в шпурах от № 1 до № 5 включительно соответствует порядковым номерам шпуров. Затем через 15...30 мс взрывают заряды в шпурах № 6, 7, 8, и 9.

Глава 10

Короткозамедленное взрывание

10.1. Физическая сущность

До 1958 г. в Донбассе и других бассейнах взрывные работы в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, велись только мгновенными электродетонаторами. При этом применялось одноприемное взрывание, когда весь забойный комплект шпуровых зарядов взрывается от одного электрического импульса (за один прием). Это наиболее простой и безопасный вид взрывания.

Однако метод взрывания всех шпуровых зарядов за один прием при использовании только электродетонаторов мгновенного действия не оправдал себя на практике. Эффективность его очень низкая, а вероятность повреждения крепи горных выработок высока. К тому же, применявшиеся в то время электродетонаторы мгновенного действия имели большой разброс во времени срабатывания, достигавший в ряде случаев 100 мс и более, а также низкую иницирующую способность, не обеспечивая возбуждение нормальной детонации зарядов ВВ. Это, в свою очередь, приводило к неуправляемой очередности взрывания отдельных шпуровых зарядов в забое выработки со значительными временными замедлениями и к отказам.

Поэтому было распространено многоприемное взрывание, при котором забойный комплект шпуровых зарядов взрывается в два или несколько приемов, что, однако, создавало опасность воспламенения метана и угольной пыли. Главная причина опасности состояла в том, что требования ЕПБ относительно порядка заряжания шпуров и взрывания зарядов нередко нарушались. Требованиями ЕПБ допускается заряжать такое количество шпуров, заряды в которых будут взорваны за один прием и с расчетом, чтобы между очередными взрываниями было обеспечено проветривание, замер газа, уборка отбитого угля и ряд других мер. Поскольку на выполнение этих операций требуется время и дополнительные материальные затраты, иногда в нарушение требований правил и пренебрегая опасностью, взрывник и лица, ответственные за организацию взрывных работ, в ряде случаев опасно упрощали: заряжали все пробуренные шпуровые заряды взрывали по очереди: сначала врубовые, а затем отбойные, причем через промежутки времени, которых было недостаточно для проветривания, а содержание газа между взрываниями замеряли не всегда. В этих условиях осмотр забоя после предыдущего взрывания не мог быть достаточно тщательным. Наблюдались случаи обнажения заряда или части зарядов в шпурах взрывами предыдущих шпуровых зарядов ВВ. Такое упрощение в отдельных случаях являлось причиной воспламенения газа или пыли, так как обнаженный заряд взрывался в загазированной среде при обильном образовании угольной пыли.

Кроме того, многоприемная технология взрывания приводила к значительным потерям времени, а темпы проведения выработок были низкие (25...35 м в месяц). Резервов по увеличению скорости практически не было. Поэтому следовало разработать для шахт, опасных по газу или пыли, такой способ взрывания, который по простоте и безопасности не уступал бы одноприемному взрыванию, а по эффективности разрушения пород приближался бы к многоприемному.

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

Короткозамедленное взрывание (КЗВ) – одноприемное последовательное взрывание отдельных зарядов или отдельных групп зарядов с заранее заданными миллисекундными промежутками времени (рис. 10.1). Миллисекундные интервалы между

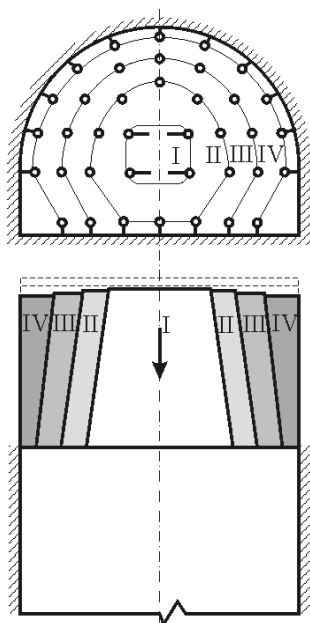


Рис. 10.1. Принципиальная схема разрушения горных пород при короткозамедленном взрывании

взрывами – важнейший фактор обеспечения безопасной в отношении воспламенения метана и угольной пыли работы всех взрывающихся в забое зарядов, а также принципиальное отличие этого метода от многоприемного взрывания.

При КЗВ разрушение массива зарядами первой очереди аналогично разрушению взрывом одиночного заряда. В результате взрыва призма выброса оказывается раздробленной, а под действием остаточного давления газообразных продуктов происходит ее сдвижение. Массив в этот период находится в напряженном состоянии. Когда взрываются заряды второй и последующих очередей с малыми интервалами замедления, в массиве возникает сложная картина интерференции волн напряжений (прямых и отраженных от взрыва последующих зарядов). Время нахождения участка

массива в напряженном состоянии увеличивается. Снижается сейсмическое действие взрыва на окружающие сооружения в результате одновременного взрыва меньшего числа зарядов, уменьшается трещинообразование в законтурном массиве. Происходит взаимодействие взрывов зарядов смежных серий.

Таким образом, получаемый при КЗВ эффект определяется интерференцией волн напряжений от соседних зарядов; образованием дополнительных открытых поверхностей, соударением разлетающихся кусков при взрыве соседних зарядов.

Если интервалы малые, наблюдается интерференция волн напряжений, средние – образование дополнительных открытых поверхностей, большие – также соударение кусков. Перечисленные факторы следует рассматривать как составные элементы единого процесса взаимодействия зарядов при КЗВ.

Интерференция волн напряжений происходит в случае, когда направление смещения частиц от предыдущего и последующего взрывов совпадают. При этом увеличиваются суммарные смещения, напряжения и интенсивность разрушения массива.

В результате исследований, проведенных МакНИИ, было установлено время начала сдвижения массива после взрыва, которое равно: для песчаников 4,3...10 мс при одной открытой поверхности, 0,4...12 мс при двух открытых поверхностях; для глинистых сланцев соответственно – 6...87 и 3...27 мс; для угля при одной открытой поверхности – 9...23 мс.

Волновые процессы в массиве после взрыва заряда массой 0,6...0,9 кг завершаются в среднем за 4...6 мс. Скорость разлета пород переднего фронта составляет 60...70 м/с, а при последующих – 3...6 м/с.

Дополнительные открытые поверхности при взрыве предыдущих серий зарядов обеспечивают образование в массиве дополнительных отраженных волн растяжения от взрыва последующих серий. Это увеличивает эффект разрушения, ослабляет массив и облегчает его окончательное разрушение давлением газов взрыва. В сторону открытых поверхностей происходит сдвижение породы. Перемещающиеся при взрыве куски породы соударяются вследствие того, что участки массива при взрыве имеют разные скорости и направления движения.

10.2. Параметры для шахт, опасных по газу или пыли

Основные параметры, определяющие условия безопасного применения короткозамедленного взрывания в шахтах, опасных по газу или разрабатываемые пласты, опасные по взрывам пыли: общее время взрыва всего комплекта шпуровых зарядов ВВ в забое; интервал замедления между взрывами смежных шпуровых зарядов; расстояние между шпуровыми зарядами; расстояние от зарядов ВВ до открытой поверхности. Рассмотрим эти параметры.

Общее время взрыва всего комплекта шпуровых зарядов в забое. Это время замедления взрывания последней ступени ЭД с учетом разброса по времени срабатывания. Оно должно быть таким, чтобы в процессе взрывания шпуровых зарядов ВВ в призабойном пространстве не образовалась взрывчатая метановоздушная смесь.

Результаты экспериментальных исследований динамики концентрации метана свидетельствуют, что через 270...520 мс после взрывания зарядов вблизи забоев появляются угрожающие концентрации метана (2,5...4,2%), а через 1...5 с концентрация метана может достигать взрывоопасного предела и удерживаться в течение нескольких (до 10) минут. Поэтому общее время взрыва: при применении взрывчатых веществ III и IV классов не более 220 мс, V и VI классов – 320 мс.

Интервал замедления между взрывами смежных шпуровых зарядов ВВ.

Второй не менее важный параметр – максимальный интервал замедления между отдельными сериями взрывания смежных шпуровых зарядов. *Смежными* называют шпуровые заряды ВВ, расстояние между которыми не превышает двукратного минимально допустимого. Это время должно быть таким, чтобы исключалась возможность бокового обнажения шпурового заряда к моменту его взрывания. Оно весьма опасно, так как ужесточает на одну-две и даже на три ступеньки условия взрывания зарядов ВВ, т. е. требует применение ВВ класса VI вместо III, IV или V. Кроме того, в процессе бокового обнажения возможна деформация шпурового заряда ВВ, что может привести к его отказу.

Установлено, что время начала образования дополнительных поверхностей 25...46 мс. Из результатов эксперимента замедление между взрывами смежных шпуровых зарядов принимают равным не более 40 мс.

Величина этого времени имеет решающее значение для эффективности разрушения горных пород взрывом. Ведь при малых интервалах имеет место только интерференция волн напряжения, при средних – и образование дополнительных отрывных поверхностей, при больших – также соударение кусков. Поэтому, например, в Бельгии минимально допустимое время между взрывами врубовых шпуровых зарядов (они взрываются всегда первыми) и вспомогательных (второй серией) для высокопредохранительных ВВ увеличено до 60...80, а в США – до 100 мс. В нашей стране решили снижать допустимые расстояния между шпуровыми зарядами и открытой поверхностью.

Расстояния между шпуровыми зарядами ВВ. Важнейшим показателем, влияющим на безопасность и эффективность взрывных работ, является устойчивость детонации ВВ. В то же время одновременное взрывание шпуровых зарядов ВВ, в том числе с миллисекундными интервалами между отдельными взрывами, может при определенных условиях воздействовать на соседние шпуровые заряды, взрывающиеся в последующих сериях. Например, количество неполных детонаций непредохранительных ВВ класса II в породных и угольных забоях на шахтах Донбасса достаточно велико.

Исследования МакНИИ доказали, что одна из основных причин неполных детонаций – уплотнение ВВ соседними, ранее взорвавшимися сближенными зарядами. Установлено, что аммонит 6ЖВ в мягких породах дает неполные детонации при расстоянии между зарядами до 40 см, в породах средней крепости – до 30 и в крепких – до 20. Почти все затухания наблюдались в стыках между патронами. Аммонал скальный №1 не давал затуханий детонации. Эти процессы в свою очередь – основные технологические причины выгорания шпуровых зарядов ВВ, а именно:

переуплотнение патронов ВВ до плотности выше критической (остаточное давление в соседних шпурах может достигать 30 МПа);

раздвижка патронов в шпуре вплоть до выбрасывания патрона-боевика из шпура (в горизонтальных и наклонных выработках средняя скорость выбрасывания равна 3,8 м/с, максимальная – 10 м/с);

образование угольных и породных пересыпок между отдельными патронами за счет откольных явлений.

Минимально допустимые расстояния между шпуровыми зарядами a_{\min} , при которых исключается отрицательное действие взрыва одного заряда на другой, установлены экспериментально (табл. 10.1).

Таблица 10.1. Минимально допустимые расстояния между шпуровыми зарядами ВВ

Условия взрывания	a_{\min} , мм, в зависимости от класса ВВ			
	II	III-IV	V	VI
По углю	0,60	0,60	0,50	0,40
По породе, если:				
$f < 7$	0,50	0,45	0,30	0,25
$f = 7 \dots 10$	0,40	0,30	–	–
$f > 10$	Определяется нормативами, разработанными по согласованию с МакНИИ			

Расстояние от шпурового заряда ВВ до открытой поверхности. За это расстояние принимается минимальная угольная или породная перегородка между шпуровым зарядом ВВ и какой-либо плоскостью в горном массиве, через которую взрыв заряда ВВ не воспламенит взрывчатую метано- или пылевоздушную смесь.

Для установления расстояния заряды ВВ взрывали в углещементных блоках и в стальных канальных мортирах, размещенных во взрывчатой смеси. Результаты позволили установить, что расстояние от заряда ВВ до ближайшей открытой поверхности должно быть по углю не менее 0,5 м при применении ВВ классов IV и V и не менее 0,3 м – класса VI; по породе – не менее 0,3 м.

Глава 11

Сотрясающее взрывание в шахтах, опасных по внезапным выбросам

Наряду со взрывами метана и угольной пыли грозное явление в шахтах – выбросы породы, угля и газа. Они характеризуются быстротекущим (от одной до нескольких десятков секунд) самопроизвольным разрушением призабойной части угольного или породного массива и повышенным газовыделением. Скорость перемещения потока горной массы при выбросе составляет 4,3...8,7, а отдельных кусков – до 20 м/с.

Опасными последствиями выбросов могут быть: травмирование людей, выделение большого количества газа, способное привести к удушью людей, образование взрывоопасной атмосферы, что может вызвать взрывы метана и угольной пыли. При максимальном в истории горного дела внезапном выбросе (длился 32 с), который произошел в 1971 г. при вскрытии пл. m_3 “Мазурка” в шахте им. Гагарина ПО “Артемуголь”, было выброшено 14 тыс. т угля и свыше 250 тыс. м³ газа.

Внезапные выбросы возможны в особых горно-геологических условиях, в основном при производстве взрывных работ, а также при выполнении операций, связанных с проведением горных выработок или с добычей угля. Поэтому взрывные работы на выбросоопасных пластах ведутся в режиме сотрясательного взрывания, направленного на защиту людей от опасных последствий внезапных выбросов за счет снижения их частоты и интенсивности или провоцирования при отсутствии людей в проводимой выработке и в опасной зоне.

Впервые сотрясательное взрывание применили в 1890 г. во Франции, в отечественной практике – в 1917 г. в шахте “Красный Профинтерн” (г. Енакиево) при вскрытии пл. ”Дерезовка” на гор. 340 м; сопровождалось выбросом угля и газа интенсивностью 200 т.

Сотрясательное взрывание характеризуется:

- специальным режимом и организацией производства взрывных работ;
- нетрадиционными (особыми) схемами расположения и взрывания шпуровых зарядов;
- повышенным удельным расходом ВВ;
- специальными технологиями вскрытия выбросоопасных пластов.

Сотрясательное взрывание должно обеспечить отбойку угля и породы точно в соответствии с проектными размерами и формой выработки с тем, чтобы в дальнейшем исключить применение в призабойном пространстве ручных инструментов, которые могут вызвать запоздалый выброс. Если не достигнуто достаточное разрушение угля и не получена требуемая конфигурация выработки, то следует провести повторное сотрясательное взрывание по ее оконтуриванию.

Шпуры по углю бурят только машинами вращательного действия, по породе допускается ударное бурение. Для взрывания допущены ВВ класса IV . Разрешается при определенных условиях, оговоренных «Едиными правилами безопасности при взрывных работах», для торпедирования и взрывных работ по выбросоопасным песчаникам применять ВВ класса III , а также непредохранительные ВВ класса II .

Инициирование зарядов при сотрясательном взрывании в угольных и смешанных забоях и по выбросоопасным породам следует выполнять предохранительными электродетонаторами мгновенного и короткозамедленного действия со временем замедления не более 220 мс. При вскрытии пластов до их обнажения сотрясательным взрыванием время замедления последней ступени электродетонаторов короткозамедленного действия допускается увеличивать до 320 мс.

11.1. Организация и режим производства

Для подготовки и проведения сотрясательного взрывания приказом назначаются руководители в выработке и с поверхности шахты. Руководство подготовкой и проведением взрывания в забое должны осуществлять инженерно-технические работники участка, на котором проводятся работы.

Для каждого забоя должна быть составлена Инструкция по сотрясательному взрыванию в забое, устанавливающая порядок и технологию выполнения в конкретных горно-геологических условиях выработки, а также меры безопасности, направленные на защиту людей от последствий выброса. Паспорт БВР – составная часть этой Инструкции. С паспортом БВР и с Инструкцией должны быть ознакомлены (под роспись) лица технического надзора и рабочие соответствующих участков.

Порядок проведения сотрясательного взрывания и лица, ответственные за его выполнение, также утверждаются приказом по шахте. В случае производства работ специализированными шахтостроительными

организациями такой порядок устанавливается совместным приказом шахтостроительного управления и эксплуатационной шахты.

Сотрясательное взрывание допускается производить только в специально выделенные междусменные перерывы, продолжительность которых определяется хронометражными наблюдениями, или в смены при отсутствии людей в опасной зоне. Данные о времени и месте в виде объявления должны выставляться не позже чем за смену до начала взрывания на специальной доске объявлений в ламповой и у стволов (шурфов), по которым производится спуск и подъем людей.

Необходимо вести “Журнал проведения сотрясательного взрывания на шахте”, утверждаемый руководителем взрывания с поверхности.

При проведении взрывания устанавливают опасную зону, в которую включают выработки, расположенные по ходу движения исходящей вентиляционной струи от места взрывания, а также выработки с поступающей свежей струей воздуха от забоя до места укрытия мастера-взрывника. Перед началом заряжания шпуров в выработках, расположенных в пределах опасной зоны, электроэнергия должна быть отключена. Включение допускается только после проверки содержания метана в атмосфере выработки после взрывания.

Люди, не связанные со взрывными работами, должны находиться на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 1000 м от места слияния исходящей от взрываемого забоя струи воздуха со свежей, считая против направления ее движения.

Не допускается отключение вентиляторов местного проветривания, а также приборов автоматического контроля содержания метана и датчиков, используемых для контроля выбросоопасных зон угольных пластов. В забоях выработок, в которых нельзя отключить электроэнергию до начала заряжания шпуров (в связи с их возможным затоплением), обесточивание необходимо выполнить перед началом монтажа взрывной сети. В угольных и смешанных забоях выработок, проводимых по выбросоопасным угольным пластам, при взрывании зарядов по углю или по углю и породе одновременно, а также по породе без опережающей выемки, расстояние до укрытия мастера-взрывника должно быть не менее 600 м от забоя, но не ближе 200 м от места слияния исходящей струи воздуха со свежей.

При взрывании зарядов по породе в забоях, где произведена опережающая выемка выбросоопасного угольного пласта, расстояние до места укрытия мастера-взрывника должно быть не менее 200 м от места слияния исходящей из взрываемого забоя струи воздуха со свежей струей.

Сотрясательное взрывание при вскрытии пластов производится с места нахождения людей, не связанных с взрывными работами, т. е. с 1000 м, а при вскрытии особовыбросоопасных пластов – с поверхности при полном отсутствии людей в шахте.

Места укрытия, из которых производится взрывание при вскрытии выбросоопасных и угрожаемых угольных пластов при углубке вертикальных стволов с действующих горизонтов, должны находиться: на участке пересечения пласта – на поверхности в 50 м от ствола, на участке приближения и удаления (см. § 11.2.1) – на действующем горизонте, но не ближе 200 м от углубляемого ствола при условии обеспечения изолированного отвода исходящей струи воздуха. При невозможности выполнения указанных условий, взрывать надо с поверхности.

Взрывать должен мастер-взрывник в присутствии лица технического надзора по должности не ниже заместителя начальника участка. Мастера-взрывники и лица технического надзора снабжаются индивидуальными светильниками со встроенными датчиками метана и изолирующими самоспасателями.

Взрывание должно производиться от стационарного взрывного пункта, размещенного в месте укрытия мастера-взрывника и представляющего собой закрытый на ключ металлический ящик, в который

введена взрывная магистраль. К забоям вскрывающих, подготовительных и очистных выработок прокладывают постоянные взрывные магистрали из специальных кабелей, допущенных Госнадзорохрантруда Украины для производства взрывных работ. Их прокладывают на стороне выработки, свободной от силовых, телефонных и других кабелей или на расстоянии не менее 0,3 м от них.

После взрывания осмотр выработки разрешает руководитель с поверхности после получения им сведений о содержании метана в забое, но не ранее чем через 30 мин после взрыва, и содержании метана менее 2%. Осмотр выполняют лица технического надзора и мастер-взрывник. Лицо технического надзора, измеряющее содержание метана при продвижении к забою для осмотра его после взрывания, должно находиться на расстоянии 3 м впереди мастера-взрывника. При обнаружении концентрации метана 2% и более они обязаны возвратиться в выработку со свежей струей воздуха.

На случай возможного выброса угля (породы) и газа, руководителем шахты заблаговременно должны быть утверждены мероприятия по разгазированию выработки.

В случае отказа зарядов, ликвидация их должна производиться с выполнением требований, предъявляемых к ликвидации отказов (см. § 18.1.3) и к сотрясательному взрыванию.

Все служебные разговоры обязан фиксировать руководитель сотрясательного взрывания с поверхности на магнитофонную ленту, которую хранят не менее трех суток.

11.2. Технология производства

В зависимости от назначения, области и условий эффективности применения сотрясательное взрывание можно условно разделить на пять видов (табл. 11.1), каждый из которых характеризуется специфическими параметрами ведения взрывных работ.

Таблица 11.1. Виды сотрясательного взрывания и их назначение

Вид (область)	Назначение
Вскрытие выбросоопасных пластов	Отбойка породы и угля в зонах приближения, пересечения и удаления
Угольные и смешанные забои подготовительных и очистных выработок, проводимых по выбросоопасным пластам	Полная отбойка угля или угля и породы в заданном сечении выработок, снижение интенсивности и частоты выбросов угля и газа
Забои выработок, проводимые по выбросоопасным породам	Отбойка породы в заданном сечении выработок
Торпедирование (гидровзрывная обработка) призабойной части угольного пласта в подготовительных и очистных выработках	Предотвращение выбросов угля и газа
Передовое (внепластовое) торпедирование вмещающих пород на выемочных участках впереди очистных забоев	Предотвращение или снижение интенсивности и частоты выбросов угля и газа

11.2.1. Вскрытие выбросоопасных пластов сотрясательным взрыванием. Под *вскрытием пластов* понимается комплекс работ, связанных с приближением к ним забоя вскрывающей выработки, их обнажением, пересечением и удалением от пластов.

При вскрытии крутых пластов участком приближения следует считать участком вскрывающей выработки с 4 до 2 м перед вскрываемым пластом, а участком удаления – с 2 до 4 м за пластом (рис. 11.1, а).

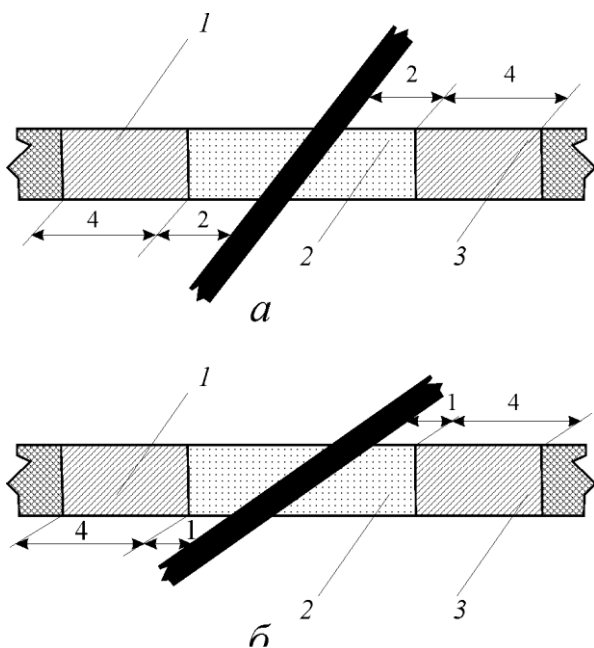


Рис. 11.1. Схемы вскрытия пластов

квершлагами (размеры в м) :

a – крутых и крутопадающих;

б – пологих и наклонных;

1; 2 и 3 – участки удаления от пласта;

– не менее 1 м по нормали к пласту.

Для вскрытия крутого пласта за одно взрывание необходимо (рис. 11.2):

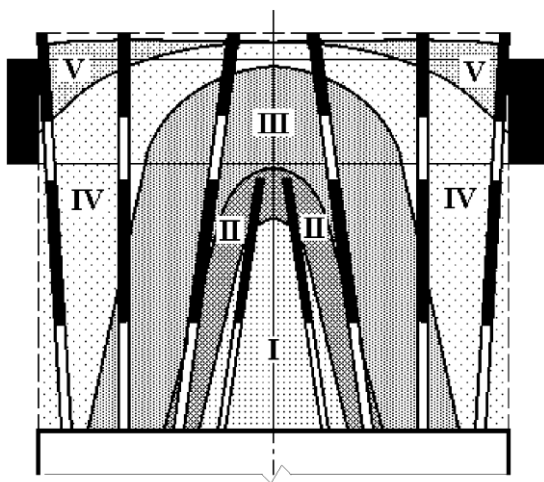


Рис. 11.2. Схема расположения шпуров и зарядов при вскрытии пласта:

I...V – последовательность разрушения горного массива

При вскрытии пологих и наклонных угольных пластов участком приближения следует считать участок вскрывающей выработки с 4 до 1 м перед вскрытием пласта и участок удаления – с 1 до 4 м за пластом (рис. 11.1, б). Все расстояния следует принимать по нормали к пластам.

Вскрытие угольных пластов сотрясательным взрыванием, кроме мощных крутых допускается производить полным проектным сечением выработки.

Режим сотрясательного взрывания в забое вводится с расстояния не менее 4 м и отменяется после удаления забоя выработки на расстояние не менее 4 м по нормали от пласта.

Обнажение и пересечение пластов при помощи буровзрывных работ проводят при породной пробке между забоем выработки и крутым пластом (пропластком) не менее 2 м, а для пологих и наклонных

использовать двухъярусные (рассредоточенные) заряды;

применять двойной клиновой вруб, при этом шпуры первого (вспомогательного) ряда бурят до пласта, а шпуры второго (основного) – за пласт на 0,4...0,5 м; заряд ВВ во вспомогательных шпурах взрывного вруса принимают 0,9...1,2, а в основных шпурах – 1,5...3 кг;

располагать заряды ВВ отбойных и оконтуривающих шпуров как в породной подрывке, так и в угольном массиве (во вскрываемом пласте);

перебуривать породы, располагаемые за пластом, на расстояние 0,4...0,5 м;

в шпурах с рассредоточенными зарядами замедление в донном заряде (2-й ряд) должно быть больше, чем в первом от устья заряде (1-й ряд) на 30...45 мс (по номиналу);

при использовании допущенных для соответствующих условий ВВ III и IV класса длины забойки между рассредоточенными зарядами должны быть не менее 0,75 м, а масса первого от устья шпурового заряда – не более 1,2 кг; при использовании ВВ II класса соответственно не менее 1 м не более 1 кг.

11.2.2. Проведение выработок и ведение очистных работ по выбросоопасным угольным пластам. Проведение подготовительных выработок сотрясательным взрыванием на пластах пологого и наклонного падения может осуществляться по двум схемам: с опережающей отбойкой угля или одновременной отбойкой угля и породы. В местах геологических нарушений взрывание по углю и породе должно производиться одновременно.

З а п р е щ а е т с я применять ручные ударные инструменты для оформления забоя после сотрясательного взрывания.

При сотрясательном взрывании в угольных забоях подготовительных выработок на пластах пологого падения количество шпуров по углю определяют по формуле

$$N_y = \left(\frac{B_y + 0,5}{0,6} + 1 \right) k_{ш}, \quad (11.1)$$

где B_y – ширина угольного забоя в сечении штрека, м;

0,6 м – минимально допустимое расстояние между шпуровыми зарядами;

$k_{ш}$ – коэффициент расположения шпуров, определяющий количество рядов по мощности пласта.

Мощность пласта, м.....	0,40...0,75	0,76...1,20	1,21...1,80	1,81 и более
$k_{ш}$	1	2	3	4

Общий расход ВВ на заходку, кг

$$Q_{зах} = \frac{N_y l_{ш} \gamma}{2}, \quad (11.2)$$

где $l_{ш}$ – глубина шпуров для сотрясательного взрывания, м;

γ – масса 1 м заряда шпура по углю (принимается равной для порошкообразных аммонитов 1,1...1,2 кг/м).

При сотрясательном взрывании по породе в подготовительных выработках и в очистных забоях порядок расчета параметров паспорта БВР такой же, как и при обычном взрывании (см. гл. 8), но при более высоком удельном расходе ВВ его следует принимать на основании практических данных или расчетным способом по эмпирическим формулам.

При одновременном взрывании по углю и породе в этих же условиях удельный расход ВВ, кг/м³, для породной части забоя может рассчитываться по следующей формуле

$$q_{п} = 0,7 + 0,12 f_{п} + 0,1 l_{ш} - 0,02 S_{п}, \quad (11.3)$$

где $S_{п}$ – площадь поперечного сечения породного забоя, м²;

$f_{п}$ – крепость породы по Протоdjяконову.

В угольных и смешанных забоях подготовительных выработок, проводимых на крутых пластах по углю или по углю и породе, удельный расход ВВ рекомендуется уменьшить примерно на 20% по сравнению с расчетными данными по формуле (11.3). Удельный расход в забоях очистных выработок также целесообразно определять на основании данных практики или расчетным способом.

Для условий применения ВВ класса IV в нишах и лавах

$$q_n = 0,7 + 0,1f_y + 0,01I_{ш} - 0,01S_y, \quad (11.4)$$

где S_y – площадь поперечного сечения угольного забоя, м²;

f_y – крепость угля по шкале Протодяконова.

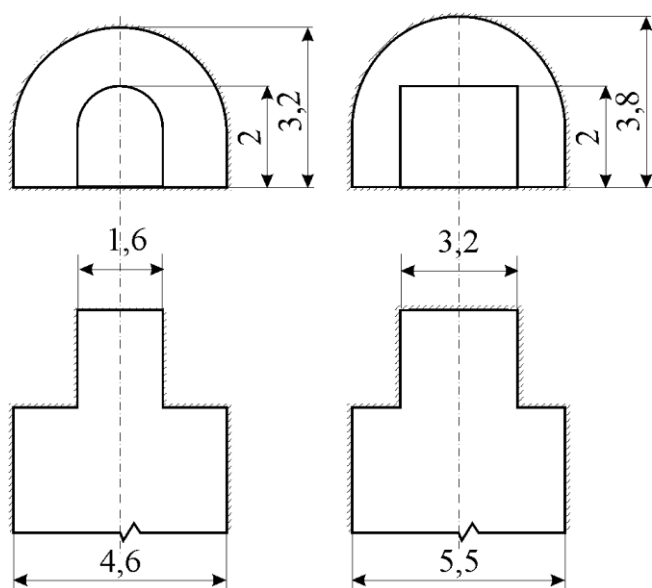
Для обеспечения эффективности взрывных работ глубина шпуров должна быть на 0,5 м больше подвигания забоя лавы за цикл (длины заходки).

Применение веерных врубов считается целесообразным в первую очередь в угольных забоях, проводимых на устойчивых пластах мощностью до 0,7 м. На пластах мощностью 0,8 м и более, представленных некрепкими углями, рациональны призматические врубы.

11.2.3. Проведение выработок по выбросоопасным породам. Выбросоопасные песчаники по прочностным свойствам относятся к крепким породам с коэффициентом крепости по шкале Протодяконова равным 7...10 или больше.

Экспериментально установлено, что выбросы песчаника могут произойти только из тех частей забоя, где имеется избыточное давление газа (более 0,02 МПа). Эта особенность выбросоопасных песчаников положена в основу принятой технологии проведения выработок буровзрывным способом.

По выбросоопасным породам выработка проводится с опережающим забоем уменьшенного сечения (рис. 11.3). Взрывание шпуровых зарядов в обоих забоях выполняют одновременно (за один прием) с



замедлением от проектного к уменьшенному сечению (шпуровые заряды в опережающем забое взрывают после взрыва зарядов в проектном).

Сечение опережающего забоя должно быть таким, чтобы отбитая взрывом порода основного забоя полностью перекрывала сечение опережающего забоя. Идея способа состоит в том, чтобы основной комплект шпуровых зарядов взорвать в дегазированном (до давления газа менее 0,02 МПа) массиве и одновременно локализовать возможный выброс в напряженном опережающем забое перемычкой взорванной горной массы.

В зонах высокой степени выбросоопасности рекомендуется в опережающем забое бурить не более 12 шпуров, располагая при этом оконтуривающие шпуров по эллиптическому как наиболее устойчивому контуру. В зонах невысокой и средней выбросоопасности бурение оконтуривающих

Рис. 11.3. Схемы проведения выработок с опережающим забоем в зонах высокой (а) и невысокой (б) степени опасности, (размеры в м)

шпуров в передовом забое по эллиптическому контуру не обязательно, причем количество их может быть увеличено до 21. Глубина шпуров должна быть 1,6...1,8 м. Удельный расход ВВ составит 0,8...1,5 кг/м³ (предохранительных – на 25...30% больше).

Вокруг контура каждой выработки существует зона естественной разгрузки на глубине, не превышающей 0,6...0,8 м. Поэтому в забое проектного сечения шпуров располагают в один ряд на расстоянии не более 0,6 м от стенок опережающей полости. Если одного ряда недостаточно для доведения выработки до

проектного сечения, взрывание шпуровых зарядов в отстающем забое необходимо произвести несколько раз, соблюдая изложенные выше требования к расположению шпуров.

Глава 12*

Специальные виды взрывных работ

12.1. Контурное взрывание

Различают два метода взрывных работ при проведении горных выработок – обычное взрывание и контурное. *Обычное взрывание* получило чрезвычайно широкое распространение, несмотря на серьезные недостатки. Так, фактические контуры полостей выработок, как правило, не соответствуют проектным. Имеют место большие переборы и чрезмерные нарушения трещинами законтурного массива. Переборы породы являются причиной увеличения объемов работ по погрузке и транспортировке породы и забутовке закрепного пространства, а при монолитной бетонной крепи – больших перерасходов бетона. Фактический коэффициент излишка сечения (КИС) достигает 1,25...1,30 при нормативном 1,03...1,05.

Трещины, возникающие в законтурном массиве, оказывают отрицательное воздействие на горные породы. Естественная прочность и устойчивость их значительно снижаются. Учащаются случаи деформации крепи и перекрепления выработок, на что затрачивается много времени и средств. В зависимости от типа и диаметра патронов ВВ, диаметра шпуров, прочностных показателей пород трещины распространяются в законтурный массив на глубину до 1,2...1,6 м в песчаниках и 1,6..2,2 – в сланцах.

Трещинообразование в законтурном массиве отрицательно влияет не только на прочность и устойчивость пород кровли и стенок горных выработок, но на безопасность работ, особенно в призабойном пространстве. Трещины также аккумуляторы ядовитых газов, образующихся при взрывных работах.

Для большинства ВВ количество газов, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ, составляет 600...1000 дм³, в состав которых входит от 100 до 150 дм³ ядовитых примесей в виде оксидов углерода, азота и др. При применении ВВ, содержащих нитроэфир, например, детонита М (10% нитроэфиров), в продуктах взрыва, кроме перечисленных, имеются не менее токсичные газы – пары нитроэфиров.

Ядовитые газы, образующиеся при взрывных работах и проникшие в трещины законтурного массива на значительную глубину, постепенно выделяются и в течение значительного времени содержатся в рудничной атмосфере в то время, когда забой считается проветренным и безопасным для персонала, выполняющего в призабойном пространстве работы по погрузке породы, возведению крепи, бурению шпуров. По этой причине нередко имели место случаи с признаками отравления проходчиков, жалующихся на тошноту и головные боли.

При проведении горных выработок с применением контурного взрывания недостатки, присущие обычному, исключаются.

* Данная глава написана при участии доктора технических наук М.А. Ильяшова

Контурное взрывание – это технологический прием, заключающийся в установлении таких параметров зарядов и расположения оконтуривающих шпуров, при которых достигаются незначительные переборы породы и минимальное воздействие взрыва на законтурный массив. В результате воздействия создается сравнительно гладкая поверхность боков и кровли выработок и малая глубина нарушения законтурного массива, а полость приобретает правильную форму. Кроме того, повышаются устойчивость обнажений, безопасность работ и технико-экономические показатели.

Контурное взрывание впервые выполнили в Швеции при строительстве гидротехнических сооружений для получения выработок с ровными гладкими стенами. В качестве ВВ использовался динамит в патронах диаметром 32...36 мм. В оконтуривающих шпурах применяли полупатроны. Их разрезали вдоль на две половинки. Эти полупатроны привязывали с промежутками (длина равна длине полупатрона) к деревянным планкам. Чтобы ВВ детонировало, к планкам привязывали также детонирующий шнур. Заряды в шпурах помещали так, чтобы планка находилась со стороны массива, а ВВ было направлено в сторону полости. Расстояние между оконтуривающими шпурами было значительно меньше, чем между остальными. После взрывных работ получалась выработка с очень ровными стенками без трещин и достаточно устойчивая.

Для проведения горных выработок контурным взрыванием необходимо выполнять следующие мероприятия:

а) высокоточная реализация параметров, указанных в паспортах буровзрывных работ, т. е. надо точно размечать шпуры, а при бурении строго выдерживать углы наклона шпуров к поверхности забоя выработки;

б) уменьшение в 2...4 раза против обычной энергии взрыва в оконтуривающих шпурах. Последнее достигается применением патронов ВВ уменьшенного диаметра (в случае аммонитов Т-19, ПЖВ-20, АП-5-ЖВ – патроны диаметром 27...28 мм, детонита М – 21...22 мм) или же использованием патронов ВВ малой мощности (угленита Э-6) диаметром 36 мм;

в) применение особого метода расчета параметров зарядов и расположения шпуров.

В качестве исходных данных для разработки паспорта буровзрывных работ на контурное взрывание можно использовать действующий паспорт для обычного метода ведения буровзрывных работ для этой выработки с внесением в него скорректированных данных для шпуров контурного и предконтурного рядов. Массы, кг, шпуровых зарядов контурного $q_{ш.к}$ и предконтурного $q_{ш.пк}$ рядов следует подсчитывать по формулам

$$q_{ш.к} = l_{ш} k_{зап.к} \gamma_k, \quad (12.1)$$

$$q_{ш.пк} = l_{ш} k_{зап.пк} \gamma_{пк}, \quad (12.2)$$

где $k_{зап.к} = 0,6...0,7$ – коэффициент заполнения шпура контурного ряда;

$k_{зап.пк} = 0,4...0,6$ – коэффициент заполнения шпура предконтурного ряда;

γ_k и $\gamma_{пк}$ – масса, кг, 1 м заряда ВВ в оконтуривающих и предконтурных шпурах,

$$\gamma_k = \frac{\pi d_k^2}{4} \Delta_{ВВ}, \quad (12.3)$$

$$\gamma_{пк} = \frac{\pi d_{пк}^2}{4} \Delta_{ВВ}, \quad (12.4)$$

d_k – диаметр патронов ВВ в шпурах контурного ряда (принимается при применении аммонитов 27...28 мм, детонита М – 21...22 мм);

$d_{пк}$ – диаметр патронов ВВ в шпурах предконтурного ряда (36 мм или 32 мм).

Подсчитанные массы зарядов шпуров контурного и предконтурного рядов уточняются округлением до целого количества патронов в шпуре. Глубина шпуров при переходе на контурное взрывание остается равной глубине, принятой в данной выработке при обычном взрывании.

Расстояния, м, между контурными a_k и предконтурными $a_{пк}$ шпурами (рис. 12.1), также ЛНС, м, для этих шпуров W_k и $W_{пк}$ следует подсчитывать по формулам:

$$a_k = \sqrt{\frac{\kappa_{\text{зап.к}} \gamma_k m}{q_k}}, \quad W_k = \sqrt{\frac{\kappa_{\text{зап.к}} \gamma_k}{q_k m}}, \quad (12.5)$$

$$a_{пк} = \sqrt{\frac{\kappa_{\text{зап.пк}} \gamma_{пк} m}{q_{пк}}}, \quad W_{пк} = \sqrt{\frac{\kappa_{\text{зап.пк}} \gamma_{пк}}{q_{пк} m}}, \quad (12.6)$$

где m – коэффициент сближения зарядов при слоистых породах в выработках, проводимых по простиранию ($m = 0,8$ у стенок выработки и $m = 1 \dots 1,2$ у кровли);

q_k и $q_{пк}$ – удельный расход ВВ, кг/м³, для зоны контурных и предконтурных шпуров

$$q_k = 0,15 \sqrt{f} \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{B_k} \right) e^{-k}, \quad (12.7)$$

$$q_{пк} = 0,15 \sqrt{f} \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{B_{пк}} \right) e^{-k}, \quad (12.8)$$

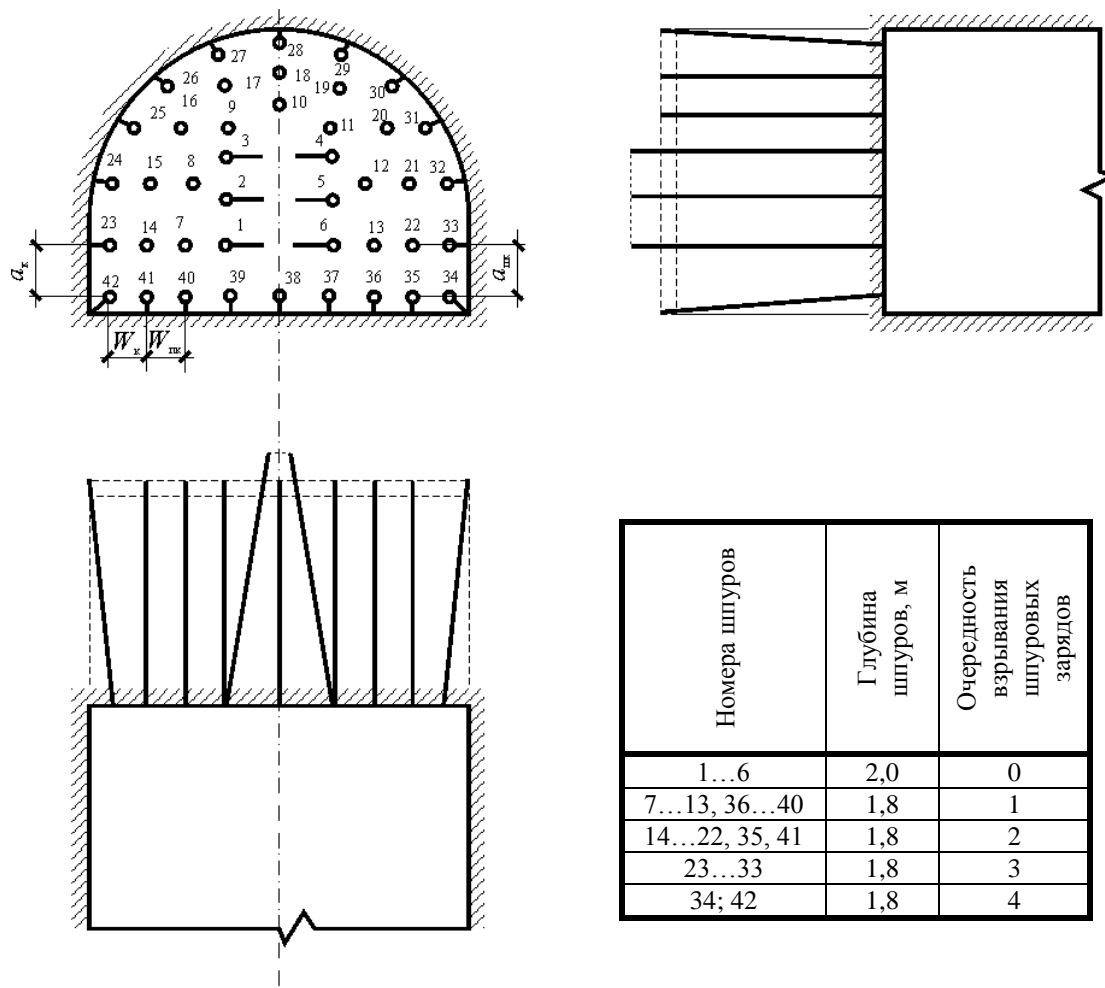


Рис. 12.1. Схема к определению расстояния между оконтуривающими a_k и предконтурными $a_{пк}$ шпурами, а также для определения ЛНС для этих шпуров

где B_k и $B_{пк}$ – длины линий, м, по которым расположены оконтуривающие и предконтурные шпуры.

Перед началом работ по проведению выработки контурным взрыванием должен быть разработан и скорректирован паспорт буровзрывных работ.

При участии научных сотрудников кафедры “Строительства шахт и подземных сооружений” Донецкого политехнического института было проведено несколько десятков тысяч метров выработок на шахтах крутого падения (№5 им. В.И. Ленина, им. Карла Маркса, “Кочегарка”, “Комсомолец”, “Северная”, “Александр - Запад”, “Кондратьевская - Западная” и др.) и пологого (“Чайкино – Глубокая №1”, “Пролетарская Глубокая”, “Октябрьский рудник”) с применением метода контурного взрывания.

Опыт свидетельствует, что в ряде случаев требуется увеличение количества шпуров по забоям. Кажется, что некоторое возрастание объема работ по бурению шпуров вызовет рост продолжительности проходческого цикла в целом. Однако это не так. Например, внедрение контурного взрывания на шахтах треста “Горловскуглестрой” свидетельствует, что темпы проведения выработок в среднем возросли на 10...15%, в забоях переборы породы сведены к минимуму, почти исчез непроизводительный вид работ по оборке кровли и боков выработок от отслаивающихся кусков породы, отсутствовал

травматизм, так как порода не отслаивалась, выработки не имели нарушений крепи и не перекреплялись, снизились затраты на эксплуатацию.

Появилась возможность отказаться от тяжелых крепей из монолитного бетона и металлических арок, а вместо них применить набрызг-бетон и анкерную крепь.

На шахте им. Румянцева при проведении выработок контурным взрыванием околоствольного двора на горизонте 700 м был установлен всесоюзный рекорд: за месяц проведено 2530 м³ горной выработки в свету. На шахте “Пролетарская Глубокая”, чтобы ускорить подготовку новых добычных участков, было решено пластовые выработки, северный уклон и ходок северного уклона по пласту l_8 Софиевский проводить скоростными методами. В кровле и почве пласта залежали глинистые сланцы. Первоначально выработки проводили обычным взрыванием с использованием аммонита ПЖВ-20 в патронах диаметром 36 мм. В сутки выполнялся один проходческий цикл. При глубине шпуров 2,8 м обеспечивалось подвигание забоя на 2,5 м. Такая скорость была явно недостаточной. Попытка увеличить глубины шпуров не привели к увеличению скорости проходки из-за значительных нарушений взрывными работами пород кровли выработок и плохой их устойчивости.

Применение контурного взрывания практически ликвидировало процессы трещинообразования в законтурном массиве, устойчивость которого резко возросла. Это позволило увеличить глубину шпуров до 4 м, а подвигание забоя – до 3,6 м при той же продолжительности проходческого цикла и том же количественном составе проходческой бригады. Скорости проведения северного уклона и ходка северного уклона возросли с 70...80 до 110...120 м в месяц.

Контурное взрывание рекомендуется при проведении всех типов горных выработок: горизонтальных, наклонных и вертикальных, полевых и пластовых, капитальных и подготовительных.

Наряду с описанным, известно *контурное взрывание с предварительным оконтуриванием*. Его применяют в породах с коэффициентом крепости $f < 4$. По проектному контуру выработки бурят шпуры (скважины диаметром до 100 мм – на открытых работах) и заряжают их через один. Расстояние между рабочими и холостыми шпурами и заряд должны обеспечивать щель (тонкую трещину) между шпурами. В данном случае это расстояние должно быть в 3...4 раза больше, чем между шпурами щелевого вруба, т. е. расстояние между соседними скважинами или шпурами принимают равным четырем – шести их диаметрам. На остальной площади забоя выработки располагают шпуры и заряды обычного диаметра. Оконтуривающие шпуры взрывают в первую очередь. Продукты взрыва, действуя на породу (хотя и слабую, но находящуюся в условиях многоосного сжатия), не вызывают в ней сильных нарушений, но прорезают между шпурами (скважинами) тонкую щель. Эта щель является экраном, препятствующим прохождению в законтурный массив ударных волн и напряжений, возникающих при взрыве основных шпуровых зарядов. Оконтуривающие шпуровые заряды должны быть взорваны не менее чем за 100 мс до взрыва первой серии основных зарядов. В подземных выработках данный метод применяют редко.

12.2. Пластовое и внепластовое торпедирование

Торпедирование – взрывные работы скважинным методом в целях увеличения трещиноватости горного массива, чтобы предотвратить внезапные выбросы угля и газа. Осуществляют в режиме сотрясательного взрывания.

12.2.1. Торпедирование угольного массива. Торпедирование как способ борьбы с внезапными выбросами угля и газа применяется на пологих, тонких и средней мощности пластах. Выполняется как с предварительным нагнетанием воды в пласт, так и без него.

Параметры торпедирования: диаметр скважин 45...60 мм; длина скважин $L = 8...13,5$ м, расстояние между ними 2...2,5 м.

Массу заряда, кг, в скважине определяют по формуле

$$Q = \gamma(L - l_3), \quad (12.9)$$

где l_3 – общая длина забойки, м (принимают $l_3=3,5$ м, если $L = 8...8,5$ м; $l_3=4$ м, если $L = 8,5...9$ м и $l_3=5$ м, если $L_c \geq 10$ м);

γ – масса 1 м заряда, кг.

Неснижаемое опережение забоя скважинами должна быть не менее 2 м. Необходимо, чтобы скважины, расположенные в кутках забоя, выходили за контур выработки не менее чем на 2 м.

Скважины для пластового торпедирования бурят с наклоном 4...7°, что обеспечивает заполнение их водой. Время от заливки скважин водой до инициирования зарядов ВВ не должно превышать 45 мин. В качестве ВМ используют ВВ класса II (скальный аммонал №1), детонирующие шнуры (ДШ) и электродетонаторы мгновенного действия.

Применяют сплошной монозаряд. Его изготавливают в выработке в специально отведенном месте. Патроны ВВ укладывают в один ряд торец к торцу, вплотную друг к другу. Вдоль патронов по длине заряда прокладывают две нити детонирующего шнура, а если заряд более 3 кг – дополнительно пеньковую веревку. Патроны ВВ вместе со шнуром и веревкой обвязывают шпагатом или помещают в специальный рукав шириной 60 мм (в сложенном виде), сшитый из суровой бязи. Заряда инициируют двумя последовательно расположенными патронами-боевиками. Соединение ЭД в одном заряде параллельное, а подсоединение во взрывную сеть – последовательное.

Скважины диаметром 55...60 мм заряжают составными свинченными металлическими досылниками (забойниками), изготовленные из стального прута диаметром 10 мм, имеющим вилку на конце для захвата петли веревки, на которой монтируется заряд ВВ при досылке его в скважину. Скважины диаметром 45 мм – с помощью свинчивающихся деревянных забойников, когда вода нагнетена. После зарядания устья всех скважин герметизируют на глубину 0,2 м песчаноглинистой забойкой, в которой оставляют отверстие диаметром 10...15 мм для заливки водой. Зарядов взрывают за один прием, их количество не должно превышать 10.

12.2.2. Передовое торпедирование. Для предотвращения внезапных выбросов угля и газа, снижения интенсивности оседания труднообрушаемых пород основной кровли в очистных забоях и в ряде других случаев нередко возникает необходимость взрывания скважинных зарядов, масса которых достигает несколько сотен килограмм (рис. 12.2, а).

Параметры скважинного метода взрывания при передовом торпедировании: диаметр скважины – 76...112 мм, длина скважин – 30...110 м и более, диаметр монозаряда – 55...70 мм, длина монозаряда – 10...55 мм и более, масса заряда в скважине – 50...210 кг и более.

Схема зарядания, принятая в шахтах Донбасса, состоит в следующем. Из патронов ВВ изготавливают монозаряд диаметром на 20...25 мм меньше диаметра скважины. Для этого патроны помещают в полиэтиленовый рукав (через карманы) вплотную друг к другу. Монозаряд закрепляют к металлическому тросу, переброшенному через блок стопорного элемента, размещенного у забоя скважины. Этим тросом его с помощью пневматической лебедки затягивают в скважину до проектной отметки.

Передовое торпедирование – сложная и весьма опасная операция. Взрывание в

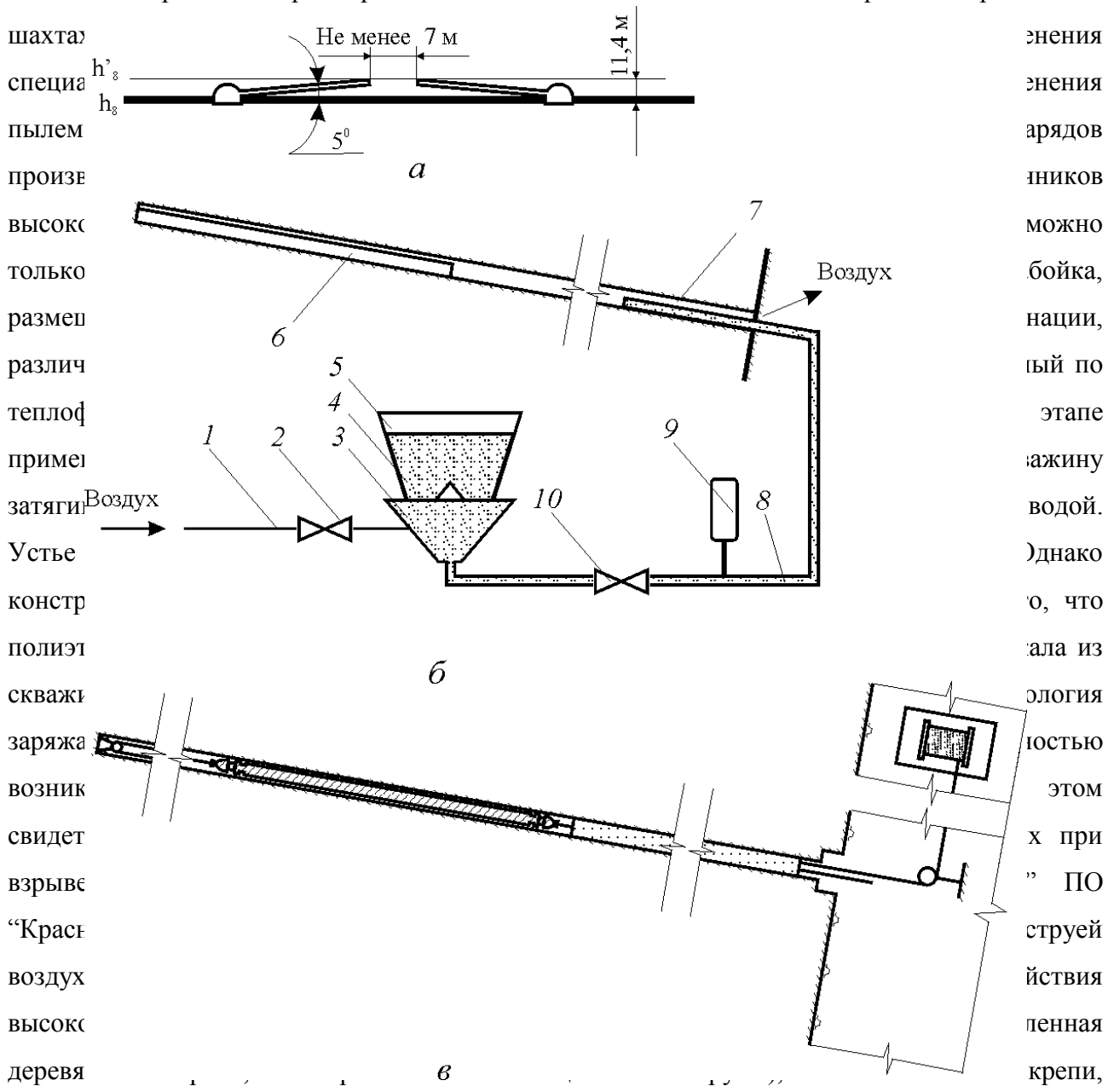


Рис. 12.2. Схема зарядання свердловин при передовому торпедуванні:
а – схема розташування свердловин над вугільним пластом; *б* – схема формування набійки в свердловині при камуфлетному підриванні; *в* – конструкція свердловинного монозаряду ВВ:

- 1 – повітропровід; 2 – клапан; 3 – дозувальна камера; 4 – запірний конус; 5 – приймальний бункер;
- 6 – заряд ВВ; 7 – свердловина; 8 – зарядний трубопровід; 9 – резервуар з водою;
- 10 – вентиль

Возникновение аварийных ситуаций обуславливается выбросом в горные выработки продуктов детонации, содержащих 25...35 м³ горючих газов (11...13% общего объема), в которых присутствуют в основном водород, оксид углерода и метан. В результате происходит свободное горение газов в выработке, что само по себе представляет значительную опасность для людей и как источник возможного пожара, а также чревато воспламенением метано- и пылевоздушной смесей.

К тому же наличие полиэтиленовой пленочной оболочки вокруг заряда ВВ и стального троса в скважине значительно увеличивает размеры пламени и дальность разлета искр. Кроме того, при взрыве значительных масс ВВ в призабойном пространстве выработки формируется ударная волна и выбрасываются продукты взрыва, что приводит к повреждению крепи и оборудования. Комплексное решение этой проблемы достигнуто за счет взрывания скважинных зарядов в режиме полного камуфлета, т. е. взрывания без выброса забойки из скважины в выработку, из которой она пробурена.

Камуфлетное взрывание было обеспечено за счет применения сыпучей забойки ВМК-1, представляющей собой увлажненную смесь гранулированного карбамида и порошкового хлорида калия в соотношении 3:1. Забойка ВМК-1 подается в скважину сжатым воздухом по гибкому зарядному трубопроводу с внутренним диаметром 25...32 мм с помощью порционного зарядчика ЗМК-1 (рис. 12.2, б). Она способна удерживаться в скважине большого диаметра (до 112 мм), в том числе восстающих (с углом восстания до 60°), без применения дополнительных герметизирующих средств (рис. 12.2, в).

После взрывания заряда такая забойка уплотняется (особенно средняя ее часть) до монолитного состояния и благодаря этому не выбрасывается из скважины. Продукты взрыва постепенно истекают из камуфлетной полости через трещины в массиве и через пористую забойку, и уже через 30...40 мин избыточное давление в скважине отсутствует (установлено теоретически и подтверждено экспериментально путем искусственного вымывания забойки и выдергивания стального троса после взрывания).

Для случая взрывания аммонита БЖВ или Т-19 в скважинах длиной 30...110 м с забойкой ВМК-1 длиной 15...45 м при соотношении между диаметрами заряда этих ВВ и скважины ($d_{зар}/d_{скв}$) равных 55:76, 65:93, 70:105 и 70:112 можно пользоваться для определения длины забойки, при которой достигается камуфлет, следующей эмпирической формулой

$$l_{з.кам} = 1,27l_{зар}(d_{зар} / d_{скв})^2 \quad (12.10)$$

Подчеркнем, что, кроме запирающей эффективности, забойка ВМК-1 обладает высокими теплофизическими и флегматизирующими свойствами. Поэтому даже в случае выбрасывания из скважины (в результате нарушения параметров взрывания), она способна надежно предотвратить воспламенение пылегазовоздушных смесей. Вместе с тем, для безопасного взрывания скважинных зарядов требуется выполнять ряд дополнительных требований ЕПБ в соответствии с инструкцией по передовому торпедированию.

12.3. Особенности выполнения взрывных работ в искусственно замороженных породах и в зацементированной зоне

Строительство горных выработок в сложных горно-геологических условиях ведется специальными способами. В частности, в рыхлых, неустойчивых, водонасыщенных породах (пльвунах) применяют искусственное замораживание горных пород, а в крепких, сильнопористых и трещиноватых породах с

большими притоками воды предварительно заполняют поры материалом, способным затвердевать в присутствии воды и перекрывать ее движение вокруг выработки, например, цементируют.

В связи с опасностью нарушения защитного ледопородного или зацементированного цилиндра (ограждения), а также замораживающих колонок, выемку породы взрывным способом в этих зонах следует производить с соблюдением следующих предосторожностей:

расход ВВ на 1 м³ породы – 0,3...0,5 кг;

опасную зону проходить короткими заходками с применением шпуров глубиной 1...1,5 м;

расстояние окружности расположения оконтуривающих шпуров от стенок ствола – не менее 0,3 м, а от замораживающих колонок – не менее 1,1...1,2 м;

в качестве предохранительной среды (если она необходима) применять только аэрозольные порошковые завесы (см. гл.13).

12.4. Особенности принудительного обрушения кровли в очистных забоях взрыванием шпуровых зарядов

В шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрыву пыли, принудительное обрушение кровли в очистных забоях взрыванием шпуровых зарядов разрешается производить при строгом выполнении специальных мероприятий. Этот способ применяют в лавах, имеющих в кровле пласта труднообрушаемые породы мощностью 3...6 м. Надо помнить, что это очень опасная, с позиции возможного воспламенения взрывоопасных смесей, операция – в выработанном пространстве практически всегда есть метан!

Основные мероприятия:

шпуры бурят в кровле пласта со стороны забоя лавы под углом 60...65° к горизонтальной плоскости в один или два параллельных забоя лавы ряда.

Расстояние между шпурами в ряду следует принимать кратным интервалу между стойками крепи по длине лавы в пределах 0,9...2 м, расстояние между рядами шпуров – кратным шагу посадки кровли в пределах 1...4 м;

посадочную крепь передвигают только после завершения бурения шпуров. Однако в выработанном пространстве оставляют специально установленные стойки, чтобы предотвратить деформацию шпуров и зарядов. Расстояние от устья шпуров до вновь установленного ряда посадочной крепи должно быть равно половине мощности пласта;

если принудительное обрушение кровли производится отдельными участками по длине лавы (в несколько приемов), то взрывные работы выполняют только снизу вверх (участки разделяются органной крепью);

при взрывании по породе крепостью до 6 надо применять ВВ класса V, а при большей крепости пород – класса IV;

расстояние от шпуров до ближайших заколов и трещи должно быть не менее 0,3 м;

работы следует производить в режиме сотрясательного взрывания;

необходимо создавать предохранительную среду, а также применять гидрозабойку, причем одну ампулу целесообразно разместить у дна шпура, а вторую – со стороны устья (донно-устьевая забойка) (см. гл. 13).

Глава 13

Дополнительные способы и средства обеспечения безопасности взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли

Существующий комплекс мероприятий по предупреждению воспламенения горючих смесей включает в себя как способы и средства снижения концентрации газа и пыли до взрывобезопасных пределов, так способы и средства, направленные на устранение условий возникновения источников высокой температуры.

Основным направлением обеспечения безопасности взрывных работ в шахтах, опасных по газу или пыли, является применение предохранительных взрывчатых веществ и электродетонаторов, а также короткозамедленного взрывания. Однако специфика горных работ не в состоянии исключить образование взрывоопасной среды и появление источников ее воспламенения. Поэтому абсолютная безопасность взрывных работ в опасных условиях шахт обеспечивается только в сочетании с дополнительной системой мероприятий взрывозащиты. Такая система способна подавить (локализовать) в начальной стадии развития уже начавшееся воспламенение пыле- или метановоздушной смеси и, тем самым, предупредить развитие взрыва по сети горных выработок с катастрофическими последствиями. Она включает в себя обязательную изоляцию шпура во время взрыва (забойка), снижение взрывоопасности призабойного пространства (осланцевание, орошение) и создание предохранительной среды (завесы), предупреждающей и в призабойном пространстве локализирующей взрывы (вспышки).

13.1. Забойка шпуров. В перечне условий, обеспечивающих высокую степень безопасности взрывных работ в шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли, одним из наиболее существенных является обязательное применение доброкачественной, тщательно выполненной забойки.

Забойка шпуров – это негорючий материал, размещенный в свободной от заряда ВВ части шпура и обеспечивающий его замкнутость. Запрещается в качестве забойки применять горючие материалы, так как, загораясь или накаляясь в шпуре, они могут повлечь за собой воспламенение метана и угольной пыли после выбрасывания в выработку, что особенно опасно в случае выгорания ВВ в шпурах.

Применяется забойка (рис. 13.1): из пластичных и сыпучих зернистых материалов, гидрозабойка и ингибиторная.

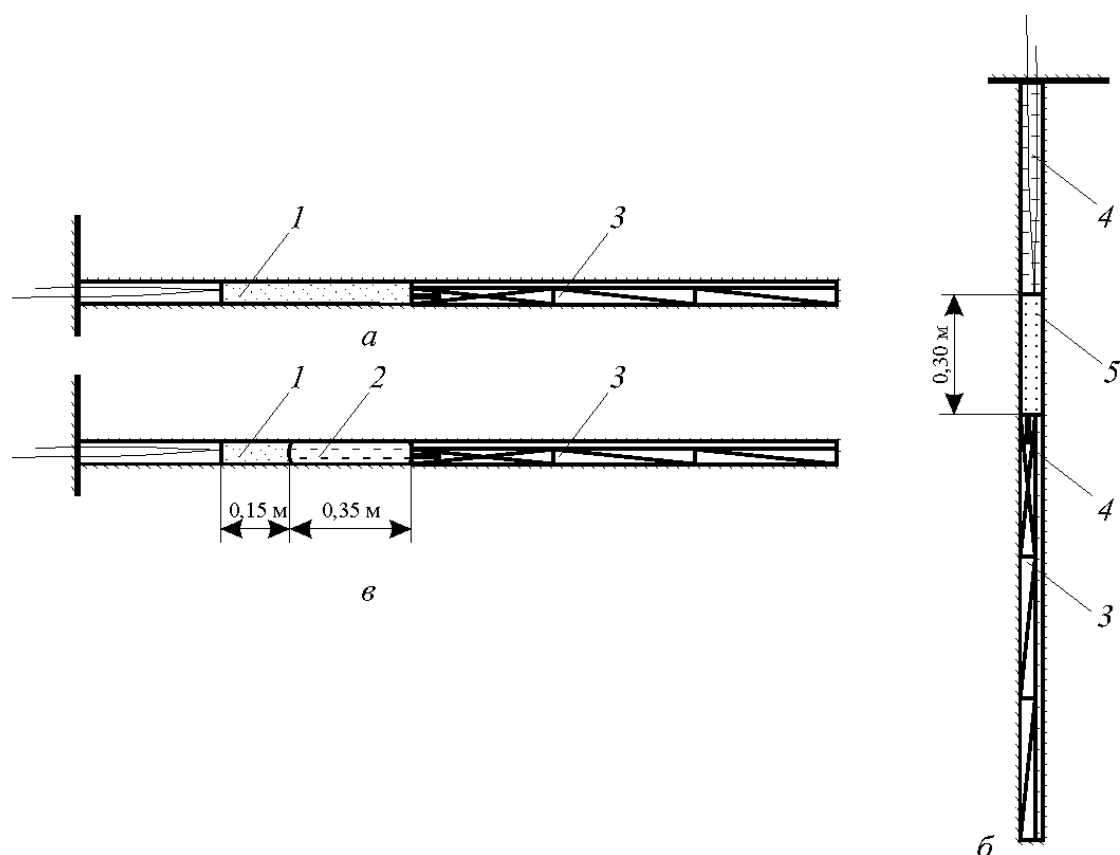


Рис. 13.1. Конструкция шпурового заряда и забойки

a – песчано-глинистая забойка;

***б* – забойка из сыпучих материалов в сочетании с водяной забойкой;**

в – гидрозабойка (ингибиторная забойка) в полиэтиленовой ампуле;

1 – песчано-глинистая смесь; *2* – полиэтиленовая ампула с обратным клапаном, заполненная водой или ингибитором; *3* – шпуровой заряд ВВ; *4* – вода; *5* – сыпучий материал (песок).

Из пластичных материалов наиболее эффективна песчано-глинистая смесь, состоящая из одной части жирной глины и трех частей крупнозернистого песка при влажности 14...15% (рис. 13.1, *a*). Применяется в виде пластичных «пыжей» диаметром 32...36 и длиной 100...150 мм, которые в шпуре (у заряда ВВ) раздавливаются при зарядании на полное его сечение. Как самостоятельный вид ее допускается применять только в пластовых выработках, в которых отсутствует выделение метана и взрывчатая угольная пыль, а также в полевых выработках независимо от метановыделения.

Забойка из сыпучих материалов (песка или гранулированного шлака) подается в шпур с помощью специальных зарядчиков или самотеком (в вертикальные и наклонные шпуры с углом наклона более 60°) на полное их сечение (рис. 13.1, *б*). При прочих равных условиях достигается лучший эффект взрыва, чем в случае песчано-глинистой забойки. Используется только при проходке вертикальных стволов.

Гидрозабойка применяется: путем непосредственной заливки воды в наклонные (вертикальные) шпур (рис. 13.1, б) и в виде водонаполненных полиэтиленовых ампул с обратным клапаном диаметром 37...38 мм, длиной 350 мм и вместимостью 250...280 мл – не менее одной ампулы на шпур (рис. 13.1, в).

Ингибиторная забойка выполнена на основе взрывоподавляющего порошка КСВ-30, состоящего из смеси углекислого кальция (мела) и хлорида натрия с добавкой поверхностно активного вещества (ПАВ). Применяется в виде пастообразной массы, содержащей 13...20% воды, которая патронируется в полиэтиленовые ампулы (забойка ПЗМ-3), используемые для гидрозабойки (см. рис. 13.1, в).

Гидрозабойку и ингибиторную забойку допускается применять во всех выработках, в том числе тех, в которых имеется выделение метана и взрывчатая угольная пыль. В выработках, проводимых по нарушенному массиву, и в других взрывоопасных условиях целесообразно применять донно-устьевую гидрозабойку, при которой дополнительно у дна шпура (впереди заряда) размещается ампула гидрозабойки.

Для предотвращения раздвижки патронов, выбрасывания воды и ампул с водой из шпура, а также в целях исключения возможности прорыва в выработку продуктов взрыва по радиальному зазору между стенками шпура и поверхностью ампулы, водяная и ингибиторная забойки должны применяться только в сочетании с запирающей забойкой из глины ил смеси глины с песком длиной не менее 15 см (см. рис. 13.1, в) или из сыпучих крупнозернистых материалов длиной не менее 30 см (см. рис. 13.1, б). В первом случае запирающая забойка должна примыкать к патронированной и полностью перекрывать поперечное сечение шпура, а во втором – располагаться у заряда ВВ.

Назначение забойки шпуров:

а) обеспечение высокого КИШ, а следовательно, максимального использования потенциальной энергии взрыва на отрыв породы, т. е. на полезную работу разрушения.

На первый взгляд кажется, что забойка, имеющая значительно меньшую прочность, чем взрываеваемый массив, не может оказать достаточного сопротивления давлению газов, образующихся при взрыве ВВ. Однако установлено, что при тех огромных скоростях, с которыми происходит взрыв, забойка оказывает значительное сопротивление и задерживает продукты взрыва внутри шпура на время, достаточное для совершения полезной работы по разрушению массива. В то же время при холостых взрывах продукты детонации ВВ, не успев охладиться, будут выброшены из шпуров в рудничную атмосферу с более высокой температурой и под большим давлением, что увеличивает опасность воспламенения метано- и пылевоздушной смесей. Кроме того, в результате холостых взрывов в массиве породы все же образуются трещины, поэтому повторное бурение, зарядание и взрывание в

трещиноватых забоях небезопасно, поскольку трещины могут пересекать заряды ВВ классов и пламя их взрыва, попав в призабойное пространство выработки, может воспламенить взрывчатую метано- и пылевоздушную смесь.

При применении гидрозабойки КИШ повышается до 10%, снижается запыленность на 40...60%;

б) охлаждение раскаленных продуктов взрыва до безопасных пределов за счет теплоотбора и потери энергии при расширении в инертной среде;

в) обеспечение устойчивости детонации шпурового заряда путем: предотвращения раздвижки патронов ВВ в сближенных шпурах; препятствия развитию откольных явлений в шпурах, заполненных водой, и создания условий перехода горения в детонацию. Горение ВВ при определенном давлении (например, для аммонита Т-19 при 60 МПа) может переходить в детонацию. В практике взрывного дела хорошо известен факт повышения устойчивости детонации шпурового заряда при применении прочной забойки;

г) флегматизация рудничной атмосферы призабойного пространства выброшенным из шпуров (в виде аэрозоля) забоечным материалом. Весьма продолжительное время существовало мнение, что внутренняя забойка из глины или смеси глины с песком (из пластичной ингибиторной массы) при взрыве заряда ВВ в шпуре, пробуренном в крепкой породе, выбрасывается из шпура отдельным сплошным куском аналогично пробке, вылетающей из горлышка бутылки. Считалось, что вылетающие вслед за глиняной пробкой газы взрыва имеют высокую температуру и могут воспламенить метан или угольную пыль. Однако скоростная киносъемка показала, что при взрыве заряда забойка из канала выбрасывается в виде потока из отдельных частиц, т. е. в виде аэрозоля забоечного материала, смешанного с продуктами взрыва, что приводит к снижению в определенных условиях взрывания количества образующихся ядовитых газов. Например, гидрозабойка в случае применения ВВ V и VI классов снижает суммарный объем ядовитых газов по сравнению с песчано-глинистой забойкой в 1,5 раза.

Практикой ведения взрывных работ на рудных шахтах Кривбасса установлено, что применение песчано-глинистой забойки по сравнению со взрыванием таких же зарядов без забойки позволяет уменьшить количество ядовитых газов, образующихся при взрыве: в сухих забоях более чем в 2,5, в обводненных – в 1,5 раза.

При взрывании зарядов по углю и по породе забойка должна быть при длине шпуров от 0,6 до 1 м не менее половины длины шпуров; более 1 м – не менее 0,5 м.

Параметры и условия эффективного применения забоечных материалов определены нормативными документами.

13.2. Орошение и осланцевание отложившейся угольной пыли

Для взрывозащиты шахт, разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли, осуществляются мероприятия по предупреждению взрывов отложившейся угольной пыли при взрывных работах в забоях выработок, проводимых по углю или по углю с подрывкой боковых пород. Мероприятия по предупреждению взрывов основаны на применении орошения или осланцевания.

Сущность *способа орошения* заключается в нейтрализации осевшей пыли путем ее смачивания до влажности, при которой она не может быть приведена во взвешенное состояние и взорваться. К тому же накапливающаяся поверх увлажненной пыли “свежая” угольная пыль также увлажняется в процессе испарения влаги, поэтому в течение определенного времени выработка поддерживается в пылевзрывозащитном состоянии. Предельно допустимая влажность пыли для пыли, отложившейся на кровле и на боках выработки, должна быть не менее 17, а на почве – не менее 12%.

Способ орошения осевшей пыли водными растворами смачивателя ДБ (0,1...0,2%-ными) благодаря простоте и высокой эффективности получил повсеместное применение в тупиковых горных выработках. Орошение производится за 20...30 мин до взрывных работ. В угольных забоях его необходимо применять перед каждым приемом взрывания, а при взрывании по породе – 1 раз на два приема.

При орошении отложившаяся в выработках пыль на протяжении 20 м от забоя должна быть превращена в шлам (грязь), что является гарантией безопасности.

Визуальный контроль за состоянием отложившейся угольной пыли должен осуществляться перед каждым взрыванием.

Для диспегирования раствора в забоях подготовительных выработок целесообразно применять ручной ороситель РО-1 с внутренней дозировкой ДБ. Для дозировки смачивателя могут применяться также дозаторы ДСУ-3 или ДСУ-4.

Сущность *осланцевания* заключается в искусственном озолении угольной пыли, осевшей на поверхности горных выработок, путем добавления к ней негорючей (инертной) пыли в таком количестве, чтобы она потеряла способность взрываться. При осланцевании бока, кровля и почва выработки должны быть покрыты сплошным слоем инертной пыли. При переходе во взвешенное состояние осланцованных пылевых отложений угольная пыль теряет способность к воспламенению в присутствии теплового источника вследствие поглощения энергии инертной пылью.

Несомненное достоинство осланцевания перед орошением – в том, что однажды внесенная в угольную пыль инертная навсегда смешивается с ней, повышая естественную зольность угля и снижая, тем самым, ее взрывчатость.

Осланцевание позволяет осуществлять оперативный визуальный контроль состояния выработок. По результатам лабораторных исследований количества негорючих веществ в отобранных пробах пыли можно объективно судить о пылевзрывобезопасности выработки.

Осланцевание целесообразно применять в сухих (необводненных и без капежа) выработках, в том числе с пучащими легкоразмываемыми породами. В остальных случаях рекомендуется орошение.

13.3. Предохранительная среда

Для обеспечения безопасности работ в угольных шахтах, опасных по газу или пыли, в призабойном пространстве выработок перед взрыванием шпуровых зарядов необходимо создавать предохранительную среду, т. е. такие условия, которые бы исключили или локализовали аварию в начальной стадии ее развития даже при наличии взрывоопасной смеси в призабойном пространстве и источников ее воспламенения.

13.3.1. Предохранительная завеса. Предохранительную среду создают путем распыления воды или порошкового ингибитора из полиэтиленовых сосудов (пакетов) взрывом заряда ВВ не ниже V класса. Под действием взрыва происходит интенсивное перемешивание капель воды (частиц порошка) с шахтной атмосферой (рис.13.2), превращая ее в невзрывчатую систему. Такую предохранительную среду называют

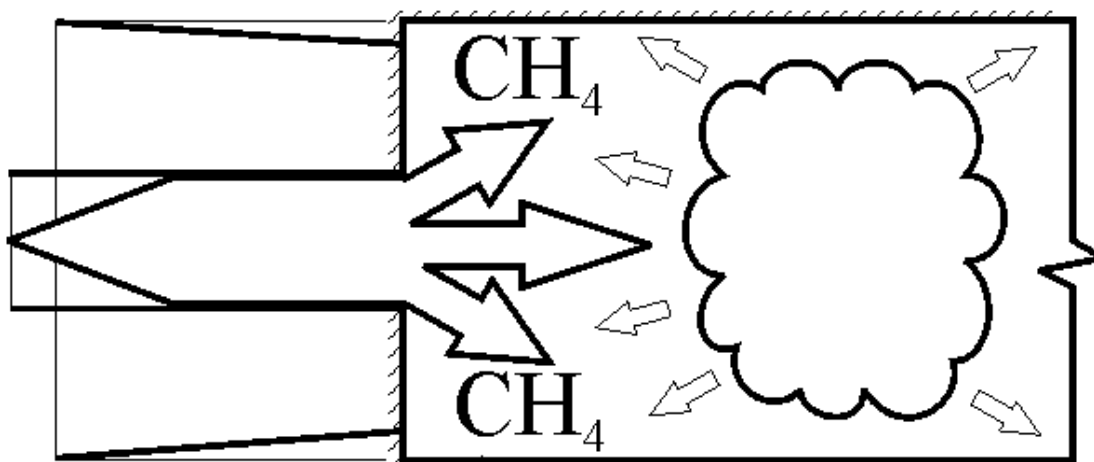


Рис. 13.2. Схема действия предохранительной среды предохранительной завесой.

В качестве предохранительной среды могут быть водораспылительные и аэрозольные порошковые завесы.

Для создания водораспылительной завесы применяют полиэтиленовые сосуды вместимостью 20 и 30 л. Сосуды первого типоразмера с водой подвешивают к крепи, а

второго укладывают на почве выработки (рис. 13.3).

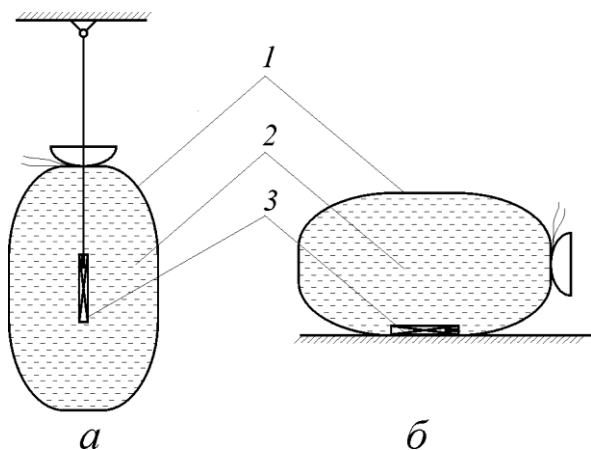


Рис. 13.3. Снаряженные полиэтиленовые сосуды для создания водораспылительной завесы:

a – подвешенные к крепи;

б – уложенные на почве выработки;

1 – полиэтиленовый сосуд; 2 – вода; 3 – воспламеняющий заряд ВВ

Полиэтиленовые сосуды для водораспылительных завес должны выдаваться мастеру-взрывнику одновременно с ВВ на складе ВМ согласно наряд-путевке, в которой указывается их количество. Заполняют их водой непосредственно перед взрыванием шпуровых зарядов ВВ.

При создании аэрозольных порошковых завес применяют порошковые ингибиторы (ПСБ-ТМ, ПВХ-1н, КСВ-30), которые помещают в полиэтиленовые пакеты вместимостью $(3 \pm 0,3)$ и $(5,5 \pm 0,5)$ кг и

распыляют взрывным способом. Как и при водораспылительных завесах, пакеты с ингибитором и зарядом ВВ подвешивают к крепи или укладывают на почве выработки. Пакеты с ингибиторами поставляются на шахту герметично закрытыми. Вводить заряды ВВ в сосуды с водой и в пакеты с порошковым ингибитором разрешается только мастеру-взрывнику после заряжания шпуров перед началом монтажа взрывной сети.

Электродетонаторы распыляющих зарядов в сосудах с водой и в пакетах с порошковым ингибитором должны соединяться в общую взрывную сеть с электродетонаторами шпуровых зарядов последовательно и взрываться от одного импульса.

Один из важнейших параметров предохранительной среды – время ее эффективного действия, т.е. время, в течение которого концентрация диспергированной воды (порошкового ингибитора) остается не ниже флегматизирующей, т.е. при которой метановоздушная и пылевоздушная смеси не способны воспламениться. Оно должно быть больше общего времени взрывания шпуровых зарядов, но не менее 500 мс.

Для реализации этого условия норма расхода воды предусматривается не менее 4 л на 1 м² поперечного сечения выработки вчерне, а порошкового ингибитора – не менее 1,5 кг. В особо взрывоопасных условиях (при сотрясательном взрывании, при наличии в призабойном пространстве сульфидных выделений метана, а также при породной подрывке)

расход воды и порошкового ингибитора необходимо принимать в 2 раза больше, т. е. не менее 8 л и 3 кг соответственно. Полиэтиленовые сосуды (пакеты) в этом случае располагают вдоль оси выработки в два ряда. В забоях подготовительных выработок с двумя открытыми поверхностями, в том числе при породной подрывке, второй ряд сосудов должен размещаться в опережающей полости (рис. 13.4).

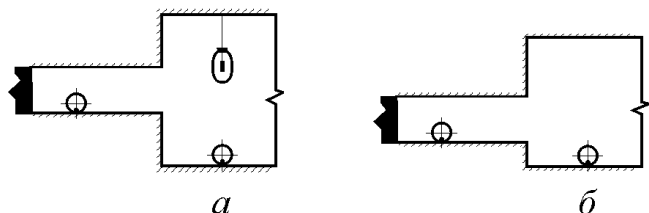


Рис. 13.4. Принципиальная схема размещения устройств для создания предохранительной завесы при породной подрывке: в выработке высотой до 2 м (а)

Такая двухрядная завеса получила название *локализирующей*. Ее протяженность составляет не менее 7 м (протяженность однорядной водораспылительной завесы равна 4,5 м, а аэрозольной порошковой – 4 м). Этой длины достаточно (более чем с двукратным запасом), чтобы обеспечить

локализацию (гашение) раскаленных продуктов взрыва шпуровых зарядов и небольшой (до 5 м³) очаг воспламенения метановоздушной смеси. Пространственные схемы размещения снаряженных сосудов (пакетов) в выработках в зависимости от их поперечных размеров, степени взрывоопасности и количества открытых поверхностей приведены на рис. 13.5.

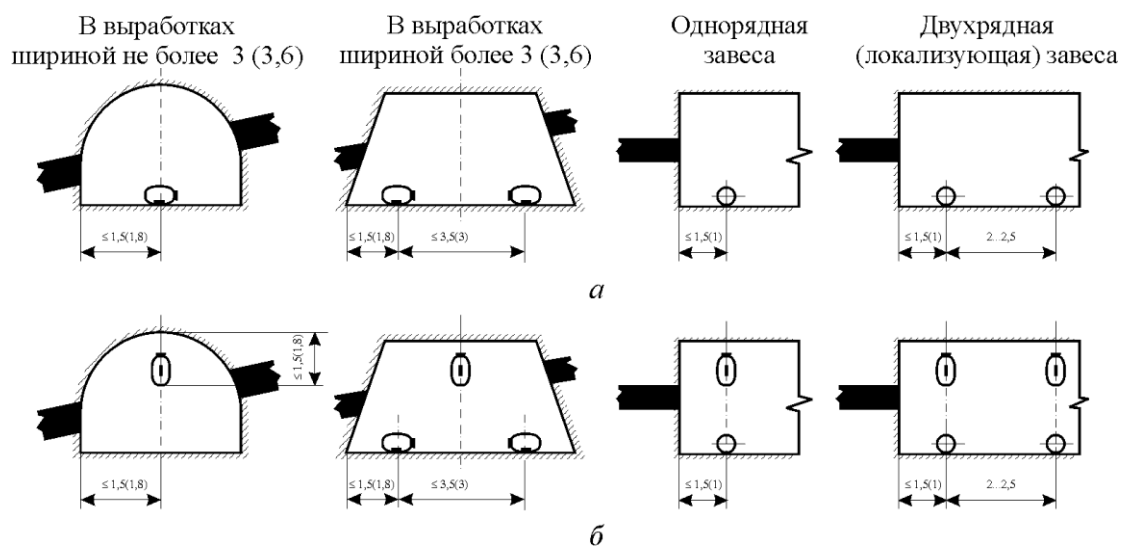


Рис. 13.5. Схемы размещения устройств (снаряженных полиэтиленовых сосудов) в призабойном пространстве выработок высотой до 2 м (а) и более 3,5 м (б) для создания предохранительной среды при взрывных работах. В скобках приведены размеры, м, для аэрозольной порошковой завесы

Условия и порядок применения и аэрозольных порошковых завес определяют по нормативным документам.

13.3.2. Длительно действующая предохранительная среда. Как показали испытания, проведенные в опытном штреке МакНИИ, фактическое время эффективного действия водораспылительной завесы равно 1 с, а аэрозольной порошковой – более 1,5 с.

Этого времени достаточно, чтобы предупредить воспламенение пылевоздушных смесей от возможных источников воспламенения, кроме выгорающего заряда ВВ. Как известно, время выгорания может длиться 10...12 мин и более, т.е. на несколько порядков превышает взрывозащитный период предохранительных завес. Поэтому в угледобывающих странах постоянно ведутся поиски так называемой длительно действующей предохранительной среды, т.е. способной флегматизировать рудничную атмосферу в течение заданного времени, и тем самым предотвратить воспламенение метана и угольной пыли от выгорающего заряда ВВ и от невзрывных источников, время начала которых невозможно прогнозировать.

Первой такой средой, нашедшей широкое применение практически во всех угольных бассейнах Советского Союза, была предохранительная среда из высокократной пены.

Сущность способа состоит в том, что призабойное пространство выработки перед производством взрывных работ дистанционно (с расстояния 100...200 м) заполняется (за 2...5 мин) высокократной (кратностью более 300) воздушно-механической пеной на длину не менее 10 м.

Воздушно-механическая пена вытесняет из призабойного пространства смесь взрывоопасных газов и замещает ее пенной массой, характеризующейся высокой пламегасительной способностью. При воздействии высокой температуры пленочная вода быстро превращается в пар, поглощая большое количество теплоты. Кроме того, пена равномерно увлажняет стенки, кровлю выработки, отбитую горную массу и позволяет отказаться от их орошения. Из-за сложности контроля за стабильностью параметров пенообразования и заполнения выработки пеной этот способ в настоящее время практически не применяется.

В 1993-1995 гг. МакНИИ были разработаны и внедрены в шахтах водовоздушные завесы с помощью генератора тонкодисперсных водяных аэрозолей ГВП

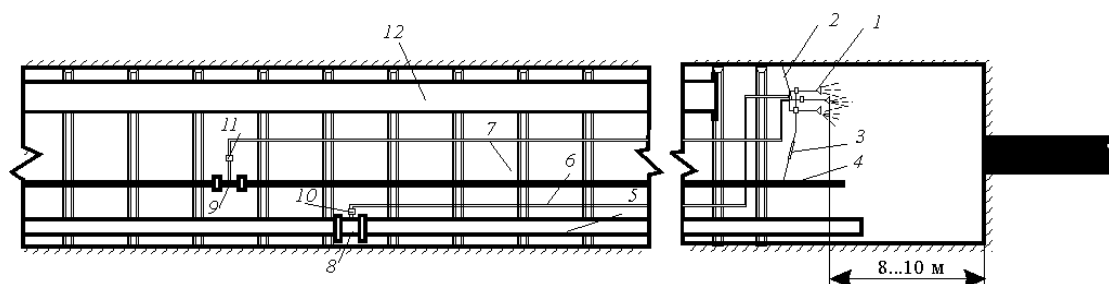


Рис. 13.6. Схема размещения генератора ГВП в горной выработке:

1 – генератор ГВП; 2 – растяжка; 3 – натяжное оборудование; 4 и 12 – трубопроводы сжатого воздуха и вентиляционный; 5 – водопровод; 6 и 7 – шланги для подвода воды и сжатого воздуха; 8 и 9 – тройники; 10 и 11 – вентили

(гидропневматический взрывозащитный). Схема создания длительно действующей предохранительной среды посредством этого генератора приведена на рис. 13.6.

Техническая характеристика ГПВ-01 с тремя распылителями

Диаметр выходного отверстия водяного сопла, мм.....	5
Давления сжатого воздуха, Мпа.....	0,3...0,6
Давление воды, Мпа.....	0,5...1,5
Расход сжатого воздуха, м ³ /с.....	0,12...0,24
Расход воды, л/с.....	1,5...2,4
Площадь факела на расстоянии 8м от генератора, м ²	15
Эффективная длина завесы, м.....	9
Габаритные размеры, м:	
длина.....	0,3
ширина.....	0,40...0,75
высота.....	0,2...0,3

Генератор включает два-пять (в зависимости от площади сечения выработки) гидропневматических разрыхлителей, собранных в один блок с помощью стандартных сантехнических соединений и резиноканевых шлангов. Распылитель, входящий в генератор тонкодисперсных водяных аэрозолей, состоит из коаксиально расположенных воздушного и водяного сопел, перед которыми жестко закрепляется распылительный конус с углом конусности не более 60°. Время непрерывной работы генератора (указывается в паспорте БВР) должно быть не менее 10 мин. Причем включения генератора в работу производится не позже, чем за 2...3 мин до взрывания шпуровых зарядов.

Генератор ГВП должен располагаться впереди вентиляционного трубопровода или сбоку от него таким образом, чтобы факел водяной завесы двигался к забою выработки вместе с подаваемой струей свежего воздуха. При этом расстояние от генератора до забоя должно составлять не более 9 м.

В горной выработке его закрепляют к шахтной крепи со стороны подвески вентиляционной трубы. Правильность расположения генератора в забое выработки определяется кратковременным включением его в работу. При этом воздушная завеса должна достигать забоя и перекрывать поперечное сечение выработки.

Переноска генератора осуществляется после каждого цикла взрывания, если глубина заходки превышает 2 м, и через один цикл, если она 2 м и менее. Пуск генератора в работу осуществляется открытием запорных вентилей на водопроводе и магистрали сжатого воздуха.

13.3.3. Область применения. Предохранительную среду предписано обязательно применять при взрывных работах:

ВВ класса IV в забоях пластовых выработок, проводимых по пластам, опасным по взрывам пыли и внезапным выбросам угля и газа, независимо от газовыделения или проводимых по пластам, не опасным по взрывам пыли, но при наличии метановыделения;

ВВ класса V в забоях тупиковых выработок с двумя открытыми поверхностями; непригодными ВВ класса II при вскрытии пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, по выбросоопасным песчаникам.

При вскрытии выбросоопасных пород и при проведении выработок по таким породам с использованием ВВ класса II должны применяться водораспылительные завесы в сочетании с водовоздушной.

Аэрозольным завесам следует отдавать предпочтение при проведении вентиляционных штреков, нарезных и выработок по завалам.

Генераторы ГПВ могут применяться при взрывных работах в подготовительных выработках площадью сечения до 25 м^2 , в которых имеется сжатый воздух с давлением не менее 0,3 МПа и водопровод с давлением воды не менее 0,5 МПа.

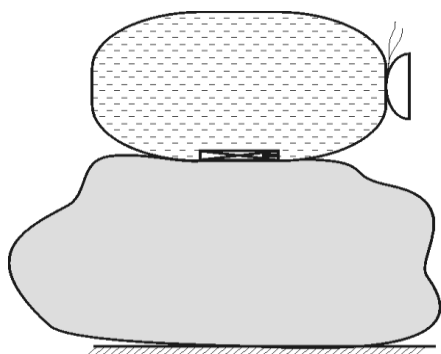


Рис. 13.7. Схема дробления негабарита устройством, предназначенным для создания предохранительной среды

Кроме того, полиэтиленовые сосуды с водой и распыляющим зарядом ВВ или пакеты с порошковым ингибитором и зарядом ВВ можно применять в качестве накладных зарядов для дробления негабаритов (рис. 13.7) в шахтах, опасных по газу или пыли, ВВ классов V и VI вместо ВВ класса VII, допущенного для этой цели Едиными правилами безопасности. При срабатывании распыляющих зарядов обеспечивается эффективное дробление практически без разброса разрушенных кусков породы.

Предохранительные завесы необходимо сочетать с применением гидрозабойки и орошения

призабойного пространства.

Глава 14

Взрывные технологии при открытых горных работах

На открытых горных работах применяют все известные методы взрывных работ, а именно: камерных, скважинных, шпуровых и наружных зарядов.

14.1. Расчет зарядов и ведение взрывных работ методом камерных зарядов

При этом методе различают заряды выброса, сброса и рыхления.

14.1.1. Расчет зарядов выброса и сброса и ведение взрывных работ. Заряды выброса применяют при строительстве каналов, канав, траншей, а заряды сброса – при возведении плотин в гористой местности, используя сосредоточенные заряды. При строительстве каналов заряды располагают в один или несколько рядов вдоль оси будущей выработки, а затем взрывают их.

Рассчитывая заряд, принимают, что его масса, кг, пропорциональна объему породы, взрываваемой этим зарядом

$$Q = q_n k V, \quad (14.1)$$

где q_n – удельный расход ВВ при нормальных зарядах выброса, зависящий от крепости породы и работоспособности ВВ, кг/м³;

k – коэффициент, учитывающий влияние показателя действия взрыва;

V – объем взрываваемой породы, м³.

В горном деле при расчетах допускается погрешность до 5%, поэтому в формуле (6.5) для определения объема воронки взрыва можно принять $\pi/3=1$. Тогда формула (14.1) примет вид

$$Q = q_n k r^2 W. \quad (14.2)$$

Подставив в эту формулу значение r из (6.4), получим

$$Q = q_n k n^2 W^3.$$

Произведение kn^2 представляет собой некоторую функцию от показателя действия взрыва, т. е.

$kn^2 = f(n)$, тогда

$$Q = q_n W^3 f(n). \quad (14.3)$$

При расчете зарядов выброса с показателем действия взрыва n от 0,8 до 3 и ЛНС до 25 м значение $f(n)$ определяют по эмпирической формуле М.М. Борескова

$$f(n) = 0,4 + 0,6n^3. \quad (14.4)$$

С учетом (14.4) формула (14.3) для упомянутых условий взрывания будет иметь вид

$$f(n) = q_n W^3 (0,4 + 0,6n^3). \quad (14.5)$$

При строительстве каналов глубиной от 25 до 40 м формула будет иметь вид

$$Q = q_n W^3 (0,4 + 0,6n^3) \sqrt{W / 25}. \quad (14.6)$$

Удельный расход q в обоих случаях принимают по табл. 14.1. Значения величины q приведены для ВВ с работоспособностью 300 см³, пересчет на другой тип ВВ производят по формуле (14.11).

Таблица 14.1. Удельные расходы для зарядов выброса и рыхления

Коэффициент крепости f	Категория пород (шкала Союзвзрывпрома)	Удельный расход ВВ q , кг/м ³ , для зарядов	
		нормального выброса	рыхления
0,3	I	0,71	–
0,5	II	0,79	–

0,5	III	0,83	–
0,6	IV	0,87	–
0,8...1	V	0,87	0,29
4,5...2	VI	0,87	0,29
3...4	VII	1,12	0,37
5...6	VIII	1,12	0,37
5...6	IX	1,25	0,42
5...6	X	1,25	0,42
8...10	XI	1,50	0,50
8...10	XII	1,62	0,54
12...14	XIII	1,75	0,58
12...14	XIV	2,00	0,67
16...20	XV	2,12	0,71
16...20	XVI	2,25	0,75

При расчете показателя n по формуле (6.4) за значение r принимают не менее половины ширины траншеи (канала и др.), приходящейся на один ряд зарядов. Заряды выброса располагают на таком расстоянии один от другого, чтобы при совместном действии они образовали выемку со сравнительно равной подошвой. Расстояние между зарядами

$$a = 0,5W(n+1). \quad (14.7)$$

Для достижения направленного выброса породы заряды располагают в два-три ряда вдоль оси траншеи, ряды взрывают последовательно с интервалом замедления от 0,5 до 6 с в зависимости от величины ЛНС и от свойств среды.

Первым взрывают ряд, расположенный у нерабочего борта, на который требуется выбросить породу (рис. 14.1). Масса зарядов последующих рядов увеличивается по мере удаления от открытой

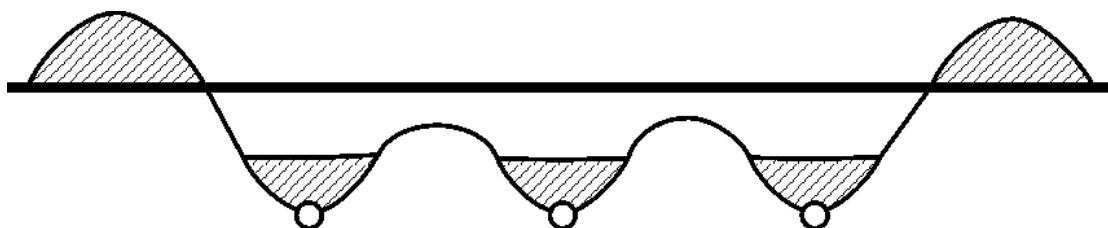


Рис. 14.1. Форма выемки при взрывании сближенных зарядов выброса

поверхности. При расчете принимают для зарядов первого ряда $n = 1 \dots 1,5$, а для последующих $n = 1,5 \dots 2,5$. В результате взрыва зарядов первого ряда ЛНС зарядов второго окажется меньше проектной, т.е. $W_2' < W_2$ (рис. 14.2), поэтому порода будет выброшена налево и со значительно большей силой. К моменту, когда порода, выброшенная зарядами первого ряда, еще не успеет опуститься вниз, она будет отброшена взрывом зарядов второго ряда (рис. 14.2).

Величина ЛНС в грунтах

$$W = (0,3 \dots 0,6)H_B, \quad (14.8)$$

а для скальных пород

$$W = (0,7 \dots 1,0)H_b, \quad (14.9)$$

где H_b – заданная глубина выемки, м.

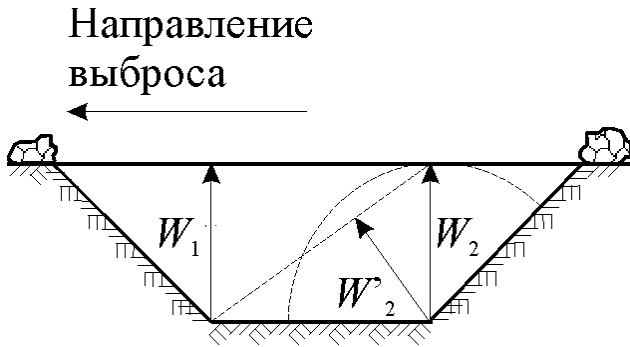


Рис. 14.2. Схема выемки при направленном действии зарядов выброса

При направленном взрывании в плотных грунтах и в породах средней крепости нередко используют метод наклонных скважинных зарядов (рис 14.3), который обеспечивает большее отбрасывание разрушенной породы. Заряды первых двух рядов скважин, образующих вруб, взрывают с замедлением 50...100 мс, следующий ряд – с замедлением 250...400 мс, а далее с интервалом 150...250 мс ряд за рядом.

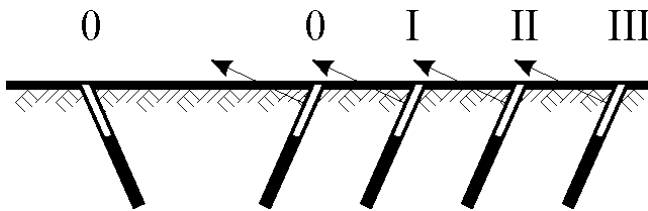


Рис. 14.3. Схема расположения скважин с зарядами для направленного выброса:

0...III – очередность взрывания зарядов

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

располагают и взрывают так, чтобы порода ложилась кучно в заданном направлении. Иногда заряды бывают большой величины. Так, при создании противоселевой плотины на р. Малая Алмаатинка в Медео было взорвано пять зарядов общей массой 5293 т, расположенных в два ряда на правом склоне, и десять зарядов общей массой 3946 т, расположенных на левом.

Замедление между взрывами зарядов первого и второго рядов составляло 3...4 с. Масса одновременно взорванных зарядов 3600 т. Взрывами уложено в плотину 2,4 млн.м³ породы. Высота плотины 84 м, ширина 500 м в основании и 100 м по гребню.

Для размещения зарядов выброса бурят скважины, проходят шурфы или шурфы с камерами. Сечения шурфов прямоугольной формы 1x1 м (1x1,2 м). При небольших зарядах в сухих шурфах ВВ можно располагать на дне шурфа, при больших, а также при наличии грунтовых вод для размещения заряда из шурфа проводят камеры (рис. 14.4). При наличии грунтовых вод пол камеры делают с небольшим уклоном в сторону для стока воды, а дно шурфа располагают на 0,5...1 м ниже подвала камеры. При небольшом объеме зарядной камеры ее устраивают у шурфа (рис. 14.4, а), а при большом объеме

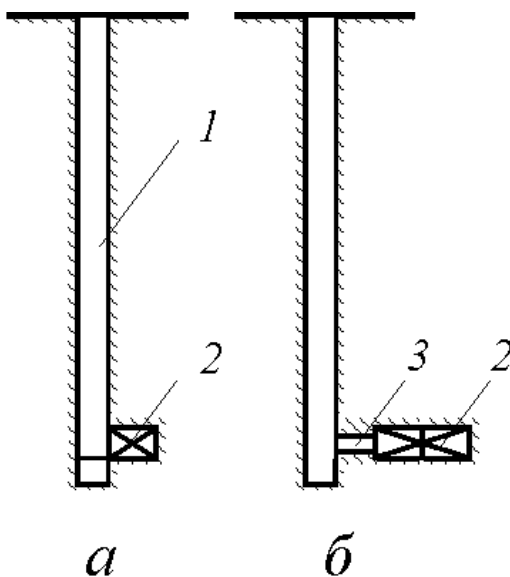


Рис. 14.4. Схемы расположения шурфов и зарядных камер:

1 – шурф; 2 – зарядная камера; 3 – ходок

заряда – на некотором расстоянии от шурфа, с которым она сообщается посредством ходка (рис. 14.4, б). Конфигурация камеры должна обеспечивать максимальную сосредоточенность заряда.

При заполнении камеры гранулированными или порошкообразными ВВ мешки с ВВ опускают в шурф в бадьях (в случае применения зарядов большой массы для спуска ВВ используют механические элеваторы).

При заряджании ВВ россыпью их засыпают в шурф через деревянную трубу сечением 200x200 мм. При больших зарядах применяют зарядные агрегаты, оборудованные на грузовых автомашинах, подающие ВВ по гибким шлангам в зарядные камеры. Производительность таких агрегатов до 12 т ВВ в час.

Одновременно с заполнением зарядной камеры взрывчатым веществом в заряд помещают боевики. При зарядах массой 1...2 т применяют два боевика, которые располагают в центре заряда, при зарядах большой массы и удлиненных камерах сложной формы (крестообразные, Т-образные и др.) число боевиков увеличивают, располагая их в различных местах заряда. Боевик должен иметь жесткую оболочку. Провода от электродетонаторов выводят из камеры и соединяют в параллельно-пучковую группу, к которой присоединяют две пары проводов, проложенных по шурфу. Для защиты проводов от повреждения их укладывают в деревянный желоб, укрепленный в углу шурфа, ближе к камере. Перед доставкой в шурф электродетонаторов электропроводка и источники тока должны быть удалены из камеры и шурфа. После окончания заряджания камеру закрывают деревянным щитом и в шурф помещают забоечный материал.

Электровзрывная сеть или линия ДШ должна быть двойная (дублированная) во избежание отказов при повреждении одной из линий. Минную станцию (место взрывания) устанавливают за пределами опасной зоны с наветренной стороны. При взрывании зарядов массой более 100 т необходимо снабжать противогазами людей, несущих охрану на границе опасной зоны, во избежание их отравления.

Осмотр места взрыва руководителем взрывных работ разрешается не ранее, чем через 30 мин после взрыва. Отказавшие заряды ликвидируют в соответствии с инструкцией, утвержденной главным инженером предприятия.

14.1.2. Расчет зарядов рыхления. Наиболее рациональные условия для применения зарядов рыхления – высокий забой (более 20 м) и такая текстура породы, которая способствует раскалыванию на куски, не превышающие вместимости ковша экскаватора. Однако такая благоприятная текстура пород встречается редко. Метод камерных зарядов применяется на открытых разработках в карьерах с уступами высотой более 20 м. Для размещения зарядов в уступах проводят штольни (рис. 14.5) с боковыми галереями и зарядными камерами. Ширина штольни и галереи 1,2-1,5 м и 1,5-1,8 м. Расчет зарядов зависит от размера зарядов и плотности

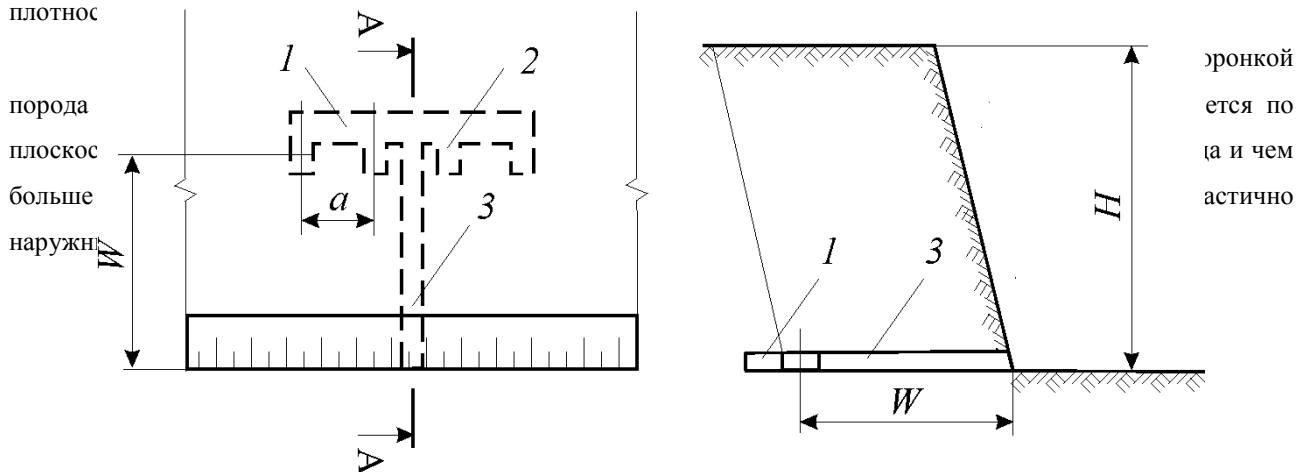


Рис. 14.5. Схема расположения зарядов при методе минных штолен:

Величину ЛНС принимают в пределах $(0,5 \dots 0,8)H$, где H – высота уступа, м. Если слоистость или трещиноватость пород отсутствует, то рекомендуется брать ее среднее значение $W = 0,65H$. Если преобладает горизонтальное направление слоев или трещин, то значение ЛНС следует брать ближе к верхнему пределу ($W = 0,8H$), а если вертикальное направление, параллельное фронту уступа, тогда значение ЛНС должно быть ближе к нижнему пределу ($W = 0,5H$). При вертикальном направлении слоев или трещин, перпендикулярном фронту уступа, следует брать среднее значение ($W = 0,65H$), как при монолитной породе.

Расстояние между зарядами принимают $a = (0,7 \dots 1,0)W$. Если породы не имеют явно выраженной слоистости или трещиноватости, то $a = 0,8W$. Такое же значение a должно быть в том случае, когда слоистость или трещиноватость одинакова по параллельному или перпендикулярному фронту уступа. Если направление слоев или трещин параллельно фронту уступа, то расстояние между зарядами следует брать равным ЛНС или близким к нему, а при направлении слоев или трещин, перпендикулярном фронту уступа следует принимать $a = (0,65 \dots 0,70)W$. С увеличением параметра a снижается равномерность дробления породы и увеличиваются размеры максимальных кусков. Вблизи заряда порода дробится больше, а чем дальше от него, тем меньше.

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

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

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

$$Q = q_n WaH = qV, \quad (14.10)$$

где q_n – удельный расход ВВ для зарядов рыхления при методе минных штолен, установленный по данным практики или по нормативным, $\text{кг}/\text{м}^3$ (см. табл. 14.1);

V – объем породы, взрываваемой одним зарядом, м^3 .

Результат этого расчета следует считать ориентировочным, подлежащим уточнению.

14.1.3. Выполнение взрывных работ при методе камерных зарядов. Одновременно по фронту уступа взрывают несколько камер, из одной штольни проводят две-четыре. Перед проведением штольни уступ обивают от навесов и непрочно удерживающихся кусков породы, а перед устьем штольни устанавливают предохранительную крепь – галерею длиной около 5 м для предохранения рабочих.

Шпур бурят электросверлами или ручными пневматическими молотками. Направление выработок задает маркшейдер и в процессе проведения проверяет.

Взрыв камерных зарядов образует широкую врубовую щель, а вышележащий массив породы раскалывается, встряхивается и, опускаясь, дробится на куски. Развал породы составляет не более $2 \dots 2,5H$.

Расход ВВ на основной взрыв невелик, но вследствие большой кусковатости на вторичное взрывание (дробление крупных кусков), он достигает расхода на основной взрыв.

14.2. Расчет зарядов и ведение взрывных работ методом скважинных зарядов

Метод скважинных зарядов применяют при рыхлении горных пород.

14.2.1. Общие сведения. В крупных механизированных карьерах применяют метод *скважинных зарядов*, при котором порода дробится более равномерно и мелко, чем при методе минных штолен. Метод применяют в забоях высотой более 7 м; наиболее целесообразно использовать его в забоях высотой 10...20 м и более в зависимости от типа экскаватора.

Сущность метода заключается в следующем (рис. 14.6). В уступе, подлежащем взрыванию, бурят скважины

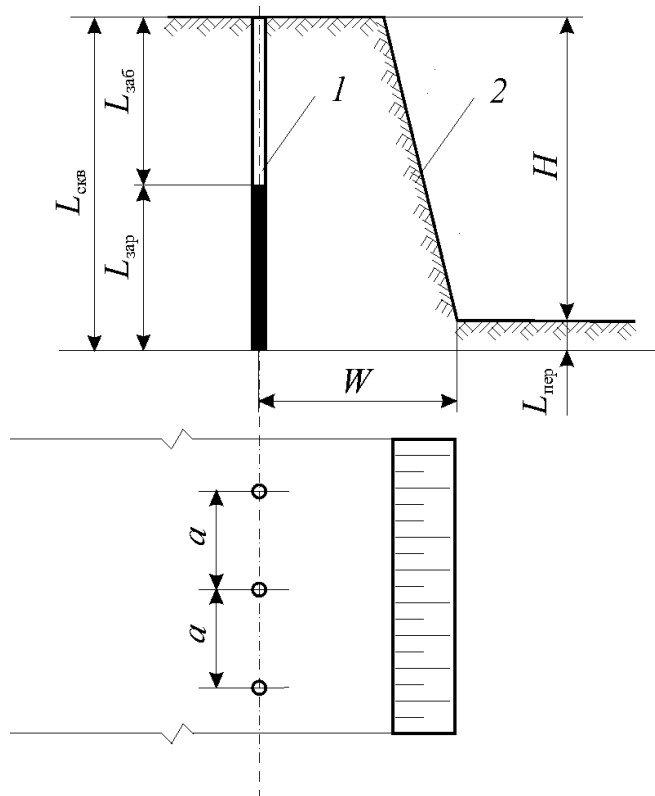


Рис. 14.6. Схема расположения скважин в устье при однорядном взрывании

1 – скважина; 2 – уступ

для размещения зарядов. Скважины могут быть горизонтальные, наклонные и вертикальные, диаметром от 75 до 370 мм. Чем крепче порода и выше уступ, тем большего диаметра применяют скважины: в слабых породах – диаметром 100...150, в крепких (известняк, гранит, железные руды) – 200 мм и более. Однако чем больше диаметр скважины при прочих равных условиях, тем крупнее куски отбитой породы.

Для бурения скважин в породах с коэффициентом крепости $f \leq 5$ используют станки вращательного бурения, в более крепких – шарошечного, огневого и канатно-ударного. При канатно-ударном и огневом бурении фактический диаметр скважины получается на 5...20% больше номинального (вследствие разработки стенок долотом или пламенем реактивной горелки).

Скважины располагают в один или несколько рядов (до 10) параллельно фронту забоя.

Заряжают их порошкообразным или гранулированным ВВ. Одновременно взрывают несколько десятков скважинных зарядов по фронту длиной 100...800 м, чтобы обеспечить бесперебойную работу экскаваторов в течение длительного времени. При взрывании скважинными зарядами вследствие меньшего значения W и a , чем при камерных зарядах, получается более равномерное дробление породы и меньший выход негабарита. Благодаря этому метод широко применяют в крупных механизированных карьерах. Выход негабарита (для экскаваторов с ковшом вместимостью более 3 м³) обычно не превышает 5...10% объема взрывной массы, а при благоприятной текстуре – 0,2...3%.

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

Часть скважины, находящуюся ниже подошвы забоя, называют *перебуром*. Его длина зависит от крепости породы и принимается в пределах $(0,2 \dots 0,4)W_p$, где W_p – расчетная линия сопротивления, т. е. расстояние от оси скважины до открытой поверхности на уровне подошвы забоя (см. рис. 14.6). Если на уровне подошвы залегает слой более слабой, легко разрушающейся породы, перебур можно не делать. Перебур не допускается в том случае, когда в подошве забоя залегает пустая порода, которая разубоживает добываемое полезное ископаемое.

14.2.2. Расчет зарядов рыхления. Порядок расчета зарядов скважин рекомендуется следующий. Выбрав диаметр скважины, тип ВВ и способ взрывания, устанавливают по табл. 14.2 удельный расход ВВ q_T (значения q_T приведены для ВВ с работоспособностью 300 см^3).

Таблица 17.2. Нормативные удельные расходы ВВ

Метод взрывных работ	Высота уступа, м	Значения q_T , кг/м ³ , при различной категории крепости пород по шкале Союзвзрывпрома						
		IV...VI	VII...VIII	IX...X	XI	XII	XIII	XIV...XV
Шпуровой —//— —//—	1	0,29	0,33	0,38	0,42	0,46	0,50	0,54
	1,5	0,25	0,29	0,33	0,38	0,42	0,46	0,50
	2...6	0,21	0,25	0,29	0,33	0,38	0,42	0,46
Скважинный	7...20	0,21	0,25	0,29	0,33	0,38	0,42	0,46

Если для ведения взрывных работ принято ВВ с иной работоспособностью, то для получения удельного расхода, кг/м³, ВВ следует производить перерасчет по выражению

$$q = q_T P_{\text{эт}} / P_{\text{ВВ}}, \quad (14.11)$$

где q_T – удельный расход ВВ, кг/м³, принятый по табл. 14.2;

$P_{\text{эт}}$ – работоспособность эталонного ВВ равная 300 см^3 ;

$P_{\text{ВВ}}$ – работоспособность ВВ, см³, принятого для ведения взрывных работ.

Определяют массу, кг, заряда одной скважины по выражению

$$Q = qaW_p H, \quad (14.12)$$

где q – удельный расход ВВ для зарядов рыхления, кг/м³;

V – объем породы, взрываемый зарядом одной скважины, м³;

a – расстояние между скважинами, м;

W_p – линия наименьшего сопротивления, м;

H – высота уступа, м.

Выведем формулы для определения a и W_p . Исходя из рис. 14.6, площадь, м², поверхности уступа, приходящаяся на одну скважину, равна

$$S = aW_p. \quad (14.13)$$

Отношение расстояния между скважинами a к линии наименьшего сопротивления W_p называют *коэффициентом сближения зарядов* и обозначают буквой m , т. е.

$$m = a / W_p. \quad (14.14)$$

Площадь, m^2 , поверхности уступа, приходящуюся на одну скважину, можно подсчитать также по выражению

$$S = k\gamma / q, \quad (14.15)$$

где k – коэффициент, значение которого зависит от высоты уступа (при высоте уступа до 10 м он принимается равным 0,6, при высоте уступа более 10 м – 0,7);

γ – масса, кг, 1 м заряда скважины,

$$\gamma = \frac{\pi d_{\text{скв}}^2}{4} \Delta_{\text{ВВ}}, \quad (14.16)$$

где $d_{\text{скв}}$ – диаметр заряда скважины, м;

$\Delta_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м³.

Приравняем правые части формул (14.13) и (14.15), тогда

$$aW_p = k\gamma / q. \quad (14.17)$$

Подставив значение a в выражение (14.17) получим

$$mW_p^2 = k\gamma / q,$$

откуда ЛНС

$$W_p = \sqrt{\frac{k\gamma}{qm}}. \quad (14.18)$$

Определив из формулы (14.14) параметр W_p и подставив его в (14.17), получим

$$a^2 / m = k\gamma / q.$$

Из этого выражения получаем формулу для расчета расстояния между скважинами

$$a = \sqrt{k\gamma m / q}. \quad (14.19)$$

В табл. 14.3 приведены соотношения между параметрами скважин W_p , a и S при мгновенном взрывании зарядов (значения a выражены через W_p , значения W_p – через площадь, приходящуюся на одну скважину, считая на уровне подошвы забоя), а также приведены значения коэффициентов сближения зарядов в зависимости от текстуры горных пород.

Таблица 14.3. Значения параметров скважин и коэффициентов сближения зарядов

Порода	W_p	a	m
Монолитная, слоистая или трещиноватая с горизонтальным направлением; направление слоистости или трещиноватости неясно выражено	$1,1\sqrt{S}$	$0,8W_p$	0,8
Вертикальная слоистость или трещиноватость, параллельная фронту забоя	$\leq \sqrt{S}$	$\geq W_p$	≥ 1
Вертикальная слоистость или трещиноватость, перпендикулярная к фронту забоя	$\geq 1,3\sqrt{S}$	$\approx 0,6W_p$	$\approx 0,6$

Порядок дальнейшего расчета принимается следующий:

Определяют:

массу, кг, заряда одной скважины,

$$Q = qaW_pH, \quad (14.20)$$

перебур, м

$$l_{\text{пер}} = (0,2 \dots 0,4)W_p, \quad (14.21)$$

глубину, м, скважины

$$L_{\text{скв}} = H + l_{\text{пер}}, \quad (14.22)$$

длину, м, заряда скважины

$$l_{\text{зар}} = Q/\gamma, \quad (14.23)$$

длину, м, забойки

$$l_{\text{заб}} = L_{\text{скв}} - l_{\text{пер}}, \quad (14.24)$$

которая должна быть в пределах $l_{\text{заб}} = (0,8 \dots 1,2)W_p$, м.

Если вычисленная по формуле (14.24) длина забойки окажется меньше $0,8W_p$, то надо уменьшить значение W_p или a , чтобы уменьшить объем взрывающейся породы и заряд, иначе взрыв верхней его части будет вызывать большой разлет породы. Уменьшить длину заряда можно другим способом: путем простреливания образовать в нижней части скважины котел, благодаря этому вместимость возрастает и уровень заряда ВВ понизится.

Если длина забойки будет более $1,2W_p$, надо увеличить длину заряда, так как в противном случае уступ будет плохо раздроблен. Увеличить длину заряда в скважине можно двумя способами: принять большее значение W_p или a , в связи с чем возрастет объем взрывающейся породы и заряд, или применить рассредоточенный заряд, т. е. разделить его на две-четыре части, предусмотрев между отдельными частями инертные (воздушные) промежутки длиной от 1 до 2 м.

Работами академика Н.В. Мельникова и профессора Л.Н. Марченко доказано значительное преимущество воздушных промежутков перед прослойками из твердых инертных материалов (песок, измельченная порода и т.п.). При воздушных промежутках энергия ВВ не расходуется на переизмельчение твердых материалов промежутка, а передается упругому воздушному промежутку и используется для дробления породы в промежутке между отдельными частями заряда. В связи с этим улучшается дробление породы по всему забою.

Институт горного дела им. А.А. Скочинского рекомендует при высоте уступа до 20 м рассредоточивать заряд на две-три части. Масса нижней части должна составлять 60...70% массы всего заряда (60% - при более крепких породах, 70% - при менее крепких). Остальное количество ВВ размещается в верхних частях заряда над воздушными промежутками. Длина воздушных промежутков должна составлять 17...35% общей длины заряда (нижний предел относится к более крепким породам). При этом длину забойки принимают на 20...30% меньше рекомендуемой, т. е. забойка должна составлять $0,5 \dots 0,7W_p$. Сокращение длины забойки не опасно (в отношении разброса породы) в виду небольшой верхней части заряда. Длина отдельного воздушного промежутка должна быть не менее 1 м.

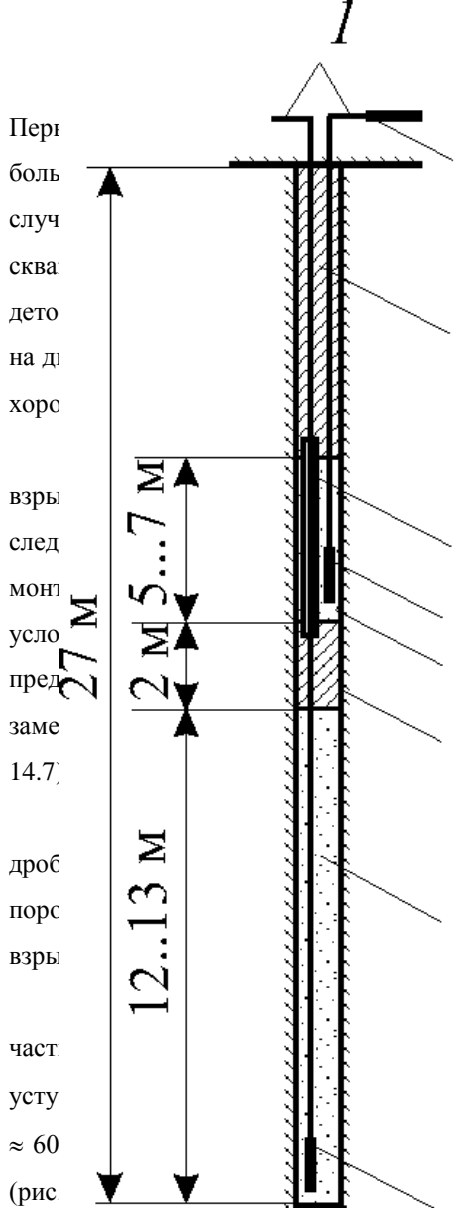
14.2.3. Схемы иницирования скважинных зарядов ВВ. Рассредоточенные заряды иницируют отрезками детонирующего шнура, которые пропускают через всю скважину, для надежности прокладывают два отрезка. Их иницируют электродетонатором, прикрепленным к ним сверху над устьем скважины или к магистральной линии, протянутой вдоль скважин.

Длину воздушного промежутка фиксируют деревянной рейкой с поперечной планкой на нижнем конце и фланцевым диском (или деревянной крестовиной, обмотанной плотной бумагой) на верхнем.

Поперечная планка опирается на нижнюю часть заряда, а диск служит опорой для верхней части. При одновременном взрывании скважинных зарядов целесообразно располагать скважины в несколько рядов.

В случае многорядного взрывания скважинных зарядов с замедлением $t_{зам} \geq 0,5$ с расстояние между рядами скважин W_p принимают равной расчетному W_p для первого ряда. Расстояние между скважинами в ряду принимают $a = 0,8W_p$, если весь ряд взрывают с одним замедлением. Если соседние скважинные заряды одного ряда взрывают с разными замедлениями, тогда принимают $a = W_p$. Соотношение это надо уточнять в соответствии с текстурой породы (см. табл. 14.3).

При короткозамедленном ($t_{зам} < 100$ мс) многорядном взрывании расстояние между зарядами по сравнению с расчетным значениям W_p для первого ряда скважин уменьшают на 20...40% и принимают его равным расстоянию между скважинами в ряду. Во избежание возникновения глубоких заколов в массиве уступа за последним рядом и опасного для зданий сейсмического эффекта заряды взрывают короткими рядами наискось к фронту уступа. Такое взрывание, кроме того, улучшает дробление породы.



1
2
3
4
5
6
3
6
5

в, надо учитывать текстуру породы, направление ее слоев и трещин. взрывают детонирующим шнуром, реже – электродетонаторами. 20 раз) второго, но имеет ряд преимуществ при массовых взрывах аж взрывной сети и большая ее надежность, а также безопаснее в вную сеть дублируют: концы двойной линии ДШ опускают до дна для будет распространяться по радиальным направлениям от но чувствительно (гранулированные ВВ) и от ДШ не взрывается, то ий детонатор – насыпают слой ВВ толщиной 0,2...0,6 м (5...20 кг), порошкообразный тротил, аммонит 6ЖВ). зарядов скважин (от дна к устью) или при короткозамедленном енного заряда скважин в качестве средств инициирования (СИ) 4 количество скважин менее 100. При большом количестве скважин рточенными зарядами в скважинах, да и зарядание их весьма 5 гельно взрывание детонирующим шнуром. Чтобы нитка ДШ, 6 ей части, не вызвала взрыва верхней части заряда, взрываемого с олиэтиленовый шланг, ослабляющий детонационный импульс (рис. действие заряда в перебуре улучшается и порода в подошве лучше уменьшить глубину перебура. Еще более улучшается дробление 6 вать с замедлением 10...20 мс. Однако ввиду сложности монтажа нения не получил. ных забой уступа имеет почти вертикальное положение: нижняя ьна и только верхняя вследствие заколов с откосом. Угол откоса $\alpha \approx 80^\circ$; для пород некрепких, а также крепких, но трещиноватых α юобразно бурить наклонные скважины, параллельные линии откоса 5 наклонных скважин и зарядов рассчитывают по вышеизложенной

методике с внесением некоторых поправок: ЛНС берется от нижней бровки по направлению, ивления по подошве, $W_n = W_p / \sin \alpha$.

Рис. 14.7. Схема расположения рассредоточенного заряда и боевика в скважине при обратном инициировании и одновременном взрывании частей заряда (размеры в м):

1 – ДШ; 2 – КЗДШ; 3 – забойка; 4 –

Объем взорванной породы

$$V = aW_p H / \sin\alpha. \quad (14.25)$$

Если в уступах с малым углом откоса применяют вертикальные скважины (рис. 14.8, б), то величину ЛНС определяют по формуле

$$W_{\pi} = b + H \operatorname{ctg}\alpha. \quad (14.26)$$

где b – расстояние от верхней бровки уступа до скважины, которое для безопасных буровых работ принимают равным 3 м.

Значение с.п.п. в этом случае получается достаточно большим и дробление породы значительно ухудшается. Чтобы сохранить нормальный коэффициент сближения ($m = 0,8$) следует закладывать в скважину соответственно больший заряд. В таких случаях для размещения в скважине заряда на уровне подошвы путем простреливания образуют котел. Прострелочный заряд зависит от крепости породы и объема котла. Его берут длиной не более 2 м. Если однократное простреливание не создает необходимого объема котла, то делают два-три последовательных простреливания (удваивая или утраивая массу каждого последующего заряда). Прострелочный заряд взрывают электродетонатором или детонирующим шнуром. Над зарядом помещают забойку из мелкого щебня длиной 2...4 м. После простреливания скважину очищают от разрыхленной породы желонкой бурового станка или легкой ручной желонкой.

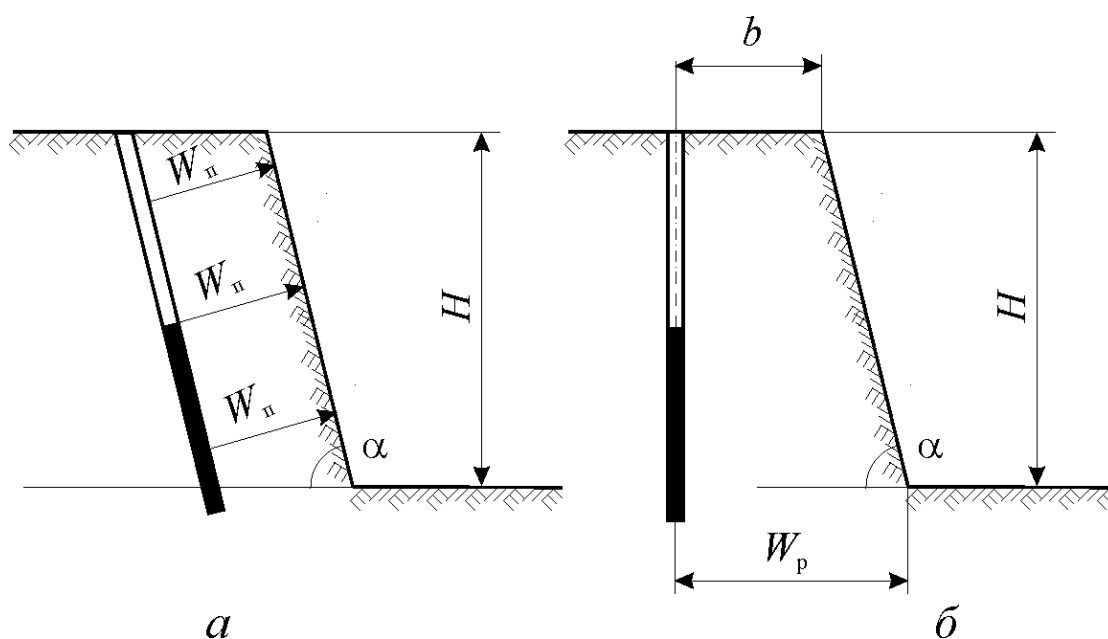


Рис. 14.8. Расположение скважин в уступе с малым углом откоса:

Так, применение наклонных ($\alpha = 75^\circ$) скважин на карьерах Кривбасса в уступах высотой 12...16 м и в породах с $f = 9...19$ позволило уменьшить выход негабарита в 3...5 раз и повысить равномерность дробления пород, снизить на 10...15% удельный расход ВВ и объем буровых работ. Скважины бурили шарошечными станками СБШ-250МП. Их производительность при бурении наклонных и вертикальных скважин была практически одинакова и составляла 9...11 м/ч в породах с $f = 12...14$ и 8...9 м/ч в породах с $f = 14...16$.

На Сарбайском карьере ССГОКа при бурении наклонных скважин выход негабарита снизился в 1,5...2,5 раза, а производительность экскаватора возросла на 8...12%. Удельный расход ВВ остался прежним. Сумма затрат на буровые работы также снизилась.

Основные преимущества метода:

высокая производительность труда забойного рабочего (по сравнению со шпуровым методом производительность труда увеличивается в 3 раза и более);

возможность более широкого применения комплексной механизации труда;

повышение безопасности работ и улучшения условий труда.

Недостатки: увеличение выхода крупных фракций и меньшая точность контуров отбойки по сравнению со шпуровым методом; возможность обрушения за контурами скважин, особенно, если диаметр более 100 мм.

14.3. Производство взрывных работ шпуровым методом и накладными зарядами

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

Чаще шпуровые заряды используют при незначительной высоте уступов (до 3...5 м), при селективной разработке месторождения, когда мощность отдельных пластов незначительна. ЛНС принимают в зависимости от высоты уступа и крепости пород $(0,4...0,8)H$ (меньшее ее значение относится к высоким уступам и крепким породам). Например, в крепких породах при высоте уступа 1...3 м ЛНС принимают от 0,7 до 1 м, а в слабых – от 0,9 до 1,5 м. Расстояние между шпурами $1...1,4W$, перебур шпуров 0,1...0,3 м.

При взрывании порода дробится шпуровыми зарядами мельче и равномернее, чем скважинными, благодаря более частому расположению зарядов. Размер кусков не превышает 450 мм. Расход ВВ и стоимость работ на 1 м^3 при методе шпуровых зарядов выше, чем при методе скважинных. При котловых шпурах она средняя по эффективности.

При расчете шпуровых зарядов можно пользоваться теми же формулами, что при расчете зарядов скважин. Удельный расход ВВ, кг/м^3 , определяют по нормативам Союзвзрывпрома (см. табл. 14.2), а также вычислять по формуле (14.11). Шпуры заполняют ВВ обычно на $2/3$ их длины, остальную часть – забоечным материалом.

Шпуровые заряды, кроме того, применяют для дробления кусков негабарита – результата взрывания скважинными и минными зарядами. Размеры габаритных кусков зависят от размеров ковша экскаватора и приемного отверстия дробилки (если взорванную породу пропускают через них), максимальные

размеры определяется по формулам (14.27) или (14.28). Куски, имеющие большой размер, относятся к негабариту. При поточном методе работ к ним относят куски с размером более 400 мм. В кусках бурят один или несколько шпуров в зависимости от размеров. Глубина шпура не превышает $2/3$ толщины негабарита. Шпур заряжают на $0,3 \dots 0,5$ его длины. Остальную часть заполняют забоечным материалом. Расход ВВ на 1 м^3 породы при взрывании шпуровых зарядов в негабарите приблизительно в 5 раз меньше, чем при взрывании их в массиве породы. Шпуровые заряды взрывают как огневым, так и электрическим способами.

Для дробления негабарита чаще всего применяют *наружные заряды*. При таком способе расход ВВ в $5 \dots 8$ раз больше, чем при шпуровом, но отпадает необходимость в бурении шпуров. Наружный заряд помещают на глыбу с той стороны, где толщина ее меньше. Поверх заряда насыпают слой (не менее высоты заряда) забоечного материала. Наружные заряды можно взрывать огневым и электрическим способами. При огневом взрывании последовательность их взрывания должна быть такой, чтобы ранее взорвавшиеся не могли разбросать заряды, которые взрываются позже.

Для снижения расхода ВВ и дальности разлета осколков породы при дроблении негабарита целесообразно применять гидровзрывной способ. В шпур диаметром $36 \dots 43$ мм, пробуренный на $2/3$ толщины негабарита, помещают патроны ВВ массой $20 \dots 30$ г и диаметром $22 \dots 25$ мм в резиновой оболочке со вставленным электродетонатором или капсюлем-детонатором зажигательной трубки, заряд подвешивают приблизительно в центре. После этого шпур заполняют водой на $80 \dots 90\%$ его глубины и взрывают заряд. Удар газов взрыва передается породе водой, и негабарит раскалывается на куски, практически не разлетаясь. Расход ВВ при этом уменьшается в 3 раза и разлет породы – в $3 \dots 4$ раза. При небольшом размере негабарита заряд ВВ заменяют сложенным в $2 \dots 3$ раза отрезком ДШ. При дроблении негабарита наружными зарядами их целесообразно помещать в полиэтиленовые мешки с водой.

Котловые заряды применяют в уступах высотой $4 \dots 10$ м. ЛНС принимают равной $0,8H$, расстояние между котловыми зарядами $1 \dots 1,1W$, перебур – $0,1W$. По действию эти заряды относятся к камуфлетным. Котловые заряды рассчитывают таким же методом, как и заряды минных штолен, поскольку в обоих случаях они сосредоточены на уровне подошвы. В этом случае может быть применена формула (14.10), тогда значение q_n берется по нормативам Союзвзрывпрома (см. табл. 14.2).

В уступах высотой 6 м при породах X...XVI категорий крепости для образования котла, способного вместить основной заряд, делают два-три прострела. После каждого шпура продувают сжатым воздухом, чтобы очистить его от измельченной породы. Последующее заряжание производят не ранее чем через 15 мин после взрыва, чтобы стенки котла успели охладиться. При размещении основного заряда в шпуре взрывчатым веществом заполняют не только котел, но и цилиндрическую часть шпура на $2/3$ длины. Иногда образуют небольшой котел еще и посередине шпура, чтобы лучше раздробить породу верхней половины уступа. Котловые заряды взрывают электродетонатором или детонирующим шнуром. Метод котловых зарядов широкого применения не получил.

14.4. Степень дробления горных пород взрывом, способы ее определения и регулирования

Неоднородность размера кусков породы – серьезный недостаток, присущий взрывным работам. Поэтому большое значение имеет гранулометрический состав взорванной породы – количественное соотношение содержания кусков (частиц) различной крупности в отбитой массе. Исходя из этого, работы необходимо вести так, чтобы в результате первичного взрывания горный массив был равномерно раздроблен на транспортабельные куски породы, а выход негабаритных блоков сведен к минимуму, т. е. степень дробления породы соответствовала параметрам погрузочных и транспортных машин.

Допускаемые размеры кусков взорванной горной массы определяют по рабочим параметрам погрузочного, транспортного и дробильного оборудования, а именно

вместимости ковша экскаватора, E , м³

$$d \leq 0,8\sqrt[3]{E}, \quad (14.27)$$

где d – максимальный размер куска горной породы, м

размеров, м, приемного отверстия дробильной установки или перегрузочного бункера

$$d \leq 0,8b, \quad (14.28)$$

где b – меньшая сторона приемного отверстия дробильной установки или перегрузочного бункера, м.

Процент выхода негабаритной фракции представляет особый интерес для горных предприятий, потому что от выхода негабаритной фракции зависят производительность и продолжительность срока службы погрузочного и транспортного оборудования и надежность его работы: затраты времени на вторичное дробление, нарушающие ритмичность работы предприятия, а также связанные с дополнительным расходом ВВ и средств иницирования.

Так, увеличение выхода негабарита с 2,5 до 5% вызывает снижение производительности экскаватора на 20...30%. При 20% выхода негабарита его производительность снижается в 2...2,5 раза.

14.4.1. Способы определения выхода негабарита. На предприятиях применяют прямые и косвенные методы определения выхода негабаритной фракции породы:

а) поштучный учет (обмер) негабарита, подлежащего вторичному взрыванию;

б) планиметрический метод измерения – выход негабарита определяется как отношение суммарной площади негабаритных кусков в плане к общей площади, на которой проводятся измерения. Целесообразно вместо трудоемких замеров на развале породы фотографировать его, а затем делать анализ фотографий, выполненных в определенном масштабе. Этот метод называют *фотопланиметрическим*.

в) количественный метод – подсчитывается количество негабаритных кусков n , находящихся на анализируемой площади S . При этом число негабаритных кусков на 1 м³ горной массы подсчитывают по формуле

$$N = (n / S)^{3/2}. \quad (14.29)$$

Выход негабарита, м³

$$V_n = NV_{cp}, \quad (14.30)$$

где V_{cp} – средний объем взорванной горной массы, м³.

з) линейный метод – по развалу взорванной породы через 8...10 м натягиваются ленты и замеряется длина крупных кусков, попавших на них. Выход негабарита определяется как отношение суммарной длины крупных негабаритных кусков $\sum l_n$ к общей длине линии $\sum L$

$$V_n = \sum (l_n / L); \quad (14.31)$$

д) ситовый анализ – горная масса просеивается через сита с уменьшающимися размерами ячеек, в результате устанавливается ее гранулометрический состав.

Различают взрывание первичное, при котором производят взрывные работы в целях разрушения горного массива, и вторичное – дробления негабаритных блоков. Поэтому в производственных условиях выход негабарита оценивают также по расходу детонаторов и ВВ на вторичное дробление (косвенный метод).

Для исследовательских работ применяют: поштучный обмер, количественный и фотопланиметрический методы; в лабораторных опытах – ситовой анализ.

14.4.2. Регулирование степени дробления горных пород взрывом. Для получения горной массы с кусками породы заданного размера на практике применяется ряд способов, основанных на регулировании степени воздействия взрыва на массив горных пород за счет изменения плотности заряжения, способа инициирования зарядов, короткозамедленного взрывания, схемы разрушения горного массива и т.д.

Один из способов регулирования качества дробления горной массы – это применение рассредоточенных зарядов с воздушными промежутками протяженностью 0,8...1W – основной способ повышения полезной работы взрыва. Его авторы академик Н.В. Мельников и профессор Л.Н. Марченко впервые создали теорию разрушения горных пород этим способом и разработали конструкции заряда для ее практической ее реализации.

Кроме того, используются способы: увеличения удельного расхода ВВ (эффективно до определенной величины), рассредоточения зарядов с короткозамедленным взрыванием (инициированием) отдельных его частей (ярусов), обратного инициирования сплошных скважинных зарядов; изменения сетки расположения скважин, взрывания парно сближенных скважин, применения комбинации зарядов различной длины и диаметра, предварительного схлопывания трещин опережающим взрыванием скважинных зарядов по конуру взрываемого (разрушаемого) блока, взрывания в зажатой среде (на подпорную стенку).

РАЗДЕЛ III ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Взрывоопасность ВМ требует соблюдения особых мер предосторожности при их транспортировании, учёте и хранении, чтобы предотвратить хищение, утерю и порчу, исключить случайные взрывы, защитить окружающие сооружения и механизмы от возможных повреждений при взрыве ВВ, способствовать удобному и безопасному выполнению операций по приёму и выдаче ВМ.

Необходимо помнить, что при умелом и осторожном обращении промышленные ВМ безопасны, а при небрежном могут стать причиной серьёзных несчастных случаев, не говоря уже о значительных разрушениях, которые могут причинить большой материальный ущерб. Поэтому лица, выполняющие работы с ВМ, должны твёрдо усвоить

- вблизи ВМ нельзя курить, разводить огонь ближе 100 м от места нахождения ВМ;
- при разгрузках и выгрузках ящики с ВМ должны переноситься очень осторожно на руках;
- воспрещается вскрывать ящики с ВМ ударами топора, лома и т. п., потому что этим можно вызвать взрыв.

При раскрытии ящиков надлежит гвозди вынуть клещами, применяя для облегчения работы деревянные клинья. Для заделки ящиков допускается пользоваться медными молотками, а при медных и оцинкованных шурупах - стальными отвёртками.

По степени опасности при хранении и перевозке взрывчатые материалы подразделяют на пять групп:

первая – нитроглицериновые взрывчатые вещества, содержащие более 15% нитроэфиров, а также нефлегматизированные гексоген и тетрил;

вторая – нитроглицериновые ВВ, содержащие менее 15% нитроэфиров, флегматизированные гексоген, тетрил, а также детонирующий шнур, аммиачная селитра, аммиачно-селитренные ВВ, тротил и его сплавы с другими нитросоединениями;

третья – порох дымный и бездымный;

четвертая – капсули-детонаторы, электродетонаторы и пиротехнические замедлители (детонационные реле);

пятая – снаряды (заряды) с установленными в них взрывателями (детонаторами).

Взрывчатые материалы различных групп следует хранить и транспортировать отдельно. Огнепроводный шнур и средства его зажигания разрешается хранить и перевозить совместно с ВМ второй, третьей и четвертой групп.

Допускается совместное хранение детонирующего шнура (вторая группа) с капсулями-детонаторами, электродетонаторами и пиротехническими замедлителями (четвертая группа).

Результатом нарушения этих требований может служить авария, произошедшая на железнодорожной станции Арзамас (Горьковская область) 4 июня 1988 г в 9 ч 30 мин. В грузовом поезде, состоявшем из 10 вагонов взрывчатых веществ, взорвались 3 вагона. Погибло свыше 100 человек, более 200 госпитализированы; взрывом разрушен жилой массив; без крова остались 700 человек. На месте взрыва образовалась воронка глубиной 26 и диаметром 52 м.

Расследование причин аварии показало следующее. Груз был указан как ВВ более низкой группы опасности по сравнению с фактической. Кроме того, в одном вагоне транспортировались ВВ различных групп опасности, например, в первом взорвавшемся вагоне находилось 35 т тротильных шашек ТЛ-400 и 93 ящика изделий ЭПКС-80, содержащих в своем составе нефлегматизированный гексоген. Аварии способствовала и небрежная транспортировка: в одном из вагонов было обнаружено рассыпавшееся ВВ. К взрыву при таких условиях могла привести любая случайность.

Для хранения взрывчатых материалов (ВМ) строят специальные склады по типовым или индивидуальным проектам. *Склад ВМ* – это комплекс хранилищ с подсобными сооружениями, расположенными на круглосуточно охраняемой территории.

15.1. Классификация складов ВМ

По своему устройству и расположению относительно поверхности земли склады ВМ бывают:

поверхностные – основания хранилищ расположены на уровне поверхности земли;

полууглублённые – хранилища углублены в землю не более, чем по карниз здания;

углубленные – толщина грунта над хранилищами составляет менее 15 м;

подземные – толщина пород над хранилищами не менее 15 м.

В зависимости от срока эксплуатации склады разделяют на постоянные (более 3 лет), временные (до 3 лет) и кратковременные (до 1 года), считая эти сроки с момента завоза ВМ. Эксплуатация кратковременных складов может быть продлена на один последующий срок при условии их повторной приёмки комиссией.

Склады ВМ по своему назначению и условиям эксплуатации подразделяют на базисные и расходные.

15.2. Базисные склады ВМ

Базисные склады предназначены для хранения больших количеств ВМ, поступающих от заводов-изготовителей, и снабжения ими предприятий через их расходные склады, причём только в заводской упаковке, т. е. не раскупоренными ящиками (мешками). По своему устройству и расположению эти склады оборудуются поверхностными или полууглублёнными. На территории разрешается располагать: хранилища ВВ и СИ, площадки для ВВ и СИ в контейнерах, здания для выдачи ВМ, здания для подготовки ВМ, лабораторию, караульные вышки и будки для сторожевых собак, сарай для

противопожарных средств, противопожарные водоёмы, проходную будку и некоторые другие здания и сооружения.

Общая ёмкость базисных складов ВМ не ограничивается, но обычно не превышает трёхмесячной потребности. Ёмкость отдельного хранилища не должна превышать 420 т взрывчатых материалов.

Хранилища следует располагать так, чтобы обеспечивался свободный подход и подъезд к каждому из них. Дороги и подъездные пути надо содержать в чистоте и исправности. Склады должны ограждаться забором из колючей проволоки (или из дерева, кирпича, камня, металла) высотой не менее 2 м. По верхней части ограды из дерева, кирпича, камня, металла на металлические стержни высотой не менее 0,5 м натягивается колючая проволока в четыре нитки. Расстояние от ограды до ближайшего хранилища должно быть не менее 40 м. За оградой определяют запретную зону на расстоянии от нее не менее 50 м. На границе запретной зоны устанавливают предупредительные знаки. В ограде устраивают ворота и калитку, запирающиеся на замки.

На территории склада, запретной зоны и вокруг деревьев и кустарники должны быть вырублены, сухая трава, заросли, хворост и другие легковоспламеняющиеся предметы убраны.

Для предохранения от лесных и напольных пожаров дёрн на расстоянии не менее 5 м вокруг каждого здания надо снять; вокруг территории склада на расстоянии 10 м от ограды необходимо оборудовать канаву шириной в верхней части не менее 1,5 м и глубиной не менее 0,5 м.

За запретной зоной склада в пределах опасной зоны разрешается размещать: полигон для испытаний и уничтожения ВМ, сжигания тары; караульное помещение; административно-бытовое помещение для обслуживающего персонала; котельную; склады топлива; водопроводные и канализационные насосные станции; трансформаторные подстанции и др.

Сарай или навес для хранения тары допускается размещать в пределах запретной зоны, не ближе 25 м от ограды склада. Здания и сооружения караульной службы следует располагать в соответствии с требованиями органов внутренних дел.

Склады должны быть снабжены достаточным количеством противопожарного оборудования: огнетушителями, бочками с водой, ведрами, ящиками с песком, топорами, баграми, лопатами, ломками.

Над территорией склада допускается прокладка электропроводов напряжением не более 220 В. Предусматривается два вида освещения постоянных и временных складов – рабочее и резервное (аварийное); лампами напряжением до 220 В; допускаются к

применению кабели с оболочкой, не распространяющей горения. Хранилища оборудуются противогрозовой защитой.

В каждом складе должна быть вывешена инструкция о порядке содержания противопожарных средств и пользования ими. Персонал следует знакомить с инструкцией под роспись.

Все склады ВМ, в том числе караульные помещения, необходимо оборудовать телефонной связью с предприятием, пожарной охраной и органами внутренних дел. Между караульными постами и караульным помещением должна обеспечиваться двухсторонняя телефонная связь; средства связи размещают вне взрывопожароопасных помещений.

Чтобы облегчить охрану, территория в ночное время не освещается, а подступы к ней должны быть освещены.

Склады располагают на значительных расстояниях от населённых пунктов, линий электропередачи и промышленных объектов, чтобы в случае взрыва склада перечисленные объекты не пострадали.

Хранилища ВМ сооружают из негорючих материалов, крыши также делают из негорючих материалов или покрывают их негорючим составом изнутри и снаружи.

Хранилища необходимо устраивать так, чтобы температура воздуха в них не могла подниматься выше 30°C. Полы могут быть деревянными, бетонными, асфальтированными или глинобитными. В хранилищах для чёрного дымного пороха полы должны быть без щелей, ровные, покрыты мягкими матами, а стены побелены или покрашены.

Окна оборудуют стальными решётками из прутков диаметром не менее 15 мм, которые подлежат сварке в каждом перекрёстке с образованием ячеек размерами не более 150 × 150 мм. Концы прутков заделывают в стену на глубину не менее 80 мм. Решётки следует покрывать светлой краской. Стёкла окон на солнечной стороне должны быть матовыми или покрыты белой краской.

Входы в хранилища и на чердаки должны запираются на замки, пломбироваться или опечатываться.

Головки железных гвоздей и болтов, применяемых для укрепления полок в хранилищах, необходимо утапливать полностью. Хранилища ВМ должны проветриваться и защищаться от проникновения воды и снега. Внутри зданий должны устанавливаться термометры.

Расстояние между отдельными хранилищами склада принимается таким, чтобы при взрыве в одном хранилище детонация не передалась ВМ соседнего (рассчитывается по формуле (2.30)).

Для уменьшения действия взрывной волны хранилище окружают земляным валом, который должен быть выше карниза здания на 1,5 м. Ширина вала поверху принимается не менее 1 м, а понизу определяется углом естественного откоса грунта. Расстояние между подошвой вала и стеной здания – от 1 до 3 м.

Распаковывать заводскую тару на базисных складах разрешается только для отбора проб на испытание ВМ.

В целях определения пригодности для хранения и применения при взрывных работах ВМ на базисных складах должны быть подвергнуты испытаниям. Испытания проводят в случае

- поступления от заводов-изготовителей или со складов ВМ других предприятий;
- при возникновении сомнений в доброкачественности (по внешнему осмотру) или при неудовлетворительных результатах взрывных работ (неполные взрывы, отказы);
- в конце гарантийного срока: например, 12 мес. для аммонала скального №1, 9 – для угленитов 13П, 13П/1 и 10П, 8 – для детонита М и ионита, 6 – для аммонитов Т-19 и ПЖВ-20, а также угленита Э-6, и 4 для аммонита АП- 5ЖВ.

Характер испытаний зависит от вида (типа) взрывчатых материалов. Так нитроглицериновые ВВ подвергаются наружному осмотру тары и отобранных патронов на определение наличия эксудата, на способность передачи детонации; аммиачно-селитренные ВВ - наружному осмотру тары и отобранных патронов, на способность передачи детонации, на содержание влаги.

На влажность аммонит испытывают так: берут две навески по 50 г, помещают в фарфоровые чашки и сушат их до постоянной массы в сушильном шкафу при температуре 65°С, затем охлаждают и снова взвешивают.

Содержание влаги, % определяют по формуле

$$P = \frac{C_1 - C_2}{C_1} \cdot 100\% ,$$

где C_1 и C_2 – масса навески ВВ, г, вместе с фарфоровой чашкой до и после просушивания.

Капсюли-детонаторы и электродетонаторы подвергаются внешнему осмотру тары и отобранных изделий. При наружном осмотре КД следят, чтобы внутренняя поверхность гильз не имела следов засорения. На металлических гильзах обоих типов детонаторов не должно быть сквозных раковин, трещин и пятен со следами разложения металла, а на бумажных – отслоений бумаги у дульца, препятствующих введению огнепроводного шнура, и сколов ВВ у донышка детонатора. Детонаторы с указанными дефектами надо браковать и уничтожать.

Огнепроводный шнур (ОШ) осматривают снаружи и испытывают на скорость, полноту и равномерность горения. Устанавливают: переломы и трещины в оболочке, утончения, утолщения, узлы, размочаленные места, следы подмокания и др. Дефектные места шнура вырезают и уничтожают. Если дефектных кругов более 1%, шнур бракуют и уничтожают.

Для испытания на скорость и полноту горения отбирают 2% общего количества кругов и отрезают от каждого по 60 см. Эти отрезки поджигают, проверяя по секундомеру длительность горения. Для нормально горящего шнура она составляет 60...69 с. Остальную

часть каждого круга поджигают, проверяя на полноту и равномерность горения. Не должно быть затухания, проскоков пламени сквозь оболочку и её воспламенения. Водостойкие сорта шнуров перед испытанием помещают на 1 ч в воду на глубину 1 м, предварительно изолировав их концы влагостойкой мастикой.

Детонирующий шнур (ДШ) должен подвергаться наружному осмотру тары и отобранных бухт и испытанию на безотказное взрывание. Для испытания отрезают от трёх бухт по пять отрезков каждый длиной 1 м, а оставшиеся (45 м каждой бухты) используют в качестве магистральной линии. К ней присоединяют отрезки, и три бухты соединяют между собой в общую линию. Шнур, давший более одного отказа на магистрали или хотя бы по одному отказу в двух и более типах соединений, бракуется.

Если партия ДШ предусматривается для использования в сырых забоях или в воде, то шнур предварительно замачивают в воде на глубине 1 м в течение 1 ч для сырых забоев и в течение 4 ч – для работ в воде (концы бухты заделывают водостойкой мастикой).

Если ДШ будет применяться в условиях высоких (до 60°C) или низких (ниже – 15°C) температур, то перед испытанием его следует выдержать в соответствующих температурных условиях.

При испытаниях ВВ и СИ следует строго руководствоваться требованиями "Единых правил безопасности при взрывных работах" и инструкций, являющихся дополнением к ЕПБ.

15.3. Расходные склады ВМ

Расходные склады предназначены для хранения сравнительно небольшого количества ВМ и выдачи их взрывникам (мастерам-взрывникам) для производства взрывных работ. Они могут быть всех видов – как по устройству, так и по времени эксплуатации. Разновидности: раздаточные камеры, участковые пункты хранения, помещения (подземные выработки) с сейфами или ящиками, зарядные будки при проходке шахтных стволов, площадки для хранения ВМ. Расходные склады ВМ могут быть как стационарными, так и передвижными (на базе автомобиля или трактора).

Постоянные устраивают в соответствии с теми же требованиями, что и базисные.

Общая вместимость всех хранилищ складов: постоянного не должна превышать: ВВ – 240 т, детонаторов – 300 тыс. шт., детонирующего шнура – 400 тыс. м; временного расходного склада ВМ не должна превышать: ВВ – 120 т, детонаторов – 150 тыс. шт., детонирующего шнура – 200 тыс. м, кратковременного должна быть не более: ВВ – по

проекту, детонаторов – 75 тыс. шт., детонирующего шнура – 100 тыс. м., для огнепроводного шнура и средств его поджигания ёмкость не ограничивают размеры складов.

Предельная вместимость каждого хранилища постоянных расходных складов ВМ не должна превышать 120 т, временных – 60 т, кратковременных – по проекту.

В постоянных и временных расходных складах раскупоривать тару и выдавать ВМ взрывникам (мастерам-взрывникам), а также принимать от них неизрасходованные ВВ и СИ следует в отдельных помещениях, в тамбурах хранилищ либо в здании подготовки ВМ.

Подземные постоянные расходные склады ВМ, устраиваемые в угольных шахтах могут быть камерного и ячейкового типов.

На всех современных шахтах, как правило, строят подземные склады ВМ ячейкового типа.

В подземных условиях склад ВМ представляет собой протяжённую горную выработку в виде длинного коридора, в стенках которой размещены хранилища ВМ (камеры или ячейки), вспомогательные камеры, и подводящую выработку (рис. 15.1). К вспомогательным относят камеры: для проверки электродетонаторов, для выдачи ВМ, для хранения кассет и сумок, для размещения электrorаспределительных устройств и противопожарных средств.

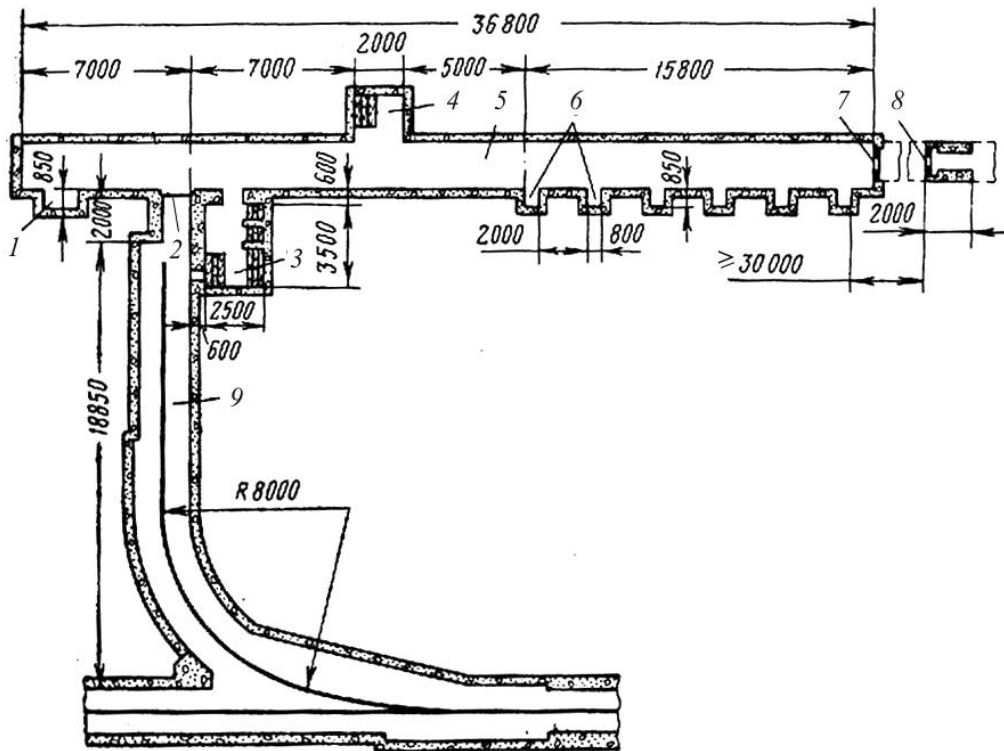


Рис. 15.1. Подземный склад ВВ ячеистого типа:

1 и 6 – ячейки для хранения СИ и ВВ; 2– защитная стальная дверь; 3 – камера для выдачи ВМ; 4 – камера для проверки электродетонаторов; 5 – склад; 7 и 8 – стальные защитные двери с окнами для исходящей струи; 9 – подводящая выработка

Выработки склада должны быть закреплены негорючей крепью и побелены. Ячейки и камеры располагают так, чтобы взрыв ВМ в одной из них не мог вызвать детонацию ВМ в соседних.

ВВ и СИ должны помещаться в разных ячейках (камерах).

Склады камерного типа располагают не ближе 100 м, а ячеистого – не ближе 60 м от стволов и других важных подземных выработок. От выработок, предусмотренных для постоянного передвижения людей, их удаляют соответственно на 25 и 20 м. Расстояние от склада до поверхности при складах камерного типа должно быть не менее 30, при складах ячеистого типа – не менее 15 м.

Склада необходимо проветривать струей воздуха, количество которого должно обеспечить его четырёхкратный часовой обмен во всех выработках. Исходящую из склада воздушную струю запрещается направлять в выработки со свежей струей воздуха.

Предельная вместимость подземного расходного склада на угольных шахтах не должна превышать 7-суточного запаса ВВ и 15-суточного СИ. При этом вместимость каждой

камеры в складах камерного типа не должна превышать 2 т ВВ. В складах ячейкового типа разрешается в каждой ячейке хранить не более 400 кг ВВ или 15000 электродетонаторов.

Выработки, в которых расположены ячейки (камеры) для хранения ВМ, не должны непосредственно сообщаться с главными выработками, а соединяться с ними не менее чем двумя подводными прямолинейными или криволинейными выработками, образующими одна с другой прямые углы. Подводящие к складу выработки должны заканчиваться тупиками длиной не менее 2 м и площадью сечения не менее 4 м². Тупики предназначены для того, чтобы гасить ударную волну, которая выходит из выработок ослабленная и уже не сможет сделать больших разрушений.

Для освещения склада применяют электролампы во взрывобезопасной арматуре, для электропроводки – бронированный кабель. Разрешается пользоваться рудничными аккумуляторными лампами.

Склад обеспечивается первичными средствами пожаротушения: огнетушителями, ящиками с песком, сосудами с водой. Разрешается оборудование автоматических средств пожаротушения. В начале подводных выработок к камерам или ячейкам склада должны быть устроены противопожарные двери.

В шахтах, опасных по газу или пыли, склад должен быть защищён сланцевыми заслонами, которые устраивают в примыкающих к складу выработках. Последние должны периодически осланцовываться.

Разновидности расходных складов: раздаточные камеры (в угольных шахтах устраивают на горизонтах) и участковые пункты хранения ВМ.

В научно-исследовательских институтах, лабораториях и учебных заведениях допускается хранить в сейфах не более 10 кг ВВ, 500 капсулей-детонаторов (электродетонаторов) и не более чем по 300 м детонирующего и огнепроводного шнуров. Указанные ВМ можно размещать в одном помещении, но в различных сейфах. Сейф, предназначенный для хранения СИ, должен быть заземлен, футерован мягким материалом и размещен не ближе 2 м от сейфа с ВВ.

У стволов шахт, устьев, штолен и тоннелей при их проходке разрешается хранить ВМ в размере сменной потребности в будках или под навесами на расстоянии не ближе 50 м от ствола шахты или устья штольни (тоннеля), а также от сооружений на поверхности.

Глава 16

Учёт, выдача и подготовка взрывчатых материалов к производству взрывных работ

16.1. Персонал для взрывных работ

К персоналу относят лиц, производящих взрывание и руководящих работами, работников складов ВМ, пунктов подготовки и изготовления простейших гранулированных и водосодержащих ВВ.

Персонал для руководства взрывными работами (работами с ВМ). Руководство взрывными работами на предприятиях горного профиля возлагается на руководителя предприятия, а при подрядном способе ведения работ – на руководителя подрядного предприятия или назначенного им руководителя производственного подразделения этого предприятия; на предприятиях не горного профиля – на лицо технического надзора, назначенного руководителем предприятия.

К руководству взрывными работами допускаются лица, окончившие горные институты и техникумы, а также специальные курсы, дающие право на техническое руководство горными и взрывными работами. При этом они должны сдать экзамен представителям Госнадзорохрантруда Украины.

На должность руководителя участка взрывных работ могут назначаться горные инженеры с подземным стажем работы не менее одного года и горные техники с подземным стажем работы в угольных шахтах не менее трех лет (на рудниках – не менее двух лет). Инженерно-технические работники, осуществляющие руководство взрывными работами, не реже одного раза в три года проходят аттестацию на знание правил безопасности по вопросам, входящим в их обязанности.

Персонал для производства взрывных работ. К ведению взрывных работ и работ, связанных с изготовлением и подготовкой ВВ, хранением и перевозкой ВМ на предприятиях, допускаются только лица, назначенные соответствующими приказами.

Взрывные работы должны выполняться взрывниками (мастерами-взрывниками) мужского пола. В шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли, производство взрывных работ разрешается только мастерам-взрывникам.

К обучению по этой профессии для угольных шахт, опасных по газу или пыли допускаются лица не моложе 22 лет, имеющие среднее образование и стаж на подземных работах не менее двух лет. На всех других взрывных работах – не моложе 20 лет и стаж работы не менее одного года по специальности, соответствующей характеру работы предприятия. Обучение необходимо проводить с отрывом от производства на специальных курсах при институтах, техникумах горного профиля или в учебно-курсовых комбинатах предприятий, ведущих взрывные работы и имеющих соответствующие разрешения (лицензии) органов Госнадзорохрантруда Украины.

Квалификация “взрывник” (“мастер-взрывник”) присваивается лицам, прошедшим обучение по соответствующей программе, сдавшим экзамен и получившим “Единую книжку взрывника” (ЕКВ) или “Единую книжку мастера-взрывника” (ЕКМВ).

Экзамены для присвоения квалификации взрывника (мастера-взрывника) должна принимать комиссия под руководством представителя органа Госнадзорохрантруда Украины, назначенная руководителем предприятия.

К самостоятельному производству взрывных работ взрывник допускается только после работы стажёром под руководством опытного взрывника в течение месяца.

Разрешается присваивать квалификацию взрывника и выдавать ЕКВ или ЕКМВ без обучения лицам, имеющим права руководства соответствующими взрывными работами, сдавшим экзамены квалификационной комиссии. К самостоятельной работе такие лица допускаются также после стажировки в указанном выше порядке.

Не реже одного раза в два года знания взрывников (мастеров-взрывников) проверяет квалификационная комиссия (предварительно они должны пройти подготовку по специальной программе). Такие проверки производятся также в тех случаях, когда будет замечено, что взрывник (мастер-взрывник) нарушил требования правил безопасности. Взрывники (мастера-взрывники), не сдавшие экзамены, лишаются права на производство взрывных работ и могут быть допущены к повторной проверке квалификационной комиссией только после переподготовки, о чем издается распоряжение указанного руководителя взрывных работ.

Если взрывников (мастеров-взрывников) переводят на новый вид взрывных работ, они должны пройти переподготовку по соответствующей программе, утверждённой руководителем по согласованию с органами Госнадзорохрантруда Украины, сдать экзамены квалификационной комиссии и пройти десятидневную стажировку.

Взрывники (мастера-взрывники) после перерыва в работе по своей квалификации свыше одного года допускаются к самостоятельному выполнению взрывных работ только после сдачи экзамена квалификационной комиссии и 10-дневной стажировки.

При переходе взрывников (мастеров-взрывников) на шахты опасные по газу или пыли, они должны пройти дополнительную подготовку по программе, согласованной с Госнадзорохрантруда Украины, сдать экзамен квалификационной комиссии и пройти 15-дневную стажировку. При переходе на шахты, сверхкатегорийные или опасные по внезапным выбросам и газа стажировка должна продолжаться 20 дней.

На время зарядания шпуров и монтажа взрывной сети взрывнику (мастеру-взрывнику) выделяют помощников из числа наиболее опытных рабочих, сдавших экзамен квалификационной комиссии и получивших удостоверение на право участия в зарядании шпуров под непосредственным контролем мастера-взрывника. Число помощников принимается в зависимости от количества шпуров или от площади сечения выработки: один – при количестве шпуров не более 30 или площади сечения выработки до 10 м^2 ; два – при количестве шпуров от 31 до 60 или площади сечения выработки $11...20 \text{ м}^2$; три – при количестве шпуров более 60 или площади сечения выработки более 20 м^2 . Число помощников в забоях вертикальных шахтных стволов должно быть: не более трёх в забоях, содержащих до 60 шпуров; не более шести в забоях, содержащих свыше 60 шпуров.

Запрещается привлекать мастеров-взрывников и подносчиков, имеющих при себе ВМ, к выполнению посторонних работ. При условии хранения ВМ на местах работ в специальных сейфах или контейнерах, закрытых на замок, допускается привлечение подносчиков ВМ к выполнению других работ.

Персонал для работ, связанных с хранением ВМ. Заведующими складами ВМ могут быть лица, имеющие право руководства взрывными работами, окончившие вузы (техникумы) по специальности “Технология ВВ”. На эту должность также назначаются лица с правом на производство взрывных работ, прошедшие дополнительную подготовку по типовой программе подготовки заведующих складами ВМ, сдавшие экзамены квалификационной комиссии и получившие удостоверения о сдаче экзаменов.

Раздатчиками ВМ на складах разрешается назначать лиц с образованием не ниже 8 классов, прошедших подготовку по типовой программе для заведующих складами ВМ, сдавших экзамен квалификационной комиссии и получивших удостоверения. Они допускаются к самостоятельной работе после 10-дневной стажировки.

Лаборантами базисных складов ВМ можно назначать лиц, прошедших подготовку по соответствующей программе, сдавшие экзамены квалификационной комиссии и получивших удостоверения.

В организациях, использующих взрывчатые материалы в научно-исследовательских, экспериментальных и учебных целях, к работе с ВМ допускаются научные сотрудники, преподаватели и лаборанты, имеющие ЕКВ или ЕКМВ и прошедшие 10-дневную стажировку под руководством опытного специалиста.

16.2. Учёт и выдача ВМ. Документация участка взрывных работ

На участке взрывных (ВР) или буровзрывных работ (БВР) действует (с различным сроком хранения) более 30 наименований технической и учётно-контрольной документации. Документация, ведущая количественный учёт ВМ, включает в себя четыре типовые формы.

Книга учёта прихода и расхода взрывчатых материалов (форма 1). Предназначается для количественного учёта ВМ на базисных и расходных складах. Она должна быть пронумерована, прошнурована и скреплена печатью или пломбой непосредственно контролирующей организации (Госнадзорхрантруда Украины). Книгу ведут заведующие складов или раздатчики.

Для каждого вида ВМ в книге открываются отдельные счета, причём для каждого оставляется необходимое число листов с учётом количества ежедневных записей и периода, на который она рассчитана. Остаток по каждому виду ВМ подсчитывается на конец суток.

Книга учёта выдачи и возврата взрывчатых материалов (форма 2). Книга ведётся на расходных складах. Она также должна быть пронумерована, прошнурована и скреплена печатью или пломбой непосредственной контролирующей организации. Заведующий или раздатчик склада записывает выдачу ВМ взрывникам и возврат неиспользованных ВМ.

В конце суток подсчитывается, сколько и какого вида ВМ израсходовано за сутки и под чертой записывается их расход (отпущенные за вычетом возвращенных). Учёт движения ВМ в участковых пунктах хранения должен осуществляться по форме 2у.

Наряд-накладная (форма 3). Предназначена для отпуска взрывчатых материалов с одного склада на другой, например, с базисного на расходный. Она выдаётся бухгалтерией работнику предприятия в целях предъявления вместе с доверенностью на складе для получения ВМ и затем является сопроводительным документом.

Заведующий складом (кладовщик, раздатчик), отпустив ВМ, один экземпляр наряд-накладной хранит, другой выдаёт получателю как сопроводительный документ, а два экземпляра с доверенностью получателя передаёт в бухгалтерию. Один из них остаётся при бухгалтерской проводке для списания ВМ со склада, а другой при отчёте направляется получателю.

Показатели наряд-накладной ежедневно записываются в книгу по форме 1 на базисном складе ВМ.

Наряд-путёвка на производство взрывных работ (форма 4). Предназначена для отпуска ВМ взрывникам (мастерам-взрывникам). В ней указаны место взрывных работ, количество шпуров и ВМ (по видам). Наряд-путёвка подписывается начальником участка, на котором должны производиться взрывные работы, либо другим должностным лицом соответствующего уровня. На шахтах, опасных по газу или пыли, наряд-путёвка подписывается, кроме того, главным инженером, начальником ВТБ и начальником участка ВР (БВР). При этом, в частности, запрещается одновременная выдача мастером-взрывником для производства взрывных работ ВВ различных классов, а также предохранительных и не предохранительных ЭД, в том числе ЭДКЗ и ЭДЗД для разных забоев, если в одном из них применяются ЭД с большим замедлением или ВВ более низкого класса.

По окончании работ мастер-взрывник и непосредственно руководившее взрывными работами лицо технического надзора подтверждают своими подписями в наряде-путёвке фактический расход ВМ по назначению.

Мастер-взрывник по окончании смены обязан лично отчитаться на складе ВМ о расходе ВМ и в случае наличия остатков ВМ, сдать их. Взрывчатые материалы не должны выдаваться взрывникам (мастерам-взрывникам), не отчитавшимся в израсходовании ранее полученных ВМ.

Наряд-путёвка служит на складе ВМ основанием для записи выданных ВМ в “Книгу учёта выдачи и возврата ВМ”, а заполненная после окончания работы - основанием для списания ВМ в “Книге учёта прихода и расхода ВМ”.

В приходно-расходных документах и книгах учёта ВМ не допускаются записи карандашом, помарки и подчистки записей, а всякого рода исправления производятся проставлением новых цифр. Каждая поправка оговаривается и подписывается лицом, внесшим исправления.

Проверка правильности учёта, хранения и наличия ВМ на складах должна проводиться ежемесячно лицами, назначенными руководителем предприятия, и периодически - представителем органа Госнадзорохрантруда. О случаях выявления при проверке недостачи или излишка ВМ сведения немедленно сообщаются руководителю предприятия и следственным органам для принятия мер.

Из другой документации участка ВР (БВР) следует выделить такие наиболее важные документы:

- паспорт склада ВМ;
- разрешение на производство взрывных работ;
- свидетельство на приобретение ВМ;
- список лиц, привлекающихся к работе с ВМ;
- паспорта БВР шахты;
- книга инструктажа по безопасности работ;
- журнал проверки ЭД;
- журнал регистрации отказов при взрывных работах;
- книга нарядов участка ВР (БВР);
- книга предписаний горнотехнической инспекции Госнадзорохрантруда Украины;
- мероприятия по совершенствованию взрывного дела.

16.3. Подготовка ВМ к взрывным работам. Маркировка ВМ

Под *подготовкой ВМ* к взрывным работам обычно понимается приведение ВВ и СИ перед выдачей мастеру-взрывнику в состояние, пригодное для их применения при взрывных работах.

Подготовка ВМ выполняется на расходных складах ВМ как непосредственно в помещениях складов, так и в специально оборудованных для этой цели зданиях, зарядных мастерских, а также на открытом воздухе. Каждый вид ВМ подготавливается к работе в соответствии с требованиями руководств или инструкций по применению.

Так, перед выдачей аммиачно-селитренные ВВ, если они увлажнены сверх допустимой нормы и слежались, должны быть просушены и разрыхлены. Нитроглицериновые ВВ, если они замерзшие, должны полностью оттаять.

Все ЭД перед выдачей проверяют на целостность мостика и на соответствие сопротивления пределам, указанным на этикетках упаковочной тары. Концы детонаторных проводов должны быть замкнуты накоротко.

Для повышения ответственности взрывников (мастеров-взрывников) за полученные ВМ производится их *маркировка*. Она позволяет установить принадлежность неиспользованных и несданных на склад ВМ. Таким образом, цель маркирования – усиление персональной ответственности и контроля за учетом, хранением и использованием их по назначению.

Электродетонаторы и капсули-детонаторы подлежат маркировке на расходном складе ВМ перед выдачей мастерам - взрывникам (взрывникам). Маркировка предшествует проверке электрического сопротивления ЭД. Для этого предусматривается нанесение на гильзы шести маркировочных знаков (индексов), - например, КВ 84 ВП, а именно:

- два цифровых, обозначающих наименование министерства (ведомства);
- два буквенных, наносимых слева от цифровых и обозначающих предприятие;
- два буквенных, устанавливаемых справа от цифровых и обозначающих номер, присвоенный мастеру-взрывнику (взрывнику).

Маркирование ЭД рекомендуется производить маркераторами. Нанесение знаков производится выдавливанием на наружной поверхности гильзы посредством маркировочной головки за нагрудным щитком из оргстекла или другого материала, обеспечивающего удовлетворительную видимость. Знаки выдавливаются по периметру гильзы на 1...1,3 мм ниже нижнего зигзага заводской обжимки равномерно и четко без нарушения герметичности маркируемого ЭД и целостности гильзы. На многих шахтах маркируют ЭД штемпельной краской с помощью специальных штемпелей. Маркировочные знаки следует наносить на КД до изготовления зажигательной трубки.

Маркирование ЭД и КД должно осуществляться в соответствии с инструкцией, утвержденной Госнадзором охраны труда Украины.

В случае ведения взрывных работ группой взрывников (мастеров-взрывников) ЭД и КД маркируют номером старшего из них. Номер, присвоенный взрывнику (мастеру-взрывнику), при переводе его на другую работу или при увольнении должен быть зарезервирован не менее чем на три года.

ВВ маркируются на заводах-изготовителях путем нанесения меток несмываемой краской на каждом патроне ВВ, кроме предусмотренных стандартных укомплектований индивидуального заводского номера.

Запись номеров патронов ВВ, выданных взрывникам (мастерам-взрывникам), производится в Книге (форма 2).

16.4. Уничтожение взрывчатых веществ и средств инициирования

Взрывчатые материалы, пришедшие в негодность и не отвечающие требованиям ГОСТов и технических условий, подлежат уничтожению. Непригодность устанавливается при внешнем осмотре как при поступлении на базисный склад ВМ или выдачи взрывникам (мастерам-взрывникам), так и в процессе хранения, а также в случае отказов и неполной детонации в условиях эксплуатации.

Уничтожение производится по письменному разрешению руководителя предприятия, на что составляется акт с указанием наименования и количества уничтожаемых ВМ, принципа и способа уничтожения.

Уничтожение выполняется взрывниками под руководством заведующего складом ВМ или лица технического надзора, назначенного руководителем предприятия.

Уничтожение производится взрыванием, сжиганием или растворением в воде.

Взрыванием уничтожаются ВВ, не утратившие способность детонировать с помощью доброкачественных ВМ. Патронированные ВВ подлежат уничтожению пачками, а детонаторы, ДШ и пиротехнические замедлители – в любой упаковке, зарытыми в землю или с помощью других способов, исключающих разброс невзорвавшихся изделий. Площадку для уничтожения выбирают на безопасном расстоянии от населенных пунктов и промышленных объектов.

Сжиганием могут уничтожаться ВМ, не поддающиеся взрыванию (утратившие способность устойчиво детонировать), за исключением КД, ЭД и изделий с ними, и лишь в сухую погоду. ВВ, ОШ и ДШ необходимо сжигать раздельно, причем на костре разрешается сжигать за один прием не более 10 кг. Патроны ВВ при сжигании раскладывают в один слой так, чтобы они не соприкасались. Запрещается сжигать ВМ в таре. При уничтожении

рассыпчатых ВВ (например, черного дымного пороха) их рассыпают дорожками шириной 30 см, толщиной 10 см, с расстоянием между ними не менее 5 м. Одновременно разрешается поджигать не более трех дорожек. Взрывники находятся в укрытии до полного сгорания костра с ВМ.

Так как сжигание ВВ может закончиться взрывом, то выбирают удобное место вдали от жилых построек, путей сообщения (не менее 200 м) и устраивают площадку, тщательно очищенную от камней, сучьев и дерна.

Для поджигания костра с ВМ следует с подветренной стороны проложить ОШ или дорожку из легковоспламеняемого материала (хвороста и др.) длиной не менее 5 м. Костер должен быть настолько большим, чтобы в него не приходилось подкладывать горючий материал во время сжигания ВМ. Запрещается осмотр места сжигания до полного прекращения горения костра.

Растворением в воде уничтожают только неводоустойчивые ВВ на основе аммиачной селитры и черный дымный порох. Растворение возможно в бочках или других сосудах. На каждые 15 кг ВВ, извлеченных из упаковок и освобожденных от оболочек, требуется налить 125...150 л воды (лучше горячей), перемешать деревянными мешалками, дать постоять от 0,5 до 1 часа, после чего спустить воду, затем налить воды в бочку и повторить эту операцию 3...4 раза. Раствор сливают в ямы, а осадок собирают и уничтожают сжиганием.

По окончании уничтожения ВМ персонал, выполнявший эти операции, в том числе руководитель работ, обязаны убедиться в полном уничтожении изделий с ВВ.

Глава 17

Транспортирование взрывчатых материалов

Взрывчатые материалы можно перевозить железнодорожным, морским, речным, воздушным, автомобильным, гужевым транспортом и переносить ручной кладью. Перевозят по установленным утвержденным МВД маршрутам при обязательном сопровождении ответственного лица (заведующего складом или раздатчиком) и вооруженной охраной.

17.1. Перевозка ВМ автомобильным транспортом

Для доставки ВМ на расходные склады угольных шахт используется в основном автомобиль. Он должен быть исправен, оборудован глушителями, иметь два пенных огнетушителя, цепи и другие приспособления для увеличения проходимости и отвечать правилам перевозки ВМ автомобильным транспортом.

Водителей, а также охрану инструктируют о порядке перевозки, погрузке и выгрузке ВМ. На каждой одиночной машине, перевозящей ВМ, устанавливают красные

флажки, а в ночное время – отражательные знаки, при следовании колонной знаки должны быть на переднем и заднем транспортных средствах.

Перед выездом автомобиля заведующий гаражом обязан сделать в путевом листе запись «автомобиль проверен, вполне исправен и пригоден для перевозки взрывчатых грузов». Загрузка автомобиля допускается до полной грузоподъемности за исключением случаев перевозки ЭД и ВВ, содержащих жидкие нитроэфир, разрешается не более 2/3 его грузоподъемности и не более двух рядов ящиков по высоте.

Скорость движения автотранспорта при хорошей видимости не должна быть более 40 км/ч, при неблагоприятных погодных условиях – вдвое ниже. Во время движения надо соблюдать интервалы: при движении по ровной дороге (на горизонтальном участке) и во время остановки – 50 м, при спуске и подъеме в гору – 300 м.

Запрещается перевозить на автомобиле с ВМ какой-либо иной груз, за исключением взрывных приборов, материалов и инструментов, необходимых для взрывания, уложенных в прочно укрепленные ящики.

17.2. Спуск ВМ в шахту

По стволу ВМ опускают непосредственно в клетки (в бадье) или на вагонетках. Ящики с ВВ могут занимать не более 2/3 высоты клетки, но не выше высоты двери клетки. При спуске ВВ в вагонетках, прочно закрепленных в клетки, ящики не должны выступать выше бортов. Средства инициирования следует опускать (поднимать) отдельно от ВВ, причем ящики с электродетонаторами укладывать в клетки только в один ряд.

В одной клетке разрешается одновременно опускаться нескольким взрывникам с сумками ВМ из расчета 1 м² пола клетки на одного человека на этаже. Спуск и подъем взрывников с ВМ по стволу шахты должны производиться вне очереди.

Запрещается доставка ВМ по стволу шахты во время спуска и подъема людей. При погрузке, разгрузке, перемещении ВМ по стволу шахты, в околоствольном дворе и надшахтном здании допускается присутствие взрывника, раздатчика, нагружающих и разгружающих ВМ рабочих, рукоятчика, стволового и лица надзора, ответственного за доставку ВМ.

Скорость движения клетки должна быть не более 5 м/с.

17.3. Доставка ВМ по горным выработкам

Перевозить ВМ по горизонтальным выработкам можно при помощи электровозного транспорта со скоростью не более 5 км/ч.

Аммиачно-селитренные ВВ разрешается перевозить в обычных вагонетках и загружать их до бортов. Электродетонаторы следует перевозить в закрытых вагонетках с деревянным кузовом или в обычных, футерованных изнутри деревом, войлоком или резиной. Ящики с этими ВМ должны перекладываться мягким материалом (войлоком, мешковиной или резиной) и укладываться по высоте в один ряд.

ВМ при перевозке должны обязательно сопровождаться мастером-взрывником или раздатчиком, для этого предусматривается специально оборудованная вагонетка в конце поезда.

ВВ и СИ можно перевозить в одном порожняковом составе. При этом расстояние между вагонетками с ВВ и СИ, а также между электровозом и вагонетками с ВВ и СИ должно быть не менее 3 м.

На передней части электровоза и сзади состава с ВМ должны быть специальные световые опознавательные знаки, со значением которых должны быть ознакомлены все рабочие в шахте (как правило, синие фонари).

17.4. Доставка ВМ к местам работы

Доставка ВМ от расходного склада к месту работы разрешается без охраны, но под обязательным наблюдением мастера-взрывника с привлечением стажеров - взрывников или проинструктированных рабочих (подносчиков).

ВМ должны переноситься в заводской упаковке или в сумках, исключающих возможность их просыпания (выпадения). При этом СИ должны переноситься в отдельной сумке (подсумке).

Мастер-взрывник может переносить одновременно не более 12 кг ВВ и не более 150 электродетонаторов, но в отдельных сумках (сумка и подсумок). При переноске ВВ без СИ норма может быть увеличена до 24 кг, а СИ без ВВ – до 500 электродетонаторов.

Подносчики могут переносить до 20 кг взрывчатых веществ. Электродетонаторы разрешается переносить только мастерам-взрывникам.

Г л а в а 18

Общий порядок производства взрывных работ

18.1. Общий порядок взрывных работ в подземных горных выработках

Перед заряданием шпуров мастер-взрывник должен удостовериться в готовности забоя и призабойного пространства к эффективному и безопасному производству взрывных работ. Для этого мастер-взрывник, придя в забой, должен внимательно осмотреть состояние крепи и проверить качество проветривания. Если выработка закреплена не по паспорту или проветривание недостаточное, то заряжать шпуры и взрывать в них заряды нельзя.

Шпуры в забое выработки бурят в соответствии с паспортом буровзрывных работ. Перед заряданием взрывник проверяет длину и правильность расположения шпуров, расстояние между ними. Если эти параметры не соответствуют паспорту БВР, то взрывник не должен заряжать шпуры, а должен заставить проходчиков внести соответствующие коррективы. В частности, если есть шпуры с большей длиной, то "лишнюю" часть надо заполнить забоечным материалом.

Длину шпуров измеряют только круглым забойником, изготовленным из дерева, алюминия или другого материала, не дающего искр при ударе и трении. Длина забойника должна быть больше длины шпуров не менее, чем на 20...30 см. По длине забойника имеются деления через 10 см, его диаметр на 10 мм меньше диаметра шпура. С одного торца на протяжении 50 см диаметр забойника принимается равным диаметру патронов применяющегося ВВ. Для зарядания и измерения глубоких шпуров и скважин применяют составные или складные забойки.

Перед заряданием шпуры должны быть очищены от буровой мелочи и грязи для того, чтобы устранить возможность образования пересыпок между патронами. Зарядание шпуров без их очистки запрещается. Очистка шпуров может осуществляться следующими способами: при наличии в забое сжатого воздуха – с помощью трубки-продувалки; при отсутствии сжатого воздуха – забойником с металлическим лотком-чищалкой.

Запрещается зарядание шпуров, не очищенных от буровой мелочи, зажатых или искривленных, т.е. тех, в которых не исключается застревание патронов при досылке, а также шпуров, расстояние между которыми меньше минимально допустимого (см. табл. 10.1).

Мастер-взрывник должен проверить наличие материалов, необходимых для формирования заложенных в паспорте БВР забойки шпуров и предохранительной среды (глины, песка, воды, ингибиторной забойки ПЗМ-3 и пакетов с ингибитором).

Давление жидкости при заполнении ампул должно быть не более 0,05 МПа. Поэтому мастер-взрывник должен убедиться в наличии приспособлений для заполнения полиэтиленовых ампул с водой (специального стационарного или переносного устройства или переносного бачка)

Механизмы, аппараты и кабели перед заряданием шпуров должны быть убраны из призабойного пространства или надежно защищены, чтобы при взрыве зарядов не повредить их разлетающимися кусками породы и не вызвать короткого замыкания, а также горения кабеля при включении тока, так как от последнего может произойти взрыв метано- и пылевоздушной смесей.

В призабойном участке выработки длиной 20 м не должны находиться материалы и предметы, загромождающие более, чем на треть ее поперечное сечение. В противном случае будет затруднено его нормальное проветривание. Непосредственно перед заряданием шпуров (а также перед каждым взрыванием зарядов и при осмотре забоя после взрывания) мастер-взрывник обязан замерить содержания метана в куполах и выработках на протяжении 20 м от забоя, а также в месте, откуда будет производиться взрывание (в месте укрытия). Замер концентрации метана должен производиться по всей площади сечения, но не ближе 10 см от забоя.

Кроме того, мастер-взрывник обязан проверить наличие орошения или осланцевания в выработках на протяжении 20 м от забоя (на шахтах, разрабатывающих пласты, опасные по взрывам пыли). Если при замере будет обнаружено наличие 1% и более метана и (или) отсутствие пылевзрывозащиты, то зарядание и взрывание зарядов запрещается до приведения забоя в состояние, допускающее безопасное ведение взрывных работ.

Если забой и призабойное пространство отвечают всем установленным требованиям, то мастер-взрывник приступает к заряданию шпуров.

18.1.1. Зарядание шпуров. Это процесс введения ВВ в шпур и подготовка его к взрыву.

Зарядание шпуров может быть ручным и механизированным. При механизированном зарядании применяют зарядчики, допущенные к применению Госнадзорхрантруда Украины, при ручном в шпур патроны ВВ досылают забойником.

В подземных условиях при проведении горизонтальных и наклонных выработок патроны-боевики для шпуровых зарядов изготавливаются на месте взрывных работ перед

заряжением точно по количеству зарядов. При проходке шахтных стволов их готовят заранее и на поверхности.

При ручном зарядании в горизонтальных и наклонных выработках заряд, состоящий из двух или нескольких патронов ВВ, следует вводить в шпур одновременно. Боевик можно досылать в шпур отдельно.

Патроны-боевики надо досылать в шпуры осторожно, без толчков. При зарядании запрещается уплотнять боевики, а также проталкивать их ударами забойника.

При применении порошкообразных аммиачно-селитренных ВВ патроны необходимо предварительно разминать руками. Запрещается использовать слежавшиеся патроны ВВ, которые невозможно размять.

Запрещается размещать в одном шпуре взрывчатые вещества различных классов или различных наименований, а при сплошном заряде - более одного патрона-боевика.

Заряжать шпуры на высоте более 2 м от подошвы выработки следует с подмостков, лестниц или других приспособлений.

При зарядании восстающих шпуров, рекомендуется укреплять весь заряд на тонком стержне из допущенных материалов и посылать его в шпур целиком вместе с глиняным пыжом, после чего производить полную забойку оставшейся части шпура. Зарядание в подтопленных забоях стволов осуществляют через трубки вставляемые в устья шпуров.

Забойку шпуров формируют с максимально осторожно. Запрещается уплотнять забойку, непосредственно соприкасающуюся с зарядом - первые порции забойки должны быть небольшими.

При прямом иницировании патрон-боевик должен быть расположен первым от устья шпура. Электродетонатор помещают в ближайшей к устью шпура торцевой части патрона-боевика так, чтобы дно гильзы было направлено ко дну шпура (рис.18.1, а).

Допускается применение обратного иницирования шпуровых зарядов, при котором патрон-боевик с электродетонатором размещается первым от дна шпура. В этом случае дно гильзы электродетонатора должно быть направлено к устью шпура (рис. 18.1, б). Патроны, в том числе патрон-боевик, необходимо вводить в шпур одновременно.

Авторы отмечают, что при переходе от прямого способа иницирования шпуровых зарядов к обратному повышается значение КИШ, снижается количество отказов и неполных детонаций шпуровых зарядов, повышается безопасность работ и уменьшаются затраты труда и времени на зачистку забоя. В угольных шахтах из-за трудности зарядания шпуров применяется в основном прямое иницирование. В породных и смешанных забоях подготовительных выработок при наличии газовыделения разрешается применять только

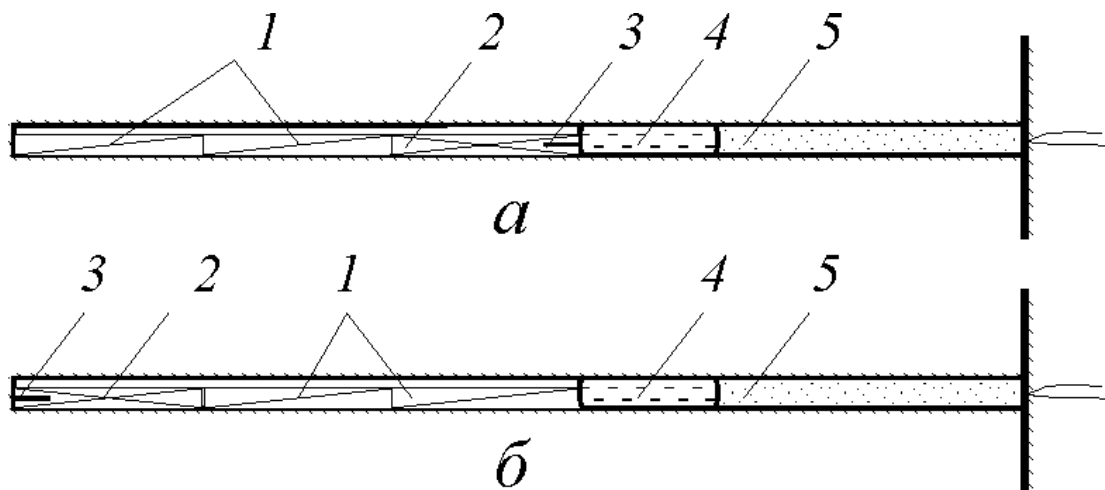


Рис. 18.1. Схемы шпуровых зарядов при инициировании:

а и *б* – прямом и обратном;

1 – пассивные патроны; *2* – патрон-боевик; *3* – электродетонатор; *4* –

предохранительные электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия. Если в выработках метан не выделяется и отсутствует взрывчатая пыль взрывание может производиться с применением электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия со временем замедления до 2 с без ограничения пропускаемых серий замедления.

Однако, анализ литературных источников и практический опыт показали, что длина детонаторных проводов ЭДКЗ-ПМ и ЭДЗД не превышает 2,5 м и приводит в ряде случаев к необходимости наращивать провода, а их изоляция недостаточно прочная, что создает повышенную вероятность ее повреждения о стенки шпура при вводе патронов, а также забойки и в свою очередь увеличивает вероятность отказа. В этом плане электродетонаторы ДЭМ-Н чешского производства удовлетворяют необходимым требованиям: длина проводов составляет 5...7 м и дополнительного их наращивания не требуется, а изоляция имеет достаточную прочность, чтобы не повредиться о стенки шпура при зарядании.

Опыт скоростной проходки воздухоподающего ствола АП «Шахта им. А.Ф. Засядько» показал, что при применении обратного инициирования зарядов аммонала скального № 1 пресованного чешскими детонаторами в шпурах глубиной 4...4,2 м достигнуто увеличение КИШ до величины близкой к единице (при прямом инициировании длина заходки не превышала 3,2 м). Согласно данным хронометража, проведенного в забое ствола, среднее время зачистки при прямом и обратном инициировании составило соответственно в сланцах – 3...4 и 1...1,5 ч, а в песчаниках – 5...6 и 1,5...2 часа. Таким образом, за счет применения обратного способа инициирования достигнуто сокращение времени проходческого цикла при прочих равных параметрах.

Наряду с указанными преимуществами, при обратном инициировании за счет высокого КИШ достигается неизменная длина заходки 4...4,2 м, что позволяет удерживать постоянным отход (расстояние от забоя до опалубки).

Комплект зарядов в забое допускается взрывать отдельно, но не более, чем за три приема. При этом зарядание шпуров в каждом отдельном приеме должно проводиться после взрывания в предыдущем и осуществления мер, обеспечивающих безопасность взрывных и других работ.

18.1.2 Сигнализация при взрывных работах. При выполнении взрывных работ мастер-взрывник, ведущий эти работы, обязан своевременно подавать звуковые сигналы (свистком). Запрещается подача сигналов голосом, а также с применением взрывчатых материалов.

Сигналы подают в таком порядке.

Первый сигнал – «Предупредительный!» (один продолжительный). Подается перед заряданием шпуров.

Перед началом зарядания на границах опасной зоны должны быть выставлены посты, обеспечивающие ее охрану, а люди, не занятые заряданием, выведены в безопасные места, заранее указанные лицом технического надзора или по его поручению бригадиром (звеньевым). Постовым запрещается поручать какую-либо работу, не связанную с выполнением прямых обязанностей. Запрещается заряжать шпуры в присутствии лиц, не имеющих отношения к взрывным работам. В опасную зону разрешается проход только лицам технического надзора предприятий и работникам контролирующих органов.

В подземных выработках с исходящей вентиляционной струей воздуха, по которым направляются продукты взрыва, посты не выставляются. Эти выработки должны быть ограждены аншлагами с надписями, запрещающими вход в опасную зону.

После окончания зарядания шпуров и размещения сосудов (пакетов) в призабойном пространстве для создания предохранительной среды, удаляются помощники в укрытие и мастер-взрывник (лично) приступает к монтажу взрывной сети. Для этого он соединяет одним из допущенных способов (в горизонтальных и наклонных выработках чаще всего последовательно) между собой проводники всех электродетонаторов шпуровых и распыляющих зарядов ВВ (до начала монтажа проводники всех электродетонаторов были накоротко замкнуты).

С момента монтажа взрывной сети со всех электроустановок и кабелей, находящихся в пределах зоны монтажа, т.е. в выработках, в которых монтируется электровзрывная сеть, напряжение должно быть снято (при сотрясательном взрывании электроэнергия отключается перед заряданием). Допускается не отключать находящиеся в пределах зоны монтажа осветительные электрические сети и вентиляторы местного проветривания.

После проверки целостности взрывной сети в призабойном пространстве два свободных конца детонаторных проводов подсоединяют к магистральным проводам, замкнутых накоротко на другом конце (при сотрясательном взрывании – подсоединяет к постоянной взрывной магистрали). По пути движения к месту укрытия мастер-взрывник

разматывает провода. Запрещается монтировать электровзрывную сеть в направлении от источника тока (места укрытия) к забою.

Места укрытия мастеров-взрывников должны находиться в выработках, проветриваемых свежей струей воздуха за счет общешахтной депрессии, и располагаться на расстоянии не менее:

а) от места смещения исходящей струи со свежей струей воздуха:

- в горизонтальных и наклонных (до 10°) подготовительных выработках – 150 м;
- в наклонных, в том числе восстающих (более 10°) подготовительных выработках – 100 м, но обязательно в горизонтальной выработке и не ближе 10 м от устья выработки или ее сопряжения с другой.

б) от места взрыва:

- в лавах при угле залегания до 18° – 50 м;
- в лавах при угле залегания 18° и более – 50 м, но не ближе 20 м от сопряжения с лавой на штреке;
- в очистных забоях камерного типа, а также при погашении угольных целиков – 200 м;
- в щитовых забоях – 50 м, но не ближе 20 м от ходовой печи;
- при пропуске угля и породы в восстающих выработках – 100 м;
- при проведении стволов (шурфов) с поверхности – 50 м.

Безопасные расстояния при сотрясательном взрывании указаны в § 10.1. При проходке и углубке стволов шахт взрывание разрешается проводить с поверхности или с действующего горизонта со свежей струи воздуха.

После монтажа электровзрывной сети, проверки исправности и определения ее сопротивления (из укрытия) мастер-взрывник подсоединяет магистральные провода к взрывному прибору, вставляет ключ в гнездо и дает второй сигнал.

Второй сигнал – «Боевой!» (два продолжительных). По этому сигналу производится взрыв (мастер-взрывник поворачивает ключ на "взрыв"). Если взрыв не произошел, отсоединяют магистральные провода от источника тока и накоротко замыкают их концы. Ключ от источника тока берут с собой и не менее, чем через 10 мин (независимо от типа электродетонаторов) разрешается подходить к месту взрыва для выяснения причины отказа. После устранения дефектов монтажа сети производят повторное взрывание.

При электрическом инициировании забой разрешается осматривать только после полного его проветривания, отсоединения магистральных проводов от источника тока и замыкания их накоротко. В любом случае из укрытия надо выходить не ранее, чем через 5 мин. после взрыва.

После взрыва, проветривания выработки и личного осмотра места мастер-взрывник дает (если все в порядке) третий сигнал.

Третий сигнал – «Отбой!» (три коротких). Означает окончание взрывных работ. Рабочие возвращаются в выработку.

Допуск людей к месту взрыва для последующих работ может разрешаться лицом технического надзора, которое непосредственно руководит взрывными работами в данной смене, или мастером-взрывником только после того, как будет установлено, что работа в месте взрыва безопасна и содержание метана менее 2%.

После окончания взрывных работ и полного проветривания выработки посты охраны и предупредительные знаки снимает мастер-взрывник или другое лицо по указанию инженерно-технического работника.

18.1.3 Ликвидация отказавших зарядов. Отказавший заряд (отказ) – это невзорвавшийся заряд ВВ, оставшийся в месте его заложения (в шпуре). Его нельзя отождествлять с остатками патронов ВВ в отбитой горной массе в результате неполной детонации шпуровых зарядов ВВ.

Если мастер-взрывник установит, что не все шпуровые заряды взорвались, он должен известить об этом технический надзор и приступить немедленно к ликвидации отказов.

Если в отказавшем заряде имелись электродетонаторы и проводники их обнаружены, то они должны быть замкнуты накоротко.

В случае невозможности точно установить полноту взрыва проходчики грузят породу или уголь в месте предполагаемого отказа под наблюдением мастера-взрывника. Как только будет обнаружен отказавший заряд, мастер-взрывник удаляет рабочих и приступает к его ликвидации. Когда эти работы не могут быть закончены в данной смене, их продолжение поручают взрывнику очередной смены с соответствующей отметкой в наряд-путевке и журнале для записи отказов и времени их ликвидации.

Ликвидацию отказавших шпуровых зарядов разрешается проводить взрыванием зарядов во вспомогательных шпурах, пробуренных параллельно отказавшим на расстоянии не ближе 30 см. Количество вспомогательных шпуров и места заложения должны определяться лицом технического надзора. Для установления направления таких шпуров разрешается вынимать из них забоечный материал на длину до 20 см от устья.

В выработках шахт, не опасных по газу или пыли, в случае обнаружения проводов электродетонаторов, выходящих из отказавшего шпурового заряда, взрывнику разрешается

из безопасного места проверить допущенными для этой цели приборами проводимость мостика электродетонатора и взорвать отказавший заряд в обычном порядке.

После ликвидации отказа осматривают горную массу и собирают обнаруженные ВМ отказавшего заряда, после чего допускают проходчиков к разборке и уборке породы вручную и устанавливают отсутствие остатков ВМ. Собранные ВМ сдают на склад.

18.2. Особенности организации производства взрывных работ на земной поверхности

После окончания работ по расчетам зарядов и установления параметров расположения скважин (W , a , l) производят разметку мест заложения. На практике часто необходимо сдвинуть место заложения скважины в ту или другую сторону от намеченной точки в целях удобства бурения. Изменение сетки расположения скважин на 5% не требует перерасчета зарядов. При большем проценте изменения требуется сделать перерасчет.

Когда скважины пробурены, измеряют расстояния между ними, линию наименьшего сопротивления и глубину каждой скважины, уточняют заряд. Перед заряданием на каждую скважину составляется эскиз со схемой расположения в ней заряда с указанием массы и длины отдельных его частей, длины инертных прослоек и забойки. Забоечный материал доставляется к скважинам заблаговременно. Перед началом зарядания механизмы и машины (буровые станки, экскаваторы и т.д.) убирают на безопасное расстояние. Железнодорожные пути перед взрываемым забоем должны быть сняты на площади предполагаемого развала породы. Ширина развала составляет $1,5...2,5H$, считая от линии расположения скважин.

При зарядании порошкообразным ВВ в скважину опускают две нити детонирующего шнура (основная и дублирующая). Для большей надежности в срабатывании зарядов к нитям ДШ привязывают тротилловую шашку, затем засыпают ВВ. После засыпки каждой очередной порции ВВ (30...40 кг) в скважину опускают мерный шнур с подвязанным свинцовым или бронзовым грузиком и проверяют высоту заряда. Во время зарядания и забойки необходимо следить за сохранностью линии ДШ. По окончании зарядания производят забойку, засыпая скважину инертным материалом. Первую порцию забойки должен вводить взрывник, производивший зарядание, остальную часть – его помощники. В забоечном материале не должно быть камней, способных повредить средства инициирования. Лучшие забоечные материалы для вертикальных шпуров и скважин – буровая мелочь, отходы обогатительных фабрик, мелкозернистый слегка увлажненный песок и др.

Заряжание с воздушными промежутками рекомендуется как при однорядном взрывании скважинных зарядов, так и при многорядном. Заряды с воздушными промежутками рассчитывают как сплошные. Рассчитанные массу и длину заряда распределяют на две-три части в соответствии с приведенными рекомендациями. Заряды рекомендуется делать комбинированными – нижнюю часть скважин заряжать более мощным ВВ, а верхнюю – менее. При наличии притока воды в скважину нижнюю часть ее целесообразно заряжать гранулированными алюмотолом или тротилом в смеси с аммиачной селитрой. Поверх зарядов гранулитов и зерногранулитов для безотказного их инициирования в качестве промежуточного детонатора целесообразно помещать небольшое количество (10 кг) хорошо измельченного аммонита 6ЖВ, шашку-детонатор Т-400 или Т-500.

При заряжании скважины игданитом (другим аналогичным типом ВВ) смешивания селитры с минеральным маслом производят в забое. На крупных карьерах этот процесс механизуют (табл. 18.1).

Таблица 18.1. Технические характеристики зарядных машин для карьеров

Показатели	МЗ-3А	МЗ-3Б	МДЗ-1М	МЗ-8	МЗ-4
Грузоподъемность, т	10	10	10	7	5
Производительность заряжания, кг/мин	300	600	350	650	450
Вместимость:					
бункера	11,3	11,3	11,5	9,0	26,6
смесительной камеры дозатора	220	---	150	9,0	---
бака солярового масла	700	700	1000	---	1500
Масса с ВВ, т	23,5	23	23,5	20	49,5

Зарядная машина МЗ-3Б выполняет те же операции, что и МЗ-3А, но, в отличие от нее, дополнительно оснащена устройством для рассредоточения зарядов в скважине пневмозатворами и для удаления воды из скважин. Базой для МЗ-3А и МЗ-3Б служат шасси автомобиля КраЗ-256Б.

Машина МЗ-4 функционально выполняет те же операции, что и МЗ-3А. Основное отличие – высокая грузоподъемность. Эти зарядные машины следует применять на крупных карьерах с объемом заряжания более 200 т.

Машина МДЗ-1М применяется для доставки сухих акватольных смесей к местам производства взрывных работ и перегрузки смесей ВВ в установки типа Акватор, а также для доставки и заряжания скважин гранулированными ВВ. Оборудование смонтировано на шасси автосамосвала КраЗ-256Б. Машина МЗ-8 представляет собой бункер, смонтированный на автомобиле МАЗ-563Б, с размещенными внутри него пневматическими диафрагмами для перемещения ВВ. ВВ из бункера самотеком поступает в объемный дозатор, откуда также самотеком – в скважину.

Для работ на небольших по производительности карьерах и строительных объектах с годовым объемом потребления до 500 т могут использоваться зарядные машины типа ЗШ-120, ЗШ-400 и ЗШ-1200, созданные для подземных рудников.

Для заряжания шпуров и скважин в труднодоступных местах применяют пневмозарядчики типа ЗМК-1 или ЗМБС-2, производительность которых 25 и 100 кг/мин соответственно.

В качестве забоечного материала при механизированной забойке скважин следует применять несвязанный хорошо сыпучий материал. На карьерах Кривбасса, Урала и других карьерах в качестве забойки используют отходы обогатительных фабрик с крупностью частиц до 25 мм.

На промежуточные склады забоечный материал доставляется в самосвалах. В бункеры забоечных машин забойку загружают экскаваторами небольшой производительности или тракторными погрузчиками. Продолжительность заполнения забойкой одной скважины составляет 30...40 с. В среднем на забойку одной скважины с учетом подготовительно-заключительных операций затрачивается 6...7 мин. Применение машин для забойки скважин обеспечивает повышение производительности труда в 3 раза и снижает себестоимость этой операции в 2 раза по сравнению с забойкой вручную. В настоящее время для забойки скважин применяются забоечные машины ЗС-1М и ЗС-2М (табл. 18.2).

Таблица 18.2. Технические характеристики забоечных машин

Показатели	ЗС-1М	ЗС-2М
Грузоподъемность, т	5	11
Диаметр скважины, мм	≥190	≥190
Производительность, кг/мин	1700	1700
Вместимость одного бункера, м ³	4	4,4
Масса полная, т	13,35	23,5

Взрывную сеть монтируют после окончания заряжания и забойки скважин, вывода людей и удаления оборудования из опасной зоны.

Взрывную сеть из ДШ монтируют следующим образом. Магистраль, состоящую (во избежание отказов) из двух нитей ДШ, протягивают вдоль заряженных скважин на расстоянии 0,3...0,5 м от них. Линии ДШ при этом соединяют между собой через каждый метр. К магистрали подсоединяют нити ДШ, идущие из скважин. При монтаже взрывной сети используют ДШ одной партии и применяют один тип соединений – внакладку, внакрутку, двойной морской узел и т.д.

При применении пиротехнических замедлителей (КЗДШ и других типов) в местах их присоединения (вмонтирования) в магистрали оставляют специальные разрывы. После

завершения монтажа сети взрывник проверяет ее правильность от конца сети до точки инициирования. Магистральные линии иницируют при помощи двух электродетонаторов или двух зажигательных трубок.

Глава 19

Стоимость работ буровзрывного комплекса по прямым нормируемым затратам

Стоимость работ буровзрывного комплекса включает затраты, связанные с бурением шпуров, работой мастера-взрывника, расходом взрывчатых материалов, материалов, требующихся для создания в призабойном пространстве предохранительной среды, и эксплуатацией бурильных машин.

19.1. Затраты на заработную плату

Порядок расчета следующий. Определяют объем работ по бурению шпуров W_6 . При расчете весь забойный комплект шпуров условно разбивают на однотипные группы, количество которых зависит от типа принятого взрывного вруба и общей схемы расположения шпуров. Например, при клиновом врубе в крепких породах в выработках с большой площадью сечения такие группы могут быть: основные, вспомогательные и разрезные шпуры взрывного вруба (каждый из этих видов шпуров имеет свою длину и угол наклона); вспомогательные, предконтурные и оконтуривающие шпуры забойного комплекта.

$$W_6 = \frac{l_{ш1} \cdot N_1}{\sin \alpha_1} + \frac{l_{ш2} \cdot N_2}{\sin \alpha_2} + \dots + \frac{l_{шn} \cdot N_n}{\sin \alpha_n}, \quad (19.1)$$

где $l_{ш1}, l_{ш2}, \dots, l_{шn}$ – глубина, м, данной (однотипной) группы шпуров;

N_1, N_2, \dots, N_n – количество шпуров в данной (однотипной) группе;

$\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_n$ – угол наклона шпуров в данной группе.

Определяют количество человеко-смен, затрачиваемых на бурение шпуров на одну заходку K_6 , как частное от деления объема работ на норму выработки:

$$K_6 = W_6 / H_6, \quad (19.2)$$

где H_6 – норма выработки на бурение шпуров.

Определяют прямую заработную плату, грн., умножением тарифной ставки на количество человеко-смен:

$$C_6 = T_6 \cdot K_6, \quad (19.3)$$

где T_6 – тарифная ставка бурильщика шпуров, грн.

Расчеты, связанные с определением стоимости работ по бурению шпуров, сводят в табл. 19.1.

Таблица 19.1. Затраты на заработную плату бурильщикам шпуров

№	Обуренная группа шпуров	Объем работ на заходку W_6 , м	Норма выработки (Н.В.б)	Число чел.-см. на заходку K_6	Тарифная ставка T_6 , грн.	Прямая заработная плата C_6 , грн.

Общая стоимость работ, грн., буровзрывного комплекса на участке выработки равной длине заходки по заработной плате составит:

$$C_{з.п.} = C_6 + C_{взр}, \quad (19.4)$$

где $C_{взр}$ – затраты на оплату работ мастера-взрывника на участке выработки длиной равной длине одной заходки, грн.

Месячная заработная плата мастера-взрывника устанавливается с учетом тарифной ставки (4-го разряда), количества выходов в месяц (20...22), условий работы и примерно составляет 400...500 грн. в месяц. Это означает, что, например, при выполнении одного цикла в сутки затраты на оплату работ мастера-взрывника на участке выработки длиной, равной одной заходке в среднем будет 10 грн.

19.2. Затраты на материалы

Расчеты, связанные с определением стоимости материалов, расходуемых при производстве взрывных работ на заходку, сводят в табл. 19.2.

Таблица 19.2. Затраты на материалы, расходуемые при взрывных работах C_m

№	Материалы	Количество материалов на заходку	Цена единицы материалов, грн.	Стоимость материалов на заходку, грн.

В нее заносят материалы, расходуемые на одну заходку (взрывчатые вещества, средства инициирования, а также материалы, расходуемые на создание забойки шпуров и предохранительной среды). Цены на материалы принимают по соответствующим прейскурантам. Например, ориентировочные цены на материалы, используемые для производства взрывных работ, приведены в табл. 19.3.

Таблица 19.3. Заводская ориентировочная стоимость взрывчатых и других материалов, используемых при взрывных работах

№	Материалы	Цена по состоянию на 2000 г., грн.
<i>Взрывчатые вещества</i>		
1.	Детонит М, т	12200
2.	Граммонит 79/21, т	2600
3.	Тротил, т	4200
4.	Амонал скальный №1 прессованный, т	12500
5.	Аммонит 6ЖВ, т	6800
6.	Аммонит Т-19, т	6300
7.	Угленит Э-6, т	9300
8.	Угленит 13П, т	14500
9.	Угленит 13П/1, т	14700
10.	Угленит 10П, т	13800
11.	Предохранительные патроны П12 ЦБ-2/2, 1000 шт.	7200
12.	Ионит, т	12200
<i>Электродетонаторы</i>		
13.	ЭДКЗ-ОП, 1000 шт.	1720
14.	ЭДКЗ-ПМ, 1000 шт.	1710
15.	ЭДЗД, 1000 шт.	1930
<i>Прочие материалы</i>		
16.	Полиэтиленовые ампулы, 1000 шт.	37
17.	Полиэтиленовые сосуды, 1000 шт.	350
18.	Взрывоподавляющий порошок КСВ-30, т	400

19.3. Затраты, связанные с эксплуатацией буровой техники

Для определения затрат, связанных с эксплуатацией буровых установок $C_{мс.}$, необходимо стоимость одной машино-смены $C'_{мс}$ умножить на количество машино-смен $K_{мс.}$, затрачиваемых на бурение шпуров на участке, равном длине заходки

$$C_{мс.} = C'_{мс.} K_{мс.} \quad (19.5)$$

Для определения параметра K_{mc} следует вначале определить продолжительность бурения шпуров в часах по формуле

$$t_6 = \frac{K_6 t_{cm} \alpha}{n_6 K_{п}}, \quad (19.6)$$

где K_6 – количество человеко-смен, затрачиваемых на бурение шпуров на одну заходку (см. табл. 19.1);

$t_{cm} = 6$ ч – продолжительность смены;

$\alpha = 0,75 \dots 0,90$ – коэффициент, учитывающий затраты времени на зарядание шпуров, взрывание зарядов, проветривание выработки и др. ненормируемые работы;

n_6 – оптимальный состав звена, обслуживающего буровую установку (табл. 19.4...19.6);

$K_{п} = 1,05 \dots 1,30$ – коэффициент перевыполнения норм выработки.

Для определения потребного для этой же машины количества смен K_{cm} на бурение шпуров на этом участке необходимо продолжительность бурения t_6 шпуров разделить на продолжительность смены t_{cm} :

$$K_{cm} = t_6 / t_{cm}, \quad (19.7)$$

Стоимость 1 маш-см зависит от типа буровой техники: для бурильных установок она приведена в табл. 19.4, а для бурильных машин имеет следующие значения (по состоянию на 2001 г.): ручные электросверла – 1,19 грн., колонковые электросверла – 1,26 грн., перфораторы ручные (ПР) – 0,30 грн., перфораторы телескопные (ПТ) – 1,77 грн. и перфораторы колонковые – 3,07 грн.

19.4. Стоимость работ буровзрывного комплекса

Стоимость работ, грн., буровзрывного комплекса на одну заходку по прямым нормируемым затратам определяют по выражению

$$C_{зах.} = C_{з.п.} + C_{м} + C_{м.с.}, \quad (19.8)$$

а стоимость 1 м выработки по прямым нормируемым затратам на буровзрывные работы

$$C_{1м} = C_{зах.} / l_{зах}, \quad (19.9)$$

где $l_{зах}$ – длина заходки, м.

Таблица 19.5. Техническая характеристика пневматических бурильных машин

Бурильные машины	Масса, кг	Скорость бурения при $f = 8 \dots 10$, мм/мин.	Полная цена 1 маш-ч, грн.
ПР-24ЛУ	24	230	1,40

ПР-24ЛУБ	29	230	1,40
ПР-30ЛУБ	30	230	1,45
КЦМ-4	39,7	380	1,50
КС-50	50	390	1,50
ПТ-36	38	260...360	1,36
ПТ-45	45	380	1,40

Таблица 19.4. Техническая характеристика буровых установок

Показатели	Пневматические					Электрические		
	БУ-1	БУР-2	СБУ-2М	СБКН2М	БУКС-1м	БУЭ-1	БУЭ-3	БКГ-2
Число бурильных машин	1	2	2	2	4	1	2	2
Размеры обуриваемого забоя, м:								
высота	3,7	3,97	4,5	3,2	-	3,8	3,8	4
ширина	5	5,9	5,5	4,0		3,6	5,0	5,5
Ход подачи бурильной машины, м	2,75	2,75	2,75	2,75	4,5	3,0	3,0	2,8
Диаметр шпуров, м	43	43	43	43	52	43	43	43
Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	16	16	16	8...20	3...20	16	16	16
Скорость бурения, м/мин.при:								
$f = 3; 4$	2,5...2,0	2,5...2,0	2,5...2,0	-	-	-	-	-
$f = 6...8$	1,6...1,2	1,6...1,2	1,6...1,2	-	-	-	-	-
$f = 12...14$	0,8...0,6	0,8...0,6	0,8...0,6	-	-	-	-	-
Стоимость маш.-см., грн. (по состоянию на 2001 г.)	30,31	74,00	93,15	74,00	41,01	67,81	79,61	101,84
Состав звена, обслуживающего установку, чел.	2	3	3	3	3	2	2	2

Таблица 19.6. Техническая характеристика электрических бурильных машин

Бурильные машины	Масса, кг	Подача	Коэффициент крепости пород	Полная цена 1 маш.-см., грн.
СЭР-19М	16,5	Ручная	1...4	2,88
СЭП-2	22	Тросовая	4...5	2,88
ЭРП-18Д-4М	24	Тросовая	4...5	3,20
СЭК-1	110	Механическая	4...10	4,80
ЭБП-1	130	Гидравлическая	4...10	5,00

В общем комплексе проходческих работ укрупненная стоимость 1 м³ ствола, грн., (БВР и погрузка породы) коррелирует с формулой

$$C_{1\text{м}^3} = \frac{D_{\text{прох}}}{2} \sqrt{f} S_{\text{прох}}, \quad (19.10)$$

где $D_{\text{прох}}$ – диаметр ствола в проходке, м;

$S_{\text{прох}}$ – площадь поперечного сечения ствола, м².

Глава 20

Ответственность за нарушение правил безопасности при взрывных работах

20.1. Инструктивно-информационное обеспечение

Технологическая схема горнодобывающего предприятия – это совокупность основных и вспомогательных производственных процессов в сочетании с необходимыми для их выполнения выработками, средствами механизации и автоматизации, обеспечивающая при рациональной организации работ безопасную и эффективную разработку месторождения.

Безаварийная работа угольных шахт зависит от множества технических, технологических и организационных факторов. Например, безопасность взрывных работ зависит от 38 разноплановых параметров, нарушения большинства которых может привести к вспышке или взрыву пылегазовоздушных смесей.

Всякие аварии, в том числе вспышки и взрывы, начинаются там, где трудовой процесс не оптимизирован или нарушена оптимизация по тому или иному направлению.

Это означает, что безопасность горных работ можно обеспечить только путем оптимизации всего трудового процесса за счет составления инструкций и других нормативно-правовых документов, регламентирующих область применения данного технологического процесса, а также условия и порядок его выполнения.

Поэтому еще в 1887 г. после ряда взрывов в угольных шахтах при производстве взрывных работ применение пороха в шахтах, опасных по газу, было запрещено специальным директивным документом.

В 1892 г. Министерство государственных имуществ России, куда входил горный департамент, выпустило специальные правила, в которых, в частности, указывались взрывчатые вещества, допускаемые в рудниках, находящихся на газовом положении.

В 1920 г. был издан первый в нашей стране сборник по технике безопасности (прототип действующих правил безопасности), который в 1924 г. был значительно переработан и дополнен рядом новых положений, основанных на представительных результатах исследований, проводимых для условий Донбасса. Многие положения правил безопасности, заимствованы из зарубежных правил, в этом сборнике были уточнены и дополнены.

В настоящее время нормативными документами, в которых оптимизирован весь процесс ведения горных работ с учетом особенностей, возможностей и пределов человеческого организма, являются «Правила безопасности в угольных шахтах» (ПБ), «Единые правила безопасности при взрывных работах». (ЕПБ). Это основные правовые и инструктивные документы для инженерно-технических работников (ИТР).

Для рабочих различных профессий составлены с учетом требований действующих правил должностные инструкции.

Разработкой рекомендаций по безопасности, нормативных документов, способов и средств обеспечения безопасности работ в горной промышленности занимается МакНИИ.

Допуск к применению в шахтах новой техники и технологии, уточнение и изменение отдельных параграфов действующих правил, а также контроль за их соблюдением осуществляет Государственный департамент Украины по надзору за охраной труда (Госнадзорхрантруда Украины) и его территориальные управления (Донецкое, Луганское и Львовско-Волинское).

20.2. Функции взрывника (мастера-взрывника) и его помощников

Взрывники (мастера-взрывники) обязаны осуществлять лично:

- переноску СИ;
- подачу звуковых сигналов;
- изготовление патронов-боевиков;
- досылку патронов-боевиков в шпуры;
- монтаж электровзрывной сети;
- подсоединение магистральных проводов к электровзрывной сети (после удаления помощников из забоя);
- изоляция мест соединений проводников (проводов);
- измерение сопротивления (проверку целостности) сети;
- подсоединение магистральных проводов к клеммам взрывного прибора;
- взрывание зарядов ВВ.

При производстве взрывных работ двумя и более взрывниками (мастерами-взрывниками) в пределах одной опасной зоны из их числа должен быть назначен старший, которым может быть рабочий со стажем работы по профессии не менее одного года.

Помощникам мастера-взрывника разрешается:

- подносить патроны ВВ к забою;
- раскладывать их и досылать в шпуры;
- подавать патроны ВВ мастеру-взрывнику, в том числе и патроны-боевики;
- заполнять водой гидроампулы и полиэтиленовые сосуды (мешки) для создания предохранительной завесы;
- подносить забоечный материал и формировать забойку в шпурах.

20.3. Меры ответственности должностных лиц и персонала взрывных работ

Неправильное действие персонала, осуществляющего взрывные работы, которые вызваны его некомпетентностью или пренебрежением к опасностям, приводят к созданию ситуаций, при которых в значительной мере травмируются другие трудящиеся, связанные с производством взрывов, случайно оказавшиеся в пределах опасных зон.

Как показывает анализ происходящих в горной промышленности аварий, большинство нарушений ЕПБ происходит из-за низкой квалификации инженерно-технических работников по технике безопасности вообще и по взрывозащите в частности. Поэтому на каждой шахте должны проводиться еженедельно расследования всех нарушений, допущенных ее работниками (на заседаниях постоянно действующих комиссий по технике безопасности), по результатам которых выносятся административные взыскания за нарушения ПБ и ЕПБ, должностных инструкций, разрабатываются и принимаются меры по недопущению нарушений в дальнейшем.

Должностные лица и персонал взрывных работ предприятий несут предусмотренную законодательством ответственность за нарушение Единых правил безопасности и разработанных в соответствии с ними инструкций в дисциплинарном, административном или судебном порядке в зависимости от характера нарушений и их последствий.

Выдача должностными лицами указаний или распоряжений, вынуждающих подчиненных нарушать требования Единых правил безопасности, самовольное возобновление работ, остановленных контролирующими органами, а также непринятие должностными лицами мер по устранению нарушений, которые допускаются в их присутствии подчиненными, являются грубейшими нарушениями установленного порядка хранения, транспортирования, использования и учета ВМ.

Л И Т Е Р А Т У Р А

Александров В.Е., Шевцов Н.Р., Вайнштейн В.И. Безопасность взрывных работ в угольных шахтах. – М.: Недра, 1986. – 150 с.

Андреев К.К., Беляев А.Ф. Теория взрывчатых веществ. – М.: Оборонгиз, 1960. – 595 с.

Андреев К.К. Взрыв. – М.: Госиздат технико-теорет. лит-ры, 1953. – 64 с.

Ассонов В.А. Спутник взрывника: Пособие для взрывника. – М.: - Л. – Новосибирск: Гос. научно-техническое горно-геолого-нефтяное изд-во, 1933. – 104 с.

Ассонов В.А. Взрывник. – М.: Углетехиздат, 1947. – 232 с.

Барон В.Л., Кантор В.Х. Техника и технология взрывных работ в США. – М.: Недра, 1989. – 376 с.

- Барон Л.И., Ключников А.В.* Контурное взрывание при проходке выработок. – Л.: Наука, 1967. – 204 с.
- Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И.* Физика взрыва. – М.: Госиздатфизматлитературы, 1959. – 800 с.
- Безопасность взрывных работ* / Б.Н. Кутузов, Ф.М. Галаджий, С.А. Давыдов и др. / Под ред. Б.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1977. – 344 с.
- Белый В.В., Шульга А.С., Беркович И.М., Цурнал Г.М.* История Донецкого шахтостроя. – Донецк: Изд. ОАО ГХК «Донбассшахтострой», 2001. – 181 с.
- Беришвили Г.А.* Короткозамедленное взрывание при проведении горных выработок. – М.: Недра, 1969. – 121 с.
- Взрывные работы в опасных условиях угольных шахт* / Б.Н. Кутузов, А.Ю. Бутуков, Б.И. Вайнштейн и др. / Под ред. Б.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1979. – 373 с.
- Галаджий Ф.М.* Безопасность взрывных работ в шахтах. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 135 с.
- Гельфанд Ф.М.* Предупреждение аварий при взрывных работах в угольных шахтах. – М.: Недра, 1972. – 208 с.
- Гольбиндер А.И.* Лабораторные работы по курсу теории взрывчатых веществ: Учебн. пос. – М.: Госвузиздат. – 142 с.
- Дубнов Л.В., Бахаревич Н.С., Романов А.И.* Промышленные взрывчатые вещества. – М.: Недра, 1982. – 326 с.
- Единые правила безопасности при взрывных работах.* – К.: Норматив, 1992. – 171 с.
- Единые нормы и расценки на строительные, монтажные и ремонтно-строительные работы. Сборник Е-36 на горнопроходческие работы.* – М.: Госстрой СССР, 1988. – Вып. 1. Строительство угольных шахт и карьеров. – 208 с.
- Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах, том 1.* – К.: Основа, 1996. – 425 с.
- Зельдович Я.Ю., Компанец А.С.* Теория детонации. – М.: ТТЛ, 1955. – 268 с.
- Инструкция по применению сотрясательного взрывания в угольных шахтах Украины.* – Макеевка-Донбасс: Изд. МакНИИ, 1994. – 46 с.
- Инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках.* – Л.: Изд. ВНИМИ, 1982. – 120 с.
- Колесов О.А., Стикачев В.И.* Взрывные работы в шахтах, опасных по внезапным выбросам. – К.: Техника, 1987. – 167 с.
- Контурное взрывание в угольных шахтах* / П.Я. Таранов, Е.М. Гарцуев, А.Г. Гудзь и др. – Донецк: Донбасс, 1972. – 88 с.
- Кутузов Б.Н.* Взрывные работы. – М.: Недра, 1988. – 372 с.
- Кутузов Б.Н.* Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. – М.: Издательство МГИ, 1992. – 516 с.
- Кутузов Б.Н.* Разрушение горных пород взрывом. Взрывные технологии в промышленности: Учебник для вузов. – М.: Изд. МГГУ, 1994. – 446 с.
- Кучерявый Ф.И., Друкованый М.Ф., Гаек Ю.В.* Короткозамедленное взрывание на карьерах. – М.: Гос. научно-техн. изд-во лит-ры по горному делу, 1962. – 227 с.
- Кушнеров П.И.* Безопасность электровзрывания в угольных шахтах. – М.: Недра, 1980. – 87 с.
- Лангефорс У., Кильстрем Б.* Современная техника взрывной отбойки горных пород. – М.: Недра, 1968. – 284 с.
- Льюис Б., Эльбе Г.* Горение, пламя и взрывы в газах. – М.: Мир, 1969. – 592 с.

- Мельников Н.В., Марченко Л.Н.* Энергия взрыва и конструкция заряда. – М.: Недра, 1964. – 138 с.
- Мельников Н.В.* Горные инженеры. – М.: Наука, 1974. – 271 с.
- Миндели Э.О., Демчук П.А., Александров В.Е.* Забойка шпуров. – М.: Недра, 1967. – 152 с.
- Миндели Э.О.* Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1974. – 600 с.
- Миндели Э.О., Тюркян Р.А.* Сооружение и углубка вертикальных стволов шахт. – М.: Недра, 1982. – 312 с.
- Мухин М.Е., Петухов С.М., Ярмак М.Ф.* Взрывные работы на угольных шахтах. – М.: Недра, 1970. – 280 с.
- Новые методы разрушения горных пород: Учебн. пос. // М.А. Емелин, В.Н. Морозов, Н.П. Новиков и др. – М.: Недра, 1990. – 240 с.
- Осинов С.Н.* Борьба со взрывами газа в горных выработках. – М.: Недра, 1972. – 160 с.
- Пилипец В.И.* Способ разрушения горных пород: Учебн. пос. – Донецк: Новый мир, 2000. – 178 с.
- Покровский Г.И.* Взрыв. – 4-е изд. перераб. и доп. – М.: Недра, 1990. – 190 с.
- Правила безпеки у вугільних шахтах.* – Луганськ: МПП “Копцентр”, 2000. – 496 с.
- Предупреждение взрывов пылеметановоздушных смесей / В.И. Мамаев, Ж.А. Ибраев, В.Н. Лигай и др.* – М.: Недра, 1990. – 159 с.
- Проектирование взрывных работ // Б.Н. Кутузов, Ю.В. Валухин, С.А. Давыдов и др.* – М.: Недра, 1974. – 359 с.
- Пшеничный Ю.А., Левит В.В.* Конспект лекций по дисциплине «Технология сооружения горных выработок в сложных горно-геологических условиях (специальные способы строительства)». – Донецк: ООО «Лебедь», 1997. – 220 с.
- Росси Б.Д.* Ядовитые газы при взрывных работах. – М.: Недра, 1966. – 95 с.
- Росинский Н.Л., Магойченков М.А., Галаджий Ф.М.* Мастер-взрывник: Учебник для проф. обучения рабочих на производстве. – М.: Недра, 1988. – 384 с.
- Сборник нормативных документов по взрывным работам в угольных шахтах: КД 12.01.1201-99* – Макеевка-Донбасс, 2000. – 240 с.
- Светлов Б.Я. Яременко Н.Е.* Теория и свойства промышленных взрывчатых веществ. – М.: Недра, 1966. – 232 с.
- Справочник взрывника / Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Ефремов и др. / Под общ. ред. Б.Н. Кутузова.* – М.: Недра, 1988. – 511 с.
- Стикачев В.И.* Создание предохранительной среды при взрывных работах. – М.: Недра, 1972. – 113 с.
- Сухаревский М.И., Першаков Ф.А.* Курс теории взрывчатых веществ. – М. – Л.: Госхимтехиздат, 1932. – 256 с.
- Таранов П.Я.* Буровзрывные работы. – М.: Недра, 1964. – 370 с.
- Умнов А.Е., Голик А.С., Палеев Д.Ю., Шевцов Н.Р.* Предупреждение и локализация взрывов в подземных условиях. – М.: Недра, 1990. – 286 с.
- Ханукаев А.Н.* Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. – М.: Гос. научно-техн. изд-во лит-ры по горному делу, 1962. – 200 с.
- Шевцов Н.Р.* Взрывозащита горных выработок: Учебн. пос. для вузов. – Донецк: Норд-пресс, 2002. – 280 с.
- Шевцов Н.Р., Миндюков Ю.И.* Основы специальности «Шахтное и подземное строительство»: Учебн. пос. – Донецк: Новый мир, 2000. – 97 с.
- Ярембаш И.Ф.* Очистка рудничной атмосферы после взрывных работ. – М.: Недра, 1979. – 191 с.