

С.К. Мангуш, А.П. Фисун

**СПРАВОЧНИК
ПО БУРОВЗРЫВНЫМ РАБОТАМ
НА ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ
РАЗРАБОТКАХ**

*Под общей редакцией профессора,
доктора технических наук С.К. Мангуша*

Москва 2003

УДК 622.233:622.235:622.272
ББК 33.133
М 23

Рецензенты: профессор, доктор технических наук *И.Ф. Кусов*
доктор технических наук *Н.Н. Казаков*

С.К. Мангуш, А.П. Фисун
М 23 Справочник по буровзрывным работам на подземных горных разработках. 2003. – 344 с. с илл.

В справочнике рассмотрены сведения о классификации горных пород по крепости, буримости, взрываемости, приведено буровое оборудование и инструмент для бурения шпуров и скважин в подземных условиях, описаны взрывчатые вещества и средства инициирования зарядов на подземных горных разработках отечественного и зарубежного производства. Изложены общие принципы и дана методика расчета параметров взрывных работ при проведении горных выработок различного назначения и вертикальных стволов шахт и рудников, проходке подземных хранилищ, камер, тоннелей; восстающих на рудниках, отбойке руд шпуровыми, скважинными и камерными зарядами. Приведен типовой проект на массовый взрыв при отбойке руд, рассмотрены средства механизации взрывных работ отечественного и зарубежного производства, подробно рассмотрены особенности взрывных работ на угольных шахтах, включая забои опасные по пылегазовому фактору, внесанным выбросам угля, породы и газа, приведены методы расчета параметров при отбойке угля, сотрясательном взрывании, разрушении трубообрушающихся пород кровли в очистных забоях.

Предназначен для инженерно-технических работников, занимающихся вопросами проектирования взрывных работ на подземных горных разработках, а также для студентов горных специальностей вузов в качестве учебного справочного пособия.

ISBN 5-87259-214-0

© С.К. Мангуш, А.П. Фисун, 2003

ОГЛАВЛЕНИЕ

Глава I. Основные физико-технические свойства и классификация горных пород.....	13
1.1. Свойства горных пород и их влияние на эффективность разрушения массива при бурении и взрывании.....	13
1.2. Классификация горных пород.....	14
Глава II. Буровые работы при подземной разработке полезных ископаемых	18
2.1. Вращательный способ бурения.....	18
2.2. Вращательно-ударный способ бурения.....	19
2.3. Шарошечный способ бурения.....	20
2.4. Ударный способ бурения.....	21
2.5. Инструмент подземного бурового оборудования	22
2.5.1. Общие сведения об инструменте станков вращательного бурения.....	22
2.5.2. Буровые штанги.....	24
2.5.3. Опорные фонари (стабилизаторы).....	27
2.5.4. Режущие коронки	29
2.5.5. Забурники.....	30
2.5.6. Расширители прямого хода	32
2.5.7. Расширители обратного хода	33
2.5.8. Редукторные расширители	34
2.5.9. Буровой инструмент горных сверл	37
2.5.10. Буровой инструмент перфораторов	40
2.5.11. Буровой инструмент шахтных бурильных установок.....	42
2.5.12. Долота погружных пневмоударников	45
2.6. Перфораторы	46
2.7. Инструмент для бурения шпуров и скважин.....	53
2.8. Шахтные бурильные установки.....	59
2.9. Станки для бурения горизонтальных скважин в подземных условиях...99	99
2.10. Пневматические бетоноломы фирмы "Atlas Copco"	119
2.10.1. Пневматические бетоноломы конструктивного ряда ТЕХ РЕ.. 119	119
2.10.2. Пневматические бетоноломы конструктивного ряда ТЕХ РС.... 120	120

2.11. Пневматические отбойные молотки фирмы “Atlas Copco”	122
2.11.1. Пневматические отбойные молотки моделей TEX 09 и 11....	122
2.11.2. Легкие молотки моделей TEX 3 и OS.....	123
2.12. Технико-экономическое обоснование выбора буровых машин.....	124
Глава III. Взрывчатые вещества, средства и технология инициирования зарядов ВВ	127
3.1. Классификация промышленных ВВ.....	127
3.2. Инициирующие ВВ.....	134
3.3. Зарубежные ВВ для подземных горных работ	140
3.3.1. ВВ фирмы “Dyno Nobel”.....	140
3.3.2. Оборудование для заряжания системы (“Эмар SL-700”).....	140
3.3.3. Инициирование ВВ ЭМАР (SL -700)	141
3.4. Классификация способов инициирования	144
3.5. Средства и технология огневого и электроогневого взрываания	144
3.6. Электрическое инициирование зарядов и средства его выполнения ...	149
3.7. Неэлектрическая система инициирования «СИНВ»	155
3.8. Зарубежная система инициирования зарядов ВВ “NoneI”	156
3.8.1. Трехслойная трубка – волновод – “3L”	161
3.8.2. Три разновидности системы “NoneI”	163
3.8.3. Взрывная машинка «Dynostart»	172
3.8.4. Порядок действий при отказах.....	173
3.8.5. Хранение и уничтожение системы “NoneI”	174
Глава IV. Взрывные работы при проведении подземных горных выработок.....	176
4.1. Расположение шпуров на забое выработки	176
4.2. Врубы и области их применения при проведении подземных горных выработок	176
4.3. Расчет параметров БВР при проведении горных выработок обычным способом.....	181
4.4. Расчет параметров взрывных работ при контурном взрывании.....	191
4.5. Предварительное щелебразование.....	193
4.6. Расчет параметров взрывных работ при предварительном щелебразовании	195
4.7. Оконтуривание горных выработок с использованием зарядов с двусторонними кумулятивными облицовками.....	198

4.8. Буровзрывные работы при проходке вертикальных стволов шахт	200
4.9. Буровзрывные работы при проведении выработок большого сечения	203
4.10. Влияние числа взрываемых шпуров и типа применяемого ВВ на эффективность взрывных работ	205
4.11. Расположение шпуров (скважин) на забое выработок большого сечения и расчет основных параметров БВР	207
4.12. Проведение горных выработок скважинным методом	212
4.13. БВР при сооружении подземных камер и хранилищ.....	213
Глава V. Взрывные работы на подземных рудниках.....	219
5.1. Особенности ведения взрывных работ при подземной отбойке руд.....	219
5.2. Типы зарядов, способы и схемы их инициирования.....	220
5.3. Рациональные способы отбойки руд и схемы расположения зарядов ВВ	224
5.4. Массовые взрывы при отбойке руд по тиновым проектам	230
5.5. Расчет параметров взрывных работ при отбойке руд скважинными зарядами	245
5.6. Расчет параметров недозаряда при всерной отбойке руд.....	249
5.7. Выбор оптимальных размеров сетки расположения и диаметра скважин для получения заданных размеров кондционного куска при взрывной отбойке трещиноватых пород (для условий поточной технологии)	250
5.8. Расчет оптимального диаметра скважин при отбойке трещиноватых пород (руд)	251
5.9. Расчет параметров БВР при отбойке руд одиничными и параллельно-сближенными (пучковыми) зарядами	255
5.10. Расчет параметров БВР при шпуровой отбойке руд	258
5.11. Расчет камерных зарядов при отбойке руд	260
5.12. Проходка восстающих на рудниках	251
5.12.1. Проходка восстающих с отбойкой горной массы шпуровыми зарядами	262
5.13. Проходка восстающих с отбойкой горной массы скважинными зарядами	263
5.14. Проходка восстающих с применением глубоких скважин.....	265
5.15. Комплексная механизация взрывных работ на отечественных рудниках	270
5.16. Заряжание скважин и камер	273

5.17. Типовые схемы комплексной механизации взрывных работ.....	276
5.18. Электризация и воспламенение аэросмеси гранулированных ВВ.....	281
5.19. Механизация взрывных работ на зарубежных подземных рудниках.....	282
Глава VI. Взрывные работы на угольных шахтах	293
6.1. Шахтная атмосфера подземных горных выработок.....	293
6.2 Взрывные работы в очистных забоях.....	295
6.3. Порядок составления паспорта БВР для новых забоев.....	301
6.4. Сотрясательное взрывание	302
6.5. Вскрытие угольных пластов.....	305
6.6. Расчет параметров сотрясательного взрывания	309
6.7. Особенности взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа и пыли	311
6.8. Схема проведения выработок с опережающим забоем	323
6.9. Технология взрывных работ при проведении выработок в выбросо- опасных породах.....	328
6.10. Взрывные работы при разупрочнении труднообрушаемой кровли	331
6.11. Документация участка БВР	338
Литература.....	340

РЕЦЕНЗИЯ
на монографию С.К. Мангуши и А.П. Фисуна
«Справочник по буровзрывным работам на подземных горных
разработках» под общей редакцией
проф. С.К. Мангуши

Реценziруемая монография состоит из шести глав, оглавления, введения, заключения, списка использованной литературы, множества таблиц и справочного материала, изложенного на 274 стр. машинописного текста.

В первой главе приведены основные классификации горных пород по крепости, буримости применительно к ведению взрывных работ в подземных условиях.

Во второй главе представлено буровое оборудование, инструмент и приспособления для бурения в подземных условиях бурильные штанги, корошки, долота, расширители скважин, буровые установки и станки отечественного и зарубежного производства, бурильные головки, перфораторы, отбойные молотки и бетоноломы. Приведены основные критерии выбора бурового оборудования для конкретных горнотехнических условий. Даётся обширный иллюстрационный материал.

Содержание третьей главы посвящено отечественным и некоторым зарубежным взрывчатым веществам, средствам инициирования, взрывной и контрольно-измерительной аппаратуре, подземным складам ВВ, установкам для приготовления простейших и эмульсионных ВВ отечественного и зарубежного производства, а также технологии инициирования зарядов, применяющиеся в мировой практике.

В четвертой главе рассмотрены основы расчета параметров взрывных работ при проведении горных выработок различного назначения, вертикальных стволов шахт и рудников, камер и хранилищ, приведен необходимый справочный материал.

Пятая глава монографии посвящена проблемам подземной отбойки руд шпуровыми, скважинными (веерными, параллельными, пучковыми), а также камерными зарядами. Подробно рассмотрены проект на массовый взрыв, включая его организацию и проведение, проходка восстающих различными методами, представлены средства механизации зарядных работ, приведены типовые схемы механизации взрывных работ, применяющиеся на рудниках.

Особое внимание удалено проблемам производства взрывных работ в угольных шахтах, включая забои, опасные по внезапным выбро-

сам угля, породы и газа, а также по пылегазовому фактору. В этой главе приведены методы расчета параметров при взрывной отбойке угля на пластах с различным углом падения и мощности. Подробно рассмотрены проблемы, связанные с организацией и проведением сотрясательного взрывания, при вскрытии выбросоопасных и угрожаемых пластов и пропластков, предотвращением воспламенения и взрыва пылегазовой смеси в опасных забоях, принудительным разупрочнением труднообрушаемой кровли в очистных забоях, обеспечением безопасности взрывных работ и опасных условиях угольных шахт. Представленные материалы соответствуют новым нормативным документам по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в области взрывных работ и изготовления взрывчатых материалов.

Рецензируемый материал рекомендуется к изданию в качестве справочника по буровзрывным работам на подземных горных разработках.

Рецензент,
главный научный сотрудник ИГД им. А.А. Скочинского,
профессор, доктор технических наук

Н.Ф. Кусов

РЕЦЕНЗИЯ

на монографию С.К. Мангуша и А.П. Фисуна
*«Справочник по буровзрывным работам на подземных горных
разработках» под общей редакцией
проф. С.К. Мангуша*

Представленная на рецензию рукопись состоит из шести глав, оглавления, введения, списка использованной литературы на 274 страницах. Первая глава содержит основные сведения о существующих классификациях горных пород по крепости, буримости и взываемости, применительно к подземной разработке полезных ископаемых. Вторая глава представлена оборудованием и инструментом для бурения шпуров и скважин в подземных условиях перфораторы, ручные и колонковые сверла, штанги, коронки, долота, расширители скважин для различных горнотехнических условий, бурильные установки и станки, бурильные головки, манипуляторы, отбойные молотки, бетоноломы, стаки для бурения восстающих на рудниках. В третьей главе авторами рассмотрены взрывчатые вещества, средства инициирования, существующие технологии взрывания зарядов в подземных условиях, контрольно-измерительная и взрывная аппаратура, установки для изготовления взрывчатых веществ на местах производства взрывных работ отечественного и иностранного производства, а также подземные склады ВМ. Четвертая глава представлена необходимым справочным материалом для расчета параметров взрывных работ при проведении горных выработок различного назначения, вертикальных стволов шахт и рудников. В пятой главе в широком диапазоне раскрыты существующие технологии при подземной отбойке руд. Приведены методы расчета зарядов при шпуровой, скважинной и камерной отбойке руд, приведены технологии проходки восстающих различными методами, подробно рассмотрен проект организации и проведения массового взрыва на рудниках, приведены средства механизации взрывных работ. В шестой главе значительное внимание удалено вопросам производства взрывных работ на угольных шахтах, в забоях опасных по внезапным выбросам угля, газа и породы. В этой же главе приведены методы расчета параметров при отбойке угля на пластах с различной мощностью и углом падения. Подробно рассмотрены вопросы ведения взрывных работ при вскрытии выбросоопасных и угрожаемых угольных пластов и пропластков, представлены методы расчета параметров при глубинном взрывании скважинных

зарядов в условиях высокой степени выбросоопасности пород, при принудительном разупрочнении труднообрушаемой кровли в очистных забоях, раскрыты проблемы, связанные с обеспечением безопасности взрывных работ в опасных условиях угольных шахт. Справочный материал по буровзрывным работам на подземных горных разработках подготовлен с учетом новых правил безопасности при ВВ. Предназначен для инженерно-технических работников, занимающихся вопросами проектирования и производства взрывных работ в подземных условиях, а также для студентов горных специальностей и «Взрывное дело» в качестве справочного учебного пособия в курсовом и дипломном проектировании.

Представленный материал рекомендуется к изданию в качестве справочника по буровзрывным работам на подземных горных разработках.

Рецензент,
ведущий научный сотрудник ИГКОН РАН,
доктор технических наук

Н.Н. Казаков

ПРЕДИСЛОВИЕ

В системе горнодобывающей промышленности Российской Федерации буровзрывные работы были и останутся в будущем единственным универсальным высокопроизводительным способом разрушения горных пород при добыче твердых полезных ископаемых, в гидротехническом и транспортном строительстве, получении новых материалов, резке, сварке и штамповке металлов и во многих других отраслях промышленности. Строительство новых горнодобывающих предприятий, реконструкция действующих, проведение подземных сооружений различного назначения в крепких горных породах, строительство перегонных автомобильных и железнодорожных тоннелей и других подземных сооружений для хранения опасных производств, различных токсичных веществ и материалов немыслимо без применения энергии взрыва.

За последние два десятилетия значительно изменилась техника и технология буровзрывных работ, созданы бурильные установки и станки нового технического уровня, разработаны новые типы ВВ, установки для их производства на местах их применения, средства неэлектрического инициирования зарядов ВВ, созданы и внедрены новые средства механизации взрывных работ в подземных условиях.

При составлении настоящего справочника использован опыт ведения взрывных работ на рудниках и шахтах России, ближнего и дальнего зарубежья, передовой опыт ведущих горнодобывающих стран мира, крупнейших зарубежных производителей буровых машин и оборудования, ВВ и систем неэлектрического инициирования зарядов.

В справочнике рассмотрены классификации горных пород по крепости, буримости и взываемости. Значительное внимание уделено буровым работам на подземных горных разработках: приведены основные технические характеристики буровых станков и установок, перфораторов, сверл отечественного и зарубежного производства, буровой инструмент для бурения шпуров и скважин, бурильные головки, манипуляторы, пневматические отбойные молотки и бетоноломы, обоснованы критерии их выбора для конкретных горно-технических условий.

Рассмотрены ВВ, СИ, технологии инициирования зарядов ВВ в подземных условиях, приведены методы расчета основных параметров буровзрывных работ при проведении подземных горных вырабо-

ток различного назначения, проходке вертикальных стволов шахт и рудников, подземных хранилищ и камер, а также содержится спарочный материал, необходимый для проектирования буроизрывных работ на подземных горных разработках.

Подробно приведены методы расчета параметров взрыва при подземной отбойке руд шпуровыми, скважинными и камерными зарядами, проходке восстающих на рудниках, приводится типовой проект на массовый взрыв, средства для механизации взрывных работ отечественного и зарубежного производства.

Особое вниманиеделено проблемам производства взрывных работ в угольных шахтах, включая забои опасные по внезапным выбросам угля, газа и породы; представлены методы расчета параметров буроизрывных работ при отбойке угля, производстве сотрясательного взрывания, предварительного разупрочнения труднообрушаемой кровли в очистных забоях, мероприятия по обеспечению безопасности взрывных работ в опасных условиях угольных шахт.

Справочник подготовлен с учетом новых нормативных документов по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в области взрывных работ и изготовления взрывчатых материалов.

Авторы выражают глубокую благодарность всем специалистам взрывного дела, оказавшим помощь в сборе справочного материала, а также рецензентам – профессору, доктору технических наук Кусову Н.Ф. и доктору технических наук Казакову Н.Н. за ценные замечания и помочь в подготовке рукописи к изданию.

ГЛАВА I. ОСНОВНЫЕ ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1.1. Свойства горных пород и их влияние на эффективность разрушения массива при бурении и взрывании

Основными свойствами пород, влияющими на эффективность их разрушения при бурении и взрывании, являются:

Объемный вес – вес единицы объема породы или отношение веса породы к его объему:

$$\rho_{\text{пор}} = G/V, \quad (1.1)$$

где G – вес породы;

V – объем образца породы.

Пористость – это отношение объема всех пустот к общему объему породы в сухом состоянии:

$$N = V_n/V, \quad (1.2)$$

где V_n – объем пустот.

Пористость зависит от размеров зерен, однородности, формы, минерального состава и плотности частиц, слагающих породу. Пористость измеряется в долях единицы или в процентах:

$$\varepsilon = (1 - \rho_{\text{пор}}^* / \gamma_{\text{пор}}) \quad (1.3)$$

где $\rho_{\text{пор}}^*$ – объемный вес высушенного образца породы;

$\gamma_{\text{пор}}$ – удельный вес породы.

Влажность – характеризует процентное содержание воды в образце к весу собственно минерала. При оценке влажности пород пользуются коэффициентом влажности, равным отношению объема воды к объему пор в нем:

$$K = w \cdot \rho_{\text{пор}} / n \quad (1.4)$$

где w – влажность, равная весу воды, приходящейся на 1 г абсолютно сухой породы;

$\rho_{\text{пор}}$ – объемный вес породы;

n – пористость породы.

Влажность – способность горной породы вмещать в своем объеме определенное количество воды. Она измеряется в процентах.

Пластичность – это свойство породы претерпевать необратимую деформацию с поглощением механической энергии без разрушения.

Слоистость – склонность породы к разделению ее по плоскостям контакта. При взрывном разрушении пород наиболее рациональное расположение шпуров и скважин – перпендикулярно плоскости наложения, что способствует эффективности взрывного разрушения.

Разрыхляемость – способность взорванной горной массы занимать значительно больший объем по сравнению с прежним, занимаемым в нетронутом массиве.

Хрупкость – свойство пород разрушаться без пластических деформаций. При механическом и взрывном нагружении разрушение горных пород является хрупким. Вязкость – это сопротивляемость горных пород силам, стремящимся отделить ее отдельные части от основного массива. С увеличением вязкости эффективность взрывного и механического разрушения уменьшается.

Трещиноватость – совокупность трещин всех направлений, разделяющих массив горных пород на отдельности. Содержание различных размеров фракций выражается в процентах.

Твердость породы – сопротивляемость породы проникновению в нее твердого тела. Степень твердости породы определяется различными методами: по Л.А. Шрейдеру, Л.И. Барону и Л.Б. Глатману (контактная прочность).

Абразивность – характеризует истираемость металла при их взаимодействии с породой. При бурении штуков и скважин изнашивается (истирается) породоразрушающий инструмент (коронки, шарошечные долота, буровой став и т.д.). Абразивность учитывается при бурении для учета расходов бурового инструмента.

Взываемость – свойство горных пород сопротивляться разрушению при действии на них взрывных нагрузок. Взываемость горных пород основана на определении величины удельного расхода ВВ.

Буримость – свойство пород сопротивляться при внедрении в них бурового породоразрушающего инструмента.

§ 1.2. Классификация горных пород

При разработке месторождений полезных ископаемых отличие горных пород по тем или иным свойствам имеет весьма важное значение. С использованием разных классификаций пород производят выбор бурового оборудования, взрывчатых веществ, составляют калькуляции на буровые, взрывные и другие горные работы. Рассмотрим существующие классификации горных пород.

В основу классификации горных пород М.М. Протодьяконова положен коэффициент крепости пород, характеризующий относительную прочность пород на раздавливание при одноосном сжатии:

$$f = \sigma_{cyc} / 100, \quad (1.5)$$

где σ_{cyc} – предел прочности породы на одноосное сжатие, МПа.

Коэффициент крепости показывает, во сколько раз одна порода крепче другой, причем крепость первой породы принята за единицу.

Коэффициент крепости пород характеризует ее во всех производственных процессах (при бурении, взрывании, уборке породы).

По шкале М.М. Протодьяконова породы разделены на десять категорий, причем с увеличением категории крепость горных пород уменьшается. Некоторые категории разбиты на подкатегории (III – VII). Наиболее крепкие породы отнесены к I категории, им соответствует коэффициент крепости $f \geq 20$. Наиболее слабые – к X категории (плывущие породы), имеющие коэффициент крепости $f = 0,3$ (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Классификация горных пород по шкале М.М. Протодьяконова

Категория крепости пород	Степень крепости пород	Породы		Коэффициент крепости пород f
		3	4	
I	2			
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20 и более	
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир, очень крепкий сланец. Менее крепкие, нежели указанные выше кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15	
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10	
IIIa	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники	8	
IV	Довольно крепкие породы	Крепкий мрамор, доломит, колчеданы. Обыкновенный песчаник. Железные руды	6	
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5	
V	Средней крепости	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4	
Va	То же	Разнообразные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3	
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, скементированная галька	2	

Оконч. табл. 1.1

1	2	3	4
VIIa	To же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшийся сланец, слежавшиеся галька и щебень, крепкий каменный уголь. Отвердевшая глина Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкие наносы, глинистый грунт	1,5 1
VII	Мягкие	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий Растительная земля. Торф, легкий суглинок, сырой песок	0,8 0,6
VIIa	To же	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добывший уголь	0,5
VIII	Землистые	Плытвы, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные породы, грунты	0,3
IX	Сыпучие		
X	Плытвучие		

Таблица 1.2

Сравнение некоторых классификаций горных пород

Группа пород по СНиПу	Единая классификация пород по буримости			Классификация пород по шкале М.М. Протодьяконова	
	класс	скорость бурения $v_{бур}$, мм/мин, бурами		категория	коэффициент крепости f
		стальными	армированными		
XI	1	12	31	I	20
	2	15	40		
	3	20	50		
X	4	26	60		
	5	30	75		
IX	6	40	90	II	15
	7	50	110	III	10
XIII	8	65	130	IIIa	8
	9	85	160	IV	6
VII	10	110	200	IVa	5
	11	150	250	V	4
	12	200	300	Va	3
VI	13	250	350	VI	2
	14	325	400	VIIa	1,5
V	15	425	500	VIIa	1
	16	550	600	VIII	0,8
IV	-	-	-	IX	0,6
III	-	-	-	X	0,5
II	-	-	-		0,3
I	-	-	-		

Для нормирования буровых работ наиболее удобной и универсальной является классификация горных пород по буримости, впервые составленная А.Ф. Сухановым на основе производственных исследований. Впоследствии на этой основе специальная комиссия составила проект классификации пород по буримости, характеризующейся чистой скоростью бурения шпера при стандартных условиях (тип бурильного молотка – ГП-50В, давление сжатого воздуха – 0,4 МПа, диаметр головки бура – 42 мм, форма бура – крестовая с углом приострения лезвия 90°, длина штанги – 1 м, глубина бурения – 1 м).

Существует классификация горных пород по СНиПу, включающая 11 категорий (групп). Породам из группы с меньшим номером по СНиПу соответствует меньшая крепость по шкале М.М. Протодьяконова.

Сопоставление этих классификаций горных пород представлено в табл. 1.2.

Классификация горных пород по взрываемости позволяет установить необходимое количество ВВ для разрушения единицы объема породы в массиве на отдельности определенного размера. При составлении этой классификации использовали эталонное ВВ аммонит 6 ЖВ.

В табл. 1.3 приведена взрываемость некоторых горных пород с указанием их коэффициентов крепости.

Таблица 1.3

Характеристика взрываемости горных пород

Породы	Коэффициент крепости пород f	Взрываемость пород B , кг/м ²
Известняки, песчаники, крепкие песчанистые сланцы, доломиты, магнезиты, каменная соль, железная руда	6-12	1,2-1,35
Те же породы с дислоцированным неправильным залеганием, мелкой трещиноватостью. Мрамор, гранит, апатит, окварцованные песчаники, роговики	10-14	1,3-1,5
Крепкие граниты, кварциты, порфиры, крепкая железная руда, джаспероиды	12-16	1,65-1,8
Гнейсы, гранитогнейсы, базальты, диабазы	14-18	1,85-2
Жильные кварцы, монолитные скарны, гранодиориты	18 и более	2,1-2,7

ГЛАВА II. БУРОВЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

При подземной разработке месторождений полезных ископаемых буровзрывным способом на буровые работы приходится до 30–35% материальных и временных затрат.

Под термином «бурение» понимается процесс образования цилиндрических углублений в массиве горных пород буровым инструментом с удалением продуктов разрушения.

Различают две разновидности этого процесса:

- бурение шпуров диаметром $d \leq 75$ мм и глубиной $l \leq 5$ м;
- бурение скважин $d > 75$ мм и $l > 5$ м.

При этом машины для бурения шпуров в подземных условиях принято называть бурильными установками, а для бурения скважин – буровыми станками.

По характеру воздействия на породу все способы бурения подразделяют на *механические, теплофизические и взрывные*.

Взрывной способ бурения не вышел из стадии опытных и опытно-промышленных испытаний, а из теплофизических – только термический (огневой) способ в настоящее время используют для расширения скважин (образования котлов) на карьерах.

В подземных условиях применяют только механические способы бурения шпуров и скважин, в связи с этим нами будут рассмотрены в основном эти способы бурения.

В зависимости от приложения силовых механических нагрузок к породоразрушающему инструменту и механизма разрушения породы на забое шпура или скважины способы бурения классифицируют на *вращательный, вращательно-ударный, ударно-вращательный (ударно-поворотный) и шарошечный*. В зависимости от способов удаления продуктов бурения из забоя шпура или скважины различают бурение с промывкой водой или другим жидким агентом, продувкой сжатым воздухом, пылеотсосом, применением витых штанг или шнеков.

Наиболее эффективным является способ удаления продуктов разрушения при промывке.

§ 2.1. Вращательный способ бурения

При вращательном способе бурения разрушение породы инструментом осуществляется путем скола, среза. Для обеспечения этого

процесса зубья (режцы) инструмента вдавливаются в породу на некоторую глубину и под действием крутящего момента формируют в породе перед резцом значительные сдвигающие напряжения, приводящие к сколу (срезу) значительных кусков породы размером 5–20 мм и более (рис. 2.1 а).

При этом способе бурения мощность, потребляемая на вращение бурового инструмента, существенно больше мощности, необходимой на вдавливание зубьев (режцов) в породу. Как правило, этот способ бурения применяется в породах с крепостью $f < 6$. С увеличением крепости пород для обеспечения этого способа бурения необходимо значительно увеличивать осевое усилие на инструмент F_{oc} для внедрения (вдавливания) резцов в породу на заданную глубину.

§ 2.2. Вращательно-ударный способ бурения

При увеличении крепости пород необходимую глубину внедрения зубьев (режцов) в породу возможно обеспечить за счет кратковременного действия ударной нагрузки. Такой способ бурения называется вращательно-ударным. В этом случае также $F_{vp} > F_{oc}$, дополнительно действует кратковременный ударный импульс F_{im} , мощность на создание которого тоже меньше, чем F_{vp} . При этом суммарная мощность равнозначна мощности, потребляемой на вращение бурового инструмента F_{vp} .

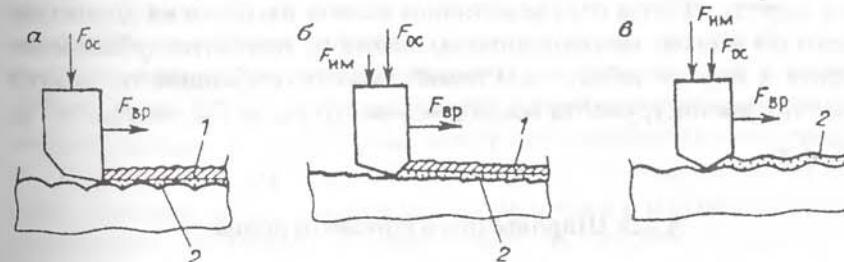


Рис. 2.1. Соотношение разрушающих усилий на забое скважины при вращательном (а), вращательно-ударном (б) ударном (в) способах бурения:
1, 2 – зоны разрушения породы соответственно за счет среза и под действием ударной нагрузки и вибрации инструмента; F_{oc} – осевое усилие на инструмент; F_{vp} – окружное усилие при вращении инструмента; F_{im} – силовой импульс

Вращательно-ударный способ бурения заключается в том, что резущая часть коронки внедряется в породу под действием осевого усилия и ударной нагрузки при непрерывном вращении инструмента, имеющего форму асимметричного клина, за счет которого происходит скальвание породы (рис. 2.1 б). Этот способ позволяет максимально уменьшить энергоемкость бурения, вследствие чего значительно повышается производительность и стойкость инструмента.

Вращательно-ударный способ бурения применяется в породах крепостью $3 \leq f \leq 7$. Износ же инструмента при этом способе бурения меньше, чем при вращательном.

В породах крепостью $f \geq 5$ применяют ударно-вращательный (с независимым вращением инструмента) и ударно-поворотный (с зависимым вращением инструмента после каждого внедрения зубьев в породу) способы бурения.

При этих способах бурения разрушение породы происходит за счет кратковременного (ударного) внедрения в нее зубьев инструмента. При внедрении зубьев в породу под действием эффективной ударной нагрузки на инструмент наблюдается объемное разрушение породы и формирование благодаря мелкодисперсному (размер частиц может быть менее 0,01 мм) дроблению некоторой лунки с образованием скола частиц породы по ее краям размерами до 6 – 12 мм. Время внедрения зубьев инструментов в породу под действием ударного импульса не превышает 1 м.с., поэтому горизонтальное перемещение зуба за счет вращения существенно меньше, чем глубина его внедрения в породу. В этом случае величина осевой нагрузки на долото определяется только необходимостью плотного прижатия зубьев инструмента к породе забоя, а крутящий момент необходим только для перемещения инструмента по забою, так что $F_{oc} \approx F_{bp}$, но $F_{im} >> F_{bp}$, $F_{im} >> F_{oc}$.

§ 2.3. Шарошечный способ бурения

При шарошечном способе бурения осуществляется перекатывание по забою конических шарошек, армированных зубьями разной формы, при достаточно высоких осевых нагрузках на долото, то есть и в этом случае разрушение породы осуществляется путем внедрения в нее зубьев инструмента (шарошечного долота) со скоростями 0,05 –

0,15 м/с. Поскольку внедрение зубьев осуществляется за счет перекатывания шарошек (за счет вращения долота), то как и при вращательном способе бурения – $F_{bp} >> F_{oc}$.

Шарошечный способ применяют при подземной разработке руд для бурения скважин диаметром 145 – 190 мм, глубиной до 50 м в породах с $f \geq 6$. Масса станков составляет 1000 – 3000 кг, мощность двигателя на вращателе 20 – 28 кВт.

§ 2.4. Ударный способ бурения

Схема разрушения породы на забое скважин при ударном способе бурения представлена на рис. 2.1, в.

Бурение шпуров и скважин ударным способом осуществляют с помощью бурильных головок ударно-поворотного действия – перфораторов, которые устанавливают на самоходные установки и станки (табл. 2.1). На бурильных установках размещают от 2 до 6 перфораторов, а на станках – 1 – 3. В некоторых случаях при бурении центральной незаряженной врубовой скважины на бурильных установках располагают погружные пневмоударники для создания дополнительной свободной поверхности.

Глубокие взрывные скважины до 25 м бурят колонковыми перфораторами диаметром 48 – 85 мм.

При бурении изнашиваются долота, пневмоударники и штанги, расходуют сжатый воздух, воду, смазочные материалы, электроэнергию (табл. 2.1). Решающим фактором расхода долот является соответствие инструмента конкретным условиям эксплуатации. При бурении в крепких породах пластина твердого сплава или штыри могут ломаться. В этих случаях следует применить пусть менее производительные, но более прочные долота или заменить пневмоударник.

В пневмоударнике изнашивается поверхность цилиндра по внешнему диаметру. Для снижения износа цилиндра с внутренней стороны необходимо заботиться о чистоте воды и внутренней поверхности штанг, можно применять также газожидкостные сепараторы, которые отделяют от воздушно-водяной смеси воду, твердые частицы и выбрасывают смесь в затрубное пространство. Стойкость ударников при этом повышается минимум на 10–15%. Считается, что срок службы пневмоударников составляет 115–130 ч машинного времени.

Таблица 2.1
Область применения механических способов бурения на подземных горных разработках

№ п/п	Способы бурения	Область применения (крепость пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова)	Примечание
1	Вращательный	$f < 6$	-
2	Вращательно-ударный	$3 \leq f \leq 7$	-
3	Ударно-вращательный	$f \geq 5$	с независимым вращением инструмента
4	Ударно-поворотный	$f \geq 5$	с зависимым вращением инструмента после каждого внедрения в породу зубьев инструмента
5	Шарошечный	$f \geq 6$	применяется для бурения скважин диаметром 145-190 мм, глубиной до 50 м, масса и мощность станков соответственно составляют: 1000-3000 кг; 20-28 кВт.

§ 2.5. Инструмент подземного бурового оборудования

§ 2.5.1. Общие сведения об инструменте станков вращательного бурения

Формирование скважины осуществляется исполнительным органом, которому передаются крутящий момент и усилие подачи от механизмов станка посредством бурового става, набранного из отдельных штанг.

Бурение скважин буровыми станками возможно сразу на полное сечение или проведением сначала пионерной скважины с последующим разбуриванием ее прямым или обратным ходом. В зависимости от выполняемой технологической операции – бурение пионерной скважины, разбуривание ее прямым или обратным ходом – применяют соответствующие исполнительные органы: забурник, расширители прямого и обратного ходов. Расширитель прямого хода может участвовать в процессе бурения одновременно с забурником, расширитель

обратного хода устанавливают после демонтажа забурника и расширителя прямого хода.

В качестве исполнительного органа на станках используют длинные по конструктивному исполнению коронки.

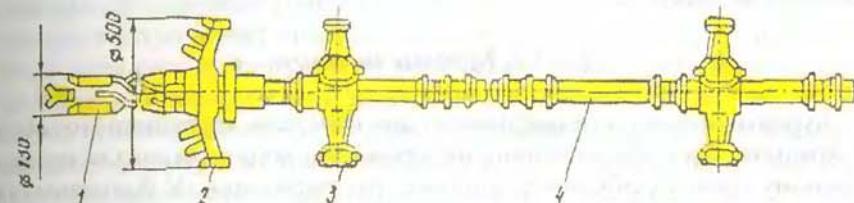


Рис. 2.2. Компоновки бурового става вращательно-штанговых буровых станков

Одной из наиболее важных операций процесса бурения считается удаление продуктов разрушения из забоя. При восходящем бурении (угол наклона скважины более 45° к горизонту) продукты разрушения удаляются под действием сил гравитации. При углах бурения менее 45° к горизонту конструктивное исполнение бурового инструмента должно обеспечивать принудительное удаление продуктов разрушения из забоя скважины.

Бурение скважин вращательно-штанговыми буровыми станками осуществляется в углях и породах средней крепости. Это вызывает необходимость применения исполнительных органов с различным по своим свойствам породоразрушающим инструментом: резцов, зубчатых шарошек или их комбинации.

Одной из задач бурения вращательно-штанговыми буровыми станками является создание заданной траектории скважины. Для исключения перекоса устанавливают опорные фонари (стабилизаторы). Первый фонарь размещается как можно ближе к исполнительному органу, последующие – через 2,5–5 м друг от друга.

На рис. 2.2. дана компоновка бурового става для бурения скважин.

Буровой инструмент станка БГА-4М имеет две компоновки – для бурения восстающих ($45\text{--}90^\circ$), а также слабонаклонных ($0\text{--}45^\circ$) и горизонтальных скважин. Буровой инструмент состоит из забурника 1, расширителя прямого хода 2, буровой штанги 4, опорного фонаря 3. При бурении скважин с углом наклона до 45° применяют штанги-шнеки.

Став буровых станков для бурения дегазационных и нагнетательных скважин состоит из пустотелых штанг и коронки. Штанги объединяют в буровой став посредством резьбовых соединений. Буровой став имеет осевой канал, по которому водовоздушная смесь подается на забой.

§ 2.5.2. Буровые штанги

Буровые штанги предназначены для передачи крутящего момента от вращателя и осевого усилия от механизма подачи станка исполнительному органу (забурнику, коронке, расширителю). У большинства буровых станков штанги обеспечивают подвод воды или водовоздушной смеси к забою скважины.

Штанги по конструктивному исполнению подразделяют на цельные, полые и двойные.

По назначению штанги можно подразделить на две группы: для патронных станков с проходным шпинделем (НКР-100М, БЖ-45/100Э) и для станков с подвижным вращателем или шпинделем, когда присоединение очередной штанги к буровому ставу осуществляют установкой штанги в патрон станка (БГА-2М, Б-100/200).

Штанги первой группы не имеют элементов для фиксации их в патроне и на подхвате, но имеют фигурные сечения под ключ на концах штанги. Штанги второй группы оснащены элементами фиксации в патроне и на подхвате.

Поверхности штанг, воспринимающие крутящий момент в патроне, могут использоваться под ключ для развинчивания штанг. Элементы, которыми штанга фиксируется в патроне, передают крутящий момент и осевое усилие (БГА-2).

В беспальцевых штангах крутящий момент воспринимают специальные поверхности на хвостовике штанги – крестообразные (ОБШ-2), гофрированные (БШ-2М) или в виде лысок (БГА-4М и БГА-2М). Осевое усилие передается уступами этих поверхностей или специальным буртом.

Все штанги станков, применяющихся для восстающего бурения, имеют бурт под установку подхвата.

Большинство штанг подземных буровых станков изготавливаются из проката трубы легированной стали марки 30ХГСА.

Ограничение затяжки резьбы при свинчивании штанги осуществляет ограничительный бурт.

С целью соединения штанг используется коническая замковая многозаходная резьба. Применяемые в штангах замковые конусные резьбы можно подразделить на три группы. К первой группе относят штанги станков, разработанных в Гипроникеле и Донгипроуглемаше. Они имеют замковые конические резьбы с конусностью 1:4 ($7^{\circ}30'$), причем выступ имеет трапециевидную форму. Ко второй группе относят штанги с конической резьбой (конусность $7^{\circ}30'$) треугольного профиля с симметричными выступом и впадиной. Такой тип резьбы имеют штанги буровых установок Анжерского машиностроительного завода и института «Гипромашобогащение». Третья группа – штанги с трапециевидной резьбой.

Конструкции наиболее типичных буровых штанг для подземного бурения приведены на рис. 2.3.

При бурении скважин под углом 0 – 45° к горизонту применяют штанги-шпеки (рис. 2.3), которые состоят из муфты 4, ниппеля 1, трубы 3 и приваренной к ней спирали 2. Спираль штампуют из листовой стали толщиной 3 – 5 мм.

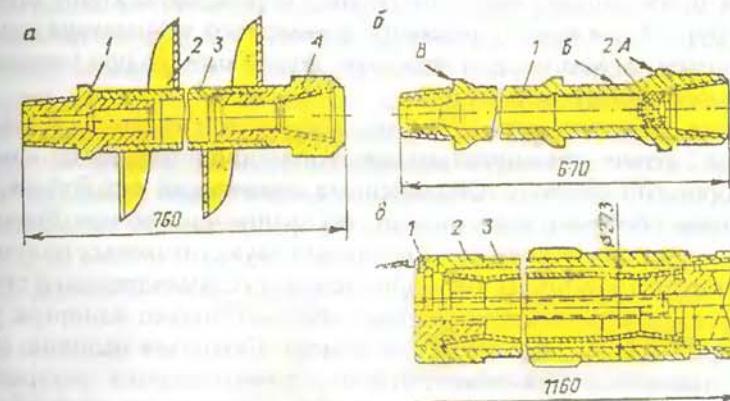


Рис. 2.3. Штанги станков врачающегося бурения

Наружный диаметр спирали на несколько миллиметров меньше диаметра расширителя прямого хода или буровой коронки. Буровые штанги станков БИК-2 и БИП-2 выполнены из трубы. Хвостовики штанг высажены; имеются посадочная поверхность и пазы для соединения штанги с патроном.

У станка Б-100/200 на поверхности хвостовика штанги выполнены две лыски, которые при установке в патрон охватываются задвижкой. Для предотвращения вытекания воды из бурового става при его на-

ращивании через каждые три-четыре штанги во внутреннюю полость штанги устанавливают обратный клапан.

Несколько отличается от всех рассмотренных выше штанга станка БГА-2. Она представляет собой вал, один конец которого утолщен и в нем выполнена внутренняя коническая резьба. С утолщенного конца в сквозное поперечное отверстие запрессован штифт, посредством которого штанга воспринимает крутящий момент и усилие подачи от бурового замка. Этот штифт служит также для удержания бурового инструмента от проворачивания при отвинчивании штанги. Для удержания става в скважине во время его наращивания или укорачивания на штанге имеется шейка с буртом.

Тело 1 буровой штанги станков БГА-4М и БГА-2М (рис. 2.3) – полое и имеет опорные бурты. Усилие подачи от замка при бурении вверх передается штанге через ее нижний торец; при разбуривании пионерной скважины обратным ходом – посредством опорного бурта А, входящего в расточку крышки замка. С целью удержания става в скважине во время его наращивания или демонтажа на штанге имеется шейка Б, входящая в вырез подхвата. На резьбовом конце штанги имеется бурт В для предотвращения чрезмерного затягивания резьбы во время работы. Клапан 2 задерживает воду в штанге при наращивании и демонтаже бурового става.

Буровая штанга станка ИКВ (рис. 2.3) состоит из внутренней 3 и наружной 2 штанг, объединенных шарикоподшипниковым замком 1 в одну сборочную единицу. Соединенные конической резьбой наружные штанги образуют став подачи, не врачающийся при бурении. Внутренние штанги стыкуются с помощью двухкулачковых полумуфт и образуют став вращения. Функции наружного и внутреннего ставов таким образом разделены: наружный передает только напорное усилие, внутренний – только крутящий момент. Благодаря наличию люфта в шариковой опоре обеспечивается самоустановка внутренних штанг по контактным площадкам кулачков, вследствие чего оба кулачка любого из двухкулачковых хвостовиков воспринимают строго одинаковые усилия (подшипниковая опора от неуравновешенного окружного усилия разгружена).

Для передачи напорного усилия от неподвижной наружной штанги к шарошкам буровая головка и разбуриватель снабжены подшипниковыми узлами.

Став подачи бурового станка «Стрела-77» предназначен для подачи снаряда-вращателя на забой и удержания его от проворота под действием реактивного момента на исполнительный орган со стороны

забоя. Став подачи состоит из буровых штанг и фонарей. Штанга представляет собой трубу, к которой с одной стороны приварен конический хвостовик, с другой – коническая втулка. При соединении штанг в став хвостовик каждой из них входит во втулку сопряженной штанги и фиксируется от рассоединения пальцем и шплинтом.

§ 2.5.3. Опорные фонари (стабилизаторы)

Для предотвращения изгиба бурового става в скважине применяют специальные устройства – опорные фонари (стабилизаторы). Их устанавливают на штанге на подшипниках качения.

По характеру взаимодействия опорных поверхностей со стенкой скважины разделяют опорные фонари с гарантированным зазором для ввода в скважину; с диаметром по опорным поверхностям больше диаметра буримой скважины (реечные фонари); ликвидирующие зазоры в процессе бурения.

Опорный фонарь бурового станка БГА-4М (рис. 2.4) состоит из штанги 2, на которой размещены шарикоподшипники 4. На последних установлен корпус 6, имеющий опорные поверхности 7. Шарикоподшипники защищены от попадания штыба и утечек смазки манжетами 3 и 10, установленными в расточках крышек 5 и 8. Лабиринтная гайка 9 поджимает крышку 8. Для удержания воды в буровой штанге установлен обратный клапан 1. Опорные фонари буровых станков БГА-2М и БГА-4М имеют аналогичную конструкцию. Отличительной особенностью является наличие только трех опорных поверхностей (лап).

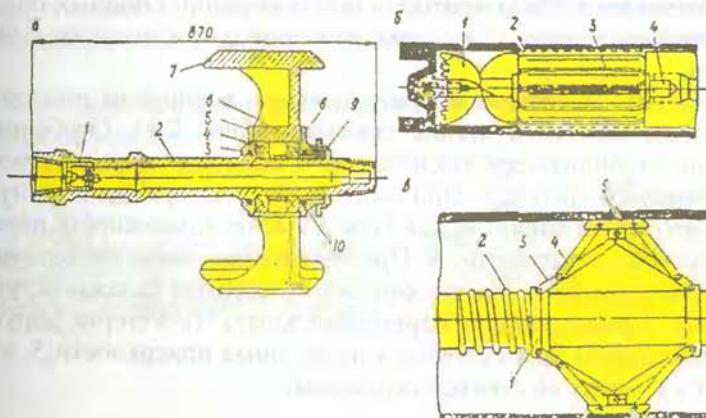


Рис. 2.4. Опорные фонари станков вращательного бурения

Стабилизатор буровых станков 1КВ и 2КВ представляет собой буровую штангу, на которой закреплены продольные ребра. Для ввода стабилизатора в скважину он выполнен несколько меньшего размера, чем диаметр пионерной скважины.

Фонарь станка «Стрела-77» состоит из двух полуфонарей, соединенных между собой болтами. В осевом направлении фонарь удерживается на штанге головкой и хвостовиком болта. Для крепления кабеля к электродвигателю снаряда-вращателя на фонаре имеется скоба.

Рассмотренные выше стабилизаторы не обеспечивают ликвидацию зазоров между опорными поверхностями и стенкой скважины. Наличие зазоров между опорными поверхностями и стенкой скважины является основной причиной получения скважин некруглой формы и отклонения их оси от заданного направления.

На практике часто применяют стабилизатор (рис. 2.4), выполненный в виде цилиндра. Стабилизатор 2 размещается на буровой штанге 4 непосредственно за исполнительным органом 1. Вращение от буровой штанги стабилизатор не получает. Длина цилиндра равна двойному диаметру. На поверхности цилиндра размещены зубчатые рейки 3. Диаметр стабилизатора по рейкам больше, чем диаметр скважины. Под действием осевого усилия стабилизатор вводится в скважину. Рейки врезаются в стенку скважины, стабилизируя буровой став и исполнительный орган.

Недостатками стабилизаторов, у которых опорные поверхности врезаются в стенки скважины, являются: необходимость создания большого усилия, что возможно только на установках большой мощности; зажоривание стабилизаторов при попадании опорных поверхностей в каверны стенки скважины, что приводит к авариям с буровым ставом.

Лишены этих недостатков стабилизаторы с упругим поджатием опорных поверхностей к стенке скважины (рис. 2.4). Особенность конструкции стабилизатора заключается в наличии упругого элемента 2 и подвижного хомута 1. При вводе стабилизатора в скважину упругий элемент сжимается, так как тяги 3 имеют возможность перемещения относительно рычагов 4. При изменении диаметра скважины опорные поверхности 5 теряют контакт со стенкой скважины, упругий элемент 2 разжимается, перемещая хомут 1. Усилие упругого элемента передается через рычаги 4 на опорные поверхности 5, которые входят в контакт со стенкой скважины.

§ 2.5.4. Режущие коронки

Режущие коронки используют для бурения скважин в тонких и маломощных угольных пластах. Характерной особенностью работы коронок является отсутствие пионерной скважины.

На коронках, работающих по принципу резания, режущие элементы устанавливают таким образом, чтобы вся площадь забоя скважины обрабатывалась сплошным резанием без оставления целиков. Коронки сплошного резания в зависимости от расположения режущих элементов образуют забой скважины плоской, конусной и криволинейной формы.

Забой плоской формы образуется лопастными коронками, режущие лезвия которых перпендикулярны к оси и по всей длине армированы пластинками твердого сплава.

Забой конусной формы создается пикообразными и гребенчатыми буровыми коронками. Они имеют три-четыре лезвия, армированные по всей длине пластинками твердого сплава, либо лучи со специальными гребенками с напаянными пластинками твердого сплава.

Коронки, при работе которых образуется криволинейный забой, имеют корпус полукруглой формы, на поверхности которого фрезеруются канавки для прохода буровой мелочи. Остальная поверхность корпуса армируется твердосплавными вставками, выступающими над телом корпуса на 4–6 мм.

Коронки с криволинейным профилем по величине затрат энергии на разрушение забоя не имеют существенных отличий от других коронок сплошного резания, а по характеру распределения сил, возникающих при работе, мало отличаются от коронок с конусным профилем.

Конструкции наиболее распространенных режущих коронок приведены на рис. 2.5.

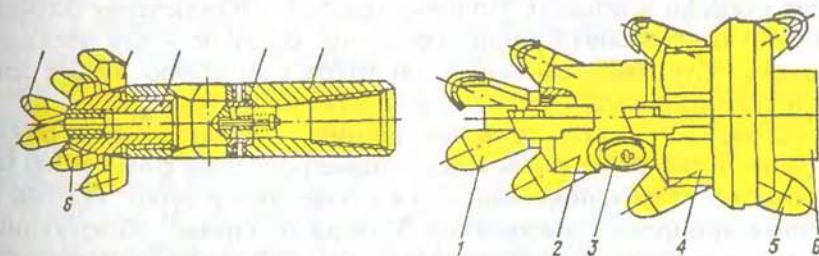


Рис. 2.5. Буровые коронки

Буровые коронки станков БИП-2 и БИК-2 (рис. 2.5) диаметром 90, 130, 170 мм состоят из передового резца 1, пустотелого переходника 3 со встроенным обратным клапаном 4, корпуса 5 и резцовых головок 2 и 6. Головки – сменные на диаметр 130 и 170 мм. Они фиксируются на корпусе посредством резьбы и армируются четырьмя резцами с твердосплавными пластинками. В комплект инструмента входит и трехшарочечное долото типа 1У97С. Обратный клапан пропускает промывочную жидкость из бурового става на забой скважины.

В комплект бурового станка Б-68 входит коронка диаметром 250 мм (рис. 2.5). Она состоит из резцовых головок 2 и 4, передового резца 1 и оконтуривающих шарошек 3. Корпус коронки армируется резцами 5 типа РК-8Б. Переходник коронки 6 имеет внутреннюю резьбу для соединения со штангами.

Буровая коронка станка Б-100/200Э отличается от буровой коронки станка Б-68 только тем, что в качестве оконтуривающих резцов используются зубчатые шарошки.

§ 2.5.5. Забурники

Забурники при бурении выполняют функции направляющего устройства и наряду с опорными фонарями являются одним из элементов, обеспечивающих прямолинейность скважины. Наибольшее распространение получили спиральные забурники. Рабочая часть забурника выполнена в виде трех (БГА-2) и четырех уступов, армированных пластинками твердого сплава или съемными резцами. Пластины и резцы установлены так, что боковые режущие кромки их выступают над телом забурника на 2–2,5 мм.

Забурники (рис. 2.6) подразделяются на длинные, рабочая часть которых составляет 7–12 их диаметров, и короткие с рабочей частью, равной 3–5 диаметрам. Длинные забурники предназначены для бурения скважин в мощных угольных пластах и обеспечения большей точности направления бурения скважины, короткие – для предварительного забуривания скважины при работе в выработке малого сечения и бурения в тонких пластах с неспокойной гипсометрией.

На рис. 2.6 показан длинный забурник бурового станка БГА-2. Забурник представляет собой шнек 2 диаметром 95 мм с шагом 300 мм. Верхняя часть забурника выполнена в виде трех уступов, каждый из которых армирован пластинками 3 твердого сплава, образующими три линии резания. К нижнему концу тела забурника приварен резьбовой хвостовик 1, который крепят при забуривании в шлицевом валу.

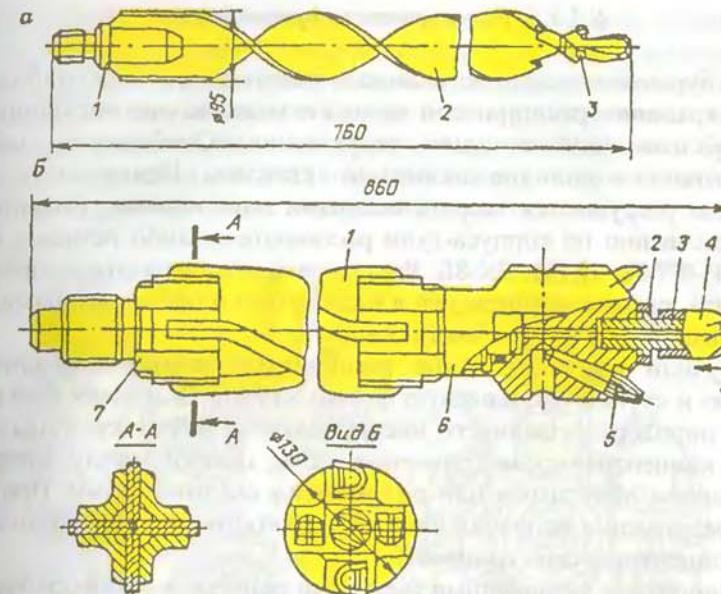


Рис. 2.6. Забурники буровых станков

Короткий забурник представляет собой соединенные вместе рабочую часть и хвостовик длинного забурника.

Забурник буровых станков БГА-4М и БГА-2М (рис. 2.6) представляет собой корпус 1, выполненный в виде шнека, сваренного из четырех полос так, что в середине остается канал для прохода воды к верхнему резцу забурника. В съемной головке 6 закреплены резцы 5 типа РК-8Б. Резцы размещены так, что две боковые режущие кромки выступают над телом головки забурника на 2,5 м. Третью линию резания образует резец 4 типа БИ-741Б, установленный на съемном хвостовике 3. Упор 2 удерживает съемный хвостовик от проворота. К корпусу 1 приварен хвостовик 7 с трапецидальной резьбой, посредством которой забурник соединяется с буровым ставом.

Для бурения направленных скважин можно применить секционный забурник. Он состоит из режущей головки и секций, которые соединяются между собой посредством конусной замковой резьбы либо пальца, обеспечивающего шарнирную связь. Благодаря такого вида связи создается некоторый изгиб секций относительно друг друга, что исключает прихват забурника в неспокойных по гипсометрии пластах.

§ 2.5.6. Расширители прямого хода

При бурении скважин по угольным пластам получили наибольшее распространение расширители прямого хода, осуществляющие режуще-скальывающий принцип разрушения. Особенность работы расширителей – наличие пионерной скважины. Поверхность забоя скважины разрушается твердосплавными пластинками, напаянными непосредственно на корпуса-лучи расширителя, либо резцами типов И-79Б, И-90МБ, ЗР480, РК-8Б. Расстановка породоразрушающего инструмента, расположение лучей в радиальном и осевом направлениях предопределяют форму забоя скважины.

Получили распространение расширители, создающие плоскую щелевую и ступенчато-щелевую формы забоев. Благодаря большому вылету породоразрушающего инструмента на забое скважины образуются концентрические кольцевые щели, целики между которыми разрушаются конусными или роликовыми скальвателями. При этой схеме разрушения основная часть поверхности забоя приходится на долю концентрических целиков.

Расширители, оснащенные съемными резцами, в процессе бурения образуют плоский или конусный сплошной забой. Посредством установки резцов под углом к оси скважины часть забоя разрушается скальванием целиков между соседними линиями резания боковыми гранями резцов.

Режуще-скальывающие резцовые ступенчатые расширители прямого хода характеризуются значительно меньшими затратами энергии на разрушение по сравнению с другими расширителями; возможностью использования на угольных пластах любой крепости с твердыми включениями и породными прослойками; большей стойкостью применяемых резцов, позволяющих бурить скважины на проектную глубину без демонтажа бурового става для замены износившихся режущих элементов; простотой замены затупившихся или вышедших из строя резцов; способностью следовать гипсометрии пласта при бурении глубоких скважин по тонким пластам.

На рис. 2.7 представлен расширитель прямого хода бурового станка БГА-4М. Расширитель разбуривает скважину диаметром 130 мм, выбуруиваемую забурником, до диаметра 500 мм.

Он состоит из корпусов-лучей 4, закрепленных на переходнике 8 перпендикулярно друг другу. На лучах размещены резцы 2 типа И-79Б, зафиксированные болтами 9. Резцы 3 типа РК-8Б размещены только в периферийных линиях резания. К верхнему торцу корпуса-

луча приварена втулка 1 для центрирования забурника, соединяемого трапецидальной резьбой с переходником. Гайками 6 закреплены две форсунки 7 для орошения забоя скважины. В верхней части переходника установлено резиновое кольцо 5 для уплотнения, в нижней – имеются внутренняя коническая резьба для соединения с буровыми штангами, проточка для установки расширителя на подхват с целью соединения расширителя с корпусом бурового замка.

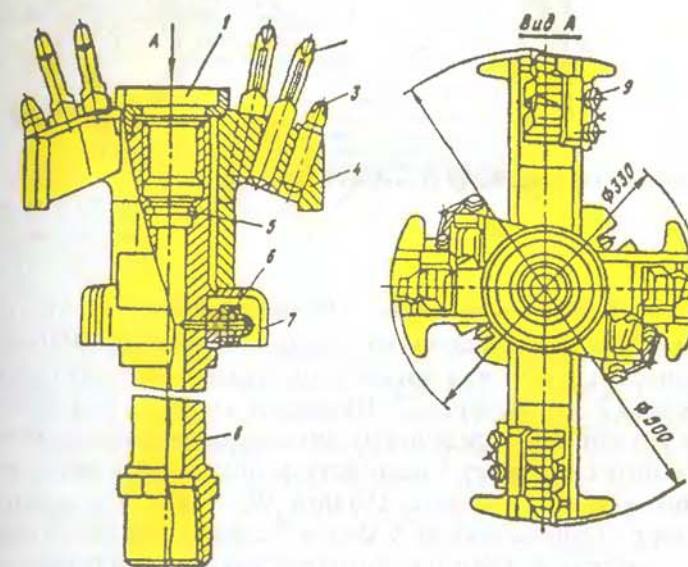


Рис. 2.7. Расширитель прямого хода

§ 2.5.7. Расширители обратного хода

Расширителем обратного хода скважины разбуриваются до большего диаметра путем подтягивания бурового става к станку.

На рис. 2.8. показан резцовый расширитель буровых станков БГА-4М и БГА-2М для разбуривания скважин до диаметра 670 и 850 мм. Расширитель состоит из трех сменных корпусов-лучей 2 с резцодержателями 3, переходника 7, форсунок 6 и резцов 5, закрепленных стопорными болтами 4. Винт 1 фиксирует лучи от осевого перемещения. Кольцо 8 предотвращает утечки воды.

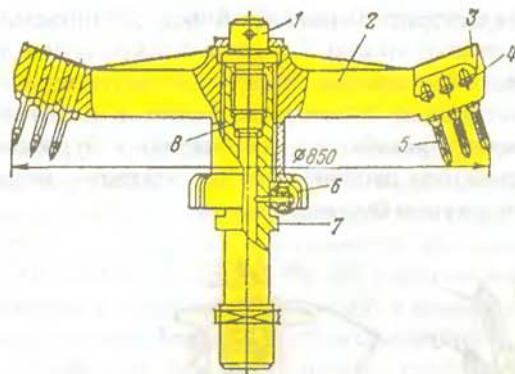


Рис. 2.8. Резцовый расширитель обратного хода

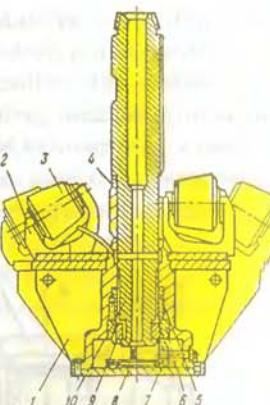


Рис. 2.9. Шарошечный расширитель обратного хода

Шарошечный расширитель (рис. 2.9) бурового станка 2КВ предназначен для разбуривания восстающих скважин до диаметра 1500 мм.

Расширитель состоит из корпуса 1, на верхней плите которого укреплены опоры 2 для шарошек 3. Шлицевая втулка 5 запрессована в корпус 1 и служит для передачи ему крутящего момента, коническая втулка 9 крепится к корпусу 1 посредством болтов и служит для передачи осевого усилия на корпус. Штанга 10 служит для соединения расширителя с буровым ставом. Салазки 7 служат для дистанционного ввода конических кулаков 6 в зацепление со штангой расширителя. Крышка 8 является одновременно направляющей для перемещения салазок. Кернорватель 4 стопорит штангу в верхнем положении, а также разрушает кольцевой керн, образующийся между штангой и шарошками внутреннего ряда.

2.5.8. Редукторные расширители

В отдельную группу исполнительных органов буровых станков можно выделить редукторные расширители, которые позволяют увеличивать крутящий момент непосредственно у забоя скважины.

Ангерским машиностроительным заводом и институтом «Донгипроуглемани» разработан редукторный расширитель Р-1300, который позволяет разбуривать скважины диаметром 500 мм до диаметра 1300 мм.

Расширитель состоит из приводного вала, тормозного фонаря, редуктора и режущих коронок. Коронки оснащаются тангенциальными резами РКС-1.

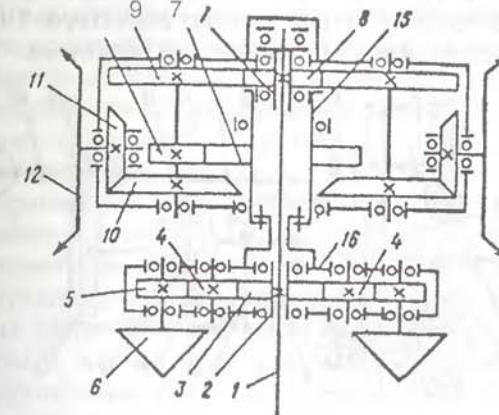


Рис. 2.10. Редукторный расширитель Р-1300

Кинематическая схема расширителя приведена на рис. 2.10. Вращение от станка по буровому ставу передается приводному валу 1, на котором закреплена втулка 2. На последней установлено зубчатое колесо 3 тормозного фонаря. Коронкам 6 тормозного фонаря вращение передается от зубчатого колеса 3 через шестерни 4 и 5. Тормозной фонарь переходкой 16 связан с редуктором расширителя.

При вращении приводного вала 1 редуктора приводится в движение втулка 7, на которой жестко укреплено зубчатое колесо 8. Последнее передает вращение зубчатому колесу 9 и далее зубчатым колесам 13, 10. Зубчатое колесо 10 через колесо 11 приводит во вращение режущую коронку 12. Зубчатое колесо 13 обкатывается по неподвижному колесу 14, закрепленному на стакане 15, и приводит во вращение корпус редуктора относительно оси скважины. Неподвижность стакана 15 достигается за счет жесткого соединения его с переходкой 16. Неподвижность последней обеспечивается опорными башмаками тормозного фонаря, которые упираются в стенки скважины, выбираемой коронками 6.

К редукторным исполнительным органам относится и снаряд-вращатель (рис. 2.11) станка «Стрела-77». Снаряд-вращатель состоит из четырех редукторов: входного, планетарного кривошинного и выходного, смонтированных в стальном корпусе, корпусе водила и крыльях.

Входной редуктор состоит из шлицевого вала с зубчатой полу-муфтой 15, на котором установлена шестерня 14. Эта шестерня входит в зацепление с зубчатым колесом 13, которое установлено на шлицевой вал-шестерню 12 планетарного редуктора. Последняя расположена в корпусе водила 16 планетарного редуктора.

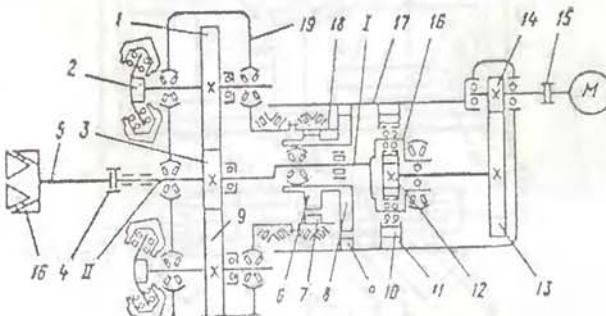


Рис. 2.11. Исполнительный орган буровой машины «Стрела-77»

К корпусу водила 16 крепится штифтами эксцентриковый вал 1.

Вал-шестерня 12 находится в зацеплении с тремя сателлитами 10. Сателлиты 10 зацепляются с зубчатым венцом 11, запрессованным в корпусе 17 редуктора.

В кривошипном редукторе на эксцентрической части вала 1 установлена блок-шестерня, зубчатый венец 8 которой зацепляется с зубчатым венцом 9, запрессованным в корпус 17. Зубчатый венец 6 блок-шестерни зацепляется с зубчатым венцом 7, укрепленным в ступице 18. К последней крепится водило 19, в котором смонтирован выходной редуктор.

На шлицах эксцентрикового вала посажены шестерня 3 выходного редуктора и зубчатая муфта 4. Шестерня 3 находится в зацеплении с тремя зубчатыми колесами 1, которые посажены на шлицах выходных валов редуктора. Каждый вал смонтирован в водиле 19 на двух подшипниках. На свободные (выходные) шлицевые концы валов устанавливаются корпуса 2 долот. Вал 11 зубчатой полумуфтой соединяется с зубчатой муфтой 4 эксцентрикового вала 1. На вал 5 на шлицах установлен корпус патрона 16, в который по конической замковой резьбе ввинчивается опережающее трехшарошечное долото диаметром 190 мм.

Работает снаряд-вращатель следующим образом. От электро- или пневмодвигателя через зубчатую полумуфту 15 получает вращение

шлицевой вал, на котором жестко укреплена шестерня 14. От последней вращение передается зубчатому колесу 13, жестко укрепленному на вал-шестерне 12. Вал-шестерня 12 входит в зацепление с тремя сателлитами 10 планетарного редуктора. При вращении сателлиты обкатываются по неподвижному венцу 11, запрессованному в корпус 17 редуктора. Корпус от поворота удерживается лыжами, контактирующими при забуривании со специальным устройством, а при входении в скважину – со стенкой скважины.

При перекатывании сателлитов по зубчатому венцу оси сателлитов совершают круговое перемещение в пространстве, и так как они запрессованы в водило 16, то приводят его во вращение. Водило жестко соединено с эксцентриковым валом 1, поэтому вал вращается с частотой вращения водила. На эксцентриковом валу укреплена блок-шестерня. Один зубчатый венец блок-шестерни входит в зацепление с венцом 9, жестко запрессованным в корпус 17, а другой – с венцом 7, соединенным штифтами со ступицей 18. Такая кинематическая цепь позволяет при вращении эксцентрикового вала 1 одному венцу блок-шестерни обегать по неподвижному венцу 9, а другому – приводить во вращение ступицу 18, болтами соединенную с корпусом водила 19. При вращении ступицы 18 совершает вращательное движение и корпус водила 19. От эксцентрикового вала 1 вращение от шестерни 3 передается трем зубчатым колесам 1, а от них – валам с разрушающим инструментом (зубчатыми шарошками) 2. Зубчатые шарошки совершают сложное пространственное перемещение, так как их траектория складывается из траекторий вращения корпуса водила и собственного вращения.

От эксцентрикового вала 1 через зубчатую муфту 4 получает вращение вал 5, а от него – патрон 16 с опережающим долотом.

Таким образом, благодаря комбинации из трех редукторов достигается возможность сложного пространственного перемещения разрушающего инструмента (зубчатых шарошек) и независимое от них вращение опережающего долота.

§ 2.5.9. Буровой инструмент горных сверл

Инструмент сверла состоит из штанги и съемного резца, армированного твердым сплавом. Штанги изготавливают из витой, шестиугольной и круглой пустотелой буровой стали. Круглые и шестиугольные штанги применяют при бурении с интенсивной промывкой, требующей значительного расхода жидкости.

При бурении с увлажнением применяют штанги из пустотелой витой стали. Буровая мелочь выдается шнеком штанги.

Буровой инструмент для ручных и колонковых сверл конструктивно выполнен одинаково. Буровая штанга состоит из хвостовика, тела штанги, головки с отверстием, в которое вставляется хвостовик резца, закрепляемый шплинтом. Резцы для ручных и колонковых сверл изготавливают из легированной стали и перья их армируют пластинками твердого сплава ВК-6, ВК-8 или ВК-8П. Для работы с промывкой резцы имеют осевой канал для подачи воды в шпур.

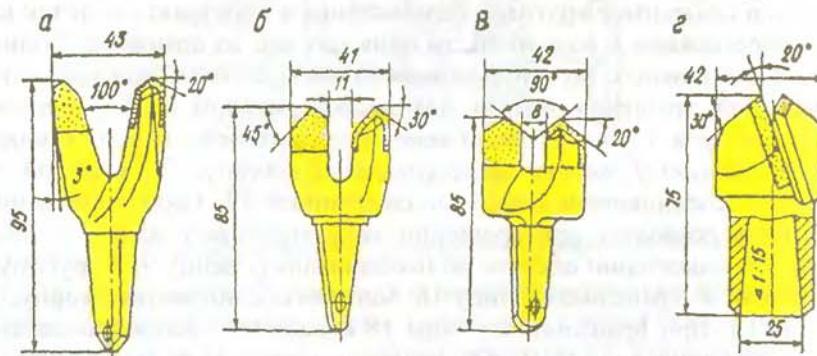


Рис. 2.12. Буровые резцы горных сверл

Различают резцы угольные (рис. 2.12, а), угольно-породные (рис. 2.12, б) и породные (рис. 2.12, в). Как угольный, так и породный резцы состоят из перьев с режущими кромками корпуса и хвостовика для крепления резца в головке буровой штанги. Резец имеет переднюю и заднюю грани, пересечения которых образуют главную режущую кромку и кромку рассечки (раствор резца).

Угольные резцы предназначены для ручных сверл при работе по углю любой крепости и породам с коэффициентом крепости $f \leq 3$.

Угольно-породные резцы предназначены для ручных и колонковых сверл при работе по углю любой крепости и породе с коэффициентом крепости $f = 2 - 6$.

Породные резцы предназначены для колонковых сверл и бурильных установок. Породные резцы подразделяют на резцы для пород средней крепости ($f = 4 - 8$) и крепких ($f = 8 - 12$).

Угольные резцы РУ-4М (см. рис. 2.12, а) широко применяют в угольной промышленности России. Резцы РУ-4М, а также типа РМ имеют рассечку (раствор) режущего типа и обеспечивают высокую

скорость бурения вязких пород. Они выпускаются двух типоразмеров: диаметром 40 (РМ-40А) и 43 мм (РМ-43).

Для угольных резцов характерно наличие больших диаметров рассечки и положительных либо нулевых передних углов. Это способствует снижению усилий подачи, что особенно важно для ручных сверл. У-образные рассечки скальвающего типа используют в резцах для бурения хрупких пород. V-образные рассечки режущего типа – в резцах для вязких пород.

Угольно-породные резцы (см. рис. 2.12, б) имеют асимметричные режущие кромки, что способствует снижению усилия подачи. Выпускаются две модификации резцов: РУ-13 Кузнецкого и РУ-13М (см. рис. 2.12, б) Краснолучского машиностроительных заводов. Наряду с резцами РУ-13 выпускают резцы ТУ6-1 с симметричными перьями и увеличенным до 16 мм раствором.

Породные резцы в сравнении с угольными имеют меньшую величину рассечки, диаметр которой находится в пределах 8 – 12 мм, более короткие перья и, как правило, отрицательные передние углы.

Выдача продуктов разрушения из шпура у резцов для пород средней крепости производится промывкой или витыми буровыми штангами, у резцов для крепких пород – путем промывки водой. В случае отсутствия воды в шахте (например, в условиях вечной мерзлоты) возможно применение пылеотсоса.

Конструкции резцов для пород средней крепости рассмотрим на примере резца РП-7 (см. рис. 2.12, в). Резец используют с витой штангой. Аналогичный по конструкции режущей части резец РП-7Ц имеет отверстие для подачи воды и работает с витой пустотелой штангой.

У резцов БИ-741В передний угол, равный 15°, отрицательный. Эти резцы соединяются с буровой штангой шестиугольного сечения с помощью конусного соединения. В корпусе резца предусмотрены два промывочных отверстия.

Резцы РБ42-2 предназначены для бурения пород с коэффициентом крепости $f = 5 - 15$. Принципиальной особенностью их является оснащение твердосплавными вставками линзообразного сечения, установленного под отрицательным углом, равным 20°.

Для бурения крепких пород предназначены и резцы РП-42 (рис. 2.12, г). Они имеют: малый внешний угол, равный 60°; смещение главной и боковой кромок плоской твердосплавной вставки с радиальным направления в сторону врацения, а вспомогательной кромки и кромки рассечки – в обратном направлении; передний отрицатель-

ный угол, изменяющийся по длине режущей кромки от – 10 до – 20° при угле заострения 80°.

Эти резцы наряду с высокой прочностью, обеспечивают высокие скорости бурения при усилиях подачи до 20 кН и благодаря малому концевому углу – удобство и быстроту забуривания.

Стремление повысить прочность режущих кромок привело к созданию двухперых резцов РПХ-2. Их прерывистая режущая кромка образована твердосплавными вставками с цилиндрической передней поверхностью.

В корпусе резца для промывки предусмотрены два-три отверстия. Для обеспечения высокой скорости бурения эти резцы требуют значительных усилий подачи – до 25 кН.

§ 2.5.10. Буровой инструмент перфораторов

В качестве бурового инструмента применяют буры или буровые штанги с головками или, чаще, съемными коронками. Буры могут быть цельными или составными. На рис. 2.13, а показан буровой инструмент перфоратора. Бур состоит из стального шестигранника 4 с отверстием 3 для подачи в шпур промывочной воды, хвостовика 6 с буртом 5 и головки 2, армированной твердым сплавом 1. Разрушение породы производят головка или съемная коронка 7. Хвостовик бура устанавливают в поворотной буксе перфоратора.

Составные буры (рис. 2.13, б) благодаря простоте и удобству эксплуатации получили более широкое распространение при подземном бурении. Они состоят из отдельных штанг 3 с осевым каналом 4, соединяемых резьбовой муфтой 2. Хвостовик 5 штанги закрепляют в перфораторе, а на противоположном ее конце крепят на резьбе или конусной посадке коронку 1. Удары поршня перфоратора воспринимает хвостовик штанги.

Буровые штанги изготавливают из инструментальных сталей марок 55С2, 95ХМА, 18ХГТ, поверхность которых упрочняется. Особенно упрочняют хвостовик штанги. Его твердость должна составлять 45 – 50 HRC. Применение буров, набранных из отдельных штанг, позволит вместо нескольких иметь один составной бур, что облегчает их транспортирование и эксплуатацию.

Для ручных перфораторов применяют шестигранные буровые штанги с размером 19, 22 и 25 мм между параллельными гранями.

Для колонковых перфораторов используют штанги круглого сечения диаметром 28, 32 и 38 мм.

При бурении взрывных скважин диаметром до 70 мм и глубиной до 50 м распространены составные буровые штанги круглого сечения диаметром 28, 32 и 38 мм.

Коронка соединяется со штангой посредством резьбы или гладкого конуса с углом наклона 3°31'. Последнее более удобно при съеме и установке коронки.

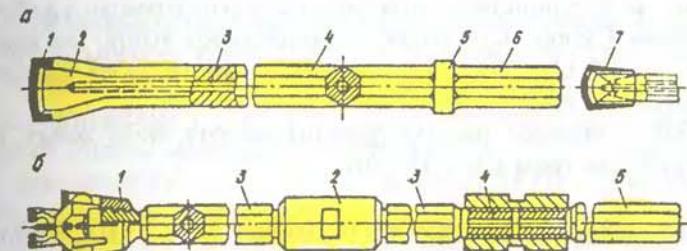


Рис. 2.13. Буровой инструмент перфораторов

В зависимости от назначения применяют различные типы коронок:

- долотчатые пластинчатые КДП – для бурения вязких монолитных пород;
- долотчатые штыревые КДШ – для бурения хрупких монолитных пород;
- трехперые пластинчатые КТП – для бурения вязких монолитных и трещиноватых пород;
- трехперые штыревые КТШ – для бурения хрупких монолитных и трещиноватых пород;
- крестовые пластинчатые ККП – для бурения вязких трещиноватых и абразивных пород;
- крестовые штыревые ККШ – для бурения хрупких трещиноватых и абразивных пород;
- незатачиваемые (одноразового действия) КНШ (КОШ) штыревые – для бурения крепких монолитных абразивных пород.

Имеются долота, у которых есть лезвия, выдвинутые по отношению к основным. Такие лезвия называют опережающими. Если опережающие лезвия вводятся по центру долота, то их называют центральными. Лезвия, обрабатывающие скважину по диаметру, называют боковыми.

По роду удаления буровой мелочи из забоя скважины долота подразделяют на долота с центральной, эксцентриковой и внешней продувкой. При внешней продувке струя воздуха или воздушно-водяной

смеси проходит из промывочного отверстия пневмоударника между лезвиями долота к забою скважины, минуя корпус долота. При такой системе удаления буровой мелочи долото не имеет внутренних каналов. Первые две системы предусматривают наличие каналов внутри долота. Внешняя продувка распространена наиболее широко.

Долота с опережающими лезвиями получили наибольшее распространение. К достоинствам этих долот следует отнести удобство при забуривании. Скорость проходки у таких долот выше, так как работа боковых лезвий облегчается созданием в центре забоя дополнительной обнаженной плоскости.

Наиболее широко распространены долота погружных пневмоударников диаметром 105 и 155 мм.

§ 2.5.11. Буровой инструмент шахтных бурильных установок

Буровой инструмент бурильных установок представляет собой составной бур со съемной коронкой. Бур состоит из коронки, штанги и хвостовика. Иногда хвостовик и штанга выполнены, как одно целое. Буровые штанги, как и у перфораторов изготавливают из легированных сталей. Хвостовик для бурильных головок делают из легированной стали марки 12ХН3А.

Кроме коронок типов КДП, ККП, КДШ, КТШ, КНШ (КОШ), рассмотренных выше, в бурильных установках используют коронки долотчатого типа, имеющие асимметрично заточенные лезвия: Как правило, эти коронки применяют в установках вращательно-ударного действия. Существуют три типа таких коронок: БУ-11000-1-06, БУ-42С, КУВШ-42А. Передней грани у них придается отрицательный угол, равный 25° , а задней – угол, равный 30° . Коронки армируют пластинками из твердого сплава марки ВК6В. У коронки БУ-11000-1-06 пластинки твердого сплава 1 расположены в одном пазу (рис. 2.14). У коронки БУ-42С пластинки смешены одна относительно другой на 12 мм. Коронка КУВШ-42А армирована штырями, имеющими асимметричную заточку.

Соединение буровых коронок со штангой может быть конусным (угол при вершине конуса 5° или 7°) и резьбовым. Резьбовые соединения бывают нескольких типов. Наибольшее распространение получили коронки с упором в дно. В таком случае во внутренней части корпуса коронки выполнена резьба круглого профиля, так что штанга упирается в дно коронки.

При соединении с упором в бурт штанги корпус 2 коронки упирается своей торцовой частью в торец бурта штанги. При соединении муфтой используют специальную сквозную резьбовую муфту, в которую с одной стороны вворачивается хвостовик коронки, а с другой – штанга. При соединении используют специальный резьбовой ниппель.

Коронка перфоратора (рис. 2.14) состоит из корпуса 3 и пластинчатого или штыревого твердосплавного вооружения 1 из сплава марки ВК-15. Для подачи воды к забою предусмотрено отверстие 2. Твердосплавное вооружение 1 – это либо пластинки, либо круглые стержни из твердого сплава марки ВК-15 для пород с $f = 12$, марок ВК8 и ВК8В – для пород с $f = 10 - 12$, марок ВК6 и ВК6В – для пород с $f = 10$. Твердые сплавы представляют собой смеси порошков карбида, вольфрама и кобальта, спеченные при высоких температуре и давлении. Цифра в марке твердого сплава указывает на содержание кобальта в процентах. Сплавы с малым содержанием кобальта обладают более высокой твердостью, но они и более хрупкие.

В последнее время заводы горного машиностроения освоили выпуск коронок типа КНШ – коронок незатачиваемых штыревых. Они предназначены для бурения хрупких абразивных пород.

Незатачиваемые штыревые коронки армируют цилиндрическими штырями твердого сплава с закругленной головкой.

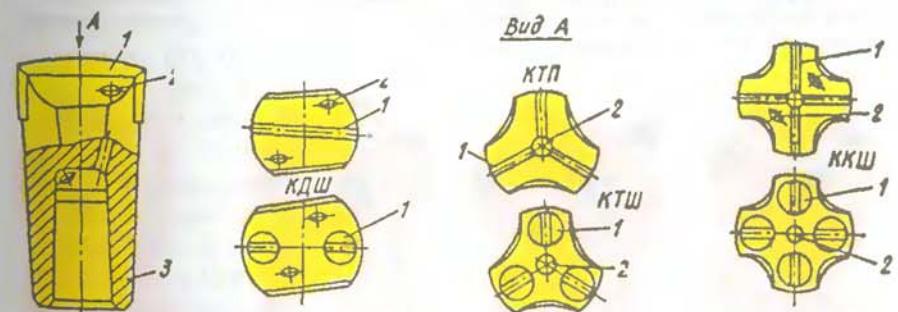


Рис. 2.14. Буровые коронки перфораторов

Срок использования таких коронок в 1,7 – 2 раза больше, чем у долотчатых. Они не требуют заточки, что позволяет бурить ими глубокие скважины без разборки бурового става для замены коронки. После прохода 150 – 300 м скважины рекомендуется шлифовать торцы вставок для удаления поверхностного слоя усталостных трещин. В

противном случае трещины углубляются и приводят к излому твердого сплава.

Для коронок установлен следующий ряд наружных диаметров: 32, 36, 40, 43, 46, 52, 56, 60, 65, 70, 75, 85 мм.

Все коронки, кроме коронок типа КНШ, подлежат заточке после затупления.

На рис. 2.14а представлены конические коронки фирмы "Atlas Copco" (Швеция).



Модель-14
Для средних и крепких пород.
2 фронтальных
и 1 боковое промывочные отверстия.

Модель-17
Круглая коронка для мягких, средних и крепких пород. Боковая и фронтальная промывка.
Диаметр до 34 мм

Модель-19
Для мягких пород.
Промывка с фронтальной части.
Модель-23
Для мягких и абразивных пород.
Фронтальная и боковая промывка.



Модель-25
Для мягких и средних/крепких пород.
Боковая промывка.

Модель-26
Для мягких пород.
Фронтальная и боковая промывка

Модель-27
Круглая коронка для средних и крепких пород. Боковая и фронтальная промывка.
Диаметр от 35 мм.

Модель-56
Круглая коронка для средних/крепких и весьма крепких пород. Боковая и фронтальная промывка.



Крестообразная коронка
Для крепких и абразивных пород. Фронтальная и боковая промывка

Рис. 2.14 а. Конические буровые коронки для подземного бурения (фирма "Atlas Copco")

§ 2.5.12. Долота погружных пневмоударников

Буровые долота для погружных пневмоударников предназначаются для разрушения забоя скважин и должны отвечать следующим требованиям: иметь высокую прочность и износостойкость; быть простыми в изготовлении; допускать многократную заточку и способствовать удалению буровой мелочи из забоя скважины.

Долото (рис. 2.15, а) представляет собой короткий стержень, который служит для передачи ударного импульса от ударника к забою скважины. Корпус 2 долота заканчивается хвостовиком 1. Хвостовик имеет плоскую грань и воспринимает удары поршня. Кроме того, он отделяет внутреннюю полость цилиндра от атмосферы. Головная часть долота 3 армируется пластинками твердого сплава 4, которые вместе с передними гранями головки 5 заканчиваются лезвиями 6. Лезвием, таким образом, является линия пересечения двух граней. Иногда долото разделяют на две части: хвостовик 1 и коронку 2 (рис. 2.15, б). Коронка имеет головную часть 3, которой присущи все вышеописанные элементы. Коронка с хвостовиком соединяется посредством резьбы или конусного соединения. Пневмоударники, как правило, оснащают долотами. Долото представляет собой единую конструкцию и передает энергию удара практически без потерь. Коронка, посаженная на хвостовик, теряет часть энергии удара в соединении. Преимуществом коронки считается то, что она позволяет экономить металл при изготовлении бурового инструмента.

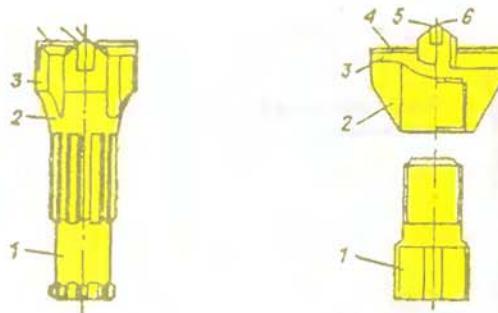


Рис. 2.15. Долота погружных пневмоударников

§ 2.6. Перфораторы

Перфораторы классифицируют по роду потребляемой энергии на пневматические и гидравлические. В угольной и горнорудной промышленности широкое распространение получили пневматические перфораторы; гидравлические находятся в стадии опытной эксплуатации.

Пневматический перфоратор представляет собой поршневую машину ударно-поворотного действия и предназначен для бурения шпуров в крепких породах с $f=8-20$. В зависимости от условий применения и конструкции пневматические перфораторы подразделяют на переносные, колонковые и телескопные.

Пневматические *переносные* перфораторы (ПП) имеют массу 24-33 кг, применяются с установочно-подающими пневматическими однопоршневыми поддержками и представляют собой легкую буровую машину.

Применявшийся ранее термин «ручной» не соответствует действительности. Исключение составляют тяжелые перфораторы типа ПП-63В (масса 33 кг), которыми работают вручную при нисходящем бурении. При этом вес перфоратора играет положительную роль – способствует прижатию бура к забою шпура, что уменьшает мускульные усилия бурильщика.

Колонковые перфораторы устанавливают на распорных колонках или манипуляторах погрузочных машин, а также на других подающих устройствах при наличии специальных кареток, по которым перемещается перфоратор. Перфораторы этого типа предназначены для бурения шпуров и скважин в крепких породах,

Телескопные перфораторы конструктивно представляют собой единое целое перфоратора и пневмоподдержки, соединенных между собой стяжными болтами. Перфораторы этого типа применяют для бурения восстающих шпуров и скважин в крепких породах.

Пневматические перфораторы изготавливают трех основных типоразмеров: ПП-35В (П – перфоратор, П – переносной, 35 – энергия удара, Дж; В – пылеподавление водой), ПП-54В, ПП-63В. Все эти перфораторы имеют глушители шума и виброгасящие устройства. Существуют модификации этих трех типов перфораторов: ПП-54ВБ, ПП-63ВБ, которые оснащены муфтой боковой промывки (буква «Б»); ПП-63С – для бурения нисходящих шпуров диаметром до 46 мм в обводненных шахтных стволах с интенсивной центральной продувкой (буква «С» – продувка); ПП-63П – для бурения шпуров с центральным пылеотсосом (буква «П»); ПП-63СВП – с интенсивной продувкой шпера и увлажнением пыли.

Переносные перфораторы предназначены для бурения шпуров диаметром 32-46 мм с пневматических поддержек или с других подающих устройств при проведении горных выработок и добыче полезных ископаемых в породах с $f=6-20$. Техническая характеристика переносных перфораторов при давлении воздуха в сети 0,5 МПа приведена в таблице 2.2.

Таблица 2.2

Параметры	Перфоратор			
	ПП-36	ПП-50	ПП-54	ПП-63
Масса, кг, не более (со средствами шумовиброзащиты)	24	30	32	35
Энергия удара, Дж, не менее	36	50	54	63
Частота ударов, с^{-1} , не менее	38,3	34	38,3	30
Крутящий момент, Нм, не менее	18	20	26,5	26,5
Расход воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$	2,6	3,2	4	5
Уровень звука, дБ	111	111	112	113
Глубина бурения, м, не более	2	3	4	5
Коэффициент крепости f пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова	12	14	14	20

Таблица 2.3

Характеристика перфораторов

Показатель	Перфоратор переносной							
	ПП-36В	ПП-50В1	ПП-54В1	ПП-54ВВ1	ПП-63В	ПП-63ВВ	ПП-63С	ПП-63Б
Масса, кг	24	30	31,5	31,5	33	33	33	33
Длина, мм	705	717	820	895	860	920	750	880
Диаметр поршня, мм	72	80	85	85	75	75	75	75
Ход поршня, мм	46	45	45	45	71	71	71	71
Расход воздуха, м ³ /мин	2,8	3,4	4,1	4,1	3,85	3,85	3,85	3,85
Частота ударов, с ⁻¹	38,33	37	39,16	39,16	30	30	30	30
Энергия удара, Дж	36	54	55,5	55,5	63,74	63,74	63,74	63,74
Мощность, кВт	1,6	2,2	2,36	2,36	2,2	2,2	2,2	2,2
Крутящий момент, Н•м	20	20	29,43	29,43	26,93	26,93	26,93	26,93
Диаметр коронки, мм	32-40	36-40	40-16	40-46	40-60	40-60	40-60	40-60
Максимальная глубина бурения, м	2	3	4	4	5	5	5	5
Диаметр шланга, мм:								
воздушного	25	25	25	25	25	25	25	25
водяного	12	12	12	12	12	-	-	-
Осевое усилие подачи, Н	830	800	1190	1190	910	910	910	910
Ход телескопа, мм	-	-	-	-	-	-	-	-
Завод-изготовитель	«Пневматика»	Криворожский завод горного обрудования	«Пневматика»					

Таблица 2.4

Показатель	Перфоратор переносной				Буровая коронка			
	ПП-63СВВ	ПР-30К	ПК-60А	ПК-75А	телескопический ПГ-48А	БГП	БГА	ГБГ 180-250 (гидравлическая)
Масса, кг	33	36	60	75	135	140	118	48
Длина, мм	880	650	600	700	725	1070	870	1470
Диаметр поршня, мм	75	76	110	125	140	100	35,5-40	100
Ход поршня, мм	71	70	40	55	40	45	60	35
Расход воздуха, м ³ /мин	3,85	4	9,1	13	14	10	-	5,8
Частота ударов, с ⁻¹	30	37	45	37	46	43	40-60	43,3
Энергия удара, Дж	63,74	60	95	176	190	83	125-189	86,3
Мощность, кВт	2,2	3,2	5,25	8,1	10,1	3,5	15,35	3,9
Крутящий момент, Н•м	26,93	18	160	255	225	216	250	32,3
Диаметр коронки, мм	40-60	38-46	40-65	45-85	40-57	42-52	40-60	52-85
Максимальная глубина бурения, м	5	4	25	50	5	5	5	15
Диаметр шланга, мм:								
воздушного	25	25	32	38	38	-	-	25
водяного	-	12	18	18	18	12	12	12
Осевое усилие подачи, Н	910	800	8000	10000	11000	60000	80000	1700
Ход телескопа, мм	-	-	-	-	-	-	-	650
Завод-изготовитель	«Пневматика»	Кыштымский завод горного обрудования	Старооскольский 3-й горный обрудования					

Таблица 2.5

Пневматические перфораторы фирмы «Atlas Copco» – COP-900

№ п/п	Технические характеристики	Ед. из- мер.	Бурение шпуров при поведении горных выработок				Тип перфоратора				Бурение глубоких скважин			
			COP925	COP928	COP932	COP938	FS	MS	COP932	MS	COP938MS	COP938TMS		
1	Диаметр коронки	мм	35-38	38-43	37-43	37-43			48-64		64-76 ²		64-76 ²	
2	Максимальный крутящий момент при давлении 6 бар	Н.м	160	160	240	240			240		240		240	
3	Буровые штанги	-	Н-25 интеграл. Нex-25 шестигран.	Н-28-Нex-28 шестигран.	шести-гран. с резьбой R32	шести-гран. с резьбой R38			надставные с резьбой R38 R32		надставные с резьбой R38		надставные с резьбой Т38	
4	Система промывки	-	центриральн.	боковая					боковая				боковая	
5	Средний расход воздуха при давлении 6 бар	л/с	20	30	50	50			50		50		50	
6	Средний расход воды при давлении 5бар/10бар	л/с	0,35 / -	0,75 / -	0,9 / 1,13	0,9 / 1,13			0,9 / 1,13		0,9 / 1,13		0,9 / 1,13	
7	Ударный механизм: диаметр цилиндра ход поршня частота ударов	мм мм Гц	115 38÷60 41÷51	115 38÷60 41÷51	115 38÷60 41÷51	115 38÷60 41÷51			115 30÷60 41÷51		115 38÷60 41÷51		115 38÷60 41÷51	
8	Рабочее давление: сжатого воздуха	бар	6	6	6	6			6		6		6	

50

Оконч. табл. 2.5

№ п/п	Технические характеристики	Ед. из- мер.	Бурение шпуров при поведении горных выработок				Тип перфоратора				Бурение глубоких скважин			
			COP925	COP928	COP932	COP938	FS	MS	COP932	MS	COP938MS	COP938TMS		
	волы (центр. промывка) волы (бок. промывка)	бар бар	4÷5,5 5-12	4÷5,5 5-12	4÷5,5 5-12	4÷5,5 5-12			4÷5,5 5-12		4÷5,5 5-12		4÷5,5 5-12	

1 – в мягких породах при бурении неглубоких скважин Ø до 76 мм;
 2 – в мягких породах или при бурении неглубоких скважин Ø до 89 мм.
 Возможна использование расширителей Ø 64 ÷ 89 мм.

Буквенные обозначения.
 М – хвостовик с внутренней резьбой;
 F – хвостовик с наружной резьбой;
 TM – хвостовик с наружной трапециевидной резьбой;
 С – центральная промывка;
 S – боковая промывка.

51

Таблица 2.6

№ п/п	Технические характеристики	Эргономичные перфораторы				Перфораторы среднего веса				Легкие перфораторы				
		ББД- 1SE	ББД- 1SE	RH- 572E	RH- 5L	RH- 571- 5LS	RH- 658- L	Горизон- talny.	Горизон- talny.	BBD- 12D	BBD- 12DS	BBD- D	BBD- 01	DKR- 36R
1	2 Масса	3 Кг	4 15,5	5 15,5	6 22,8	7 17,8	8 18,9	9 24	10 25	11 9,8	12 10,7	13 11,1	14 12,1	15 10

§ 2.7. Инструмент для бурения шпуров и скважин

В горнодобывающей промышленности на самоходных установках применяют составные буры со съемными коронками, армированными твердыми сплавами. В состав бура входят: коронка, штанга, хвостовик.

Типы выпускаемых коронок:

- долотчатые пластинчатые – КДП;
 - крестовые пластинчатые – ККП;
 - долотчатые штыревые – КДШ;
 - трехперые штыревые – КТШ;
 - неперетачиваемые штыревые – КНШ.

Наружный диаметр коронок: 32, 36, 40, 43, 46, 52, 56, 60, 65, 70, 75 мм.

Коронка КНШ со сферической поверхностью заточки не подлежит, при бурении в ней истирается матрица. Соединение коронки со штангой — конусное (угол $3^{\circ}30'$), резьбовое (левая круглая резьба или левоупорная резьба).

Кузнецкий машиностроительный завод выпускает коронки всех типов. Долотчатая буровая коронка КДП применяется для бурения вязких монолитных пород, армируется твердосплавными пластинками марки ВК-15.

Буровые штанги изготавливают из шестигранных и круглых легированных сталей диаметром 34 мм и более методами горячей (шестигранная сталь) или холодной (круглая сталь) прокатки. Буровой инструмент для электросверл состоит из резцов и штанг.

Выпускают два типа резцов — угольные и породные. Резцы для мягких углей и пород имеют длинные перья, а породные — укороченные с массивным корпусом. Угол заточки резцов, применяемых в горнодобывающей промышленности, составляет $65\text{--}90^\circ$. Резцы в гнезде штанги крепят шпильками.

Таблица 2.7

Техническая характеристика коронок

Обозначение коронок	Рабочий диаметр, мм	Размеры посадочного конуса			Диаметр корпуса, мм	Высота корпуса, мм
		наибольший диаметр, мм	наименьший диаметр, мм	угол конуса, градус		
Долотчатые пластинчатые						
КДП32-19	32	19	15,8	3,5	28	65
КДП36-22	36	22	18,8	3,5	32	70
КДП40-25	40	25	20,7	3,5	36	75
КДП40-25	40			7		

Оконч. табл. 2.7

Обозначение коронок	Рабочий диаметр, мм	Размеры посадочного конуса			Диаметр корпуса, мм	Высота корпуса, мм
		наибольший диаметр, мм	наименьший диаметр, мм	угол конуса, градус		
КДП43-25	43	25	20,7	7	37	75
КДП46-25	46	25	20,7	3,5	37	75
ЗДП52-25	52	25	20,7	3,6	39	75
Крестовые пластинчатые						
ККП40-25	40	25	20,7	3,5	35	75
ККП43-25	43	25	20,7	3,5	37	75
ККП46-25	46	25	20,7	3,5	37	75
ККП52-25	52	25	20,7	3,5	39	75
ККП60-31К	60				45	110
Трехперые штыревые						
КТШ36-22	36	22	18,8	3,5	32	70
КТШ40-25	40	25	20,7	3,5	35	75
КТШ43-25	43	25	20,7	3,5	35	75
КТШ46-31К	46				42	110
КТШ52-31К	52				42	110
КТШ60-31К	60				45	110
КТШ65-31К	65				45	110
КТШ70-31К	70				52	
Фрезерные						
ФК-46	72,7	75			3	0,46
ФК-59	78,7	58			3	0,9
ФК-76	78,7	75			3	7,6
Метчик-коронки						
МК-46	188,6	44			3	1,41
МК-59	208,5	67			3,5	2,44
МК-76	223,6	73			3,5	4,29

Таблица 2.8

Основные данные о коронках

Типоразмер коронки или № чертежа	Высота, мм	Диаметр, мм	Масса, кг
ДТС-36	78	36	0,38
ДТС-36Ф	78	36	0,38
БКПМ-36К	75	36	0,36
КА38-25	60	38	0,21
БКПМ-40	78	40	0,46
БКПМ-40К	78	40	0,525
БКПМ-40Ф	78	40	0,48
БКПМ-42КА	78	42	0,7
1100.1.06	—	42	—

Таблица 2.9

Техническая характеристика твердосплавных коронок

Типоразмер коронки или № чертежа	Высота, мм	Диаметр, мм	Присоединительная резьба	Масса, кг
СМБ 36	—	36	—	0,25
СА1-46	80,5	46	P39	0,30
СА2-46	81	46	P39	0,30
СА4-46	78,5	46	P39	0,35
СТ2-46	78	46	P39	0,295
СМ5-46	77,5	46	P39	0,32
СА1-59	80,5	59	P52	0,4
СА2-59	81	59	P52	0,41
СА4-59	78,5	59	P52	0,38
СА5-59	80,5	59	P52	0,41
СТ2-59	78	59	P52	0,40
СМ5-59	77,5	59	P52	0,42
СА1-76	80,5	76	P68	0,565
СА2-76	81	76	P68	0,54
СА4-76	78,5	76	P68	0,56
СА5-76	80,5	76	P68	0,54
СТ2-76	78	76	P68	0,52
СМ6-76	77,5	76	P68	0,58
ГПИ-74МВ	—	76	—	1,1
СТ2-76	78	76	P68	0,52

Оконч. табл. 2.9

Типоразмер коронки или № чертежа	Высота, мм	Диаметр, мм	Присоединительная резьба	Масса, кг
СМ4-76	79	76	P68	0,56
СМ5-76	77,5	76	P68	0,58
6190-5054	—	84	—	1,05
СА1-93	80,5	93	P84	0,72
СА3-93	81	93	P84	0,60
СА4-93	78,5	93	P84	0,72
СА6-93	80,5	93	P84	0,74
СТ2-93	78	93	P84	0,63
СМ4-93	79	93	P84	0,68
СМ5-93	77,5	93	P84	0,64
СМ6-93	77,5	93	P84	0,64

Таблица 2.10

Техническая характеристика алмазных коронок

Типоразмер коронки или № чертежа	Высота, мм	Диаметр, мм	Присоединительная резьба	Масса, кг
81АЗ	75	36	29	0,265
02ИЗ	75	36	29	0,265
01АЗ	75	46	39	0,4
02ИЗ	75	46	39	0,4
08АЗ	70	46	—	—
08ИЗ	70	46	—	—
КСАВ-46 (01АЗ)	68	46	39	4,6-5,5
КСАВ-46 (01А4)	68	46	39	4,6-5,5
КСАВ-46 (02ИЗ)	68	46	39	8-8,6
КСАВ-46 (02И4)	68	46	39	8-8,6
КУТ	160	46	42	0,5
К-90	85	46	—	0,4
К-90-1	85	46	—	0,4
К-90-2	85	46	—	0,4
А4ДП-46	64	46	—	0,3
К-01	85	59	—	0,5
К-02	85	59	—	0,5
К-08	85	59	—	0,5
К-01-1	85	59	—	0,5
К-01-2	85	59	—	0,5

Оконч. табл. 2.10

Типоразмер коронки или № чертежа	Высота, мм	Диаметр, мм	Присоединительная резьба	Масса, кг
01АЗ	75	59	52	0,632
Л4ДП-59	64	59	—	0,3
П4ДП-59	66	59	—	0,45
02И4	75	59	52	0,632
04АЗ	75	59	52	—
09АЗ	70	59	52	—
12АЗ	80	59	39	—
14АЗ	75	59	52	—
КСАВ-59 (01АЗ)	68	59	52	7,8-8
ЕСАВ-59 (01А4)	68	59	52	7,5-8
КСАВ-59 (02И3)	68	59	52	12,6-13
КСАВ-59 (02И4)	68	59	52	12,6-13
КДТО	162	59	52	1
КУТ	155	59	54	1
01А4	75	76	68	0,811
02И4	75	76	68	0,811
04АЗ	75	76	68	—
13И3	75	76	52	—
14АЗ	75	76	8	—
КСАВ-76 (01АЗ)	68	76	68	11,5-15,5
БСАВ-76 (01А4)	68	76	68	11,6-15,5
КСАВ-76 (02И3)	68	76	68	18-19,2
КСАВ-76 (02М4)	68	76	68	18-19,2
КДТО	162	76	68	1,5
КУТ	160	76	69	1,2
А4ДП-76	64	76	—	0,55
А4ДП-76	66	76	—	0,55
01АЗ	75	93	84	1-125
02И4	75	93	84	1-125
04АЗ	75	93	84	—
14АЗ	75	93	84	—
КДТО 93	85	93	—	1
А4ДП-93	76	93	—	0,9
01АЗ	75	112	103	—

На горных предприятиях нашей страны, осуществляющих подземную разработку месторождений, бурение взрывных скважин ведется следующими способами: пневмоударным – 55%, перфораторным – 42%, вращательно-ударным – 1,8% и шарошечным – 1,2%. Удельный вес шарошечного бурения на подземных рудниках цветной металлургии по отбитой горной массе составляет 10...12%. Пневмоударные буровые станки позволяют организовать многостаночное обслуживание, они гораздо проще, легче, транспортабельнее и дешевле шарошечных, чем и объясняется их большее распространение. В табл. 2.1. приведены технические характеристики буровых машин для подземных работ. Сравнение по сопоставимым показателям оказывается не в пользу шарошечных станков.

Чтобы сократить массу подземных шарошечных станков, ГОСТ 20769–75 не регламентирует для них величину усилия подачи. Поэтому конструкция станков БШ-145 и БШ-190 рассчитана на меньшие осевые усилия, чем у машин для бурения скважин таких же калибров на открытых работах, неизбежным следствием чего является значительное снижение скоростей бурения.

Шарошечные долота дороги, имеют большую массу (например, масса долота диаметром 320 мм – 107 кг, в том числе 6,34 кг твердосплавных штырей). Проходка на долото невелика, особенно в породах высокой крепости (от 15 до 40 м). Большая масса буровых штанг увеличивает трудоемкость вспомогательных операций. Все эти причины обуславливают высокую стоимость проходки – в несколько раз больше, чем при пневмоударном бурении.

Зарубежные фирмы «Роббинс», «Ингерсол Рэнд» и др. выпускают газенкобурильные машины вращательного действия, с помощью которых ведется проходка восстающих выработок диаметром 1,8 м и более.

Используется буровой инструмент шарошечного типа: сначала пробуривают передовую скважину диаметром 164...314 мм, а последующими проходами расширяют ее до требуемого сечения. Использовать их для проходки закладочных и взрывных скважин диаметром 220...330 мм нецелесообразно, так как они представляют собой крупногабаритные, очень тяжелые агрегаты. Достаточно сказать, что для установки бурового станка «Роббинс» требуется выработка высотой 6 м, сооружение бетонного фундамента, монтаж подъемного устройства для складирования и подачи на станок буровых штанг и другие трудоемкие вспомогательные работы.

§ 2.8. Шахтные бурильные установки

Предназначены для бурения шпуров и установлены, как правило, на тележках. Шахтная бурильная установка представляет собой бурильную машину, состоящую из бурильной головки с подающим механизмом (податчиком), установленную на гидрофицированном манипуляторе на тележке. Установка позволяет одной штангой бурить в необходимом направлении шпуры на полную глубину (до 3 м). Бурильные установки на тележках можно классифицировать по следующим основным признакам:

по схеме бурения шпуров – на фронтальные и радиально-фронтальные. При фронтальной схеме обуивается только лобовая часть забоя выработки, а при радиально-фронтальной помимо лобовой части забоя обуиваются также кровля и бока выработки;

по типу ходового устройства – на колесно-рельсовые, гусеничные и пневмоколесные;

по способу передвижения – на самоходные и несамоходные;

по типу двигателя привода хода – на электрические, пневматические, дизельные;

по числу установленных на тележке бурильных машин – с одной машиной, двумя, реже с большим числом;

по типу бурильной головки – на вращательные, вращательно-ударные и ударно-поворотные.

Основными составными элементами бурильной установки являются бурильная машина, манипулятор, ходовая тележка, привод ходовой: тележки, система управления бурильной машиной и гидросистема. Бурильная машина является основным рабочим органом бурильной установки, непосредственно выполняющим операции по бурению шпера. Она представляет собой совокупность конструктивно объединенных бурильной головки и податчика (механизма подачи). Бурильная головка является частью бурильной машины, предназначенной для передачи инструменту крутящего момента и ударов или ударов с поворотом инструмента при холостом ходе.

В угольной промышленности основное применение получили бурильные установки на тележках с одной или двумя бурильными машинами вращательного или вращательно-ударного действия на колесно-рельсовом ходу. Техническая характеристика основных типов бурильных установок, используемых в угольных шахтах, приведена в табл. 2.11.

Таблица 2.11

Параметры	Бурильная установка					
	БУЭ-1М	БУЭ3	БКГ-2	БУ-1М	БУ-1Б	БУР.2 (БУР-2Б)
Вид энергии	Электрическая			Пневматическая		
Установленная мощность, кВт	15	40	30	-	-	-
Способ бурения	Вращательный и вращательно-ударный					
Коэффициент крепости пород	6-16	8-16	<16	<12	8-16	<16
Максимальная глубина бурения, м	2,8	4,2	3,5	3,7	3,7	3,9
Максимальная ширина бурения с одной установки машины, м	3,3	5,2	4,5	5,0	5,0	5,5
Сечение выработки, м ²	6-10	9-25	9-22	6-20	6-20	8-25
Число бурильных машин	1	2	2	1	1	2
Механизм подачи:						
типа	Цепной	Гидравлический	Винтовой			
ход подачи бурильной машины, м	3	3	2,8	2,7	2,7	2,7
максимальное усилие подачи, кН	17	17	17	11	11	8
Бурильная головка:						
типа	Вращательный и вращательно-ударный			1100-1-1М	БГА-1М	БГА-1М
энергия удара, Дж					83,38	83,38
Крутящий момент, Нм	-	-	-	-	215,7	215,7
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	-	-	-	10-12	10-12	20-25
Частота ударов в минуту	2500	2500	3000	3500	2600	2600
Частота вращения шпинделя, мин. ⁻¹	Вращение 151, 317, 731		290:400	1500	100	100
	Вращательно-ударная: 144, 376					
Масса установки, т	5,4	9,8	5,5	2,3	2,3	5,7

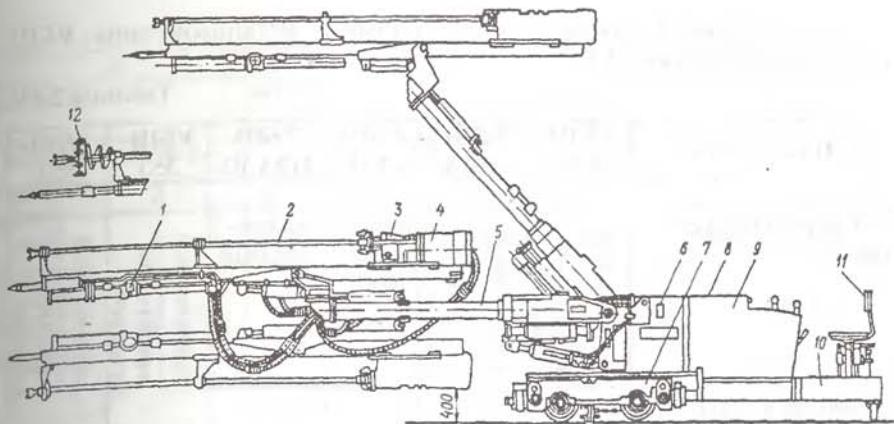


Рис. 2.16. Бурильная установка БУЭ-1М

Бурильные установки УБШ

Бурильные установки типа УБШ выпускаются Новогорловским машиностроительным заводом (Украина). Установка УБШ-252 – выпускается с универсальной бурильной головкой вращательно-ударного действия (работает и во вращательном режиме), предназначена для бурения шпуров по породам крепостью до 16 по шкале проф. М.М. Протодьяконова. Оснащена колесно-рельсовой ходовой частью, применяется в шахтах с рельсовыми путями с шириной колеи: 600, 750 и 900 мм.

УБШ-253 – имеет те же технические характеристики, отличается от установки УБШ-252 гусеничной ходовой тележкой;

УБШ-313А – предназначена для бурения шпуров вращательным и вращательно-ударным способом крепостью $f \leq 16$ по шкале проф. М.М. Протодьяконова при проведении горизонтальных и наклонных выработок (с углом наклона до 10°), площадью сечения 12,8–22 м² в свету. Выпускается в 2-х модификациях: с бурильной головкой вращательного действия для бурения в породах крепостью $f \leq 8$ и вращательно-ударного действия для бурения в породах крепостью $f \leq 16$. бурильная установка оснащена гусеничной ходовой частью от трактора ДТ-75М.

УБШ210А – предназначена для бурения шпуров вращательным способом при проведении горизонтальных и наклонных выработок (с углом наклона до 10°).

Технические характеристики бурильных установок типа УБШ приведены в таблице 2.11¹.

Таблица 2.11¹

Показатели	УБШ-252	УБШ-313А	УБШ 210А	УБШ 210А-02	УБШ-353	УБШ-352
1	2	3	4	5	6	7
Тип бурильной установки	вращательный вращательно-ударный	вращательный вращательно-ударный	вращательный	вращательный	вращательный вращательно-ударный	вращательный вращательно-ударный
Область рекомендуемого применения по коэффициенту крепости до	8 16	8 16	2-4	8	8 16	8 16
Размеры обуруиваемого забоя, м						
высота	3,2	3,7	3,5	3,5	3,8	3,8
ширина	3,6	5,2	3,3	3,3	5,2	4,7
Количество буровых машин	1	2	1	1	2	2
Диаметр коронки, мм:						
для бурения шпуров	42	42	42	42	42	42
для выбуривания по углю	300	300	—	—	300	300
Вращатель:						
тип привода	Электричес.	Электричес.	Электричес.	Электричес.	Электричес.	Электричес.
мощность, кВт	11	11	11	11	11	11
частота вращения шпинделя, мин ⁻¹	151 144	151 144	1500	320	151 144	151 144
	317 372	317	1200	720	317 372	317 372
	730 372	730 372			730	730
энергия удара, Дж	— 49	— 49	—	—	— 49	— 49
частота ударов в мин.	— 2500	— 2500	—	—	— 2500	— 2500
Податчик:						
усилие подачи, кН	18	18	9,8	14,7	18	18
ход подачи, мм	3000	3000	2400	2400	3000	3000
скорость подачи, м/с:						
прямого хода	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15
обратного хода	0,22	0,22	0,22	0,22	0,22	0,22
Скорость передвижения установки, м/с	0,42	0,25	0,3	0,3	0,42	0,42

Оконч. табл. 2.11¹

1	2	3	4	5	6	7
Колея, мм	600 750. 900	Гусеничная	Гусеничная	Гусеничная	Гусеничная	900
Габаритные размеры в традиционном положении, мм:						
высота	1250	1950	1400	1400	1800	1800
длина	9500	1000	7600	7600	10000	9500
ширина	1150	1750	1450	1450	1450	1450
Техническая производительность, шпм/ч по породам крепостью 4-6	60	60	99	99	105	60
по породам крепостью 12-14	— 21	— 37	—	—	— 37	— 37
Суммарная мощность, кВт	18,5	18,5	33,5	33,5	48	37
Масса, т	5,4	12	6,0	6,0	12	9,8

Таблица 2.12
Техническая характеристика установок для бурения шпуров

Показатель	Буровая установка							
	УБШ-322П	УБШ-322Д	УБШ-332Д	УБШ-532Д	УБШ-520 ДЭВ	УБШ-121 (УБШ 101)	БК-2К	2УБИ-2П (УБШ 208)
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Размеры зоны бурения шпуров, м:								
высота	4,2	4,4	4,4	7	7	3	3	3,2
ширина	6,9	6,9	7,6	11,3	11,3	4	4	4,6
глубина	3	3	3	4	5	2	2	2,5
Площадь сечения обуруиваемого забоя, м ²	6-22	8-22	11-27	15-60	15-60	6-11	6-11	6-14
Число бурильных машин	2	2	3	3	2	2	2	2
Тип бурильной головки	ПНП	ПНП	ПНП	ПНП	ГВ	ПК 60А	ПК 60А	ПК 60А
Тип ходовой части	Колесно-рельсовый					Пневмоколесный		

Оконч. табл. 2.12

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Скорость передвижения, км/ч	-	10	10	10	4,5	3	5	3,5
Преодолеваемый уклон, градус	-	15	15	15	15	18	12	15
Мощность привода хода, кВт	15	55	55	55	55	20	20	20
Основные размеры в транспортном положении, м:								
длина	10	11	11	12,5	13	4,5	5,7	6,8
ширина	1,4	1,75	2,2	2,5	2,4	1,45	1,4	1,5
высота	1,5	2,3	2,5	2,8	2,8	1,5	1,4	1,5
Масса, т	10	12	18	22	20	4	5,5	6,25

Таблица 2.13

Показатель	Буровая установка							
	УБА	СБУ2 МН (УБШ 304)	1СБУ 2К УБШ 401	СБК2 М (УБШ 207)	БУ-1Б УБШ 02	БУР2Б УБШ 302	БКГ-2 (УБШ 309)	БУЭ-1М УБШ 204
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Размеры зоны бурения шпуров, м:								
высота	7	3,9	5	3,2	4	4,5	4,5	3,2
ширина	8	5,5	7,7	4,4	5	5,5	4,5	3,3
глубина	4	2,75	4	2,5	2,75	2,75	2,8	2,8
Площадь сечения обуруемого забоя, м ²	25-50	24	34	6-12	18,5	22,8	22	6-10
Число бурильных машин	2	2	2	2	1	2	2	1
Тип бурильной головки	ПК60 А	1100-1-1М	БГА-1М	ПК60 А	БГА-1М	БГА-1М	ГП-1	Электричес.
Тип ходовой части	Гусеничный			Колесно-рельсовый				
Скорость передвижения, км/ч	6	1,8	0,85	2	-	0,55	0,55	-
Преодолеваемый уклон, градус	15	15	15	2	2	2	3	-

Оконч. табл. 2.13

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Мощность привода хода, кВт	100	14	18	14	14	14	14	-
Основные размеры в транспортном положении, м:								
длина	9,5	7,1	9,2	6	6,5	7	7,2	8,2
ширина	2,6	1,87	2,4	1,3	1,08	1,3	1,32	1,15
высота	3,5	1,75	2,8	1,3	1,5	1,5	1,4	1,25
Масса, т	14	6	13,9	5,7	2,3	4,95	5,5	5,4

Таблица 2.14

Буровые установки зарубежного производства для бурения шпуров

Показатель	Буровая установка						
	Boomer S1L	Boomer H15	Boomer H120	Boomer H125	Boomer H170	Minimatic MH201 M	MarkIII
1	2	3	4	5	6	7	8
Размеры зоны бурения, м:							
высота	5,476	4,25	5,5	6,7	7	4,6	5,74
ширина	7,52	6,2	7,2	12,5	12,7	6,5	9,6
Площадь сечения обуруемого забоя, м ²	29	24	35	75	80	25	52
Число бурильных машин	1	2	2	2	3	2	2
Тип гидроперфоратора	1 COP 1838 ME	COP 1032	COP 1038	COP 1038	COP 1038	HL 438	HPPI
Тип манипулятора	BUT 28	BUT6	BUT30	BUT15	BUT15	MR 600H	-
Скорость передвижения, км/ч	15	10	10	10	16	5	7,4
Преодолеваемый уклон, градус	14	14	14	14	14	10	20
Наименьший внешний радиус поворота, м	5,6	5	7	8	9,2	5	5,4

Оконч. табл. 2.14

1	2	3	4	5	6	7	8
Основные размеры в транспортном положении, м:							
длина	13,45	11,2	12,2	14,5	13,1	11	12
ширина	2,48	1,83	2,5	2,5	2,6	1,9	-
высота	1,3	2,25	2,9	2,9	3	2,45	2,7
Масса, т	12,5	14	20	23	28,3	14	-
Фирма (страна)	«Atlas Copco» (Швеция)			“Tamrock” (Финляндия)	“Gardner Denver” (США)		

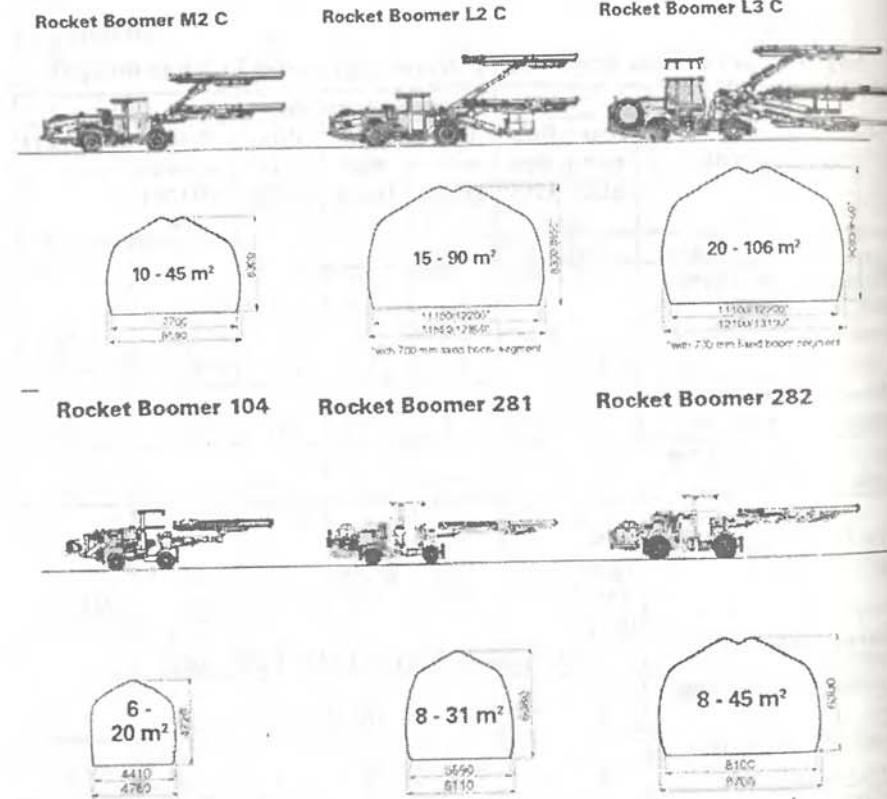


Рис. 2.17. Бурильные установки «Boomer» фирмы «Atlas Copco» для бурения шпуров при проведении горных выработок и тоннелей сечением от 6 м² до 169 м².

Таблица 2.15

	1×COP 1833ME	1×COP 1838ME	2×COP 1838ME	2×COP 1838ME	3×COP 1838ME
Бурильная установка	1×BUT4	1×BUT 28	2×BUT 32	2×BUT 35	
Бурильная головка	1×BMH 2825-BMH 2837	1×BMH 2831-BMH 2849	2×BMH 2831-BMH 2849	2×BMH 6814-BMH 6818	3 × BUT 35 2 × BMH 6812-BMH 6818
Полная длина	max. 5287 mm	max. 6507 mm	max. 7102 mm	max. 7677 mm	max. 7102 mm
Полная глубина	max. 3405 mm	max. 4625 mm	max. 4625 mm	max. 5268 mm	max. 5268 mm
Бурильная система	DCS 18-104	DCS 18-280	RCS	RCS	RCSElectric system
Основной двигатель	1 × 55 kW	1 × 55 kW	2×55 kW	2×75 kW	3×75 kW
Требуемая мощность	63 kW	63 kW	125 kW	158 kW	158 kW
Двигатель для передвижения	DC 4	DC 10	DC 15	DC 12	DC 150
дизельный	Deutz F4L 912W	Deutz BF4M 912W	Deutz BF4M 1013C	Deutz BF6M 1013C	Deutz BF6M 1013C
	Air-cooled, prechamber diesel	Air-cooled, prechamber diesel	Water-cooled, turbo-charged diesel	Water-cooled, turbo-charged diesel	Water-cooled, turbo-charged diesel
	42 kW at 2300 rpm	55 kW at 2500 rpm	115 kW at 2300 rpm	115 kW at 2300 rpm	170 kW at 2300 rpm
Шины	Michelin XZR	Michelin XZR	Michelin X-mine D2	Michelin X-mine D2	Michelin X-mine D2
	196 Nm at +550 rpm	230 Nm at 1550 rpm	572 Nm at 1400 rpm	572 Nm at 1400 rpm	847 Nm at 1400 rpm
	8.25 R15	8.25 R15	12R20 Michelin X-mine D	12.00 x 20 Michelin X-mine D	12.00 x 24 Michelin XKA

3*

Оконч. табл. 2.15

	1×COP 1833ME	1×COP 1838ME	2×COP 1838ME	2×COP 1838ME	2×COP 1838ME	3×COP 1838ME
Размеры:						
длина ширина	9971 mm (with BMH 2831)	11700 mm (with BMH 2843)	11820 mm (with BMH 2843)	13610 mm (with BMH 6816)	14220 mm (with BMH 6816)	17300 mm (with BMH 6820)
высота радиус поворота	1220 mm 2685 mm 4400/2530 mm	1700 mm 2800 mm 4900/2800 mm	1980 mm 2900 mm 5500/3000 mm	2200 mm 3000 mm 6250/3800 mm	2500 mm 3100 mm 7360/4000 mm	2500 mm (2700 mm)
вес	8,400 kg	9,300 kg	17,500 kg	19,600 kg	23,600 kg	37000 kg
Возможности конфигурации	COP 1238 or COP 1432	COP 1238 or COP 1432	COP 1238 or COP 1432	DCS drilling system without cabin	DCS drilling system without cabin	*Eagle boom console XL3 C 169 m ² or *Wide boom console WL3C 155 m ²

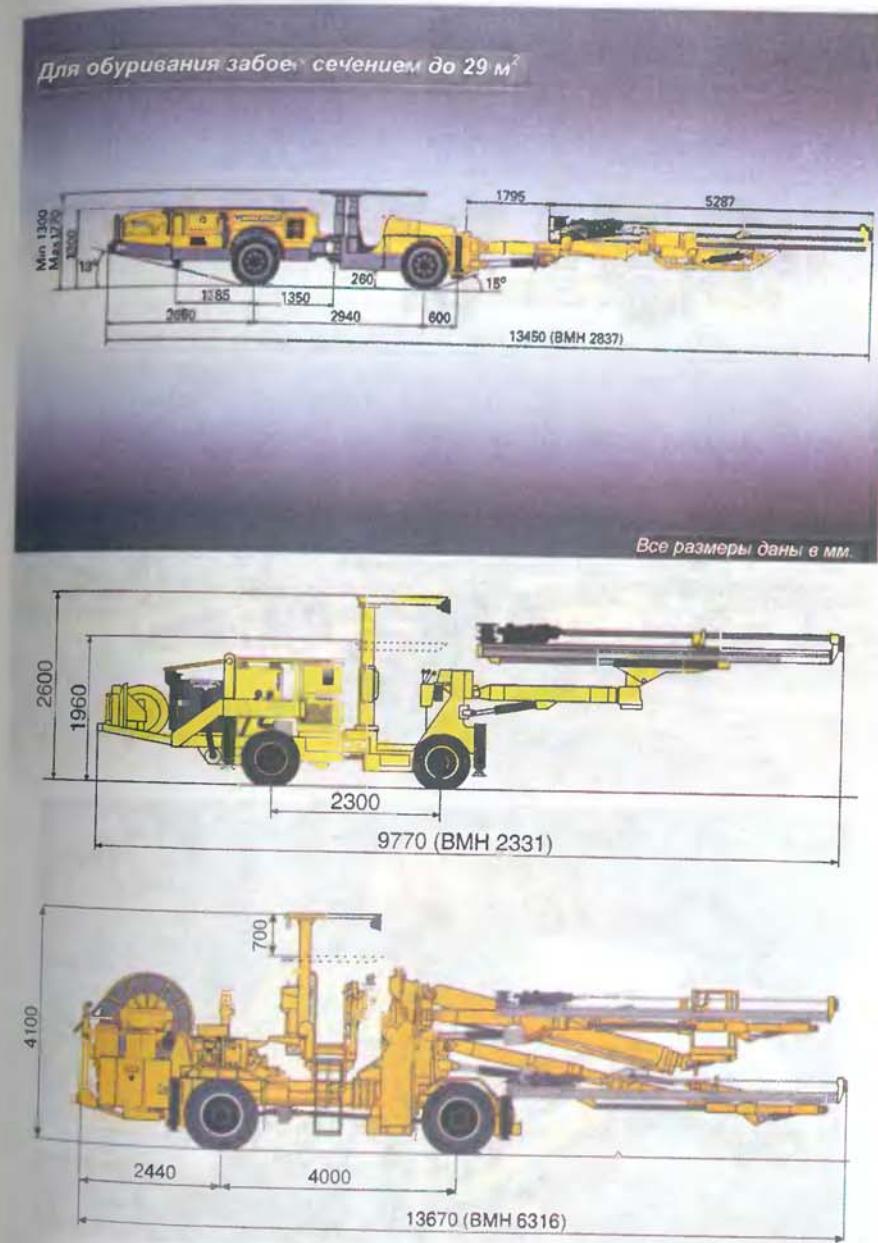




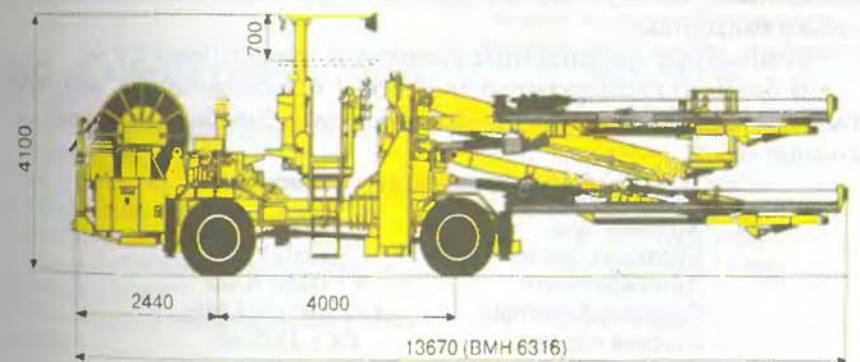
Рис. 2.18. Бурильные установки "Boomer" фирмы "Atlas Copco"

Таблица 2.16
Гидравлическая буровая установка «Boomer» 353 Е – 1238

№ п/п	Технические характеристики	Единица измерения	Тип, количество
1	Гидравлический перфоратор	тип	COP1238
2	Зона бурения (ширина), до	м	до 15,3
3	Высота (за счет подъема с поворотом внешних стрел до 3,5 м)	м	12,5
4	Тип гидравлических стрел	шт.	3xBUT 35
5	Гидравлическая буровая система		DCS 12-3-45
6	Компактные транспортные размеры (только ширина)	м	2,5
7	Ходовая база		DC 141
8	Автоподатчики		3xBMH 6300
9	Гидроперфораторы		3xCOP 1238 ME
10	Механизм наращивания бурового става	тип	RAS
11	Транспортная высота с защитной крышей	м	3,4

Технические характеристики Boomer 353E-1238

Гидравлическая буровая установка с двумя буровыми стрелами BUT 35 для обуриивания забоев сечением до 168 m^2



Boomer 353, защитная крыша может быть опущена при передвижении. Все размеры даны в мм.
Особенности конструкции

- Гидравлический перфоратор COP 1238 с устройством гашения отдачи дает высокую скорость бурения и сокращает расход буровой стали.

Новая система смазки с раздельной смазкой хвостовика, ведущей муфты и шестерен вращателя, а также плотно подогнанные поверхности сопрягающихся деталей увеличивают эффективность работы, снижают затраты на обслуживание и увеличивают срок службы перфоратора.

- Увеличенная зона бурения до 15,3 м шириной и 12,5 м высотой за счет подъема с поворотом внешних стрел до 3,5 м.

- Легкие и прочные гидравлические податчики серии BMH 6000 из алюминиевого профиля с высоким сопротивлением изгибу и кручению обеспечивают долгий срок службы с низкими затратами на обслуживание.

- Прочные гидравлические стрелы BUT 35 обеспечивают точное, быстрое и простое позиционирование податчика. Механизм плоско-параллельного переноса податчика обеспечивает сохранение однонаправленности шпуров. Регулируемые разжимные пальцы во всех шарнирных сочленениях обеспечивают долгий срок службы стрелы с низкими затратами на обслуживание.

- Гидравлическая буровая система DCS 12-3-45 с функциями полуавтоматического забуривания и защиты от заклинивания буровой штанги в шпуре, совместно с новой системой контроля RPCF обеспечивает оптимальный режим бурения и существенно увеличивает срок службы бурового инструмента.

- Прочное самоходное шасси DC 141 с приводом на четыре колеса обеспечивает высокую маневренность и устойчивость в тоннелях и горных выработках.

- Компактные транспортные размеры, ширина только 2,5 м.

- В базовую комплектацию включены: телескопическая защитная крыша, водяной бустерный насос, кабельный барабан и рабочее освещение забоя.

Основные агрегаты установки

Ходовая база	DC 141
Буровые стрелы	3 x BUT 35
Автоподатчики	3 x BMH 6300
Гидроперфораторы	3 x COP 1238 ME
Буровая система	DCS 12-3-45

Перфоратор COP 1238ME

Резьба хвостовика	R 38
Энергия удара, max	15 kW
Частота ударов	42-65 Гц
Расход воздуха на смазку при давлении 3 бар	2,5 л/сек
Расход воды на промывку при давлении 10 бар	1,1 л/сек

Крутящий момент, max	500 Нм
Частота вращения	0-300 об/мин
Рабочее давление в контуре ударного механизма, max	250 бар
Вес	151 кг

Податчики	BMH6312	BMH6314	BMH6316
Полная длина, мм	5287	5882	6502
Глубина шпуря, мм	3443	4043	4668
Длина буровой штанги, мм	3700	4310	4920
Масса с перфоратором, кг	430	450	480
Усилие подачи, кН	20,0	20,0	20,0

Буровые стрелы-манипуляторы BUT 35

Ход цилиндра надвига податчика	1800 мм
Ход телескопической рукояти стрелы	1600 мм
Поворот стрелы	360°
Плоскопараллельный перенос податчика в пределах всей зоны бурения	
Макс. угол подъема	70° -30° ±45°
Макс. угол поворота	
Масса (без податчика)	2700 кг

Буровая система DCS 12-3-45

Двигатели электронасосов	3x45 кВт
Гидронасосы	3 аксиально-поршневых насоса на удар, подачу и позиционирование и 3 шестеренчатых насоса на вращение
Рабочее давление в контуре ударного механизма	180 – 250 бар

Нормальный заправочный объем гидравлического бака	480 л
Тип гидравлической жидкости	минеральные масла
Компрессор, тип	Atlas Copco LE 55
производительность	12,8 л/сек (при 6 бар)
Производительность водяного бустерного насоса	300 л/мин, при 14 бар
Минимальное давление воды в шахтной сети	4 бар

Ходовая база

Тип ходовой базы	самоходное шасси DC 141
Тип привода	дизель Deutz BF6M 1013C, с водяным охлаждением и турбонаддувом 170 кВт. при 2400 об/мин.
Макс. скорость хода	18 км/час
Трансмиссия	гидродинамическая, dark 32000'
Преодолеваемый уклон	1:4

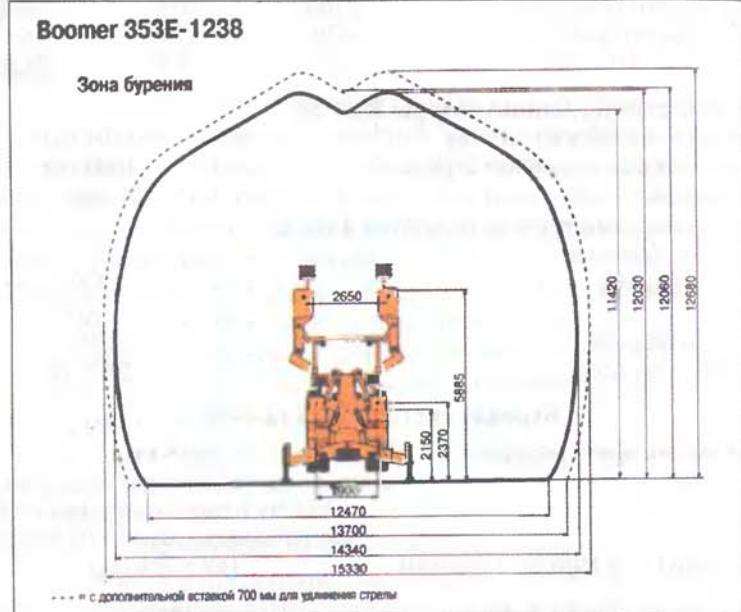
Тормозная система

Рабочий тормоз: гидравлические дисковые тормоза на обеих осях. Двухконтурная система. Стояночный/аварийный тормоз: гидромеханические тормоза непрямого действия на всех колесах

Размер шин
Рулевой механизм

12.00 R 24 XKA *** Michelin
гидравлический с рулевым колесом и servoусилителем

Boomer 353E-1238



Дополнительная комплектация

- Эл. двигатели главных насосов по 55 кВт
- Дополнительная вставка 700 мм для удлинения стрелы
- Электрический кабель RDOT
- Барабан для водяного шланга со шлангом 2", 60 м
- Каталитический нейтрализатор выхлопных газов
- Жидкостной нейтрализатор выхлопных газов (барботажный бак)
- Телескопический податчик серии BMHT 6300 (только стандартных стрел BUT 35 без удлинительной вставки)
- Система RAS для механизированного наращивания штанг при бурении глубоких опережающих скважин
- Гидравлический захват буровых штанг BSH 110 для бурения наращиваемыми штангами
- Электронный прибор позиционирования податчика TAS
- Система автоматической смазки буровых стрел

Сервисная платформа:

HL 210 MB

Грузоподъемность

400 кг

HL 230 MB

400 кг

HL 300 MB

600 кг

- Гидравлический насос для установки штанг Swellex
- Устройство для продувки шпурков с компрессором LE 11
- Звукоизолированная кабина оператора (Boomer 353ES)
- Система автоматического пожаротушения ANSUL
- Пеноаполненные шины

Гидравлическая стрела-манипулятор BUT 35



Рис. 2.19.
Гидравлическая
стрела-
манипулятор
фирмы "Atlas
Corso"

Электросистема

Общая потребляемая мощность

150 кВт

Напряжение

380-1000 В

Частота

50 или 60 Гц

Система запуска

звезда/треугольник

Рекомендуемое сечение кабеля

(RDOT) 380-440 В

4x95 мм², max 90 м

460-660 В

4x70 мм², max 125 м

1000 В

4x35 мм², max 160 м

Габариты и масса

Транспортная высота с защитной крышей

3400 мм

Высота в рабочем положении с защитной крышей кабины оператора

4100 мм

Ширина

2500 мм

Длина (с податчиком BMH 6316)

13670 мм

Радиус поворота (с податчиком BMH 6316)

5650 мм

внутренний
 внешний
 Масса, прибл.**
 Нагрузка на оси: передняя (со стороны стрел)
 задняя (со стороны двигателя)
 ** – в зависимости от комплектации.

10400 мм
 39000 кг
 30000 кг
 9000 кг

Таблица 2.17

Характеристика буровых установок типов
«Каводрилл» и «Рейлдрилл»

Показатель	Буровая установка «Каводрилл»					
	550-89	P550-89	550-15	P550-15	H500-22	H550-22
Площадь сечения обу- риваемого забоя, м ²	24	24	24	24	18	24
Число бурильных машин	2	2	2	2	1	2
Тип бурильной головки	ПНП	ПНП	ПНП	ПНП	ГП	ГП
Тип гидроперфоратора	COP89	COP89	COP115	COP115	COP1022	COP1022
Тип манипулятора	BUT6	BUT6	BUT6	BUT6	BUT6	BUT6
Привод ходовой части	Пнев- матиче- ский	Дизель- ный	Пневма- тический	Дизельный		
Основные размеры в транспортном положении, м:						
длина	8,3	8,3	8,3	8,3	8,4	8,4
ширина	1,8	1,8	1,8	1,85	1,4	1,8
высота	1,8	1,8	1,8	1,8	1,7	1,8
Масса установки, кг	5400	9300	7500	9500	6900	8950
Показатель	Буровая установка «Рейлдрилл»					
	450-89	450-15	H-102	H450-89	H450-32	H450-38
Площадь обуруваемого забоя, м ²	21	21	14	22	22	30
Число бурильных машин	2	2	2	2	2	2
Тип бурильной головки	ПНП	ПНП	ГП	ГП	ГП	ГП
Тип гидроперфоратора	COP89	COP115	COP1022	COP1022	COP1032	COP1038
Тип манипулятора	BUT	BUT6	BUT2	BUT6	BUT6	TR315
Привод ходовой части	-	-	-	-	-	-
Основные размеры в транспортном положении, м:						
длина	6,5	8,0	8,0	8,3	8,7	10,1
ширина	1,7	1,7	1,5	1,6	1,6	1,65
высота	1,8	1,8	1,75	1,6	1,6	2,15
Масса установки, кг	4600	4800	4700	5800	5800	12000

Примечание. ПНП – пневматический перфоратор, ГП – гидравлический перфоратор.

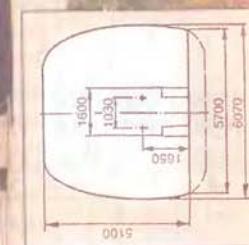


Рис. 2.20. Самоходные буровые установки фирмы "Tamrock":
а – Минибур 200 Р ГН
б – Минибур А-265 Р

Таблица 2.18

Характеристика установок зарубежного производства для бурения шпуров

Показатель	Буровая установка											
	Микродрилл СММ500НЕ	Микроматик Н102F	Миниматик Н	Дагматик HS305	СТН10	АТН12	Алиматик Н632	BW32R	МК35	96MH		
Диаметр шпуров, мм	28-45	28-45	36-56	41-64	32-38	32-38	36-56	38-64	41-64	38-64		
Глубина бурения шпуров, м	2,2	2,2	2,2	3,4-5,8	3,4	3,4	3,4	N.д.	3,66	3,8		
Площадь сечения обуруиваемого забоя, м ²	4-12	4-10	8-38	14-120	4-14	4-15	6-20	10-30	6-52	12-46		
Число бурильных машин	1	1	2	3	2	1	2	2	2	2		
Тип гидроперфоратора	30RP	HE322	HLR 438	HL 538	RPH 200	RPH 200	AD102	HB 5001	HPR-1	HARD-III		
Тип манипулятора	N.д	FB201II	MR600	MR600	BL36F	BL36F	BRH20	N.д.	HFM12	LHB 183		
Тип ходовой части	Колесно-шинный	Гусеничный	Колесно-шинный	Колесно-рельсовый	Колесно-шинный							
Скорость движения, км/ч	3	15	10	15	3	7	17	20	4,8	11		
Преодолеваемый уклон, градус	18	20	20	14	25	18	-	N.д.	18	40		
Основные размеры в транспортном положении, мм:												
длина	5250	7550	10800	15300	6400	6760	8200	13120	9760	11400		
ширина	800	1300	1940	2500	1000	1250	1750	2200	1730	2500		
высота	1570	1600	2400	3200	N.д.	1420	1950	2180	1730	2500		
Масса, т	3,8	3	14	15	8	5,2	12	15	11,3	20		
Фирма (страна)	«Экипман Минье» (Франция)	«Тамрок» (Финляндия)	«Секома» (Франция)	«Линден-Алима» (Швеция)	«Зальцгиттер» (ФРГ)	«Гарднер Денвер» (США)	«Ингерсол Рэнд»(США)					

Таблица 2.19

Техническая характеристика зарубежных гидравлических бурильных установок ударно-вращательного действия

Тип	Мощность, потребляемая ударным механизмом	Полезная мощность ударного механизма	Вращатель машины	Бурильная машина	Диаметр буровой штанги, мм	Способ удаления бурового шлама	(Короткий ход)					
							мехт, Hm	масса (бони япония), кг	количество барабанов, шт	масса (бони япония) мото-колеса, кг	масса (бони япония) мотора, кг	масса (бони япония) языка, кг
АД101	12,5	120	25	3400	195	11	0-230	240	115	869	25	Пр.
АД102	13,5	120	27	3240	225	12	0-230	260	132	1106	32/36(R)	Пр.
АД103	12,5	120	25	3400	195	11	0-230	270	106	665	25	Пр.
АД-160Д	14,0	108	25	2760	312	14	0-162	430	184	1120	28/32(R)	Пр.
Фирма «Альстас Конко», Швеция												
COP 1022	11,0-14,0	41	12	3000	105	5,5	0-300	120	50	710	22/25	В/Пр.
COP 1025	14,0-18,541	41	12	3000	105	5,5	0-300	120	52	755	25	В/Пр.
COP 1028	14,0-18,5	41	12	3000	105	5,5	0-300	120	51	755	25/28(R)	В/Пр.
	NB/NД											

Продолж. табл. 2.19

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
COP 15,0-1032 НД 24,0	50	20	2400-3180	141	7,5	0-300	200	112	874	28/25/32 (R)		
COP 15,0-1238 21,5	79	24	2460-3600	200	13,0	0-2/300	500-700	150	1002	32-38/45Т	В/Пр.	
COP 15,0-1238 LP 20,0	84	26-27	6000-6300	140	14,0	0-460	430	150	1002	28/32/38	Пр.	
COP 15,0-1238 21,5	90	27	2400-3600	250	15,0	0-1/2/300	500-1000	151	1002	32R-38R/T-45	В/Пр.	
COP 15,0-1238 21,5	96	33	3000	340	18	0-200	700	160	1002	45Т	В/Пр.	
COP 12,0-1238 НЕ 24,0	82-96	22-33	3000-4800	230-250	12-18	0-460	500-1000	150	1002	32/38/45 R/T	В/Пр.	

Фирма «Боард», Великобритания

НД 65	15,0	65	16	3600-	переменная	0-250	80	69	660	22/25/28 (R)	Пр.
НД 65	17,0	75	21	3600-	переменная	0-550	230-480	125	745	25/28/32 (R)	Пр.
НД 65	17,0	90	25,5	2850-3600	переменная	0-550	230-450	150	893	32/38/45 (R)	Пр.
РДР45	140	34	8	6700	12	1,5	0-400	350	109	860	41

Фирма «Перард Торк Тенни», Великобритания

Д 500	17,2	65	19	5000	60	5	150-320	65	32	584	22/25 Пр.
Д 2500	17,2	77	22	3800	112	7	150-480	230	79	635	25/32 Пр.
Д 3000	17,2	77	22	3800	112	7	150-480	230	127	762	25/28/32 Пр.
Д 4000	17,2	109	31	3500	223	13	150-380	290	154	952	Все размеры Пр.

Продолж. табл. 2.19

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
«Троянд»	14	65	16	5000	55	5	120	95	30	595	22	В/Пр.
HS432	15	72	18	2880-3960	130-120	6,5	0-270	400	120	845	25/32	В/Пр.
HS464L	18	95	28,5	2325	400	15,3	20-200	900	260	1300	38/44	В/Пр.
HS464S	18	80	24	2530	300	12,5	20-200	300	260	1300	38/44	В/Пр.
«Гидростар» 200	16	40	11	2800-3700	200	7/12	0-22	100/300	114	760	22/25	Пр.
«Гидростар» 300	19	46	-	-	-	-	-	-	-	-	22/32(R)	Пр.
HC40Д	10,5	130	23	2900	325	15	0-100/260	670	80	840	38	В/Пр.
HC40Е	13	80	17,5	2850	250	12	0-120/310	430	80	840	32	Пр.
HC40Г	13	80	17,5	3700	190	11,5	0-120/310	430	80	840	28	Пр.
HC80Е/ER	13	120	26	2800	385	18,0	0-120/220	800	132	1100	38	В/Пр.
HC80F/FR	13	120	26	3600	295	17,5	0-120/220	800	132	1100	38	В/Пр.
HC120Д/ДR	14	130	30,5	2050	670	23	0-60/140	1400	158	1250	38	Пр.
HC120E/ER	14	130	30,5	2400	525	.21	0-80/160	1250	158	1250	45	В
HC120F/FR	14	130	30,5	3100	400	20,5	0-80/160	1250	158	1250	45	В

Продолж. табл. 2.19

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Фирма «Фурукава», Япония													
НД50	12	80	16	3900-	98	7	0-300	250	110	1181	25	Пр.	
НД75	16	-	-	2800-	-	25	0-300	650	-	-	25/28Н	Пр.	
НД170	16	-	-	1900-	-	45	0-200	450	-	-	32/38	Пр.	
НД100С	16	90	24	2800-	150	8	0-250	250	140	992	32	Пр.	
НД180	14,5	105	25	2000-	-	-	0-300	300	145	950	32Н/38	В	
НД180С	16	105	28	2300	-	-	0-300	300	145	950	32Н/98	В	
НД300	15	110	27,5	2600-	2900	-	0-200	450	180	1030	38Н/45	В	
Фирма «Гарднер-Денвер», США													
HPR	11/16	68/90	20	3000-	100/450	6/9	0-200	250	85	760	32	В/Пр.	
HPR1	22	94	32	2500-	3500	17	0-250	300	147	1100	38	В/Пр.	
HPR1H	22	94	32	4000	244/340	17	0-250	540	300	1150	38/44	В/Пр.	
Фирма «Ле Рой Дивижн», США													
НД160	13,8	136	31	2000	270	9	0-120	540	145	890	38/44	В/Пр.	
НД200	17,2	132	38	2000-	510	17/21	0-1.90	616	227	1143	44	Б/Пр.	

83

Продолж. табл. 2.19

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
Фирма «Сиг Свюс Индустрис», Швейцария													
HBM50	17,5-20	45-50	13-16	2800-	120	5-7,5	0-450	250-360	75	725/	22/25	Пр.	
HBM100	13-20	45-65	9-21	6780	0-	250	10	0-600	310	125	764	25/32/38	Пр.
HBM150	15-20	65	16-21	2000-	300	15	0-35	250/310	140	1025/	140	32/38	Пр.
Фирма «Салливэн Мэшингер», США													
JH-2	17	57-	16-32	6000-	102	20	0-300	393	159/	66/81	32/38	Пр.	
JH-3	17	38-79	11-22	9000	88	13	0-300	339	107	61	32	Пр.	
JH-4	17	45	13	9000	54	8	0-290	54	63,5	647	25/32	Пр.	
Фирма «Крупп», ФРГ													
HB30	15	55	13,5	3000	135	7	0-540	65	34	555	22/25	В/Пр.	
HB53	15	85	21	3000	270	13,5	0-540	230/370	97	675	32	В/Пр.	
HB54	15	85	21	3000	270	13,5	0-540	230/370	105	780	32/38	В/Пр.	
HB101	15-17	70-85	21	1800	380	11,5	0-140	950	240	1142	38/45	В/Пр.	
HB103	15-17	70-85	21	1800	380	11,5	0-110	4000	270	1142	55	В/Пр.	
HB105	15-17	70-85	21	1800	380	11,5	0-110	6000	370	1222	55	В/Пр.	
Фирма «Зальштиттер», ФРГ													
HH4025	15/18	100/130	31	4000	250	17	0-280	220	150	700	до 38	Пр.	
Фирма «Тамрок», Финляндия													
HE50 F	10-12	38**	7,6	-	-	-	200-300	-	27	590	19/22	В/Пр.	
HE55 F	10-12	42**	8,4	-	-	-	0-300	-	25	568	19/22	В/Пр.	
HE322	12-15	45	11	5100	60	5	0-350	95	40	585	22	В/Пр.	
HE425/428	7,5-12	80	16	3180	150	-8	0-300	120	108	855	25/28	В/Пр.	

83

Оконч. табл. 2.19

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
HL438	7,5- 16,5	110	30	3570	235	14	0-300	160/240	110	820/ 970	32/38	Пр.	
HL538	7,5-17	110	31	3700	245	15	0-300	240	120	970	32/38	Пр.	
HL645	12-17	110	31	3200	300	16	0-200	470	194	1028	32/38/45	В/Пр.	
HL850	9-13	143	315	2300	470	18	0-150	700/	255/	1060/	38/45/51/	В/Пр.	
HL4000	11-14	460	107	2200	2050	75	0-60	3500	1100	1400	150	В	
TRP400	12-15	45	11	5100	60	5	630/435	245/355	77	552	25	Пр.	

Таблица 2.20

Параметры	Долота			
	K-28	K-100B, БК-105	БК-155	K-105
Диаметр долота, мм	85	106	155	105
Длина долота, мм	123	180	220	155
Длина хвостовика, мм	68	110	140	99
Диаметр хвостовика, мм	50	50	70	52
Число боковых лезвий	4	3	4	4
Длина боковых лезвий, мм	37	28	49	28; 46
Число опережающих лезвий	-	1	1	-
Длина опережающего лезвия, мм	-	46	49	-
Величина опережения, мм	-	25	31	-
Общая длина лезвия, мм	148	130	168	148
Угол заточки лезвия, градус	110	110	110	110
Масса твердого сплава, г	340	246	457	281
Диаметр центрального канала, мм	10	-	-	22
				24
				32

Таблица 2.21

Фирма, модель манипулятора	Тип кинематической схемы	Зона бурения			Выдвижение телескопа, м	Масса без податчика, кг
		высота, м	ширина, м	радиус, м		
«Тамрок», (Финляндия)						
MR600, MR600H	В	Нет стандарта	Нет стандарта	3,0	-	1080
UMR600, UMR600H	ВГ	То же	То же	3,0	-	1440
ZR650, ZR650H	ВПГ	-	-	3,25	1,2	2025
ZR990, ZR990H	ВПТ	-	-	4,95	1,5	2350
ZB 901	ПТ	6,72	7,7	Нет стандарта	1,5	1800
ZB200	П	3,0	3,26	То же	Нет стандарта	
UZ450	ПРТ	4,0	7,0	«	1,0	
ZRU1200	ППТ	10,1	11,5	Нет стандарта	Нет стандарта	-
ZRS700	ВПТ	Нет стандарта	Нет стандарта	3,5	-	-
ZRS1000	ВПТ	-	-	5,8	-	-
ZRU300	ПРТ	5,5	4,85	Нет стандарта	-	-
ZRU1500H	ППТ	11	12	-	-	-
«Перард Торк Теншен» (Великобритания)						
DB1220	ПРТ	4740	6330	Нет стандарта	1,22	1500
PB300	ВГ	Нет стандарта	Нет стандарта	3,0	Нет стандарта	1500
MB1600	ВГТ	-	-	3,3	1500	1100
TMT100	ППГ	3975	4800	Нет стандарта	2438	1000
MB900	ВГТ	Нет стандарта	Нет стандарта	2,51	900	1000

Таблица 2.22

Основные технические характеристики полностью автоматизированных шахтных бурильных установок

Фирма, страна	Марка установки	Количество бурильных машин	Зона бурения, м (высота, ширина)	Бурильная головка	Податчик	Манипулятор	Тип ходовой части	Способ ввода программ
1	2	3	4	5	6	7	8	9
ЦНИИ-подземмаш Автоматормаш (Россия)	УБШ251	1	3,5x4	Универсальная	-	-	Колесно-рельсовый	Обучением по эталонному циклу
«Тоё» Когё (Япония)	TMHJ-2350D-AD	2	-	TH350	HA330	TYR B-EX-AD	Пневмоколесный	
	THCJ-2-AD	2	6x10	H70ф. Монтабер	-	TYCB 11-EX-AD	Гусеничный	
«Фурукава» (Япония)	JCH2-100	2	6,4x11	HD 100	GH100 A-33	JE100 TRA	-	От отдельного компьютера на перфоленту
«Зальцгиттер» (ФРГ)	BW-45P	1	-	Вращат. гидравл.	-		Пневмоколесный	От переносного компьютера
«Дойче Монтабер ГМбХ» (ФРГ)	«Робофор»	2	5,2 x 5,8	HS 80	ACT-5	BUPEC 36	-	От отдельного компьютера на перфоленту

Оконч. табл. 2.22

1	2	3	4	5	6	7	8	9
«Перпард Торк Теншн» (Великобритания)	ICI	3	-	-	-	-	-	От портативного компьютера на ШБУ
«Фурухольмен» (Норвегия)	«Бизон» CB-2	2	3,4 x 5,6	RD 3000	-	RB300	Гусеничный	то же на магнитную пленку
«Тамрок» (Финляндия)	«Датаматик» HS 305 M	3	3,5 x 6	HL538	GF145 x16-520	MR600	Пневмоколесный	
	«Датаматик» HS 305U	3	7,5 x 11	HL538	GF145 x16-520	ZRU 1500	-	
	«Датаматик» HS 205D	2	4,7 x 6,5	HL-538	CP145 x12 - 16-52D	ZRU 700D	-	
«Атлас Копко» (Швеция)	«Робот Бумер 135»	2	6,5 x 9,5	COP 1238ME	BMH 600	BUT 35 RC	-	То же или обучением
«Эймко Секома» (Франция)	-	2	5,5 x 7,3	Гидростар 300	CC 2014	BPP 1500F	-	-

Таблица 2.23

Фирма, страна	Объем памяти	Способ ориентации	Точность воспроизведения, программ, мм	Наличие дисплея	Наличие кабины	Исполнение	Габариты в транспортном положении (высота, ширина, длина)	Масса, т
1	2	3	4	5	6	7	8	9
ЦНИИ-подземмаш Автоматгормаш (Россия)	90 точек	Коррекция программы по маркшейдерским отметкам	100	Нет	Нет	PB	1,5x1,15 x ю	7,5
«Тоё» Когё (Япония)	4 схемы по 100 точек	Коррекция ШБУ*	100	**	Нет	PB	3,5x2,5x x12,5	21
			50	«	Нет	«	3,46x3,2x x13,2	34
«Фурукава» (Япония)	-	Грубая – ШБУ; точная – программы	25	«	-	«	3,93x2,4x x13,5	26
«Зальцгиттер» (ФРГ)	10 программ по 60 точек	Коррекция ШБУ	-	-	Нет	«	1,5x2,4x x12,3	-
«Дойче Монта-бер ГМбх» (ФРГ)	2400 точек (90 схем) Несколько программ	Коррекция программы по лучу лазера или маркшейдерским отметкам и отвесу, установленному на ШБУ	10	Есть	Нет	PB	-	-

Оконч. табл. 2.23

1	2	3	4	5	6	7	8	9
«Перард Торк Генши» (Великобритания)				Есть	Есть	PB	-	-
«Фурухольмен» (Норвегия)			-	Есть	Нет	PB	1,95x1,5x x8,7	-
«Тамрок» (Финляндия)	-		-	Есть	Есть с кондиционером и звукоизоляцией)	PB	2,96x2,5x x14,85	27
	-		-	“		«	3,75x3,26 x16	42
10 программ		50	«	«	2,85x1,96 x12	21,2		
«Атлас Копко» (Швеция)	150 точек		-	«	«	3,3 x 2,5 x 15	30	
«Эймко Секома» (Франция)	-	Коррекция ШБУ	±0,5°	-	Нет		-	-

Таблица 2.24
Технические характеристики буровых станков для подземных работ

Показатели	Пневмоударные станки		Шарошечные станки	
	НКР-100МП	СБУ-6	БШ-145	БШ-190
1	2	3	4	5
Диаметр скважины, мм	105-155	105-165	145	145-190
Глубина бурения, м	80	50	50	75
Направление бурения	любое	0-360°	верхняя полусфера	верхняя полусфера
Мощность привода вращения бурового снаряда, кВт	5,1	7,8	20	30

Оконч. табл. 2.24

1	2	3	4	5
Число оборотов става, об·мин ⁻¹	0·80	0·80	180	156
Привод механизма подачи	пневм.	пневм.	гидравл.	гидравл.
Усилие подачи, кН	6	20	120	170
Буровая штанга:				
рабочая длина, мм	1200	1100	750	750
наружный диаметр, мм	63	63;89;114	89;114	89;114
масса, кг	9,5	10;14,4;	16,5;27	16,5;27
Способ очистки скважины	возд.-водяная смесь	возд.-водяная смесь	водой	водой
Расход промывочной воды, л/мин	8-12	8-12	200	200
Расход воздуха, м ³ ·мин ⁻¹ (при давлении 0,5 Мпа)	6-7	5	-	-
Общая масса станка, кг	360	800	1174	2235
Наибольшая масса транспортируемого узла, кг	82	-	230	330
Габариты станка, мм	1295x650 x612	2300x1500 x1100	2500x2960 x765	2800x1900 x800
Минимальные габариты горной выработки, м	2,6 по направл. скважины	2,6 по направл. скважины	3,6x3,5	3x3
Число обслуживающих рабочих	1	1	2	2

Таблица 2.25

Техническая характеристика машины «Стрела 68»

Диаметр проводимой выработки, мм	1000
Диаметр направляющей скважины, мм	190
Длина выработки, м	до 75
Производительность машины при проведении выработки полным сечением м/ч, по породам крепостью по шкале проф. М.М. Протодьяконова:	
до 5	1,5-2,2
5-10	0,7-1,2
Вес основных узлов, кг:	
снаряда-вращателя	3812
механизма подачи	3185
маслостанции	1272
става подачи длиной 25 м	2007
бурового става длиной 25 м	1135

Оконч. табл. 2.25

Диаметр штанг, мм:	
става подачи	140
бурового става	90
Полезная длина одной штанги, мм	600
Основные размеры машины при передвижении из одной выработки в другую, мм:	
длина	2970
ширина	2280
высота	1580
Наименьшее сечение штрека, в котором может быть установлена машина, м ² :	7,1
буровой снаряд	
Тип исполнительного органа	Плоский планетарный
Вид инструмента	Шарошечный
Скорость вращения, об/мин:	
водила исполнительного органа	1,65
долота исполнительного органа	42,5
бурового става	56,4
Средняя скорость обкатки шарошек исполнительного органа, м/сек	0,87
Количество долот на исполнительном органе, шт.	3
Привод	Пневмодвигатель
Тип	Косозубый реверсивный 8ШК-40
Номинальная мощность (при Р=3 кг/см ²), л. с.	35
Номинальная скорость вращения выходного вала, об/мин	1000
Вес, кг	525
Механизм подачи	
Тип	Гидравлический
Усилие подачи, кг:	
при бурении скважин диаметром 1000 мм	до 38000
при бурении скважин диаметром 190 м	до 15000
Ход каретки подачи, мм	840
Скорость подачи, м/мин:	
рабочая	0-0,2
маневровая	0-2,8
Усилие удержания захватом става подачи, кг	27000

Таблица 2.26

Техническая характеристика станков для бурения скважин

Показатель	Станок					
	ПБУ-80	СБ-1П	СПБ-50/85	СБУ-100	СБСЦ-155/320	СБУ-50Э
Диаметр скважин, мм	65-75	50-85	50-85	105,125	155,320	50-80
Глубина бурения скважин, м	40	25	25	24	70	30
Число бурильных машин	1	1	2	1	1	1
Тип нерфоратора, пневмоударника	ПК-75	ПК-75	ПК-75	М-48, П-125	П-160	ПГ-50
Тип податчика	Винтовой	Пневматический	Пневматический	Пневматический	Гидравлический	
Диаметр буровых штанг, мм	38	32	38	83	114	32
Длина буровых штанг, м	1500	1200	1000	1000	800	1000
Размеры выработки, м	2,8×2,8	2,8×2,8	2,5×2,5	4×4	2×2	2,8×2,8
Скорость передвижения, км/ч	1	5	2	0,85	4,8	1
Давление в воздушной системе, МПа	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	-
Давление в гидросистеме, МПа	6	6,5	6,5	6	6,5	14
Расход сжатого воздуха, м ³	16	15	30	7	12	-
Расход воды, л/мин	25	25	40	21	36	18
Основные размеры, мм:						
длина	3300	3100	3380	3830	2920	3830
ширина	1500	1430	1350	2210	1320	1820
высота в рабочем положении	2600	2600	2250	3730	1880	2600
высота в транспортном положении	1780	1900	1500	2000	1500	2020
Масса, кг	2800	3870	3200	4000	2170	5000

Установка буровая колонковая КБУ-80 предназначена для бурения взрывных скважин в подземных условиях по породам и рудам с $f=8-18$ в любом направлении в выработках площадью сечения не менее $2,5 \times 2,5$ м.

Таблица 2.26

Техническая характеристика установки КБУ-80

Глубина, скважины, м	30
Диаметр скважины, мм	65-75
Направление бурения	Круговой веер в вертикальной плоскости
Осевое усилие на забой, кН	9,81
Параметры бурильной машины ПК-75:	
энергия, Дж	147
число ударов в секунду	33,3-38,3
Номинальное рабочее давление, МПа	0,49
Подача бурового става	Винтовая
Номинальная мощность привода, кВт	4,4
Максимальная скорость холостого хода, м/мин	2
Промывка скважин	Водой или водяной смесью
Расход рабочих компонентов при бурении:	
сжатого воздуха, м ³ /мин	13
воды, л/с	0,3-0,58
Давление воды, МПа	49-0,58
Основные размеры установки в рабочем положении, м	2,99×2,09×2,1
(без бурового инструмента и принадлежностей), кг.	680

Основные узлы установки КБУ-80: буровая коронка К-70, штанга, механизм подачи, траверса, распорная колонка; ручная лебедка БА100К-2-9-0; бурильная машина ПК-75, ручной насос; автомасленка; пульт управления соединительного рукава. Все оборудование смонтировано на салазках. Промывка осуществляется водой или воздушно-водяной смесью. Подвод сжатого воздуха и воды – от шахтной магистрали. Установка позволяет бурить веер скважин в вертикальной плоскости с одного положения.

Изготовитель – Старооскольский механический завод.

Буровая установка «Удар-2» предназначена для бурения восходящих скважин в подземных условиях.

Таблица 2.27

Техническая характеристика установки «Удар-2»

Глубина скважины, м	12
Диаметр скважины, мм	56,75
Скорость бурения по породам f=12-14, м/ч	2,5
Приводной двигатель	Перфоратор ПТ-36В
Ход податчика, м	1,37
Число ударов в секунду	48,33
Расход воздуха, м ³ /мин	4,2
Масса установки, кг	160

Таблица 2.28

Техническая характеристика установки БСК-2М2-100

Глубина скважины, м	100
Диаметр скважины, мм	92; 36
Угол бурения, градус	0-360
Диаметр бурильных труб, мм	33,5 и 42
Частота вращения шпинделя, с ⁻¹	2,5; 6; 9,33; 2,08; 7,66; 12
Усилие подачи, кН	0-981
Ход подачи, м	1-1,2
Скорость подъема труб, м/с	0-0,4
Рабочее давление в гидросистеме, МПа	5,8
Приводной электродвигатель:	
тип	АО2-51-4
мощность, кВт	7,5
частота вращения, с ⁻¹	25
Насосная установка:	
подача, л/с	2НБ-79
давление, МПа	0,58
диаметр всасывающего рукава, м	1,96
диаметр нагнетательного рукава, мм	98
диаметр нагнетательного рукава, мм	25
Электродвигатель:	
тип	АОЛ-41-4
мощность, кВт	1,7
частота вращения, с ⁻¹	23,66
Основные размеры станка, м	1,71×0,71×1,4
Масса станка, кг	480
Основные размеры насосной установки, м	0,96×0,51×0,42
Масса насосной установки, кг	130
Масса максимального транспортного узла, кг	90

Установка БСК-2М2-100 состоит из двух основных блоков: бурового станка БСК-2М2-100 и насосной установки 2НБ-79.

Буровой станок установки состоит из закрытого обдуваемого электродвигателя, пускового автомата с приборами, коробки передач с двумя маслонасосами различной подачи и фрикционом.

Маслонасос малой подачи используется во время бурения для подачи инструмента на забой, а во время подъемных операций совместно с маслонасосом большой подачи – для подъема инструмента из скважины.

Введение в коробку передач двух маслонасосов позволяет увеличить скорость спуско-подъемных операций и срок службы всей гидросистемы станка.

Гидросистема станка включает двухзолотниковый распределитель Р75-В2 и регистрирующие приборы, созданные на базе стандартных манометров; масляный бак, встроенный в верхнюю раму; рукава, гидроцилиндры и золотник, реверс, автоматически изменяющий направление движения траверсы со штангоподъемниками во время подъема инструмента.

Вращатель имеет прямозубую коническую пару с увеличенным модулем. Патрон установлен на шлицах шпинделя вращателя и легко снимается в случае необходимости разборки или ремонта. Благодаря такой конструкции патрон не затягивается на шпинделе вращателя при перегрузках станка. Ручной тормоз спуска рассчитан на пропуск штанг диаметром 33,3 и 42 мм.

Все силовое оборудование размещено на верхней раме, которая перемещается по нижней раме, освобождая устье скважины во время спуско-подъемных операций. Перемещается рама вручную рукояткой и кри-вишино-шатунным механизмом. Ход перемещения рамы – 160 мм.

Для раскрепления в подземных выработках станок комплектуется четырьмя распорными стойками.

Насосная установка монтируется рядом со станком.

Количество жидкости, подаваемой в скважину, регулируется вентилем на напорной линии.

Пуск двигателей производится автоматами, обеспечивающими защиту от токов короткого замыкания и перегрузки.

Установка разработана конструкторским бюро Министерства геологии совместно с Новочеркасским машиностроительным заводом. Изготовитель – Новочеркасский машиностроительный завод им. А.А. Никольского.

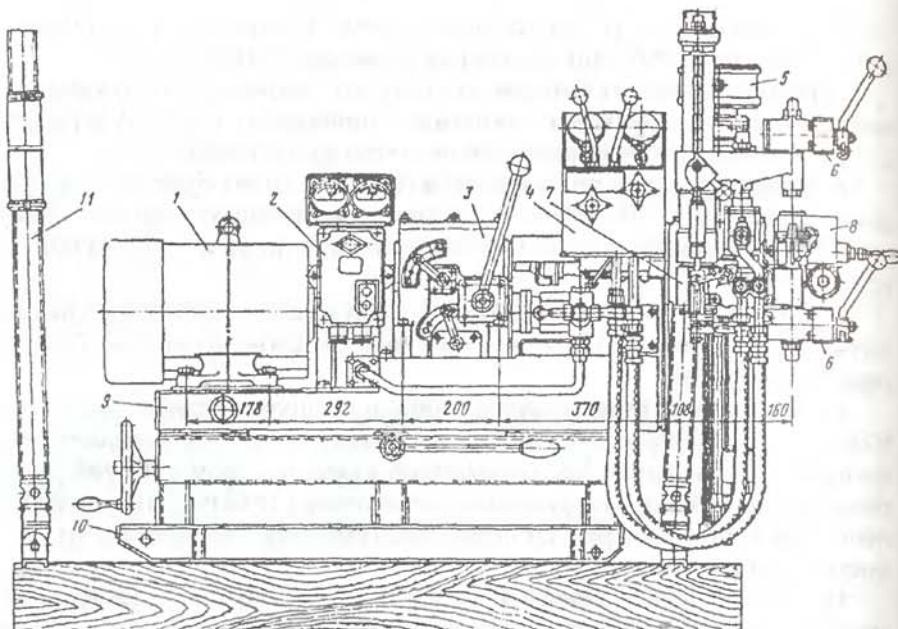


Рис. 2.21. Буровой станок БСК-2М2-100:

1 – электродвигатель; 2 – пусковой автомат; 3 – коробка передач; 4 – гидросистема; 5 – патрон; 6 – штангоподъемник; 7 – вращатель; 8 – ручной тормоз; 9 – верхняя рама; 10 – нижняя рама; 11 – распорные стойки.

Таблица 2.29

Техническая характеристика установки «Барвольф»

Глубина бурения, м	120
Диаметр скважины, м	1,5
Механическая скорость бурения, м/ч	1,5–5
Частота вращения планетарного редуктора, с ⁻¹	0,16
Частота вращения долот, с ⁻¹	1

Буровая установка «Барвольф» состоит из гидравлического подъемного механизма, создающего необходимое осевое усилие подачи, и рабочего органа.

Рабочий орган состоит из взрывобезопасного электродвигателя, планетарного редуктора и шаронечных долот. Число устанавливаемых долот может изменяться в зависимости от крепости буримых пород. Бурение скважины осуществляют снизу вверх. При этом дав-

ление на забой создается гидравлическим цилиндром, поднимающим рабочий орган с нижнего горизонта при помощи стальной тяги, опущенной через предварительно пробуренную пилот-скважину диаметром 155 мм.

Подъемный механизм помимо гидравлического цилиндра с ходом поршня 2 м и стальной тяги имеет опорную раму, направляющие ролики, ловильное приспособление и высоконапорный насос с электродвигателем.

Для поддержания постоянного давления на забой и согласования скорости подачи машины с крепостью разбуриваемых пород установка снабжена тензометром, позволяющим определять в любой момент усилие в тяге.

Фирма «Зальцгиттер» выпускает буровую установку KR-10/125 Е3 аналогичного принципа действия для бурения скважин между горизонтами диаметром 1,625 м. В буровой установке НВМ-50/Ну фирмы «Хаусхерр» (ФРГ) все основные узлы (ротор, механизм подачи) гидрофицированы в две-три фазы.

Мощность гидравлического двигателя ротора 37 кВт, гидравлической станции – 38 кВт. Частота вращения ротора 0,83 с⁻¹. Подача бурового инструмента осуществляется двумя гидродомкратами. Скорость подачи 0,016 м/с. Забой промывается водой, которая подается к буровой коронке через вертлюг и буровой вал. Расход промывочной воды 3,3 л/с.

Таблица 2.30

Техническая характеристика установки НВМ 550

Глубина скважины, м	50
Диаметр скважины, мм	455
Мощность приводного двигателя, кВт	200
Усилие подачи, кН	550
Частота вращения бура, е ⁻¹	82
Крутящий Момент, кНм	1,5
Бурильная штанга:	
диаметр, мм	311
длина, м	18
масса, т	4
Скорость перемещения, км/ч	1,5
Масса установки, т	140

Все оборудование установки НВМ 550 установлено на гусеничном тракторе. Установка комплектуется дизельным или электрическим двигателем, подающим мощность к гидравлическому насосу и двум

компрессорам для воздушной продувки. При оснащении роликовыми коническими буровыми головками установка способна бурить скальные породы. На штангах с обоих концов имеется резьба для автоматического соединения. Контролирование запуска, частоты вращения и подачи для приведения в соответствие параметров бурения с изменяющимися характеристиками различных пластов в целях достижения максимальной эффективности и экономии производится в соответствии с полностью автоматизированной программой. Установка оснащена звукоизолирующей кабиной с воздушным кондиционером.

Буровая машина SB-30 фирмы «Зальцгиттер Мэшин К°» (Германия) предназначена для разведочного бурения алмазными коронками на поверхности и в подземных выработках. Она установлена на салазках и передвигается самостоятельно при помощи гидравлики. В качестве приводного двигателя могут быть применены электрический, пневматический или дизельный двигатели.

Буровая установка M-132 фирмы «Роббинс» (США) на гусеничном ходу полностью гидроцифирирована. Бурение восстающих скважин ведется в два этапа: сверху вниз направляющей скважины диаметром 307 мм и расширение ее снизу вверх до диаметра 1220 мм.

При бурении направляющей скважины максимальная осевая нагрузка на шарошечное долото составляет 272 кН, а при расширении скважины – 907 кН. Средняя скорость углубки направляющей скважины составляет 2,44 м/ч, а при расширении ее 1,28 – 1,8 м/ч.

Буровые станки «Биг-Мэн» BM50, BM100, BM200 фирмы «Кокен Боринг Мэшин Компани» (Япония) предназначены для бурения восстающих скважин.

Буровой станок «Роббинс» 83р (США) предназначен для бурения восстающих скважин в подземных условиях.

Таблица 2.31

Техническая характеристика станка «Роббинс» 83р

Глубина скважины, м	600
Диаметр скважины, м	2,5-4
Угол бурения, градус	0-90
Усилие подачи, МН	4,5
Вращательный момент, кНм	600
Скорость расширения скважины, м/ч	0,75-1,2
Основные размеры станка, м:	
высота	6,6
ширина	1,4
Масса, т	22,5

Станок укомплектован шарошечным исполнительным органом. Монтаж станка производится в подземной камере высотой 7 м.

Буровой станок HG 170 S фирмы «Вирт» (ФРГ) предназначен для бурения скважин диаметром до 2,4 м в подземных горных выработках.

Таблица 2.32

Техническая характеристика станка HG 170 S

Глубина скважины, м	50
Диаметр скважины, м	<2,4
Максимальное усилие подачи, кН	800
Крутящий момент, кНм	45
Частота вращения стола ротора, с ⁻¹	0,8
Ход подающего устройства, м	1,86
Мощность приводного двигателя, кВт	100

Головка бура вместе с передаточным механизмом и четырьмя ведущими гидродвигателями смонтирована на раме, управляющее устройство расположено на гидравлическом агрегате. Гидравлическая подача производится при помощи электромотора мощностью 53 кВт через регулирующий насос.

Буровая установка НВМ 550 (Германия) предназначена для бурения вертикальных и наклонных скважин во влажных или сухих условиях при полном автоматическом контроле.

§ 2.9. Станки для бурения горизонтальных скважин в подземных условиях

Бурение горизонтальных скважин за рубежом осуществляется специализированными станками и модифицированными установками, предназначенными для бурения с поверхности.

По назначению все станки разделяются на три группы:

- 1) для высокооборотного алмазного бурения;
- 2) для комбинированного бурения;
- 3) для низкооборотного бурения сплошным забоем.

Конструктивная особенность этих станков – тип вращателя шпиндельный: (неподвижный) или подвижный. В табл. 2.33 приведены технические характеристики специализированных буровых станков со шпиндельным вращателем. Специализированные станки с подвижным вращателем для высокооборотного алмазного бурения отличают-

Таблица 2.33

Техническая характеристика станка ТВМ-1

Глубина скважины, м	<900
Диаметр бурильных труб, мм	40,5; 50
Угол бурения, градус	360
Внутренний диаметр шпинделя, мм	75
Длина подачи, м	0,5
Частота вращения шпинделя, с ⁻¹	3,83; 12,5; 16,6
Осевое усилие, кН	50
Передача	Со скользящими шестернями
Лебедка:	
типа	Планетарные шестерни
Максимальное тяговое усилие, кН	40
Скорость подъема, м/с	0,5; 0,66; 1; 1,3; 1,6; 2,1
Диаметр каната, мм	14
Мощность приводного двигателя, кВт	20–30
Основные размеры станка, м	1,96×1,1×1,62
Масса станка (без силового агрегата), т	1,8

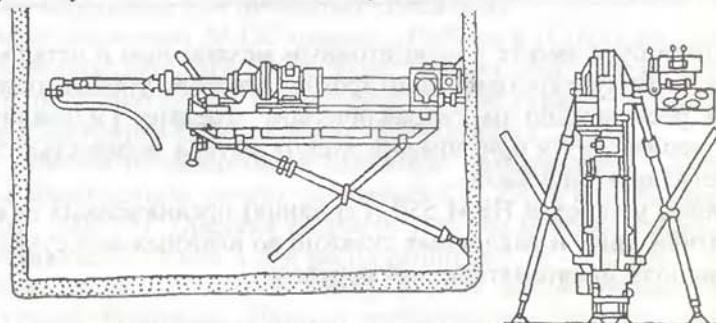


Рис. 2.22. Буровая установка «Диамек-250»

Все рычаги управления станка и контрольно-измерительные приборы сгруппированы на пульте управления. Приборы показывают осевую нагрузку на коронку, давление масла в системе, частоту вращения бурового снаряда. Станок легко разбирается на транспортабельные узлы.

Достигнутая скорость бурения станком «Диамек-250» – 3,7 м/ч. Модифицированные станки поверхностного бурения для сооружения глубоких горизонтальных скважин отличаются в основном гидравлической подачей, однако по требованию потребителя может поставляться и винтовая модель.

Станок колонкового бурения ТВМ-1 фирмы «Тоне Боринг К°» (Япония) предназначен для бурения скважин в труднодоступных участках шахт.

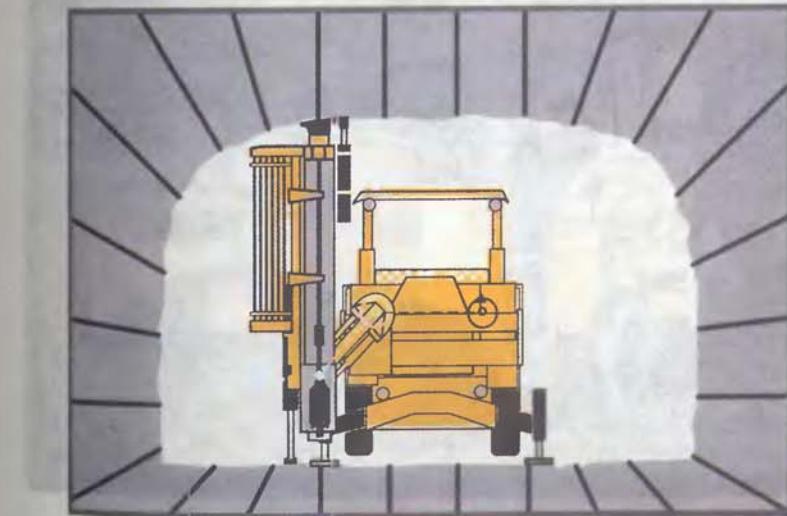
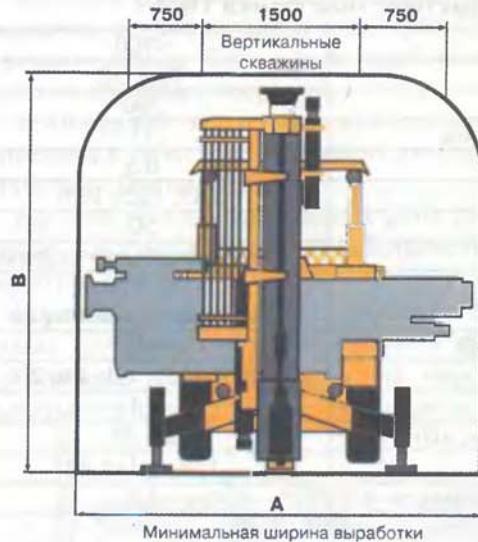


Рис. 2.23. Simba H1354

Необходимые размеры горной выработки (мм)



Податчик	Длина	Ширина (A)	Высота (B) Min	Max
ВМН 254	3075	3300	3300	3950
ВМН 255	3380	3600	3600	4250
ВМН 256	3685	3900	3900	4550

Рис. 2.24. Необходимые размеры горной выработки для станка «Simba H1354»



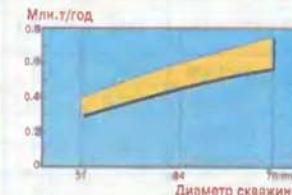
Рис. 2.25. Буровой станок модели серии "Simba"



Simba H250

Установки серии H250 - надежные, хорошо зарекомендовавшие себя машины для всех методов добычи.

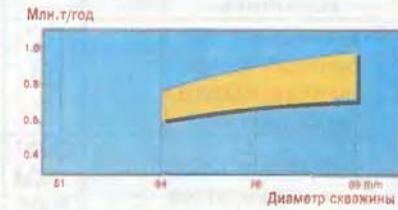
- Стандартная модификация с перфоратором СОР 1238
- Диаметр скважин: 51 - 89 мм
- Макс. рекомендуемая глубина скважин: 51 м



Simba H1350

Установки серии H1350 - надежные, мощные, высокопроизводительные машины для всех методов добычи.

- Стандартная модификация с перфоратором СОР 1238
- Диаметр скважин: 51 - 102 мм
- Макс. рекомендуемая глубина скважин: 51 м



Simba H157

Небольшая компактная буровая установка с узлом бурения, смонтированным на стrelе, предназначенная для добывного бурения в узких выработках, а также для бурения скважин под трассовую крепь. С помощью комплекта деталей легко может быть переоборудована в установку для проходческих работ.

- Стандартная модификация с перфоратором СОР 1238
- Диаметр скважин: 48 - 64 мм
- Макс. рекомендуемая глубина скважин: 30 м



Таблица 2.34
Технические характеристики установки "SIMBA" фирмы "Atlas Copco"

№	Технические характеристики	Ед. изм.	H157	H1354	H1350	H250	H4350	H4450
1	Диаметр скважин	мм	48-64	51-89	51-102	51-89	89-127	89-127
2	Глубина бурения	м	30	51	51	51	51	51
3	Возможность бурения:	Веер Парал. скваж.	град м	360 3,4	360 3,0	360 3,0	360 3,0	360 4,0
4	Поворот стрелы в горизонтальной плоскости	град	±20	20	-	-	-	-
5	Подъем стрелы в вертикальной плоскости	град	+53/-45	80	-	-	-	-
6	Ход цилиндра	м	0,9	-	-	-	-	-
7	Поворот балки податчика	град	98	-	-	-	-	-
8	Минимальное расстояние от стенки горной выработки до скважины	м	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1
9	Тип гидравлического перфоратора		COP1 238M E-05	COP18 38ME	COP18 38	COP1 238	COP4 050	COP40 50
10	Длина	м	8,8	8,32	-	-	-	-
11	Высота (с защитной крышкой)	м	1,75/1,96	2,26	-	-	-	-
12	Масса	кг	8800	14500	-	-	-	-
13	Радиусы поворота	Наружный Внутренний	м	4,4 2,25	5,44 2,89			
14	Ширина	Со столом скользж. Без стола скользж.	м	2,38 1,96	3,14 1,96			
15	Количество манипуляторов	шт.	1	1	1	1	1	2

Таблица 2.35

Показатель	Станок						Промек M137
	Simba 11R	Simba 26	Simba 312	Simba 323	Simba H221	Промек M159	
Диаметр скважин, мм	51-64	51-64	48-76	48-76	48-89	48-89	M164
Глубина бурения скважин, м	25	25	30	30	40	35	48-89
Число бурильных машин	1	2	2	3	1	1	30
Тип перфоратора	BBC 120F	BBC 54RFL	COP 130EL	COP 131EL	COP 1038HB	COP 131EL	COP 131E
Тип податчика	BMS46	BMS47	BMS180	BMS180	BMS180H	BMS180	BMS180
Диаметр буровых штанг, мм	32	32	38	38	38	38	38
Длина буровых штанг, м	1,2	1,2	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
Размеры выработки, м	2,8×3	3,3×3,4	4,6×3,4	6×3,5	3,6×3,6	3,2×3,4	3,5×3,4
Скорость передвижения, км/ч	1	2,6	2,6	2,6	4	3,6	3,6
Давление в воздушной системе, кПа	0,6	0,6	0,6	0,6	-	0,6	0,6
Давление в гидросистеме, Мпа	6	10	10	10	15-25	-	10
Основные размеры, мм:							
длина	3300	4300	5000	6500	6150	4600	4750
ширина	1500	2200	2300	2500	1840	1600	1800
высота в рабочем положении	2600	2900	3000	3300	3400	3250	3100
высота в транспортном положении	1780	1500	2200	2000	2765	2950	2700
Масса, кг	2800	2770	9100	11100	9400	2300	5500

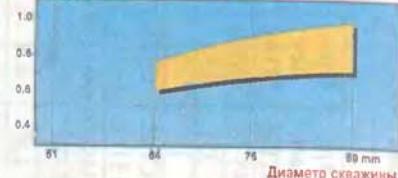


Simba H1357

Simba H1357 является многоцелевой буровой установкой с углом бурения, смонтированным на стреле, что дает дополнительные возможности позиционирования, как при бурении добывающих скважин, так и при бурении под тросовую крепь.

- Стандартная модификация с перфоратором COP 1838
- Диаметр скважин: 51 - 89 мм
- Maxc. рекомендуемая глубина скважин: 51 м

Млн.т/год

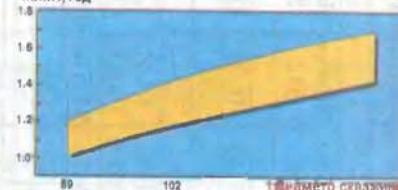


Simba H4350

Это серия очень мощных высокопроизводительных установок для крупномасштабных горных работ.

- Стандартная модификация с перфоратором COP 4050
- Диаметр скважин: 89 - 127 мм
- Maxc. рекомендуемая глубина скважин: 51 м

Млн.т/год



Simba H4450

Simba H4450 - очень мощная высокопроизводительная установка с двумя манипуляторами для крупномасштабных горных работ с подэтажным обрушением.

- Стандартная модификация с перфоратором COP 4050
- Диаметр скважин: 89 - 127 мм
- Maxc. рекомендуемая глубина скважин: 51 м

Графики производительности служат только ориентиром. В основе лежат следующие параметры:

3 рабочих смены в сутки Суточный коэф. использования 0,85
б часов эффективного времени Сменный коэф. использования 0,75
бурения
300 рабочих дней в году плотность руды 3,5 тон/м³



Рис. 2.26. Simba H250

Таблица 2.36

Техническая характеристика гидравлических стрел

Тип	Исполнение	Масса, кг	Общая длина стрелы, мм	Величина раздвижности телескопа, мм	Рабочее давление гидросистемы, МПа	Угол вращения, град.	Максимальная площадь обслуживаемой одной стрелой, м ²	Усилие воспринимаемое стрелой, кН	Фирма «Атлас Копко», Швеция								
									1	2	3	4	5	6	7	8	9
BUT20	моно-блочное	1125	6440 ^{x1}	-	-	-	-	до 18	-								
BUT30	моно-блочное	1800	7100 ^x 2950 ^{xx}	-	17-22	360	до 33	12,5									
BUT25	телескопическое	1325	6080 ^{x1}	1250	-	-	до 26	-									
BUT35	телескопическое	3000	3000 ^{x1} 4012 ^{xx}	1600	17-22	360	до 85	12,5									

Оконч. табл. 2.36

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Фирма «Тамрок», Финляндия								
MP600 (MP600Г)	моно- блочное	1080	- 3080 ^{xx)}	-	-	360	до 28	-
УМР600 (УМЗ 600Г)	моно- блочное	1440	- 3080 ^{xx)}	-	-	360	до 28	-
ZR700	телеско- пическое	2020	- 3090 ^{xx)}	1200	-	360	до 33	-
Фирма «Фурукава», Япония								
JE75TR	телеско- пическое	-	- 4200 ^{xx)}	1400	-	360	до 41	-
JE160TR	телеско- пическое	-	-	1600	-	360	до 100	13,0
5600								

Примечание: ^{x)} с податчиком, ^{xx)} без податчика.

Таблица 2.37

Техническая характеристика станков со шпиндельным вращателем

Показатель	Глубина бурения (м) станками									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Бурение трубами диаметром, мм:										
34,9	150	245	300; 540	200	75	150	100	-	-	150
44,4	120	215	225; 420	150	-	-	-	-	-	-
53,9	90	-	-	-	-	-	-	-	-	-
66,6	75	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Частота вращения, с ⁻¹		3,7- 41; 5,7- 57		10,25; 10,9; 17,9;	20,83;	16,7; 25; 16,7;	50; 33,3;	25	25; 16,7	

Оконч. табл. 2.37

1 Число скоро- стей вра- щения	2	3	4	5	6	7	8	9	10
	1	4	1	1	2	1	1	1	1
Подача	Вин- товая	Гид- рав- ли- че- ская	Вин- товая	Пор- шне- вая, гид- рав- личе- ская		Винтовая		Винтовая с правой резь- бой	
Ход подачи, мм	508	610; 508	610	500	-	400	-	737	-
Диаметр проходного отверстия шпинделя, мм	48,5	46	46	45	37	35,5	35	35	38
Способ подъема	Экс- трак- тор	Ле- бед- ка	Экс- трак- тор	Экс- трак- тор	-	-	Экс- трак- тор	-	-
Тип привода	Пневмо- двигатель; электро- двигатель	Пнев- мо- дви- га- тель; элек- триче- ский	Пневмодви- гатель; электриче- ский	Электриче- ский			Пневматиче- ский		
Мощность двигателя, кВт: пневматиче- ского	6,6	14,7	-	9,6	7,7	-	-	11,8	6,6
электриче- ского	-	6,6	-	11	6,6	-	-	-	-
Максимальный крутящий момент на вращателе, Нм	500; 50; 360; 40	90; 110; 125; 140		160; 110; 125; 98	570	-	-	37; 57; 64; 77	42
Масса, кг	295- 225	381- 335	486	450	98- 124	260	112	127- 11	90

Таблица 2.38
Техническая характеристика станков с подвижным вращателем

Показатель	Глубина бурения (м) станками						
	Диамек-260 «Атлас Колко» (Швеция)	LKS-400 «Смит энд Санс» (Ка- нада)	LKS-500 «Смит энд Санс» (Ка- нада)	Диамек-1000 «Атлас Колко» (Швеция)	Туран 2×20 «Бергман Борр» (Швеция)	HG-150 «Лон- гир» (США)	
1	2	3	4	5	6	7	
Бурение трубами:							
EW	157-240	—	730	700	1000	—	
AW	123-175	457	610	700	800	500	
BW	—	343	457	440	400	385	
NW	—	274	365	—	200	275	
Частота вращения в диапазоне, с ⁻¹ :	3,33- 20,8	1,7-25	1,7-25	3,33-20	5-26,6	0-15,9	
I	5,0-35	—	—	1,7-10; 5-34	5-43,3	0-8,750 0-21,33	
II	—	—	—	2,5-17	—	0-11,75 0-32,25 0-17,75	
III	—	—	—	—	—	—	
Максимальный крутящий момент в диапазоне, Нм:				550; 2701000; 550	460-130	772; 1402	
I	210-100	456	456	—	—	—	
II	125-55	310	310	340; 170	—	574; 1042	
III	—	—	—	680;340	—	380; 691	
Диаметр проход- ного отверстия вращателя, мм	—	—	—	64; 92	—	95	
Тип подачи	Цепной с гидро- цилин- дром	Поршневой гидравлический	Цепной с гидроци- линдром	Поршневой гид- равлический			
Ход подачи, мм	0,85; 1,6	1,5	2	6	1,5	1,8	
Усилие подачи, кН:							
вверх	24	—	72	35; 29	72	64	
вниз	32	—	54	41; 35	45	48	

Таблица 2.38

Оконч. табл. 2.38

1	2	3	4	5	6	7
Тип подъемника	Меха- низм подачи	Лебедка		Механизм подачи		Лебедка
Тип привода вра- щателя	Гидромотор		Oдин или два гид- ромотора	31	—	Гидро- мотор
Мощность привода вращателя, кВт	14	—	—	—	—	—
Тип первичного привода	Электро- мотор, пневмо- двигатель	Дизель, элек- тромотор, пневмодвига- тель	Дизель	Дизель, бензо- двигатель, электро- мотор	Дизель, бензо- двигатель	Дизель, бензо- двигатель
Масса, кг: с дизе- лем или бензодви- гателем	—	1021	1406	3000	4000	2018

Таблица 2.39
Установки фирмы “SANDVIK TAMROCK” для бурения скважин

№	Технические па- раметры	Тип буровой установки					
		Соло 1л	Соло 720 ЦР/Ф	Соло 1009 ZR	Соло ЦР/Ф	Соло 1509 ZR	Соло 1520 ЦР/Ф
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Диаметр скважин, мм	51-64	64-102	89-102	89-127	89-127	89-127
2	Оптимальный диа- метр скважин, мм	51	64, 76, 89	89	89-102	89-102	89-127
3	Глубина бурения, м	30-40	40	40-50	45(вверх), 54(вниз)	45(вверх), 55(вниз)	45(вверх), 54(вниз)
4	Ширина, мм	1200/ 1670	2240	2300	2240	2300	2240
5	Высота в транс- портном положе- нии, мм	2150	2850- 3500	2700	280- 3500	2700	2850- 3500
6	Длина в транспорт- ном положении, мм	6450	9950	600	9950	6000	9950
7	Длина податчика, мм	2800	3650	3617	3650	3617	3650
8	Общий вес, кг	7500	21000	16000	22000	16000	22000
9	Скорость пере- движения по гор- изонтали, км/ч.	7	10/3(при <8°)	3,5	10/3	3,5	10/3

Оконч. табл. 2.39

1	2	3	4	5	6	7	8
10	Угол преодолеваемого уклона, град.	20°	18°	16°	18°	16°	18°
11	Радиус поворота, наружу/внутрь, мм	5000/ 3400	-	-	-	-	-
12	Радиус поворота подачника, град	30° вперед 70° назад	-	-	-	-	-
13	Боковое перемещение податчика, мм	1500	-	-	-	-	-
14	Тип перфоратора	1 x ГАМ ROC x 2Л x 16 x 21	1 x ГЛ 700 С	1 x ГЛ 1000 С	1 x ГЛ 1000 С	1 x ГЛ 1500 ЛХ	1 x ГЛ 1500 С
15	Автоматика бурения	-	-	Забурив. противозакл. промывка	-	Забурив. противораскл. промывка	-



Рис. 2.27. Буровая установка фирмы "SANDVIK TAMROCK" для бурения глубоких скважин

Таблица 2.40

Показатель	Бурильная головка							
	БГА-1м	БУЭ-1м	ПК-60	ПК-75	ГПГ	ГБГ-250	400-Т	500-Т
Энергия удара, Дж	83,3	49	90	150	180	250	150	228
Частота ударов, с ⁻¹	43	60	45	38	50	51,7	56,7	43,5
Частота вращения, с ⁻¹	1,3	-	-	3,3	3,3	3,3	2,3	3,3
Крутящий момент, Н·м	23,5	-	16	22	25	24,5	22	22

Примечание. К бурильным станкам для вращательно-ударного бурения шпуров ПК-60 и ПК-75 по характеристикам близки станки М-2 и М-4 соответственно.



Рис. 2.28. Установки для бурения восстановочных фирм "SANDVIK TAM/ROCK"

Таблица 2.41

Серия РИНО	400 Г	600 Г	1000 ГС	1200 ГС	2000 ГС
Номинальный диаметр бура-расширителя фути/м	5'-6' 1,52-1,82	6' 1,82	8' 2,4	10' 3,0	12' 3,6
Ниодотная скважина/стабилизатор доймы/мм	9"-11" 229-280	11" 280	11" 280	12-1/4" 311	13-3/4" 349
Диаметр/длина буровой штанги доймы/фути/мм	8"/4'-5' 203/1,22-1,52	10"/5' 254/1,52	10"/5' 254/1,52	11-1/4"/5' 286/1,52	12-7/8"/5' 327/1,52
Тяга (320 бар) фути/кН	420000-440000 1920-2000	560000 2540	750000-860000 3400-3940	750000-860000 3400-3940	1500000 6800
Номинальный крутящий момент фунты/футы/кНм	48000-66000 65-90	66000-88000 90-120	150000 205	220000 300	280000-370000 380-500
Двигатель вращения	гидравл.	гидравл.	ГС	ГС	ГС
Подводимая мощность кВт/кВа	110-132	132-160	300/400	400/500	400/500
Вес установки кг/фути	8000 17600	12000 26500	16000 35200	18700 41100	24100 53000

Таблица 2.41а

Характеристики зарубежных гидравлических бурильных головок ведущих фирм					
Фирма, модель бурильной головки	Тип расположения устройства	Выходные характеристики ударного механизма		Частота вращения, с ⁻¹	Максимальный момент, Нм
		Частота удара, Дж	Энергия удара, Дж		
«Атлас Конко» (Швеция)					
COP1238Н1-К3802	ABP	100-105	140	14	0-7,6
COP1238МЕ-К3805		40-60	250	15	0-5
COP1238ЫК3 205		41-60	200	10	0-5
COP1238НТ3805		41-60	200	10	0-5
COP1238НТ4507		41-60	200	10	0-3,3
COP1238МЬ-Т3807		4060	250	15	0-3,3
COP1238МЕ, Т4507		40-60	250	15	0-3,3
COP1238НТ4507*		50	340	18	0-3,3
COP1238МРК38Н10		40-60	250	15	0-1,6
COP1238IP		50-80	230-250	12-18	0,76
(OP1440		60-70	310	22	0-6
COP1550 5511 О*		40-50	400	20	0-3,3
COP1022	AB	50	105	5,5	0,5
COP1025		50	105	5,5	0-5
COP1028НВ/НО		50	105	5,5	0-5
COP1032 НО	ABP	4053	141	7,5	0-5

Оконч. табл. 2.41а

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
«Алимак» (Швеция)										
A0101	AC	57	195	11	0-3,6	240	25	869	115	
A0102	AC	54	225	12	0-3,6	260	32/36 (К)	1106	132	
AO 103	AC	57	195	11	0-3,6	270	25	665	106	
AO 1600*		46	312	14	0-2,7	430	28/32 (К)	1120	184	
AO 160B5*		37	470	17	0-2,7	940	44/51 (К)	1120	184	

Таблица 2.42

Характеристика бурильных головок зарубежного производства

Показатель	Бурильная головка														
	S100	S125	L400T	L500T	L750T	COP91EJ	COP125J	COP126EJ	COP131E	PR123	PR133	PR143	VRD475	VRD550A	VL170
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Масса, кг	24,7	51,5	79	84	174	91	95	175	179	131,5	148,2	310	110	209	380
Длина, мм	625	820	710	755	960	670	800	1040	700	978	1016	1400	825	950	1400
Диаметр поршня, мм	100	125	125	130	90	125	130	130	130	114,3	127	140	121	140	170
Ход поршня, мм	26	31	40	50	75	45	50	68	65	60	60	60	92	92	92
Частота ударов поршня, Гц	43	48	56	44	30	56	50	40	35	28	37	37	30	30	40
Рабочее давление сжатого воздуха, Мпа	0,6	0,6	0,7	0,7	0,6	0,6	0,6	0,62	0,6	0,6	0,6	0,6	0,62	0,7	

Оконч. табл. 2.42

Форма буровой стани	Круглая													
	шестигранная	круглая	трапеци-	трапеци-	трапеци-	трапеци-	трапеци-	трапеци-	трапеци-	трапеци-				
Расход воздуха, м ³ /мин	3,6	4,1	9	10,6	11,6	7,5	14,6	15,5	18	11,4	21	25	28	31
Диаметр шланга, мм: воздушного водяного	19	25	38	38	25	38	38	38	38	51	38	38	50	50
Фирма (страна)	«Гарднер Денвер» (США)	«Атлас Копко» (Швеция)	«Гарднер Денвер» (США)	«Ингерсол Рэнд» (США)										

Таблица 2.45

Расход основных материалов при бурении скважин станками с погружными пневмоударниками

Расходные показатели для материалов	Расход основных материалов при коэффициенте крепости пород					
	6-8	8-10	10-12	12-14	14-16	16-18
Долота на 1000 м скважин	8 5	14 8	25 10	40 15	3 11	71 37
Пневмоударники на 1000 м скважин	1,5 2	1,8 3	2 4	2,4 5	2,8 8	3 11
Буровые штанги, кг/м	0,08 0,025	0,12 0,02	0,15 0,03	0,17 0,04	0,19 0,06	0,22 0,08
Сжатый воздух, м ³ /м	200 170	230 220	250 240	250 240	280 380	310 540
Электроэнергия, МДж/м	36 11,3	50,4 14,65	62,3 16,6	68,4 19,4	72 25,2	78,5 39,6
Вода, л/мин	510 250	570 320	620 360	660 430	700 550	740 850
Смазочные материалы, кг/м	0,08 0,25	0,14 0,35	0,25 0,4	0,36 0,5	0,54 0,6	0,6 0,7
Дизельное топливо, кг/м	— 0,6	— 1,9	— 11	— 13,5	— 17	— 21

Таблица 2.43

Характеристика манипуляторов фирмы «Атлас Копко» (Швеция)

Показатель	Манипулятор					
	BUT2	BUN6E	Тон- мек R315	BUT10 G	BUT30 B	BUT15 E
Полная длина манипулятора с бурильной машиной, мм	500	4190	6000	6050	6250	7450
Ход штока телескопа, мм	-	1250	-	-	-	1600
Надвигание бурильной машины, мм	-	1250	1000	1600	1600	1600
Площадь обуиваемого забоя, м ²	15	25	31	30	30	50
Масса манипулятора в комплекте с бурильной машиной, кг	700	1300	1650	2150	2550	2915
Радиус зоны бурения, мм	2200	2800	3150	3600	3500	4600
Масса манипулятора, кг	550	950	1290	1800	1950	2295

Таблица 2.44

Характеристика манипуляторов зарубежного производства

Показатель	Манипулятор			
	MR600, MR600H	UMR600, UMR600H	ZR650, ZR650H	ZR990, ZR990H
Радиус зоны бурения, мм	3000	3050	3250	4950
Угол вращения, градус	360	360	360	360
Площадь сечения обуиваемого забоя, м ²	28	28	33	77
Угол наклона податчика, градус	90	90	160	165
Угол поворота податчика, градус	-	±37	+23...-26	+23...-26
Угол наклона рукояти, градус	80	80	58	57
Угол поворота рукояти, градус	-	±18,5	±26	+26...-23
Выдвижение телескопа, мм	-	-	1200	1500
Масса без податчика, кг	1080	1440	2025	2350
Наименьшее расстояние между двумя манипуляторами, мм	800	1000	1100	1100

§ 2.10. Пневматические бетоноломы фирмы “Atlas Copco”

§ 2.10.1. Пневматические бетоноломы конструктивного ряда TEX PE

Благодаря оснащению их весьма эффективными системами поглощения шума и вибраций бетоноломы конструктивного ряда TEX PE удобны в работе и обслуживании и обеспечивают высокую производительность даже при выполнении задач, выдвигающих особенно жесткие требования.

Эргономически выверенная конструкция молотков конструктивного ряда TEX PE с системой MAPS» (Hand-Arm-Schutz-system – разработанная специалистами фирмы «Атлас Копко» система защиты

пальцев и рук оператора) позволяет работать с их использованием даже в течение длительного времени при минимальном риске для здоровья оператора.

Таблица 2.46

Технические данные					
Модель	Размер хвостовика, мм	Масса, кг	Расход воздуха, л/с	Длина, мм	Частота ударов, удар/мин
TEX 15PE	25×108	18	25	565	1470
TEX 19PE	25×108	23	26	614	1470
	28×160	24	26	659	1470
TEX 23PE	25×108	26,5	30	646	1320
	28×160	27,5	30	691	1320
	32×160	27,5	30	691	1320
TEX 28PE	28×160	32	32	724	1230
	32×160	32	32	724	1230
TEX 33PE	28×160	36,5	35	746	1200
	32×160	36,5	35	746	1200
TEX 40PE	28×160	42	39	754	1110
	32×160	42	39	754	1110

Дополнительное оборудование:

Соединительный шланг 20 мм × 3 м с кулачковой муфтой и барашковой гайкой.

§ 2.10.2. Пневматические бетоноломы конструктивного ряда TEX PS

Полиуретановый шумопоглотитель, образующий единое целое с конструкцией инструмента, снижает у бетоноломов конструктивного ряда TEX PS уровень создаваемого ими шума на величину до 8 дБ(А), при этом за счет снижения нагрузки на оператора повышается производительность труда. В то же время бетоноломы конструктивного ря-

да TEX PS обладают столь же высокой надежностью, что и другие аппараты серии TEX.

Таблица 2.47

Технические данные

Модель	Размер хвостовика, мм	Масса, кг	Расход воздуха, л/с	Длина, мм	Частота ударов, удар/мин
TEX 14PS	25×108	15	25	565	1470
TEX18PS	25×108	20	26	614	1470
	28×160	21	26	659	1470
TEX 22PS	25×108	23,5	30	646	1320
	28×160	24,5	30	691	1320
	32×160	24,5	30	691	1320
TEX 27PS	28×160	28	32	724	1230
	32×160	28	32	724	1230
TEX 32PS	28×160	34	35	746	1200
	32×160	34	35	746	1200
TEX 39PS	28×160	39	39	754	1110
	32×160	39	39	754	1110

Дополнительное оборудование:

Соединительный шланг 20 мм × 3 м с кулачковой муфтой и барашковой гайкой



Рис. 2.29. Пневматический бетонолом фирмы "Atlas Copco"

§ 2.11. Пневматические отбойные молотки фирмы “Atlas Copco”

§ 2.11.1. Пневматические отбойные молотки моделей TEX 09 и 11

Молотки конструктивного ряда TEX 09 и 11, оснащенные D-образными рукоятками, являются самыми легкими и в то же время самыми высокопроизводительными среди среднетяжелых отбойных молотков в своем классе.

K = Вариант исполнения, предусматривающий наличие устройства типа «скоба», которое обеспечивает крепление инструмента, а также возможность быстрой и несложной его замены.

C = Вариант исполнения, предусматривающий наличие устройства для крепления инструмента с помощью навинчивающегося колпачка, который играет роль удобной рукоятки при выполнении работ в горизонтальном направлении.

Таблица 2.48
Технические данные

Модель	Размер хвостовика, мм	Масса, кг	Расход воздуха, л/с	Длина, мм	Частота ударов, удар/мин	Устройство для крепления инструмента
TEX09PS	22×82,5	10,6	18,5	500	1800	K
TEX09PS	22×82,5	9,6	18,5	500	1800	C
TEX09PS	25×75	9,6	18,5	500	1800	C
TEX11DK	22×82,5	11,2	18,5	600	1630	K
TEX11DKS	22×82,5	12,2	18,5	600	1630	K
TEX11DCS	22×82,5	11,2	18,5	600	1630	C
TEX11DC	22×82,5	10,1	18,5	600	1630	C
TEX11DCSR	25×75	11,2	18,5	600	1630	C
TEX11DCR	25×75	10,1	18,5	600	1630	C

Дополнительное оборудование:

Соединительный шланг 12,5 мм (1/2 дюйма) × 3 м с кулаковой муфтой и барашковой гайкой

Соединительный шланг 12,5 мм (1/2 дюйма) × 3 м с кулаковой муфтой и быстродействующим соединением



Рис. 2.30. Отбойные молотки фирмы “Atlas Copco”

§ 2.11.2. Легкие молотки моделей TEX 3 и 05

Легкие молотки моделей TEX 3 и 05 представляют собой оптимальный выбор для многих легких финишных операций.

Они особенно удобны для выполнения ремонтно-восстановительных работ и работ по реконструкции, включая операции обрубки бетона, обработки поверхностей с целью придания им шероховатости, долбление отверстий.

Таблица 2.49

Технические данные

Модель	Размер хвостовика, мм	Масса, кг	Расход воздуха, л/с	Длина, мм	Частота ударов, удар/мин
TEX3	19×50	3,7	6,9	310	4080
TEX05P	19×50	5,5	9,5	380	2760
TEX05P	14,8/17,3×60	5,5	9,5	380	2760
TEX05P	17,3×60	5,5	9,5	380	2760

Дополнительное оборудование:

Штуцер с уплотнительным элементом для шланга 12,5 мм

Соединительный шланг 12,5 мм × 3 м с кулаковой муфтой и барашковой гайкой

Соединительный шланг 12,5 мм × 3 м с кулаковой муфтой и быстродействующим соединением



Рис. 2.31. Легкие отбойные молотки фирмы "Atlas Copco"

§ 2.12. Технико-экономическое обоснование выбора буровых машин

Основными технико-экономическими критериями при выборе типа и мощности машин для бурения шпуров и взрывных скважин на подземных горных разработках являются:

1. Себестоимость бурения 1 м шпуря (скважины), которая определяется по формуле:

$$C_6 = \frac{C_{mc}}{P_{cm}} + \frac{C_u}{H_u}, \quad (2.1)$$

где C_{mc} – стоимость одной машино-смены, включающая заработную плату бурильщиков, эксплуатационные и капитальные затраты по станку, установке, буровому снаряду, стоимость электроэнергии, горюче-смазочных материалов, сжатого воздуха и воды, руб./смену;

C_u – стоимость бурового инструмента, руб.;

H_u – стойкость бурового инструмента, м;

P_{cm} – сменная производительность бурильной машины, м/см.

2. Стоимость машино-смены вычисляется:

$$C_{mc} = \frac{C_1 T_1}{T_p} + \left(\frac{C_2}{H_2} + \frac{C_3}{H_3} + \frac{C_4}{H_4} \right) \cdot V_{hyp} \cdot (T_1 - T_m) + C_r \cdot q_r \cdot T_1 + \frac{3_{pn} n}{N_1} + C_s, \quad (2.2)$$

где C_1 – стоимость бурового станка, руб.;

T_1 – продолжительность смены, час;

T_p – ресурс бурового станка, час;

C_2 – стоимость дополнительных устройств, руб.;

H_2 – стойкость дополнительных устройств, м;

C_3 – стоимость опционов, руб.;

H_3 – стойкость опционов, м;

C_4 – стоимость штанг, руб.;

H_4 – стойкость штанг, м;

C_r – стоимость горючего (электричества), руб./л (руб./кВт·ч);

q_r – расход горючего (электричества), л/час (кВт/ч);

3_{pn} – заработка плата машиниста бурового станка в месяц, руб.;

N_1 – число смен в месяц;

n – обслуживающий персонал при работе станка, чел.;

C_s – стоимость эксплуатационных затрат;

$T_{p,3}$ – время на подготовительно-заключительные операции в смену, час;

V_{hyp} – средняя скорость бурения в конкретных горно-геологических условиях: зависит от способа бурения, от ударной мощности применяемых буровых машин (при ударно-вращательном или ударном бурении), от типа и диаметра коронок и долота (количества штырей по периферии и по фронту коронки, длины и количества лезвий), коэффициента использования смены на чистое бурение, м/час.

В некоторых случаях определяют среднюю механическую скорость бурения без учета ее снижения по мере углубления:

$$V_M = \frac{H}{T_b}, \quad (2.3)$$

где H – глубина пробуренной скважины (шпуря), м;

T_b – время бурения одной скважины (шпуря), час.

3. Далее определяется скорость бурения с учетом увеличения глубины скважины (шпуря):

$$V_{CP} = V_M (1 - a), \quad (2.4)$$

где a – поправочный коэффициент, учитывающий снижение скорости бурения с увеличением глубины скважины (шпуря), определяется экспериментально, $a \approx 0,05 - 0,08$, в зависимости от свойств буримых пород.

При работе бурильной машины в условиях крайнего севера необходимо при определении скорости бурения учитывать поясной коэффициент.

4. Далее определяются затраты времени на подготовительно-заключительные и вспомогательные операции, приходящиеся на один метр бурения скважины (шпура), зависящие от типа станка, его технических характеристик и совершенства:

$$T_{\text{сп}} = T_H + T_{\text{спл}} + T_K + T_{\text{ш}} + T_{\text{заб}} + T_{\text{п.м.}} + T_{\text{пер}} + T_{\text{п.с.}}, \quad (2.5)$$

где T_H – время наращивания (свинчивания) штанг, час;

$T_{\text{спл}}$ – время спуска и подъема штанг, при их наращивании (свинчивании), час;

T_K – время замены затупленной коронки (долота), час;

$T_{\text{ш}}$ – время замены поломанной штанги, час;

$T_{\text{заб}}$ – время необходимое на забуривание, час;

$T_{\text{п.м.}}$ – время простоя из-за поломки буровой машины, час;

$T_{\text{пер}}$ – время перевода стрелы для бурения новой скважины (шпура), час;

$T_{\text{п.с.}}$ – время переезда на новую стоянку для бурения, час.

5. Сменная производительность машины вычисляется:

$$\Pi_{\text{см}} = V_b k_{\text{сн}} [T_{\text{см}} - (T_{\text{п.з.}} + T_{\text{сп}})], \quad (2.6)$$

где V_b – средняя скорость бурения 1 м скважины (шпура), м/час;

$k_{\text{сн}}$ – коэффициент внутрисменного использования машины по времени.

С учетом затрат времени на вспомогательные операции и количества пробуренных метров скважин (шпур), можно вычислить удельные затраты времени – T_{yo} на подготовительно-заключительные операции, час/м.

С учетом показателя – T_{yo} сменная производительность буровой машины равна:

$$\Pi_{\text{см}} = k_{\text{сн}} \frac{(T_{\text{см}} - T_{\text{п.з.}})}{\frac{1}{V_b} + T_{\text{yo}}} \quad (2.7)$$

По полученным параметрам: скорости бурения, себестоимости бурения и сменной производительности для различных типов пород выполняется сравнительная оценка технических возможностей и выбор буровой машины для бурения необходимого диаметра скважин (шпур) в конкретных условиях.

ГЛАВА III. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА, СРЕДСТВА И ТЕХНОЛОГИЯ ИНИЦИРОВАНИЯ ЗАРЯДОВ ВВ

§ 3.1. Классификация промышленных ВВ

Все взрывчатые вещества и изделия классифицируются в зависимости от степени опасности при транспортировании, хранении, обращении (табл. 3.1, 3.2) и по области применения.

По области применения ВВ делятся на семь классов и дополнительный специальный класс (табл. 3.4). Первый и второй классы объединяют непредохранительные ВВ, а с третьего по седьмой – предохранительные ВВ, предназначенные для применения в рудниках и шахтах, опасных по взрывам пылегазовых смесей. ВВ первого класса предназначены для ведения взрывных работ на открытых горных разработках (ОГР) и земной поверхности. Начиная со второго класса, все ВВ рекомендуются для применения при производстве взрывных работ в подземных условиях (табл. 3.3, 3.4, 3.5), эти же ВВ могут быть использованы для взрывания на земной поверхности. ВВ специального класса предназначены в том числе и для взрывных работ в серных, нефтяных и других шахтах, опасных по взрыву серной пыли, водорода и паров тяжелых углеводородов. Все взрывчатые вещества, применяемые на подземных горных работах, должны быть изготовлены с нулевым или некоторым небольшим положительным (+1,5...+2%) кислородным балансом. При взрывчатом превращении 1 кг этих ВВ не должно образовываться более 40 л ядовитых продуктов взрыва (ПВ) в пересчете на оксид углерода CO. Взрывчатые вещества для ведения взрывных работ на земной поверхности в справочнике не рассматриваются.

Значительная часть взрывчатых веществ представлена индивидуальными химически однородными соединениями, содержащими нитратную группу – это ВВ на основе жидких нитроэфиров (нитросоединений), а также смесевыми многокомпонентными ВВ, из которых широкое распространение для производства взрывных работ в подземных условиях получили порошкообразные и гранулированные ВВ.

В специальную группу выделены инициирующие ВВ, которые применяются для изготовления средств инициирования.

В зависимости от скорости детонации (горения) ВВ разделены на

Таблица 3.3

Непредохранительные ВВ II класса, предназначенные для применения в шахтах (рудниках), не опасных по газу или пыли

Тип ВВ	Компонентный состав ВВ, %	Расчетные характеристики				Экспериментальные характеристики				Скорость детонации, км/с				
		качес- тво роль- ний взры- ва, бла- анс. η_0	полная идеаль- ная ра- бота взрыв- а, м ³ кДж/кг	плот- ность газов взрыв- а, м ³ кДж/кг	рабо- чест- ь способ- ности, см ³	брон- ирова- ние кры- шечной части, мм	диаметр откры- того заряда, мм	Передача детонации между патронами, см сухими деражки в воде						
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Аммонит 6ЖВ	AC-79, TNT-21	-0,53	4311	3097	895	1-1,2	360- 380	14-16 17-22	10-13 8-10	5-9 8-22	7-12 8-15	3-6 -	4-10 -	3,6-4,8
Детонит М	AC-79 ЖКД-10 АП-10; КХ-0,3; ММ-0,4; С-0,3	+0,18	5785	4312	832	1-1,3	450- 500							4,9-5,3
Аммоныль М-10 ^{2,3} (d= 45 и 90 мм). Э-5 ²	AC-80, THT-15, АП-5	+0,18	4940	3935	845	0,9- 1,1	400- 430	16-19	12-14	4-8	6-12	3-5	4-6	4-4,5
Скатный №3 (d=24 и 28 мм)	AC-72; TNT-6; Г-15, АП-7	-0,78	5692	4437	810	1-1,1	450- 470	18-20	8-10	7-12	8-14	5-10	6-12	4-4,5
Гранулит 79/21	AC-79, TNT-21	+0,02	4311	3097	895	0,9-1	360	2228	40	-	-	-	-	3,5
Гранулит 82/18	AC-82; TNT-18	+0,02	4300	3090	895	0,9-1	360	-	60	-	-	-	-	4,2
Амванат ³ , АРЗ-8, АРЗ-8Н	Порошкообразный аммонит или аммо- нит, кальциевая или натриевая сеситита, вода и пластификатор	-3,3	5230	-	850	0,85	340	2-25	70-100	-	-	-	-	3-3,6

130

Гранулы:	Оконч. табл. 3.5													
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Гранулы: А-6	AC-94; АП-6 AC-92, АП-4; СМ-4	-1,3 +0,41	3850 4500	3150 3640	980 907	0,85 0,8	390-410 390-410	18-22 22-24	-	-	-	-	-	2,5-3,6 2,6-3,2
АС-4, АС-4В														
АС-8, АС-8В	AC-90; АП-8; СМ-2	+0,34	5200	4000	347	0,85	410-430	24-28	70-100	-	-	-	-	3-3,6
АС-М, Д-5	AC-95; СМ-5	+0,14	3850	3160	980	0,93-0,9	320-330	15-20	100-120	-	-	-	-	2,2-2,7
Игданит	AC-94; ДГ-6	+0,12	3800	3170	990	0,8	320	15-520	100-120	-	-	-	-	2,2
Игданит-М	Тоже	+0,14	3850	3180	995	0,9	320	-	-	-	-	-	-	2,7

Примечания. 1 Водоустойчивые ВВ. 2. Патроны. 3. В полизтиленовой оболочке. 4. Водосодержащие ВВ в пластичной консистенции. АС – аммиачная селитра, TNT – тротил, ЖНЭ – жидкое нитроэфиры, АП – алюминиевая пудра, КХ – коллоидный хлопок, ММ – машинное масло, С – сода, Г – гексоген, СМ – соляровое масло, ДГ – дизельное топливо, Ф – фуксин

Таблица 3.5

Предохранительные ВВ, предназначенные для пользования в

Класс ВВ	Тип ВВ	Компонентный состав ВВ, %	Расчетные характеристики			
			кисло-родный баланс, %	тен-лота взры-ва, кДж/кг	объ-ем га-зов, м	тем-пе-ра-тура взры-ва, К
III	Аммониты: АП-5ЖВ	AC-62;THT-18; NaCl-20	-0,02	3860	787	2793
IV	ПЖВ-20	AC+Ф-64;THT-16; NaCl-20	+0,32	3400	717	2493
IV	Т-19	AC+Ф-61; THT-19;	-2,47	3380	724	2503
V	Углениты Э-6	NaCl-20 ЖНЭ-14; NaNO ₃ -46 NH ₄ Cl-30; NaCl-7; древесная мука-2,0; стеарат кальция-0,5; С-0,2; КХ-0,3	+0,53	2680	560	2063
	13 П, 13 П/1	Ионообменные соли сенсибилизированные	-	-	-	-
VI	П12ЦБ-2М (патроны высокопроч- ные в поли- этиленовой оболочке)	Смесь карбамида, NaNO ₃ , NaCl, желатинизатор- натрий-карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ)	0	2300	520	-
VII	Ионит	Смесь NaN ₃ с NH ₄ Cl сенсибилизи- рована ЖНЭ (КХ)	+6,74	1930	580	513
	Заряды ЗНП- 1, ЗНП в по- лиэтиленовой оболочке		-	-	-	-

Таблица 3.5

шахтах (рудниках), опасных по газу и пыли

Экспериментальные характеристики				Ско- рость депо- нации, км/с	Область применения
плот- ность, г/см ³	рабо- тоспо- соб- ность, см ³	брн- зант- ность, мм	Передача детона- ции между патро- нами, см		
1-1,5	320- 330	14-17	-	-	3,6-4,6
1,05-1,2	265- 280	15-17	-	-	3,5-4
1,05-1,2	270-280	15-17	-	-	3,6-4,3
1,1-1,25	130-170	7-11	5-12	3-10	1,9-2
					1,9-2
1,25-1,35	95-120	-	4-5	-	1,9-2
					Для взрывания углей и пород мягких и средней крепости, только при наличии 2- х обнаженных по- верхностей, средней крепости – при нали- чии одной обнажен- ной поверхности
1-1,2	95-125	5-6	Детонация происходит при соприкосновении торцов патронов	-	1,6-1,8
					Не воспламеняет угольную пыль при взрыве зарядов в канальной мортире массой 900 г. Применяется в виде накладных зарядов

Примечание. Условные обозначения см. табл. 2.1; NaCl – хлорид натрия;
натриевая селитра, NH₄Cl – хлорид аммония

Таблица 3.6

Размеры и масса патронов ВВ

Взрывчатое вещество	Диаметр патрона, мм	Длина патрона, мм	Масса патрона, г
Аммониты:	32	250	200
	36	300	300
	45*	300	480
	90*	300	1950
АП-5ЖВ	36	180	200
	36	230	250
	36	260-270	300
Т-19	36	170	200
	36	200-220	250
	36	240-260	300
Дetonит-М	28;32	250;300 250	150;200 200-220
	36	250	250
Аммоалы: скальный №3, М-10	32	250	200 ($\rho = 0,9 \text{ г/см}^3$)
	45*	300	250 ($\rho=1,1 \text{ г/см}^3$)
	90*	300	200 480 1950
	32	250	250
	36	170	200
Углениты: Э-5 (патронированный)	36	200	250
	36	260	300
	38	250	300

* В полиэтиленовой оболочке.

§ 3.2. Инициирующие ВВ

Инициирующие ВВ применяют в качестве источника начального импульса для возбуждения детонации промышленных ВВ в средствах инициирования – капсюлях-детонаторах, электродетонаторах и др.

Отличительными свойствами инициирующих ВВ являются:

- способность инициировать под действием тепловых и механических воздействий;

• минимальное время взрывчатого превращения (например, у азота свинца период взрывчатого разложения практически отсутствует, так как этот процесс протекает в детонационной форме).

По чувствительности инициирующие ВВ условно разделяются на две группы: *первичные и вторичные*.

Первичные инициирующие ВВ предназначены для восприятия теплового или механического импульсов и передачи энергии в виде детонации заряду вторичного инициирующего ВВ. К первичным инициирующим ВВ относят:

- соли тяжелых металлов гремучей кислоты (фульминаты), из которых наиболее широкое применение получила гремучая ртуть $Hg(CNO)_2$;

- соли азотистоводородной кислоты (азиды), представителем которых является азид свинца PbN_6 ; некоторые органические азиды – циануртриазид – $C_3H_3(N_3)_3$;

- соли тяжелых металлов стифниевой кислоты, важнейшей из них является тенерес (тринитрорезорцинат свинца – ТНРС) – $C_6H(NO_2)_3O_2Pb^*H_2O$;

- карбиды тяжелых металлов (или ацетилениды), например, ацетиленид серебра Ag_2C_2 ;

- инициирующие смеси, используемые в качестве детонирующих или воспламенительных составов (последние преимущественно состоят из гремучей ртути, хлората калия и трехсернистой сурьмы) применяются в электровоспламенителях и капсюлях-детонаторах.

Вторичные инициирующие ВВ служат для усиления детонации первичных инициирующих ВВ и передачи мощного импульса к основному заряду ВВ. Они обладают меньшей чувствительностью и значительно большей работоспособностью, чем первичные. Такими свойствами обладают бризантные ВВ. Основным видом их взрывчатого превращения является детонация, однако период нарастания скорости процесса до максимума у них значительно больше, чем у первичных инициирующих ВВ. К этой группе ВВ относят:

- нитраты или сложные эфиры азотной кислоты: нитроглицерин $C_3H_5(ONO_2)_3$, тэн (пентаэритриттетранитрат) $C(CH_2ONO_2)_4$, нитраты целлюлозы $C_{24}H_{29}O_9(NO_2)_{11}$;

- нитросоединения (ароматического и неароматического рядов): тетрил (тринитрофенилметилнитромин) $C_6H_2(NO_2)_3N <^{CH_3}_{NO_2}$;

Характеристика индивидуальных взрывчатых веществ и окислителей

Взрывчатое вещество	Плотность моноокристалла, г/см ³	Температура плавления, °C	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/г	Скорость детонации при максимальной плотности, км/с	Чувствительность к удару, %
<i>Инициирующие ВВ</i>						
Гремучая ртуть	4,3-4,4	50	-11,3	1716	5,05	5
Азид свинца	4,73	200	-11	1524	4,8	11
THPC	4,7	200	-25,6	1557	5,2	10
<i>Бризантные ВВ</i>						
ТЭн	1,77	141	-10,1	5693	8,35	100
Тетрил	1,73	129,5	-47,4	4604	7,74	48-60
Гексоген	1,81	204,5	21,6	5400	8,6	70-90
Тротил	1,66	80,2	-74	4228	7	4-28
Коллоидный хлопок (нитроцеллюлоза)	1,65	Н.д.	-38,7	3620	7,3	5-10
Нитроглицерин	1,59	135	3,5	6195	8-9,15	15
Нитрогликоль	1,48	-21,7	0	6614	8,2	100
Динитронафталин	1,5	150-160	-139,4	2930	1,15	0
Октоген (циклогексаметилентетранитрамин)	1,3-1,8	270	-21,6	5460	9,1	При падении груза массой 2 кг с высоты 4 м
<i>Окислители</i>						
Перхлорат аммония	1,95	145	34	3180	3	80-100
Аммиачная селитра	1,56-1,74	169,1	20	1402,3	1,3	0

Таблица 3.7

Таблица 3.8

Взрывчатое вещество	Химическая формула	Максимальная плотность $\rho_{\text{ВВmax}}$, г/см ³	Скорость детонации D, км/с, при плотности ВВ	$\Delta D / \Delta p^1$	давление взрыва, ГПа	температура взрыва, кДж/кг	Объем газов взрыва, см ³ /г
				1 г/см ³	0,95 г/см ³	0,9 г/см ³	
<i>Инициирующие ВВ</i>							
Азид меди	Cu(N ₃) ₂	147,6	-	-	-	-	-
Азотистоводородная кислота	NH ₃	43	-	-	-	-	-
Гремучая ртуть	HgC ₂ N ₂ O ₂	284,7	4,42	5,05	5,4	0,89	-
Стирафт свинца	PbC ₆ HO ₂ (NO ₂) ₃	468,3	3,1	-	5,2	-	1,79
Азид свинца	PbN ₆	291,3	4,71	5,1	5,6	0,56	-
Азид серебра	AgN ₃	149,9	-	-	-	-	1,54
Гетразен	C ₂ H ₈ N ₁₀ O	188,2	-	-	-	-	407
Дизодинитрофенол (ДДНФ)	C ₆ H ₂ N ₂ O(NO ₂) ₂	210,1	-	-	-	-	308
<i>Жидкие бризантные ВВ</i>							
Метилнитрат (МН)	CH ₃ NO	77	-	-	-	-	-
Нитроглицерин (НГЦ)	C ₃ H ₅ (NO ₃) ₃	227,1	1,6	-	7,58	-	~22
Нитрогликоль (НГ)	C ₂ H ₄ (NO ₃) ₂	152,1	1,48	-	-	-	6,83
Тетранитрометан (ТНМ)	C(NO ₂) ₄	196	1,65	-	6,36	-	715
Нитроформ	CH(NO ₂) ₃	151	1,6	-	-	-	737
Динитрометан	CH ₂ (NO ₂) ₂	106,1	-	-	-	-	686
Нитрометан (НМ)	CH ₃ NO ₂	61	1,13	-	6,29	-	14,1

Продолж. табл. 3.8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Этилендинитрамин (ЭДНА)	$C_2H_6N_2(NO_2)_2$	150,1	1,5	-	7,61	-	-	-	-
Изопропилнитраг (ИПН)	$C_3H_7NO_3$	105,1	1,04	-	5,4	-	8,5	-	-

Твердые фризантитные ВВ

Нитроманнит (манинтексанитрат-МГН)	$C_6H_8(NO_3)_6$	452,2	-	-	-	-	-	-	-
Гринитроазидобензол	$C_6H_5N_x(NO_2)_3$	254,1	-	-	-	-	-	-	-
Нитроклещатка	$C_{24}H_{40-x}O_{20-x}(NO_3)_x$	1188,6 [*]	1,66	--	-	-	10,6	-	-
Пентаэтилтетранитрат (тэн)	$C_5H_8(NO_2)_4$	316,2	1,67	5,55	7,98	3,95	30	6,12	780
Бистринитроэтилмочевина (БЭМ)	$C_5H_6N_2O(NO_2)_6$	386,2	1,79	-	-	-	-	-	-
Тетрил	$C_7H_5N(NO_2)_4$	287,2	1,7	5,6	7,56	3,22	-	-	-
Нитрокрахмал (пента)	$C_{12}H_{15}O_5(NO_3)_5$	549,2	-	-	-	-	-	-	-
Нитрат гидразина	$H_5N_2NO_3$	95,1	1,63	-	8,69	-	-	-	-
Гексоген	$C_3H_6N_3(NO_2)_3$	222,1	1,8	6,08	8,75	3,59	34,7	5,46	908
Октоцен	$C_4H_8N_4(NO_2)_4$	296,2	1,9	-	9,1	-	39,3	5,46	908
Диаминогринитробензол (ДГБ)	$C_6H_5N_2(NO_2)_3$	243,2	1,79	-	7,5	-	25,9	-	-
Триаминогринитробензол (ГТБ)	$C_6H_6N_3(NO_2)_3$	258,2	1,9	-	27,9	-	-	-	-
Гексип	$C_6N_6O_6$	252,1	-	-	-	-	-	-	-
Трияминогринитробензол (ТАБ)	$C_6N_6(NO_2)_3$	336,2	1,74	-	8,58	-	-	-	-
Диаминодинитробензол	$C_6H_6N_2(NO_2)_2$	-	-	-	-	-	-	-	-

138

Оконч. табл. 3.8

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Пикриновая кислота (ПК)	$C_6H_3O(NO_2)_3$	229	1,8	5,26	--	3,05	-	4,4	675
Пикрат аммония	$C_6H_6NO(NO_2)_3$	246	-	4,99	-	3,44	-	-	-
Нитрогуанидин (НД)	$CH_5N_3NO_2$	105	1,7	5,46	8,2	4,02	-	-	-
Тринитробензол (ТНБ)	$C_6H_3(NO_2)_3$	213	-	-	-	-	-	-	-
Тротил (ТНТ)	$C_7H_5(NO_2)_3$	227	1,64	5,01	6,95	3,23	19	4,1	690
Динитрогуанидин (ДНГ)	$C_9H_6(NO_2)_2$	182	-	-	-	-	-	-	-

1/2 5*

Третичные ВВ

Мононитротолуол (МНТ)	$C_7H_7NO_2$	137,1	11,16	-	-	-	-	-	-
Перхлорат аммония (ПА)	NH_4ClO_4	117,5	1,95	-	-	-	-	-	-
Аммиачная селитра (АС)	NH_4NO_3	80,1	1,73	-	-	-	-	-	-

Примечание. 1. Пределы изменения плотности $1 \leq \rho_{VB} \leq \rho_{VBmax}$. 2. X = 12.

§ 3.3. Зарубежные ВВ для подземных горных работ

§ 3.3.1. ВВ фирмы “Dyno Nobel”

Система «ЭМАР (CSL 700)» (эмulsionия активирующаяся на месте работы) разработана для использования на подземных горных работах (проходка тоннелей, горных выработок различного назначения, отбойки руд на подземных рудниках и карьерах).

Система включает в себя зарядную машину, два резервуара для эмульсии, насосы для перекачки эмульсионной матрицы и газогенерирующей добавки в машину ЭМАР.

При заряжании двух комплектов («сырья») – эмульсионная матрица и газогенерирующая добавка смешиваются, после чего, смесь становится взрывчатой, будучи закачанной в взрывную скважину (шпур). Эмульсия состоит из солевого раствора и масляной фазы. Эти компоненты смешиваются в эмульгаторе, при котором получается эмульсия типа «вода в масле». Эмульсионная матрица при этом имеет плотность 1,4 кг/л и является окислителем. Непосредственно при заряжании в эмульсию добавляется газогенерирующая добавка, в результате чего в эмульсии образуются пузырьки газа (эмульсионная смесь активируется), при этом снижается плотность и увеличивается чувствительность взрывчатой массы, таким образом образуется ВВ SL-700. Это ВВ имеет высокую водоустойчивость, пониженное газоизделие ядовитых продуктов взрыва по сравнению с другими ВВ, и высокий КПД.

Транспортировка эмульсионной матрицы производится специальной автоцистерной конвейерного типа, после чего перекачивают ее в цистерны для хранения или непосредственного применения. Газогенерирующая добавка поставляется в 1000 литровых пластмассовых цистернах.

§ 3.3.2. Оборудование для заряжания системы ЭМАР (SL-700)

Система ЭМАР заряжается в скважины или шпуры двумя типами зарядных устройств, смонтированных на шасси грузового автомобиля марки Scania 93M, база которой подходит для работы при проведении тоннелей и отбойке руд в подземных рудниках. Зарядные машины

оборудованы стрелой, обеспечивающей заряжение забоев площадью до 100 м².

Машина снабжена автоматическим вытяжным устройством шланга, предназначенного для контурного заряжания. Зарядные машины имеют высокую производительность, – оборудование, позволяющее регулировать, а также регистрировать объем ВВ, заряжаемого в скважину (шпур). Необходимый режим заряжания устанавливается на сенсорной панели, на которой выводится информация технологического процесса заряжания, массе заряда. Зарядные машины могут иметь бортовой персональный компьютер, ведущий учет процесса и контроль качества заряжания во всех комплектах формирующихся зарядов.

§ 3.3.3. Инициирование ВВ ЭМАР (SL-700)

Для инициирования фирма «Dyno Nobel» рекомендует шишки типа Nobel Prime 15x150 мм, проходящие через 19 миллиметровый зарядный шланг.

Инициирование необходимо производить системой «None LP», с обеспечением требуемых интервалов замедления. Применение неэлектрических систем инициирования устраняет источники опасности электрического происхождения (земляные токи, электростатическое электричество, утечки тока и т.д.).

Таблица 3.9

Свойства ВВ ЭМАР (SL-700)

№ № п/п	Характеристика	Единицы измерения	Коли- чество
1	Плотность	г/см ³	0,8-1,2
2	Энергия	МДж/кг	3,2
3	Скорость детонации	м/с	4000
4	Объем газов	л/кг	940

Энергия взрыва ВВ SL-700 регулируется путем изменения плотности заряда.

Смесительные установки для производства простейших гранулированных ВВ фирмы «Dyno Nobel» представлены на рис. 3.1.-3.2.

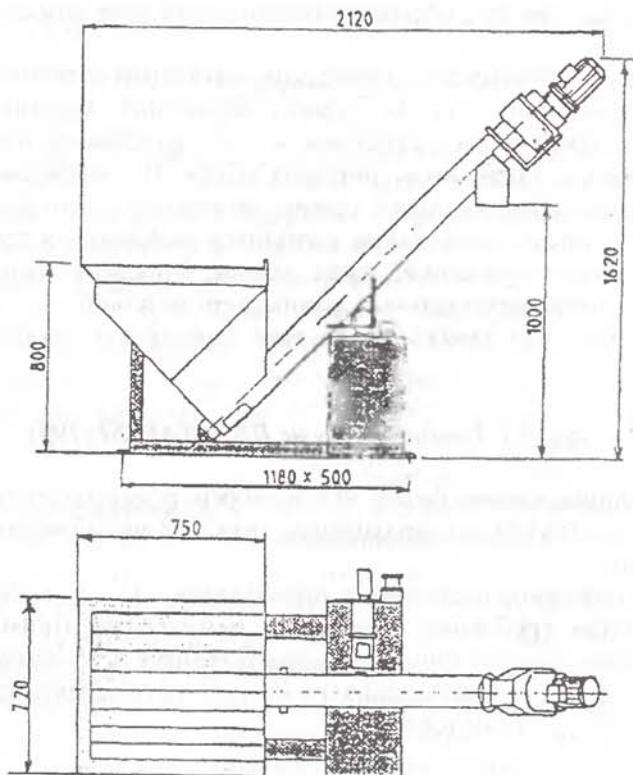


Рис. 3.1. Смеситель Анфо Амикс 25, Систем Рокмек

Технические характеристики:

АМИКС 25 специально сконструирован для смешивания аммиачной селитры и дизельного топлива для приготовления ВВ типа АНФО.

Смеситель обладает достаточной мощностью для обеспечения экономически эффективной альтернативы смесительным заводам.

Производительность – 25 кг АНФО в мин.

Приемный бункер, шнек, рама и все детали, соприкасающиеся с продукцией, изготовлены из нержавеющей стали или коррозионно-стойкого материала.

Электродвигатель установлен сверху шнека для избежания разбрызгивания АНФО на приводную установку.

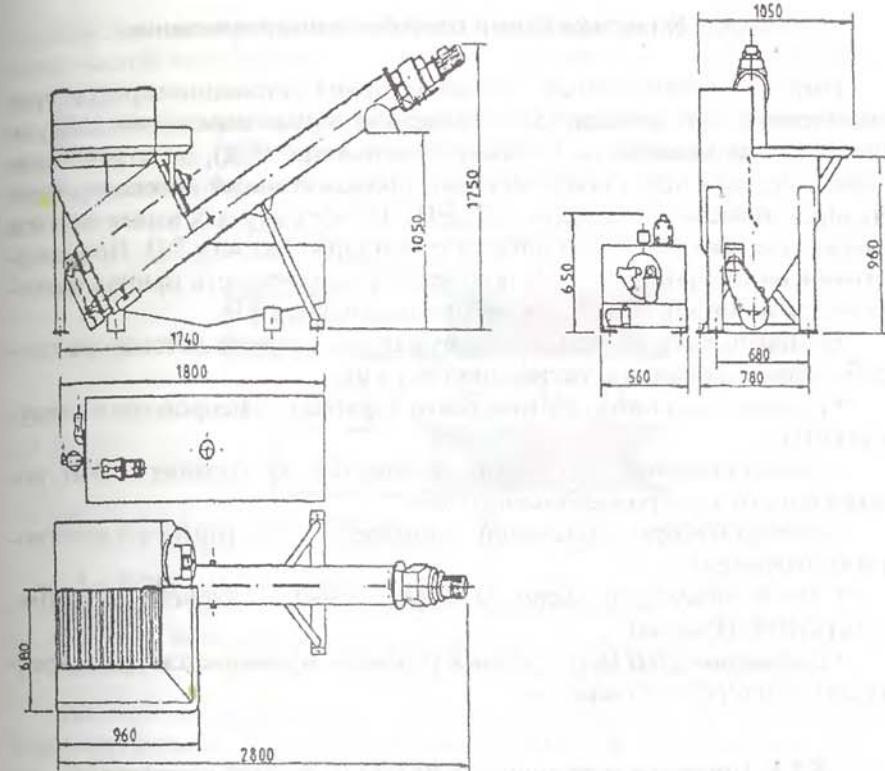


Рис. 3.2. Смеситель Анфо Амикс 50, Систем Рокмек

Технические характеристики:

АМИКС 50 специально сконструирован для смешивания аммиачной селитры и дизельного топлива для приготовления ВВ типа АНФО.

Смеситель обладает достаточной мощностью для обеспечения экономически эффективной альтернативы смесительным заводам.

Имеется предварительная дробилка для размельчения кусков спекшейся селитры на сите.

Производительность – 50 кг АНФО в мин.

Приемный бункер, предварительная дробилка, шнек, рама и все детали, соприкасающиеся с продукцией изготовлены из нержавеющей стали или коррозионно-стойкого материала.

§ 3.4. Классификация способов инициирования

Импульс, необходимый для возбуждения детонации зарядов промышленных ВВ, сообщается посредством взрыва заряда инициирующего ВВ, размещенного в капсюле-детонаторе (КД), электродетонаторе (ЭД), или через более мощный промежуточный детонатор (гранулированные и водосодержащие ВВ). Во всех случаях взрыв зарядов промышленных ВВ инициируется с помощью КД или ЭД. Под средствами инициирования (СИ) понимается совокупность принадлежностей для инициирования зарядов промышленных ВВ.

В зависимости от методов возбуждения – взрыва детонатора способы инициирования классифицируются на:

- **огневое**: детонатор взрывается от горящего огнепроводного шнура (ОШ);
- **электроогневое**: детонатор взрывается от горящего ОШ, подожженного электровоспламенителем;
- **электрическое**: детонатор взрывается от горящего электровоспламенителя.
- **неэлектрические системы**: Dyno Nobel – «Nonel», «СИНВ», «ЭДЕЛИН» (Россия)
- **с помощью ДШ** (в подземных условиях применяется весьма редко для дублирования зарядов).

§ 3.5. Средства и технология огневого и электроогневого взрываания

Для огневого инициирования необходимы следующие принадлежности: огнепроводный шнур (рис. 3.3), капсюль-детонатор (рис. 3.4).

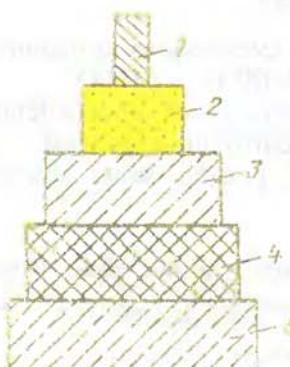


Рис. 3.3. Огнепроводный шнур.
1 – льняная направляющая нить;
2 – сердцевина (дымный чёрный порох с пластифицирующими добавками);
3,4 – хлопчатобумажные оплётки;
5 – хлопчатобумажная оплётка с гидроизоляцией; наружный диаметр ОШ 5,5 мм.

Капсюли-детонаторы могут быть изготовлены: в латунной, биметаллической или картонной гильзах, с наружным диаметром 7,05 мм и длиной 49 мм.

ДШ в подземных условиях применяется при инициировании зарядов в глубоких скважинах для надежности и полноты детонации, а также инициирования неэлектрических систем.

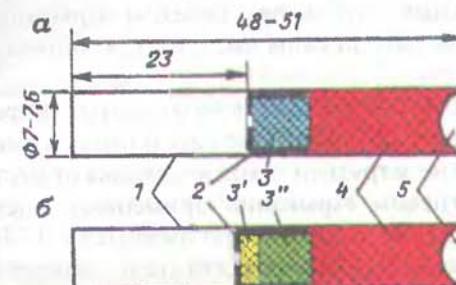


Рис. 3.4. Схемы гремучерутно-тетрилового (а) и гремучерутно-азидотетрилового (б) капсюлей-детонаторов:

- 1 – корпус (металлическая или бумажная гильза); 2 – чашечка для размещения первичного инициирующего ВВ; 3 – гремучая ртуть; 3' – ТНРС; 3'' – азид свинца; 4 – вторичное инициирующее ВВ; 5 -кумулятивная выемка.

Капсюли-детонаторы снаряжаются первичными и вторичными инициирующими взрывчатыми веществами в следующих количествах: 0,35 г гремучей ртути + 1,15 г тэна или гексогена; 0,5 г гремучей ртути + 1 г тэна или гексогена; 0,2 г азода свинца + 0,1 г подсыпки тетрила в начале чашечки, в качестве вторичного ВВ применяется 1 г тэна или гексогена.

Оставшаяся часть капсюля, служащая для ввода и крепления ОШ называется запальной частью.

При огневом взрывании применяются капсюли-детонаторы 8УТС и 8УТБ в металлических и бумажных гильзах (рис. 3.5).

Виды ОШ, выпускаемые в настоящее время, предназначенные для применения в сухих и обводненных условиях:

- ОША (асфальтированный);
- ОШП (пластиковый);
- ОШЭ (экструзионный).

Средства зажигания ОШ: тлеющий фитиль; отрезок ОШ с нарезками; (рис. 3.6); одиночная спичка (для взрываания одного заряда).

да); зажигательные патроны типа ЗП-Б для группового зажигания 10-30 отрезков ОШ (рис. 3.7).

В зажигательных патронах собранные концы отрезков ОШ укладываются в стаканчик и плотно обвязывают шпагатом.

Зажигательная трубка представляет собой КД с введенным в него отрезком ОШ. Длина ОШ: минимальная – 1 м, максимальная – 20 м. Длина зажигательных трубок при огневом взрывании должна быть одинаковой. Концы ОШ должны выступать из шпура не менее чем на 25 см.

Огневое взрывание применяется на открытых разработках, а также на рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли, в выработках с углом наклона до 10° , где не затруднен отход взрывника от места взрыва.

При электроогневом взрывании применяют: электrozажигательную трубку ЭЗТ-2 (рис. 3.8), электрозажигатели ТЭВ-Зп, ЭВ-ПТ-Гр, ЭВ-ПТ-270Гр (рис. 3.9) электrozажигатель огнепроводного шнура ЭЗ-ОШ (рис. 3.10). Для поджигания огнепроводных шнуроов электrozажигатель ЭЗ-ОШ может использоваться в комплекте с зажигательным патроном ЗП-Б.

Электроогневое взрывание применяется в вертикальных и наклонных выработках с углом наклона более 10° , а также в забоях, где затруднен отход взрывника. Отличительной особенностью этого способа является электрическое поджигание ОШ из безопасного места с помощью электрозажигателей ЭЗ-ОШ-К.

Средства, применяемые при огневом и электроогневом способах взрывания, приведены в табл. 3.10.

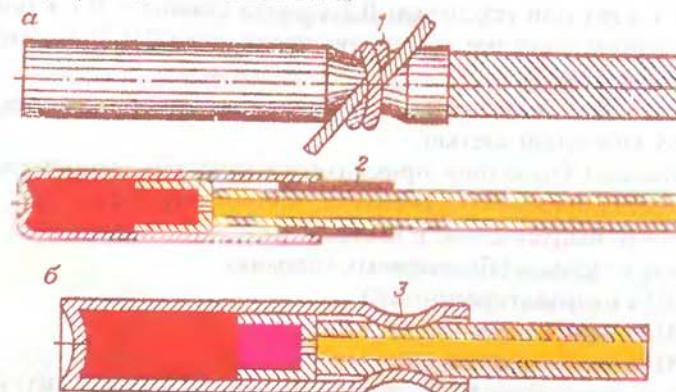


Рис. 3.5. Способы соединения капсюлей-детонаторов в бумажной (а) и металлической (б) гильзах с ОШ: 1 – шнурком; 2 – накруткой бумажной ленты; 3 – обжимом металлической гильзы.



Рис. 3.6. Отрезок огнепроводного шнура для поджигания ОШ с затравками.

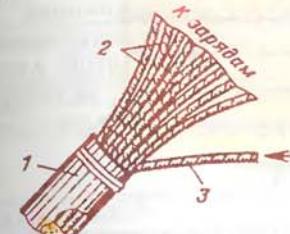


Рис. 3.7. Зажигательный патрон для группового зажигания отрезков ОШ:

1 – картонная гильза (стаканчик); 2 – отрезки ОШ; 3 – отрезок для поджигания пороховой лепешки; 4 – пороховая лепешка (пороховой воспламенительный состав).

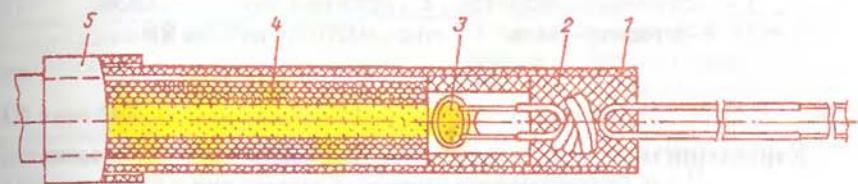


Рис. 3.8. Электrozажигательная трубка ЭЗТ-2: 1 – гильза; 2 – пластиковая пробка; 3 – электровоспламенитель; 4 – ОШ; 5 – фиксатор-зажим.

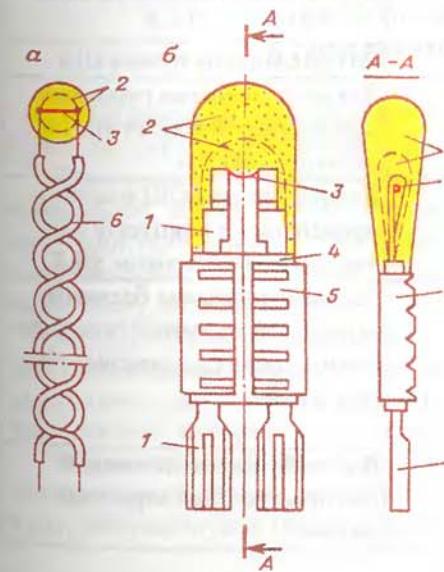


Рис. 3.9. Конструкция электровоспламенителей с эластичным (а) и жестким (б) креплением:

1 – контактные полоски с каналами для припаивания мостика и проводов; 2 – воспламеняющая головка; 3 – мостик накаливания; 4 – изоляционный картон; 5 – обжимная скоба; б – выводные (концевые) провода.

Таблица 3.11

Характеристика средств инициирования с применением ДШ

Средства инициирования	Группа совместимости	Область применения
Детонирующие шнуры: ДША, ДШВ.	D	В сухих и обводненных условиях
ДШДВ-М, ДШД-2Т ДШУ-3ЗМ.	DD	В перфораторах, торпедах (водостойкость – 64 при давлении 50 МПа) В сухих и обводненных условиях
ДШЭ-6, ДШЭ-6ВДТДШЭ-12 ДШЭ-12Г	D	В сухих и обводненных условиях (водостойкость 30 при давлении 30 МПа)
Неэлектрическая система «None!»	B	Для инициирования зарядов на земной поверхности при $t = 30\ldots +80^{\circ}\text{C}$, в подземных условиях на шахтах, не опасных по газу и пыли
Пиротехническое реле РП-8 (двухстороннего действия)	-	Для миллисекундного замедления при применении ДШ

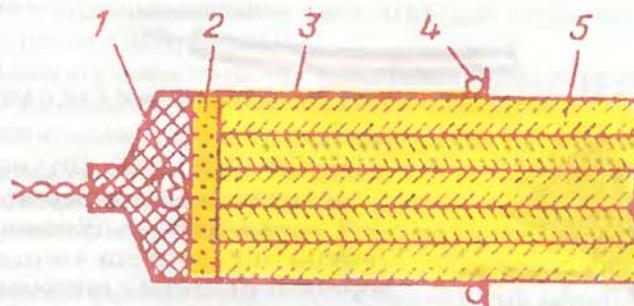


Рис. 3.10. Электроразжигатель ЭЗ-ОШ для электроогневого взрывания:
1 – электровоспламенитель; 2 - пороховой диск; 3 – гильза;
4 - фиксатор-зажим; 5 – отрезки ОШ от зарядов ВВ.

Таблица 3.10

Характеристики принадлежностей, применяемых при огневом и электроогневом способах взрывания

Средства инициирования	Группа совместимости	Область применения
Огнепроводные шнуры: ОША, ОПТ, ОШЭ	G	Сухие и обводненные условия
Зажигательный патрон	G	Для поджигания пучков ОШ
ЗП-Б Электровоспламенители термостойкие: ТЭЗ-ЗП, ЭВПт-Гр,	G	Для воспламенения пороховых зарядов при прострелочных и взрывных работах
ЭВПт-270Гр Электро-зажигатель ОИИ	G	Для поджигания ОШ может применяться в комплекте с зажигательным патроном ЗП-Б
ЭЗ-ОШ (ЭЗ-ОШ-К) Капсиоли-детонаторы: 8УТС, 8УТБ (в металлической и бумажной гильзах)	B	Для инициирования боевиков, зарядов ВВ на земной поверхности и в шахтах, не опасных по газу и пыли
ТКД-2 (термостойкий в металлической гильзе)	B	Для возбуждения детонации при прострелочно-взрывных работах

§ 3.6. Электрическое инициирование зарядов и средства его выполнения

Электрическое инициирование – способ возбуждения зарядов с помощью электродетонаторов, включенных в электровзрывную сеть.

Электровзрывная сеть (ЭВС) – совокупность электродетонаторов и проводов, соединяющих между собой ЭД (соединительные провода), смонтированных в электрическую взрывную сеть с источником электрического тока (магистральные провода). При монтаже ЭВС применяют последовательное, параллельное и смешанное соединения.

Для требуемого соединения ЭД используют специальные контактные зажимы, для чего два зачищенных проводника от двух ЭД скручивают двумя-тремя витками и вставляют в отверстие пластикового зажима, который затем перегибают на 180° .

В качестве взрывных приборов, подающих во взрывную сеть электрический ток надлежащей силы, применяют взрывную аппаратуру, допущенную к использованию Госгортехнадзором России.

Контроль за исправностью электровзрывной сети (оценка сопротивления или проводимости ЭВС) производят контрольно-измерительными приборами (омметрами, аппаратурой контроля исправности взрывных приборов и машинок и т.д.).

Электродетонатором называется капсюль-детонатор со встроенным электровоспламенителем (рис. 9.1). Электровоспламенитель (ЭВ) состоит из двух изолированных проводов (медных или стальных) длиной от 1,5 до 3 м, к зачищенным концам которых крепят мостик накаливания (чаще всего из никромовой проволочки длиной 2-4 мм диаметром 30-50 мкм, реже из константановой проволочки сплава меди с никелем).

Мостик и часть зачищенной вилочки покрыты воспламеняющимся твердым составом, который после горячего нанесения твердеет в виде капли (воспламенительной головки).

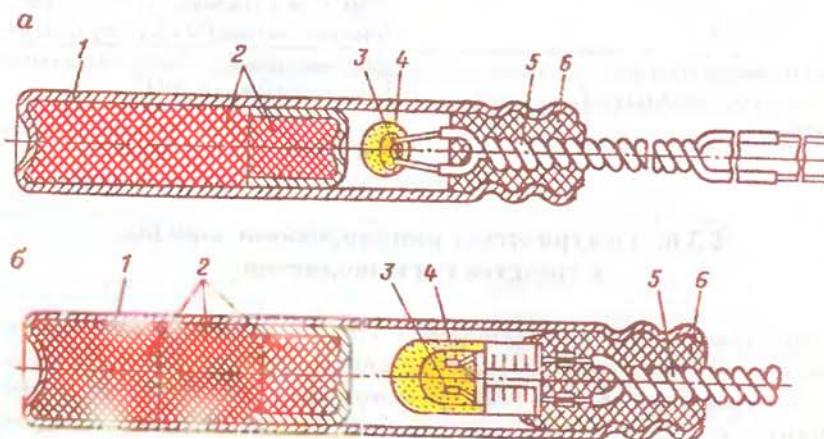


Рис. 3.11. Схема электродетонаторов с эластичным (а) и жестким (б) креплением мостиков накаливания:
1 – гильза; 2 – заряд детонатора; 3 – мостик; 4 – двухслойная воспламенительная головка; 5 – выводные провода; 6 – пластиковая пробочка.

Массовая доля свинцового сурата в воспламеняющем составе равна 90 %, склеивающего вещества и нитросиликокальция – 10 %.

Для крепления ЭВ в ЭД используется пластиковая пробочка.

В зависимости от времени срабатывания электродетонаторы делятся на *мгновенного действия* (время срабатывания 0-8 мс); *короткозамедленного действия* и *замедленного действия*. По массе инициирующих

ВВ, которыми снаряжают ЭД, различают: электродетонаторы *нормальной мощности* – масса вторичного инициирующего ВВ 1 г и *высокой мощности* – в качестве вторичного инициирующего ВВ применяется 1,6 г гексогена.

Таблица 3.12

Электродетонаторы и область их применения

Наимено-вание ЭД	Тип ЭД	Область применения
ЭД-8Ж, ЭД-8Э	Мгновенного действия	Для инициирования боевиков зарядов ВВ на земной поверхности, в шахтах и рудниках, не опасных по пыли и газу
ЭД-3-Н	Предохранительные, короткозамедленного и замедленного действия	Для инициирования боевиков зарядов ВВ с замедлением до 100 мс (2-3 серии) на земной поверхности, кроме шахт и рудников, опасных по газу и пыли
ЭДЗД	Непредохранительные замедленного действия	С замедлением до 1000 мс (9 серий)
ЭДКЗ	Непредохранительные короткозамедленного действия	С замедлением до 250 мс (6 серий), кроме шахт и рудников, опасных по газу и пыли
ЭДКЗ-ОП	Предохранительные короткозамедленного действия	Для шахт и рудников, опасных по газу и пыли
ЭДКЗ-П	Тоже	С замедлением до 125 мс
ЭДКЗ-35П	“”	Для шахт и рудников, опасных по газу и пыли
ЭДКЗ-ТЖ	“”	Для инициирования боевиков зарядов с замедлением до 200 мс (6 серий), в том числе для шахт и рудников, опасных по газу и пыли
ЭДКЗ-ПК	Предохранительные короткозамедленного действия	С замедлением до 120 мс (7 серий)

В чашечку электродетонаторов короткозамедленного (ЭДКЗ) и замедленного действия (ЭДЗД) перед электровоспламенителем и первичным инициирующим взрывчатым веществом помещают замедляющий состав, который изготавливают из следующих компонентов:

Таблица 3.13

Взрывные и контрольно-измерительные приборы

Наименование прибора	Масса прибора, кг	Максимальное сопротивление взрывной цепи, Ом	Исполнение, вид защиты	Назначение, область применения
1	2	3	4	5
Высоковольтная взрывная машинка ВВМ-4	10	2	Общепромышленное	Взрывание до 2 шт. высоковольтных ЭД
Конденсаторная взрывная машинка ИШК-500	6.5	2000	РН	Взрывание до 800 шт. ЭД
Высоковольтная взрывная станция стволовая BBC-I	80	1000	РН	Взрывание до 200 шт. ЭД на земной поверхности и при проходке стволов шахт
Взрывной прибор ВПА (30, 60, 120)	1.9	ПО 200 360	РВ, IP-54	Взрывание 30; 60; 120 шт. ЭД нормальной чувствительности на земной поверхности, в шахтах всех категорий
Взрывные устройства ЖЗ-2460 (программируемые)	3,2	1000	РВ1В, IP-54	Взрывание до 200 шт. ЭД нормальной чувствительности до 150 шт. пониженной чувствительности на земной поверхности, в шахтах всех степеней опасности и категорий
Искробезопасный высокочастотный взрывной прибор ИВП-1/12	2,2	36	РВИ	Взрывание до 12 шт. зарядов Тидрокс» в шахтах, опасных по газу и пыли
Конденсаторные взрывные приборы: КВП-1/100М	25	320	РВРН1	Взрывание до 100 шт. ЭД нормальной чувствительности при последовательном соединении

смесь свинцового суртика (применяют как окислитель), силикокальций и ферросилиций (горючие компоненты). От длины зоны, заполненной замедляющим составом, зависит время срабатывания ЭД.

Короткозамедленное инициирование зарядов применяют в шахтах и рудниках, опасных по газу и пыли.

Типы электродетонаторов и область их применения приведены в табл. 3.12.

Рассмотрим основные параметры электродетонаторов.

Сопротивление ЭД – параметр, необходимый для расчета электрозврывной сети (ЭВС), равный 1,6 – 3,8 Ом (при жестком креплении мостика) и 2 – 4,2 Ом (при эластичном креплении мостика).

Безопасный ток – максимальный постоянный ток, который не вызывает взрыв ЭД при исограниченном прохождении тока по мостику накаливания; $I_s = 0,2$ А.

Длительный воспламеняющий ток $I_{d.t.w}$ – минимальный постоянный ток, протекающий по ЭД, при котором происходит его срабатывание за время более 1 мин.

Стомиллisecondный воспламеняющий ток I_{100} – нижний предел постоянного тока, протекающего по ЭД в течение 100 мс, вызывающего взрыв ЭД.

Импульс воспламенения – наименьшее значение импульса постоянного тока, при котором происходит взрыв ЭД:

$$K = I^2 * t, \text{ А}^2 * \text{с.}$$

Время передачи импульса – время, исчисляемое от момента воспламенения ЭВ до выхода луча огня из его головки.

Время срабатывания – время от момента подачи импульса до момента взрыва ЭД.

Гарантийная величина тока i_r – минимальный ток, при котором происходит воспламенение.

При постоянном токе при последовательном соединении нарывной сети и количестве зарядов до 100 шт. i_r , приходящаяся на один ЭД, равна 1 А. При 100 – 300 ЭД $i_r = 1,3$ А. Для переменного тока i_r равна 2,5 А.

В табл. 3.13, 3.14 указаны характеристики и область применения взрывных приборов и контрольно-измерительной аппаратуры.

Оконч. табл. 3.13

1	2	3	4	5
КВП-2/200М		-		Максимальное число взрываемых ЭД: – пониженной чувствительности ($R_{ЭД}=0,5 \text{ Ом}$) – 100 шт.; – нормальной чувствительности ($R_{ЭД}=3 \text{ Ом}$) – 570 шт.;
КМП	3	600	РН	Взрывание до 200 шт. ЭД, кроме шахт опасных по газу и пыли
ПИВ-100М	2,7	320	РВ	Взрывание до 100 шт. ЭД везде
Сейсмическая взрывная машина СВМ-2	5	500	Общепромышленное	Взрывание до 50 шт. ЭД при сейморазведке
Аппаратура дистанционного беспроводного взрывания: «Гром», «Гром-М»	40	20	Тоже	Аппаратура дистанционного выполнения одиночных и массовых взрывов на земной поверхности по радиоканалам
«Друза», «Друза-М»	40	30	м	Аппаратура дистанционного выполнения одиночных и массовых взрывов на открытых работах по радиоканалам

Примечание. РН – рудничное нормальное, РВ – рудничное взрывобезопасное, РВИ – рудничное взрывоискробезопасное

Таблица 3.14

Контрольно-измерительная аппаратура				
Наименование прибора	Масса, кг	Максимальное сопротивление взрывных	Исполнение, степень защиты	Область применения
Испытатель взрывной светодиодный ВИС-1	0,3	320	РОИ	Контроль сопротивления взрывных сетей (ВС) на земной поверхности и в шахтах, не опасных по газу и пыли
Мост типа Р353	1,3	5000	Общепромышленное	Измерение сопротивления электровзрывных сетей (ЭВС) и электродetonаторов (ЭД) на земной поверхности
Мост переносной постоянного тока Р3043	1,6	3000	РОИ	Проверка сопротивления ЭД перед выдачей, проверка ВС на открытых горных работах (ОГР) и в рудниках и шахтах, опасных и не опасных по газу и пыли
Прибор контроля Копер-1	3,5	-	IP-20	Контроль параметров взрывных приборов (ВП) на предприятиях угольной промышленности
Измеритель сопротивления в цепи ХН 2570	0,4	2000	РОИ	Измерение сопротивления ВС на ОГР и в рудниках всех категорий опасности
Индикатор фотоэлектрический Ю-140	0,3	1000	Общепромышленное	Проверка целостности ЭВС на ОГР

Примечание: РОИ – рудничное общее исполнение

§ 3.7. Неэлектрическая система инициирования «СИНВ»

Изготовитель: ОАО «Нитровзрыв» и ГУП НМЗ «Искра». «СИНВ» предназначен для трансляции инициирующего сигнала и иницииро-

вания боевиков ипуровых зарядов с заданной временной задержкой. Температурные условия эксплуатации, град. С: от -40° до $+50^{\circ}$. Водоустойчивость, час. – 6 час., при давлении 1,0 кг/см² соединение КД с волноводом. Наружный диаметр, мм.: $3,5 \pm 0,2$. Длина волновода, м: 2; 4; 7; 10; 16; (по согласованию с потребителем). Масса ВВ в волноводе, мг/м: 20,0. Скорость передачи инициирующего импульса, м/с: 1900 по трубке волновода. Прочность на разрыв с сохранением работоспособности не менее, и: – соединение волновода с КД – 80,0; волновода – 200,0. Удлинение волновода с сохранением способности передачи импульса не менее, %: при температуре от $+10^{\circ}$ до $+35^{\circ}\text{C}$. – мм.: 100. Количество серий, м.с.: 0,20; 40; 60; 80; 100; 125; 150; 175; 200; 250; 300; 350; 400; 450; 500; 600; 800; 1000; 1000-10000. Восприимчивость волновода к инициирующему импульсу: от ЭД – ГОСТ 9089; КД – ГОСТ 6254; ДШ – ГОСТ 6196.

§ 3.8. Зарубежная система инициирования зарядов ВВ «NONEЛ»

Система инициирования НОНЕЛЬ разработана фирмой Нитро Нобель (Nitro Nobel) и появилась на рынке в 1973 г. Это неэлектрическая система инициирования на базе волновода низкоэнергетического типа. Ударная волна проходит через волновод, представляющий из себя пластмассовую трубку, внутренняя поверхность которой покрыта реактивным веществом. Ударная волна обладает достаточной энергией для инициирования элемента замедления в капсюле-детонаторе (КД), но недостаточно сильна, чтобы разорвать трубку-волновод и инициировать ВВ, находящееся около трубы. Скорость ударной волны приблизительно 2100 м/сек.

Разница между NONEL и другими неэлектрическими системами, например, детонирующим шнуром, состоит в том, что реакция в системе NONEL протекает в трубке-волноводе, в то время как детонирующий шнур сам детонирует, о чем говорит его название.

С использованием системы NONEL взрывчатое вещество (ВВ) можно эффективно инициировать в донной части скважины, в то время как детонирующий шнур, в большинстве случаев, инициирует с поверхности скважины. В случае применения для инициирования относительно нечувствительных ВВ типа АИФО и определенных ВВ типа сларри, детонирующий шнур может вызвать их спрессовывание.

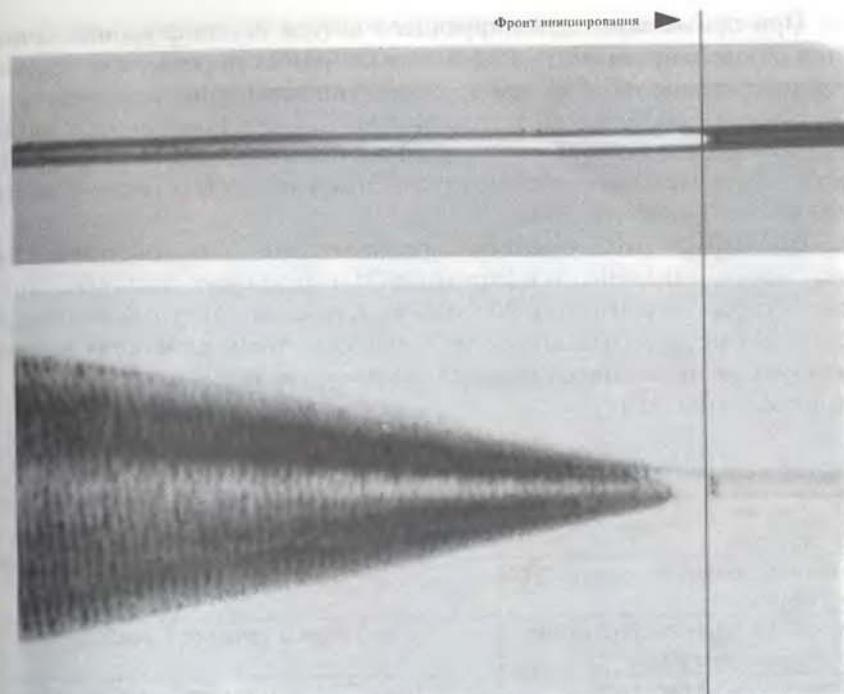


Рис. 3.12. Фронт инициирования

а) NONEL

б) Детонирующий шнур

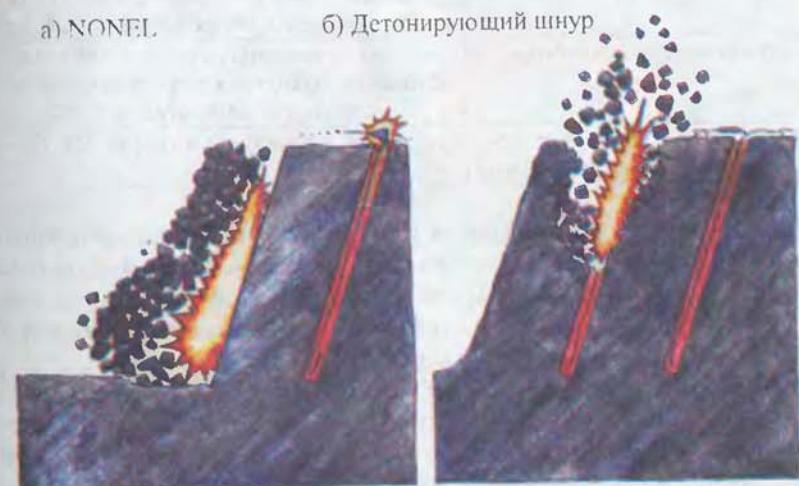


Рис. 3.13. а) система «NONEЛ»; б) Детонирующий шнур

При применении детонирующего шнура инициирование начинается с поверхности, что часто вызывает разлет породы, т.к. происходит разрушение забойки при прохождении детонации через нее.

Система NONEL не предназначена для использования в загазованных средах, например, в угольных шахтах или других местах, где есть вероятность образования взрывоопасных газов, а также в местах, где может произойти взрыв пыли.

Система NONEL одобрена исключительно для использования с изделиями, описанными в настоящей Инструкции по эксплуатации. В связи с тем, что изделия NONEL вместе с другой ударно-волновой системой не испытывались и не допущены, такие сочетания не рекомендуются, и не представляется никаких гарантий относительно их работоспособности.

Таблица 3.16

Рекомендованная температура при эксплуатации системы «Нонель»

Наружная	от -35 до +50°C
В скважине	от -25 до +70°C
Рекомендованная температура хранения	до +50°C
Максимальное гидростатическое давление воды	3 бара в течение 7 дней
Прочность на растяжение трубки-волновода	25 кг при +20°C в течение 2 мин, что приводит к удлинению приблизительно в 2,5 раза. 15 кг при +70°C в течение 2 мин, что приводит к удлинению приблизительно в 3 раза.
Растяжение при удлинении	до 3 раз от первоначальной длины скорость детонации находится в пределах спецификации, т.е. 2100 м/сек ± 20%
Прочность на растяжение соединения КД/трубка-волновод	4 кг в течение 2 мин. (до +50°C)

КД NONEL упаковываются в вакуумные алюминизированные пакеты. В целой упаковке они хранятся в течение 2 лет с даты изготовления. Изделия в открытых пакетах рекомендуется использовать в течение 3 мес. Продукция Nonel должна храниться в хорошо проветриваемом складе взрывчатых веществ.

Система инициирования NONEL состоит из внутрискважинного КД, поверхностного соединительного блока, стартовой трубки-волновода и взрывной машинки. Назначение внутрискважинного КД заключается в инициировании ВВ в скважине. Поверхностный соедини-

тельный блок, внутри которого находится мини капсюль-детонатор с замедлением или без него, передает импульс к внутрискважинному КД.



Рис. 3.13. Устройство системы «Nonel».



Рис. 3.14. Внутрискважинный КД

Внутрискважинный КД имеет взрывную силу № 8 для надежного инициирования боевиков и чувствительных к КД ВВ. Это КД NPED (Non Primary Explosive Detonator – КД без первичного ВВ), что означает, что он совсем не содержит первичное ВВ. КД NPED значительно менее чувствителен к механическим воздействиям, чем КД с первичным ВВ. Чувствительный азид свинца (первичное ВВ) заменен на пентил, который помещен в стальную гильзу. Внутрискважинный КД предназначен исключительно для инициирования ВВ в скважине и не применяется на поверхности. Исключением является инициирование взрываемого блока НОНЕЛЬ с использованием электрического детонатора.



Рис. 3.15. Соединительный блок «Снэплайн»

Соединительный блок НОНЕЛЬ «Снэплайн» (СЛ) предназначен для инициирования 5 трубок-волноводов. Конструкция блока позволяет инициировать трубку-волновод НОНЕЛЬ в обоих направлениях. Соединительный блок «Снэплайн» предназначен исключительно для передачи инициирующей ударной волны только на поверхности и внутри скважины не применяется.



Рис. 3.16. Блоки «Снэплайн»

Блоки Снэплайн выпускаются с различными замедлениями, каждый из которых имеет свой цветовой код.

Зеленый	0 мсек. (номинально 1,75 мсек.)
Желтый	17 мсек.
Красный	25 мсек.
Белый	42 мсек.
Синий	67 мсек.
Черный	109 мсек.
Оранжевый	176 мсек.

§ 3.8.1. Трехслойная трубка-волновод «NoneL-3L»

Существуют две разновидности трубы NoneL: 3L – стандартная трубка и 3L HD (3L означает трех слойная, HD – упрочненная). Трубка состоит из трех слоев, каждый из которых обладает оптимальными физическими и химическими свойствами.

Новая трубка Nonel мягкая и легкая в обращении. Она обладает высокой прочностью и устойчивостью к воздействию химических веществ, содержащихся в ВВ. Внешний диаметр стандартной трехслойной трубы 3L – 3 мм, а упрочненной 3L HD – 3,7 мм, и она предназначена для использования при сильном механическом воздействии, т.е. при механизированной зарядке под землей, подводных взрывных работах и крупномасштабных открытых работах. Трубка Nonel изготавливается методом экструзии и состоит из трех слоев пластика, обладающих различными свойствами. Внутренний слой обладает хорошими адгезионными свойствами по отношению к реактивным материалам. Также этот слой обладает хорошей радиальной прочностью для предотвращения растрескивания при прохождении ударной волны через трубку. Средний слой придает трубке прочность на разрыв, а также устойчивость к воздействию масла и других химикатов. Наружный слой устойчив к абразивному воздействию, а также служит в качестве косметического слоя, в который добавляется краситель для придания трубке определенного цвета.

Цветовое обозначение.

Новая трубка Nonel имеет пониженную тенденцию к за-



кручиванию (память), защищена от воздействия ультрафиолетовых лучей и производится трех цветов:

- красная – для внутристеклянных детонаторов;

- розовая – для поверхностных замедлений, стартеров и соединительных блоков;

- желтая – для проходки тоннелей.

По желанию трубка Nonel может быть прозрачной или иметь любой другой цвет. Например, при использовании нескольких детонаторов в каждой скважине цвет трубы может использоваться для идентификации разных детонаторов.

§ 3.8.2. Три разновидности системы «Nonel»

В настоящее время имеются 3 разновидности системы инициирования NONEL:

NONEL MC, NONEL ЮНИДЕТ и NONEL ЛП.

NONEL MC и NONEL ЮНИДЕТ применяются при уступной отбойке и имеют замедления, соответствующие данным условиям.

При взрыве нескольких рядов на уступе важно, чтобы при смещении горной породы из первого ряда было достаточно времени до начала смещения следующего ряда. При дроблении взрывом горная порода увеличивается в объеме на 50% и необходимо подготовить место для увеличения этого объема в очень короткое время. Исследования показывают, что горная порода в первом ряду должна сместиться на 1/3 величины линии наименьшего сопротивления (ЛНС) до детонации следующего ряда. Время замедления между рядами может изменяться от 10 мсек./м ЛНС в твердой породе до 30 мсек./м в мягкой породе. Обычно используется замедление 15 мсек./м, как наиболее оптимальное.

NONEL MC является традиционной миллисекундной системой с интервалами замедлений 25 мсек. Эти короткие интервалы замедлений остались с тех времен, когда бурили неглубокие скважины при небольших ЛНС. Буровые долота серии 11 и 12 предусматривают ЛНС от 1 до 1,5 м, в этом случае замедления между рядами 25 мсек. является нормальным.

NONEL ЮНИДЕТ система инициирования с единым замедлением внутристеклянного КД и переменным замедлением поверхностного КД. Основное замедление в скважине обычно 500 мсек. (но могут применяться другие варианты). Чтобы получить желаемую последовательность инициирования, используются соединительные блоки с замедлением на поверхности. Поверхностные замедления в диапазоне от 17 до

176 мсек. обеспечивают большую гибкость в подборе последовательности инициирования с учетом ЛНС и характеристик горной породы.

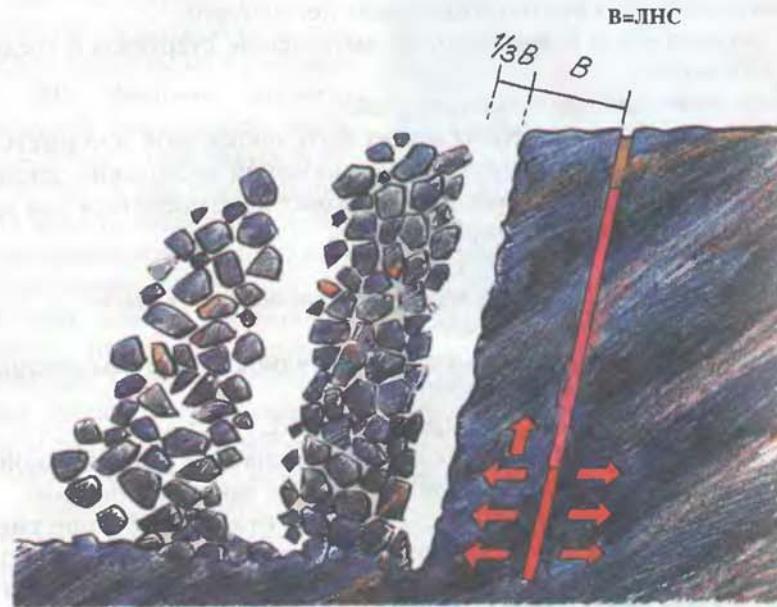


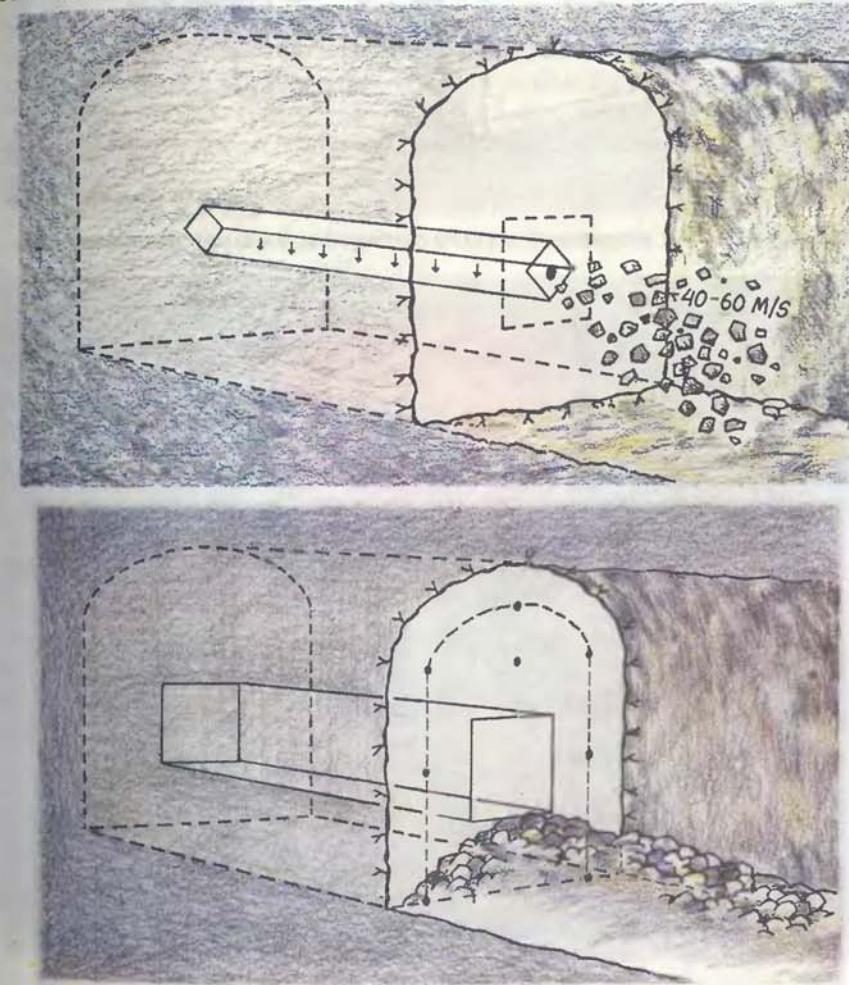
Рис. 3.17. Взрывание зарядов ВВ с применением системы «Nonel»

NONEL ЛП система инициирования для подземных работ. Время замедления здесь обычно длиннее, чтобы дать время отбитой горной массе отделяться от массива в зажатом пространстве, где только один свободный забой, что характерно при проходке горизонтальных выработок.

В большинстве случаев при проходке применяется параллельный вруб для образования в забое пространства для смещения туда породы, находящейся вокруг вруба. Во врубе обычно бывает одна или несколько компенсационных скважин большого диаметра, которые не заряжаются. Разрушенная порода из шпуров, находящихся вблизи компенсационных скважин, должна смещаться из забоя до начала детонации следующих ближайших шпуров. Так как взорванная порода выбрасывается из забоя со скоростью 40-60 метров в секунду, смещение породы из шпура глубиной 4 метра займет от 60 до 100 мсек. Поэтому для предотвращения завала породы во врубе и улучшения результатов взрывных работ необходимо минимальное замедление между интервалами 100 мсек.

После смещения породы из вруба и образования свободного пространства для дальнейшего смещения породы требуется уже другой эффект от взаимодействия ВВ и КД, так как теперь необходимо уменьшить силу выброса породы. Поэтому короткие шпуры вокруг вруба имеют длинные интервалы замедления (500 мсек.), чтобы обеспечить более компактный развал породы для удобства погрузочных работ.

Для контурной отбойки требуется прежде всего КД с высокой точностью замедления, чтобы обеспечить одновременность взрыва.



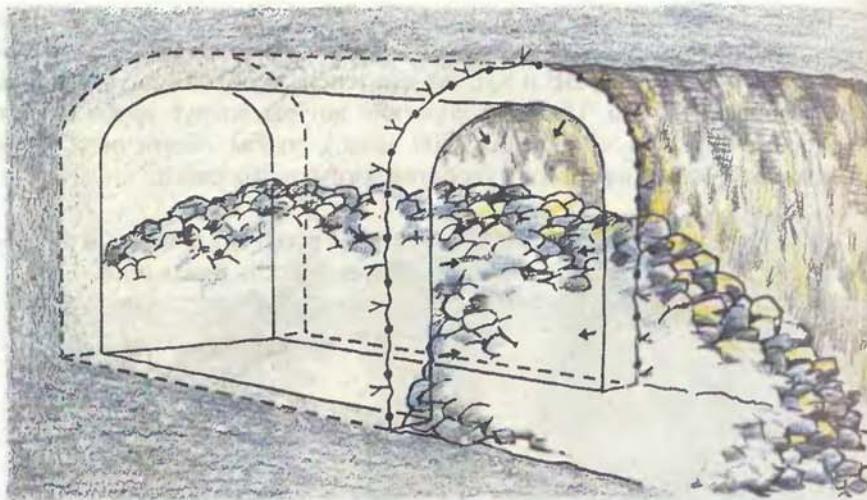


Рис. 3.19. Выброс взорванной породы с применением системы «Nonel-LP»



Рис. 3.20. «Nonel-MC»

NONEL MC имеет традиционную конструкцию с интервалом замедления 25 мсек. Последовательность инициирования осуществляется через единый интервал замедления. Инициирование происходит на поверхности при помощи соединительного блока с мгновенным инициированием. Система имеет 18 интервалов замедлений с нумерацией от 3 до 20. Серия начинается с номера 3 для того, чтобы получить первый интервал замедления 75 мсек. для предотвращения риска подбоя трубы. Трубка-волновод НОНЕЛЬ имеет собственное замедление 0,5 мсек./м при скорости передачи ударной волны 2100 м/сек. При большом количестве скважин может случиться, что не все КД получат свой инициирующий сигнал до начала дробления горной породы в первой скважине. При первом интервале замедления 75 мсек. допускается всего 150 м трубки-волновода для поверхностного монтажа без риска подбоя в результате преждевременно сместившейся породы или разлета камней.

Волновод к КД с номинально низким интервалом не может быть длиннее более чем на 8 м относительно волновода к КД с ближайшим более высоким номером интервала.



Рис. 3.21. «Nonel-LP»

NONEL MC применяется главным образом для небольшого количества скважин при уступной отбойке как на поверхности, так и под землей, а также для подводных взрывов и подэтажного обрушения горной породы.

NONEL LP разработана для проходки горизонтально-наклонных выработок и тоннелей, где требуются более длительные замедления, чтобы успеть разрушить горную массу и выбросить ее из забоя.

Серия детонаторов LP имеет следующие номинальные замедления:

Таблица 3.17

№	Замедление	№	Замедление
0	25 мсек.	14	1400 мсек.
1	100 мсек.	16	1600 мсек.
2	200 мсек.	18	1800 мсек.
3	300 мсек.	20	2075 мсек.
4	400 мсек.	25	2500 мсек.
5	500 мсек.	30	3000 мсек.
6	600 мсек.	35	3500 мсек.
7	700 мсек.	40	4000 мсек.
8	800 мсек.	45	4500 мсек.
9	900 мсек.	50	5000 мсек.
10	1000 мсек.	55	5500 мсек.
11	1110 мсек.	60	6000 мсек.
12	1235 мсек.		

Обычно шпуры, расположенные ближе к компенсационной скважине большого диаметра, имеют самые низкие интервалы, а ближе к контуру – самые высокие. Инициирование осуществляется с использованием устройства для связок. Подсоединить трубку-волновод NONEL устройства для связок к Снэплайн 0 или к стартеру NONEL.

Следует обратить внимание на то, что LP № 0 не используется в схеме монтажа. Хорошо иметь ее в резерве в случае, если компенсационная скважина окажется наполненной водой. Тогда вода выбрасывается наружу с помощью слабого заряда, который инициирует первым.

Разница по длине между точками инициирования соответствующих трубок NoneL и их внутрискважинных детонаторов не должна превышать 5 метров.

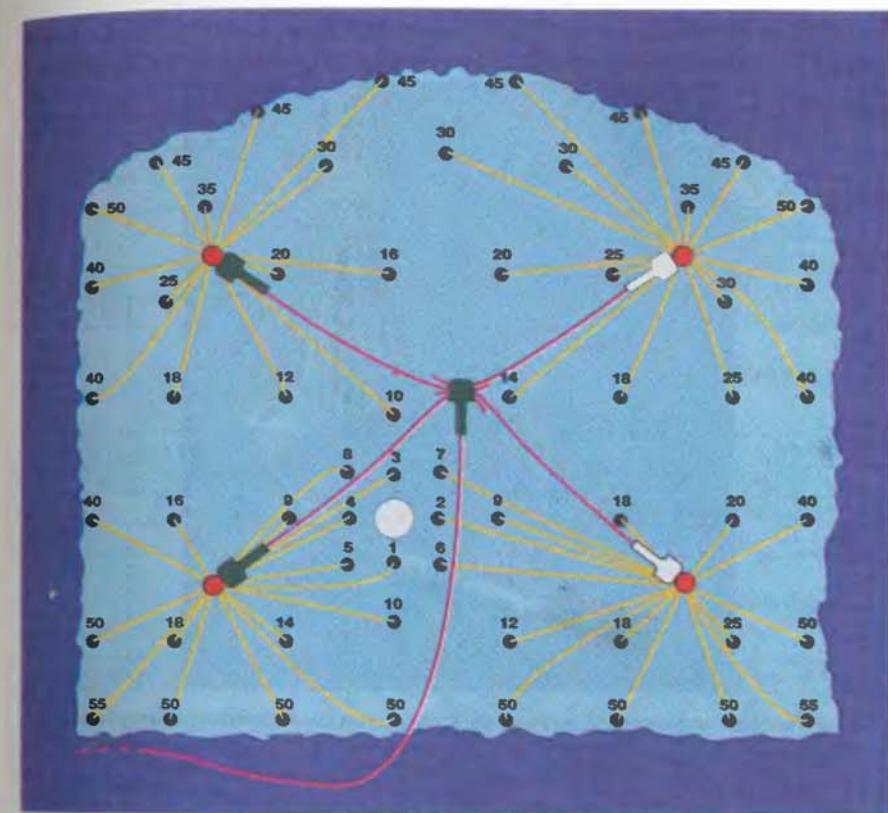


Рис. 3.22. Монтаж сети с LP

Комплект скважин с системой Nonel можно инициировать также и при помощи электрического детонатора или детонатора с огнепроводным шнуром. Однако заряд в этих детонаторах слишком мощный и разлетающиеся осколки могут повредить трубы Nonel. Поэтому очень важно, чтобы детонатор, инициирующий комплект детонаторов Nonel, располагался не менее, чем в 5 метрах от комплекта скважин и был прикрыт.

Детонатор должен быть прочно закреплен на трубке соединительного блока Снэплай при помощи изоляционной ленты. Рекомендуется применять блок Снэплайн 0 с минимальным замедлением 0 мс. Нижняя часть детонатора должна располагаться по направлению инициирования в трубке Nonel.

Детонатор должен подсоединяться к соединительному блоку Снэплайн О только после окончания монтажа всей поверхностной сети.

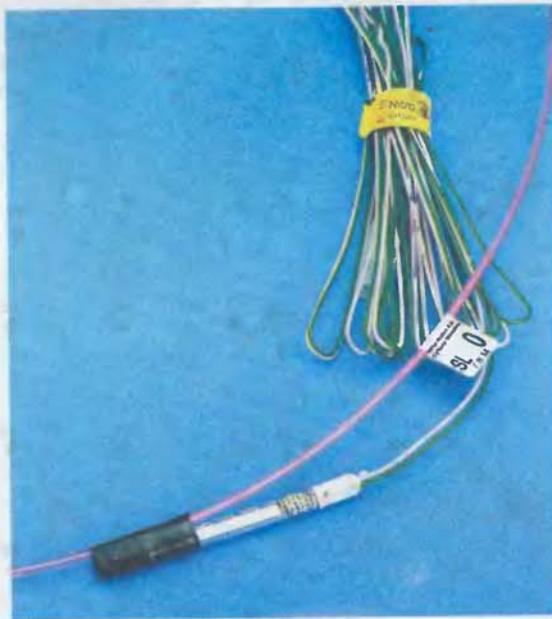


Рис. 3.23. Подсоединение детонатора к соединительному блоку «Snapline-O»

Таблица 3.18

**Габариты упаковки
ДЕТОНАТОРЫ MS, LP, и UNIDET (МС, ЛП, ЮНИДЕТ)**

Длина трубы, м	Количество в пакете	Количество в ящике
2,4	20	200
3,0	10	150
3,6 – 7,8	10	100
8,4 – 10,2	10	70
12,0 – 15,0	10	50
15,6 – 18,0	5	40
21,0 – 24,0	5	30
27,0 – 30,0	5	25
36,0	4	20
47,0 – 48,0	2	10
54,0 – 60,0	1	10
72,0 – 96,0	1	5

Таблица 3.19
Поверхностные соединительные блоки СНЭПЛАЙН 0 -СНЭПЛАЙН176

Длина трубы, м	Количество в пакете	Количество в ящике
2,4	10	120
3,6 – 4,8	10	100
6,0	10	80
7,8	10	70
9,0	10	60
10,2 – 12,0	10	50
15,0 – 18,0	5	40

Таблица 3.20

Соединительные блоки для связок

Длина трубы, м	Количество в пакете	Количество в ящике
4,8	10	100
6,0	10	60
10,2	10	40

Таблица 3.21

Пускатели СНЭПЛАЙН

Длина трубы, м	Количество в пакете	Количество в ящике
30,0	4	20
50,0	2	10
100,0	1	5

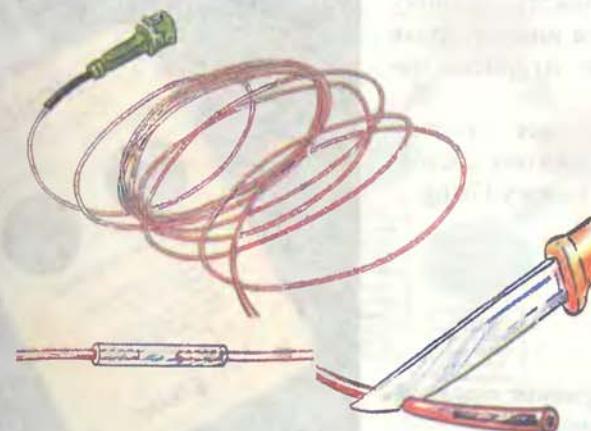


Рис. 3.24. Подготовка системы «Nonel» к инициированию

Клейкая пробка или уплотнительная изолирующая заглушка на конце трубы блока Снэплайн отрезается и трубка подсоединяется к Динолайн при помощи специального отрезка наружной соединительной трубы длиной не менее 4 см, которая поставляется вместе с катушкой Динолайн. Трубка-волновод NONEL вставляется в наружную трубку на глубину не менее 1 см.

После этого вытянуть Динолайн в выбранное место, откуда посыпается сигнал инициирования.

Когда блок скважин готов к взрыву, подсоединить Динолайн к взрывной машинке Дино Старт, вставив волновод в зажимной патрон машинки до упора. Патрон не откручивать.

§ 3.8.3. Взрывная машинка «Dynostart»

Взрывная машинка Dynostart подсоединяется к комплекту скважин при помощи соединительного блока Снэплайн 0, для чего необходимо обрезать ножом запаянный конец трубы и подсоединить к машинке. Комплект скважин инициируется за счет передачи в трубку высокоэнергетической искры. Машинка приводится в действие двумя руками. Для большей безопасности на поверхности машинки напечатана инструкция по эксплуатации:

CHARGING – заряжание

FIRING – инициирование

- для инициирования машинки нажать кнопку Charging пока индикаторная лампочка не загорится постоянно;

- удерживая кнопку Charging в нажатом состоянии, нажать кнопку Firing

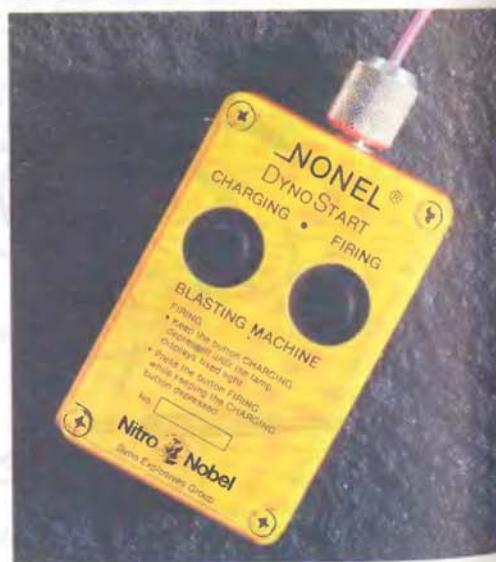


Рис. 3.25. Взрывная машинка «Dynostart»

§ 3.8.4. Порядок действий при отказах

В случае обнаружения отказавших скважин после взрыва принять следующие меры:

A B C D E F G

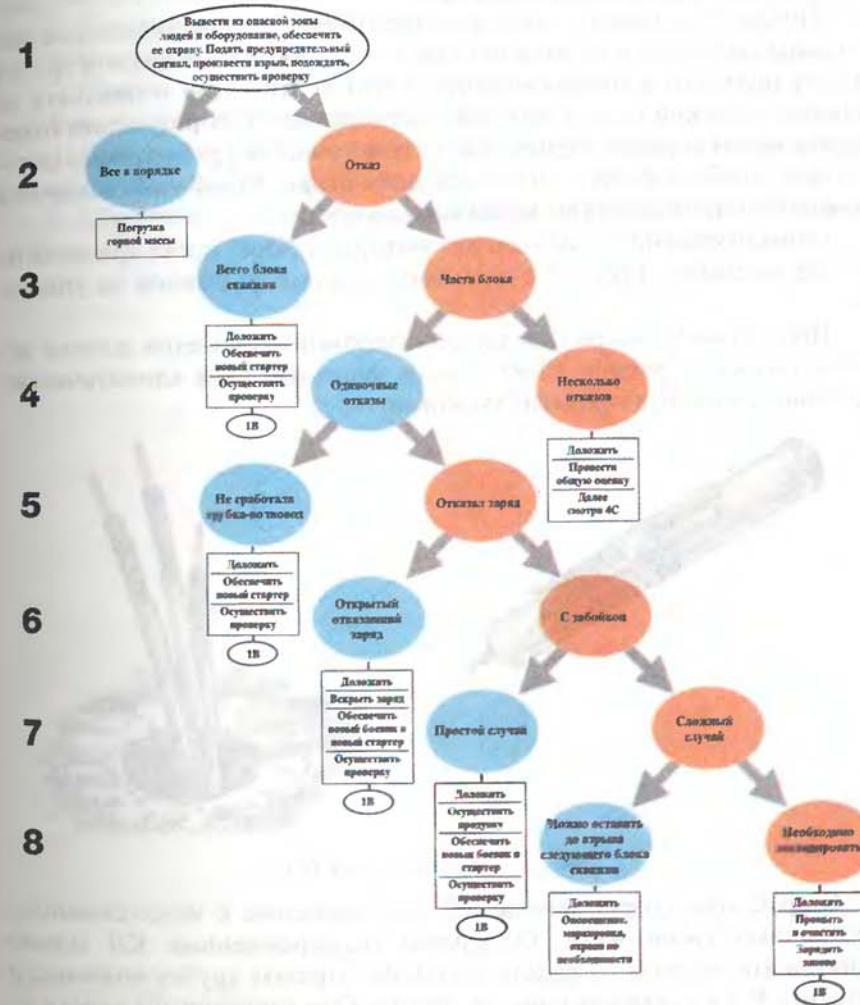


Рис. 3.26. Последовательность ликвидации отказавших зарядов

Замечание: Руководствоваться действующими в стране Правилами безопасности.

§ 3.8.5. Хранение и уничтожение системы Nonel.

Хранить детонаторы в прохладном сухом месте в специальных допущенных складских помещениях.

Трубка Nonel изготовлена из пластмассы. Все пластмассовые материалы подвергаются воздействию влаги. Попадание влаги в трубку может привести к проникновению влаги в детонатор и повлиять на пиротехнический состав замедляющего элемента. В результате изменяется время горения элемента и в итоге точность срабатывания детонатора. Чтобы избежать этого все детонаторы Nonel упаковываются во влагостойкие алюминизированные пакеты.

Нераспакованные пакеты с детонаторами Nonel могут храниться на складе в течение двух лет с даты изготовления, указанной на упаковке.

Продукция из вскрытых алюминизированных пакетов должна использоваться в течение 30-90 дней, в зависимости от климатических условий, с момента вскрытия упаковки.



Рис. 3.27. Уничтожение КД

Старые или поврежденные КД, не пригодные к использованию, необходимо уничтожить. Отдельные неповрежденные КД можно уничтожить, взорвав их вместе с блоком. Отрезать трубку-волновод и опустить КД в скважину один за другим. Они сдетонируют вместе со скважинным комплектом.

Поврежденные КД можно также взорвать, прикрепив их клейкой лентой к патрону с ВВ, который инициируется. Если уничтожение происходит на открытом пространстве, помните об опасности разлета осколков и воздействии ударной волны.

Уничтожение трубки-волновода NONEL.

С помощью взрывной машинки Дино Старт воспламенить и сжечь реактивное вещество внутри трубки, а затем трубку отправить на:

1. Переработку
2. Свалку
3. Сжечь

Уничтожение детонирующего шнура

1. Соединить с КД и взорвать. Помнить об опасности разлета осколков и воздушной ударной волны.

2. Опустить в скважину вместе с ВВ и уничтожить их при взрыве блока.

ГЛАВА IV. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 4.1. Расположение шпурков на забое выработки

Шпуры, располагаемые на забое выработки принято разделять на врубовые, вспомогательные, отбойные и оконтуривающие. С приближением к свободной поверхности и с увеличением их числа эффективность взрывного разрушения горных пород возрастает.

Перед взрыванием комплекта шпуровых зарядов забой горной выработки имеет только одну свободную поверхность.

Для повышения эффективности взрывных работ взрывают врубовые заряды, которые предназначены для формирования дополнительной свободной поверхности. Иногда при проведении горных выработок смешанным забоем (по угольному пласту и породам) врубовую полость формируют раздельной выемкой (взрыванием зарядов или механическим способом).

Взрывной вруб формируют взрыванием небольшого количества шпурков, расположенных наклонно или перпендикулярно по отношению к поверхности забоя.

Поэтому в зависимости от их расположения по отношению к плоскости забоя разделены на три группы:

I – наклонные;

II – прямые;

III – комбинированные;

Для расширения образованной взрывом врубовых зарядов ВВ, применяют вспомогательные шпуры. Основную отбойку горной массы в пределах сечения проводимой выработки производят отбойные шпуры.

Оконтуривание горной выработки производят взрыванием контурных шпурков, которые бурят под углом 85°-87° к плоскости забоя, чтобы донная их часть заходила за проектный контур не более 10-12 см.

§ 4.2. Врубы и области их применения при проведении подземных горных выработок

К группе наклонных врубов (рис. 4.1) относят врубы, оси которых образуют с продольной осью выработки углы, отличные от 90° (воронкообразный, веерный, клиновой, пирамидальный).

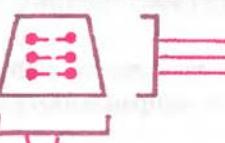
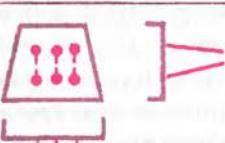
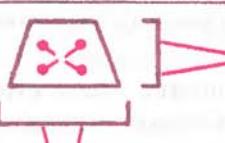
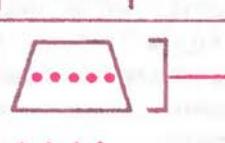
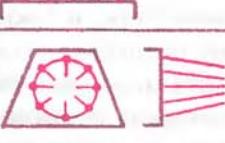
Вруб	Схема расположения	Область применения
Вертикальный клиновой		Проведение выработок с вертикальным расположением трещин в породах различной крепости
Горизонтальный клиновой		В однородных породах различной крепости с горизонтальным расположением трещин
Пирамидальный		В крепких и весьма крепких породах
Комбинированный		В крепких породах при удлиненных заходках
Вверный		В угольных забоях, подготовительных и нарезных выработках
Воронкообразный		В крепких породах при проходке вертикальных выработок (стволов шахт)

Рис. 4.1. Схемы наклонных врубов

Воронкообразный вруб применяют, в основном, при проходке вертикальных стволов шахт круглого сечения в породах различной крепости.

Вруб образуют взрыванием пяти-восьми шпуровых зарядов, расположенных по окружности и направленных к вертикальной оси ствола под углом 10°–30°.

После инициирования врубловых зарядов взрываются вспомогательные шпуры, расширяющие врубовую воронку. В крепких породах; в центре воронки бурят шпур длиной $l = 0,7/l_{\text{вр.шп.}}$ ($l_{\text{вр.шп.}}$ – длина «врублового» шпура) для размещения заряда выброса, при взрывании которого образуют первоначальную врубовую воронку, облегчающую дальнейшее формирование врубловой полости.

Применяемая при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок модификация воронкообразного вруба называется пирамидальной.

Клиновой вруб получил широкое распространение при проведении горных выработок. Вруб образуют взрыванием от двух до шести пар шпуров, наклоненных один к другому. Во всех случаях расстояние между концами шпуров клинового вруба должно быть не менее 20 см. Перегружать шпуры клинового вруба ВВ не рекомендуется вследствие опасности подрыва одного шпура другим.

Преимущества клинового вруба – удобство и простота бурения благодаря возможности рационального расположения оборудования в забое. Наилучшие результаты его применения получают при перпендикулярном направлении оси вруба к напластованию горных пород.

К недостаткам клинового вруба относят: ограничение глубины вруба, а, следовательно, и подвигания забоя за взрыв, большой разброс взорванной породы, нарушение целостности крепи и боков выработки, сложность бурения шпуров.

Для бурения клиновых врубов значительной глубины необходима достаточная ширина горной выработки, в узких выработках врубы такого типа получаются остроугольными, и вследствие возрастания зажима коэффициент использования шпуров (КИШ) не превышает 0,7–0,75. Кроме того, на эффективность применения этих врубов оказывает влияние точность бурения. Этот тип вруба имел наибольшее применение на шахтах и рудниках России.

Веерный вруб требует, соблюдения точного угла наклона при за- буривании и бурении, высокой культуры буровых работ.

В последнее время все большее распространение получают прямые врубы (рис. 4.2а). К этой группе относятся врубы, образованные шпурами, пробуренными перпендикулярно плоскости забоя. Большинство прямых врублей составляют комбинацию заряженных и компенсационных (незаряженных) шпуров или скважин. В практике ведения взрывных работ эти врубы, классифицируют в зависимости от этой комбинации. Бурение и заряжание шпуров в прямом врубе необходимо производить с большой точностью. В зависимости от диаметра центральной скважины и остальных шпуров в комплекте изменяют расстояние между ними.

Достоинства прямых врублей:

- глубина заходки не зависит от ширины выработки;
- малый разброс породы;
- максимальная концентрация бурового оборудования у забоя;
- эффективность применения врублей в крепких породах.

Недостатки:

- трудоемкость бурения скважин большого диаметра;
- необходимость в дополнительном буровом оборудовании для бурения скважин большого диаметра.

Известно большое число отработанных прямых врублей с центральной компенсационной скважиной, при этом расстояние между ней и ближайшими врублевыми шпурами составляет $a_{\text{вр.}} = 0,7d_{\text{скв.}}$. Для вруба с двумя скважинами это расстояние $a_{\text{вр.}} = 1,14d_{\text{скв.}}$. Расстояние от вспомогательных шпуров до врублевой полости $b_{\text{вр.}}$, принимается равным $a_{\text{вр.}} = 0,7b_{\text{вр.}}$.

Комбинированные врубы (рис. 4.2 б) представляют собой комбинацию прямых и наклонных или только наклонных сдвоенных врублей. Применяются при наличии высокопроизводительного бурового оборудования, обеспечивающего необходимые скорости бурения шпуров и компенсационных скважин большого диаметра. Схемы прямых и комбинированных врублей представлены на рис. 4.2.

Несмотря на многочисленность прямых и наклонных врублей, применяемых при проведении выработок, коэффициент использования шпура (КИШ) при взрывном разрушении крепких и весьма крепких пород не превышает 0,7–0,8 (рис. 4.3). В связи с этим рассмотрим применяемые методы расчета параметров буровзрывных работ (БВР) при проведении выработок.

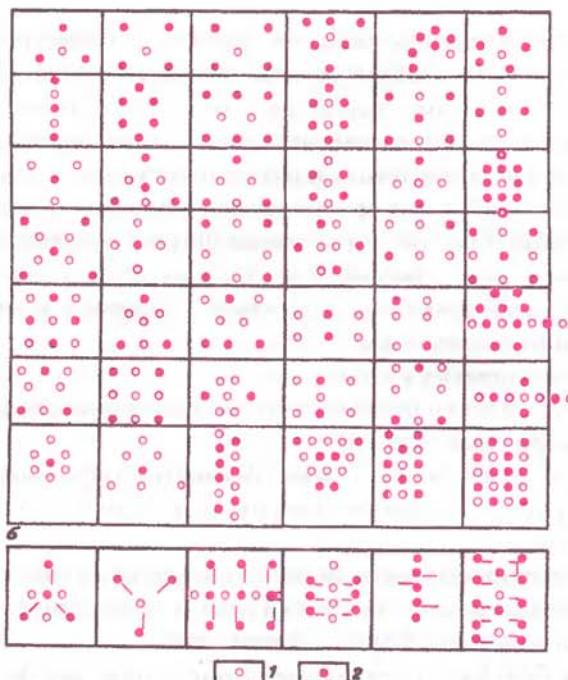


Рис. 4.2. Схемы прямых (а) и комбинированных (б) врубов:
1 – незаряженные скважины; 2 – заряды в шпурах

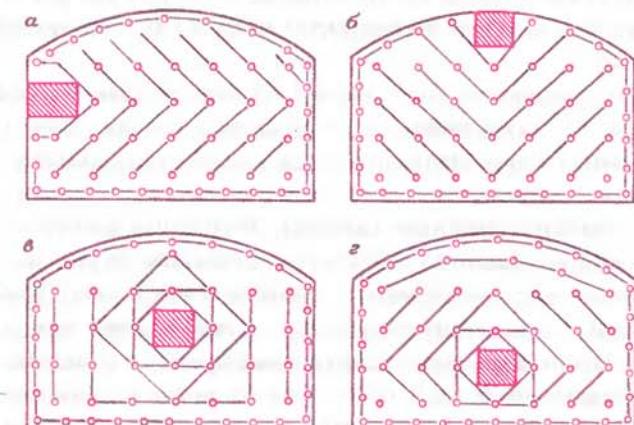


Рис. 4.3. Схема расположения врубов и шпуров в забое:
Расположение вруба: а – боковое; б – верхнее; в – по центру выработки;
г – в нижней части выработки

§ 4.3. Расчет параметров БВР при проведении горных выработок обычным способом

Расчет зарядов при проведении выработок производится по объемной формуле

$$Q_{\text{BVR}} = Q_{\text{BVR}} S_{\text{pr}} L_{\text{зах}} = Q_{\text{BVR}} S_{\text{pr}} \cdot L_{\text{зах}} \eta, \quad (4.1)$$

где $Q_{\text{BVR}} S_{\text{зах}}$ – масса заряда ВВ на весь взрываемый забой, кг;

q_{BVR} – удельный расход ВВ, кг/м³;

S_{pr} – площадь сечения выработки (забоя) в проходке, м²;

$l_{\text{шп}}$ – глубина шпура, м;

$l_{\text{зах}}$ – длина заходки, м;

η – КИШ.

Удельный расход ВВ, необходимый для взрывания 1 м³ породы в массиве, зависит от физико-технических свойств взрываемых пород (в первую очередь от крепости пород), степени зажима, глубины разработки, мощности взрываемых массивов, их однородности, трещиноватости, типа ВВ, взрываемости и ряда других факторов. Для определения удельного расхода ВВ пользуются в основном эмпирическими формулами, которые в одних случаях дают достаточно точные необходимые значения величины, а в других – значительные расхождения от требуемой величины удельного расхода ВВ.

Поэтому расчет удельного расхода ВВ по эмпирическим формулам следует считать ориентировочным, который требует уточнения по результатам опытных взрываний. Наиболее распространенной является эмпирическая формула проф. М.М. Протодьяконова, которая рекомендована для забоев с одной свободной поверхностью.

$$q_{\text{BVR}} = 0.4 \left(\sqrt{0.2 f} + \frac{1}{\sqrt{S_{\text{pr}} p}} \right)^2 \quad (4.2)$$

В связи с тем, что приведенная формула не учитывает тип применяемого ВВ и требуемую степень дробления, ее с помощью коэффициентов уточнил проф. П.Я. Таранов

$$q_{\text{BVR}} = 0.4 \left(\sqrt{0.2 f} + \frac{1}{\sqrt{S_{\text{pr}} p}} \right)^2 e^{-l} k_{y,i} \quad (4.3)$$

где e^{-l} – показатель, обратный коэффициенту работоспособности,

$$e^{-l} = P_{\text{эт}} / P_{\text{в}}$$

$P_{\text{эт}}$ – работоспособность ВВ, принятого за эталонное, см³ (для аммонита 6ЖВ $P_{\text{эт}}=380$ см³);

P_x – работоспособность применяемого ВВ, см^3 ;
 $k_{y,z}$ – коэффициент усиления заряда, $k=1,2-1,3$.

Расчет удельного расхода ВВ, предложенный Ш.И. Ибраевым, имеет вид

$$q_{\text{BB}} = \frac{\sqrt{f} - a_{\text{нпр}} \sqrt{S_{\text{нр}}}}{b_{k,z}}, \quad (4.4)$$

где $a_{\text{нпр}}$ – коэффициент, зависящий от вида выработки: $a_{\text{нпр}} = 0,25-0,3$ – для горизонтальных выработок, $a_{\text{нпр}} = 0,12-0,15$ – для стволов шахт и рудников;

$b_{k,z}$ – коэффициент относительной концентрации энергии в единице объема патронированного ВВ ($b_{k,z} = 0,8-1,4$).

Проф. Н.М. Покровский предложил для расчета удельного расхода ВВ формулу

$$q_{\text{шв}} = q_{\text{эт}} s_1 V_{\text{заж}} e^{-l}, \quad (4.5)$$

где $q_{\text{эт}}$ – нормальный удельный расход эталонного ВВ, $\text{кг}/\text{м}$, который принимается по табл. 4.1 и зависит от свойств породы;

s_1 – коэффициент, учитывающий структурные особенности пород, принимается по табл. 4.2,

$V_{\text{заж}}$ – коэффициент зажима взываемой породы, который принимается по табл. 4.3.

Коэффициент зажима в приведенной формуле характеризует неравномерность возрастания периметра выработки по сравнению с отрываемым энергией взрыва объемом пород; для забоев с одной обнаженной поверхностью $V_{\text{заж}} = 6,5\sqrt{S_{\text{нр}}}$; для двух свободных поверхностей $V_{\text{заж}} = 6,5\sqrt{S_{\text{нр}}} = 1,2-1,5$.

Порядок расчета зарядов следующий.

1. Выбор типа ВВ и СИ в соответствии с типом взываемых пород, горно-геологическими условиями и опасностью шахты или рудника по газу и пыли.

2. Выбор типа бурового оборудования.

3. Устанавливают глубину, шпуров в зависимости от длительности цикла и технологии проведения, диаметр шпуря с учетом применяемого бурового оборудования и диаметра патрона ВВ.

4. Определяют объем породы, взываемый за одну заходку

$$V_{\text{н.зах}} = S_{\text{нр}} l_{\text{зах}} \quad (4.6)$$

5. Определяют удельный расход ВВ по формулам [(4.3, 4.4 или 4.5)].

Таблица 4.1

Зависимость удельного расхода ВВ от физико-технических свойств взываемых пород

Характеристика пород	Категория пород	Коэффициент крепости пород f	Удельный расход эталон ВВ $q_{\text{эт}}, \text{кг}/\text{м}^3$
Очень крепкие кварцитовые песчаники Очень крепкие граниты и гнейсы. Базальт и другие кристаллические породы.	Внекатогорная	15-20	1,2-1,5
Исключительные по крепости известняки, песчаники и доломиты. Плотные граниты, кварцитовые песчаники, диориты. Мелкозернистые, монолитные песчаники и известняки, гнейсы.	I	10-15	1-1,1
Некрепкий гранит, плотные песчаники и известняки. Колчеданы, крепкие мраморы и доломиты	II	8	0,7-0,8
Крепкие песчано-глинистые и песчанистые сланцы. Сланцевые и глинистые песчаники. Крепкие глинистые сланцы с включением колчедана. Мягкие песчаники и известняки.	III	4-6	0,4-0,6
Глинистые и углистые сланцы средней крепости, плотный мергель. Слабые песчанистые сланцы	IV	2-3	0,2-0,3
Трещиноватые, разрыхленные известняки и доломиты. Слабые глинистые и углистые сланцы. Антрацит, крепкий каменный уголь.	V	2	0,15

Таблица 4.2

Оценка структурных особенностей руд и пород

Характеристика руд и пород	Коэффициент структурных особенностей пород, s_1
1	2
Руда (порода) слоистая, трещиноватая, хрупкая	0,7-0,9
Руда (порода) мелкозернистая, плотная	0,9-1,1
Руда (порода) с неправильным залеганием, нарушенная сдвигами и мелкой трещиноватостью	1,1-1,3
Руда (порода) со сланцевым залеганием и меняющейся крепостью, с напластованием, перпендикулярным направлению шпуря.	1,3

Оконч. табл. 4.2

1	2
Руда (порода) плотная, кливажная	1,3-1,5
Руда (порода) плотная, вязкая, упругая, пористая плотная, кливажная монолитная, плотная, вязкая, уп- ругая.	1,5-2

Таблица 4.3

Оценка степени зажима взрываемых пород

Выработка, вруб	$\frac{L_{up}}{\sqrt{S_{np}}}$	Коэффициент зажима породы Vзаж.
Горизонтальные выработки с одной плоскостью обнажения забоя при клиновом и воронкообразном врубах	0,5-0,7 1-1,2	1,7-2 2-2,5
Вертикальные стволы при клиновом и воронкообразном врубах	1,2-1,5 0,7-1 0,5-0,7	2,5-3 3-4 2-2,5
Выработка с двумя плоскостями обнажения забоя (штреки, уклоны, бремсберги) при подрывке:		
нижней	-	1,6
верхней	-	1,2
боковой	-	1,4
Угольные забои штреков (уклонов, бремсбергов) при одной плоскости обнажения забоя, длине заходки 1,8-2 м и мощности пласта, м:		
0,7-1	-	4
1-1,3	-	3

6. Определяют массу шпурового заряда при условии, что длина колонки заряда не превышает $2/3$ длины шпуря;

$$Q_{aa,un} = \frac{2\pi d_3^2}{12} \cdot l_{un} \cdot \rho_{aa} = \frac{1}{6}\pi d_3^2 l_{un} \rho_{aa} \quad (4.7)$$

где $\rho_{\text{зз}}$ — плотность заряжания, $\text{г}/\text{см}^3$,
 d_z — диаметр заряда, мм .

Определяют общее число шпурков

$$N_{un} = \frac{Q_{un, \text{max}}}{Q'_{un, \text{min}}} \quad (4.8)$$

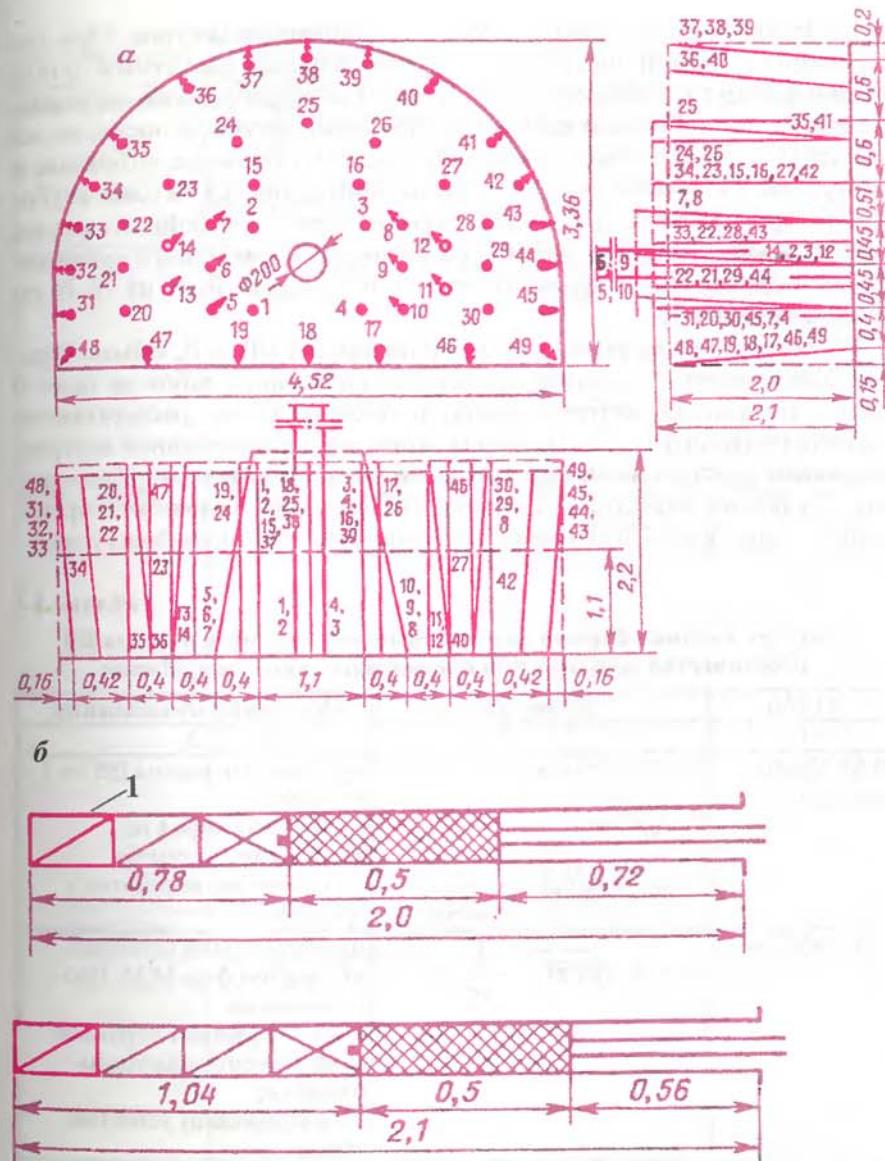


Рис. 4.4. Схема расположения шпурков в забое выработки (а) и конструкция шпуровых зарядов (б):
 1-49 – номера шпурков; 1 – заряд;
 2 – патрон-боевик; 3 – забойка

8. Выбирают тип вруба и схему расположения шпуров. При построении последней, число шпуров, установленных расчетным путем, можно корректировать исходя из условий целесообразного их размещения на забое. Сначала размещают врубовые шпуры, а после, на оставшейся площади забоя, располагают вспомогательные, отбойные и контурные. Объем взываемой породы, приходящейся на один врубо- вый шпур, должен быть в 3-4 раза меньше, чем для отбойного шпуря, так как врубовые заряды работают в условиях интенсивного «зажима» и одной свободной поверхности, их глубина должна быть на 10-20 см больше остальных.

9. В заключение определяют общий расход ВВ, СИ, объем бурения, фактический удельный расход ВВ, подвигание забоя за цикл и другие показатели, которые сводят в таблицу. Схема расположения шпуров приводится в 3-х проекциях (рис. 4.4), с нумерацией шпуров, указанием расстояния между шпурами, углов наклона и глубин шпуров. На основе расчетов составляют паспорт БВР, в практике проведения горных выработок имеют место значительные переборы пород.

Таблица 4.4
Сводная таблица формул для определения удельного расхода ВВ и количества шпуров при проведении горных выработок

Автор	Формула	Условные обозначения
1	2	3
М.М. Протодьяконов	$q = \sqrt{\frac{f}{S_{np}}}$ $q = 0.4 \left(\sqrt{0.2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2$	q – удельный расход ВВ на 1 м ² ; кг/м ³ ; f – крепость пород по М.М. Протодьяконову; S_{np} – сечение выработки в проходке, м ²
П.Я. Таранов	$q = 0.4 \left(\sqrt{0.2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 e^{-1} k$	Дополнительная (откорректированная) ф-ла М.М. Протодьяконова e^{-1} – коэффициент обратный коэффициенту работоспособности; k – коэффициент усиления заряда
М.М. Протодьяконов с поправкой В.И. Богомолова	$q = \frac{1}{a} \sqrt{\frac{f}{S}}$	a – коэффициент относит. силы ВВ

Продолж. табл. 4.4

1	2	3
А.И. Стешенко	$q = \frac{0.2}{S_1} = \sqrt{f};$ $S_1 = 0.35 \sqrt{\frac{S}{f}}$	S_1 – площадь, приходящаяся на один шпур
Г. Ларес	$q = q_1 s_1 v \frac{e}{\Theta} d$	q_1 – нормальный (табличный, удельный расход, кг/м ³). Коэффициенты учета: s_1 – структуры породы v – зажима; e – относит. работоспособности ВВ; Θ – плотность заряжания; d – плотность забойки
А.Ф. Суханов	$Q = qc;$ где $c = avpmx$	Q – количество ВВ на 1 м ³ породы в массиве; q – коэффициент взываемости, или расход ВВ на 1 м ³ породы при стандартных условиях; c – коэффициент учета различных факторов; a – коэффициент оптимальной силы ВВ; v – коэффициент учета влияния площади выработки; p – коэффициент учета глубины шпуров; m – коэффициент учета формы заряда; x – коэффициент учета числа свободных пов-тей.
А.Г. Михайлов	$q = \beta \sqrt{\frac{f}{S}} \cdot S_1 \cdot \frac{4}{\sqrt{S}} \cdot \frac{e}{\rho} \cdot d$	β – коэффициент пропорциональности; S_1 – коэффициент структуры пород; $\frac{4}{\sqrt{S}}$ – коэф., учитывающий расположение выработки (горизонтальное); ρ – плотность заряжания; d – плотность забойки
Н.М. Покровский	$q = q_1 s_1 \vartheta e$ для горизонтал. выработок с одной плоскостью обнажения	q_1 – табличный удельный расход ВВ; коэффициенты учета: s_1 – структуры пород;

Продолж. табл. 4.4

1	2	3
	$\vartheta = \frac{6,5}{\sqrt{s}}$ (по П.Я. Таранову)	ϑ – влияние сечения выраб.; e – работоспособность ВВ
Э.О. Миндели	$5 \leq f \leq 20$ $s > 5$ $q = \left(\beta + \sqrt{\frac{f-4}{1,8}} \right) c k e \Psi$ при $f < 5$ $q = \left(\beta + \sqrt{\frac{f-2}{5}} \right) c k e \Psi$ где $\beta = 4,8 \cdot 10^{-0,15}$	q – удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$; коэффициенты учета: β – сечения выработки; c – диаметра патронов ВВ; k – глубина шпуров; e – относительной силы ВВ; Ψ – плотность заряжания
Ш.И. Ибраев	$q = \frac{\sqrt{f} - a\sqrt{s}}{b}$	Коэффициенты a – для горизонтальных выработок $a=0,25-0,3$; b – учета мощности применяемых ВВ
А.Н. Скуратов	$q = 0,225fl \cdot \sqrt{\frac{6,5}{s}} d\theta$	θ – коэффициент структуры горных пород
Н.И. Рыбин	$q = \left(0,3\sqrt{f} + \frac{2}{\sqrt{s}} \right)^2 c k e \Psi w$ (для выработок сечением $> 20 \text{ м}^2$)	c, k, e, Ψ, w – коэффициенты учета соответственно: диаметра шпуров, глубины, относит. работоспособности, плотности ВВ и структуры пород. Видоизмененная и скорректированная ф-ла М.М. Протодьяконова.
Б.И. Бокий	$n = 2,7 \frac{s}{l^2}$	n – количество шпуров на 1 м^2 забоя; s – сечение выработки, м^2 ; l – средняя глубина шпура, м
С.А. Давыдов	$N = \frac{(S - S_0) q_0 c}{\Delta} + n_1$	S_0 – площадь забоя, оконтуренная врубовыми шпурами, м^2 ; q_0 – удельный расход ВВ при взрывании зарядов отбойных шпуров, $\text{кг}/\text{м}^3$; c – коэффициент $c = \frac{1,81}{10d^2}$; n_1 – число врубовых шпуров, шт.

Продолж. табл. 4.4

1	2	3
А.Ф. Суханов	$n = 1,6 + 0,17t \cdot S(0,003t + 0,027)$	t – коэффициент буримости пород по классиф. А.Ф. Суханова
В.И. Богомолов	$n = 2,3 \sqrt{\frac{f}{s}}$	f – коэффициент крепости пород по М.М. Протодьяконову; s – видоизмененная формула М.М. Протодьяконова
Н.В. Понько	$n = \alpha / \beta \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{s} \right)^2$	Видоизмененная ф-ла М.М. Протодьяконова; α – коэф. учета глубины шпуров; β – коэф. близантности ВВ
Н.В. Мищенко	$n = 2,487 + 0,143f \cdot S$ ($0,134 + 0,01f$)	–"–
А.И. Стешенко	$S_1 = 3,5 \sqrt{\frac{s}{f}}$	S_1 – число шпуров на 1 м^2 –"–
Л.И. Барон	$n = 2,8 \sqrt{\frac{f}{SL}}$	где l – глубина шпуров
Н.М. Покровский	$N = 1,24 \frac{q_5}{k \gamma d^2}$ $N = \frac{1,3qs}{a \gamma d^2 k} + \sqrt{s}$	где N – общее к-во шпуров; k – коэф. заряжания; γ – плотность заряжания; a – величина заполнения; d – диаметр патрона; k – коэф. уплотн. ВВ при заряжании
А.Г. Михайлов	$n = \sqrt{\frac{z}{0,4w^2}} \cdot \sqrt{\frac{f}{s}}$	z – расход ВВ на заходку; w – л.н.с. видоизмененная ф-ла М.М. Протодьяконова
Э.А. Бори	$N = \frac{q \cdot S_n \frac{e}{\delta} d_o S}{3,79 d_1^2 \gamma}$	q_1 – нормальный удельный расход, $\text{кг}/\text{м}^3$; Коэф. характеризующие: S_n – структуру породы; e – работоспособн. ВВ; δ – уплотнение заряда; d_o – уплотнение забойки; d_1 – ср. диаметр заряда; γ – объемный вес ВВ
Н.В. Гончаров, Н.У. Турута	$N = \frac{q \cdot s \cdot \eta}{\gamma_1}$	η – К.И.Ш; γ_1 – весовое количества ВВ на 1 м заряда шпура

Продолж. табл. 4.4

1	2	3
ВНИОМиС	$N = 12,7 \frac{qs}{\gamma d^2 \rho}$	q – удельный расход ВВ; γ – коэф. заполнения шпура; ρ – плотность заряжания
Г.В. Верескунов, Е.М. Зинченко	$N = \frac{(S - S')q}{\gamma \delta} + n_{\text{вр}}$	S' – сечение забоя прих. на вруб; γ – весовое кол-во ВВ на 1 м заряда; δ – коэф. заполнения; $n_{\text{вр}}$ – число врублей шпура
Е.С. Ватолин	$N = \frac{qysl}{1 - l_{\text{заб}}}$	у – длина заряда весом 1 кг ВВ при заданном диаметре; $l_{\text{заб}}$ – длина забойки в шпуре, м
Б.ВУГИ	$n = 1,05 \sqrt{f n_s^1 \cdot d \cdot n_1^1 \cdot n_{\text{вр}}}$	Коэффициенты: n_s^1 – сечения выработки; nd – диаметра шпура (патрона ВВ); n_1^1 – глубина шпура; $n_{\text{вр}}$ – тип ВВ
Э.О. Миндели	$N = \frac{qSm}{ap} + k$	q – удельный расход ВВ, kg/m^3 ; m – длина патрона ВВ, м; a – коэффициент заполнения шпуром; p – вес одного патрона, кг; k – число дополнительных шпуром для оконтуривания выработки, шт.
Ш.И. Ибраев	$N = 41S \frac{\sqrt{f} - a\sqrt{S}}{\delta d}$	δ – коэффициент, учитывающий мощность и плотность ВВ
Г.А. Гаизен, В.Е. Меркулов, В.С. Троянский	При наклонном врубе: $N_{\text{кл}} = 1,45 \sqrt{fsI} + 213 \frac{f \sqrt{sl}}{d^2}$ при прямом врубе: $N_{\text{пр}} = 1,45 \sqrt{fsI} + 236 \frac{f_o^{0.9}}{d^2} I$	$N_{\text{кл}}$ – общее количество шпуров в забое при применении наклонного вруба; $N_{\text{пр}}$ – общее кол-во шпуров в забое при применении прямого вруба; I – коэффициент работоспособности ВВ
Ю.В. Рудаков	$n = (a^1 + \frac{b^1}{s + c^1})k_{\text{вр}}^1$	a^1, b^1, c^1 – соответственно коэффициенты учитывающие свойства пород;

Оконч. табл. 4.4

1	2	3
Б.И. Нифонтов	$N = \frac{6000}{\Delta P} \left(\frac{\sqrt[3]{fs}}{d} \right)^2$	$k_{\text{вр}}^1$ – коэффициент зависящий от типа применяемого вруба P – работоспособность ВВ, cm^3

§ 4.4. Расчет параметров взрывных работ при контурном взрывании

При расчете параметров контурного взрывания следует отдельно определять параметры оконтуривающих зарядов ВВ. Площадь забоя, разрушающая врубовыми, вспомогательными и отбойными (предконтурными) шпурами названа условно – внутренней $S_{\text{вн}}$ и определяется как разность между общей площадью S и той частью площади S_k , которая отбивается оконтуривающими шпурами,

$$S_{\text{вн}} = S - S_k, \quad (4.9)$$

Площадь S_k для горных выработок различного направления, по А.В. Ключникову, определяется

$$S_k = W (\Pi_{\text{вр}} - \vartheta_{\phi} W), \quad (4.10)$$

где W – л.н.с. оконтуривающих шпуров, м;

ϑ_{ϕ} – коэффициент формы поперечного сечения выработки (для сводчатой формы $\vartheta_{\phi} = 1,8$);

$\Pi_{\text{вр}}$ – периметр выработки, м.

Число шпуров, необходимых на заходку,

$$N_{\text{ущ}} = N_{\text{вн.ущ}} + N_{\text{к.ущ}}, \quad (4.11)$$

где $N_{\text{вн.ущ}} = N_{\text{к.ущ}} + N_{\text{всп.ущ}} + N_{\text{отб.ущ}}$ – число внутренних шпуров на заходку;

$N_{\text{к.ущ}}, N_{\text{всп.ущ}}, N_{\text{отб.ущ}}$ – число шпуров соответственно врубовых, вспомогательных, отбойных и оконтуривающих.

Исходя из оценки сопротивляемости горной породы взрывному разрушению, по показателю дробимости рассчитывается необходимое число шпуров.

$$N_{\text{ущ}} = \frac{27 \sqrt{S_{\text{вн}}}}{\sqrt{1,5 K_{\text{оп}} + 2,5}}, \quad (4.12)$$

где S – площадь сечения выработки, м^2 ;

K_{op} – показатель дробимости, см^3 (для аммонита 6ЖВ – 1,7 см^3).

При определении $N_{\text{шн.шн}}$ в формулу следует подставлять $S_{\text{шн}}$. Необходимое число оконтуривающих шпуров определяется из соотношения

$$N_{\text{шн.шн}} = \frac{\Pi_{\text{шнр}}}{a+1}, \quad (4.13)$$

где a – расстояние между оконтуривающими шпурами по периметру контура, м. Коэффициент сближения описывается при этом зависимостью:

$$K_{\text{сб}} = \frac{0,95}{\sqrt{W}}, \text{ поскольку } K_{\text{сб}} = \frac{a}{\sqrt{W}}, \text{ то отсюда } a = 0,95\sqrt{W}$$

Подставив значение a , получим

$$N_{\text{к.шн.шн}} = 1,05 \frac{\Pi_{\text{шнр}}}{\sqrt{W}} + 1 \quad (4.14)$$

После всех преобразований общее число шпуров равно

$$N_{\text{шн.шн}} = \frac{27\sqrt{S_{\text{шн}} - W(\Pi_{\text{шнр}} - \vartheta_{\phi}W)}}{\sqrt{1,5K_{op} + 2,5}} \quad (4.15)$$

Количество ВВ $Q_{\text{шн.шн}}$ на один шпур

$$Q_{\text{шн.шн}} = \frac{\pi d_3^2}{4} k_{\text{зап}} l_{\text{шн}} \rho_{\text{вв}}, \quad (4.16)$$

где d_3 – диаметр заряда ВВ;

$\rho_{\text{вв}}$ – плотность применяемого ВВ;

$L_{\text{шн.шн}}$ – глубина шпура;

$k_{\text{зап}}$ – коэффициент заполнения шпура;

$k = 0,6-0,75$ – для наклонных врубовых шпуров;

$k_{\text{зап}} = 0,8-0,9$ – для прямых вспомогательных шпуров.

Общий расход ВВ на внутренние шпуры

$$Q_{\text{вн.шн}} = N_{\text{шн.шн}} Q_{\text{шн.шн}} = 0,785d_3^2 K_{\text{зап}} l_{\text{шн}} \rho_{\text{вв}} N_{\text{шн.шн}}. \quad (4.17)$$

При расчете максимальных удельных расходов пользуются формулой

$$q_{\text{шн}} = E_3 W \quad (4.18)$$

Значение градиента удельного заряда E_3 оконтуривающих шпуров определяется по формуле

$$E_3 = 0,4 + K_{\text{мон}} (0,58 - 0,032 K_{op}) \quad (4.18a)$$

где $K_{\text{мон}} = 1$ – для монолитных пород;

$K_{\text{мон}} = 0,5$ – для пород средней трещиноватости;

$K_{\text{мон}} = 0$ – для сильнотрещиноватых пород.

Отсюда общая масса заряда

$$Q_{\text{шн}} = q_{\text{шн}} l_{\text{шн}} = E_3 W l_{\text{шн}} \quad (4.19)$$

Подставив значения E_3 , в формулы для определения $Q_{\text{вв}}$, $Q_{\text{шн}}$ получим

$$q_{\text{шн}} = 0,4 + K_{\text{мон}} (0,58 - 0,032 K_{op}) \quad (4.20)$$

$$Q_{\text{шн}} = 0,4 + K_{\text{мон}} (0,58 - 0,032 K_{op}) W l_{\text{шн}} \quad (4.21)$$

Общий расход ВВ на контурные шпуры

$$Q_{\text{шн}} = Q_{\text{шн}} N_{\text{к.шн.шн}} = 1,05 [0,4 + K_{\text{мон}} (0,58 - 0,032 K_{op})] \sqrt{W l_{\text{шн}}} \Pi_{\text{шнр}} \quad (4.22)$$

Удельный расход в донной части заряда контурных шпуров принимают равным $q_{\text{шн}} = 0,2-0,4 \text{ кг}/\text{м}^3$ в обычных условиях; $q_{\text{вв.д}} = 0,4-0,6$ в условиях зажима. Общий расход на донные заряды:

$$Q_{\text{вв.д}} = q_{\text{шн.д}} N_{\text{к.шн.шн}} = 1,05 q_{\text{шн.д}} \frac{\Pi_{\text{шнр}}}{\sqrt{W}} \quad (4.23)$$

Применение донных зарядов целесообразно предусматривать для угловых оконтуривающих шпуров. Основным требованием к конструкции контурных зарядов является равномерность распределения ВВ по длине шпуров.

Рассмотрим технологию предварительного щелеобразования для получения контура выработки в пределах проектного сечения.

§ 4.5. Предварительное щелеобразование

Предварительное щелеобразование производится для достижения тех же результатов, которые получаются при контурном взрывании. При предварительном щелеобразовании оконтуривающие шпурсы взрывают в первую очередь для создания отрезной щели по контуру проводимой горной выработки. Отрезная щель образуется по линии, соединяющей шпурсы, при этом расстояние между ними составляет 30-40 см в крепких и средней крепости породах, а в слабых – 45-60 см. Как показали экспериментальные взрывные работы на шахтах им. Изотова, «Комсомолец», ПО «Артемуголь», оптимальное расстояние между шпурами и масса заряда ВВ в донной части зависят от горно-геологических условий залегания пород, их физико-технических свойств.

Анализ экспериментальных работ, проведенных на шахтах Донбасса, показал, что образовавшиеся у крайних шпурков трещины отклоняются от схемы расположения шпурков и следуют по направлению естественного кливажа, однако при сближении шпурков эта тенденция нарушается, и трещины вынужденно формируются вдоль линии, соединяющей центры шпурков.

На основе экспериментальных взрываний при проведении горных выработок на шахтах им. Лутугина, «Прогресс», ПО «Торезантрацит» установлены оптимальные параметры предварительного щелеобразования $d_3=25-28$ мм в зависимости от крепости и трещиноватости пород, расстояние между шпурами 0,35-0,5 м.

При отсутствии ограничений уровня сейсмических колебаний применяют одновременное взрывание. Если необходимо сейсмические колебания уменьшить, целесообразно использовать короткозамедленное взрывание, так как тогда интенсивность трещинообразования гораздо меньше, чем при одновременном взрывании. При этом, как показал опыт проведения горных выработок, следует уменьшить расстояние между зарядами (шпурами) и применять электродетонаторы с минимальными интервалами замедления и разбросом во времени срабатывания. Если время срабатывания будет слишком большим, то щелеобразование по контуру выработки не происходит.

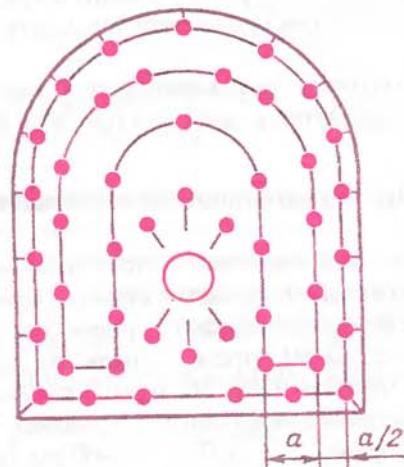


Рис. 4.5. Схема расположения шпурков на забое при проведении выработки методом предварительного щелеобразования:
1 – расстояние между врубовыми и отбойными шпурками; $a/2$ – расстояние между предконтурными и контурными шпурками

Для щелеобразования можно применять различные схемы короткозамедленного взрывания. Взрываемые заряды по контуру выработки распределяют по группам, каждая из которых инициируется одновременно, а интервал ступеней замедления выбирают таким образом, чтобы масса заряда в каждой ступени была небольшой. Опыт предварительного щелеобразования при проведении горных выработок на угольных шахтах Донбасса показал, что ориентировочно рекомендуемая масса в донной части заряда при глубине шпурков составляет:

$$l_{un} = 2\text{ м}; Q_{un,0} = 0,05\text{ кг}; l_{un} = 2-4\text{ м}; Q_{un,0} = 0,1\text{ кг}; l_{un} = 6-10\text{ м}; Q_{un,0} = 0,5\text{ кг}$$

Для предварительного щелеобразования необходимо осуществлять коммутацию оконтуривающих шпуров перед обуриванием и взрыванием остального комплекта шпуровых зарядов (см. рис. 4.5). При этом, шпуры примыкающие к щелеобразующему ряду, необходимо располагать от него на расстоянии, равном половине расстояния между шпурами в заходке, причем это расстояние следует соблюдать для шпуров различных диаметров

§ 4.6. Расчет параметров взрывных работ при предварительном щелеобразовании

Рассмотрим массив, в котором расположены два цилиндрических шпур (рис. 4.6) радиусом r_{un} при расстоянии между зарядами a . Предположим, что в момент $t=0$ (одновременно), каждый шпур подвергается действию взрывного импульса. Цилиндрический фронт УВ распространяется радиально от каждого шпура со скоростью c_p по истечении времени $\frac{a}{2c_p}$ фронты УВ встретятся в промежутке между двумя шпурами, где сжимающие напряжения достигнут максимального значения $\sigma_{cyc, max} = P_{un} \sqrt{r_{un}/re^{-k_1 t}}$, (4.24)

где P_{un} – давление в шпуре;

r – радиальное расстояние от заряда до рассматриваемой точки;

k_1 – постоянная времени, так как $t = \frac{a}{2c_p}$, то

$$\sigma_{cyc, max} = P_{un} \sqrt{2r_{un}/ae^{-\frac{k_1 a}{2c_p}}}. \quad (4.25)$$

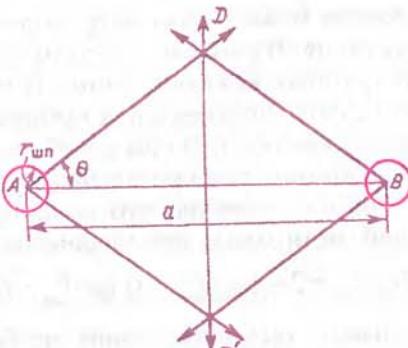


Рис. 4.6. К расчету параметров ВР при предварительном щелеобразовании

В направлении по касательной к фронту УВ на горную породу

$$\text{действуют напряжения, равные } E_\mu = -\sigma \cdot P_{un} \sqrt{2r_{un}/ae}^{-\frac{k_1 a}{2c_p}}, \quad (4.26)$$

где E – модуль Юнга;

μ – коэффициент Пуассона.

Общее, напряжение, направленное параллельно осям цилиндра, уменьшается силой сжатия породы в объеме, разрушающем взрывом. Другая тангенциальная составляющая не уменьшается этой силой и приводит к образованию трещины между шпурами, если предположить, что E_μ превышает предел прочности породы на растяжение.

Рассмотрим точку на плоскости D параллельной осям и находящейся между ними. Пусть эта плоскость будет перпендикулярна плоскости, образованной осями цилиндра.

Проведем линию по радиусу от одной из осей через эту точку. Предположим, что эта линия образует угол θ с линией AB . В этой точке сжимающая сила в момент встречи волн имеет максимальную

$$\text{величину } P_N = \cos \theta \cdot P_{un} \sqrt{2r_{un} \cos \theta / ae}^{-\frac{k_1 a}{2c_p}}. \quad (4.27)$$

Тангенциальное напряжение при этом вычисляется по формуле

$$\tau_N = -\frac{\mu}{E} \cos \theta \cdot P_{un} \sqrt{2r_{un} \cos \theta / ae}^{-\frac{k_1 a}{2c_p \cos \theta}}. \quad (4.28)$$

Тангенциальное напряжение в точках, не лежащих на линии, которая связывает две оси, уменьшается по следующим причинам:

1). отношение $r = -k_1 a / (2c_p \cos \theta) < -k_1 a / (2c_p)$, (4.29) следова-

тельно $e^{-r} < e^{-\frac{k_1 a}{2c_p}}$, отсюда

$$2). 2r_{un} \cos \theta \leq 2r_{un}; \sqrt{2r_{un} \cos \theta / a} < \sqrt{2r_{un} / a}; \quad (4.30)$$

$$3). \cos \theta \cdot P_{un} < P_{un}. \quad (4.31)$$

В связи с тем, что предел прочности пород на сжатие $[\sigma_{сж}]$ больше, чем предел прочности их на растяжение $[\sigma_p]$ в 13-16 раз, разрушение не происходит вблизи точки, а трещины образуются, если расстояние между шпурами достаточно мало. При этом возникают дополнительные напряжения за счет увеличения диаметра (радиуса) цилиндрических шпуров. Увеличение радиуса от r_{un} до $r_{un} + \Delta r$ приводит к возрастанию длины окружности цилиндра от $2\pi \cdot r_{un}$ до $2\pi(r_{un} + \Delta r)$, таким образом прирост длины окружности составляет $\Delta C = 2\pi \cdot \Delta r$.

Эти напряжения стремятся создать радиальные трещины вокруг шпуров во всех направлениях.

Величина силы, стремящейся вызвать смещение частиц, определяется по формуле

$$F = 2 \sin \theta \cdot P_{un} \sqrt{2a \cos \theta / ae}^{-\frac{k_1 a}{2c_p \cos \theta}}. \quad (4.32)$$

При расчете массы ВВ необходимо учитывать давление в шпуре P_{un} и увязывать его с давлением при детонации заряда:

$$P_{un} = V_{BB} P_0 / 2V_C, \quad (4.33)$$

где V_{BB} – объем ВВ;

V_C – объем зарядной полости;

P_0 – начальное давление при взрыве заряда.

Расчет производится с учетом объема цилиндра высотой h и радиуса r_{un} , где h – расстояние между центрами рассредоточенных зарядов в шпуре.

При этом V_{BB} выбирается из условия $P_{un} < [\sigma_{сж}]$.

В.И. Дюваль предположил, что разрушающий фактор может быть заменен:

$$\tau = e^{-\frac{\alpha_{II} r}{r_s}}, \quad (4.34)$$

где r – расстояние по радиусу от заряда до точки;

r_s – радиус заряда;

α_{II} – постоянная поглощения, $\alpha_{II} \approx 0,3$ и не зависит от ВВ.

§ 4.7. Оконтурирование горных выработок с использованием зарядов с двусторонними кумулятивными облицовками

Впервые при оконтурировании засада на промквершлаг участка № 70 гор. 870 м шахты им. Изотова ПО «Артемуголь» были использованы удлиненные заряды с двусторонними кумулятивными облицовками, расположеными параллельно оси заряда. Расстояние между заряженными шпурами было принято 0,65-0,75 м, в качестве ВВ применяли аммонит Т-19, СИ – ЭДКЗ-ПМ-15. Для забойки использовали запирающий эффект песчано-глинистой смеси соотношением песка и глины: 0,75:1; 1:1,2; 2:1. Кумулятивные экраны, установленные в контурных зарядах, были ориентированы к линии, соединяющей оси зарядов, направленные навстречу друг другу. Между двумя кумулятивными зарядами пробуривали компенсационный шпур, который использовали в качестве дополнительной свободной поверхности. Для уменьшения зоны трещинообразования в глубине массива вдоль кумулятивных зарядов со стороны внешнего контура устанавливали демпфирующие экраны, изготовленные из деревянных реек. Схема расположения зарядов по контуру выработки представлена на рис. 4.7. В результате проведенных десяти опытных взрываний комиссий было установлено, что применение продольных кумулятивных выемок вдоль оси удлиненных зарядов малого диаметра (25 мм) и демпфирующих прокладок из пористых материалов (деревянные рейки, пенополиуретановые прокладки и т.д.) позволяет получить контур выработки, близкий к проектному, при котором переборы пород не превышают 2% общего объема взорванной породы, а разность между выступами и впадинами по вновь образованному контуру составляет не более 3 см.

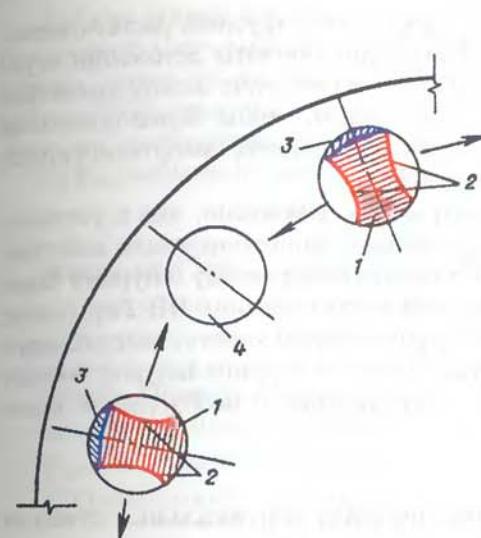


Рис. 4.7. Схема оконтурирования горной выработки зарядами ВВ с продольными кумулятивными облицовками:

1 – заряд ВВ; 2 – продольные кумулятивные облицовки; 3 – демпфирующая прокладка; 4 – компенсационный шпур

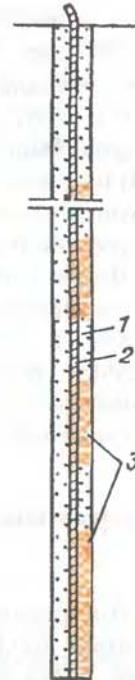


Рис. 4.8. Конструкция заряда при буферном взрывании:
1 – забойка; 2 – нить ДШ; 3 – заряд низкобризантного ВВ

Таким образом, было установлено, что применение удлиненных зарядов с двусторонними кумулятивными облицовками, направленными вдоль линии будущего контура, снижает динамическое воздействие взрыва на приконтурный массив (использование демпфирующих экранов), позволяет оконтурировать выработку в пределах проектного сечения, значительно уменьшить нарушенность законтурного массива довести переборы пород до 2%.

Наряду с рассмотренными взрывными технологиями нарушенность законтурного массива можно уменьшить методом буферного взрывания.

Буферное взрывание при проведении горных выработок проводится в целях уменьшения переборов пород и нарушенности законтурного массива. Для проведения буферного взрывания по периметру горной выработки бурят ряд шпуров. Шпуры заряжают низкобри-

зантым ВВ с малой плотностью заряжания, с ярусным расположением зарядов ВВ (рис. 4.8). Для обеспечения полноты детонации ярусных зарядов прокладывают нить ДШ. Соотношение между диаметрами патронов и шпуром должно быть таким, чтобы более половины сечения шпуром было занято песчаной забойкой, амортизирующей действие УВ на стенку зарядной камеры.

Практикой ведения взрывных работ установлено, что с увеличением диаметра шпуров и размера забойки амортизирующее действие возрастает. Линия наименьшего сопротивления между шпурами зависит от свойств взываемых пород, типа применяемого ВВ. Взрывание буферных зарядов производится с применением короткозамедленного или замедленного взрывания. Максимальная глубина шпуров зависит от типа применяемого бурового оборудования и необходимой величины подвигания забоя.

§ 4.8. Буровзрывные работы при проходке вертикальных стволов шахт

Основными параметрами взрывных работ при проходке вертикальных стволов шахт являются: удельный расход ВВ, общий расход ВВ на взрыв, масса заряда ВВ в одном шпуре, глубина шпуров, площадь забоя, приходящаяся на один шпур, общий объем буровых работ на цикл, удельный расход бурения на сооружение 1 м ствола, тип ВВ и СИ, схема инициирования зарядов ВВ.

В проекте на проходку ствола должны быть указаны: диаметр ствола, физико-технические свойства пород, в которых сооружается ствол (крепость пород по шкале М.М. Протодьяконова или другие упругопрочностные свойства), опасность забоя по пылегазовому фактору, его обводненность.

На основе перечисленных данных выбирают тип ВВ и СИ, тип буровой установки для бурения шпуров (скважин), диаметр патрона ВВ, в соответствии с принятой буровой установкой и технологией проходки ствола определяют глубину шпуров.

1) Рассчитывают объем взываемой породы за цикл:

$$V_{\text{зах}} = S_{np} l_{\text{шп}} \eta, \quad (4.35)$$

где S_{np} – площадь сечения ствола в проходке, m^2 ;

$l_{\text{шп}}$ – глубина шпуря, м;

η – коэффициент использования шпуров (КИШ).

2) Определяют удельный расход ВВ по формулам (4.2), (4.3) или принимают удельный расход в зависимости от свойств взываемых горных пород по таблице. После двух-трех опытных взрываний во всех случаях удельный расход ВВ в обязательном порядке корректируют, что необходимо для составления постоянного паспорта БВР.

3) Рассчитывают расход ВВ на заходку:

$$Q_{BB,\text{зах}} = q_{BB} V_{\text{зах}}; \quad (4.36)$$

определяют массу заряда ВВ в одном шпуре

$$Q_{BB,\text{шп}} = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \rho_{BB} l_{k.z.} \quad (4.37)$$

где d – диаметр заряда;

$l_{k.z.}$ – длина колонки заряда;

ρ_{BB} – плотность заряжания, $\text{кг}/\text{м}^3$.

4) Определяют число шпуров:

$$N_{\text{шп}} = \frac{Q_{BB,\text{зах}}}{Q_{BB,\text{шп}}}. \quad (4.38)$$

5) Далее располагают шпуры на забое ствола. Наиболее рациональным является их расположение по концентрическим окружностям.

6) Определяют площадь забоя, приходящуюся на один шпур:

$$S_{\text{заб.шп}}^1 = \frac{S_{np}}{N_{\text{шп}}}. \quad (4.39)$$

7) Принимая площадь, приходящуюся на один шпур, за окружность, определяют ее диаметр:

$$d_{\text{окр}}^1 = \sqrt{\frac{4S_{\text{заб.шп}}^1}{\pi}} \quad (4.40)$$

Полученное значение принимают за среднее расстояние между концентрическими окружностями и шпурами на окружностях.

8) Определяют число концентрических окружностей, по которым располагаются шпуры

$$N_{OKP} = \frac{d_{\text{ств}}}{2d_{\text{окр}}^1}, \quad (4.41)$$

где $d_{\text{ств}}$ – диаметр ствола, м.

Число шпуров на каждой окружности при геометрическом по-

строении корректируют таким образом, чтобы было удобно при разметке и незначительно расходилось с расчетным.

Для повышения эффективности взрывных работ по центру ствола бурят скважину диаметром не менее 200 мм или используют имеющуюся скважину (при ее наличии), проведенную при геологоразведочном бурении в месте заложения ствола.

Далее в соответствии с проведенными построениями и расчетами распределяют массу взываемых зарядов. В связи с тем, что врубовые шпуры работают в весьма тяжелых условиях зажима и, по существу, при одной свободной поверхности, с учетом свойств взываемых пород массу зарядов увеличивают на 15-25 %.

Заряд вспомогательных и отбойных шпуров в этом случае равен расчетному, а масса заряда ВВ в контурном ряде шпуров должна быть уменьшена в целях недопущения интенсивного трещинообразования, разрушений и значительных переборов породы в законтурном массиве, или необходимо применить комбинированную конструкцию заряда ВВ.

На основе расчетных параметров составляют паспорт БВР (схема расположения шпуров в двух проекциях, расчетные и исходные параметры ВР), схему коммутации взрывной сети, выбирают тип взрывного прибора, тип и конструкцию заряда и забойки.

Типовая схема расположения шпуров в забое ствола приведена на рис 4.9.

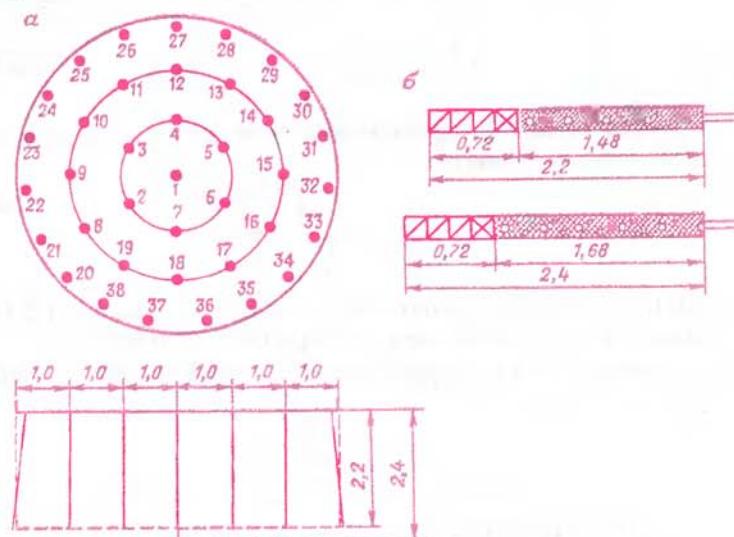


Рис. 4.9. Схема расположения шпуров в забое ствола и конструкция зарядов

Кроме существующих методов расчета параметров БВР, имеются рекомендуемые схемы расположения шпуров при проходке стволов шахт, разработанные специалистами ВНИОМШС.

§ 4.9. Буровзрывные работы при проведении горных выработок большого сечения

Эффективность строительства подземных сооружений, в том числе и выработок большого сечения в крепких горных породах, зависит от применения высокопроизводительного бурового оборудования, передовой техники и технологии ведения взрывных работ, породоуборочного и доставочного цикличного и непрерывного транспорта, механизации возведения постоянной крепи. Достижение высоких темпов проведения горных выработок в подземных условиях в основном определяется совершенством буровзрывного комплекса, трудоемкость и затраты которого составляют от 35 до 60% времени всего горнопроходческого цикла.

Выбор оптимальной технологии ведения ВР в подземных условиях и отдельных параметров является весьма трудоемким процессом ввиду тесной их взаимосвязи.

Определение удельного расхода ВВ. Удельный расход ВВ при проведении выработок большого сечения и тоннелей является основным параметром, на основе которого определяют все остальные расчетные характеристики и в целом оценивают эффективность взрывного разрушения горных пород.

Снижение удельного расхода ВВ приводит к уменьшению КИШ, неравномерному дроблению горной породы, плохому оконтурированию проводимой горной выработки, при завышении удельного расхода ВВ происходят излишние разрушения пород в кровле и боках выработки, формирование мощных УВ, вызывающих разрушение постоянной и временной крепи, неравномерное дробление и разлет породы, перерасход ВВ.

Определение удельного расхода ВВ основано на двух подходах.

Первый базируется на установлении необходимого количества ВВ для разрушения породы в пределах проектного сечения выработки или взываемости горных пород. Под взываемостью пород, в данном случае, понимается необходимая масса ВВ для разрушения уступа породы высотой 0,5 м зарядом в вертикальном шпуре, расположенным от края уступа на расстоянии 0,5 м ($W=0,5$ м).

Зная взываемость, теоретическими расчетами или по номограмме устанавливают максимальную л.н.с. одного, шпура, после чего находят величину заряда. Таким образом определяют удельный расход при проведении выработок большого сечения (шведские исследователи, а в России – В.М. Мостков).

Второй подход основан на учете объемных параметров при определении необходимого расхода ВВ:

$$Q_{BB\text{ общ}} = Q_{BB} * V_n, \quad (4.42)$$

где q_{BB} – удельный расход ВВ, кг/м³;

V_n – объем породы, подлежащий разрушению взрывом в пределах проектного сечения горной выработки, м³.

Этот подход базируется на определяющей роли удельного расхода ВВ при проектировании всего буровзрывного комплекса.

Первый подход к определению удельного расхода ВВ характеризуется следующими недостатками. Необходимая величина заряда и число шпурков определены независимо друг от друга, указанные параметры не связаны со свойствами взываемых массивов. Из-за отсутствия функциональной зависимости числа шпурков от других параметров $N = f(Q_{BB}, \sigma_{c, \text{ж}}, \sigma_p, \tau_{\text{ср}}, E, \mu)$ применение формул при первом методе не имеет физического смысла:

- зависимости выведены теоретически, а коэффициенты, входящие в формулы, являются эмпирическими;
- при выводе формул делается значительное число допущений;
- методика и расчетные формулы основаны на принципе определения удельного расхода ВВ при взрывных работах на открытых разработках, что не отражает специфику их ведения в подземных условиях.

Преимуществом второго подхода определения удельного расхода ВВ является тот фактор, что физический смысл заключается в установлении количества ВВ, необходимого для отрыва от разрушаемого массива некоторого объема породы, причем для его реализации следует пробурить определенное число шпурков, объем которых зависит от потребной массы взываемых зарядов.

Анализируя два подхода, связанных с нахождением удельного расхода ВВ, можно прийти к заключению, что наиболее целесообразным является второй.

Однако вопрос корректности определения удельного расхода ВВ является дискуссионным на протяжении длительного периода времени. Предложенные различными авторами формулы не отражают существенного изменения удельного расхода ВВ при возрастании сече-

ния выше 30–40 м², из-за чего они не пригодны для выработок сечением более 30 м. Н.И. Рыбин предложил определять удельный расход ВВ для выработок большого сечения по формуле:

$$q_{BB} = \left(0,3\sqrt{f} + \frac{2}{\sqrt{S_{np}}} \right)^2 K_d K_l \rho_{BB} s_1, \quad (4.43)$$

где f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова;

S_{np} – площадь сечения тоннеля в проходке, м²;

K_d , K_l , s_1 – коэффициенты, учитывающие соответственно диаметр заряда, глубину шпура и структуру пород;

e – работоспособность ВВ;

ρ_{BB} – плотность заряжания.

Формула Н.И. Рыбина представляет собой видоизмененную формулу проф. М.М. Протодьяконова с приведенными поправками, учитывающими соответствующие условия ведения взрывных работ.

У. Лангефорс предлагает для конкретных условий сооружения тоннеля в Швеции с учетом использования ВВ малых диаметров шведского производства, специальной взрывной технологии удельный расход ВВ определять по формуле

$$Q_{BB} = 14/S_{np} + 0,8 \quad (4.44)$$

Эта формула не применима для условий проведения тоннелей в России.

Рассмотрим влияние других параметров взрывного комплекса на удельный расход ВВ, учитывая опыт проведения выработок большого сечения в России и за рубежом.

§ 4.10. Влияние числа взываемых шпурков и типа применяемого ВВ на эффективность взрывных работ

Качественные и количественные показатели взрыва при проведении выработок большого сечения прежде всего зависят от правильно определения числа шпуров на забое и их размещения.

Для определения числа шпурков на забое выработки В.М. Мостков рекомендует пользоваться формулой:

$$N_{шп} = S_{шп}/W^2 + \Pi_{вып}/W \quad (4.45)$$

где W – л.н.с. шпура, м;

$P_{выр}$ – периметр выработки, м;

S_{np} – площадь сечения выработки в проходке, м².

По мнению Н.М. Покровского, в забое должно быть такое число шпурков, которое необходимо для размещения расчетного количества ВВ и забойки:

$$N_{шп} = Q_{BB,заб} / Q_{BB,ин}, \quad (4.46)$$

где $Q_{BB,ин}$ – масса ВВ в одном шпуре, кг;

$$\text{или } N_{шп} = \frac{q_{BB} l_{шп} S_{np}}{\pi d_3^2 l_{шп} k_{зар} \rho_{BB}} = 1,24 \frac{q_{BB} S_{np}}{k_{зар} \rho_{BB} d_3^2}, \quad (4.47)$$

где $k_{зар}$ – коэффициент заряжания шпурков;

d_3 – диаметр заряда в шпуре;

$l_{шп}$ – глубина шпуря, м;

ρ_{BB} – плотность заряжания, кг/м³.

При этом число шпурков по контуру при проведении выработок большого сечения контурным взрыванием составляет

$$N_{шп,конт} = 0,34 N_{шп}. \quad (4.48)$$

Основной характеристикой, определяющей эффективность применяемых ВВ, является скорость детонации. Опыт проведения взрывных работ на горнодобывающих предприятиях показал, что с увеличением скорости детонации интенсифицируется степень дробления горных пород. На основе проведенных исследований в ИГД им. А.А. Скочинского была установлена зависимость теплоты взрыва $Q_{взр}$ от удельного расхода ВВ, свидетельствующая, что с увеличением $Q_{взр}$ удельный расход ВВ уменьшается. На основе полученных результатов были найдены переводные коэффициенты от одного типа ВВ к другому в зависимости от детонационных и взрывчатых характеристик. Их значения приведены ниже.

Аммонит 6ЖВ	1
Аммонал скальный №3	0,8
Детонит М	0,82
Алюмотол	0,83
Гранулит АС-8	0,89
Граммонит 79/21	1
Динафталит.....	1,04
Гранулит М.....	1,13
Игданит.....	1,13
Граммонит 30/70	1,14

§ 4.11. Расположение шпуров (скважин) на забое выработки большого сечения и расчет основных параметров БВР

Рациональное расположение шпуров (скважин) на забое выработки имеет важное значение для обеспечения высокого КИШ, качественного оконтуривания, малого развода, необходимого гранулометрического состава отбитой горной породы. Возросшие требования к качеству оконтуривания, сокращение объема переборов пород в пределах проектного сечения привели к разработке новых схем расположения и взрывания шпуров, обеспечивающих высокую эффективность взрывных работ (рис. 4.10).

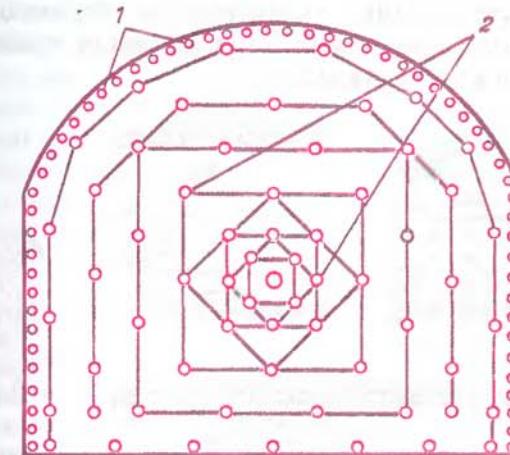


Рис. 4.10. Схема расположения шпуров и скважин при проведении выработок большого сечения:
1 – шпуры для контурного взрывания; 2 – скважины

Рассмотрим технологии взрывных работ при проведении горных выработок большого сечения:

а) полным забоем при наличии бурового оборудования, обеспечивающего бурение шпуров на всю высоту и ширину выработки, с минимальным числом перемещений буровой установки, с обязательным заряжанием шпуров с площадки, установленной на буровой установке;

б) использование веерообразного размещения скважин, обеспечивающих при их взрывании оконтуривание выработки в пределах проектного сечения;

в) проведение в кровле или другом месте передовой выработки малого сечения с последующим ее расширением до проектных размеров;
г) проведение выработок большого сечения методом нижнего уступа.

При применении последней технологии составляют два проекта БВР:

- на разработку пород верхней части выработки;
- нижнего уступа.

Буровзрывная выемка горных пород в верхней части уступа выработки практически ничем не отличается от технологии проведения горных выработок полным сечением.

Выемка пород нижнего уступа имеет ряд особенностей, которые не позволяют использовать формулы расчета параметров БВР, применяемые в процессе подготовки к разработке уступов на земной поверхности. В связи с этим рассмотрим существующие технологии разработки нижних уступов (рис. 4.11):

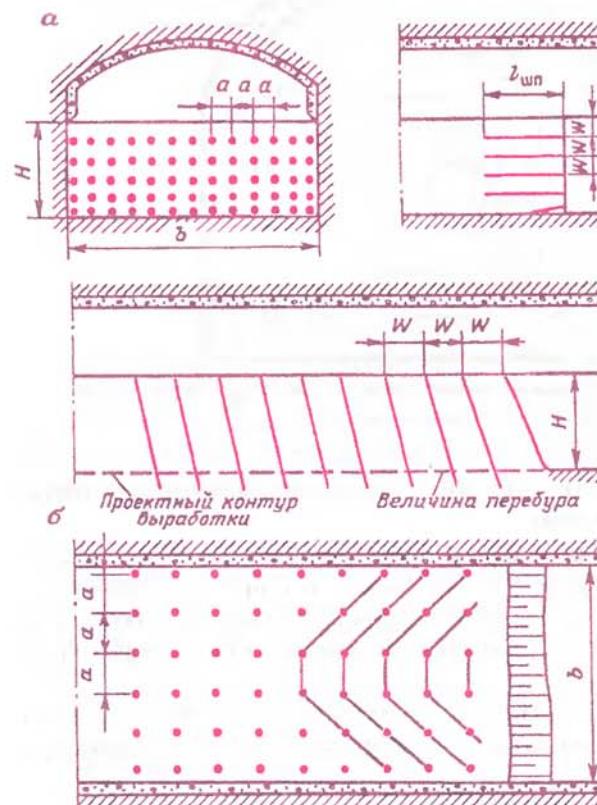


Рис. 4.11. Схемы разработки нижнего уступа методами горизонтальных шпуров (а) и нисходящих скважин (б) при сооружении выработок большого сечения:
а – расстояние между шпурами;
б – ширина выработки;
 $l_{шп}$ – глубина шпуря;
W – л.н.с.;
H – высота уступа.

- а) бурением и взрыванием горизонтальных шпуров;
- б) бурением и взрыванием наклонных или вертикальных скважин (нисходящих).

Сущность первого метода заключается в том, что забой нижнего уступа обуивают горизонтально расположенными шпурами аналогично обычному способу проведения горных выработок. В этом случае бурение производят с почвы уступа, когда буровое оборудование позволяет обуивать забой на всю высоту уступа, либо с проходческих полков. Преимущества шпурового метода:

- использование бурового оборудования, применяемого для бурения шпуров в верхней части выработки;
- минимальный разброс породы;
- высокая и равномерная степень дробления пород, обеспечивающая высокопроизводительную уборку породы;
- высокий КИШ за счет использования второй дополнительной поверхности;
- минимальная масса одновременно взрываемого ВВ обеспечивает сохранность постоянной крепи в верхней части выработки;
- хорошая проработка почвы выработки.

Недостатки: ограниченное подвигание забоя уступа за взрыв; невозможность совмещения проходческих операций в верхней части забоя и на уступе.

По методу нисходящих скважин уступ обуивается из почвы ранее проведенной передовой выработки. В этом случае погрузка породы и другие операции проходческого цикла могут быть совмещены во времени с бурением скважин.

К преимуществам этого метода относятся:

- возможность совмещения бурения скважин с уборкой породы;
- неограниченная длина подвигания забоя;
- минимальный процент вспомогательных работ;
- возможность высоких темпов проведения выработки.

Недостатки:

- необходимость второго комплекта бурового оборудования для бурения скважин;
- низкая точность проектного контура выработки в уступной ее части;
- недопустимость отказов при взрывании зарядов ВВ в уступной части забоя;
- затраты труда на ликвидацию (уборку) породы в области «перебора» скважин.

Анализ преимуществ и недостатков каждого из методов позволяет отдать предпочтение скважинному способу разработки уступа, при котором совмещаются операции проходческого цикла и достигаются высокие темпы проведения выработок.

Параметры БВР при разработке нижнего уступа шпуровыми зарядами методом горизонтальных шпуров. Удельный расход ВВ ориентировочно принимают на уровне, оптимальном для проведения передовой выработки в кровле. Однако при этом необходимо учитывать, что в этом случае работа взрыва значительно облегчается ввиду наличия второй обнаженной поверхности, поэтому фактический удельный расход ВВ на разработку уступа может быть сокращен на 30-40 %. Разработка нижнего уступа горизонтальными шпурами аналогична расширению ранее проведенной выработки до проектных размеров. Необходимое количество ВВ на нижний уступ:

$$Q_{BB, u.y.} = Q_{BB, заб} - Q_{BB, v.y.}, \quad (4.49)$$

где $Q_{BB, заб}$ – количество ВВ, необходимого для разработки забоя выработки, кг;

$Q_{BB, u.y.}$ – количество ВВ для разработки нижнего уступа, кг;

$Q_{BB, v.y.}$ – количество ВВ для разработки верхнего уступа, кг.

Удельный расход ВВ на разработку нижнего уступа шпуровыми зарядами определяют по формуле:

$$q_{n.y.} = \frac{q_{n, выр.} \sqrt{S_{n.y.}}}{S_{n.y.}} \left[\left(\frac{12 + \sqrt{S_{общ}}}{12 + \sqrt{S_{n.y.}}} \right) \sqrt{S_{общ}} - \sqrt{S_{n.y.}} \right] e, \quad (4.50)$$

где $S_{n.y.}$ – площадь забоя верхнего уступа, м^2 ;

$S_{n.y.}$ – площадь забоя нижнего уступа, м^2 ;

$S_{общ}$ – общая площадь забоя, м^2 ;

$q_{n, выр.}$ – фактический удельный расход ВВ для забоя передовой выработки, $\text{кг}/\text{м}^3$;

e – коэффициент работоспособности ВВ.

Диаметр и глубина шпуров зависят от технических возможностей имеющегося в наличии бурового оборудования, диаметра патронов ВВ, принятой технологии ведения ВР при сооружении выработки.

Общее число шпуров для забоя нижнего уступа определяют по формуле:

$$N_{шп, n.y.} = 1,75(q_{n.y.} S_{n.y.}) / (\rho_{BB} d_3^2), \quad (4.51)$$

где $q_{n.y.}$ – удельный расход ВВ для забоя нижнего уступа, $\text{кг}/\text{м}^3$;

$S_{n.y.}$ – площадь сечения забоя нижнего уступа, м^2 ;
 ρ_{BB} – плотность заряжания, $\text{кг}/\text{м}^3$;
 d_3 – диаметр патронов ВВ, мм.

При разработке забоя нижнего уступа горизонтальными шпурами их необходимо располагать горизонтальными рядами без врубового комплекта.

Параметры БВР при разработке нижнего уступа скважинными зарядами. Выбор рационального диаметра скважин зависит от степени дробления горных пород, технико-экономических показателей по буровзрывному комплексу и циклу сооружения выработки. Анализ отечественного и зарубежного опыта отработки уступов позволил рекомендовать при выборе бурового оборудования формулу для расчета оптимального диаметра скважин

$$d_{скв} = (0,07 \div 0,08) H_y, \quad (4.52)$$

где H_y – высота уступа, м.

Величину скважинного заряда вычисляют по формуле:

$$Q_{BB, скв} = q_{n, выр.} \frac{bWH_y}{\frac{b}{a} + 1}, \quad (4.53)$$

где b – расстояние между рядами скважин, м;

a – расстояние между скважинами в ряду, м;

W – л.н.с. между скважинами, м;

H_y – высота уступа, м.

Удельный расход ВВ рассчитывают по формуле, по которой определяют удельный расход ВВ при разработке уступа горизонтальными шпурами.

Линию наименьшего сопротивления, м, при этом вычисляют по формуле:

$$W = d_{скв} \sqrt{\frac{0,9k_{зар} \rho_{BB}}{q_{n.y.}}}, \quad (4.54)$$

где $d_{скв}$ – диаметр скважин, мм;

$k_{зар}$ – коэффициент заряжания, ($k_{зар} = 0,6 \div 0,7$);

ρ_{BB} – плотность заряжания, $\text{г}/\text{см}^3$;

$q_{n.y.}$ – удельный расход ВВ для разработки нижнего уступа, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Величину перебора, м, определяют из условия:

$$h_{нep} = (0,36 \div 0,4) W \quad (4.55)$$

По данным шведских исследователей, величина перебура должна составлять

$$h_{per} = 0,3W \quad (4.56)$$

Следует подчеркнуть, что кроме ранее приведенных факторов на эффективность взрывных работ существенное влияние оказывают угол наклона, схема расположения и очередность взрывания скважин, взрывание на неубранную породу в забое и другие факторы.

§ 4.12. Проведение горных выработок скважинным методом

Для проведения горных выработок скважинным методом при одной свободной поверхности бурят скважины диаметром от 42 до 110 мм. Взрывание зарядов ВВ производят секционно. Перед заряжанием скважин на глубину секции устанавливают песчано-глинистую забойку длиной 200-300 мм для образования пробки, перекрывающей скважину. Затем производится обычное заряжение. Скважины диаметром 100-110 мм бурят тяжелыми станками или погружными пневмоударниками из буровой камеры высотой 3,5-3,7 м и длиной 2,5-3 м. Скважины малого диаметра бурят непосредственно из выработок.

Расчет параметров БВР производят по формулам, применяемым для расчета параметров взрывного комплекса при скважинной отбойке руд.

При проведении выработок с помощью скважин диаметром 100-110 мм в качестве вруба используют 2-4 парносближенные скважины, из которых одну не заряжают, а применяют в качестве свободной поверхности.

Проведение выработок с использованием скважин диаметром 43 мм допускается в породных забоях при отсутствии метановых выделений и взрывчатой угольной пыли. Проведение горных выработок с применением скважин большого диаметра разрешено Едиными правилами безопасности при взрывных работах (ЕПБ при ВР) в шахтах, не опасных по взрыву газа и пыли.

При проведении горизонтальных и наклонных горных выработок с двумя открытыми поверхностями в качестве второй свободной поверхности могут быть использованы незаряженные скважины большого диаметра 0,8-1,2 м и более, или разрезные (передовые) выработки малого сечения, которые проводят шпуровым методом. Предельная глубина скважин диаметром 43 мм достигает 40 м, а расстояние между ними – 1,2 м. Коэффициент заряжания скважин в этом случае составляет 0,8-0,85.

Технология ведения взрывных работ при сооружении горных выработок с использованием веерных скважин (рис. 4.12) заключается в следующем: первоначально шпуровым методом проводится передовая выработка сечением, позволяющим разместить станок, затем им производят бурение веерных скважин, причем отдельные веера располагают перпендикулярно оси выработки. Расстояние между скважинами в одном веере принимают с учетом углов смещения смежных вееров, а параметры их расположения рассчитывают аналогично веерной отбойке руд.

Особенностью веерного расположения скважин является неравномерное распределение зарядов в соседних скважинах одного и того же веера. В этом случае для равномерного распределения энергии взрыва в донной части скважины производится их недозаряд различной длины, обеспечивающий относительно равномерное распределение энергии взрыва в плоскости веера.

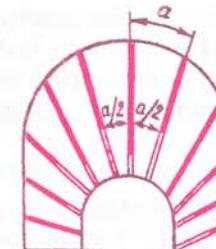


Рис. 4.12. Схема расположения веерных скважин при проведении выработок большого сечения

§ 4.13. БВР при сооружении подземных камер и хранилищ

В последние годы значительно возросло применение подземных камер различного назначения. Подземные убежища от воздушного нападения и подобные сооружения по понятным причинам обычно размещают в крепких породах.

Ниже перечислены некоторые области применения подземных камер:

- хранилища горючего;
- холодильники;
- убежища от воздушного нападения;
- военные сооружения;
- сооружения для очистки сточных вод;
- хранилища для различных продуктов и опасных материалов;

- сооружения для опасных производств;
- подземные гаражи и хранилища оборудования.

Следует ожидать дальнейшего расширения областей применения подземных камер, поскольку в течение последних нескольких лет проходили оживленные дискуссии по проблемам охраны окружающей среды, освоению подземных пространств крупных городов.

Помимо хранения отходов и загрязненных продуктов для последующей переработки, вероятно, под землей можно размещать даже производства, особенно сильно загрязняющие окружающую среду.

Американские исследователи доказали возможность повторного использования наиболее загрязненных продуктов и, следовательно, сочетания охраны окружающей среды с более полным использованием промышленной продукции.

Таким образом, неиспользованные массивы твердых пород можно рассматривать как потенциальные хранилища важных продуктов. С точки зрения взрывной технологии не вызывает затруднений сооружение камер необходимого объема и формы. Однако при проектировании камер следует учитывать, что толщина слоя породы над камерой связана с длиной подводящих выработок, а ширина камеры – с прочностью и устойчивостью породы.

При слишком глубоком заложении подземной камеры затрудняется доступ в нее не только во время проведения, но также и позднее, при ее использовании. С другой стороны, нежелательно по техническим причинам располагать камеры на слишком малой глубине, поскольку близи поверхности порода обычно имеет пониженную прочность.

Подземные камеры не могут иметь слишком большую ширину даже в очень крепких породах. Однако в противоположность очистным выработкам при сооружении камер обычно не возникает проблем, связанных с горным давлением, поэтому в устойчивой породе вполне возможна ширина пролета около 20 м.

При выборе места расположения подземных камер решающее значение имеет учет горно-геологических условий залегания горных пород. Большинству проектов предшествует геологическое обследование, на основе результатов которого определяют не только место расположения подземных камер, но во многих случаях и их размеры. В последние годы методы обследования горных пород были усовершенствованы, проведены более детальные предварительные геологические изыскания с участием геологов и взрывников, что обеспечивает более надежное обоснование выбора технологии ведения взрывных работ.

Методы исследования и изучения массивов следует совершен-

ствовать для определения основных характеристик горных пород с помощью количественных показателей с достаточным запасом надежности. Этому может способствовать разработка классификации горных пород по применимости различных технологий взрывания при проведении подземных камер и других сооружений.

Небольшие подземные камеры высотой до 6 м обычно проводятся так же, как и горные выработки.

В больших подземных камерах забой обычно делят на несколько участков, в которых отбойку породы осуществляют различными методами (рис. 4.13).

Наиболее часто проходку производят уступным методом с нижним расположением уступа. Верхнее расположение опережающей выработки облегчает оборку и крепление кровли (рис. 4.14).

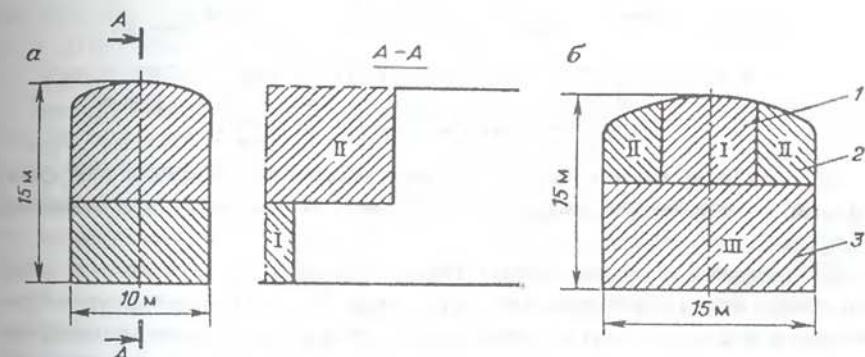


Рис. 4.13. Схемы проведения подземных камер:
а – с наклонными горизонтальными или вертикальными шпурами; б – с верхней передовой выработкой; I-III – очередьность взрывания; 1 – передовая выработка; 2 – потолкоуступная выемка; 3 – уступная отбойка

Отбойку породы в остальной части сечения камеры производят одним или несколькими уступами. Практика показывает, что высоту уступа не следует принимать слишком большой, поскольку отбойные заряды работают в сравнительно сильном зажиме, особенно в тех случаях, когда уступную отбойку производят на неубранную породу. В тоннель необходим доступ для уборки породы и подвоза материалов.

Расчет зарядов производят, как и при обычной уступной отбойке, однако при отбойке на неубранную породу масса заряда должна быть увеличена с учетом коэффициента разрыхления. Очень важное значение имеет наклон шпуров.

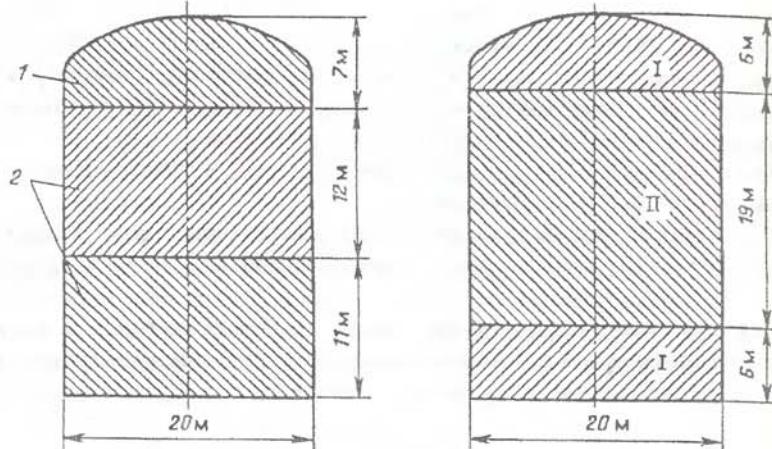


Рис. 4.14. Схема проведения камеры уступным забоем с верхним расположением опережающего тоннеля (выработка – уступ):
1 – опережающая выработка; 2 – уступ

Для оконтуривания стен, как правило, применяют обычное контурное взрывание, параметры которого определяют по диаметру применяемых шпурков.

Обуривание уступов можно также производить горизонтальными шпурками, причем в последние годы такое расположение шпурков применяется все чаще. Это обусловлено не только удобством применения современных бурильных установок, но также улучшением степени дробления породы и уменьшением сейсмического действия взрыва.

Осторожность ведения взрывных работ оказывает очень большое влияние на конечный результат проходки. Значительно выгоднее меньше ослаблять породу трещинами и затем меньше бетонировать и тампонировать закрепное пространство, чем проводить бетонирование сильно разрушенной взрывами породы в большом объеме.

Важным показателем степени осторожности взрывных работ при сооружении подземных камер является интенсивность сейсмических колебаний в законтурном массиве породы.

Установив необходимый критерий осторожности взрывных работ, можно достигнуть желательного конечного результата с горно-инженерной точки зрения.

Качество оконтуривания в значительной степени зависит от величины отклонения концов шпурков от проектного контура выработок.

Метод центральной части. По этому методу ведения взрывных ра-

бот при проходке камер вначале проводят опережающие выработки I в верхней и нижней частях сечения камеры, а затем осуществляют отбойку породы в центральной части II (рис. 4.14). При этом увеличивается объем проходческих работ, однако, с другой стороны, облегчается отбойка породы центральной части благодаря отсутствию зажима массива при взрыве зарядов.

Недостатком метода центральной части является затрудненный доступ в верхнюю и нижнюю части выработки для выполнения работ по оборке породы и креплению.

Проходку верхней и нижней выработки производят обычным способом.

Отбойка породы в центральной части сечения камеры. Ввиду отсутствия зажима в донной части шпурков заряд по их длине можно распределять равномерно. Удельный расход ВВ может быть уменьшен до $0,3 \text{ кг}/\text{м}^3$.

Концы шпурков необходимо располагать на расстоянии около 0,5 м от кровли нижней выработки. Если шпур пройдет насквозь, то в нем следует поставить пробку на этом же уровне. При больших водопритоках рекомендуется предусмотреть меры для осушения шпурков. В глубоких шпурах для более надежного инициирования следует применять по два детонатора. Схема расположения шпурков при применении контурного взрывания такая же, как и в предыдущем примере. Донная часть заряда ограничивается боевиком из мощного ВВ массой 0,25 кг.

Кроме двух описанных методов применяется еще много комбинированных. В неустойчивых породах поддержание больших незакрепленных поверхностей породы без временного крепления может вызвать значительные обрушения, несмотря на тот фактор, что современные методы цементации позволяют поддерживать большие незакрепленные пролеты при условии небольшого подвигания за цикл.

Для правильного выбора метода проведения подземных камер очень важно иметь представление о воздействии взрывов на окружающую породу. Это касается не только взрывания зарядов в оконтуривающих шпурах, но и в целом при ведении взрывных работ, связанных с проведением камер. Если масса зарядов в основном комплекте шпурков настолько велика, что их взрыв вызывает образование трещин в законтурном массиве, применение контурного взрывания является не эффективным.

Ранее отмечалось, что степень осторожности, проявленной при ведении взрывных работ в подземных камерах, можно определить по интенсивности сейсмических колебаний в законтурном массиве. Ис-

следованиями установлено, что глубина зоны трещинообразования пропорциональна скорости сейсмических колебаний.

В этом случае необходимо уменьшить массу одновременно детонирующих зарядов ВВ.

Учитывая, что трещины в породе возникают при скорости колебаний 300 мм/с и более (на основе многочисленных исследований), для различных пород и при разных массах взрываемых зарядов можно рассчитать глубину зоны трещинообразования. Эта скорость является критической для пород, имеющих обычные ослабления и зачатки трещин. Для совершенно однородной породы скорость трещинообразования будет иметь значительно большее значение.

Размеры зоны трещинообразования при взрыве зарядов в контурных шпурах. Приведем рассчитанные значения глубины зоны трещинообразования при контурном взрывании, а также при взрывании зарядов с высокой концентрацией энергии в шпурах большого диаметра.

Таблица 4.5

Заряд	Патроны			Полностью заряженные шпуры		
	аммонита	6ЖВ	детонита-М			
Диаметр, мм	32	36	28	42	51	75
Концентрация заряда ВВ, кг/м	0,12	0,16	0,36	1,6	2,6	5,6
Глубина трещинообразования, м	0,34	0,42	1,2	2	2,8	4,6

Концентрация заряда ВВ является наиболее корректным параметром для расчета специальных контурных зарядов.

При применении зарядов детонита-М в совершенно однородной породе за проектным контуром практически не образуется никаких трещин.

Таким образом, выполненные и произведенные расчеты показывают, что контурное взрывание вызывает незначительное трещинообразование за проектным контуром выработки, а также, что взрывание зарядов высокой концентрации в шпурах основного комплекта может вызывать законтурное разрушение породы. Это вовсе не означает, что контурное взрывание является бесполезным. Трещинообразование в этом случае проявляется в виде тонких трещин вблизи места расположения зарядов, инициирующих в условиях сильного зажима. На практике следует ожидать, что по мере удаления от проектного контура влияние взрыва зарядов с еще более высокой концентрацией энергии будут сравнительно быстро убывать.

ГЛАВА V. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

§ 5.1. Особенности ведения взрывных работ при подземной отбойке руд

Месторождения полезных ископаемых, разрабатываемые подземным способом, различаются горно-геологическим строением и горнотехническими условиями, которые в конечном счете и определяют технологию отбойки.

Подземные горнодобывающие предприятия цветной металлургии применяют практически все известные системы разработки с открытым очистным пространством и шпуровой отбойкой руды (60%). Шпуры бурят с помощью мощных самоходных пневматических и гидравлических кареток, ручными и телескопными перфораторами.

При применении систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород, а также с этажно-камерной закладкой выработанного пространства применяют глубокие скважины диаметром 105-125 мм (22%) и 52-85 мм (78%), бурят их с помощью погружных пневмоударников и мощных колонковых перфораторов с независимым поворотом бура.

На рудниках черной металлургии широкое распространение получили системы разработки с этажным принудительным и подэтажным обрушением руды и вмещающих пород. Принятая система разработки определила выбор скважин глубокого заложения диаметром 105 мм (90%) и 52-85 мм (8%).

С учетом проведения подготовительно-нарезных и горно-капитальных выработок шпуры (скважины) могут быть расположены в различных плоскостях, в соответствии с которыми осуществляется тот или иной способ отбойки.

Диаметр шпуров (скважин) в основном определяется типом выбранного бурового оборудования с учетом горно-геологических и горнотехнических условий конкретного месторождения. От выбранного диаметра зависит концентрация энергии и удельный расход ВВ на отбойку руды.

Удельный расход ВВ на отбойку руды является основным параметром для управления качеством отбитой горной массы. Этот параметр изменяется в зависимости от горно-геологических и горно-

технологических условий разрабатываемого месторождения и зависит: от заданного качества дробления, размера кондиционного куска, крепости отбиваемой горной массы, типа применяемого ВВ, плотности заряжания, интервалов замедления, диаметра и конструкции применяемых зарядов.

§ 5.2. Типы зарядов, способы и схемы их инициирования

Применяемые заряды ВВ при отбойке руд в подземных рудниках и шахтах по своей конструкции подразделяют на: *сосредоточенные (камерные), удлиненные, рассредоточенные (разделенные воздушными или инертными промежутками)*.

Наибольшее применение при подземной отбойке руд получили сплошные удлиненные заряды, располагаемые в одинарных, параллельных, параллельно-сближенных (пучковых) и веерных скважинах (рис. 5.1–5.3).

По способу инициирования заряды классифицируют на:

- 1) одинарные нисходящие и восходящие скважинные заряды ВВ, взрываемые от патрона-боевика с применением электродetonаторов, капсюль-детонаторов;
- 2) параллельно-сближенные (пучковые) нисходящие или восходящие скважинные заряды ВВ, инициируемые от патронов-боевиков с применением ЭД.

Выбор способа инициирования и конструкции заряда в каждом случае зависит от конкретных условий разрабатываемого месторождения.

Инициирование восходящих скважин в слабонарушенных и малообводненных массивах производят без прокладки нитей ДШ по колонке заряда.

При применении параллельно-сближенных пучковых скважин инициирование зарядов ВВ выполняется с помощью одного патрона-боевика, установленного в одной из взрываемых скважин, с обеспечением полного инициирования всех остальных скважин одним мощным инициирующим импульсом. Во избежание повреждения взрывных сетей (ВС) от взрыва предыдущих серий при короткозамедленном взрывании (КЗВ) принимают следующие меры защиты взрывной

сети: установку патронов-боевиков в несколько скважин в пучке, применение осевой полости в зарядах.

По времени замедления различают *мгновенное, коротко-замедленное и замедленное инициирования*, осуществляемые с помощью электродетонаторов и детонирующего шнура в комбинации с электродетонаторами короткозамедленного действия. Для взрывания зарядов применяют детонирующие шнуры марок ДША, ДШЭ, ДШВ.

Кроме того, при взрывании скважинных зарядов на рудниках применяют *внутрискважинное замедление*, при котором различные участки скважинного заряда инициируют с различными интервалами замедления, что обеспечивает увеличение длительности действия ПД на разрушаемый массив.

Для инициирования нижнего боевика используют нить ДШ, прокладываемую по заряду и детонирующую от участковой ВС.

Схемы коммутации взрывной сети. Для инициирования зарядов с помощью электродетонаторов и ДШ на рудниках применяют различные схемы ВС и их дублирование.

При использовании только ДШ наиболее целесообразно применять *параллельно-ступенчатую* и *параллельно-пучковую* схемы коммутации ВС.

При параллельно-ступенчатой схеме коммутации ВС магистральную линию из ДШ прокладывают вдоль линии взрываемых зарядов, а к ней присоединяют отрезки шпуров, выходящих из отдельных зарядов. Целесообразно применять такую схему при взрывании зарядов, расположенных на значительном расстоянии друг от друга.

Параллельно-пучковая схема заключается в сборке в единый пучок отдельных отрезков ДШ, выходящих из отдельных зарядов, и соединение их с магистральным ДШ. Этую схему соединения применяют при взрывании скважинных и камерных зарядов, расположенных на небольшом расстоянии друг от друга.

Для надежного дублирования взрывной сети применяют встречное инициирование магистральных нитей детонирующего шнура, при этом сеть закольцовывается.

При электрическом или комбинированном инициировании зарядов с использованием ДШ в ЭВС применяют три основных способа соединения зарядов: *последовательное, параллельное и смешанное*.

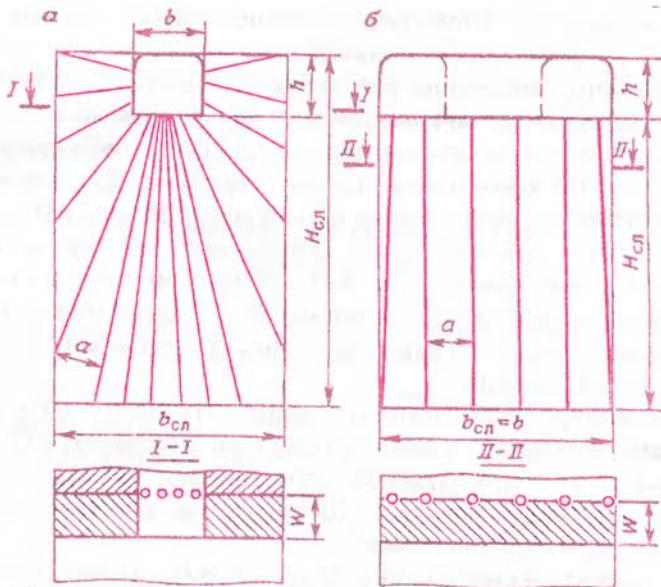


Рис. 5.1. Схемы веерного (а) и параллельного (б) расположения скважин в слое отбиваемой руды: а – расстояние между концами скважин в ряду; h – высота буревой выработки; H_{cl} – высота обуиваемого слоя; b_{cl} – ширина обуиваемого слоя; при параллельном расположении скважин $b_{cl} = b$; W – линия наименьшего сопротивления

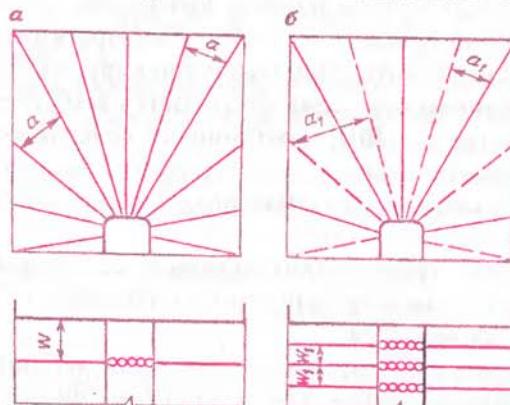


Рис. 5.2. Порядная (а) и шахматная (б) схемы расположения вееров скважин: W, W_1 – линии наименьшего сопротивления соответственно при порядном и шахматном расположении скважин; a, a_1 – расстояния между концами скважин соответственно при порядном и шахматном расположении скважин

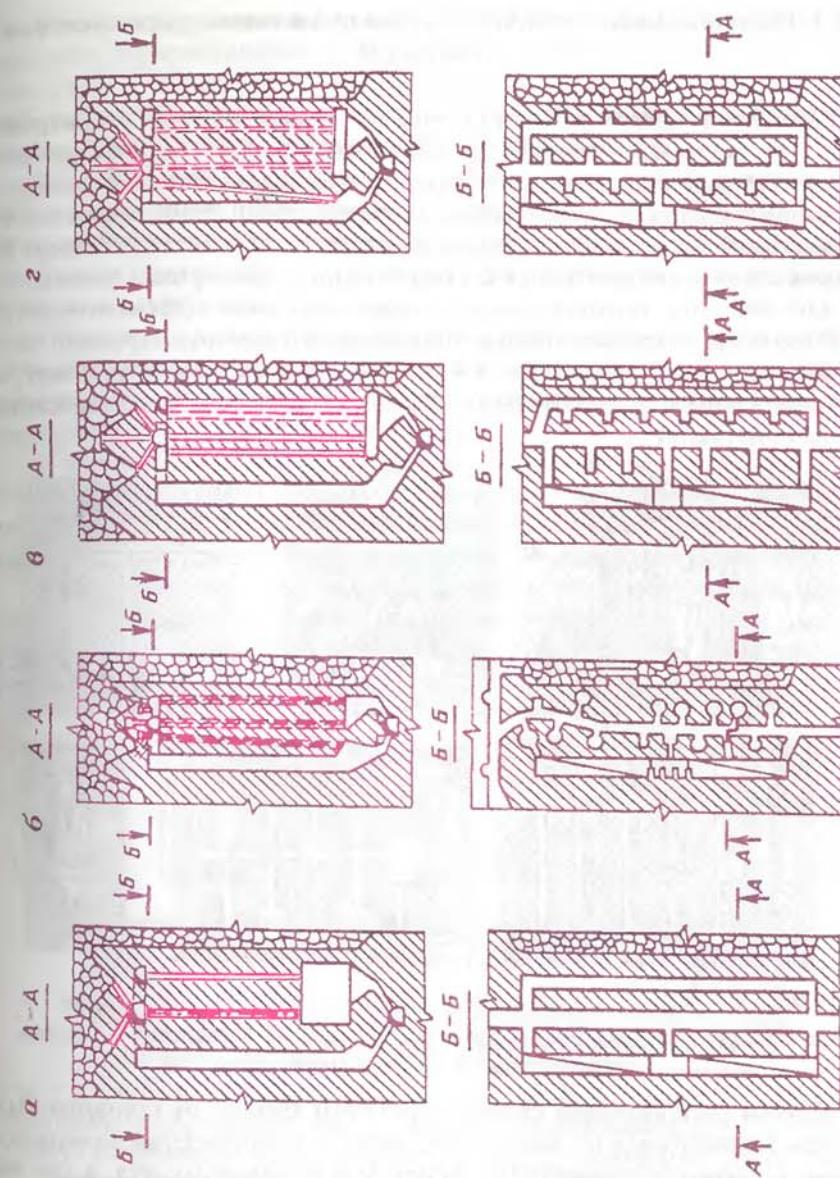


Рис. 5.3. Схемы расположения групп параллельно-сближенных скважин зарядов: а, б, в, г – соответственно двух-, трех-, четырех- и пятирядная

§ 5.3. Рациональные способы отбойки руд и схемы расположения зарядов ВВ

Отбойку (отделение) горной массы от основного массива взрывным способом при подземной разработке рудных месторождений можно осуществлять горизонтальными, вертикальными и наклонными слоями с *параллельным*, *веерным*, *параллельно-сближенным* (пучковым) или *параллельно-сопряженным* расположением скважин. В редких случаях используются сосредоточенные (камерные) заряды.

Отбойку руд вертикальными слоями наиболее эффективно осуществлять на компенсационное пространство, камеру, отрезную или компенсационную щель (рис. 5.4), а также на зажимающую среду, а горизонтальными и наклонными слоями – на подсечное компенсационное пространство.

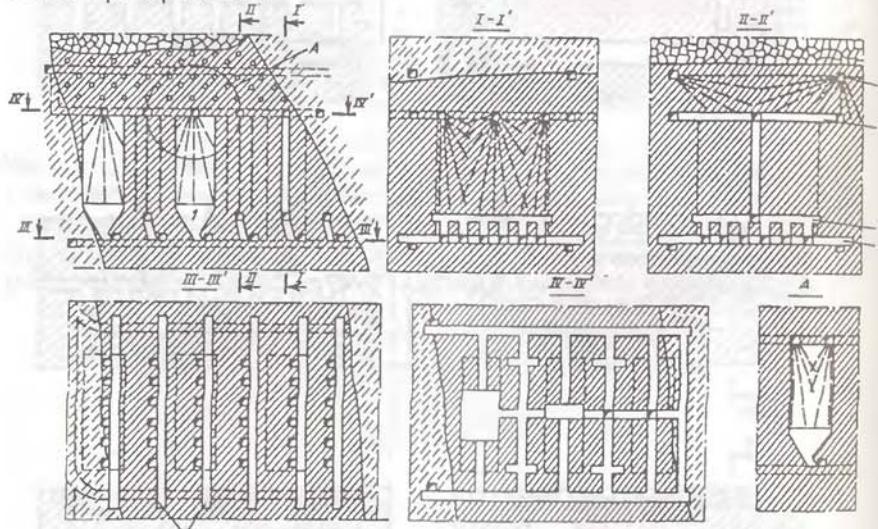


Рис. 5.4. Этажное обрушение с отбойкой руды на вертикальные компенсационные камеры: 1 – траншея; 2 – выемочный штрек; 3 – штрек (орт) подсечки; 4 – скреперный штрек

Схемы расположения скважин при этом зависят от применяемых систем разработки, а их выбор определяется техническими возможностями и физико-техническими свойствами взываемых руд, а также возможностью эффективного управления энергией взрыва при разрушении массива, качественного дробления руды и снижения вредного воздействия последствий массовых взрывов на окружающую среду.

Отбойка руд параллельными одинарными скважинами (в вертикальной, горизонтальной и наклонной плоскости) обеспечивает равномерное и качественное дробление горной массы при сравнительно небольшом объеме буровых работ, но при этом значительно увеличивается объем подготовительно-нарезных выработок.

При веерном расположении скважин значительно сокращается объем подготовительно-нарезных выработок, число перестановок станка, но увеличивается объем буровых работ, ухудшается качество дробления горной массы, что выражается в неравномерном дроблении и значительном выходе негабарита.

Общим недостатком при параллельном и веерном расположении скважин является их значительное отклонение от заданного направления при бурении глубиной более 20 м, что по существу приводит к неуправляемости массовым взрывом.

С учетом указанных ранее недостатков, отбойку руд с помощью параллельных и веерных скважин рекомендуется осуществлять при системах этажного и подэтажного обрушения, при камерной отбойке, при отрезке и подсечке рудного тела, а также при образовании разворотов.

При разработке руд с использованием этажно-принудительного обрушения (рис. 5.5) наибольшее распространение получили схемы с параллельно-сближенным (пучковым) и параллельно-сопряженным расположением скважин.

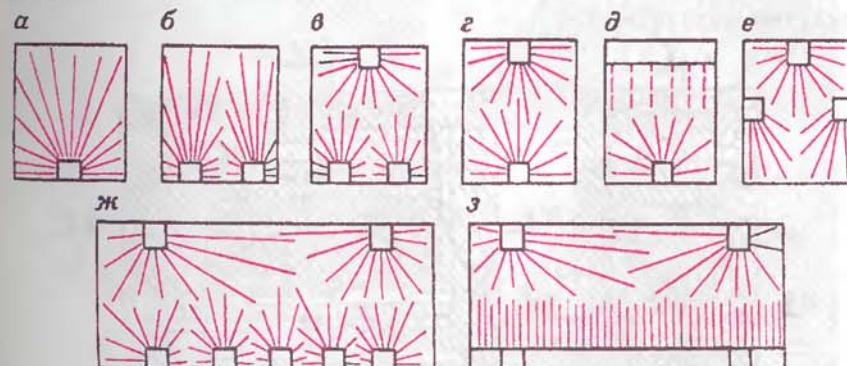


Рис. 5.5. Схема расположения скважин при отбойке полезных ископаемых с принудительным обрушением: а – веерное из одной выработки; б – веерное из двух выработок; в – веерное из двух нижних и одной верхней выработок; г – веерное из нижней и верхней выработок; д – нижнее-веерное, верхнее-параллельное; е – веерное из трех выработок; ж – веерное из нижних пяти и верхних двух выработок; з – нижнее параллельное и верхнее веерное из двух выработок

При пучковой схеме расположения скважин на полуокружности или по всей площади окружности отбойка руды производится в направлении выпуклой части дуги окружности или параллельными рядами. При этом для обеспечения требуемого качества дробления руды необходимо производить рассредоточение пучковых зарядов во взываемом блоке.

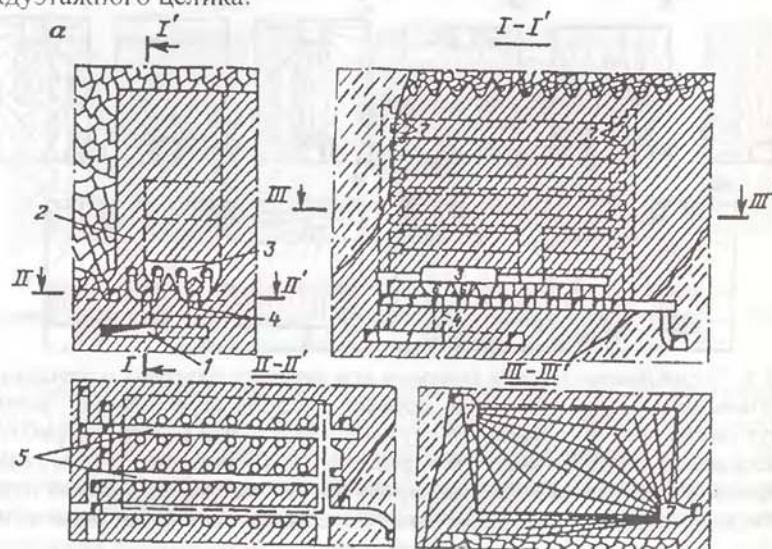
При многорядном расположении пучковых зарядов ВВ следует смещать откаточные орты к ортам вышележащего горизонта.

Для уменьшения количества скважин в пучке необходимо увеличивать диаметр скважин от 105 до 300 мм.

В системах разработки с этажно-принудительным обрушением компенсационную щель располагают по простирианию рудного тела, что приводит к рассредоточению зарядов ВВ во взываемом массиве и более интенсивному встречному соударению разлетающихся кусков, способствующему более интенсивному дроблению, снижению количества негабаритных кусков.

Для сокращения объема подготовительно-нарезных выработок применяют схемы расположения скважин со встречным обуриванием при подготовке блоков со сдвоенными этажами.

При отработке месторождений со сдвоенными этажами, схемы расположения скважин рекомендуется принимать такими, как и при одноэтажной отбойке, но с усиленными зарядами для разрушения междуэтажного целика.



226

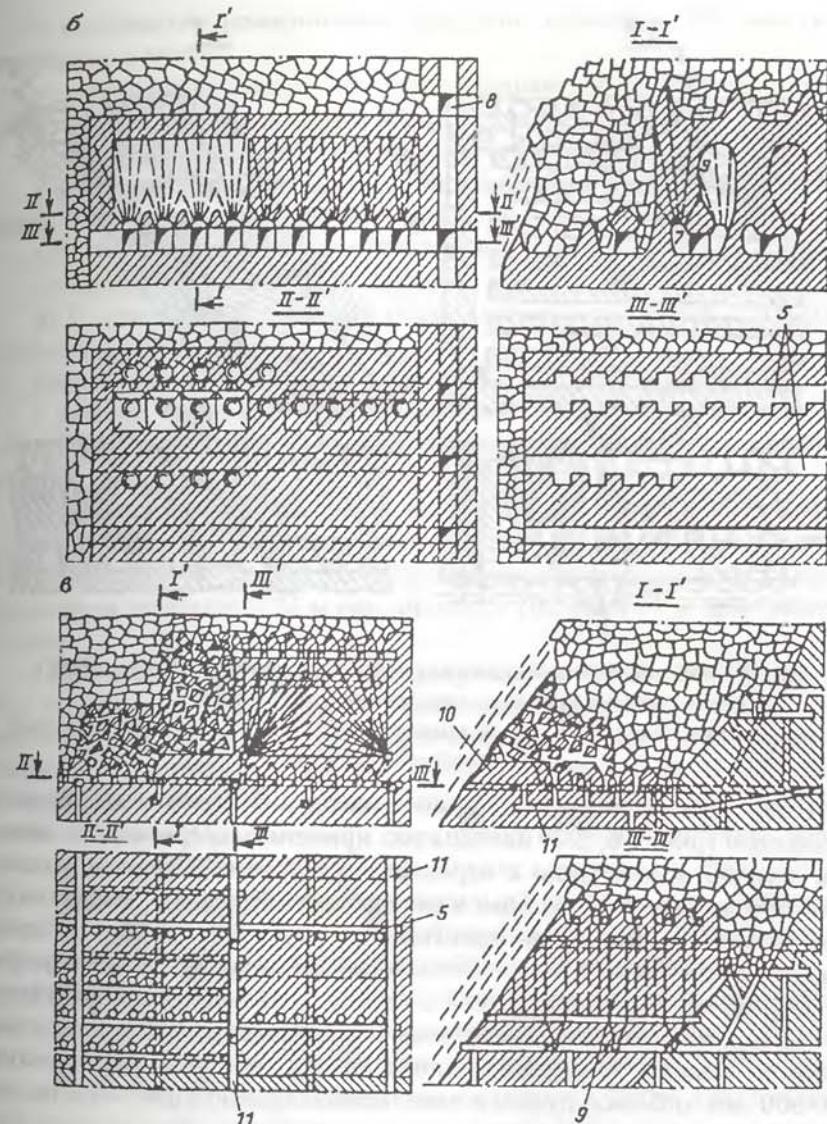


Рис. 5.6. Различные типовые схемы (а – в) подэтажного обрушения руды с отбойкой глубокими скважинами: 1 – штрек доставки; 2 – межкуамерный целик; 3 – подсечка; 4 – рудоспуск; 5 – скреперный штрек; 6 – воронка; 7 – буровая выработка; 8 – вентиляционная выработка; 9 – отрезная камера; 10 – днище; 11 – откаточный штрек

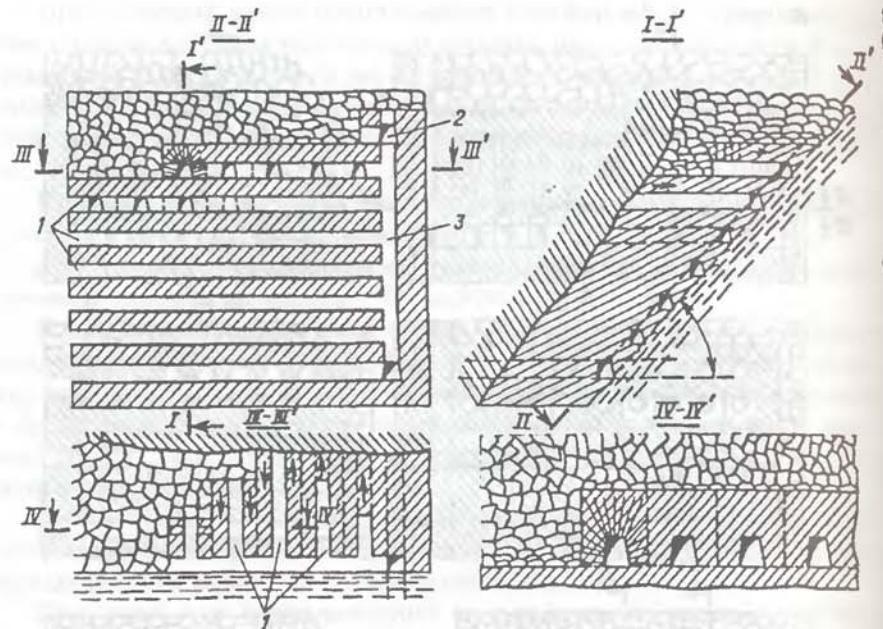


Рис. 5.7. Подэтажное обрушение руды с мелкоштуковой отбойкой и выемкой вкрест простирания заходками:

I – выемочный штрек; 2 – вентиляционная выработка; 3 – рудосвалочный и ходовой восстающий

В системах разработки открытых камер с этажной и подэтажной отбойками (рис. 5.6, 5.7) необходимо применять веерное расположение скважин в сочетании с параллельным и со встречно-направленным обуриванием блока. При этой системе обрушение междукамерных целиков и потолочин производится с использованием отбойки пород пучками параллельно-сближенных скважин. В системах разработки с одностадийной выемкой с торцевым выпуском для обеспечения циклического поточного или поточного технологий добычи руды с выходом не более 2 % некондиционных кусков горной массы размером 400-600 мм отбойку рудного тела целесообразно производить, используя следующие схемы расположения скважин.

1. С этажной выемкой руды при мощности рудного тела более 25 м:

- одинарными скважинными зарядами диаметром 105 мм при чередовании двух рядов параллельных скважин;

- пучковыми скважинными зарядами диаметром 105 мм по 4-5 скважин в пучке;

- спаренными параллельно-сближенными и параллельно-сопряженными зарядами диаметром 145 мм.

2. С этажной выемкой рудных пластов мощностью менее 25 м:

- одинарными скважинными зарядами при чередовании одного веера и двух параллельных скважин;

- встречными веерными скважинными зарядами диаметром 105 мм;
- веерными скважинными зарядами диаметром 70 мм.

3. С подэтажной выемкой руды для месторождений с пластами любой мощности:

- веерными зарядами восходящих скважин диаметром 70 мм;

- рядами параллельных скважинных зарядов диаметром 70 мм, обуренных в восходящем направлении из расширенных торцов доставочных выработок.

При применении описанных систем отбойки руды на ее качество существенное влияние оказывает точность бурения и величина отклонения скважин от заданного направления, поэтому глубина скважин не должна превышать 25 м при диаметре 105 мм и 15 м при диаметре 70 мм.

Применение одинарных скважин увеличенного диаметра или пучков скважин с параллельно-сближенным и параллельно-сопряженным расположением способствует уменьшению влияния отклонений от заданного направления, в связи с чем обеспечивается более качественное дробление горной массы, даже при увеличении глубины скважины до 50 м. При массовом обрушении блоков в условиях интенсивного горного давления целесообразнее применять параллельно-сближенные и параллельно-сопряженные скважины с их расположением по линии перпендикулярно обнаженной поверхности забоя, что обеспечивает более равномерное дробление горной массы.

Производя отбойку руды по одной из принятых схем, необходимо предусматривать мероприятия по снижению сейсмического воздействия массового взрыва и УВВ. Снижение интенсивности УВВ и увеличение времени ее распространения достигается путем учета поворотов, сопряжений выработок, а также перекрытием отдельных выработок (дучек).

При взрывании на зажатую среду расчет массы сосредоточенных (камерных) зарядов при однорядном их расположении производят по формуле

$$Q_{\text{взр}} = f(n_{\text{взр}})q \cdot 1,33W^3, \quad (5.1)$$

где $n_{\text{взр}}$ – показатель действия взрыва в среде.

Если район массового взрыва находится вблизи от поверхности, может произойти выброс горной массы. Поэтому, чтобы избежать этого весьма отрицательного явления, необходимо произвести проверочный расчет по формуле М.М. Борескова, при котором л.и.с. принимают равной расстоянию от поверхности до центра ближайшего заряда, удельный расход ВВ определяют по табл. 5.1 в зависимости от физико-технических свойств пород, а показатель действия взрыва $n_{\text{взр}}$ принимает значения больше единицы.

В случае, если эта толща массива представлена породами с различными физико-техническими свойствами, то средний удельный расход ВВ определяют по формуле:

$$q = \frac{q_{B\bar{B}_1}m_1 + q_{B\bar{B}_2}m_2 + \dots + q_{B\bar{B}_n}m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \quad (5.2)$$

где m_1, m_2, \dots, m_n – мощности всех типов пород, слагающих массив от поверхности до центра ближнего камерного заряда; $q_{B\bar{B}_1}, q_{B\bar{B}_2}, \dots, q_{B\bar{B}_n}$ – удельные расходы ВВ, учитывающие мощности и свойства разрушаемых типов пород, кг/м³.

Выброс породы может произойти, если полученная при повторном расчете величина заряда будет превышать массу заряда ВВ, необходимую для обрушения потолочины. В этом случае необходимо уменьшить заряд выброса на величину, исключающую выброс породы на поверхности.

§ 5.4. Массовые взрывы при отбойке руд по типовым проектам

Подготовку и проведение массовых взрывов с целью образования разворотов, подсечного пространства и отрезной щели, отбойки уступов «секций», подэтажного обрушения блока и межкамерных целиков на зажимающую среду и компенсационное пространство осуществляют по типовым проектам, являющимся основой технического расчета и распорядка осуществления массового взрыва.

Типовые проекты, как правило, составляют специалисты технического отдела рудоуправления, их подписывают заместитель тех-

нического директора, начальник технического отдела, руководитель проектного отдела, главный инженер шахты, начальник пылевентиляционной службы (ПВС), проектировщик. Проекты утверждаются техническим директором рудоуправления, они вводятся в действие директором рудоуправления (президентом или техническим директором АО).

Технический расчет массового взрыва и распорядок его проведения составляет начальник (заместитель начальника) участка, на котором проводится взрыв.

Технический расчет массового взрыва до 3 т ВВ подписывают заместитель главного инженера рудника (шахты) по технике безопасности (ТБ), начальник взрывного участка, начальник ПВС, утверждает главный инженер шахты.

Технический расчет и распорядок проведения взрыва при массе взрываемого ВВ более 3 т подписывают заместитель технического директора рудоуправления по ТБ, главный инженер шахты, начальник участка, на котором проводится массовый взрыв, утверждает – технический директор рудоуправления.

При наличии нескольких шахт в рудоуправлении технический расчет и распорядок подписывает главный инженер шахты, их согласование производят с начальником технического отдела и начальником взрывных работ рудоуправления.

Технический расчет и распорядок его проведения утверждают не позднее чем за сутки до начала завоза ВВ к месту производства массового взрыва. Для утверждения вышеуказанных документов составляют акт готовности объекта к проведению массового взрыва на основе его обследования комиссией. При массе взрываемого ВВ до 3 т в комиссию входят: заместитель главного инженера шахты по ТБ или заместитель главного инженера шахты по БВР, начальник взрывного участка, начальник участка, на котором будет осуществляться взрыв, участковый маркшейдер. При массах взрываемого ВВ более 3 т – заместитель технического директора рудоуправления по ТБ, главный инженер шахты, начальник ПВС, начальник взрывного участка, участковый маркшейдер. Форма акта о готовности к проведению массового взрыва приведена ниже.

УТВЕРЖДАЮ:
Технический руководитель предприятия
(рудника, шахты и т.п.)
«___» 200___ г.

АКТ

о готовности к проведению массового взрыва подэтажа (блока, панели)
№ _____ горизонт _____ м шахты _____ рудника _____

№ п/п	Дата обсле- дова- ния	Состояние техниче- ской готовности блока, горных выработок, транспорта, зарядного оборудования и выво- ды комиссии	Состав комиссии* (данные о руково- дителях соответствующих служб)		
			должность	фамилия, ини- циалы	подпись
1	2	3	4	5	6

* Определяется приказом руководителя предприятия (рудника, шахты и т.п.).

Для руководства работами по подготовке и проведению массовых взрывов приказом по рудоуправлению назначают ответственного и технического руководителей массового взрыва: при массах взрываемых зарядов до 3 т – ответственным руководителем назначают начальника взрывного участка или начальника участка, на котором проводится массовый взрыв, или их заместителей, а техническим руководителем – заместителя начальника взрывного участка или горных мастеров этого же участка.

Если масса взрываемого ВВ более 3 т – ответственным руководителем назначают главного инженера шахты или его заместителя; техническим руководителем – начальника взрывного или добычного участков или их заместителей.

Учет проведения массовых взрывов с их нумерацией ведет заместитель главного инженера шахты (начальник взрывного участка) в специальном журнале.

СОДЕРЖАНИЕ ТИПОВОГО ПРОЕКТА

Типовой проект на массовый взрыв должен включать:

- краткую горно-геологическую и техническую характеристику отрабатываемого блока;
- таблицу расчетных параметров ВВ;

- схему расположения скважин (шпуров) и расчетные величины их зарядов;
- расчет параметров ЭВС;
- сейсмически безопасные расстояния;
- безопасное расстояние по УВВ;
- безопасное расстояние по разлету отбитой горной массы;
- время проведения массового взрыва;
- схема коммутации ВС, конструкции применяемых зарядов ВВ;
- интервалы замедления и очередность взрывания зарядов.

В типовом проекте определяют мероприятия по безопасному проведению массового взрыва.

В случае изменения размеров места производства массового взрыва в типовой проект вносят соответствующие корректизы.

ТЕХНИЧЕСКИЙ ПРОЕКТ МАССОВОГО ВЗРЫВА

При составлении технического проекта массового взрыва в нем указывают его назначение, наименование и номер блока, рудного тела, участок, горизонт, время проведения, ответственного и технического руководителей.

Технический расчет массового взрыва включает:

1. Сведения о взрывных работах: диаметр скважин или шпуров, тип применяемых ВВ, способы заряжания и взрывания, конструкции зарядов, схема коммутации ВС, очередьность инициирования зарядов и интервалы замедления, безопасные расстояния, время проветривания, объем отбиваемой горной массы, общее количество взрываемого заряда, удельный расход ВВ, л.н.с., общая длина скважин, выход горной массы с 1 м скважинного (шпурового) заряда, источник тока (тип взрывного прибора).

2. Геолого-маркшейдерскую документацию в масштабе 1 : 200 с нацесением контуров взрываемых массивов с фактическим положением горных работ к моменту проведения массового взрыва. На план горизонтов наносят границы опасной зоны. На планы и разрезы наносят схемы расположения скважин (шпуров) по скорректированным геолого-маркшейдерским данным; уточняют контуры рудного тела или плоскости обнажения отбиваемого массива.

3. Таблицу параметров БВ, в которой следует указать: номера скважин по отдельным веерам, их глубину, длину и конструкцию заряда, величину недозаряда, количество ВВ в 1 м скважины, общую

массу конкретного скважинного заряда, расход ДШ, СИ, интервалы замедлений по отдельным скважинам или по группам скважин.

4. Схемы коммутации ВС с прокладкой ДШ или монтажом ЭВС с указанием мест установки патронов-боевиков, типа источника тока при электровзрывании, величины интервалов замедления и очередности взрываия зарядов ВВ, краткой характеристикой коммутации ЭВС или взрывной сети.

5. Схемы вентиляции с указанием направления движения свежей и исходящей струй воздуха. При проведении массовых взрывов на подземных рудниках с количеством взрываемого ВВ более 3 т, схемы вентиляции и таблицу параметров БВР к техническому расчету не прилагают. Форма документа приведена ниже.

[Наименование предприятия (строительства)]

УТВЕРЖДАЮ:
“_ _ “ 200 г.

ТЕХНИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ МАССОВОГО ВЗРЫВА

(рекомендуемая схема)

1. Общая часть

Шахта (рудник) _____ участок _____ горизонт _____ м

Назначение взрыва _____.

Подэтаж (блок, панель) № _____.

Время производства взрыва _____ час _____ мин _____.

_____ (день) _____ (месяц) _____ (год)

Ответственный руководитель массового взрыва

_____ (фамилия, инициалы, должность)

2. Показатели массового взрыва

№№ п/п	Показатель	Единица измере- ния	Все- го	Объем взрыва		
				Отрез- ка	Подсеч- ка	Рудный массив
1	Объем отбивае- мой массы	тыс. т(м ³)				
2	Диаметр скважи- ны (шпура)	м				
3	Глубина скважи- ны (шпура)	мм				
4	Общая длина скважин (шпуров)	м				
5	Количество сква- жин (шпуров)	шт.				
	Количество за- рядных камер	шт.				
6	Подлежит заря- жанию: скважин	м				
	зарядных камер	шт.				
	шпуров	м				
7	Количество взрывчатых мате- риалов: а) взрывчатых веществ	кг				
	б) детонирующего шнуря	м				
	в) электродетона- торов: всего	шт.				
	по интервалам	шт.				
	г) электрического проводя	м				
	д) пиротехниче- ских реле: всего	шт.				
	по интервалам	шт.				
8	Расчетный удель- ный расход взрыв- чатых веществ	кг/т				
9	Способ заряжания	(кг/м ³)				

№ п/п	Показатель	Единица измере- ния	Все- го	Объем взрыва		
				Отрез- ка	Подсеч- ка	Рудный массив
10	Конструкция за- ряда и боевика					
11	Способ и схема взрывания					
12	Источник тока					

3. Таблица параметров массового взрыва

Объект взрыва (под- этажная камера, подсеч- ка и т.п.), № веера (сква- жины)	На- име- нова- ние взры- вча- тых ве- ществ	№ за- ря- да	Дли- на сква- жины (шпу- ра), м	Глу- бина заряж- ания, м	Вели- чина недо- заря- да, м	Масса заряда взрывча- тых ве- ществ, кг	Тип и коли- чество ЭД	Тип и коли- чество ДШ	Тип и коли- чество пиро- техни- ческих реле	При- ме- чание			
							Про- ек- тная	Фак- ти- чес- кая					
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12

Примечание. Одинаковые показатели могут указываться общей записью вертикально в соответствующей графе.

4. Приложения к техническому расчету

- Планы по горизонтам или выкопировки из них с указанием опасных зон по факторам опасного воздействия ударных воздушных волн и ядовитых газов.
- Планы и разрезы по подэтажу (блоку, панели) с откорректированными геолого-маркшейдерскими данными.
- Схемы расположения скважин, шпуров, камер.
- Схемы взрывной (электровзрывной) сети с расчетом силы тока, поступающей к каждому электродетонатору, и интервалов замедлений.
- Схема вентиляции с расчетом времени проветривания.
- Акт технической готовности к производству массового взрыва.

7. Список лиц, назначенных для проведения работ по подготовке и проведению массового взрыва, в том числе отдельно в запретной зоне.

8. План обслуживания ВГСЧ работ по подготовке, проведению и ликвидации последствий массового взрыва.

С о г л а с о в а н о:

Фамилии руководителей служб предприятия (рудника, шахты и т.п.), принимающих участие в подготовке, проведении и ликвидации последствий массового взрыва.

Проектировал

(должность, фамилия, инициалы, дата)

(подпись)

Проект проверил

(должность, фамилия, инициалы, дата)

(подпись)

ПОДГОТОВКА ПРОВЕДЕНИЯ МАССОВОГО ВЗРЫВА

В распорядке проведения массового взрыва последовательно излагается организация работ, направленных на подготовку, проведение и осмотр места массового взрыва, мероприятия по обеспечению последующих технологических процессов, связанных с добычей полезного ископаемого.

В распорядке проведения массового взрыва определяют персональные функциональные обязанности и персональную ответственность должностных лиц, осуществляющих мероприятия по подготовке и проведению массового взрыва, указывают начало и окончание каждого вида работ с назначением ответственных лиц за их реализацию (доставка ВМ, подготовка зарядных устройств к заряжанию, монтаж взрывной сети, ее проверка, проветривание места массового взрыва, расстановка постов охраны опасной зоны, а также дополнительные мероприятия, связанные с обеспечением безопасности взрывных работ).

Указывают время прекращения текущих взрывных работ и выпуск руды в пределах радиуса опасной зоны. Устанавливают наряд-задание командиру военизированной горно-спасательной части (ВГСЧ) на отбор проб воздуха, начальнику ПВС, главному механику, главному энергетику на обслуживание водоотлива, вентиляционных

установок и другого электрооборудования, обеспечивающего проведение массового взрыва.

В дополнительных мероприятиях по обеспечению безопасности взрывных работ указывают сроки их исполнения и работников, ответственных за транспортировку ВМ к местам взрывных работ, подготовку площадок для складирования ВВ, уборку оборудования, демонтаж водяного става и магистрали сжатого воздуха, демонтаж троллеи и рельсовых путей, создание предохранительных устройств, уборку металлолома, снятие кабелей, установку пневмозарядчиков и трубопроводов для транспортировки ВВ, раскрепление вентиляционных ляд, дверей и оборудование ходков, возведение перемычек, установку решеток, подготовку «парашютов», расстановку порожних вагонов, проверку подъема.

Форма документа приведена ниже.

РАСПОРЯДОК ПРОВЕДЕНИЯ МАССОВОГО ВЗРЫВА

(рекомендуемая схема)

Местонахождение ответственного руководителя массового взрыва _____

1. Доставка взрывчатых материалов

А. Взрывчатые вещества доставляются с _____ склада _____ по маршруту № _____ на погрузочно-разгрузочную площадку шахты

автомобилями № _____ перегружаются в специальные вагоны и опускаются по стволу _____ в руддвор горизонта _____

Вагоны с взрывчатыми веществами формируются в электровозный состав, которым по маршруту _____ доставляются к зарядной машине, установленной _____

Временное хранение взрывчатых веществ осуществляется в выработках _____

С _____ час _____ мин «_____» 200 г.

До _____ час _____ мин «_____» 200 г.

Б. Средства инициирования доставляются с расходного склада в специальных контейнерах (сумках) взрывниками _____ по маршруту _____ ответственный за доставку взрывчатых веществ:

на поверхности _____

(должность, фамилия, инициалы)

в шахте _____

(должность, фамилия, инициалы)

ответственный за доставку средств инициирования _____

(должность, фамилия, инициалы)

Перечень лиц, занятых ежесменно на доставке взрывчатых материалов, заряжании скважин, обслуживании зарядных машин, изготовлении и вводе боевиков, монтаже взрывной сети, охране запретных и опасных зон, составляется на шахте (руднике) и заносится в книгу нарядов или прилагается к проекту.

Ответственный за выделение людей на указанные работы _____

(должность, фамилия, инициалы)

2. Заряжание скважин (шпуров), камер

Электроэнергию в блоке № _____ панель № _____ отключить «_____» 200 г. в _____ час _____ мин.

При этом обесточить электроустановки, контактные провода и кабели, в том числе кабели осветительной сети, кроме имеющих напряжение 42 В, в радиусе (по выработкам от мест расположения зарядных машин, вагонов с взрывчатыми веществами и зарядов на все время производства работ по заряжанию) _____ м.

Ответственный за отключение электроэнергии в блоке и установку закороток _____

(должность, фамилия, инициалы)

Начало заряжания _____ час _____ мин «_____» 200 г.

Окончание заряжания _____ час _____ мин «_____» 200 г.

Заряжание скважин осуществляют _____

(фамилия, инициалы)

Место сбора лиц, выполнивших заряжание, перед выходом из запретной зоны _____

По завершении заряжания в установленном на предприятии порядке выставляются посты охраны опасной зоны. В распорядке проведения массового взрыва указывается, где выставляются посты, кто осуществляет охрану, излагается система вывода за пределы опасной зоны лиц, не связанных с укладкой в заряды боевиков с электродетонаторами, монтажом взрывной (электровзрывной) сети.

Укладку в заряды боевиков с электродетонаторами, монтаж взрывной (электровзрывной) сети осуществляют _____

(фамилии, инициалы)

под руководством _____
(фамилия, инициалы)

Боевой сигнал _____
(вид сигнала, кем подается)

После подачи боевого сигнала производиться взрыв _____
(способ взрыва)

Сигнал «Отбой» _____
(вид сигнала, кем подается)

после получения указания _____
(должность, фамилия, инициалы)

Время проветривания и допуска людей: в шахту (карьер), к месту взрыва ____ час ____ мин.

3. Монтаж взрывной сети

Отключение электроэнергии и установка закороток в шахте производятся в ____ час ____ мин «____» ____ 200 г.

Ответственный за отключение электроэнергии и установку закороток _____
(должность, фамилия, инициалы)

Люди, не связанные с монтажом взрывной сети, выводятся за пределы опасной зоны в ____ час ____ мин «____» ____ 200 г.

Начало монтажа взрывной сети ____ час ____ мин «____» ____ 200 г.

Окончание монтажа взрывной сети ____ час ____ мин «____» ____ 200 г.

Ответственный за монтаж взрывной сети и вывод людей из опасной зоны _____
(указать зону) (должность, фамилия, инициалы)

Выпрямительная станция _____ подключается к шахтной силовой сети.

Электровзрывная сеть подключается к выпрямительной станции или к двум фазам силового трансформатора через контактор (магнитный пускатель), или к электронному устройству, взрывному прибору

Ответственный _____
(должность, фамилия, инициалы)

Закоротки на шахтной силовой сети устанавливаются _____

Снятие закороток на шахтной силовой сети проводится по распоряжению ответственного за массовый взрыв после доклада ответст-

венного за монтаж взрывной сети _____ о выводе людей из опасной зоны.

Место взрывной станции _____

Ответственный за проверку взрывной сети _____
(должность, фамилия, инициалы)

Ответственный за включение источника тока на производство массового взрыва _____
(должность, фамилия, инициалы)

(включение источника тока проводится по письменному указанию ответственного руководителя взрыва после получения им письменных подтверждений руководителей участков о том, что все люди выведены за пределы опасной зоны)

(указать зону)
в ____ час ____ мин «____» ____ 200 г.

4. Проветривание района взрыва

Ответственный за вызов и ознакомление ВГСЧ с районом массового взрыва _____

(должность, фамилия, инициалы)

Ответственный за вентиляцию района массового взрыва, шахты (рудника) в целом _____

(должность, фамилия, инициалы)

Проветривание района взрыва производится следующим образом:

Время проветривания ____ час ____ мин.

Проветривание контролируется подразделением ВГСЧ в следующем порядке:

5. Опасные зоны по действию ударных воздушных волн на период подготовки массового взрыва

Опасные зоны устанавливаются на период выполнения следующих работ:

A. На время заряжания
В опасную зону _____ входят выработки _____
(указать зону)

Места выставления постов (или предупредительных знаков) _____

Ответственный за расстановку и снятие постов и предупредительных знаков _____
(должность, фамилия, инициалы)

Б. На время ввода боевиков

В опасную зону _____ входят выработки _____
(указать зону)

На границе этой зоны посты выставляются в следующих местах: _____

(указать номера постов, места их расположения, фамилии и инициалы постовых)
Ответственный за расстановку и снятие постов _____

(должность, фамилия, инициалы)

В. На время монтажа (и проверки) взрывной сети

В опасную зону _____ входят выработки _____
(указать зону)

На границе этой зоны посты выставляются в следующих местах: _____

(указать номера постов, места их расположения, фамилии и инициалы постовых)

Ответственный за расстановку и снятие постов _____
(должность, фамилия, инициалы)

Г. На время проверки взрывной сети и взрыва зарядов взрывчатых веществ

В опасную зону _____ входят выработки _____
(указать зону)

Места выставления постов _____
(указать номера постов, фамилии и инициалы постовых)

Посты охраны опасной зоны на поверхности _____

(указать номера постов, места их расположения, фамилии и инициалы постовых)

Ответственный за расстановку и снятие постов _____
(должность, фамилия, инициалы)

6. Допуск людей в шахту и другие мероприятия

Спуск горноспасателей в шахту для проверки состояния выработок и анализа воздуха после взрыва, а также для отключения магистральных проводов электровзрывной сети проводится в __ час __ мин __ __ __ 200 г. по стволу шахты _____, горизонту ____ м.

Включение электроэнергии в районе массового взрыва производится после отключения магистральных проводов взрывной сети от выпрямительной станции по распоряжению ответственного за массовый взрыв или его заместителя.

Допуск в шахту горнорабочих проводится ответственным за массовый взрыв или его заместителем (диспетчером) после проверки отделением ВГСЧ состояния выработок и их проветривания.

a) для обслуживания электроподстанций, вентиляторных, водоотливных и подъемных установок _____
(перечислить объекты и места их расположения)

Ответственные: _____
(должности, фамилии, инициалы)

b) для работы на участках вне границ опасной зоны _____
(перечислить объекты и места их расположения)

Ответственные: _____
(должности, фамилии, инициалы)

v) для работы на участках в пределах опасной зоны _____
(перечислить объекты и места их расположения)

Ответственные: _____
(должности, фамилии, инициалы)

g) для работы в районе взрыва _____
(перечислить объекты и места их расположения)

Ответственные: _____
(должности, фамилии, инициалы)

Ответственный за допуск людей в соседние шахты _____
(должность, фамилия, инициалы)

Оповещение шахт, цехов и других организаций и населения близлежащего района о производстве массового взрыва и его завершении проводит _____
(должность, фамилия, инициалы)

Ответственный за организацию оповещения _____
(должность, фамилия, инициалы)

Ответственный за инструктаж работников, занятых на подготовке и производстве массового взрыва _____
(должность, фамилия, инициалы)

7. Дополнительные мероприятия

a) выделить __ огнетушителей из расчета по два у зарядной машины и по два у места заряжания. Подключить противопожарный рукав;

б) обеспечить персонал, осуществляющий доставку взрывчатых веществ и заряжание, изолирующими самоспасателями в количестве __ шт.;

в) контактный провод на расстоянии не менее __ м от места хранения взрывчатых веществ и расположения зарядной машины отключить от силовой сети и заперетьчить на рельсовый путь;

г) за сутки до начала работы по заряжанию разработать соответствующие позиции плана ликвидации аварий;

д) обеспечить своевременный сбор просыпи взрывчатых веществ и сдачу ее на склад взрывчатых материалов для уничтожения;

е) заряжание скважин, шпурков и камер производить только после уборки бурового оборудования;

ж) обеспечить ответственных за заряжание выкопировками из проекта с таблицей параметров взрыва, обязать их вести учет заряжаемых взрывчатых материалов, передавать остатки взрывчатых материалов по смене и докладывать ответственному руководителю взрыва о количестве заряженных скважин (камер, шпурков), расходе и остатках взрывчатых материалов;

з) тару из-под взрывчатых веществ выдавать на поверхность.

Лица, ответственные за выполнение дополнительных мероприятий:

пункты а, д и з:

(должность, фамилия, инициалы)

пункт в:

(должность, фамилия, инициалы)

пункт е:

(должность, фамилия, инициалы)

пункт ж:

(должность, фамилия, инициалы)

пункт б и г:

(должность, фамилия, инициалы)

Распорядок проведения массового взрыва составил _____
(должность, фамилия, инициалы, дата)

(подпись)

Распорядок проведения массового взрыва проверил _____
(должность, фамилия, инициалы, дата)

(подпись)

При проведении массовых взрывов с количеством взрываемого ВВ до 3 т указывать в дополнительных мероприятиях сроки выполнения и ответственных лиц за их выполнение не обязательно.

Принципиальные изменения и дополнения в распорядок проведения массового взрыва разрешается вносить только при наличии письменного разрешения лица, утвердившего распорядок.

§ 5.5. Расчет параметров взрывных работ при отбойке руд скважинными зарядами

На основании теоретических и экспериментальных исследований И.Е. Ерофеев установил зависимость удельного расхода ВВ от диаметра скважин:

$$q_{BB} = q_{\text{эт}} \cdot (d_{\text{скв}} / d_{\text{скв1}})^i, \quad (5.3)$$

где $d_{\text{скв}}, d_{\text{скв1}}$ – диаметры применяемых скважин, мм;

$q_{\text{эт}}$ – удельный расход эталонного ВВ, кг/м³;

i – показатель, зависящий от горнотехнических условий и глубины скважин, $i = 0,33-0,5$ (при диаметре скважин до 105 мм $i = 0,4-0,5$).

А. И. Арыков для определения удельного расхода ВВ рекомендует формулу

$$q_{BB} = q_{\text{эт}} (f / f_1)^{0,75}, \quad (5.4)$$

где $q_{BB}, q_{\text{эт}}$ – удельные расходы ВВ при отбойке руд с коэффициентами крепости соответственно f и f_1 .

Удельный расход ВВ в зависимости от плотности отбиваемой руды:

$$q_{BB} = q_{\text{эт}} \cdot \left(\frac{\rho_{p1}}{\rho_p} \right), \quad (5.5)$$

где ρ_{p1}, ρ_p – соответственно эталонная и расчетная плотности руды, кг/м³ ($K_p = \rho_{p1} / \rho_p$ – коэффициент учета плотности руды).

Формула общего вида для определения удельного расхода ВВ в зависимости от основных факторов представлена И.Е. Ерофеевым в следующем виде

$$q_{BB} = \frac{(0,8 - q_e) \cdot K_f \cdot K_p \cdot K_c \cdot K_d}{e}, \quad (5.6)$$

где q_{BB} – удельный расход ВВ, кг/м³;

q_e – заданный удельный расход ВВ на вторичное дробление негабарита, кг/м³;

K_f, K_p, K_c, K_d – коэффициенты, учитывающие соответственно крепость, плотность, размер кондиционного куска руды, диаметр применяемых скважинных зарядов;

$$K_f = \sqrt{\frac{f}{15}}; K_p = \frac{2,8}{\rho_p}; K_c = \sqrt{\frac{0,4}{c}}; \text{ при } L \leq 10 \text{ м}$$

$$K_{d1} = \sqrt[3]{\frac{d_3}{0,15}}; \text{ при } L > 10 \text{ м} \quad K_{d2} = \sqrt[3]{\frac{d_3}{0,15}};$$

c – размер кондиционного куска;

L – глубина скважины;

d_3 – диаметр заряда;

e – коэффициент работоспособности принимаемого ВВ.

В случаях, когда трудно определить размеры отдельностей, фактический удельный расход вычисляют по формуле

$$q_{BB,\phi} = q_{эт} \cdot e \cdot K_{mp} \cdot K_{pb} \cdot K_{es} \cdot K_p \cdot K_d, \quad (5.7)$$

где $q_{эт,\phi}$ – эталонный удельный расход на отбойку руды, $\text{кг}/\text{м}^3$ (см. табл. 5.1);

e – коэффициент работоспособности ВВ;

K_{mp} – коэффициент трещиноватости пород;

K_{pb} – коэффициент, учитывающий схему расположения зарядов, $K_{pb} = 1,1-1,2$ (веерная схема);

$K_{pb} = 1-1,1$ (параллельно-сближенная схема);

$K_{es} = 0,7-1,2$ – коэффициент учета условий взаимодействия зарядов;

K_p – коэффициент учета плотности заряжания скважин;

$K_d = 0,9-0,95$ – коэффициент учета диаметра скважинных зарядов.

При подэтажной уступной отбойке руд для обычных условий рудников Швеции Р. Густафсон считает достаточным принимать удельный расход ВВ, равным примерно $0,4 \text{ кг}/\text{м}^3$. Однако с уменьшением плотности рудного тела возрастает зажим и соответственно – необходимый удельный расход ВВ.

В связи с изложенным, добавочный (дополнительный) удельный расход составляет

$$q_{BB,доб} = \frac{0,4}{b_m} \text{ или } q_{BB,доб} = \frac{0,4}{N_{скв} - 1}, \quad (5.8)$$

где b_m – ширина обуренной части массива, м;

$N_{скв}$ – число скважин в ряду.

Общий фактический удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$, можно рассчитать по следующей формуле:

$$q_{BB,\phi} = 0,4 + \frac{0,4}{b_m}. \quad (5.9)$$

Если отбойка ведется на ранее отбитую руду, удельный расход необходимо увеличить на величину $0,03 h_n$ (h_n – высота навала взорванной руды, м).

Из-за сравнительно большого расстояния между концами скважин при взрывной отбойке руды могут образовываться негабаритные куски породы в связи с этим необходимо концентрировать энергию взрыва в донной части скважин, для чего увеличивают удельный расход ВВ на 25-30 % в донной части заряда или применяют другие конструкции зарядов (кумулятивно-канальные заряды с преградами или без них, кумулятивные заряды с торцевыми металлическими облицовками или рассредоточенные заряды) в соответствии с физико-техническими характеристиками взрываемых массивов, обеспечивающие необходимую степень дробления.

Зная линейные минимальные и максимальные размеры отдельностей d_o' , d_o'' можно определить коэффициент сближения скважин

$$K_{сб} = \frac{d_o'}{d_o''}, \quad (5.10)$$

На основе практического опыта отбойки руд (пород) $K_{сб} = 0,2-2$.

С учетом максимальной вместимости заряда ВВ в скважинах определяют выход руды (горной массы) с 1 м, $\text{м}^3/\text{м}$,

$$B_p = \frac{0,785 \cdot d_{скв}^2 \cdot \rho_{зар} \cdot k_{зар}}{q_{BB,\phi}}, \quad (5.11)$$

где $d_{скв}$ – диаметр скважин, м;

$\rho_{зар}$ – плотность заряжания, $\text{кг}/\text{м}^3$;

$k_{зар}$ – коэффициент заряжания (недозаряда) скважины;

$k_{зар} = 0,85-0,95$ – при параллельных скважинах, $k_{зар} = 0,7-0,85$ – веерное расположение;

$k_{зар} = 0,6-0,75$ – ярусное расположение;

$q_{BB,\phi}$ – фактический удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Отсюда линия наименьшего сопротивления между скважинными зарядами равна, м:

$$W = \sqrt{\frac{B_p}{K_{сб}}}. \quad (5.12)$$

Среднее расстояние между скважинами, м:

$$a = \sqrt{B_p \cdot K_{cb}}. \quad (5.13)$$

По известному объему руды (горной массы), приходящемуся на 1 м скважины в донной части, можно определить необходимое расстояние между скважинами.

Для сокращения объема буровых работ целесообразно уменьшить отношение W/a с 0,8 до 0,5.

На основании выполненных исследований установлено, что степень дробления горной массы возрастает с увеличением отношения расстояния между скважинами к линии наименьшего сопротивления.

При веерном или ярусном расположении скважин расстояние между их концами, м, определяют по формулам:

$$W_{\max} = \frac{(2 \cdot L_{cp} + 3) \cdot W}{L_{cp} + 3}; \quad (5.14)$$

$$a_{\max} = \frac{(2 \cdot L_{cp} + 3) \cdot a}{L_{cp} + 3}, \quad (5.15)$$

где L_{cp} – средняя глубина скважины, м;

W – л.н.с., м;

a – среднее расстояние между скважинами, м.

Общая длина скважин в веере

$$\sum L_{cwb} = \frac{h_{cl} \cdot b_{cl} \cdot W}{B_p}, \quad (5.16)$$

где h_{cl} – высота отбиваемого слоя, м;

b_{cl} – ширина отбиваемого слоя, м;

B_p – выход руды с 1 м скважины, м³/м.

Средняя глубина скважин, м, вычисляется по формуле:

$$L_{cp} = \frac{b_1 \cdot h_{cl}}{b_1 + h_{cl}} + \frac{1}{2} \cdot \sqrt{b_1^2 + h_{cl}^2}, \quad (5.17)$$

где b_1 – средняя ширина отбиваемого слоя относительно выработки, из которой производится бурение, м.

Количество скважин в веере определяется по следующей формуле:

$$N_{cwb} = \frac{\sum L_{cwb}}{L_{cp}}. \quad (5.18)$$

Величина заряда в веере, кг, вычисляется:

$$Q_{BB,v} = q_{BB,f} \cdot h_{cl} \cdot b_{cl} \cdot W,$$

Величина заряда в скважине равна:

$$Q_{BB,cwb} = (L_{cwb} - l_h) \cdot P_{cwb}, \quad (5.19)$$

где L_{cwb} – глубина скважины, м;

l_h – длина незаряженной части скважины (недозаряда), м;

P_{cwb} – вместимость ВВ в 1 м скважины, кг/м.

§ 5.6. Расчет размеров недозаряда при веерной отбойке руд

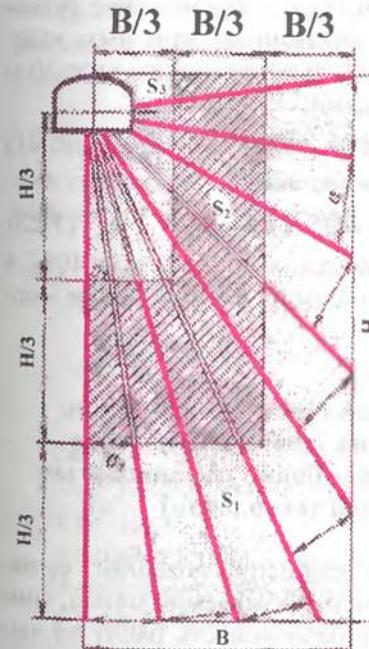


Рис. 5.8. Схема к расчету рационального недозаряда при веерном расположении скважин.

Выделим на схеме (рис. 5.8) три зоны: S_1 – с минимальным удельным расходом ВВ на отбойку, S_2 – средним и S_3 – с максимальным.

При параметрах сторон $1/3$ В и $1/3$ Н, $2/3$ В и $2/3$ Н площади зон соответственно составляют:

$$S_1 = BH/9, S_2 = 2BH/9 \text{ и } S_3 = 5BH/9. \quad (5.20)$$

В зоне S_3 в расчетах не учитываем уменьшение площади и объема бурения скважин за счет сечения буровой выработки.

При сплошном заряде ВВ на всю длину скважин коэффициент концентрации удельного расхода ВВ в зонах S_3 , S_2 и S_1 соответственно составит 5; 1,66 и 1.

Следовательно, для соблюдения условий равномерного рассредоточения ВВ в отбиваемом слое руды (S_1) необходимо заряжать все скважины, в зоне S_2 – три из пяти и в зоне S_3 – одну из пяти, обязательно три – отрезные от основного массива и среднюю в веере, где обычно недозаряд в зависимости от диаметра оставляется 1,2-5 м.

Так как из условия подобия треугольников отрезки скважин в зонах, равны, то коэффициенты использования скважин при данной схеме из надозаряда составят $0,33 \cdot 100 + 0,33 \cdot 0,6 + 0,33 \cdot 0,2 = 0,6$, т.е. 40% пробуренных скважин заряжаться не будет. Фактические размеры зон при разработке схем недозаряда скважин должны быть кратными 6-7,5 м. Например, при ширине (высоте) обуруемого слоя 30 м на схеме выделяют четыре зоны с площадями:

$$S_4 = BH/16; S_3 = 3BH/16; S_2 = 5BH/16 \text{ и } S_1 = 7BH/16. \quad (5.21)$$

Коэффициент использования скважин составит:

$$0,25 \cdot 100 + 0,25 \cdot 0,72 + 0,25 \cdot 0,43 + 0,25 \cdot 0,14 = 0,59 \quad (5.22)$$

В практических случаях недозаряд скважин достигает до 40%, а объем перебора относительно параллельности их расположения – составляет 50 – 60%.

§ 5.7. Выбор оптимальных размеров сетки расположения и диаметра скважин для получения заданных размеров кондиционного куска при взрывной отбойке трещиноватых пород (для условий поточной технологии)

При подземной отбойке руд мелкое дробление позволяет существенно улучшить качественные показатели добываемой массы, снизить потери и разубоживание, повысить безопасность работ на выпуске и транспортировке руды. На основе накопленного опыта и анализа работы подземных горнодобывающих предприятий, применяющих поточную технологию, кондиционным принят размер куска

равный 0,3-0,4 м. Для получения указанных размеров кондиционного куска необходимо выбрать оптимальные размеры сетки и схемы расположения скважин, которая является главной определяющей при поточном производстве и технологичности выполнения буро-взрывных работ. Наибольшее распространение при подземной отбойке руд получили веерная и параллельная схемы расположения скважин, реже – пучковая схема (горная Шория). Недостатком параллельной схемы расположения скважин является большой объем нарезных работ и снижение производительности буровых работ в среднем на 15-20%. При веерной схеме расположения скважин объем буровых работ увеличивается в среднем в 1,5-1,8 раза.

§ 5.8. Расчет оптимального диаметра скважин при отбойке трещиноватых пород (руд)

Для веерной отбойки руд:

Длина заряда в скважинах всегда определяется с учетом механизма взаимодействия зарядов. Расстояние между концами скважин определяется из выражения:

$$a = m \cdot w \quad (5.23)$$

Минимальное расстояние между скважинными зарядами веера при обеспечении качественного дробления трещиноватых пород определяется из неравенства:

$$2\sqrt[3]{V} \leq a_{\min} \leq 2w; \quad (5.24)$$

Необходимый при этом диаметр скважин вычисляется из выражения:

$$d = 0,022w \sqrt{\frac{m \cdot A \sqrt[3]{\gamma \cdot E_n}}{\rho_{BB} \cdot \tau \cdot \kappa_0 E_0}}, \quad (5.25)$$

где E_n – полная удельная энергия применяемого ВВ, Дж;

E_0 – удельная энергия эталонного ВВ, Дж (аммонит №6ЖВ $E_0 = 4,3 \cdot 10^6$ Дж);

γ – плотность руды (породы), kg/m^3 ;

A – коэффициент, характеризующий конкретный тип пород;

f – коэффициент крепости руд (пород) по шкале проф. М.М. Протодьяконова;

ρ_{BB} – плотность заряжания, kg/m^3 ;

τ – относительная длина заряда в веере, $\tau = l_z/l_{скв}$;

κ_0 – коэффициент равный 1,5-2,2.

Линия наименьшего сопротивления будет равна:

$$w = 45,18d \sqrt{\frac{\rho_{\text{BB}} \gamma \cdot \kappa_0 E_3}{mA \cdot \sqrt{f} \cdot \gamma \cdot E_n}}. \quad (5.26)$$

Классификация оптимальных диаметров скважин приведена в табл. № 5.

Удельный расход ВВ на вторичное дробление Н.Г. Дубынин и Е.П. Рябченко рекомендуют рассчитывать по формуле:

$$q_{\text{доп.оп.}} = 0.068k \quad (5.27)$$

где k – выход негабарита, %.

Кроме того следует помнить о том, что выход негабарита и удельный расход ВВ на вторичное дробление зависят от фактического удельного расхода на отбойку руды, а также применяемых диаметров при скважинной отбойке и описывается уравнением:

$$q_{\text{доп.оп.}} = \left(\frac{\beta}{q_{\text{отб}}} - \alpha \right) \sqrt{\frac{d}{d_1}}, \quad (5.28)$$

где $q_{\text{отб}}$ – удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³;

β, α – коэффициенты равные соответственно 1,8 и 0,2;

d и d_1 – диаметры скважин и шпурков, применяемые при отбойке и вторичном дроблении отдельностей руды, м. Графики зависимости представлены на рис. 5.9 и 5.10.

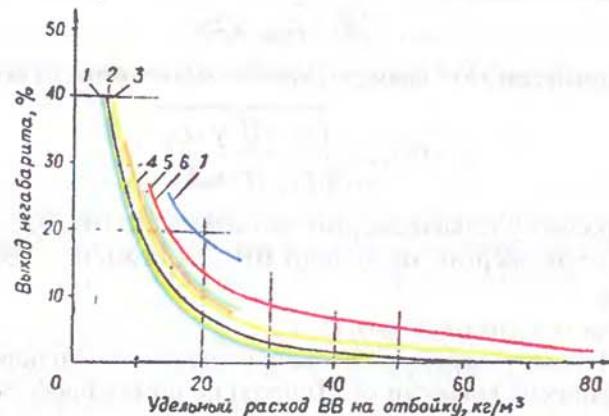


Рис. 5.9. Зависимость выхода негабарита от удельного расхода ВВ при отбойке руды взрывными скважинами диаметром, мм:

1-44; 2-65; 3-80; 4-105; 5-130; 6-150; 7-180

Таблица 5

Основные показатели отбойки руд взрывными скважинами

Показатели	Отечественные рудники			Зарубежные рудники		
	Руды средней крепости f=6-12	Крепкие руды f=12-16	Очень крепкие руды f=16-18	Руды средней крепости f=6-12	Крепкие руды f=12-16	Очень крепкие руды f=16-18
1	1	2	3	4	5	6
Диаметр скважин, мм	46-59	60-80	100-130	150	150	150
Линия наименьшего сопротивления, м	1,2-1,6	1,9-2,8	2,5-5,0	3,5-5,2	4,0-4,6	5,0-6,0
Расстояние между скважинами, м	1,2-1,7	1,8-3,0	2,5-5,0	3,0-6,5	4,0-10,0	5,0-20,0
Длина скважин, м	10-15	8-20	18-45	50	15-60	48-150
Выход руды с 1 пог. м скважины, т	5-7	15-20	20-50	25-75	5-6	16-50
		до 70	75	50	40	15-35
				15-35	20-30	16-25
				15	11	9-12
				15	6-16	9-20

	1	2	3	4	5	6	7
Расход BB, кг/т:							
А) на отбойку	0,2-	0,16-	0,1-	0,26-	0,3	0,22-	0,2-
Б) на вторичное дробление	0,4	0,28	0,35	0,57	0,62	0,8	0,6
0,05-	0,05-	0,05-	0,06-	0,13	0,12-	0,09-	0,2-
0,16	0,25	0,6	0,35	-0,2	0,48	0,9	0,4
Выход негабарита, %	5-7	10	10-	10-	10-	10-	10-
12	6-13	12-40	5-21	13	7-23	5-45	7-20
Размер кондиционного куска, мм							
Тип BB				300-400			
				мм			
				аммониты			

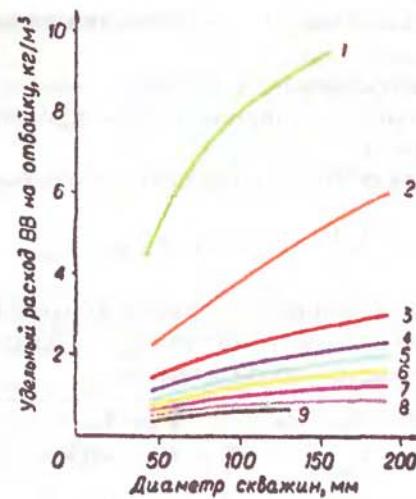


Рис. 5.10. Зависимость удельного расхода BB на отбойку от диаметра скважин при выходе негабарита k , равного: 1-0%; 2-(3-4)%; 4-(10-15)%; 5-(15-20)%; 6-(20-25)%; 7-(25-30)%; 8-(30-35)%; 9-(35-40)%

Практика взрывной отбойки руд крепостью $f=14-16$ табл. 5 на подземных рудниках подтвердила, что рациональный выход негабарита отдельностей в пределах 10-15% обеспечивается при размерах сетки расположения скважин равных (20-25) $d_{скв}$.

§ 5.9. Расчет параметров БВР при отбойке руд одиночными и параллельно-сближенными (пучковыми) зарядами

При проектировании разрабатываемого месторождения, в зависимости от принятой системы разработки удельный расход BB рассчитывают по формуле (5.5) в зависимости от расстояния между одиночными или параллельно-сближенными скважинами в пучке.

Расчет линии наименьшего сопротивления, м, производят исходя из объема взрываемого массива, удельного расхода BB, вместимости BB в 1 м скважинного заряда

$$W = \sqrt{\frac{P_{скв} \cdot (L_{скв} - l_n)}{q_{BB} \cdot K_{сб} \cdot H_y}}, \quad (5.29)$$

где $P_{скв}$ – вместимость BB в 1 м скважин, кг/м;

$L_{скв}$ – глубина скважины, м; l_n – длина незаряженной части скважины (недозаряда), м;

$K_{сб}$ – коэффициент сближения зарядов;

H_y – высота уступа или ширина камеры при отбойке руды горизонтальными слоями, м.

Вместимость заряда ВВ в 1 м скважины, кг/м, равна:

$$P_{скв} = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \rho_{BB} = 0,785 \cdot d^2 \cdot \rho_{BB}. \quad (5.30)$$

С учетом физико-технических свойств взрываемого массива, размеров кондиционного куска и процентного содержания негабарита величину л.н.с., м, определяют по формуле

$$W = \frac{0,115 \cdot d_{скв} \cdot Q_{взр}}{K_{mp}} \cdot \sqrt{\frac{\rho_{BB} \cdot k_{нг} \cdot c_k}{f \cdot K_{сб} \cdot (4000 + c_k)}}, \quad (5.31)$$

где $d_{скв}$ – диаметр скважины, м;

$Q_{взр}$ – теплота взрыва принимается по таблице с учетом типа используемого ВВ;

ρ_{BB} – плотность заряжания ВВ, кг/м³;

K_{mp} – коэффициент трещиноватости руд (пород) принимается для пород: монолитных и мелкоблочных $K_{mp} = 1$, малотрещиноватых $K_{mp} = 0,9$, среднетрещиноватых $K_{mp} = 0,8$, сильнотрещиноватых $K_{mp} = 0,7$;

f – коэффициент крепости руд (пород) по шкале проф. М.М. Протяжконона;

$K_{сб}$ – коэффициент сближения зарядов; $k_{нг}$ – содержание негабаритных кусков, %, $k_{нг} > 0$; c_k – размер кондиционного куска, мм.

При применении параллельно-сближенных (пучковых) зарядов л.н.с., м, вычисляется по формуле:

$$W = \frac{0,115 \cdot d_{скв} \cdot K_{вз} \cdot Q_{взр}}{K_{mp}} \cdot \sqrt{\frac{\rho_{BB} \cdot k_{нг} \cdot c_k \cdot n_{скв}}{f \cdot K_{сб} \cdot (4000 + c_k)}}, \quad (5.32)$$

где $K_{вз}$ – коэффициент совместного взаимодействия близко расположенных (пучковых) зарядов, принимающий в зависимости от количества скважин $n_{скв}$ следующие значения:

$n_{скв}$	2	3	4	5	6-10	11-15	21-25
$K_{вз}$	1,1	1	0,95	0,85	0,8	0,76	0,72

По этой формуле величину л.н.с. определяют при количестве скважин в пучке $n_{скв} = 2 - 3$ и максимально 5 шт. в пучке. При этом расстояние между скважинами в пучке, м, равно:

$$a_{nyч} = 10 \cdot R_p \cdot \left(\frac{2 \cdot 10^7}{\sigma_{сж}^2 \cdot c_p \cdot \rho_n} \right)^2, \quad (5.33)$$

где R_p – радиус заряда, м;

$\sigma_{сж}$ – предел прочности породы (руды) на сжатие;

c_p – скорость распространения продольной волны, в массиве, м/с;
 ρ_n – плотность пород, т/м³.

При ограничении количества буровых выработок определяют оптимальное количество скважин в пучке для достижения заданной степени дробления горной массы по формуле:

$$n_{скв} = \frac{W^2 \cdot K_{mp}^2 \cdot f \cdot K_{сб} \cdot (4000 + c_k)}{(0,115 \cdot d_{скв} \cdot K_{вз} \cdot Q_{взр})^2 \cdot \rho_{BB} \cdot k_{нг} \cdot c_k}; \quad (5.34)$$

при ширине слоя $b_{сл} = 0,69 + 0,88/n_{скв}$:

$$n_{скв} = \frac{W^2 \cdot K_{mp}^2 \cdot f \cdot K_{сб} \cdot (4000 + c_k)}{0,006 \cdot d_{скв}^2 \cdot Q_{взр}^2 \cdot K_{вз} \cdot \rho_{BB} \cdot k_{нг} \cdot c_k}. \quad (5.35)$$

При составлении проектов на отработку блоков с обрушением больших объемов руды целесообразно производить объемный метод расчета основных параметров буровзрывных работ. Исходным параметром вычислений является удельный расход ВВ, кг/м³, который определяют с учетом процентного содержания негабаритных кусков, свойств взрываемых пород (руд), типа применяемого ВВ по формуле

$$q_{BB} = \frac{6 \cdot 10^4 \cdot K_{mp}^2 \cdot f \cdot (4000 + c_k)}{Q_{взр}^2 \cdot k_{нг} \cdot c_k}.$$

Эту формулу следует использовать и при параллельно-сближенном (пучковом) расположении скважин, когда их число в пучке не превышает 5 шт.

При оптимальном количестве скважин в пучке и рациональном сочетании W и $n_{скв}$ количество ВВ, кг, на отбойку вычисляют по формуле:

$$Q_{BB,om6} = \frac{27 \cdot (6 \cdot K_{\delta l} - K_{pb}) + 4 \cdot K_{pb} \cdot f}{50 \cdot K_{pb} \cdot K_{dp}}, \quad (5.37)$$

где $K_{\delta l}$, K_{dp} , K_{pb} – коэффициенты соответственно блочности, дробления и равномерности распределения ВВ в массиве.

§ 5.10. Расчет параметров БВР при шпуровой отбойке руд

Для проведения очистной отбойки руды шпуровыми зарядами начальник участка или его заместитель (помощник) составляют паспорт БВР, который утверждает главный инженер рудника, после чего паспорт БВР вступает в действие.

На рис. 5.11 и 5.12 представлены схемы расположения шпурков в забое при шпуровой отбойке руды.

Ориентировочно удельный расход определяют на основе практического опыта производства ВР при отбойке руды в идентичных условиях или рассчитывают по формуле М.М. Протодьяконова уточненной П.Я. Тарановым, имеющей вид

$$q_{BB} = 0,213 \cdot f \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{b_{заб}} \right) \cdot K_{dp} \cdot e, \quad (5.38)$$

где $b_{заб}$ – ширина забоя, м;

K_{dp} – 1,1 – 1,3 – коэффициент учета степени дробления руды;

e – коэффициент работоспособности ВВ по отношению к эталонному ВВ (аммониту 6ЖВ) принимается по таблице.

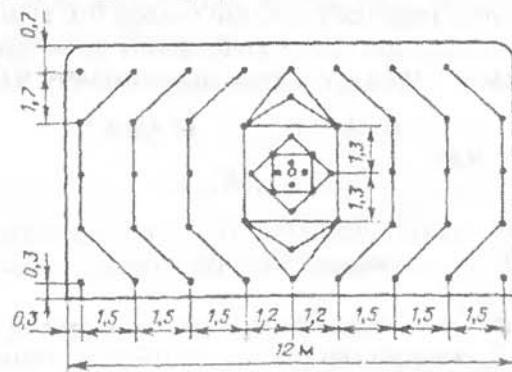


Рис. 5.11. Схема расположения шпурков в очистном безуступном забое

Расстояние между шпурами вычисляют по формуле:

$$a = 886 \cdot d_{шп} \cdot \sqrt{\frac{\rho_{BB} \cdot k_{зар}}{q_{BB}}}, \quad (5.39)$$

где $d_{шп}$ – диаметр шпуря, см;

ρ_{BB} – плотность заряжания шпуров, г/см³;

$k_{зар}$ = 0,8 – 0,9 – коэффициент заряжания шпуров.

Число шпурков при этом определяют из условия их равномерного распределения по площади отбиваемой рудной залежи:

$$N_{шп} = \frac{S_{заб}}{S_{шп}}, \quad (5.40)$$

где $S_{заб}$ – площадь забоя, м²;

$S_{шп}$ – площадь забоя, приходящаяся на один шпур, м²;
или при однорядном расположении шпуров:

$$N_{шп} = \frac{L_{заб}}{a}, \quad (5.41)$$

где $L_{заб}$ – длина забоя, м;

a – расстояние между шпурами, м.

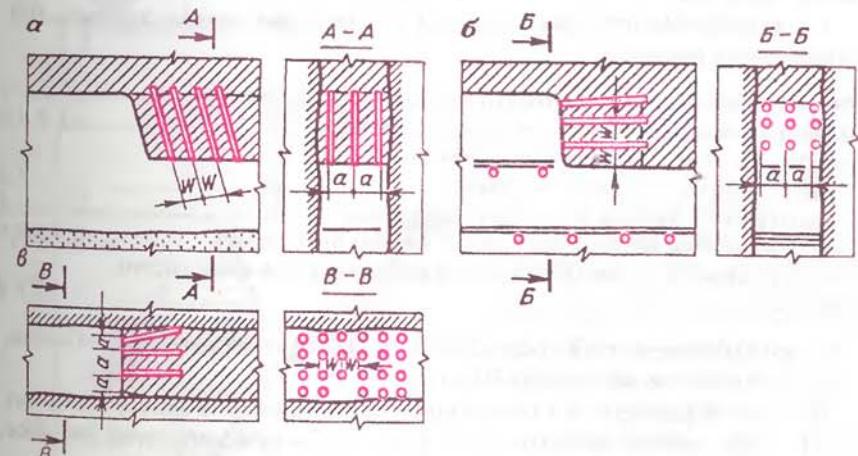


Рис. 5.12. Схемы шпуровой отбойки руды:
а – потолкоуступная восходящими шпурами в крутой залежи; б – то же, горизонтальными шпурами; в – сплошным забоем в горизонтальной залежи;
а – расстояние между шпурами; W – линия наименьшего сопротивления (л.н.с)

§ 5.11. Расчет камерных зарядов при отбойке руд

При расчете камерных зарядов ВВ используют общезвестную формулу М.М. Борескова:

$$Q = f \cdot (n_{\text{взр}}) \cdot q_{\text{ВВ}} \cdot W^3, \quad (5.42)$$

где $f(n_{\text{взр}})$ – функция показателя действия взрыва, $f(n_{\text{взр}}) = 0,4 + 0,6n_{\text{взр}}$;

$n_{\text{взр}}$ – показатель действия взрыва: $n_{\text{взр}} = 0,6$ – при обрушении целиков и потолочин, $n_{\text{взр}} = 0,8$ – для зарядов дробления;

$q_{\text{ВВ}}$ – удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$;

W – линия наименьшего сопротивления, м.

Значение удельного расхода ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$, в этом случае определяют по формуле:

$$q_{\text{ВВ}} = q_{\text{эм}} \cdot s_1 \cdot v \cdot \frac{e}{\rho_{\text{ВВ}}} \cdot d_{\text{зб}}, \quad (5.43)$$

где $q_{\text{эм}}$ – нормальный удельный расход эталонного ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$, зависимости от крепости взываемых руд, принимается по табл. 6.1;

s_1 – коэффициент учета структурных особенностей руд, принимается по табл. 4.2;

v – коэффициент, учитывающий условия заложения зарядов ВВ, приведенный ниже:

Заряды, находящиеся над компенсационным пространством 1
Заряды, находящиеся в потолочине над целиком 1,4-1,6
Взрывание на одну обнаженную плоскость в целике:

с расположением зарядов по центру 1,2
со смещением зарядов в сторону зажима 1

Взрывание зарядов на две обнаженные плоскости в целике 0,75-0,9

Взрывание зарядов на две обнаженные плоскости в нижней части целика 1,2-1,4

e – коэффициент работоспособности ВВ, принимается по таблице;
 $\rho_{\text{вв}}$ – плотность заряжания ВВ, $\text{г}/\text{см}^3$;

$d_{\text{зб}}$ – коэффициент, учитывающий материал и плотность забойки:
 $d_{\text{зб}} = 1$ – при полной забойке, $d_{\text{зб}} = 1,29 - 1,5$ – при неполной забойке,
 $d_{\text{зб}} = 1,5 - 2$ – без забойки.

§ 5.12. Проходка восстающих на рудниках

Под *восстающей* понимается вертикальная или наклонная выработка, которую проходят снизу вверх по рудному телу или по породе, предназначенная для обеспечения вентиляции, доставки материалов, прохода людей, спуска руды и т.д. Схема проходки восстающего представлена на рис. 5.13.

В зависимости от крепости руд и вмещающих пород и назначения восстающие в горизонтальном сечении могут иметь форму окружности, прямоугольника, квадрата, кроме того быть одно-, двух- и трехсекционными (для прохода людей, вентиляции и спуска материалов, руды и породы). В зависимости от горнотехнических и технологических условий, применяют следующие способы проходки восстающих: шпуровыми скважинными зарядами, комбинированный метод, бурение на полное сечение.

Выбор способа проходки восстающего зависит от его параметров и назначения, горно-геологических условий и наличия технического и технологического оборудования, а также квалифицированных кадров.

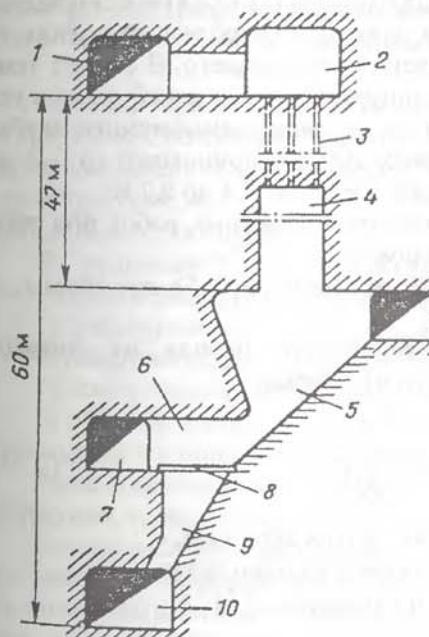


Рис. 5.13. Схема проходки восстающего:

- 1 – откаточный орт; 2 – буровая камера; 3 – трасса восстающего;
- 4 – забой восстающего;
- 5 – подсечная камера (рассечка);
- 6 – камера грохочения;
- 7 – орт грохочения; 8 – грохот;
- 9 – рудо-скат; 10 – откаточная выработка (штрек, орт)

§ 5.12.1. Проходка восстающих с отбойкой горной массы шпуровыми зарядами

Способ проходки восстающего шпуровыми зарядами является наиболее распространенным в горнодобывающих отраслях промышленности, особенно при проходке восстающих небольшой высоты, а также когда скорость проходки не влияет на работу горнодобывающего предприятия. В этом случае бурение шпуров глубиной 1,5–2,5 м осуществляют с полков телескопическими бурильными молотками с последующим заряжанием, взрыванием зарядов и креплением выработки.

Площади сечения восстающих, проводимых на рудниках следующие:

- с одним отделением – 1,5 – 4 м²;
- с двумя и тремя – 2,5 – 7 м².

По затратам труда и времени при проходке восстающего крепление занимает 50 %, установка и демонтаж полков до 30%, остальные 20% – буровые работы, заряжание, уборка полков, проветривание и приведение забоя в безопасное состояние.

Число шпуров, необходимых для бурения по забою восстающего, зависит от свойств взываемых руд и пород и колеблется пределах от 1 до 4 шпуров на 1 м² площади сечения восстающего. В связи с тем, что врубовые и другие комплекты шпуровых зарядов работают в условиях сильного зажима, независимо от типа применяемого вруба, расстояние между шпурами врубовых зарядов принимают от 0,2 до 0,4 м, а для остального комплекта рядов ВВ – от 0,4 до 0,7 м.

Приведем порядок расчета параметров взрывных работ при проходке восстающих шпуровым методом.

Вычисляют удельный расход ВВ по формуле (5.5), при этом $s_1 = 1,4 - 2$ и $v_{зак} = 1,3 - 1,4$.

Количество шпуров можно определять исходя из физико-технических свойств взываемых руд или пород:

$$N_{шп} = \frac{S_{шп}}{S_{шп}^I}, \quad (5.44)$$

где $S_{шп}$ – площадь сечения восстающего в проходке, м²;

$S_{шп} = 1 - 4$ м² – площадь, приходящаяся на один шпур.

Расход ВВ на цикл определяют по формуле (5.5)

Объем буровых работ, м,

$$\sum L_{бур} = N_{шп} \cdot l_{шп}. \quad (5.45)$$

Удельный расход бурения, м, на:

$$1 \text{ м}^3 \text{ проходки } l_{шп}^* = \frac{\sum L_{бур}}{V_{н.зах}}; \quad (5.46)$$

$$1 \text{ м проходки } l_{шп}^{**} = \frac{\sum L_{бур}}{l_{зах}}. \quad (5.47)$$

В соответствии с ЕПБ при ВР проходку восстающего высотой до 30 м ведут одним отделением (секционное взрывание), а более 30 м – на 2 или 3 отделения, при этом лестничный ход к забою отделяют от породоперепускного отделения сплошной деревянной обшивкой, а перед взрывными работами перекрывают отбойным полком. При проходке восстающих для подъема людей, материалов в призабойное пространство используют бадьи (клети), проходческие щиты, механизированные комплексы типа КПВ, КПМ.

§ 5.13. Проходка восстающих с отбойкой горной массы скважинными зарядами

Отбойка горной массы скважинными зарядами при проходке восстающих исключает пребывание проходчиков в забое, улучшает санитарно-гигиенические условия проходки, повышает безопасность горнопроходческих работ, увеличивает темпы проходки, а также производительность труда.

На рудниках России применяют следующие способы проходки восстающих скважинными зарядами:

- 1) секционное взрывание скважин с отбойкой горной массы на компенсационную (незаряженную) скважину;
- 2) секционное взрывание методом падающих патронов-боевиков;
- 3) отбойка горной массы скважинными зарядами на всю высоту восстающего с применением безврубовой и врубовой схем проходки.

Расчет параметров ВР при скважинном способе проходки ведут по формулам, используемым для скважинной отбойки руд.

Секционная отбойка горной массы при проходке восстающего заключается в бурении комплекта скважин между двумя горизонтальными выработками сверху вниз или снизу вверх, заряжение нижней части скважин производят с верхнего горизонта секциями высо-

той от 2 до 15–20 м. Если породы крепкие, то высота секции не должна превышать 3 м (при диаметре скважины, равном 105 мм). С ростом диаметра скважины до 200 мм рациональную высоту взрываемой секции можно увеличивать до 10–15 м.

Недостатками секционной отбойки руды (породы) при проходке восстающих являются: многократные зарядные работы, взрывания, проветривания; пережимы и деформации скважин; нарушение контурного пространства и устьевой части восстающего (при обязательном наличии верхнего горизонта).

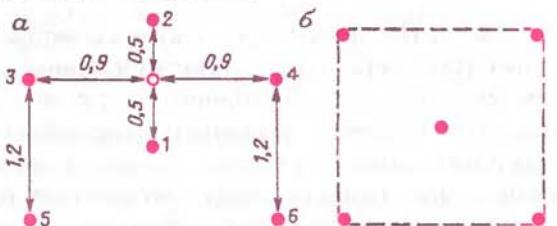


Рис. 5.14. Схема расположения скважин с врубом (а) и без вруба (б):
 1–6 – скважины.

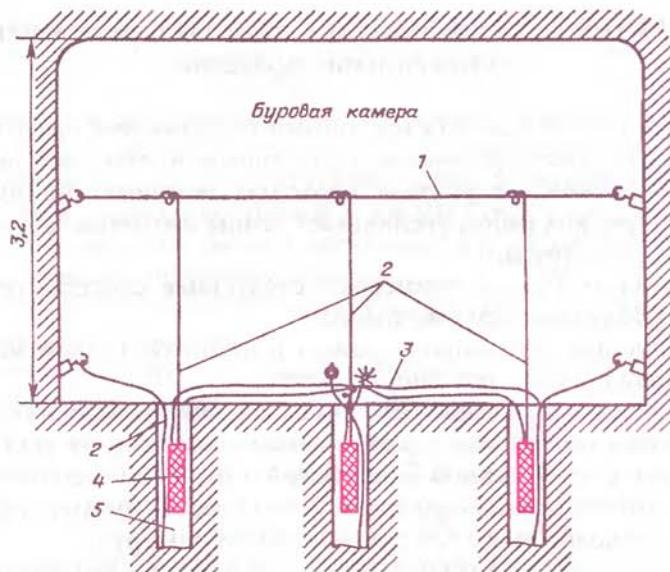


Рис. 5.15. Схема коммутации падающих патронов-боевиков:
 1 – детонирующий шнур; 2 – шпагат; 3 – огнепроводный шнур;
 4 – патрон-боек; 5 – скважина.

§ 5.14. Проходка восстающих с применением глубоких скважин

В течение последнего десятилетия применение глубоких скважин при проходке восстающих становится все более совершенным. При этом скважины бурят на полную высоту восстающего, а их взрывание производят секциями (по частям). Для получения хороших результатов необходима высокая точность бурения и заряжания. Для повышения точности бурения необходимо использовать специальные устройства для направленного бурения, обеспечивающие минимальное отклонение скважин от проектного направления. Бурение и заряжание производят из безопасного места, что является преимуществом способа. К недостаткам относятся трудности, возникающие при взрывании в условиях сильного зажима. При проходке восстающих с применением глубоких скважин можно выделить два основных способа: а) взрывание на центральные незаряженные скважины большого диаметра; б) взрывание в направлении поверхности забоя (способ воронкообразования).

Скважины основного комплекта бурят диаметром 51–75 мм. Центральная незаряженная скважина расширяется до диаметра 203 мм специальными буровыми коронками. В первую очередь бурят скважины большого диаметра. Для достижения большой точности бурения используют специальные направляющие муфты. Наиболее эффективными для этой цели являются бурильные машины фирмы «Атлас Копко» марки «Симба 5», которые являются устойчивыми при бурении.

В результате совершенствования техники бурения скважин их отклонение от проектного направления не превышает 0,5 %. Схема расположения скважин при проходке восстающего площадью 4 м² представлена на рис. 5.16. Очередность и глубину секции взрывания устанавливают с учетом отклонения пробуренных скважин так, чтобы скважины с наименьшей фактической л.н.с. инициировались в первую очередь. Для правильного заряжания комплекта скважин, пробуренных с отклонениями, величину этих отклонений следует регистрировать в специальном журнале, который ведут для каждой скважины. Схемы секционного взрывания комплекта скважин при проходке восстающего представлены на рис. 5.16–5.20. Заряжание скважин производят путем опускания зарядов с верхнего горизонта. Для полного разрушения породы заряд в скважине необходимо размещать ниже уровня разрушения породы от предыдущего взрыва. При заряжании стопорную муфту надевают на нижний заряд и когда она показывает

ся из нижнего отверстия скважины, заряд приподнимают и заклинивают в скважине. Продувание скважины сжатым воздухом позволяет определять уровень, до которого произошло разрушение. В целях улучшения качества и полноты инициирования секционных зарядов необходимо в заряде прокладывать нить детонирующего шнура. Забойку скважин при этом не производят, так как забоечный материал при запрессовке в результате взрыва затрудняет дальнейшее заряжание.

При взрывании глубоких скважин необходимо применять ВВ с высокой концентрацией энергии. Это объясняется отсутствием забойки в скважинах, что снижает давление ПД, а также большим диаметром скважин по отношению к л.н.с. Концентрацию заряда в отбойных скважинах, для которых фактическая л.н.с. оказывается меньше рекомендуемой, следует определять с учетом их диаметра.

Контурное взрывание можно использовать при проходке восстающих глубокими скважинами. Ввиду большого диаметра применяемых скважин не рационально с экономической точки зрения бурить их слишком близко друг к другу.

Для получения эффекта щелеобразования по контуру выработки инициирование зарядов осуществляют с применением электротетонаторов короткозамедленного действия с небольшим интервалом замедлений. Предварительное щелеобразование можно производить при тех же параметрах между скважинами. При этом необходима высокая точность бурения контурных скважин. Во избежание одновременного взрываивания больших масс зарядов необходимо производить оконтурирование стенок восстающего взрыванием в несколько приемов.

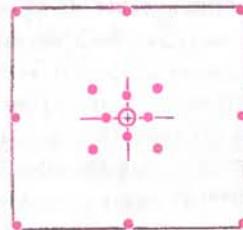


Рис. 5.16. Схема расположения комплектов зарядов с центральной скважиной большого диаметра в забое восстающего с площадью сечения 4 м^2 .

Способ воронкообразования. Взрывание заряда в глубоких скважинах в направлении забоя восстающего приводит к разрушению породы в виде воронок. В этом случае не применяется центральная не заряженная скважина большого диаметра и допускается меньшая точ-

ность бурения. Различие между способом воронкообразования и способами, описанными ранее, заключается в применении вспомогательных скважин.

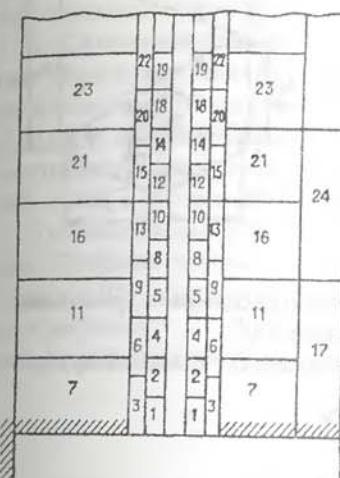


Рис. 5.17. Последовательность (1-24) секционного взрываивания комплекта глубоких скважин при проходке восстающего

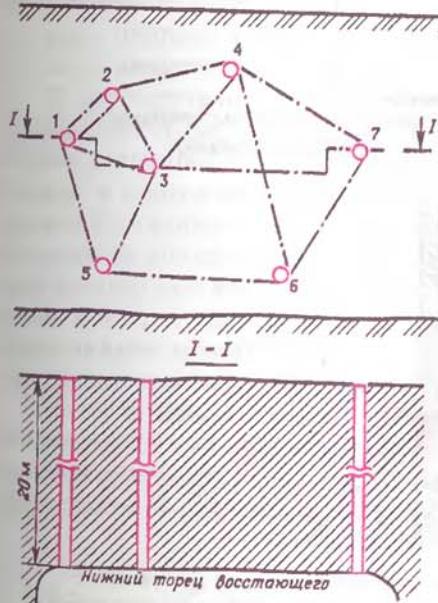


Рис. 5.18. Схема расположения скважин при проходке восстающего секционным методом:
1-7 – скважины

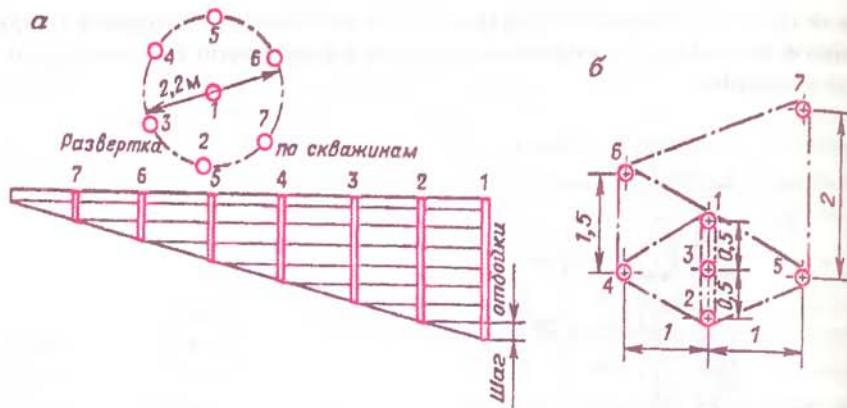


Рис. 5.19. Варианты расположения скважин при секционном проведении ходка восстающего сечением 4 м²:

а – центральный вруб со спиральной отбойкой; б – щелевой вруб;

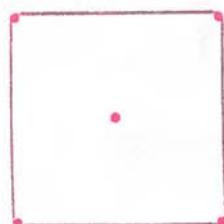


Рис. 5.20. Схема расположения скважин в забое восстающего при проходке его способом воронкообразования

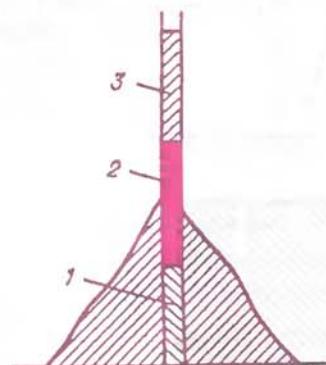


Рис. 5.21. Схема расположения заряда в скважине при способе воронкообразования: 1 – песчаная пробка; 2 – заряд; 3 – водяная забойка.

При рассматриваемом способе взрывом заряда в центральной части забоя создают воронкообразную полость площадью около 1 м², после чего оставшуюся породу разрушают взрыванием зарядов в отбойных скважинах. Схема расположения скважин в забое при проходке восстающего способом воронкообразования представлена на рис. 5.21. Скважины взрывают по частям с высокой концентрацией энергии. Заряжание скважин производят с применением пневматических зарядчиков или патронированными ВВ, диаметр которых близок к диаметру скважин. Перед заряжанием в нижней части скважин устанавливают деревянный затвор и создают песчаную пробку, служащую забойкой, а в верхней части заряда помещают водяную забойку в полиэтиленовых ампулах (рис. 5.21). Инициирование зарядов – одиночное. Глубина заложения заряда при этом зависит от концентрации энергии ВВ и диаметра взрываемых скважин. Согласно теории воронкообразования С. Ливингстона оптимальную глубину заложения заряда определяют по формуле:

$$L_{\text{опт}} = 10 \cdot d_{\text{скв}} \cdot 0,5 \cdot K_{\text{эн}} \cdot \sqrt[3]{\frac{3 \cdot \pi \cdot \rho_{\text{ВВ}}}{2}}, \quad (5.48)$$

где $K_{\text{эн}} = 1,5$ – энергетический коэффициент, зависящий от свойств применяемого ВВ и породы;

$\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность заряжания, г/см³;
 $d_{\text{скв}}$ – диаметр скважины, мм.

В соответствии с теорией воронкообразования взрывание зарядов производят только в центральной скважине. Заряды в отбойных скважинах размещают так, чтобы л.н.с. была меньше глубины заложения заряда в центральной скважине. В дальнейшем глубину заложения заряда увеличивают постепенно по 10–20 см. Расстояние между скважинами не должно быть слишком малым во избежание спрессовывания породы при взрыве зарядов с высокой концентрацией энергии. В связи с тем, что центральная воронкообразующая скважина имеет определяющее значение, целесообразно бурить ее большего диаметра по сравнению с остальными скважинами.

С инженерной точки зрения способ воронкообразования оказывает более сильное воздействие на контурный массив, чем описанный ранее способ. Это обстоятельство необходимо учитывать при размещении комплекта вспомогательных скважин.

§ 5.15. Комплексная механизация взрывных работ на отечественных рудниках

Классификация зарядных устройств. Зарядные устройства различаются по конструкции, принципу действия, вместимости и форме бункера для ВВ, способом управления и др. Многообразие условий ведения взрывных работ в подземных выработках выдвинуло ряд требований, предъявляемых к созданию зарядных устройств: недопустимость сильного пыления при заряжании и электризации.

Для производства массовых взрывов необходимы устройства, обеспечивающие транспортировку больших масс ВВ, в том числе вверх по выработкам, а при проведении горных выработок – малогабаритные, мобильные зарядчики. Исходя из условий заряжания скважин, шпуров и камер в подземных условиях созданы зарядные устройства, отличающиеся по принципу действия и дозированию ВВ, способности заряжания шпуров и скважин с максимальной плотностью заряжания, широким диапазоном углов наклона и их линейных размеров (табл. 5.1).

Таблица 5.1

Средства механизации зарядных работ при проведении горных выработок

Группа средств механизированного заряжания шпуров (скважин)	Диаметр шпуров (скважин), мм	Глубина заряжания, мм	Расход ВВ на взрывы, кг	Вместимость шпура (скважины), кг	Зарядное устройство
I группа	32-36	2	≤ 50	≤ 5	РПЗ-06; насадки «Факел-36»
II группа	32-65	5	≤ 800	≤ 40	ЗП-2; ЗП-3; насадки «Факел-36, -60»
III группа	56-125	50	4000*	120-150	ЗП-25; Вахш-5; ПЗЛ-100; насадки «Факел-60, -150»
IV группа	125-200	> 50	$> 4000^*$	≤ 400	ЗМБС-2; Ульба-400; ЗДУ-50; насадки «Факел-150»

* Указана сменная производительность.

В большей степени этим требованиям отвечают зарядчики *пневматического типа*, у которых ВВ из емкостей с низким (ат-

мосферным) давлением с помощью питателей вводится в рабочий трубопровод, находящийся под давлением 0,4–0,7 МПа. Наиболее распространенными типами питателей являются: барабанные, камерные, шnekовые, поршневые. Наибольшее применение получили барабанные и камерные. Барабанные питатели обеспечивают высокую производительность. Наиболее просты по устройству – камерные питатели, однако они имеют малую производительность. Наиболее подходящими для пневмозаряжания являются гранулированные ВВ (гранулиты, граммониты, игданит).

В подземных выработках применяются зарядные устройства: нагнетательные, эжекторные и комбинированные.

Принцип действия зарядного устройства.....	Нагнетательный	Эжекторный	Нагнетательно-эжекторный (комбинированный)
Питатель.....	Камерный, поршневой, барабанный	Эжектор с центральным соплом	Камерно-эжекторный
Зарядные полости.....	Шпуры и скважины	Шпуры	Шпуры и скважины

По режиму работы они разделены на устройства непрерывной и порционной подачи.

Нагнетательные зарядчики основаны на принципе подачи ВВ из камеры избыточным давлением сжатого воздуха, эжекторные – на захвате материала струей воздуха, а комбинированные сочетают оба названных принципа.

Эжекторные зарядчики просты по конструкции, легки, удобны в эксплуатации, дешевы.

К недостаткам эжекторных зарядчиков следует отнести большую скорость перемещения материала, что может привести к расслоению ВВ (срыву с гранул селитры дизельного топлива в игданитах и опудряющей алюминиевой добавки, древесной муки в гранулитах); усиленному пылению и образованию пылевых аэрозолей; значительный расход сжатого воздуха; небольшая производительность; ограниченная дальность транспортирования.

Зарядчик «Курама» (модели 7 и 9) имеет производительность 0,2–0,25 кг/с, расход воздуха 2,5 м³/мин, вместимость бункера 5–8 кг, длину зарядной трубки 0,5–1 м.

Зарядчик ПП 3-2 применяют для заряжания шпурков. Он подсоединяется к сосуду с ВВ с помощью трубопровода, длина зарядной трубы 0,5 – 1,5 м; глубинный до 5 м; оптимальное рабочее давление 0,4 – 0,5 МПа; расход сжатого воздуха 2,5 – 3 м³/мин.

Зарядчик нагнетательного типа ЗНП-5 (Вахш-5) изготовлен опытным заводом ВНИИЦветмета, предназначен для заряжания гранулированными ВВ шпурков и скважин диаметром до 105 мм, глубиной до 30 м с углом наклона до 30° в выработках, не опасных по газу и пыли; имеет малую эффективность регулирования подачи сжатого воздуха и ВВ, что приводит к образованию пробок, неравномерной плотности заряжания по длине заряда, значительному пылению.

Порционные зарядчики. Применяются для заряжания шпурков и скважин любого направления гранулированными ВВ в различных горно-технических условиях.

Наибольшее распространение получили четыре модели порционных зарядчиков в полиэтиленовом исполнении: ЗП-2; ЗП-5; ЗП-12; ЗП-25.

Для снижения просыпей из скважины, пылеобразования, а также для приготовления игданита и увлажнения ВВ в процессе заряжания зарядчики снабжены дозатором жидких компонентов, который позволяет регулировать количество подаваемой жидкости от 2 до 6%.

Зарядчики ЗП-2 и ЗП-5 различаются между собой вместительностью дозирующей камеры.

Эти зарядчики состоят из приемного бункера с предохранительной сеткой, пневмоцилиндра с поршнем и штоком, запорного клапана, дозирующей камеры, поддона с патрубком, аэрационной пластины, предохранительного дозирующего конуса, конуса-рассекателя – дозатора жидких компонентов и трубопроводов.

Равномерная подача гранулированных ВВ при заряжании зарядчиками ЗП-5, ЗП-12, ЗП-25 обеспечивается конусом, установленным над аэрационной пластиной.

Производительность зарядчиков при различных типах ВВ, влажности, размерах гранул регулируется величиной зазоров между аэрационным днищем и предохранительным дозирующим конусом, а также между верхним торцом и конусом рассекателем.

Порционные зарядчики нашли широкое применение на Ачисайском и Иртышском полиметаллических комбинатах, Джезказганском ГМК, рудниках Кривбасса.

Применение этих зарядчиков облегчает труд работающих с ВВ, увеличивает производительность при заряжании в 2-4 раза, обеспечивает высокую плотность заряда.

Камерно-нагнетательные зарядные аппараты. Камерные зарядчики ВВ и камерный насос ВВ разработаны институтом Гипроникель и предназначены для заряжания полного веера скважинных зарядов гранулированными ВВ в условиях подземных рудников, предельная плотность заряда 1,1 г/см³.

Камерный насос (КНВВ) представляет собой цилиндрическую камеру с плоским днищем, трубками подвода сжатого воздуха и с вращающимся на валу аэратором.

§ 5.16. Заряжение скважин и камер

Заряжение восходящих скважин. В связи с применением высокопроизводительных пневмоударных и шарошечных станков условия бурения восходящих скважин улучшились. Однако заряжение восстающих скважин остается трудоемким процессом, составляющим 35 % объема работ по проведению массового взрыва. В связи с этим совершенствование буровых и зарядных работ в восстающих скважинах является важнейшим условием повышения производительности труда взрывников и улучшения технико-экономических показателей БВР в целом.

В последние годы в горнорудной промышленности нашей страны нашли широкое применение простейшие ВВ – гранулиты и игданиты, что способствовало механизации заряжания при проведении массовых взрывов.

С увеличением плотности заряда возросла концентрация энергии ВВ в единице объема вырываемого массива.

На многих рудниках и шахтах разработаны и внедрены в производство схемы комплексной механизации взрывных работ, позволившие в 5-6 раз увеличить производительность труда взрывников, снизить себестоимость отбойки полезного ископаемого на 15-20%.

Заряжение нисходящих скважин отличается от заряжания восстающих скважин простотой, в ряде случаев нисходящие скважины заряжают вручную, для устранения пробок используют навесной забойник, диаметр которого на 15-20 мм меньше диаметра скважины.

Мешки с ВВ разрезают, и высипают ВВ через воронку в скважину. После зарядных работ производят забойку скважин песком, гли-

ной, песчано-глинистыми составами, граншлаком или буровым шламом.

Укладку ВВ в камерах выполняют в заводской таре или навалом.

При механизированном заряжании используют рассыпные ВВ. Место расположения заряда ограждают брезентовой перемычкой, а почву камеры застилают брезентом. Через отверстия перемычки в камеру нагнетают расчетное количество ВВ.

Для обеспечения герметичности цилиндрическая камера сверху снабжена шаровым затвором и загрузочной воронкой. Внутри камеры по центру установлена разгрузочная труба, выходящая через верхнюю стенку камеры в наружу. Снаружи на разгрузочной трубе установлен клапан-отсекатель с коробкой поддува воздуха в магистраль и отрезок прозрачной полиэтиленовой трубы для контроля концентрации транспортируемой смеси.

Зарядный аппарат размещен на колесно-ремневом ходу. Эти аппараты позволяют заряжать скважины, пробуренные на значительном расстоянии от зарядчика. В отличие от насоса корпус камеры изготовлен из алюминиевого сплава, а сам аппарат является переносным.

Камерный зарядчик «Кавказ» применяют для заряжания шпурков, скважин и минных камер гранулированными ВВ на рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли. Он обеспечивает плотность заряжания 1,2 – 1,3 г/см³ (гранулированные ВВ). В случае применения пластичных и водосодержащих ВВ зарядчик может быть использован одновременно для их приготовления и заряжания.

Камера зарядчика заполняется ВВ, закрывается крышкой или шланговым затвором. Сжатый воздух по шлангу диаметром 50 мм поступает через аэратор в камеру и подает ВВ по зарядному трубопроводу в скважину или шпур.

По принципу действия все зарядчики этого типа аналогичны и в основном отличаются вместимостью.

Камерный зарядчик ЗС-1 применяется для заряжания шпуров и скважин при проходке шахтных стволов, одновременно можно заряжать три шпурка.

Зарядчик представляет собой сварную цилиндрическую емкость с коническим днищем, закрытую откидной крышкой с уплотняющим резиновым кольцом, в верхней части имеется штуцер шланга подачи сжатого воздуха, внизу – клапанное устройство и штуцера для подключения зарядных шлангов.

Достоинством этих зарядчиков является отсутствие вращающихся частей, небольшие габариты, высокая маневренность, простота устройства, безопасность в работе.

Пневмозарядчик ПЗЛ-100 применяют для механизированного заряжания гранулированными ВВ, а также игданитами. Принцип действия – нагнетательно-эжекторный. Управление – дистанционное, плотность заряжания 1,1-1,15 г/см³.

Рапцевый порционный зарядчик РПЗ-0,6 нагнетательного типа применяют для заряжания шпуров любого направления гранулированными ВВ в проходческих забоях и увлажнения гранулированных ВВ заводского изготовления в процессе заряжания, доставки ВВ с откаточного горизонта до буровой выработки и заряжания полного веса глубоких скважин и камер в подземных условиях.

Зарядная машина ЗМБС-2 состоит из тележки, питателя барабанного типа с приводом, пульта управления, бака для жидкости, вибратора и бункера.

Зарядно-доставочную машину нагнетательного типа ЗДУ-50, предназначенную для транспортирования гранулированных ВВ по трубопроводам с откаточных выработок на подэтажные, применяют при заряжании камер и скважин в рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли. Она обеспечивает плотность заряжания 1,1-1,15 г/см³.

Зарядная машина нагнетательного типа ЗМК-1 предназначена для заряжания шпуров и скважин (полного веса гранулированными ВВ). Ее используют для приготовления игданитов и увлажнения ВВ. Вместимость дозирующей камеры 0,7-4 кг или 5-8 кг, приемной воронки 55 кг; предел регулирования подачи жидкости от 0 до 10 %. Зарядную машину можно применять в составе проходческих комплексов или автономно, управление – дистанционное.

Зарядные машины типа «Ульба» (ЗДАУ, Ульба-400 и Ульба-С1А) служат для доставки и пневмозаряжания гранулированными ВВ шпуров или скважин в рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли.

Зарядная машина «Ульба» (ЗДАУ) применяется для заряжания шпуров и скважин любого диаметра рассыпными ВВ.

Зарядная машина «Ульба-400» аналогична установке «Ульба» (ЗДАУ), отличается только аппаратурой управления и контроля, выполненной на регуляторах прямого действия.

Зарядная машина «Ульба-С1А» установлена на самоходном шасси с дизельным приводом.

Самоходная машина ПМЗШ-2 предназначена для заряжания шпуров и скважин рассыпными и гранулированными ВВ в шахтах, не опасных по газу и пыли.

Навесное оборудование смонтировано на базе автомобиля МАЗ-500 и состоит из подъемно-поворотного механизма с рабочей люлькой оператора, бункера для ВВ, блока газоочистки, домкратов устойчивости, порционного зарядчика нагнетательного типа с бункером вместимостью 150 л, величина порции 1,5-2 кг. Управление подъемно-поворотным механизмом, домкратами устойчивости и бункером ВВ – гидравлическое.

Установку механизированного заряжания УМЗ-1 применяют при проведении горных выработок для механизированного заряжания скважин глубиной до 30 м водосодержащими ВВ с коэффициентом вязкости не более 4 кПа. Установка работает на принципе объемного насоса, в котором высоковязкая масса ВВ вытесняется в зарядную магистраль в результате последовательного изменения объемов колцевой рабочей камеры.

Установку механизированного заряжания УМЗ-1 применяют при проведении горных выработок для механизированного заряжания скважин глубиной до 30 м водосодержащими ВВ с коэффициентом вязкости не более 4 кПа. Установка работает на принципе объемного насоса, в котором высоковязкая масса ВВ вытесняется в зарядную магистраль в результате последовательного изменения объемов колцевой рабочей камеры.

§ 5.17. Типовые схемы комплексной механизации взрывных работ

Типовые схемы комплексной механизации взрывных работ предназначены для выполнения всех технологических операций, связанных с доставкой гранулированных ВВ заводского изготовления.

ВВ от заводов-изготовителей поступает на горно-добывающие предприятия навалом в мешках в железнодорожных вагонах. Разгрузку, транспортировку и хранение ВМ следует производить в строгом соответствии с ЕПБ при ВР. Технологический процесс производства ВР на горно-добывающих предприятиях включает следующие основные операции: разгрузку железнодорожных вагонов; доставку и укладку гранулированных ВВ в хранилище базисного склада; доставку гранулированных ВВ до пункта переработки; их растаривание; за-

грузку транспортных и транспортно-доставочных средств (машин); доставку ВВ до промплощадки рудника (шахты); спуск ВВ в шахту, их доставку по подземным горным выработкам на расходный склад ВМ или к местам заряжания; заряжание шпуров (скважин) ВВ.

Все перечисленные операции, предшествующие непосредственно зарядным работам, должны производиться с минимальными затратами ручного труда. При разработке схем комплексной механизации ВР установлены факторы, которые определяют оптимальный выбор схемы и включают: параметры, определяющие технологию погрузочно-разгрузочных и складских работ с учетом годового объема поставок ВВ, максимально поставляемое количество ВВ за один раз от завода-изготовителя, одновременно отпускаемое количество ВВ со склада ВМ, расположение хранилищ по отношению к железной дороге.

Факторы, определяющие технологию погрузочно-разгрузочных, транспортно-складских операций и выбор схем комплексной механизации ВР в подземных условиях, зависят от годовой потребности ВВ для отбойки горной массы, количества одновременно отпускаемых ВВ, времени подготовки и частоты взрывных работ. Схемы комплексной механизации ВР в обязательном порядке должны учитывать следующие требования: максимальная механизация всех технологических операций; минимальные простота железнодорожных вагонов и транспортно-доставочных средств, обеспечение сохранности, учета и исключения утрат ВМ при их переработке, доставке и заряжании, безопасность труда персонала, занятого на вышеперечисленных работах, рациональная организация работ и совершенствование технологии ВР.

С учетом перечисленных факторов созданы четыре типовые схемы комплексной механизации взрывных работ.

Типовая схема I (рис. 5.22, а) предусматривает комплексную механизацию взрывных работ при переработке затаренных гранулированных ВВ.

На базисный склад ВМ или на специальную железнодорожную платформу гранулированные ВВ поступают в железнодорожных вагонах. При этом мешки вручную укладываются на поддоны и электропогрузчиком гружаются на автотранспорт или складируются на площадке в штабели для временного хранения. Далее автотранспортом (электрокарами) поддоны с ВВ доставляются в хранилище базисного склада, где их укладывают в штабели высотой до 2 м для хранения, далее по мере необходимости ВВ на поддонах электрокарами доставляются на промплощадку рудника (шахты).

Подземный рудник. С помощью электрокаров (тельфером) производят перегрузку поддонов ВВ на специально оборудованные шахтные платформы (площадки шахтных вагонов), доставку к клети для спуска в шахту и транспортировку к расходному складу или местам непосредственного производства зарядных работ при массовом взрыве.

В подземном расходном складе мешки с ВВ (пакеты) разгружают с площадок электропогрузчиками (электрокарами) и складируют для временного хранения.

Из подземного расходного склада ВВ в пакетах (мешках) транспортируют до подземных раздаточных камер, участковых пунктов хранения ВВ рельсовым транспортом с электровозной откаткой или самоходным оборудованием.

В дальнейшем при шпуровой отбойке горной массы доставку ВВ осуществляют вручную. В соответствии со спецификой шахты или рудника при наличии наклонной штольни или наклонного ствола (наличии самоходного оборудования) возможно исключение погрузочно-разгрузочных операций на промплощадке, заделывания клети и т.д.

По схеме 1 можно доставлять патронированные ВВ.

Типовая схема 2 (рис. 5.22, б) предусматривает комплексную механизацию зарядных работ с механизированной переработкой ВВ, их транспортировкой в контейнерах.

На базисный склад или железнодорожную платформу ВВ поступают в железнодорожных вагонах в мешках (пакетах) и до хранилищ их переработку осуществляют по схеме 1.

Из хранилищ мешки (пакеты) с ВВ подают на стационарный пункт механизированной переработки, расположенный на территории базисного склада, где ВВ растаривается и поступает в бункер-накопитель для временного хранения. Учет ВВ в этом случае осуществляют по количеству мешков, их массе, в соответствии с накладной завода-изготовителя.

Из бункера-накопителя через дозирующее устройство ВВ грузят в контейнеры, установленные на специально оборудованном автомобиле, и доставляют на промплощадку шахты (рудника). На промплощадке контейнеры электропогрузчиком (тельфером) перегружают в специально оборудованные транспортные каретки, далее их доставляют к клети и опускают по стволу в околосвольный двор, где формируют состав с ВВ, который доставляют в подземный расходный склад. Здесь контейнеры разгружают и складируют для временного хранения.

Из подземного расходного склада ВВ доставляют в подземные раздаточные камеры, участковые пункты хранения или непосредственно к местам производства взрывных работ.

Необходимость устройства подземных раздаточных камер ВВ, участковых пунктов хранения и бригадных бункеров хранения ВВ зависит от выбранной типовой схемы с учетом конкретных условий и организации горных работ.

При наличии контейнеровоза с устройством для механизированной погрузки и разгрузки контейнеров с ВВ наиболее оптимальна 2-я схема механизации зарядных работ. Этую же схему 2 часто используют в рудниках и шахтах при наличии наклонного ствола или штольни с доставкой контейнеров в подземный расходный склад или в раздаточные, участковые пункты хранения, а при необходимости к местам заряжания скважин (шпуров).

Наличие контейнеровоза позволяет обслужить значительное количество одновременно заряжаемых забоев, а в некоторых случаях исключить расходные склады ВМ.

Доставка патронированных ВВ в расходные склады ВМ, участковые пункты хранения или к местам заряжания скважин (шпуров) производится вместе с гранулированными ВВ или отдельно с использованием тех же транспортных и подъемно-перегрузочных средств и механизмов.

Для сокращения времени доставки гранулированных ВВ (ГВВ) к местам заряжания при производстве массовых взрывов целесообразно применять вариант типовой схемы доставки ГВВ на промплощадку рудника в бункерах автомобилей, с последующей перегрузкой ВВ в большегрузные доставочные вагоны, спуском их по стволу в клетях и дальнейшей электровозной транспортировкой к местам заряжания шпуров или скважин.

Типовая схема 3 (рис. 5.22, в) предусматривает комплексную механизацию взрывных работ при переработке, транспортировке в саморазгружающем автотранспорте до пункта перепуска ГВВ в шахту по специальному ставу, трубопроводу, расположенному в специальной скважине или в стволе, в подземные бункеры-накопители.

Далее с бункера-накопителя через дозирующее устройство ВВ выгружают в контейнеры, установленные на специальных каретках, контейнеровозах, большегрузных доставочных или доставочно-зарядных самоходных машинах, доставляют в подземные расходные камеры, участковые пункты хранения или непосредственно к местам заряжания.

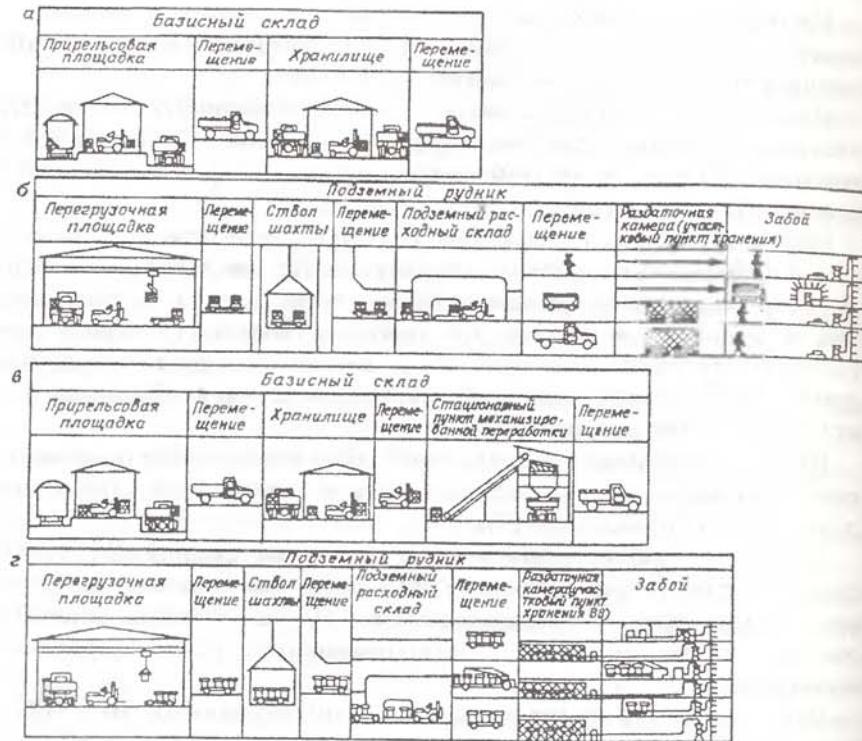


Рис. 5.22. Типовые схемы комплексной механизации взрывных работ

По типовой схеме 4 (рис. 5.22, г) предусмотрена механизированная доставка, переработка, хранение ВВ в среднетоннажных универсальных контейнерах (УК) для тарно-штучных ВВ и специальных контейнерах (СК-1) для сыпучих ВВ в строгом соответствии с требованием ЕПБ при ВР.

В железнодорожных вагонах ВВ поступают к специальной железнодорожной платформе базисного склада в контейнерах. Контейнеры с вагонов снимают и временно складируют на платформе или перегружают с доставкой на открытую площадку базисного склада ВМ, где ВВ хранятся временно в штабелях. Все погрузочно-разгрузочные работы производят автокраном. При необходимости автотранспортом ВВ доставляют на промплощадку рудника (шахты). При наличии подземных пунктов растаривания, ВВ доставляют с открытых площадок или хранилищ на стационарный пункт растаривания, а далее все операции производятся аналогично схемам 1 и 2. Все технологическое оборудо-

вание, применяемое при производстве зарядных работ по схемам 1-4 и их вариантам, а также вспомогательное оборудование, механизмы и приспособления должны отвечать требованиям ЕПБ при ВР и иметь допуск Госгортехнадзора России к постоянному применению.

Госгортехнадзором России допущено к постоянному применению более 50 наименований зарядных, транспортно-зарядных и смесительных устройств. Фактически на предприятиях ведущих взрывные работы применяются около 50% из указанной номенклатуры, из них наиболее распространенными устройствами являются:

Таблица 5.2

№ п/п	Тип средств механизации, завод-изготовитель	Количество эксплуатиру- емых средств
1	Зарядчики порционные ЗП-2. (Лениногорский полиметаллический комбинат, Казахстан).	35 шт.
2	Зарядная машина ЗМК-1А (Карпинский машзавод, НИПИГормаш)	55
3	Зарядная машина Ульба – 400 (Восточно-Казахстанский машзавод, Усть-Каменогорск, Казахстан)	35
4	Зарядная машина МЗКС-160 (НИПИГормаш)	23
5	Зарядная машина "Катунь" (Восточно-Казахстанский машзавод, г. Усть-Каменогорск, Казахстан)	21
6	Зарядчик "Курама" (Бишкекский, Ленинабадский горнохимический комбинат "Таджикистан")	20
7	Транспортно-зарядная машина МТЗ-3 (НИПИГормаш)	22
8	Вагоны зарядно-доставочные ВД-2,4 (НИПИГормаш)	28

§ 5.18. Электризация и воспламенение аэросмеси гранулированных ВВ

Для объективной оценки электростатической искробезопасности при пневмотранспортировании ГВВ необходимо располагать данными о достигаемых уровнях электризации и восприимчивости аэросмесей ВВ к воспламенению (взрыву) от исковых источников воздействия.

В лабораторно-стендовых условиях проведены исследования по электризации пневмотранспортируемых потоков ГВВ. Анализ резуль-

татов исследований и их математическая обработка позволили определить закономерность электризации, которая выражается равенством между двумя безразмерными комплексами:

$$I \cdot T / U \cdot C = k v \epsilon_{\alpha} \rho / d \quad (5.49)$$

где I – ток электризации, А;

T – время процесса, с;

U – потенциал электризации, В;

C – электрическая емкость аэросмеси, Ф;

ϵ_{α} – диэлектрическая проницаемость аэросмеси, $\Phi/\text{м}$;

ρ – удельное электрическое сопротивление аэросмеси, $\Omega \cdot \text{м}$;

d – диаметр частиц, м;

v – скорость потока, м/с;

k – коэффициент пропорциональности, равный $13,5 \cdot 10^{-6}$.

С учетом факторов, приводящих к увеличению электризации и снижению утечек электрических зарядов в процессе пневмотранспорта определены максимальные уровни электризации, приведенные ниже.

Таблица 5.3

Максимальные уровни электризации (кВ) пневмотранспортируемых аэросмесей

Материал	от 100 до 74	от 74 до 62	от 62 до 50	менее 50
Игдантит	–	–	–	–
Аммиачная селитра	–	–	–	–
Гранулит АС-8	–	–	–	–

§ 5.19. Механизация взрывных работ на зарубежных подземных рудниках

На подземных зарубежных рудниках уровень механизации взрывных работ ниже, чем на карьерах. Это связано с тем, что значительную долю объема горных работ (в основном проходческих) до сих пор производят с применением патронированных ВВ. Надежные производительные средства заряжания шпуров патронами выпускают мало из-за сложности конструкции.

В то же время объем использования непатронированных, в основном россыпных гранулированных ВВ, особенно простейших типа АС-ДТ в последние 10-15 лет значительно увеличился. Это привело к росту числа модификаций соответствующего зарядного оборудования, базирующегося на использовании энергии сжатого воздуха.

Таблица 5.4

Концентрационные и энергетические параметры воспламенения аэросмесей

Тип материала ВВ	Размер частиц, мкм				
	от 100 до 74	от 74 до 62	от 62 до 50	менее 50	
Аммиачная селитра	Нижний концентрационный предел воспламенения, $\text{г}/\text{м}^3$	Минимальная концентрация воспламенения, $\text{г}/\text{м}^3$	Нижний концентрационный предел воспламенения, $\text{г}/\text{м}^3$	Минимальная концентрация воспламенения, $\text{г}/\text{м}^3$	Минимальная концентрация воспламенения, Дж
Гранулит АС-8	–	–	–	–	–
Игдантит	–	–	–	–	–
Гранулит АС-8	О/К-410 (вспышка между электродами)	О/К-380 (вспышка между электродами)	О/К-320 (вспышка между электродами)	О/К-270 (вспышка между электродами)	О/К-230 (вспышка между электродами)
Алюминевая пудра с ВВ	–	–	–	–	–
Алюминевая пудра ПП1 и ПП2	–	–	–	–	–

Примечания 1. Частицы гранулита АС-8 размером более 100 мкм не воспламенялись.

2. О/К – оптимальная концентрация воспламенения.

Фирма «Нитро Нобель Мек» выпустила серию пневматических аппаратов для заряжания шпуротов и скважин патронированным ВВ. Серия состоит из трех моделей: ТА-4, ТА-32 и ТА-42.

Первая предназначена для заряжания патронов диаметром 22 и 25 мм, вторая – для патронов диаметров 29 и 32 мм, а третью используют при заряжании скважин диаметров до 102 мм патронами диаметром до 40 мм. Все модели имеют герметизированные редукционные клапаны с заранее установленным пределом давления воздуха (до 0,3 МПа), предохранительные клапаны и клапаны подачи воздуха для заряжания скважин. Заряжания осуществляют за счет импульсной подачи воздуха в зарядное устройство.

Модель ТА-4 имеет две откидывающиеся алюминиевые обоймы для размещения патронов ВВ и промежуточную латунную вставку. Патроны из обойм поступают в зарядный шланг и двигаются по нему в шпуры. Модели ТА-32 и ТА-42 полностью изготовлены из алюминия. Их откидные обоймы имеют саморегулирующиеся подвески, что предупреждает перекос патронов при подаче в зарядчик.

Зарядные шланги изготавливают из черного антистатического полиэтиленового пластика. С внутренней стороны они имеют продольные бороздки, предупреждающие непредвиденное повышение давления при заряжании в случае застравления патронов в шланге.

Параметры типоразмерного ряда зарядных шлангов в зависимости от диаметра патрона приведены ниже.

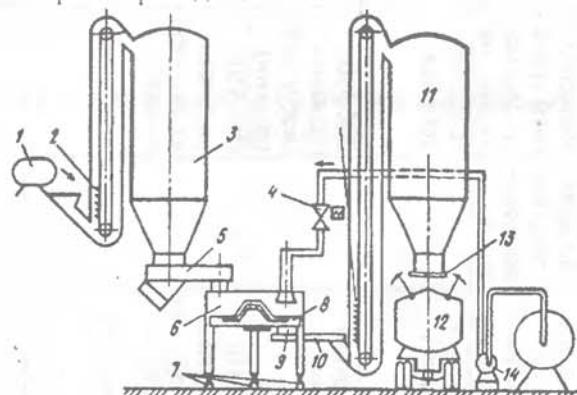


Рис. 5.23. Механизированный комплекс по приготовлению АС-ДТ на руднике Киру (Швеция): 1 – поддон; 2 – приемный бункер; 3 – ковш элеватора; 4 – дозировочный клапан; 5 – вибрационный питатель; 6, 10 – шнеки; 7 – вибраторы; 8, 9 – узел приготовления АС-ДТ; 11 – бункер АС-ДТ; 12 – транспортно-зарядная машина; 13 – дозатор; 14 – насос дизельного топлива.

Таблица 5.5
Техническая характеристика некоторых моделей переносных зарядчиков

Показатели	Эжектор-лодер, «Дюпон» (США)	«Бест-зарядчик», «Мицубиси» (Япония)	Зарядчик шприц «Мицубиси» (Япония)	«Портэнсл», «Нитро Нобель» (Швеция)
Вместимость, кг	22,6	12	17	24 или 46
Производительность заряжания, кг/мин	4,9-9,0	3,5	3,5	4,5-6,7
Дальность пневмотранспортировки, м	6	4	4	6-15
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	2	1,5	1,5	1,5
Плотность заряжания, г/см ³	0,9	1	0,9	0,95
ресурс работы, т	40-50	40-50	25-30	85-90
Масса, кг	8	6	4	7

Таблица 5.6
Параметры шлангов для заряжания патронированных ВВ

Тип зарядного шланга	22	1	29	33	4
Рекомендуемый диаметр скважин, мм	38-45	40-51	45-64	51-76	64
Диаметр патронов, мм	22	25	29	32	38
Диаметр шланга, мм:					
Внутренний	23,2	27	30	33,5	41
Внешний	30	34	38	41,5	51

Благодаря применению зарядчиков плотность заряжания патронированными ВВ повышается, на 15-20%, причем при необходимости ее можно изменять за счет изменения давления сжатого воздуха. Производительность заряжания при применении зарядчика возрастает в 1,5-2 раза.

Главные изготовители пневматических зарядчиков россыпных ВВ – фирмы Швеции, ФРГ, США, Канады, Японии поставляют на рудники капиталистических и развивающихся стран переносные, перекатные и самоходные зарядные устройства.

Наиболее простыми, мобильными и дешевыми являются переносные пневмозарядчики, предназначенные для работы в стесненных условиях, например, для заряжания шпуротов при проведении горных выработок малого сечения и на очистных работах при шпуровой отбойке

(табл. 5.5). Переносные пневмозарядчики, как правило, имеют небольшие размеры. Их легко переносят в руках или за спиной в виде ранца. По принципу действия их относят к эжекторным. Этот тип аппаратов широко применяют в США, Швеции, Японии и др. странах. Зарядчики конструктивно мало отличаются друг от друга.

Пневмозарядчик «Аноддер» фирмы «Пенберти» (США) состоит из алюминиевого контейнера, дистанционного клапана пуска сжатого воздуха, полиэтиленового зарядного шланга, клапана для выпуска аэросмеси.

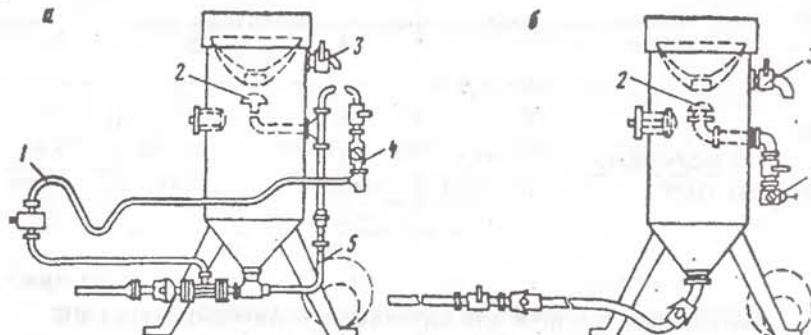


Рис. 5.24. Зарядчики серии «Эрлодер» фирмы «Дюпон»: а – с дистанционным управлением; б – с ручным управлением: 1 – шланг для пневмораспределения с клапаном и педалью дистанционного управления; 2 – автоматический запорный клапан; 3 – спускной кран; 4 – регулятор давления; 5 – напорная линия.

Таблица 5.7

Техническая характеристика камерных пневмозарядчиков фирмы «Дюпон»

Наименование модели	АЛ-75	АЛ-150	АЛ-300	АЛ-500
Вместимость камеры, кг	40	80	150	250
Производительность, кг/мин	28-30	28-30	28-30	28-30
Дальность пневмотранспортирования, м	15	15	30	30
Расход сжатого воздуха, м³/мин	2	2	2,4	2,4
Масса (без учета ходовой базы), кг	68	113	159	430

Камерные зарядчики, превосходя по массе зарядчики эжекторного типа, обеспечивают значительно большую дальность транспортирования ВВ и производительность заряжания. Также, как и эжекторные, камерные зарядчики схожи конструктивно и выполнены в трех вариантах: переносные, на легких каретках, перемещаемых вручную, и на самоходных шасси, способных мобильно перемещаться за короткое

время в любой забой, где необходимо произвести заряжение шпуров или скважин.

Камерные зарядчики производят в США (фирмы «Дюпон», «Атлас-Рауде» и др.), в Швеции (фирмы «Пневматик транспорт», «Болиде майнинг», «Нитро Нобель мек АБ» и др.), в Канаде («Канади индастриз лтд» и др.), в ФРГ («Олемани»), в Японии («Мицубиси майнинг корп») и др.

Так, японская фирма «Мицубиси метэлл майнинг» выпустила серию камерных зарядных машин «Супер», предназначенных для заряжания шпуров большого диаметра и длины гранулированными ВВ. Эти машины выполнены в двух вариантах, переносном и перекатном (на колесной тележке).

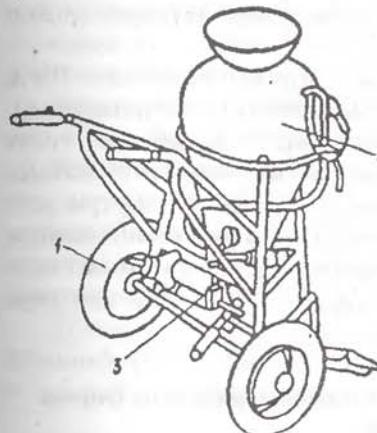


Рис. 5.25. Камерный зарядчик «Энол» фирмы «Нитро-Нобель»:

1 – колесная тележка; 2 – камера;

Рабочая вместимость бака, л	28	75	150
Масса, кг	24	140	140
Размеры (высота и диаметр), мм	750x350	1250x600	1350x800
Давление сжатого воздуха, МПа	0,4-0,7	0,4-0,7	0,4-0,7

Таблица 5.8

Фирма «Нитро Нобель мек» выпускает несколько модификаций пневматических зарядчиков, отличающихся способом загрузки и выдачи ВВ (рис. 5.23). Например, зарядчик «Энол» (базовая модель) представляет собой простейший питатель камерного типа с нижней выдачей готового ВВ по шлангу (в случае необходимости по двум шлангам). Загрузку камеры производят через воронку в верхней ее части. В комплект зарядчика, начиная с типоразмера Энол-150, включена стандартная рама для установки на ходовую часть (ручную тележку, самоходное шасси). Установки предназначены для заряжания

Таблица 5.11

**Зарядные устройства фирмы «Динно Нобель»
Системы «Ростмес» для заряжания шпуров и скважин простейшими ВВ
типа ANFO**

№№ п/п	Тип устройства	Общ. дли- на уста- новки, мм	Шасси	Сервисная стрела (ма- нипулятор)	Высота охвата ма- нипулятора, мм	
					Min	Max
1	DC - 11	8100	DC - 11	HL - 150	2190	2890
2	DC - 11	8100	DC - 11	HL - 250	2500	3000
3	DC - 16	12500	DC - 16	HL - 210	2450	3000
4	DC - 16	12500	DC - 16	HL - 230	2450	3000
5	DC - 16	9900	DC - 16	HL - 250	2500	3000
6	DC - 17	9400	DC - 17	17 В	2450	3000
7	DC - 17	12750	DC - 17	HL - 230	2450	3000

Таблица 5.12

**Техническая характеристика самоходных зарядных машин фирмы
«Олемани»**

Показатели	Наименование модели				
	«Бер- га- Дето- Лифт»	«Мини- ка-Дето- Лифт»	«Уни- кум- Дето- Лифт»	«Уни- кум- Дето»	«Мини- Вилка- Дето»
Глубина шпура, м	7	7	7	7	7
Высота заряжания,	5	6	-	-	5
Производительность, кг/мин	10	10	-	10	10
Вместимость камеры за- рядчика, л	1000	1000	1770	-	1000
Грузоподъемность рабочей подъемной площадки, кг	270	-	270	-	300
Максимальная скорость движения машины, км/ч	22	26	77,5	77,5	26
Основные размеры:					
Длина	7200	7260	6100	4950	4700
Высота	2200	2100	2000	2100	2100
Ширина	1800	2020	2500	2500	2020
Масса, т	6	6,4	6	6	6,4

Таблица 5.13

Наименование	Содержание фракций, мм					Средний диаметр гранул, %
	+2	+2 - 1,6	+1,6 - 1,2	+0,8 - 0,8	+0,2 - 0,2	
Выход классов по фракциям, %						
Исходный продукт	39,5	29,3	17,5	12,6	0,9	1,77
Пневмотранспорт в бункер-дозатор	28,6	28,4	26,1	15,7	0,9	0,3
Самотечная перегрузка в бункеры, транспор- тировка на промплощадку в автосамосвале «Универсал», самотечная перегрузка в вагон- контейнер	25,4	27,1	28,3	17,7	1,1	0,4
Транспортировка вагона-контейнера, вакум- эжекторная перегрузка в бункер зарядчика типа ЗП	23,8	26,5	28,4	19,7	1,2	0,4
Контрольная проба: на базисном складе в бункере зарядчика ЗП	37,6	28,2	19,7	13,4	0,8	0,3
	31,6	26,	17,2	24,0	0,9	1,75
					0,4	1,65
					1,65	94,3

Таблица 5.14

Запыленность и просыпь гранулированных ВВ

Номер скважины	Угол на-клона, град.	Глубина скважин, м						Средние показа-тели по пробе ВВ
		25-20	20-15	15-10	10-5	запылен-ность, мг/м ³	просыпь, %	
Основная проба								
1	90	1,2	2,6	1,3	0,1	1,9	2,0	0,7
2	90	1,8	1,8	0,5	0,5	1,6	1,9	1,4
3	90	0,5	2,1	0,4	2,9	1,7	2,4	1,8
4	90	1,7	0,9	0,9	2,7	0,6	2,7	1,1
5	60	2,2	2,0	1,4	3,2	0,9	1,8	0,4
6	60	0,3	1,4	1,8	1,8	1,4	1,9	0,7
7	60	1,9	1,8	1,7	1,4	1,7	1,5	1,3
8	60	2,0	0,6	0,5	2,0	1,5	2,4	1,9
Средние		1,47	1,65	1,06	1,82	1,4	2,08	1,15
Контрольная проба								
1	90	2,3	3,0	1,5	1,3	1,7	0,9	0,6
2	90	1,7	2,3	1,4	1,5	1,3	0,9	0,5
3	90	0,9	0,5	1,5	1,1	1,3	1,0	1,9
4	90	1,2	0,5	0,7	0,5	1,1	2,7	1,9
5	90	1,6	0,8	0,4	1,0	0,9	2,6	1,3
6	60	0,6	1,9	0,8	2,7	0,8	1,8	1,0
7	60	0,8	1,7	1,8	2,3	1,4	3,3	1,5
8	60	1,1	0,4	2,4	2,7	1,8	1,9	0,8
Средние		1,27	1,52	1,30	1,62	1,4	1,75	1,20

ГЛАВА VI. ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

§ 6.1. Шахтная атмосфера подземных горных выработок

Для подземных выработанных пространств угольных шахт наиболее характерно присутствие метана. Наряду с метаном в атмосфере шахт в небольших количествах присутствуют другие предельные и непредельные углеводороды, такие как этан, бутан, пропан, этилен, окись углерода, сернистый газ, сероводород, водород и др. Среднее содержание метана в атмосфере подземных горных выработок составляет 80-83%, от 1% до 4% – тяжелые углеводороды, 10% азота, ~ 5% углекислого газа и менее 1% других газов. Основные взрывоопасные компоненты приведены в таблице 6.1.

Таблица 6.1

Основные взрывоопасные компоненты рудничной атмосферы

№ п/п	Тип рудничного газа, химическая формула	Краткая характеристика, отличительные особенности	Пределы концентрации взрыво-воспламеняе-мости		Температура воспламенения, град. °C	Максимальная сила взрыва, при концентрации, %	Примечание
			ниж-ний	верх-ний			
1.	Метан CH ₄	Газ без цвета, вкуса, запаха, инертен. соед. только с галоидами. Не ядовит	4,5	16	650-750	9,5	При содержании метана >14-16 % происходит полное его воспламенение, вследствие высокой теплоемкости метана, взрыв не возникает. Температура в неограниченном объеме 1875°C. Температура в замкнутом объеме 2150-2650°C.
2.	Водород H ₂	Газ без цвета, вкуса, запаха. Не ядовит	4	74	580-600 спосо-бен воспл. при темп-рат. 150-200°C	30	Источники появления водорода: полезнос ископаемое и боковые породы, пожары, зарядка аккумуляторных батарей
3.	Оксид углерода CO	Газ без цвета, вкуса, запаха. Весьма ядовит.	12,5	75	630-810	30	Легко соединяется с гемоглобином крови. в 300 раз активнее кислорода, вытесняя его вызывает кислородное голодание организма. Цвет пламени – голубовато-синий.

В связи с изложенным различают свободное и связанное состояние газов в горной породе. Свободный газ скапливается в пустотах, трещинах искусственного и естественного происхождения. Связанный газ – это газ адсорбированный породой.

Метан выделяется в шахтную атмосферу из угольных пластов и пропластков и вмещающих пород, а также из разрыхленного угольного или породного массива. Существует три вида газовыделения: обыкновенное – из пор и трещин, не видимых не вооруженным взглядом; суфлярное – из видимых трещин и пор; внезапное – выброс газа происходит внезапно из угольного или породного массива.

Ископаемые угли подразделяют по газоности в единице объема массива (m^3/m^3 или m^3/t). В зависимости от количества газа выделяемого в сутки угольные шахты классифицируются на пять категорий (табл. 6.2).

Таблица 6.2

Категория шахт по метану	Относительная метанообильность, m^3/t
I	до 5
II	от 5 до 10
III	от 10 до 15
Сверхкатегорные	15 и более; суфлярные выделения
Опасные по внезапным выбросам	пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа, а также выбросоопасные породы

Содержание метана в подземных горных выработках и трубопроводах должно соответствовать нормам, приведенным в таблице 6.3.

Таблица 6.3

Вентиляционная струя, трубопровод	Недопустимая концентрация метана, % по объему
Исходящая из очистной или тупиковой выработки, камеры, выемочного участка, поддерживаемой выработки	более 1
Исходящая крыла, шахты	более 0,75
Поступающая на выемочный участок, в очистные выработки, к забоям тупиковых выработок и в камеры	более 0,5
Местные скопления метана в очистных, тупиковых и других выработках	более 2
На выходе из смесительных камер	более 1
Трубопроводы для изолированного отвода метана с помощью вентиляторов (эжекторов)	более 3,5
Дегазационные трубопроводы	от 3,5 до 25

Если при проходке стволов, шурfov или других вскрывающих выработок обнаружен метан или ожидается его выделение, то в них должен соблюдаться газовый режим.

Содержание метана в атмосфере подземных выработок и трубопроводах должно соответствовать нормам, приведенным в табл. 6.3.

Действующие тупиковые выработки должны быть обеспечены приборами и аппаратурой контроля содержания метана и углекислого газа (табл. 6.4).

Таблица 6.4

Категории шахт по газу	Тип приборов		
	переносные эпизодического действия на CH_4	переносные непрерывного действия на CO_2	стационарные автоматические на CH_4
Негазовые	-	+	-
I и II категории: в выработках, где выделяется метан при отсутствии метана в выработках	- +	+-	- -
III категории, сверхкатегорные и опасные по внезапным выбросам	-	+	+

§ 6.2. Взрывные работы в очистных забоях

Основные параметры БВР в очистных забоях определяют на основе общепринятых методик расчета, практического опыта введения ВР в аналогичных горно-геологических и технических условиях, в том числе на других угледобывающих предприятиях, а также с учетом результатов опытных взрываний в данном забое, необходимых для корректировки параметров буровзрывного комплекса. Опытные взрывания проводят в строгом соответствии с ЕПБ при ВР.

Область применения ВР в очистных забоях. Взрывные работы в очистных забоях проводят:

- для отбойки угля в лавах на пластах с предварительным щелеобразованием и использованием машинного вруба;
- при проходке ниш для комбайновой выемки угля на наклонных и пологих пластах;
- для предварительного рыхления массива крепких и весьма крепких углей перед комбайновой или струговой выемкой;

В связи с изложенным различают свободное и связанное состояние газов в горной породе. Свободный газ скапливается в пустотах, трещинах искусственного и естественного происхождения. Связанный газ – это газ адсорбированный породой.

Метан выделяется в шахтную атмосферу из угольных пластов и пропластков и вмещающих пород, а также из разрыхленного угольного или породного массива. Существует три вида газовыделения: обычновенное – из пор и трещин, не вооруженным взглядом; супфлярное – из видимых трещин и пор; внезапное – выброс газа происходит внезапно из угольного или породного массива.

Ископаемые угли подразделяют по газоности в единице объема массива ($\text{м}^3/\text{м}^3$ или $\text{м}^3/\text{т}$). В зависимости от количества газа выделяемого в сутки угольные шахты классифицируются на пять категорий (табл. 6.2).

Таблица 6.2

Категория шахт по метану	Относительная меганообильность, $\text{м}^3/\text{т}$
I	до 5
II	от 5 до 10
III	от 10 до 15
Сверхкатегорные	15 и более; супфлярные выделения
Опасные по внезапным выбросам	пласти, опасные по внезапным выбросам угля и газа, а также выбросоопасные породы

Содержание метана в подземных горных выработках и трубопроводах должно соответствовать нормам, приведенным в таблице 6.3.

Таблица 6.3

Вентиляционная струя, трубопровод	Недопустимая концентрация метана, % по объему
Исходящая из очистной или тупиковой выработки, камеры, выемочного участка, поддерживаемой выработки	более 1
Исходящая крыла, шахты	более 0,75
Поступающая на выемочный участок, в очистные выработки, к забоям тупиковых выработок и в камеры	более 0,5
Местные скопления метана в очистных, тупиковых и других выработках	более 2
На выходе из смесительных камер	более 1
Трубопроводы для изолированного отвода метана с помощью вентиляторов (эжекторов)	более 3,5
Дегазационные трубопроводы	от 3,5 до 25

Если при проходке стволов, шурfov или других вскрывающих выработок обнаружен метан или ожидается его выделение, то в них должен соблюдаться газовый режим.

Содержание метана в атмосфере подземных выработок и трубопроводах должно соответствовать нормам, приведенным в табл. 6.3.

Действующие тупиковые выработки должны быть обеспечены приборами и аппаратурой контроля содержания метана и углекислого газа (табл. 6.4).

Таблица 6.4

Категории шахт по газу	Тип приборов		
	переносные эпизодического действия на CH_4	перенос- ные непре- рывного действия на CO_2	стациона- рные автомати- ческие на CH_4
Негазовые	-	+	-
I и II категории: в выработках, где выделяется метан при отсутствии метана в выработках	- +	+	+
III категории, сверхкатегорные и опасные по внезапным выбросам	-	+	+

§ 6.2. Взрывные работы в очистных забоях

Основные параметры БВР в очистных забоях определяют на основе общепринятых методик расчета, практического опыта введения ВР в аналогичных горно-геологических и технических условиях, в том числе на других угледобывающих предприятиях, а также с учетом результатов опытных взрываний в данном забое, необходимых для корректировки параметров буровзрывного комплекса. Опытные взрывания проводят в строгом соответствии с ЕПБ при ВР.

Область применения ВР в очистных забоях. Взрывные работы в очистных забоях проводят:

- для отбойки угля в лавах на пластах с предварительным щелеобразованием и использованием машинного вруба;
- при проходке ниш для комбайновой выемки угля на наклонных и пологих пластах;
- для предварительного рыхления массива крепких и весьма крепких углей перед комбайновой или струговой выемкой;

- при взрывной отбойке угля на пластах, когда применять механизированную выемку угля в зонах геологических нарушений невозможно;
- при вскрытии выбросоопасных и удароопасных угольных пластов и пропластков;
- при принудительном обрушении труднообрушаемых кровель;
- при сотрясательном взрывании и торпедировании выбросоопасных угольных пластов;
- при глубинном взрывании скважинных зарядов для борьбы с выбросами породы и газа в условиях выбросоопасности песчаников.

При ведении ВР в очистных забоях необходимо использовать ВВ 5 и 6-го классов предохранительности с обязательным подбором оптимальных интервалов замедления между смежными шпуровыми зарядами.

В этом же случае необходимо учитывать отклонения, связанные с качеством изготовления и точностью времени срабатывания ЭД (время срабатывания ЭДКЗ-ПКМ может доходить до 7-10 мс). Массы заряда определяют расчетом или принимают на основе производственных данных.

Количество ВВ, необходимого для отбойки угля в лаве, определяют по формуле:

$$Q_{BB} = L_n m_{n1} l_{zax} q_{BB} e, \quad (6.1)$$

где L_n – длина лавы, м;

m_{n1} – мощность пласта, м;

l_{zax} – подвигание забоя за цикл, м;

q_{BB} – удельный расход ВВ кг/м³;

e – коэффициент работоспособности применяемого ВВ по отношению к эталонному ВВ (аммонит 6ЖВ).

Среднюю величину заряда ВВ в одном шпуре определяют по формуле:

$$Q_{BB.un} = 0,785 d_z^2 l_{k.z} \rho_{BB}, \quad (6.2)$$

где d_z – диаметр заряда;

$l_{k.z}$ – длина колонки заряда;

ρ_{BB} – плотность заряжания, кг/м³.

Количество шпуротов, необходимых для взрывания забоя равно:

$$N_{un} = Q_{BB}/Q'_{BB.un}. \quad (6.3)$$

В очистных забоях с мощностью пластов до 3,5 м при наличии машинного вруба шпуры располагают по длине лавы на расстоянии 2-

3 м в один или несколько рядов в зависимости от ширины машинного вруба и крепости разрушаемого угольного пласта. При отсутствии машинного вруба расстояние между шпурами уменьшается до 0,6-1,2 м в зависимости от крепости угольного пласта, а количество их рядов зависит от мощности разрабатываемого угольного пласта. Глубина шпуротов колеблется от 1 до 20 м и зависит от устойчивости пород кровли. Для предотвращения повреждения механизированной крепи при производстве ВР шпуры необходимо бурить с небольшим углом наклона к падению пласта. Схема расположения шпуров в очистном забое при взрывной отбойке угля представлена на рис. 6.1.

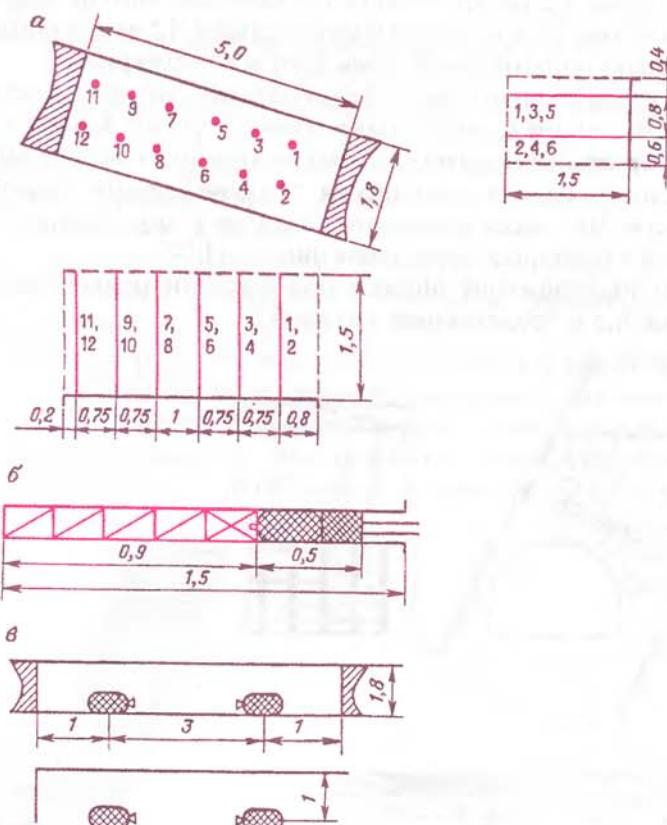


Рис. 6.1. Схема расположения шпуротов в очистном забое:
а – расположение шпуров (1-12); б – конструкция шпуровых зарядов;
в – схема расположения сосудов с водой

При щитовой системе разработки ВР производят:

- перед пуском шита в эксплуатацию для разрушения потолочины;
- бурение и взрывание шпуровых зарядов в продольном проходе под щитом и в опорных целиках у лежачего бока пласта для приведения щита из горизонтального в нормальное положение, при котором все его секции по простиранию находятся в одной плоскости, а вкрест простирания – по нормали к вмещающим боковым породам;
- при выемке угля под щитами на пластах мощностью более 6,5 м для создания горизонтального прохода, расширения его в сторону висячего бока пласта над печами, выемки опорных целиков висячего и лежачего боков, т.е. осуществления посадки щитового перекрытия;
- при выемке угля на пластах мощностью 4-4,5 м для образования горизонтального прохода и посадки щитового перекрытия;
- при применении арочных и бессекционных щитов на пластах мощностью более 4 м для выемки горизонтального прохода канавы и посадки щитового перекрытия (взрывные работы выполняют в один прием).

Последовательность выполнения технологических операций при производстве ВР, масса взрываемых зарядов и другие параметры определяются в паспортах управления щитом и БВР.

Схемы расположения шпуротов при щитовой разработке пластов мощностью 6,5 м представлены на рис. 6.3.

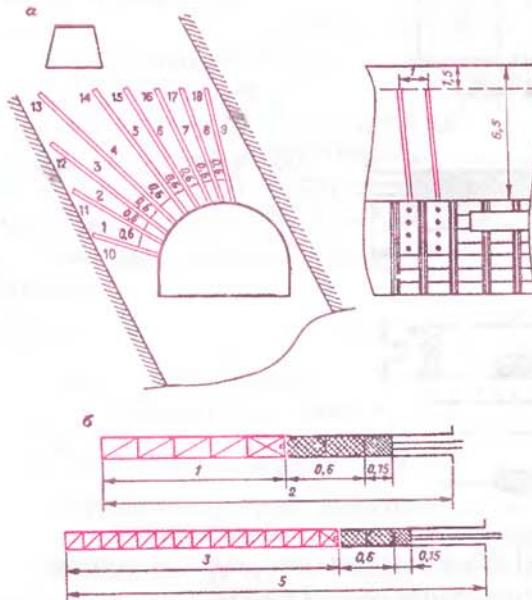


Рис. 6.2. Схема расположения (а) и конструкция (б) шпуровых зарядов (1-18) при выемке угля под щитом

При образовании надщитовых подушек и предупреждении прорывов глины и пульпы при щитовой системе разработки взрывание зарядов осуществляется таким образом, чтобы их разрушающее действие распространялось на надщитовой угольный массив (целик). Схема расположения зарядной камеры для создания надщитовой подушки представлена на рис. 6.3.

В этом случае необходимую массу камерного заряда рассчитывают по формуле:

$$Q_{\text{BB}} = q_{\text{BB}} W^3, \quad (6.4)$$

где q_{BB} – удельный расход ВВ, кг/см³ (принимается по таблице); W – л.н.с., м.

Объем зарядной камеры вычисляют по формуле:

$$V_k = a_{yn} Q_{\text{BB}} / \rho_{\text{BB}}, \quad (6.5)$$

где a_{yn} – коэффициент учета упаковки ВВ: $a_{yn} = 1,8$ – для патронированного ВВ;

$a_m = 1,5$ – для ВВ в мешках;

Q_{BB} – масса заряда ВВ, кг;

ρ_{BB} – плотность заряжания, кг/м³.

Для обеспечения сохранности щита при производстве ВР минимально допустимое расстояние L от щита до нижнего основания воронки взрыва должно быть не менее $0,3W$.

Заряжание камер осуществляют полностью без оставления пустот. В обводненных забоях при ведении зарядных работ для обеспечения водоустойчивости зарядов ВВ применяют ВВ в полиэтиленовых мешках или водоустойчивые ВВ. Инициирование зарядов производят основным и дублирующим патронами-боевиками, которые устанавливают перед забойкой.

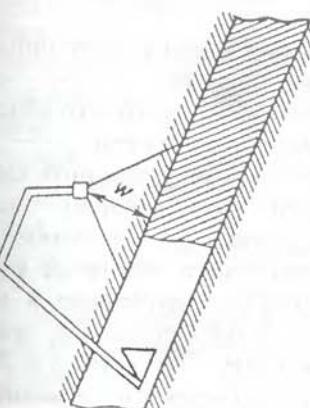


Рис. 6.3. Схема расположения зарядной камеры для создания надщитовой подушки

Ликвидацию отказавших зарядов (в случаях их образования) производят в соответствии с требованиями ЕПБ при ВР, по специально разработанному проекту, который утверждает главный инженер шахты.

Выпуск застрявшей в углеспусках горной массы, производят с помощью накладных зарядов ВВ в тех случаях, когда его невозможно произвести другими способами. Порядок взрывного разбучивания углеспусков устанавливают в соответствии с инструкцией, действующей для угледобывающего бассейна.

Взрывные работы при гидродобыче. Ослабление и рыхление крепких и плотных горных массивов для последующей гидроотбойки и гидросмыва осуществляют с использованием шпурков или скважинных зарядов длиной до 2 м в режиме камуфлетного взрываия.

Рыхление угольного пласта производят одновременно со стороны висячего и лежачего боков. При этом используют веерообразное расположение шпурков.

Взрывные работы при посадке кровли в очистных забоях. Принудительную посадку кровли в очистных забоях осуществляют с помощью одновременного взрываия накладных зарядов, закрепленных на деревянных стойках. Для качественной отбойки труднообрушаемых пород в кровле разрабатываемого пласта необходимо производить дополнительное бурение и взрывание шпуровых зарядов ВВ.

Стойки посадочной крепи обуруивают со стороны завала в средней их части.

Перебивание деревянных стоек осуществляют с помощью ВВ VII класса, допущенных к применению Госгортехнадзором России.

Для предохранения органной крепи от разрушающего действия взрыва стойки контрольного ряда, прилегающего к органному, не обуруивают и не разрушают.

Электродетонатор посадочного патрона направлен ко дну шпуря для предохранения его от механического повреждения.

Монтаж электровзрывной сети производят сверху вниз, что облегчает передвижение людей, предотвращает повреждение сети.

При взрывании более 100 зарядов целесообразно применить смешанное соединение электровзрывной сети, при котором электродетонаторы между собой соединены параллельно, а в группах – последовательно. При электровзрывании применяют взрывные приборы и контрольно-измерительную аппаратуру, допущенные к использованию Госгортехнадзором России для шахт и рудников, опасных по газу и пыли (ВП-2000; КВП-1/100м; ПИВ – 100 м и т.д.). Допуск людей в очистной забой разрешает руководитель взрывных

работ только после осмотра места взрыва и ликвидации отказавших зарядов ВВ при их наличии.

§ 6.3. Порядок составления паспорта БВР для новых забоев

Для новых забоев на основе 2-3-х опытных взрываний после отработки и корректировки основных параметров составляют паспорт БВР, а также схему, учитывающую элементы залегания и геологического строения, а также физико-технические свойства пласта. При проведении опытных взрываний уточняют схему расположения шпурков, массу и конструкцию зарядов ВВ, очередность их взрываия и интервал замедления, количество шпурков на цикл, величину забойки.

Паспорт БВР утверждает главный инженер шахты, после чего он приобретает юридическую законность.

При изменении горно-геологических условий в паспорт БВР вносятся коррективы, которые также утверждает главный инженер шахты.

Схема расположения шпурков и основные параметры БВР, включаемые в паспорт БВР, представлены на рис. 6.4.

Таблица 6.5

Наименование показателей	Ед. измерения	Количество
Опасность шахты по газу-пыли	-	Опасная
Тип забоя	-	Смешанный
Опасность выработки по газу-пыли	-	Опасная
Сечение выработки вчерне	м ²	7,0
Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	-	6
Тип применяемого ВВ	-	ПЖВ-20
Расход ВВ на цикл	кг	8,1
Расход электродетонаторов на цикл	шт.	9
Тип применяемого ВВ для распыления воды		Угленит 13 П
Расход ВВ для распыления воды на цикл	кг	0,6
Расход ЭД для распыления воды на цикл	шт.	3
Расход гидроампул для забойки на цикл	шт.	18
Расход глины для забойки на цикл	кг	3,4
КИШ	-	0,89
Подвигание забоя на взрыв	м	1,6
Объем бурения на цикл	м	16,2
Диаметр шпуря	мм	42

Таблица 6.6

№№ шпуров	Длина шпуров, м	Масса заряда, кг	Углы наклона шпуров к плоскости забоя, градус, в проекции		Тип электродетонаторов и их замедление	Длина внутренней забойки, м	Прием взрывания
			горизонтальной	вертикальной			
1;2	1,8	0,9	90	90-85	ЭДКЗ-2ПКМ	0,85	За один прием
3;4;5	1,8	0,9	85-90	90-85	ЭДКЗ-3ПКМ	0,85	
6;7;8;9	1,8	0,9	87-85	87-85	ЭДКЗ-4ПКМ	0,85	

Таблица 6.7

Расход воды в забое		Число сосудов вместимостью		Тип ВВ для распыления воды	Тип ЭД и их замедление	Расход ВВ, кг		Расход ЭД, шт.
удельный, л/м ²	общий, л	20л	30л			на 1 сосуд	всего	
8	76,9	2	1	Угленит 13П	ЭДКЗ-ОПКМ	0,2	0,6	3

§ 6.4. Сотрясательное взрывание

Сотрясательное взрывание проводят в определенном режиме на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и таза, а также на угрожаемых пластах, где получен прогноз «опасно», для защиты людей и шахтного оборудования от последствий выбросов:

- при проведении горизонтальных, наклонных (сверху вниз) и восстающих выработок с углом наклона до 10°, а также для отбойки угля в очистных забоях;
- при вскрытии выбросоопасных угольных пластов мощностью более 0,1 м;
- при вскрытии угрожаемых пластов, если прогнозом установлены опасные значения показателей выбросоопасности или прогноз перед вскрытием не проводился;

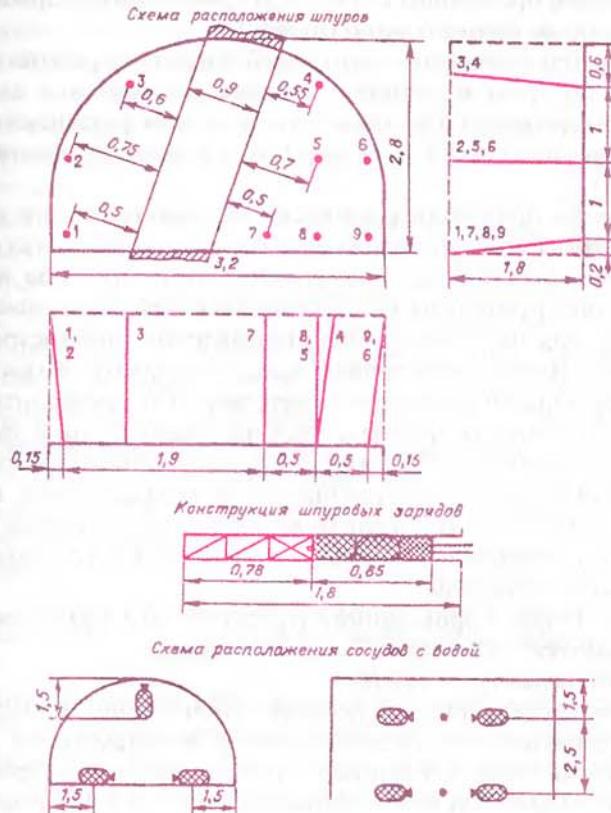


Рис. 6.4. Пример составления паспорта буровзрывных работ

• при вскрытии песчаников на глубине 600 м и более, если прогнозом установлено, что песчаник выбросоопасный, или перед вскрытием прогноз не осуществлялся;

• при проведении выработок по выбросоопасным песчаникам.

Взрывные работы при вскрытии пластов в очистных и подготовительных забоях в пределах защищенных зон допускается проводить без соблюдения режима, предусмотренного ЕПБ при ВР для сотрясательного взрывания.

Выбор параметров БВР при проведении выработок по угольным пластам и породам, опасным по выбросам угля, породы и газа, должен обеспечивать полную отбойку угля (породы) по всему сечению выработки. Если при взрывных работах горная выработка не оконту-

рена в пределах проектного сечения, сотрясательное взрывание проводят повторно до полного оконтуривания.

В местах геологических нарушений взрывные работы ведут одновременно по углю и породе. Проведение выработок смешанным забоем с опережающей взрывной отбойкой угля разрешается при отставании породного забоя не более 5 м и только на пластах мощностью до 0,8 м.

Запрещается производить раскоску недооконтуренной выработки после сотрясательного взрывания ручным отбойным инструментом.

Для каждого забоя, где применяется сотрясательное взрывание, составляют инструкцию на его производство, ее утверждает руководитель предприятия (шахты, шахтоуправления, шахтостроительной организации). Инструкция должна предусматривать магнитофонную запись телефонных переговоров ответственного руководителя сотрясательным взрыванием, находящегося на поверхности, а также порядок, технику и технологию производства сотрясательного взрывания с указанием проводимых мер безопасности, направленных на защиту людей от последствий возможных выбросов угля (породы) и газа, а также на предотвращение воспламенения метана и угольной пыли. В ней должны быть указаны:

- место и время проведения сотрясательного взрывания;
- выработки, из которых выводятся люди;
- места нахождения постов;
- электроустановки, подлежащие отключению, и мероприятия, направленные на предотвращение воспламенения метана и угольной пыли при взрывных работах и после выбросов;
- места прокладки магистральных проводов и местонахождение щита для подсоединения взрывного прибора у места укрытия мастера-взрывника;
- порядок получения разрешения на заряжание, взрывание и осмотр забоя после взрывания зарядов;
- специальные мероприятия и специфические условия обеспечения безопасности работ (режим работы подъема, последовательность сотрясательного взрывания в смежных забоях и др.);
- обязанности лиц, осуществляющих подготовку и производство сотрясательного взрывания или ответственных за соблюдение мероприятий по обеспечению безопасности.

Ответственным лицом, осуществляющим с поверхности руководство подготовкой и производством сотрясательного взрывания при вскрытии пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа, должен быть главный инженер шахты (шахтостроительного управления)

или его заместитель. Во всех остальных случаях, кроме вскрытия пластов, ответственность за осуществление с поверхности руководства подготовкой и производством сотрясательного взрывания допускается возлагать на помощника главного инженера (начальника смены).

Ответственность за осуществление непосредственно в забое выработки руководства подготовкой и производством сотрясательного взрывания следует возлагать на лицо технического надзора участка, по должности не ниже заместителя: (помощника) начальника участка.

С целью оповещения всех работников, занятых на подземных работах, о времени и месте производства сотрясательного взрывания в ламповой, табельной и у стволов (шурфов), по которым производится спуск и подъем людей, должны быть выставлены объявления не позже чем за смену до начала взрывания.

При проведении сотрясательного взрывания следует определять опасную зону, в которую включают все выработки, шахты, расположенные по движению исходящей вентиляционной струи воздуха от места взрывания, а также все выработки со свежей струей воздуха от забоя до места укрытия мастера-взрывника. Перед началом зарядных работ во всех выработках в пределах опасной зоны должна быть отключена электроэнергия. Включение электроэнергии допускается только после проверки содержания метана в атмосфере выработки после взрывания зарядов.

При сотрясательном взрывании не допускается отключение вентиляторов местного проветривания и приборов автоматического контроля содержания метана и датчиков контроля выбросоопасных зон угольных пластов. В обводненных забоях, которые подвержены затоплению, электроэнергию отключают перед началом монтажа взрывной сети.

§ 6.5. Вскрытие угольных пластов

Вскрытие выбросоопасных угольных пластов с применением сотрясательного взрывания, кроме мощных угольных пластов, проводят полным проектным сечением за одно взрывание (рис. 6.5 – 6.10).

Режим сотрясательного взрывания в забое взрываемой выработки вводят с расстояния не менее 4 м до угольного пласта и отменяют после удаления забоя выработка на расстояние не менее 4 м по нормали от угольного пласта.

При вскрытии крутых пластов участком приближения следует считать участок вскрывающей выработки с 4 до 2 м перед вскрываемым пластом, участком удаления – участок с 2 до 4 м за пластом (рис.

6.8), для пологих наклонных и крутонаклонных угольных пластов участок с 4 до 1 м перед вскрываемым пластом считают участком приближения и с 1 до 4 м за пластом – участком удаления (см. рис. 6.8). Указанные расстояния измеряют по нормали к пластам.

Удаление места укрытия, из которого проводят сотрясательное взрывание по вскрытию выбросоопасных угрожаемых пластов горизонтальными и наклонными выработками (или его расположение), должно быть:

- 600 м – в случае проведения взрыва на участках приближения и удаления;

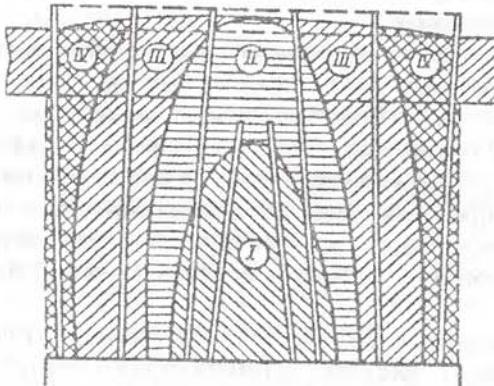


Рис. 6.5. Последовательность разрушения массива при вскрытии пропластков и пластов мощностью 0,1-0,5 м: I-IV – зоны массива, поочередно разрушаемые взрывом шпуровых зарядов

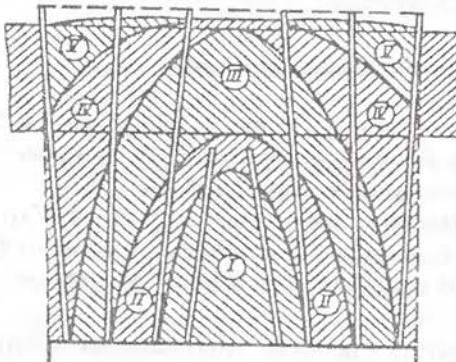


Рис. 6.6. Последовательность разрушения пород при вскрытии пластов мощностью 0,6-2,5 м с использованием рассредоточенных зарядов в глубоких шпурах: I-V – зоны массива, поочередно разрушающиеся взрывом шпуровых зарядов

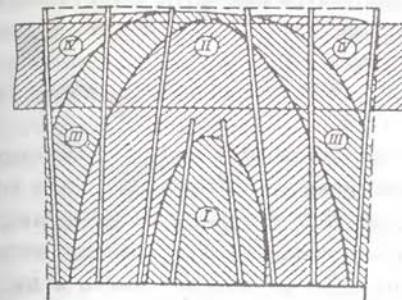


Рис. 6.7. Последовательность разрушения массива при вскрытии пластов мощностью 0,6-2,5 м с использованием рассредоточенных зарядов в отбойных и оконтуривающих шпурах: I-V – зоны массива, поочередно разрушающиеся взрывом шпурового заряда.

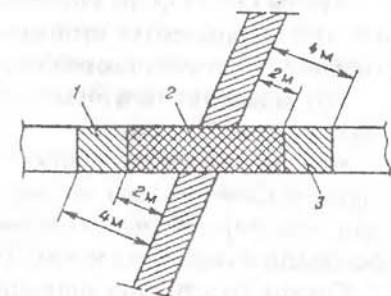


Рис. 6.8. Схема вскрытия крутых и наклонных пластов квершилагами: 1 – участок приближения к пласту; 2 – участок пересечения пласта; 3 – участок удаления от пласта.

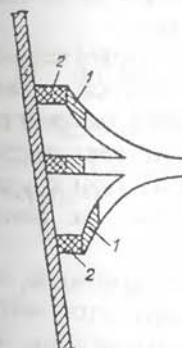


Рис. 6.9. Схема вскрытия крутых и наклонных пластов заездами: 1 – участки приближения к пласту; 2 – участки пересечения пласта

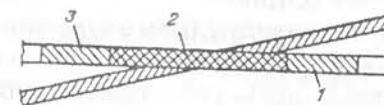


Рис. 6.10. Схема вскрытия пологих пластов квершилагами: 1 – участок приближения к пласту; 2 – участок пересечения пласта; 3 – участок удаления от пласта

- на поверхности – на участках пересечения особо выбросоопасных пластов;
- не менее 1000 м – во всех остальных случаях.

Места укрытий, из которых производится вскрытие выбросоопасных или угрожаемых угольных пластов при углубке вертикальных стволов с действующими горизонтами, должны быть:

- на поверхности в 50 м от ствола – в случае проведения взрыва на участке пересечения;
- на действующем горизонте, но не ближе 200 м от углубляемого ствола с обязательным изолированием отводов исходящей струи воздуха – на участке приближения и удаления. В случае невозможности обеспечения указанных условий, взрывание производится с поверхности.

Отсчет расстояний при вскрытии пластов следует вести с места слияния струи свежего воздуха и исходящей из взываемого забоя, со свежей струей, считая против направления свежей струи.

В угольных и смешанных забоях выработок, проводимых по выбросоопасным угольным пластам, при взрывании зарядов только по углю или по углю и породе одновременно, а также по породе при вскрытии выбросоопасных песчаников расстояние до укрытия мастера-взрывника должно быть не менее 600 м от забоя и не ближе 200 м от места слияния исходящей и свежей струи воздуха.

Люди, не участвующие в подготовке и проведении сотрясательного взрывания, должны находиться на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 1000 м от места взрыва. В смешанных забоях при ведении взрывных работ по породе обязательно производят опережающую выемку выбросоопасного угольного пласта. В этом случае расстояние до укрытия мастера-взрывника должно быть не менее 200 м от места слияния свежей и исходящей струй воздуха.

Выработка, в которой производят сотрясательное взрывание, на протяжении 100 м от забоя, должна быть очищена от вагонеток, материалов и других загромождающих предметов не менее чем на 1/3 площади поперечного сечения.

Перед производством сотрясательного взрывания вентиляционные устройства и перемычки, расположенные в пределах опасной зоны, должны быть осмотрены лицом технадзора в целях недопустимости проникновения газа на соседние горизонты или участки.

При обнаружении неисправных вентиляционных устройств сотрясательное взрывание до устранения поломок запрещается.

Если в забое вскрывающей выработки имеются шпуры и скважины, не подлежащие взрыванию, они должны быть заполнены глиной или другим инертным материалом на глубину не менее 1 м во избежание воспламенения в них метана или угольной пыли.

Для подготовки и проведения сотрясательного взрывания при-

казом по шахте назначают непосредственного руководителя сотрясательным взрыванием в забое и ответственного руководителя сотрясательным взрыванием на поверхности. Руководство подготовкой и проведением сотрясательного взрывания непосредственно на участке осуществляют инженерно-технические работники участка, на котором проводят указанные работы. Сотрясательное взрывание производит мастер-взрывник в присутствии представителя технического надзора участка не ниже заместителя (помощника) начальника участка. В случае поступления сведений о содержании метана они должны произвести осмотр места взрыва, но не раньше чем через 0,5 ч при концентрации метана менее 2%.

При этом представитель технического надзора участка должен опереться мастера-взрывника при следовании в забой на 3 м, замеряя содержание метана. Если концентрация метана составляет 2% и более, они должны возвратиться в выработку со свежей струей воздуха. В случаях возможных внезапных выбросов газа должны быть предусмотрены мероприятия по разгазированию выработок.

§ 6.6. Расчет параметров сотрясательного взрывания

Удельный расход ВВ при приближении к выбросоопасным пластам и удалении от них, а также при пересечении пологих пластов квершлагами вычисляют по формуле

$$q_{BB} = 0,4 \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S_{np}}} \right)^2. \quad (6.6)$$

Необходимую общую массу заряда на вскрытие пластов определяют по формуле:

$$Q_{BB} = S_{np}(q_{BB,n} l_n + q_{BB,y} l_y), \quad (6.7)$$

где S_{np} – площадь сечения выработки в проходке, м^2 ;

$q_{BB,n}$, $q_{BB,y}$ – удельный расход ВВ соответственно на породный и угольный забой, $\text{кг}/\text{м}^3$;

l_n, l_y – длина заходки соответственно по породе и углю, м.

Число шпуров, необходимых для сотрясательного взрывания, равно:

$$N_{int} = (b_{zab}/a + 1)k_{p,int} \quad (6.8)$$

где b_{zab} – ширина угольного забоя, м;

a – расстояние между смежными шпурами, м;

$k_{р.m}$ – коэффициент расположения шпуров, значения которого в зависимости от мощности пласта приведены ниже:

Мощность пласта, м..... 0,4-0,5 0,5-0,7 0,8-1,3 1,35 и более

Коэффициент расположения

шпуров $k_{р.m}$	1	1,2-1,3	2	3
------------------	---	---------	---	---

Масса заряда в 1 м шпура при вскрытии выбросоопасных пластов должна быть 1,2 кг/м для аммонитов ПЖВ-20 и Т-19 при диаметре патронов ВВ 0,036 м.

Определенное таким образом число шпуров на забой и расход ВВ на взрывание следует принимать для забоев с одной обнаженной поверхностью на пластах мощностью до 0,8 м с крепкими и вязкими углами. В остальных случаях, в том числе и в очистных забоях, в подготовительных выработках с двумя поверхностями обнажения, а также на пластах мощностью 0,8 м и более с одной обнаженной поверхностью число шпуров и расход ВВ разрешается уменьшать по сравнению с расчетным. Во всех случаях при сотрясательном взрывании только по углю в подготовительных и нарезных выработках следует производить полное оконтурирование выработки, при этом коэффициент использования шпуров должен быть не менее 0,85, а при взрывании одновременно по углю и породе – не менее 0,8.

Общий расход ВВ на забой при взрывании только по породе без предварительной выемки угля в смешанных забоях рассчитывают по объемной формуле (6.1).

При ведении ВР по выбросоопасным породам (песчаникам) не высокой степени выбросоопасности удельный расход для ВВ II класса в забоях выработок следует принимать равным 1,2-1,5 кг на 1 м³ обуренного массива, а для ВВ III и IV классов его необходимо увеличивать на 20-30%. В песчаниках высокой степени выбросоопасности удельный расход ВВ допускается уменьшать по сравнению с указанными значениями.

Длина шпуров по углю в очистных забоях, кроме ниш, во избежание возможных запоздалых выбросов должна быть больше величины заходки (цикла) не менее чем на 0,5 м, а остальные параметры взрывных работ необходимо выбирать таким образом, чтобы было обеспечено подвигание забоя на длину не менее величины заходки.

Составление паспортов БВР на сотрясательное взрывание в подготовительных выработках следует осуществлять из расчета максимального месячного подвигания забоя при минимальном количестве проводимых взрываний.

Сотрясательное взрывание производят в специально выделенное время согласно графику, утвержденному директором шахты, а в выходные дни по специальному разрешению главного инженера шахты (шахтоуправления).

При заряжании шпуров или скважин в забое обязательно должен находиться руководитель подготовкой и производством сотрясательного взрывания, горный мастер участка вентиляции и техники безопасности (ВТБ), а также мастера-взрывники.

Заряжание и взрывание зарядов производят опытные взрывники, закрепленные за определенным забоем приказом по шахте (шахтоуправлению) на период вскрытия.

По окончании зарядных работ руководитель подготовкой и производством сотрясательного взрывания докладывает о готовности забоя к взрыву руководителю по производству сотрясательного взрывания по шахте, а последний производит соответствующую запись в Журнале производства сотрясательного взрывания, дает по телефону команды об остановке подъемов машинистам, отключении электроустановок, электроэнергии в выработках, предусмотренных инструкцией.

§ 6.7. Особенности взрывных работ на угольных шахтах, опасных по взрыву газа и пыли

Общие положения. На шахтах, опасных по взрыву газа и пыли, взрывные работы разрешаются:

1) в забоях, непрерывно проветриваемых свежей струей, когда количество воздуха и скорость его движения соответствуют требованиям Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах;

2) патронированными предохранительными ВВ, допущенными Госгортехнадзором РФ к применению в данных условиях;

3) только при электрическом инициировании зарядов с применением ЭД, взрывных машинок, приборов, контрольно-измерительной аппаратуры во взрывобезопасном исполнении, допущенных Госгортехнадзором РФ, а также ЭД короткозамедленного действия совместно с ЭД мгновенного действия с максимальным временем замедления 135 мс и учетом разброса по времени срабатывания при взрывании в угольных и смешанных забоях;

4) при обязательном контролировании содержания метана в атмосфере выработки;

5) при минимально допустимом расстоянии между зарядами в шпурах: по углю – 0,6 м; по породе с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Прогодьякона $f \geq 7$ –0,3 м; по породе $f < 7$ –0,45 м;

6) при длине забойки, составляющей: не менее половины длины шпуроров при глубине шпуроров $h_m \leq 1$ м; не менее 0,5 м при $h_m > 1$ м, более 1 м при применении скважин. Минимальная глубина шпуроров по углю и по породе 0,6 м.

При наличии в забое нескольких открытых поверхностей расстояние от любой точки заряда ВВ до ближайшей открытой поверхности должно быть не менее 50 см по углю и не менее 30 см по породе.

7) при обязательном проведении цикла мероприятий, исключающих воспламенение взрывчатой метано-пылевоздушной смеси.

Запрещается производство взрывных работ в восстающих тупиковых выработках, проходимых снизу вверх по угольным пластам опасным по газу. Взрывные работы в таких выработках разрешаются только при наличии передовой скважины с откаточного горизонта на вентиляционный, обеспечивающей проветривание выработки за счет общешахтной депрессии, или без передовой скважины, но с применением специально допущенного для этих целей селективно детонирующим взрывчатым веществом марки П-12ЦБ.

В подготовительных выработках, проводимых по углю с подрывкой боковых пород, заряды в шпурах, пробуренных по углю и породе можно взрывать как раздельно, так и одновременно. При взрывании в два приема заряжение и взрывание зарядов в шпурах, пробуренных по породе, допускаются только после проветривания забоя, уборки взорванного угля, замера газа и проведения мероприятий, обеспечивающих безопасность дальнейших работ в забое. Взрывание в три приема запрещается. На пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, взрывные работы по углю, а также по породе при вскрытии пластов и пропластков допускается производить только методом сотрясательного взрывания. При взрывании в подготовительных выработках, проводимых только по породе, в шахтах, опасных по газу или пыли, при содержании в них метана менее 1% и полном отсутствии угольной пыли необходимо использовать ЭД мгновенного и короткозамедленного действия. При этом максимальное время замедления ЭДКЗ с учетом разброса по времени срабатывания всех серий не должно превышать 195 мс.

Запрещается применение ЭД замедленного действия в угольных и смешанных забоях шахт, опасных по газу и пыли, а также при сотрясательном взрывании на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа.

В угольных и смешанных забоях в комплекте ЭД, взрываемых за один прием, допускается пропускать ЭД первой ступени замедления

(25 мс). В отдельных случаях при взрывании в некрепких породах с использованием ЭД с интервалом замедления 15 мс разрешается пропускать такие ЭД через одну серию.

Непосредственно перед заряжанием, перед каждым взрыванием зарядов и при осмотре забоя после каждого взрыва необходимо производить замеры содержания газа в забое и выработках, примыкающих к нему, на протяжении 20 м. Кроме того, в шахтах, опасных по пыли, необходимо контролировать выполнение мероприятий по борьбе с пылью. Если при замере концентрация метана у забоя составила 1% и более или в выработке и у забоя не проведены мероприятия по борьбе с пылью, то заряжание и взрывание зарядов запрещаются. Замер газа должен производиться также перед взрыванием в месте укрытия мастера-взрывника.

При проходке с поверхности вертикальных стволов шахт, отнесенных к опасным по газу или пыли, допускается применение непредохранительных ВВ и ЭД замедленного действия при содержании метана в забое менее 1% и соблюдении следующих требований:

1. Перед заряжанием шпуроров замерить газоанализатором содержание метана в забое; перед взрыванием произвести подтопление всей площади забоя ствола водой на высоту на менее 20 см, ориентируясь по наивысшей точке забоя; взрывание вести с поверхности при отсутствии людей в стволе и на поверхности шахты на расстоянии 50 м от ствола, в котором производится взрывание зарядов.

2. При проходке ствола с поверхности и отсутствии в его забое метана или угольной пыли разрешается использовать для электрического взрывания как постоянный, так и переменный ток. При приближении на 5 м забоя ствола шахты к угльному пласту или пропластку, а также на расстоянии 20 м от места пересечения стволом нижней плоскости пласти применять переменный ток для взрывания запрещается.

3. В угольных шахтах запрещается применять в одном шпуре ВВ различных типов, а при сплошном заряде – более одного патрона боевика с ЭД. Патрон-боевик необходимо располагать первым от устья шпуроров таким образом, чтобы детонатор был ориентирован в сторону устья шпуроров (прямое инициирование).

4. Гидрозабойка из пластиковых ампул любых конструкций допускается только с применением запирающей забойки длиной не менее 0,15 м.

5. Режимы производства взрывных работ составляют сроком на полгода для всех очистных, подготовительных забоев и протяженных выработок шахт, опасных по газу или разрабатывающих пласти,

опасные по пыли. Все очистные и подготовительные забои, а также протяжения выработок должны быть отнесены по степени опасности к определенной группе (табл. 6.8).

Таблица 6.8
Классификация забоев выработок по условиям производства взрывных работ

Группа забоев и протяжения выработок	Требования при производстве взрывных работ	
	1	2
I. Протяжения выработок, проветриваемых свежей струей воздуха за счет общешахтной депрессии; полевые штреки, квершлаги (кроме выработок, проводимых по пластам, опасным по супфлярным выделениям, и участков выработок, опасных по слоевым скоплениям метана), забои очистных, подготовительных выработок и ниш, проводимых по пластам, не опасным по взрыву пыли, при отсутствии в выработках выделений метана	Взрывные работы допускаются в любое время смены, если люди в выработках со свежей струей воздуха находятся за пределами опасной зоны взрыва, а в выработках с исходящей струей – в местах, где содержание ядовитых продуктов взрыва не превышает допустимой нормы, на расстоянии, не менее установленного для выработок со свежей струей воздуха	
II. Протяжения выработок, забои очистных (кроме ниш, отнесенных к IV группе) и подготовительных выработок, в которых наблюдаются выделения метана (кроме отнесенных к особо опасным по метану), а также выработок, проводимых по пластам, опасным по взрыву пыли, исходящая вентиляционная струя из которых направляется непосредственно в исходящую струю участка (кроме шахты)	Взрывные работы допускаются в любое время смены, если люди в выработках со свежей струей воздуха находятся за пределами опасной зоны взрыва, а в выработках с исходящей струей – в местах, где содержание ядовитых продуктов взрыва не превышает допустимой нормы (в том числе за счет подсвежения), но за пределами опасной зоны взрыва	
III. Забои очистных (в том числе буровые штреки и ниши лав, кроме ниш, отнесенных к IV группе) и подготовительных выработок, в которых наблюдаются выделения метана (кроме отнесенных к особо опасным по метану), а также выработок, проводимых по пластам, опасным по взрыву пыли, исходящая струя из которых поступает в монтажные камеры с гибкими перекрытиями, к местам закрепления на вентиляционных выработках (горизонтальных) и в другие выработки, в которых постоянно работают люди	Взрывные работы допускаются в любое время смены, если люди в выработках со свежей струей воздуха находятся за пределами опасной зоны взрыва. В отдельных случаях при невозможности соблюдения данного требования допускается нахождение людей в выработках с исходящей струей, если содержание ядовитых продуктов не превышает допустимых норм. При этом должны соблюдаться согласованные с местными	

Продолж. табл. 6.8

1	2
	органами Госгортехнадзора дополнительные меры безопасности работ. Работы по разбурчиванию углеспусочных выработок, выполняемые впервые, необходимо производить в строгом соответствии с положениями действующих инструкций.
IV. Протяжения выработок, проводимых по пластам, опасным по супфлярным выделениям метана; участки горных выработок, опасные по слоевым скоплениям метана; особо опасные забои подготовительных выработок, классифицируемые согласно § 180 Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах, особо опасные верхние ниши очистных выработок при восходящем проветривании или нижние ниши при нисходящем проветривании на пластах, опасных по пыли, при относительной метанообильности выемочного участка $10 \text{ м}^3/\text{т}$ и более и абсолютной газообильности $3 \text{ м}^3/\text{мин}$, а на пластах, не опасных по пыли, – при относительной газообильности $15 \text{ м}^3/\text{т}$ и более и абсолютной газообильности выше $3 \text{ м}^3/\text{мин}$; породные забои выработок, выемка угля в которых произведена без применения БВР, на пластах, опасных по внезапным выбросам	Взрывные работы допускаются только в специальные междусменные перерывы или специальную смену, длительность которых определяется хронометражными наблюдениями, при условии отсутствия людей в опасной зоне взрыва и в выработках, по которым будут перемещаться продукты взрыва, а также при отсутствии на участке людей, не занятых заряжанием и взрыванием
V. Забои выработок, проводимых по пластам, угрожаемым и опасным по внезапным выбросам угля, породы и газа, а также протяжения этих выработок (квершлаги, откаточные и вентиляционные выработки, скаты)	Взрывные работы допускается производить в специальные междусменные перерывы, определяемые хронометражными наблюдениями, или в специально выделенные смены в режиме сотрясательного взрыва с выводом людей и персонала, ведущего взрывные работы, из выработок на расстояние, регламентированное требованиями безопасности

Оконч. табл. 6.8

1	2
VI. Выработки, из которых производятся взрывные работы по разупрочнению пород кровли скважинными зарядами, очистные забои, в которых производится взрывная посадка кровли, а также разрушение кровли камерными и скважинными зарядами с целью предупреждения прорывов глины; забои выработок, проводимых для вскрытия пластов, угрожаемых по внезапным выбросам угля, породы и газа	Взрывные работы допускается производить в строгом соответствии с положениями действующих инструкций в специально выделенную смену или в выходные дни при отсутствии людей в опасной зоне взрыва, а также при отсутствии на участке людей, не занятых подготовкой взрыва

7. Режимы взрывных работ должны пересматриваться при изменении горнотехнических условий, влекущих за собой изменения условий безопасности работ.

8. Взрывание в каждом забое, кроме сотрясательного взрывания, должно производиться с разрешения лиц сменного надзора, а также других лиц, на которых эта обязанность возложена главным инженером шахты. Лицом, давшим разрешение на производство взрывных работ в забое, должна быть сделана соответствующая запись в наряде-путевке перед началом взрывных работ.

При производстве взрывных работ в междусменные перерывы все люди предыдущей смены должны быть удалены из опасной зоны взрыва и из выработок, по которым будут следовать продукты взрыва, а спуск в шахту людей следующей смены разрешается только по окончании междусменного перерыва.

Ликвидацию отказавших зарядов в забоях и выработках, отнесенных к I—IV группам (см. табл. 6.8), допускается производить в любое время смены при условии, что люди находятся в выработках со свежей струей воздуха за пределами опасной зоны взрыва. Ликвидацию отказавших зарядов в забоях и выработках I и VI групп необходимо производить при условии соблюдения дополнительных требований, предусмотренных для этих групп забоев и выработок.

В шахтах, опасных по газу или разрабатывающих пласти, опасные по пыли, места укрытия персонала, ведущего взрывные работы, и людей, не занятых взрыванием, должны располагаться со стороны свежей струи воздуха за сланцевыми или водяными заслонами. Расстояние от места взрывания зарядов до места укрытия, откуда производится взрывание, должно составлять: в горизонтальных и наклонных (до 10°) подготовительных и капитальных выработках, забои которых

не отнесены к особо опасным, — не менее 150 м; в таких же выработках, но отнесенных к особо опасным, — не менее 200 м, в наклонных, в том числе в восстающих подготовительных выработках с углом наклона более 10° при взрывании по углю — не менее 100 м; в горизонтальной выработке не ближе 20 м от ее устья или ее сопряжения с другой горизонтальной выработкой при взрывании по породе — не менее 200 м от забоя, но не ближе 100 м от устья проводимой выработки.

В лавах и слоях при углах залегания до 10° укрытие взрывника необходимо располагать не ближе 50 м, при углах более 10° — не менее 50 м, но не ближе 20 м от сопряжения на штреке. В очистных забоях камерного типа, а также при погашении угольных целиков расстояние до укрытия взрывника должно составлять не менее 200 м, в щитовых очистных забоях — не менее 50 м от ближайшего выхода из забоя, но не ближе 20 м от ходовой печи.

При производстве взрывных работ в верхних и нижних нишах лав, отнесенных к особо опасным, расстояние до укрытия должно быть не менее 200 м от взываемых зарядов, но не менее 100 м по штреку, считая против направления движения свежей струи воздуха. При дроблении зависшей горной массы в углеспусканых выработках это расстояние должно составлять не менее 200 м. При дроблении небаритовых кусков породы или горючего сланца расстояние до укрытия мастера-взрывника должно быть не менее 100 м, а до места укрытия людей и мест выставления постов охраны — не менее 200 м.

В тупиковых выработках протяженностью более 500 м в шахтах, не опасных по газу и разрабатывающих пласти не опасные по пыли, а также в шахтах, опасных по газу, но при отсутствии в выработках выделений метана и взрывчатой пыли допускается нахождение мастера-взрывника: на исходящей струе воздуха на расстоянии не ближе 300 м от взываемых зарядов, если в месте нахождения мастера-взрывника концентрация ядовитых газов не превышает допустимых норм; в тупиковых выработках шахт, опасных по газу или разрабатывающих пласти, опасные по пыли, при взрывных работах, кроме сотрясательного взрывания, на расстоянии не ближе 75 м от места взрыва при условии, что он будет находиться — в укрытии, оборудованном независимой или индивидуальной системой жизнеобеспечения.

В тупиковых выработках протяженностью более 100 м должны быть оборудованы специальные взрывные станции, расположенные на свежей струе воздуха в месте укрытия мастера-взрывника, а также смонтированы постоянные взрывные магистрали. Взрывные станции должны представлять собой металлические контейнеры из листовой стали толщиной стенки не менее 3 мм с установленными в них взрывными приборами.

Ключи от контейнеров должны храниться на складе ВМ и выдаваться мастеру-взрывнику, получившему наряд на производство взрывных работ в тупиковой выработке. Запрещается выдача этому же мастеру-взрывнику наряда на проведение взрывных работ в других выработках, если эти работы связаны с получением переносного взрывного прибора.

Сотрясательное взрывание применяют с целью защиты людей от возможных выбросов угля, породы и газа при отработке и вскрытии выбросоопасных пластов. Цель сотрясательного взрывания – обеспечить полную отбойку горной массы по всему сечению горной выработки, а при неустойчивом состоянии массива – спровоцировать выброс породы, угля или газа при условии отсутствия людей в пределах опасной зоны.

Сотрясательное взрывание применяют: при проведении горных выработок по выбросоопасным породам; при проведении горизонтальных, наклонных и восстающих подготовительных выработок с углами наклона до 10° по углю или по углю и породе на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа; при вскрытии выбросоопасных угольных пластов независимо от глубины их залегания; при вскрытии песчаников на глубине 700 м и более; в нишах и местах пересечения геологических нарушений, в очистных выработках, в пологих и наклонных пластах, а также в монтажных печах и щитовых забоях крутых пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа. Кроме того, сотрясательное взрывание применяют при вскрытии пластов, не опасных по выбросам угля и газа, но характеризующихся давлением газа выше 100 МПа и залегающих на глубине от поверхности: более 300 м – для условий Восточного Донбасса, Сучана и Тавричанского месторождения; более 150 м – для условий Кузбасса и Егоршинского месторождения; более 400 м – для условий Воркутинского бассейна.

В зависимости от назначения и условий производства сотрясательного взрывания применяют следующие классы ВВ: II (скальный аммонал №3) – при пластовом торпедировании, пересечении пластов вертикальными стволами; III – в чистопородных забоях вскрывающих выработок (до обнажения пластов), в забоях выработок, проводимых по выбросоопасным породам; IV – в угольных смешанных забоях подготовительных и очистных выработок.

Вскрытие пластов с использованием сотрясательного взрывания производят в условиях выбросоопасных угольных пластов и пропластков мощностью 0,1 м и более, а также невыбросоопасных угольных пластов, если перед их вскрытием прогнозом установлены опасные значения показателей выбросоопасности или прогноз отсутствует.

Сотрясательное взрывание проводят при приближении забоя вскрывающей выработки к пласту на расстояние не менее 4 м и отме-

няют после удаления забоя выработки за пласт на расстояние не менее 4 м. Указанные расстояния определяют по нормали к пласту.

Взрывные работы по вскрытию пластов должны производиться поэтапно с выделением следующих фаз: приближение забоя вскрывающей выработки к пласту; обнажение пласта; пересечение пласта; удаление от пласта.

При вскрытии крутых пластов квершлагами, а также пологих и наклонных пластов вертикальными стволами участком приближения следует считать участок вскрывающей выработки на расстоянии от 4 до 2 м перед вскрываемым пластом, а участком удаления – участок на расстоянии от 2 до 4 м за пластом. При вскрытии пологих и наклонных пластов квершлагами, а также крутых пластов стволами участком приближения считается участок вскрывающей выработки на расстоянии от 4 до 1 м перед вскрываемым пластом, а участком удаления – участок на расстоянии от 1 до 4 м за пластом. Указанные расстояния определяют по нормали к пласту.

Перед вскрытием крутых пластов квершлагами с применением сотрясательного взрывания толща породы между пластом и забоем квершлага должна быть не менее 2 м. При вскрытии таких пластов мощностью более 2,5 м допускается уменьшение толщины породного целика до 1 м перед пересечением пласта.

Сотрясательное взрывание при пересечении крутых пластов мощностью до 2,5 м квершлагами должно производиться таким образом, чтобы за одно взрывание отбить породную толщу до пласта и пласт на полную мощность, а выработку оконтурить полностью. Для получения такого эффекта необходимо предусмотреть в схеме взрывания следующие требования: заряды ВВ должны располагаться как в породной толще у пласта, так и в угле;

глубина шпуров должна быть такой, чтобы они входили в породу, расположенную за угольным пластом, на глубину 0,4–0,5 м; в шпурах необходимо применять только рассредоточенные двухъярусные заряды.

Конструкции ярусных зарядов должны отвечать следующим требованиям: масса первого от устья шпера заряда не более 1,2 кг;

длина забойки между частями заряда в шпуре не менее 0,75 м;

время замедления ЭДКЗ в зарядах второго яруса на 15–30 мс больше, чем в зарядах первого яруса; соединение проводов ЭД зарядов первого и второго ярусов последовательное.

В качестве забойки шпуров применяют: между ярусами рассредоточенных зарядов – глину, смесь глины с песком или полимерные ампулы с водой длиной не менее 0,6 м в сочетании с

запирающей забойкой из глины или смеси глины с песком, длиной не менее 0,15 м; у устьев шпуров – полиэтиленовые ампулы с водой в сочетании с запирающей забойкой.

Тонкие пологие пласты вскрывают выработками, проводимыми по нормали к пласту со стороны почвы или кровли, при толщине породного целика между забоем вскрывающей выработки и пластом перед его вскрытием не менее 4 м.

Достаточно высокая эффективность взрываия при вскрытии как крутых пластов квершлагами, так и пологих пластов гезенками обеспечивается правильным выбором массы зарядов в породном целике и угле, а также рациональной последовательностью разрушения массива (рис. 6.11), когда сначала отбивают центральную часть породной пробки, затем – центральную часть пласта угля и, наконец, – оставшуюся часть породного целика и боковую часть угольного пласта.

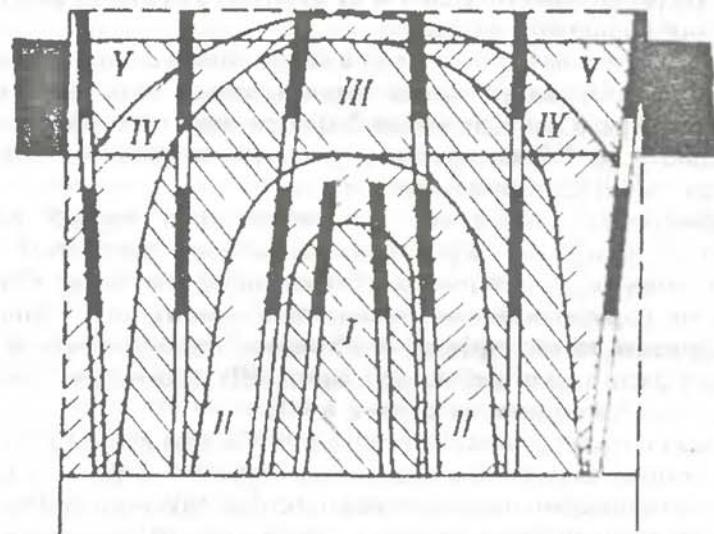


Рис. 6.11. Схема разрушения отдельных частей массива при вскрытии выбросоопасных пластов мощностью 0,6–2,5 м с применением рассредоточенных зарядов в шпурах глубиной более 3 м;
I–V – последовательность взрываия серни зарядов в шпурах.

Масса ВВ на одно взрывание при пересечении пластов

$$Q_{\max} = S(q_n l_n + q_y l_y) \quad (6.9)$$

где: S – площадь сечения забоя перед вскрытием пласта, м^2 ;
 q_n ; q_y – удельный расход ВВ соответственно для породы и угля, $\text{кг}/\text{м}^3$;

l_n ; l_y – длина заходки соответственно по породе и по углю, м.

Удельный расход ВВ IV класса, применяемых при сотрясательном взрывании для пересечения пластов, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Таблица 6.9

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Площадь сечения пересекаемых выработок, м^2				
	5	6-8	9-11	12-15	16
	Удельный расход ВВ				
0,8–2	1,5–1,7	1,4–1,5	1,3–1,4	1,2–1,3	1,1–1,2
2,5–3,5	2–2,2	1,9–2	1,7–1,8	1,6–1,7	1,4–1,5
4–5	2,2–2,4	2–2,3	1,8–2,1	1,7–1,9	1,6–1,7
6–7	2,3–2,5	2,2–2,6	2,1–2,4	2–2,2	1,8–2
>7	2,8–3,5	2,5–3,3	2,3–3	2,2–2,7	2,1–2,7

Примечание. При пересечении пологих пластов гезенками со стороны почвы соответствующие значения удельного расхода ВВ увеличиваются на 15–20%.

Угольные и смешанные забои подготовительных выработок проводят с применением сотрясательного взрывания таким образом, чтобы исключить дополнительные операции по ручному оконтуриванию угольного забоя. При этом коэффициент использования шпура (к.и.ш.) должен составлять не менее 0,85 при взрывании только углю и не менее 0,8 при одновременном взрывании по углю и породе в смешанных забоях.

При использовании ВВ IV класса для сотрясательного взрывания в смешанных забоях подготовительных выработок, проводимом по тонким и весьма тонким пологим и наклонным пластам, удельный расход ВВ, необходимый для взрывания определяется:

$$\text{по углю} - q_y = 0,8 + 0,2f + 0,15l - 0,04S \quad (6.10)$$

$$\text{по породе} - q_y = 0,7 + 0,12f + 0,11l - 0,02S \quad (6.11)$$

где f – коэффициент крепости угля или породы по шкале проф. М.М. Протодьяконова;

l – глубина шпуров, м;

S – площадь поперечного сечения угольного или породного забоя, м^2 .

Для угольных и смешанных забоев подготовительных выработок проводимых на крутых пластах, значение удельного расхода ВВ рекомендуется уменьшать примерно на 20% по сравнению с полученными по формулам (6.10) и (6.11) значениями.

Глубина шпурков для угольных и смешанных забоев при проведении выработок по пологим и наклонным пластам зависит от площади поперечного сечения выработок, мощности пласта и крепости угля (табл. 6.10).

Глубина шпурков в угольных забоях, м

Площадь поперечного сечения выработки, м ²	Мощность пласта угля, м		
	0,75	0,76–1,2	1,21
1,5–3	1,8–2	2–2,2	2,6–2,3
	1,8–1,9	1,9–2,1	2–2,2
3,5–6	1,9–2,1	2,2–2,4	2,1–2,4
	1,9–2	2,1–2,3	2,1–2,3
6,5–10	2–2,2	2,3–2,5	2,3–2,4
	2–2,1	2,2–2,4	2,2–2,4
10,5–13	2,1–2,3	2,4–2,7	2,5–2,8
	2–2,1	2,3–2,5	2,3–2,5
13,5–18	2,2–2,4	2,6–2,8	2,7–3
	2–2,2	2,4–2,8	2,5–2,7

Примечание: В числителе глубина шпурков при коэффициенте крепости угля 1,5, в знаменателе – при 1,6–3.

Число шпурков на 1 м² площади забоя (плотность шпурков) подготовительных выработок, проводимых по пологим и наклонным пластам, также принимают в зависимости от площади забоя и крепости пород (табл. 6.11).

Глубина шпурков в смешанных забоях, м

Площадь поперечного сечения выработки, м ²	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова		
	1–3	4–6	7–10
4–5,6	1,9–2,1	1,8–2,2	1,8–1,9
6–10	2,1–2,3	2–2,2	1,9–2,1
11–14	2,3–2,5	2,2–2,4	2,1–2,3
15–20	2,5–2,7	2,4–2,6	2,3–2,5

Массу заряда в шпуре при проведении подготовительных выработок по пологим и наклонным пластам с применением сотрясательного взрыва определяют исходя из глубины шпуров и крепости пород (табл. 6.12).

Таблица 6.12

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Число шпуров на 1 м ² забоя			
	Площадь забоя, м ²	3–5	6–8	9–11
1–2,5	2,2–2,4	2–2,2	1,8–2	1,5–1,8
3–4,5	2,5–2,8	2,4–2,7	2,1–2,4	2–2,2
5–6,5	3–3,4	2,8–3,1	2,6–2,9	2,4–2,7
7–10	3,4–4	3,2–3,7	3–3,4	2,8–3,1

Примечание. При проведении горных выработок по крутым пластам плотность шпуров уменьшают на 15%.

Таблица 6.13

Масса заряда в шпуре забоя подготовительной выработки, кг

Глубина шпуров, м	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова		
	1,5	1,6–6	7–10
1,6–1,8	0,6	0,6	0,9
1,9–2,2	0,6	0,9	1,2
2,3–2,5	0,9	1,2	1,5
2,6–3	1,2	1,5	1,8

Взрывные работы по выбросоопасным породам должны проводиться шпуровым методом при диаметре шпуров не более 40 мм для горизонтальных и наклонных выработок и не более 45 мм – для вертикальных стволов.

Для песчаников с коэффициентом крепости 7–10 по шкале проф. М.М. Протодьяконова удельный расход ВВ III класса следует принимать в пределах 1,3–1,9 кг/м³.

§ 6.8. Схема проведения выработок с опережающим забоем

При этом взрывные работы в обоих забоях необходимо выполнять за один прием с замедлением в направлении от проектного сечения к уменьшенному. Соотношение сечений забоев должно быть таким, чтобы отбитая во втором забое порода полностью перекрывала сечение опережающего забоя. Глубину шпуров при этом целесообразно принимать равной 1,6–1,8 м.

Удельный расход ВВ (на 1м³ обуренной породы) составляет 0,8–1,5 кг/м³ для ВВ II класса. При сотрясательном взрывании в лавах и в нишах с применением ВВ класса IV удельный расход В рассчитывают по формуле:

$$q = 0.7 - 0.01f + 0.1l \quad (6.12)$$

Глубина шпуров должна быть на 0,5 м больше величины подвигания забоя за цикл.

При выборе схемы взрывания зарядов в лаве необходимо в смежных рядах шпуров предусматривать возрастающие в направлении от вруба серии замедления.

Рекомендуемое число шпуров на 1м² площади забоя 1,8–2,5, масса шпурового заряда принимается несколько меньшей, чем для угольного забоя подготовительной выработки (табл. 6.14).

Таблица 6.14

Масса заряда в шпуре лавы, кг

Глубина шпуров, м	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова		
	1,5	1,6–2,5	2,6–3
1,6–1,8		0,6	
1,9–2,2		0,6	0,9
2,3–2,5	0,6	0,9	1,2
2,6–3	0,9	1,2	1,5

Таблица 6.15

Удельный расход ВВ при выемке угля под шитом, кг/м³

Мощность пласта угля, м	Коэффициент крепости угля		
	0,6 – 0,9	1 – 1,5	1,6 – 2,2
1,8–2	0,5 – 0,55	0,56 – 0,6	0,62 – 0,65
2,1–3,5	0,4 – 0,45	0,48 – 0,52	0,52 – 0,55
3,6–5,5	0,32 – 0,36	0,4 – 0,44	0,45 – 0,48
> 5,6	0,28 – 0,3	0,32 – 0,36	0,36 – 0,42

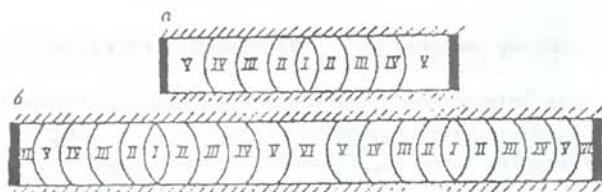


Рис. 6.12. Схемы взрывания угля в очистных забоях длиной до 8 м (а) и свыше 8 м (б): I – VI – очередьность взрывания

Таблица 6.15
Удельный расход ВВ при взрывной отбойке угля, кг/м³

Мощность пласта угля, м	Коэффициент крепости угля		
	0,6-0,9	1-1,5	1,6-2,2
0,5-0,75	0,48	0,55	0,6
0,76-1	0,42	0,48	0,55
1,1-1,3	0,38	0,45	0,52
1,35-1,6	0,35	0,42	0,48
1,65-1,9	0,33	0,4	0,45
1,95-2,2	0,32	0,38	0,42
2,25-2,5	0,3	0,36	0,4
2,55-2,8	0,28	0,34	0,38

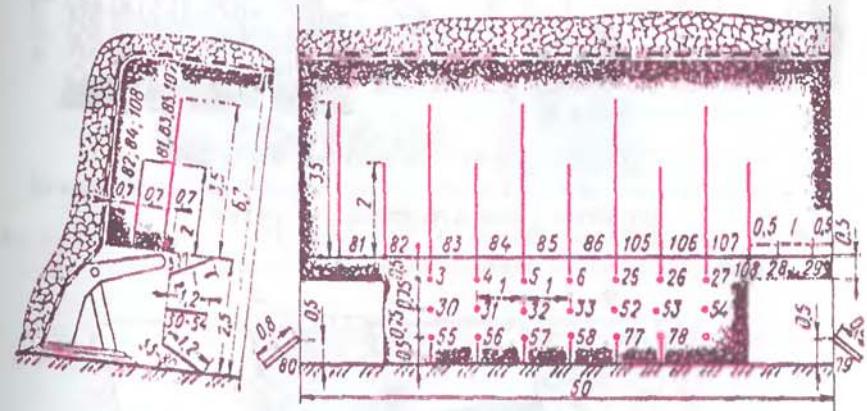


Рис. 6.13. Схема буровзрывных работ при выемке наклонных слоев с применением гибкого перекрытия и крепи КТУ (линейные размеры в метрах)

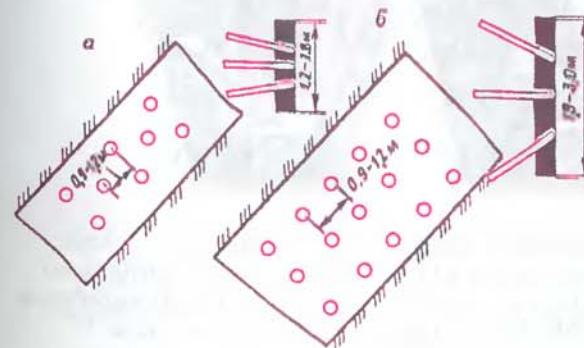


Рис. 6.14. Схемы расположения шпуров в лавах:
а – в два ряда;
б – в три ряда

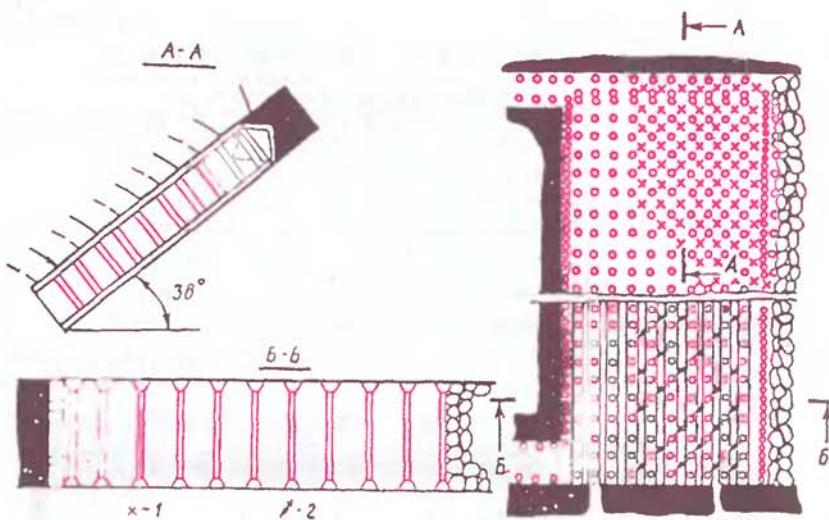


Рис. 6.15. Расположение шпуров в пласте при посадке лавы:
1, 2 – шпуры, пробуренные соответственно в кровлю и в почву пласта
(стрелкой указано направление бурения)

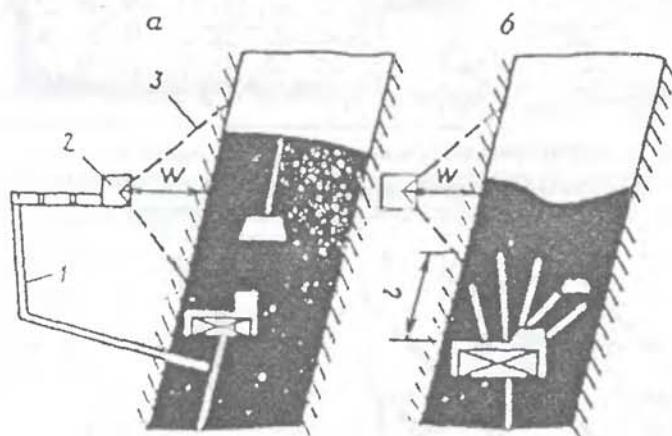


Рис. 6.16. Схемы разрушения кровли пласта камерными зарядами:
а – без бурения шпуров из-под щита; б – в сочетании со шпуровыми
зарядами, расположенными в защитной зоне; 1 – подводящая выработка;
2 – камера для ВВ; 3 – контур расчетной воронки взрыва

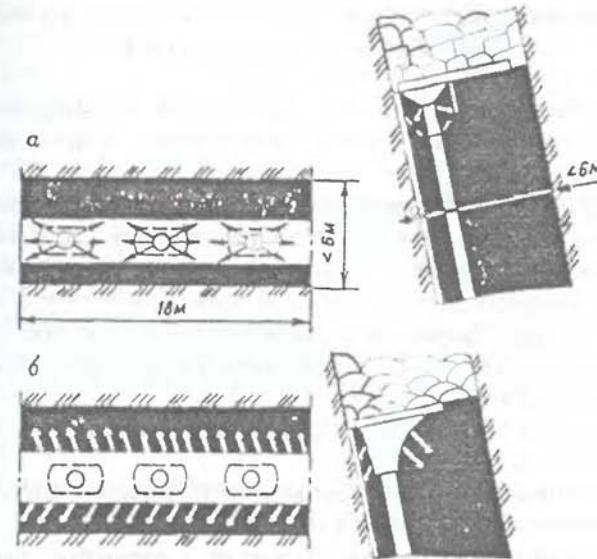


Рис. 6.17. Посадка одинарного щита за два приема:
а – углубка канавы (I серия взрывов); б – одновременное взрывание опорных
циеликов у висячего и лежачего боков (II серия взрывов)

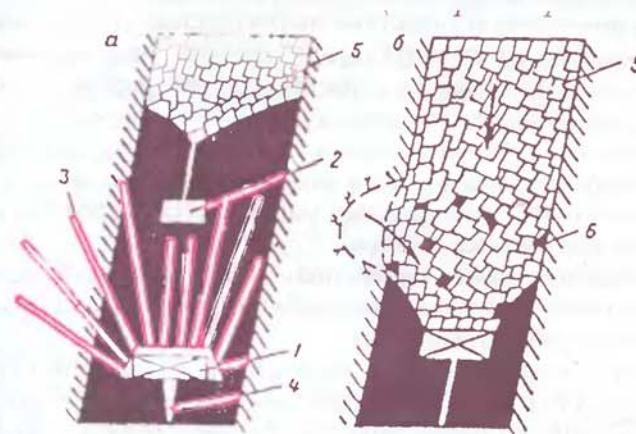


Рис. 6.18. Схема обрушения защитной подушки шпуровым методом:
а – до взрыва; б – после взрыва; 1 – щит; 2 – откаточный штрек
отработанного горизонта; 3 – шпуры; 4 – углеспускная печь;
5 – выработанное пространство; 6 – предохранительная породно-угольная
подушка

§ 6.9. Технология взрывных работ при проведении выработок в выбросоопасных породах

При строительстве и реконструкции шахт на больших глубинах (более 700 м) в крепких породах (песчаниках) происходят выбросы породы и газа.

Выбросы песчаников приводят к значительному ухудшению условий безопасного ведения горных работ, резкому снижению темпов проведения горных выработок, удорожанию и значительному увеличению сроков строительства шахт. По данным института «Донгипрошахт», удорожание, связанное с выбросоопасностью песчаников, при строительстве шахты им. А.А. Скочинского составило более 30 млн руб. (в ценах 1975 г.).

Для борьбы с выбросами песчаников разработаны следующие способы:

1. Торпедирование выбросоопасного породного массива, прилегающего к забою, для создания в нем сети трещин.

2. Использование канатных и других перемычек, предусматривающее самоподбучивание призабойной зоны при взрывании зарядов ВВ с целью уменьшения интенсивности выброса.

3. Использование демпфирующих прокладок, за счет чего уменьшается динамическое воздействие энергии взрыва на выбросоопасный породный массив. Демпфирующую прокладку устанавливают между зарядом и стенкой шпура со стороны контура выработки или оставляют воздушный промежуток между дном и патроном ВВ.

4. Создание зарубной щели по контуру проводимой горной выработки предусматривает снятие напряженного состояния в ядре (сечении выработки), тем самым уменьшается вероятность и интенсивность выброса песчаников.

5. Проведение высокоеффективной дегазации выбросоопасного породного массива методом глубинного взрывания скважинных зарядов (способ разработан в МГГУ).

На основе теоретических и лабораторных исследований явления выброса пород при проходке горных выработок на глубоких горизонтах угольных шахт установлено, что процесс выброса обусловлен в основном энергией газа, заключенного в порах пород. Поэтому предварительная дегазация газонасыщенного породного массива может служить одним из самых эффективных методов борьбы с явлением выброса.

С учетом замкнутости пор, низкой газовой проницаемости, а также упруго-прочных и коллекторских свойств песчаников наиболее эффективной следует считать дегазацию, направленную на раскрытие и разрушение пор в массиве, производимую методом глубинного взрывания скважинных зарядов ВВ.

При определенном расстоянии от поверхности забоя до взываемых зарядов волны напряжений, образующиеся при взрыве, могут вызвать разрушение массива в момент подхода к открытой поверхности и после их отражения, образуя откольные воронки, что может быть причиной развития явления выброса породы и газа. Поэтому параметры глубинного взрывания скважинных зарядов должны быть такими, чтобы при их взрывании исключить указанные явления. Одним из основных параметров является минимально допустимое расстояние от забоя выработки до взываемых зарядов, при котором энергия волн напряжений не в состоянии вызвать откольный эффект.

Минимальное допустимое расстояние от поверхности забоя до взываемых скважинных зарядов, м, определяют из условия

$$l_{min} = l_1 + l_2, \quad (6.13)$$

где l_1 – протяженность участка массива, прилегающего к забою и нарушенного трещинами в результате проведенного взрыва шпуровых зарядов, которая, по результатам экспериментальных исследований, составляет 0,5–0,7 м;

l_2 – протяженность ненарушенного участка массива, расположенного между первой зоной и взываемыми зарядами, зависящая от упруго-прочных свойств пород и параметров взываемых зарядов ВВ (типа ВВ, диаметра скважин, массы заряда и т.д.).

Определение l_2 рекомендуется производить по формуле:

$$l_2 = R_{выр} \sqrt{\frac{3(1-\mu)P_r}{8[\sigma_p]}}, \quad (6.14)$$

где $R_{выр}$ – радиус выработки;

μ – коэффициент Пуассона;

P_r – давление метана в выбросоопасных песчаниках.

Длину участка массива, при котором выброс при глубинном взрывании скважинных зарядов исключается, вычисляют по формуле:

$$l_m = l_1 + R_{выр} \sqrt{\frac{3(1-\mu)P_r}{8[\sigma_p]}} \quad (6.15)$$

Экспериментальными исследованиями установлено, что эфек-

тивная дегазация породного массива происходит при взрывании скважинных зарядов массой 3,5-4 кг на 1 м скважины, при котором в породах с коэффициентом крепости $f \geq 6$ эффективный радиус дренирования $R_{\text{эфф}} = 1 \div 1,2$ м.

Число скважин, необходимых для дегазации выбросоопасного породного массива, зависит от его площади и объема, величины эффективного радиуса области дренирования, образованной взрывом заряда ВВ, расположенного в одной скважине, и определяют по формуле:

$$N_{\text{скв}} = S_{\text{взр}} / S'_{\text{др}} \quad (6.16)$$

где $S_{\text{взр}}$ – площадь выбросоопасного забоя, м^2 ;

$S'_{\text{др}}$ – эффективная площадь дренирования, образованная взрывом заряда ВВ, расположенного в одной скважине, м^2 .

Эффективный радиус дренирования устанавливают на основе экспериментальных взрывов. Эффективная глубина дегазации зависит от длины зарядов и размеров массива, нарушенного трещинами в результате взрыва, и определяется по формуле

$$L_{\text{дл}} = l_z + 2l_f, \quad (6.17)$$

где l_z – длина заряда, м.

При опытно-промышленной проверке параметров предварительной дегазации породного массива разработанным методом выбросы пород не зарегистрированы как при глубинном взрывании скважинных зарядов ВВ, так и при проходке горной выработки по всей глубине дегазированной (обработанной) зоны, что свидетельствует об эффективности примененного метода.

Способ глубинного взрыва скважинных зарядов ВВ применим при проведении горных выработок по породам с любой степенью выбросоопасности.

При этом технология выполнения работ должна быть следующей:

1. Определение степени выбросоопасности пород (выбросоопасных характеристик), их горно-геологических параметров, например, по методам оценки кернов (деление керна на диски).

2. Осуществление предварительной дегазации методом глубинного взрыва скважинных зарядов ВВ, которую производят до подхода к выбросоопасному породному массиву и на всем его протяжении.

3. Определение минимально-допустимого расстояния до взрываемых зарядов ВВ, эффективного радиуса дренирования, числа необходимых скважин и глубины отработки массива. Неснижаемое опережение обработанного массива при диаметре скважин 105 мм и расходе ВВ 3,5-4 кг/м должно быть не менее 5 м.

4. Обработку массива следует производить зарядами из высокобризантных ВВ.

5. Угол наклона скважин определяют с учетом возможности заполнения их водой перед взрыванием зарядов ВВ, а при восстающих и вертикальных скважинах следует применять песчано-глинистую забойку.

6. При применении двуярусных рассредоточенных зарядов осуществляют внутристкважинное замедление с интервалом не менее 30 мс, при этом расстояние между ярусами не должно превышать 2-2,5 м.

7. Если в сечении выработки имеются выбросоопасные и не выбросоопасные породы, дегазацию массива необходимо производить только в выбросоопасном слое.

8. После каждого проходческого цикла следует производить замер зоны разрушения для построения контуров обработанной зоны.

§ 6.10. Взрывные работы при разупрочнении труднообрушающейся кровли

Основным признаком тяжелой кровли, относящейся к классу труднообрушаемых, является величина отношения суммарной мощности легко- и среднеобрушающихся пород непосредственной кровли и вынимаемой мощности пласта при наличии в основной кровле трудно- и весьма труднообрушаемых пород, представленных крепкими песчаниками.

В очистных забоях управление тяжелой кровлей производят механизированными крепями повышенного и высокого сопротивления, а также индивидуальными стойками повышенной плотности.

Если же технические параметры механизированной крепи не обеспечивают сопротивляемость горному давлению вышележащих пород кровли, необходимо производить разупрочнение пород основной кровли.

Границы выемочных участков, на которых производят разупрочнение пород кровли, определяет комиссия под председательством технического директора предприятия. Выбор способа разупрочнения пород труднообрушающей кровли производят в строгом соответствии с инструкцией по разупрочнению труднообрушающей кровли, и на плане горных работ выемочных участков указывают способ разупрочнения.

Способы разупрочнения. На угольных шахтах России применяют следующие способы разупрочнения труднообрушающей кровли:

• *передовое торпедирование* предусматривает локальное ослабление массива прочных пород основной кровли впереди очистного забоя по всей длине лавы с помощью взрывания скважинных зарядов ВВ. Искусственные трещины (микротрешины), образующиеся при взрывании скважинных зарядов ВВ, по мере приближения забоя прорастают в магистральные, которые впоследствии разделяют массив основной кровли на блоки по высоте и напластованию. Размеры зон трещинообразования зависят от типа применяемого ВВ, физико-технических свойств пород основной кровли, массы взрываемых скважинных зарядов. Разделение пород основной кровли на блоки по вертикали и по напластованию приводит к уменьшению интенсивности горного давления на механизированную крепь и разгрузке краевых участков.

• *межэкранное торпедирование* обеспечивает максимальное использование энергии взрыва для повышения эффективности разупрочнения пород основной кровли. При этом способе в качестве экрана используют природную и эксплуатационную трещиноватость, обеспечивающую эффект напряжений отраженных взрывных волн;

• *направленное разупрочнение* заключается во взрывании скважинного заряда ВВ рядом с незаряженной скважиной, служащей дополнительной свободной поверхностью;

• *гидромикроторпедирование* сочетает комбинацию элементов передового торпедирования и гидрообработки. В скважинах взрывают небольшие заряды ВВ в оболочках специальной конструкции в водной среде под давлением и осуществляют последующую гидрообработку породного массива. После первого взрывания и гидрообработки производят последующие взрывы зарядов с нагнетанием воды. В результате цикличного повторения технологических микровзрываний и гидрообработки происходит разупрочнение труднообрушаемой кровли и ее разрушение;

• *взрывогидрообработка* обусловливает предварительное трещинообразование в труднообрушаемом массиве пород основной кровли в результате взрывания скважинных зарядов диаметром 35-38 мм, массой 35-50 кг и последующего их увлажнения с помощью шахтного противопожарного трубопровода под давлением 0,5-1 МПа;

• *принудительное обрушение* пород кровли путем взрывания скважинных зарядов ВВ, для чего бурят скважины параллельно очистной линии забоя вблизи целика, в результате инициирования зарядов ВВ происходит обрушение труднообрушаемых пород над выработанным пространством на высоту до 10 м, при этом кровля раслаивается и обрушается;

• *принудительное обрушение* пород кровли с помощью взрываия шпуровых зарядов ВВ основано на бурении шпуров в кровле пласта из очистного забоя с их последующим взрыванием в целях разупрочнения пород основной кровли;

• *способ подработки* предусматривает региональное ослабление труднообрушающихся пород кровли пласта в результате предварительной выемки нижележащего пласта. Разупрочнение в этом случае происходит за счет разрушения межслоевых связей и образования и развития трещин в породном массиве в процессе деформирования и перемещения подработанной толщи горного массива;

• *скважинная гидроподбутовка* кровли заключается в возведении бутовых полос параллельно очистной линии забоя путем взрываия скважинных зарядов в почве пласта в выработанном пространстве при отходе очистного забоя от разрезной печи;

• *направленный гидроразрыв* прочных пород основной кровли предусматривает создание в труднообрушаемых породах основной кровли протяженных трещин с заданной ориентацией в пространстве, нагнетанием воды в пласт в режиме гидроразрыва к зародышевым щелям, что позволяет в некоторых случаях уменьшить размеры обрушающихся блоков основной кровли, снизить нагрузки на механизированную крепь в очистном забое;

• *гидродинамическая стратификация* пород кровли заключается в разупрочнении пород кровли ориентированным гидроразрывом по предварительно нарезанной круговой щели. Схемы разупрочнения труднообрушаемых пород основной кровли очистных забоев представлены на рис. 6.19.

Наибольшее распространение при разупрочнении труднообрушаемой кровли на угольных шахтах получило передовое торпедирование. Рассмотрим технологию его проведения.

Передовое торпедирование пород труднообрушаемой кровли в очистных забоях выполняют скважинным методом, получившим название передового торпедирования, в строгом соответствии с ЕПБ при ВР. Передовое торпедирование труднообрушаемой кровли производят по проекту, разработанному на шахте с учетом конкретных горно-геологических и горнотехнических условий. Этот проект должен отвечать требованиям Инструкции по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках, должны быть согласованы с бассейновым научно-проектным институтом (НПИ) и утвержден техническим директором предприятия (акционерного общества). Проект, предусматривающий одновременное взрывание двух и более ли-

ний торпедирования из одной выработки шахты, дополнительно согласовывают с ВостНИИ и региональным органом (округом) Госгортехнадзора России.

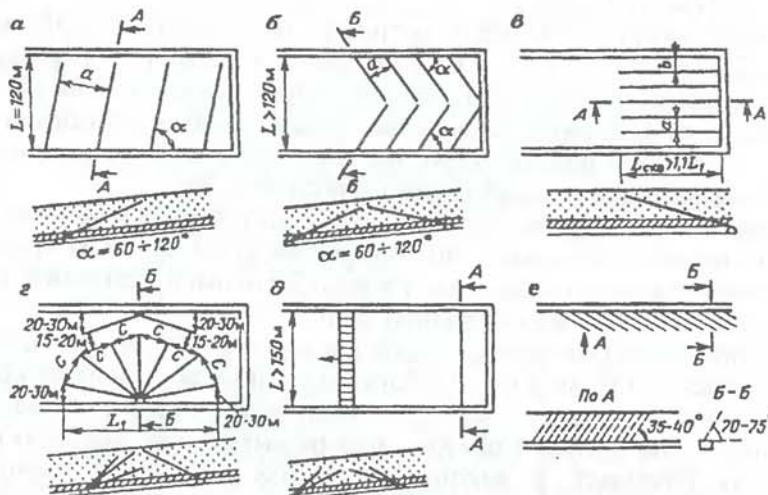


Рис. 6.19. Различные схемы (а-е) разупрочнения труднообрушаемых пород основной кровли очистных забоев.

Параметры этого способа определяют с учетом мощности труднообрушаемых пород, их физико-технических свойств, длины очистной линии забоя, мощности защитной пачки, находящейся над угольным пластом, бурового оборудования и склонности массива к внезапным выбросам угля, породы и газа.

Глубину заложения заряда определяют в зависимости от мощности пород, подлежащих обрушению, и вида торпедирования (первичное или очередное).

Длина скважин должна быть такой, чтобы между проекцией конца скважины на угольный пласт и подготовительной выработкой было 10-15 м при односторонней схеме заложения зарядов и не менее 5 м между концами пробуренных скважин при двухсторонней схеме заложения. Ширина веера в направлении подвигания очистной линии забоя должна быть равна шагу посадки кровли.

При перпендикулярной схеме заложения расстояние от крайних скважин до выработки принимают равным 15-20 м, а их длина должна быть больше шага обрушения кровли.

Отсекающие скважины располагают в 5-10 м от заднего целика.

При очередных посадках кровли расстояние между скважинами и их концами в веере зависит от прочности пород, эффективного радиуса зоны трещинообразования и составляет 12-20 м. Расстояние между выработками, из которых бурятся скважины, равно 200-240 м, т.е. кратно средней длине лавы.

При мощностях обрушающегося пласта породы до 15, 16-30 и более 30 м применяют соответственно одно-, двух- и трехъярусную схемы заложения скважин диаметром 70-120 мм.

Массу скважинного заряда вычисляют по формуле:

$$Q_{\text{сва}} = Q_1 l_s \quad (6.18)$$

где l_s – длина заряда, м;

Q_1 – масса заряда длиной 1 м, кг.

Для разупрочнения пород кровли применяют специальные конструкции торпед, торпедозарядов, монозарядов. Торпеды изготавливают из полиэтиленовых труб, их диаметр d_t зависит от диаметра заряда d_s и толщины стенок торпеды t_c .

$$d_t = d_s + 2t_c \quad (6.19)$$

Торпеды заполняют патронированными или порошкообразными ВВ. Монозаряд состоит из спецпатронов и направляющей головки. Спецпатрон представляет собой полиэтиленовый рукав, заполненный ВВ. Для повышения его водоустойчивости полиэтиленовый рукав с одной стороны заваривают, а с другой – после заполнения ВВ перевязывают тесьмой. Плотность заряда доводят до 1-1,1 кг/м³. Направляющая головка выполнена из полиэтиленового или деревянного цилиндра, диаметр которого не превышает диаметра заряда, к ней по всему периметру крепят грузовую ветвь каната с помощью скоб.

Торпеда-боевик служит для инициирования торпедозарядов. Схема устройства торпеды-боевика представлена на рис. 6.20.

Патрон-боевик монозарядов применяют для инициирования монозарядов. Схема устройства представлена на рис. 6.21.

Заряжание скважин осуществляют колонками из 2-6 патронов ($d_n = 60$ мм, $l_n = 1-1,5$ м). Для исключения сползания патронов при заряжании восстающих скважин, последний патрон снаряжают ловителем.

При торпедировании скважин на угольных шахтах, опасных по выбросам угля, газа и породы, применяют стопорные устройства, с помощью которых производят досылку монозаряда в скважину.

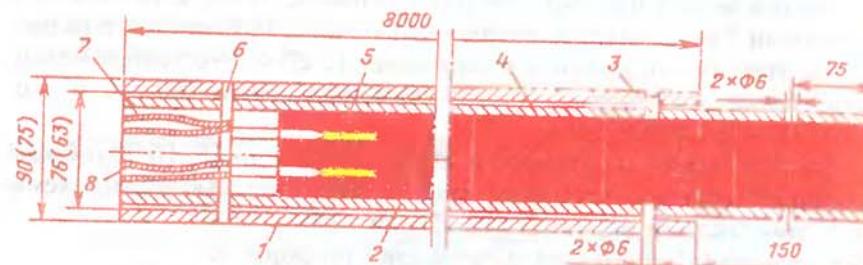


Рис. 6.20. Схема торпеды-боевика: 1, 2 – соответственно внешняя и внутренняя полиэтиленовые трубы; 3 – шплинты; 4 – патронированное ВВ; 5 – электродетонатор; 6 – металлический стержень; 7, 8 – магистральные провода



Рис. 6.21. Схема патрона-боевика в полиэтиленовой оболочке:

- 1 – полиэтиленовая (металлическая) оболочка; 2 – электродетонатор;
- 3 – патрон ВВ; 4 – дублирующая сеть; 5 – магистральные провода; 6 – крышка

Для заряжания скважин используют штатные предохранительные ВВ (аммониты Т-19, ПЖВ-20) или в исключительных случаях (с разрешения органов Госгортехнадзора России) непредохранительные ВВ.

Аммонит 6ЖВ или другие ВВ распаковывают и засыпают в полимерные шланги длиной до 1,5 м и диаметром 70 мм.

Изготовленные секции монозаряда помещают в полимерный рукав, расстояние между секциями 3,2 м. Перед досылкой монозаряда в скважину тяговой конец каната пропускают через осевой канал устройства, служащий для удержания монозаряда и извлечения каната.

После досылки торпедозаряда в скважину ее герметизируют песчано-глиняной забойкой длиной 1-1,5 м, а устье – специальной деревянной пробкой.

Герметизацию скважин, кроме вышеуказанных способов, можно осуществлять другими средствами, препятствующими вытеканию из них воды.

При взрывании скважинных зарядов применяют воду, нагнетаемую в них сначала в режиме низконапорного давления, затем при подходе очистного забоя на расстояние 100-150 м от скважины их переключают на режим высоконапорной обработки массива при давлении $P = 5 \text{ МПа}$. Результаты нагнетания воды фиксируют в специальном журнале.

При резком падении давления воды в скважинах ($P = 1,5-2 \text{ МПа}$) нагнетание воды прекращают и производят повторно через 16-20 ч.

Взрывогидрообработку применяют при длине лавы $L_{\text{лав}} \leq 100 \text{ м}$ как одностороннюю схему, при $L_{\text{лав}} \geq 100 \text{ м}$ – как двухстороннюю схему.

Принудительную посадку кровли осуществляют взрыванием скважинных зарядов диаметром 70-120 мм, располагаемых в один ряд параллельно забою на расстоянии не более 10 м от заднего целика при односторонней схеме при $L_{\text{лав}} \leq 120 \text{ м}$.

Руководство взрывными работами возлагается на начальника добывающего участка.

Для снаряжания зарядов разрешено применять патронированные ВВ не ниже II класса (включая шахты, опасные по пылегазовому режиму). Диаметр заряда должен быть на 25 мм меньше диаметра скважины, его длина – не превышать $2/3 L_{\text{скв}}$, масса одновременно взываемого заряда ВВ для неопасных шахт не ограничена, для шахт, опасных по пылегазовому режиму, не может быть больше 300 кг. Взрывные работы в шахтах, опасных по пылегазовому режиму, ведут в режиме сотрясательного взрыва.

В местах подготовки передового торпедирования может находиться только персонал, занятый выполнением указанных работ. При заряжании и монтаже взрывной сети разрешается присутствие представителей контролирующих органов (Госгортехнадзора России, ВостНИИ), бассейновых институтов.

Осмотр места взрыва и допуск людей в забой осуществляют не раньше чем по истечении 30 мин после взрыва зарядов, которое, в свою очередь, производят в специально выделенное рабочее время или в выходные дни. С момента заряжания зарядов ВВ в пределах опасной зоны запрещается выполнение других работ, не связанных с подготовкой и проведением взрыва.

На каждый последующий взрыв скважинных зарядов должно быть оформлено распоряжение главного инженера шахты с указанием лиц, ответственных за обеспечение безопасности работ по отдельным операциям (начиная от подготовки передового торпедирования до осмотра места взрыва).

В шахтах, опасных по пылегазовому режиму, необходимо производить орошение места взрыва и прилегающей 50-метровой зоны

водой с добавкой 0,1-0,2% смачивателя ДБ или осланцевание по обе стороны от устьев взрываемых скважин.

В качестве забойки следует применять воду в сочетании с герметизаторами, жидкими ингибиторами для взрывоподавления. В зоне взрыва скважин создают воздушно-водяную завесу с использованием пневматических водоэJECTорных установок или распылителей воды типа РЗ-7.

§ 6.11. Документация участка БВР

На предприятии и участке взрывных работ должна быть необходимая техническая и учетно-контрольная документация. Перечень основных документов, предусмотренных Едиными правилами безопасности при взрывных работах и другими действующими нормативными документами, приведены ниже.

1. Общая разрешительная документация:

1.1. Лицензия на выполняемые виды работ, выдаваемая Управлениями округов Госгортехнадзора России.

1.2. Свидетельство на приобретение взрывчатых материалов (§ 3 и форма 5 Приложения 1 к ЕПБ при ВР).

1.3. Разрешение органов Госгортехнадзора на право производства взрывных работ и работ с ВМ (форма 6 Приложения 1 к ЕПБ при ВР).

1.4. Разрешение на право хранения и перевозки взрывчатых материалов, выдаваемое органами внутренних дел.

1.5. Проект на склад ВМ (приложение к ЕПБ при ВР).

1.6. Положение о руководстве взрывными работами (§ 2 ЕПБ при ВР).

1.7. Мероприятия по совершенствованию взрывного дела (§ 2 ЕПБ при ВР).

2. Документация на складе ВМ:

2.1. Свидетельство на эксплуатацию мест хранения ВМ, в т.ч. складов ВМ (форма 7 Приложения 1 к ЕПБ при ВР).

2.2. Паспорт склада взрывчатых материалов (форма 9 Приложения 1 ЕПБ при ВР).

2.3. Книга учета прихода и расхода взрывчатых материалов (форма 1 Приложения 1 к ЕПБ при ВР).

2.4. Форма 2 Приложения 1 к ЕПБ при ВР.

2.5. Ведомость состояния заземлителей молниезащиты на складе ВМ – для поверхностных складов (Приложение 11 к ЕПБ при ВР).

3. Документация на участке взрывных работ шахты:

3.1. Паспорта взрывных работ на забои и проекты на массовые взрывы, а также типовой проект производства буровзрывных работ (§ 128 ЕПБ при ВР).

3.2. Режим производства взрывных работ.

3.3. Книга нарядов.

3.4. Наряд-путевки на производство взрывных работ текущего месяца (квартала) (форма 4 Приложения 1 к ЕПБ при ВР).

3.5. Журнал регистрации отказов при взрывных работах (Приложение 10 к ЕПБ при ВР).

3.6. Журнал проверки и выдачи взрывчатых и других приборов и материалов (инструкции по эксплуатации приборов).

3.7. Журнал технического обслуживания и ремонта взрывных приборов (машинок) (Инструкция о порядке технического обслуживания приборов и устройств электровзрывания).

3.8. Журнал инструктажа рабочих по безопасности работ (Правила безопасности в угольных и сланцевых шахтах).

3.9. Инструкция по маркировке ЭД и других СИ (Приложение 1 к ЕПБ при ВР).

3.10. Стандарты и ТУ на ВМ, оборудование и взрывные приборы (§ 26 ЕПБ при ВР).

3.11. Журнал учета случаев утрат ВМ (§ 26 ЕПБ при ВР). Дополнительно к указанной документации на предприятии может вводиться и другая, улучшающая контроль за ведением ВР, расходом ВМ и т.п.

ЛИТЕРАТУРА

1. Underground rock excavation. by "Atlas Copco & Mining AB", S-10523 Stockholm, Sweden, 2001.
2. Александров В.Е. Научные основы эффективной технологии взрывных работ в угольных шахтах опасных по газу и пыли. М.ИГД им А.А.Скочинского, 1984.
3. Алимов О.Д. и др. Гидравлические бурильные и отбойные машины. М. Недра, 1988.
4. Алимов О.Д., Дворников А.Т. Бурильные машины. М. Машиностроение, 1976.
5. Андреев К.К., Беляев А.Ф. Теория взрывчатых веществ. – М., Оборонгиз, 1960.
6. Атрушкевич А. Новые средства бурения шпуров и переносные станки подачи. М: ЦНИИЭИусоль, 1989.
7. Баранов Л.В., Першин В.В. Технология и безопасность взрывных работ в угольных шахтах. Изд-во ТОН.1995.
8. Баум Ф.А., Орленко Л.П., Станюкевич К.П. и др. Физика взрыва. М. Наука, 1974.
9. Беляев Н.А. Пневмоударные расширители скважин. АН СССР. ИГД СО, 1987.
10. Бурильные установки и машины для бурения и заряжания шпуров. Реф. Обзор. М. 1970 (ЦНИИПодземмаш.).
11. Буровые установки для проходки скважин и стволов. Справочник, М. Недра, 1985.
12. Васильев В.М. Перфораторы. М. Недра, 1989.
13. Волков В.П. Тоннели. М., Транспорт, 1970.
14. Густафсон Р. Шведская техника взрывных работ. – М., Недра, 1977 (пер. с англ.).
15. Дубинин Н.Г., Рябченко Е.П. Отбойка руды зарядами скважин различного диаметра. Новосибирск, Наука, 1972.
16. Дубнов Л.В., Бахаревич Н.С., Романов А.И. Промышленные взрывчатые вещества., М., Недра, 1968.
17. Емикеев В.И. Механизация взрывных работ в горной промышленности. М., Недра, 1976.
18. Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. М., Недра, 1988.
19. Иванов К.И., Ципкис А.М. Бурение шпуров и скважин. М., Недра, 1987.
20. Инструкция по эксплуатации системы "None" фирмы "Dyno Nobel", Buros, Sweden. 1998.
21. Каталог станков фирмы "Atlas Copco" серии "Simba", S-10523 Stockholm, Sweden. 2001.
22. Каталог буровых станков, установок фирмы "Sandvik Tamrock", Tampere, Finland, 2001.
23. Каталог долот, коронок, штанг, буровых труб фирмы "Atlas Copco", S-10523 Stockholm, Sweden, 2001.
24. Каталог продукции фирмы "Sandvik Tamrock" (инструмент: коронки, долота, штанги, трубы и др.), Tampere, Finland, 2001.
25. Каталог станков фирмы "Sandvik Tamrock", Tampere, Finland, 2000-2001 .
26. Крюков Г.М. Физика взрывного разрушения. Уч. пособие для ВУЗов., М., МГИ, 1985, 1986.
27. Кутузов Б.Н., Мангуш С.К., Горбонос М.Г. Техника и технология взрывных работ. Часть II. Взрывные работы при подземной разработке полезных ископаемых. Учебное пособие для ВУЗов. М., МГИ, 1986.
28. Лангефорс У., Кильстрен Б. Современная техника взрывной отбойки горных пород. 1958 (пер. с англ.).
29. Мангуш С.К., Крюков Г.М., Фисун А.П. Взрывные работы при подземной разработке полезных ископаемых. (под общей ред. проф. С.К. Мангуша) Учебник для ВУЗов., М., Изд. АГН, 2000.
30. Медведев И.Ф. Режимы бурения и выбор буровых машин. 2-е изд., М., Недра, 1986.
31. Мельников Л.Л. Сооружение выработок большого сечения в крепких породах. М., Недра, 1974.
32. Миндели Э.О. Буровзрывные работы при проведении горных выработок на глубоких горизонтах. (Проблема разрушения горных пород взрывом.), М., Недра, 1967.
33. Мостков В.М. Строительство подземных сооружений большого сечения. М., Госгортехиздат, 1962.
34. Нормативные документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в области взрывных работ и изготовление взрывчатых материалов. Вып. I. Безопасность при взрывных работах.
35. Пауль В.И., Дубынин Н.Г., Егоров П.В. Взрывная отбойка трещиноватых пород. СО АН СССР. ИГД, Новосибирск, 1991.
36. Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных Госгортехнадзором России к постоянному применению. Изд. МГГУ, 1996.

37. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород, М., Недра, 1985.
38. Руководство по проектированию, организации и проведению массовых взрывов на подземных рудниках. М. Недра, 1982.
39. Руководство по технологии заряжания водонаполненных ВВ при проведении горных выработок. М. ИГД им. Спачинского, 1973.
40. Сафонин М.С., Богомолов И.Д. и др. Машины и инструмент для бурения скважин на угольных шахтах. М., Недра, 1985.
41. Сборник документов. Москва. Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2001.
42. Советов Г.А. Буровой твердосплавный инструмент для пневматических перфораторов за рубежом. М., 1971.
43. Спецификация продукции фирмы “Dyno Nobel” (описание системы “None”), Orebro, Sweden, 2001.
44. Справочник по горнорудному делу. Под ред. В.В. Гребенюка, Я.С. Пыжьёнова, И.Е. Ерофеева. М., Недра, 1983.
45. Технические спецификации буровых установок фирмы “Atlas Copco” серии “Boomer”, S-10523 Stockholm, Sweden, 2001.

**Справочник по буровзрывным работам
на подземных горных разработках**

**Мангуш Сергей Кириллович
Фисун Александр Петрович**

Компьютерная верстка Погодина А.Г.