



КУЗБАССКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ  
ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ  
имени Т. Ф. Горбачёва



**И. Б. КАТАНОВ А. А. СЫСОЕВ**

# **Буровзрывные работы на карьерах**

**Учебное пособие**



Кемерово 2019

**Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Кузбасский государственный технический университет  
имени Т. Ф. Горбачева»**

**И. Б. Катанов    А. А. Сысоев**

**БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ  
НА КАРЬЕРАХ**

**Учебное пособие**

Кемерово 2019

УДК 622.235:622.271.32+658.345(075.8)

Рецензенты:

Кафедра открытых горных работ и электромеханики ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет (зав. кафедрой кандидат технических наук, доцент В. В. Чаплыгин)

Доктор технических наук, профессор В. В. Иванов (Научный центр ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности в горной отрасли, ведущий научный сотрудник)

Катанов, И. Б. **Буровзрывные работы на карьерах: учеб. пособие** / И. Б. Катанов, А. А. Сысоев; КузГТУ. – Кемерово, 2019. – 200 с.

ISBN 987-5-0013-098-7

Рассмотрены вопросы выполнения технологических операций при взрывной подготовке горной массы к выемке на открытых горных работах.

Изложен учебный материал, позволяющий студенту самостоятельно получить основные теоретические знания, необходимые при решении конкретных задач процесса взрывной подготовки горной массы к выемке, технологии и безопасности взрывных работ, обоснованию их экономической целесообразности. Некоторые разделы учебного пособия еще не нашли своего отражения в учебной литературе.

Подготовлено по дисциплинам «Технология и безопасность взрывных работ», «Процессы открытых горных работ», «Обоснование технологических решений на разрезах» для специальности 21.05.04 «Горное дело».

Печатается по решению редакционно-издательского совета КузГТУ.

УДК 622.235:622.271.32+658.345(075.8)

© КузГТУ, 2019

© Катанов И. Б., Сысоев А. А., 2019

ISBN 987-5-0013-098-7

## Оглавление

Предисловие .....	6
Базовые термины.....	11
1. Условия ведения взрывных работ .....	14
1.1. Структурно-прочностные свойства вскрышных пород.....	14
1.1.1. Структура взрываемого массива .....	14
1.1.2. Оперативная оценка структуры слоистого массива .....	17
1.1.3. Прочностные свойства пород.....	20
1.1.4. Классификация вскрышных пород угольных разрезов .....	22
1.2. Обводненность вскрышных пород .....	24
1.2.1. Гидрогеологические условия ведения взрывных работ .....	24
1.2.2. Технологические показатели обводненности взрывных блоков.....	30
1.2.3. Оперативная оценка обводненности взрывных блоков.....	34
1.3. Основные показатели качества взрывной подготовки пород .....	35
1.4. Горнотехнические факторы, влияющие на качество взрывной подготовки пород .....	38
Рекомендуемая литература по разделу .....	43
Контрольные вопросы .....	43
2. Буровое оборудование .....	45
2.1. Вращательное бурение с режущим инструментом.....	45
2.2. Станки шарошечного бурения .....	47
2.3. Станки ударно-вращательного бурения .....	49
2.4. Буровые станки зарубежных фирм .....	50
2.5. Выбор диаметра бурения скважин .....	52
2.6. Требования безопасности при бурении скважин .....	53
2.7. Производительность буровых станков.....	54
2.8. Затраты на бурение.....	57
Рекомендуемая литература по разделу .....	58
Контрольные вопросы .....	58
3. Промышленные взрывчатые вещества .....	59
3.1. Краткая история создания взрывчатых веществ.....	59
3.2. Классификации взрывчатых веществ .....	60
3.3. Основные компоненты промышленных ВВ .....	65
3.4. Добавки к аммиачно-селитренным ВВ .....	67
Рекомендуемая литература по разделу .....	68
Контрольные вопросы .....	68
4. Технология и безопасность изготовления взрывчатых веществ .....	69
4.1. Гранулированные взрывчатые вещества.....	69
4.2. Водосодержащие взрывчатые вещества.....	77
4.3. Требования к обустройству стационарных пунктов приготовления ВВ..	86

Рекомендуемая литература по разделу .....	88
Контрольные вопросы .....	88
5. Системы инициирования зарядов ВВ .....	89
5.1. Огневое и электроогневое инициирование зарядов .....	89
5.2. Инициирования зарядов при помощи детонирующего шнура .....	94
5.3. Неэлектрические системы инициирования .....	98
5.4. Инициирование зарядов ВВ электродетонаторами .....	106
5.5. Инициирование зарядов электронными детонаторами .....	112
5.6. Производство взрывов на карьерах по радиосигналу .....	117
5.7. Выбор времени замедления при короткозамедленном взрывании .....	118
Рекомендуемая литература по разделу .....	121
Контрольные вопросы .....	121
6. Технология заряжания взрывных скважин .....	123
6.1. Конструкции скважинных зарядов .....	123
6.2. Расчетные параметры буровзрывных работ .....	127
6.3. Расчет параметров контурного взрывания .....	134
6.4. Рекомендации по направлению бурения скважин в зависимости от угла падения напластований .....	135
6.5. Оценка качества дробления породы взрывом .....	138
6.6. Процесс заряжания взрывных скважин .....	140
6.6.1. Общие положения технологии заряжания сухих и слабообводненных скважин .....	140
6.6.2. Осушающие машины .....	142
6.6.3. Механизированное заряжание скважин .....	151
6.6.4. Заряжание обводненных скважин .....	154
6.6.5. Механизированная забойка скважин .....	157
Рекомендуемая литература по разделу .....	162
Контрольные вопросы .....	162
7. Безопасность ведения взрывных работ .....	163
7.1. Безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов рыхления .....	163
7.2. Безопасное расстояние для зданий и сооружений по сейсмическому действию взрыва .....	165
7.3. Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны на здания и сооружения .....	169
7.4. Безопасное расстояние по действию УВВ на человека .....	171
7.5. Безопасное расстояние по действию ядовитых газов .....	171
Рекомендуемая литература по разделу .....	177
Контрольные вопросы .....	177
8. Типовой проект ведения взрывных работ .....	178
Рекомендуемая литература по разделу .....	185

Контрольные вопросы .....	185
Заключение.....	186
Список рекомендуемой литературы .....	187
Приложения.....	190
Предметный указатель.....	200

## **Предисловие**

При проведении буровзрывных работ, связанных с подготовкой горной массы к выемке, в массиве бурят шпуры или скважины, в которых размещают, а затем взрывают заряды ВВ.

Качество взрывной подготовки горной массы к выемке влияет на объемы добычи твердых полезных ископаемых, их стоимость и многие другие технико-экономические показатели открытых горных работ. Оптимизация параметров буровзрывных работ и обеспечение безопасности их проведения являются актуальной задачей. Поэтому для наиболее качественного разрушения породы в конкретных горнотехнических условиях необходимо уметь правильно оценить структурно-прочностные свойства и обводненность массива, а затем выбрать средства для бурения скважин, ВВ, СИ, рассчитать параметры размещения зарядов ВВ в массиве, провести взрывные работы.

Ассортимент промышленных ВВ достаточно большой. На открытых горных работах применяют как гранулированные и эмульсионные ВВ, так и их смеси в различных соотношениях, изготовление которых часто осуществляют в непосредственной близости от карьера. Тротилосодержащие ВВ стали применять значительно реже.

Технологический процесс подготовки горных пород к выемке с использованием промышленных ВВ является наиболее опасным в горном производстве. Для обеспечения эффективного и безопасного проведения буровзрывных работ предусмотрено наличие специальных инструкций, наставлений и правил, без знания и соблюдения которых нельзя не только вести взрывные работы, но даже иметь какое-либо соприкосновение с взрывчатыми веществами и средствами для их инициирования.

Управление промышленной безопасностью – это процесс осуществления взаимосвязанных организационных и технических мероприятий с целью предупреждения аварийных ситуаций на опасных производственных объектах. С 1 января 2014 года в соответствии с п. 3 статьи 11 Федерального закона № 116-ФЗ от 21.07.1997 «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» организации, эксплуатирующие опасные производственные объекты (ОПО) I или II класса опасности, обязаны создавать систе-

му управления промышленной безопасностью (СУПБ) и обеспечить ее функционирование.

Открытые горные работы по добыче полезных ископаемых с применением взрывчатых веществ относятся ко II классу опасности.

Обеспечение безопасного функционирования всех технологических процессов, связанных с проведением буровзрывных работ, основывается на взаимосвязях производственных служб горного предприятия и выполнении требований нормативных документов.

Основным нормативно-правовым документом, регламентирующим безопасное ведение взрывных работ, являются федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» (ПБВР). ПБВР являются обязательными для выполнения организациями, осуществляющими деятельность, связанную с использованием *взрывчатых материалов* (ВМ) промышленного назначения.

Организации, ведущие взрывные работы (работы с взрывчатыми материалами), должны иметь обученный персонал – исполнителей и руководителей взрывных работ, получивших *Единую книжку взрывника* (ЕКВ). Такие организации должны иметь разрешение на ведение работ со взрывчатыми материалами промышленного назначения. Это разрешение выдается федеральным органом исполнительной власти в области промышленной безопасности.

Все промышленные взрывчатые материалы (взрывчатые вещества, средства инициирования и прострелочно-взрывная аппаратура) относятся к I классу опасности и разделяются на группы совместимости при хранении и транспортировании, подклассы по чувствительности и классифицируются по условиям применения.

ПБВР установлены общие требования к испытаниям и уничтожению взрывчатых материалов, а также требования к персоналу для взрывных работ, требования безопасности при применении средств инициирования, общие требования безопасности при ведении взрывных работ, требования безопасности по устройству и эксплуатации складов взрывчатых материалов и пр.

Техническое руководство взрывными работами, подразумевающее управление технологическими процессами, связанными с обращением взрывчатых материалов на производственных объек-

тах, разработкой, согласованием и утверждением технических документов, регламентирующих порядок выполнения взрывных работ, возлагается на работников, имеющих горнотехническое образование, сдавших экзамены квалификационной комиссии и получивших ЕКВ. Право технического руководства взрывными работами получают лица, окончившие высшие и средние специальные учебные заведения с присвоением квалификации горного инженера.

Лица, имеющие право руководства взрывными работами, допускаются к самостоятельной работе взрывниками без обучения после сдачи экзамена и стажировки в течение месяца.

К производству взрывных работ допускаются лица, сдавшие экзамены квалификационной комиссии и получившие ЕКВ. После чего к самостоятельной работе они допускаются только после прохождения месячной стажировки под руководством опытного взрывника.

При нарушении правил безопасности взрывник отстраняется от производства взрывных работ до проверки знаний.

Общее руководство взрывными работами на предприятии возлагается на технического руководителя или на лицо, специально установленное приказом.

Взрывник может выполнять только те виды взрывных работ, которые указаны в ЕКВ. При переходе на работу в другую организацию взрывник сохраняет право на производство того вида взрывных работ, который указан в ЕКВ, например, взрывные работы на открытых горных разработках или взрывные работы при проведении горноразведочных выработок и т. д.

При проведении взрывных работ ЕКВ должны находиться непосредственно у взрывников.

В помощь взрывнику разрешается назначать помощников, которые должны быть проинструктированы под роспись и под непосредственным руководством и контролем взрывника могут выполнять работы по подготовке взрыва, но не связанные с обращением со средствами инициирования и патронами-боевиками.

Заведующими складами взрывчатых материалов и механизированными пунктами подготовки ВВ должны назначаться лица, имеющие право руководства взрывными работами, или взрывники и раздатчики ВМ, прошедшие обучение по программе подготовки заведующих складами ВМ, с соответствующей записью в ЕКВ.

При производстве взрывных работ (работ с взрывчатыми материалами) необходимо проводить мероприятия по обеспечению безопасности персонала взрывных работ, предупреждению отравлений людей пылью взрывчатых веществ и ядовитыми продуктами взрывов, а также осуществлять комплекс мер, исключая возможность взрыва пыли взрывчатых веществ и взрывааемой массы. Эти меры должны утверждаться руководителем организации (шахты, рудника, карьера и т. п.).

Взрывные работы должны выполняться взрывниками под руководством лица технического надзора по письменным нарядам с ознакомлением под роспись и соответствующим наряд-путевкам и проводиться только в местах, отвечающих требованиям правил и инструкций по безопасности работ.

При одновременной работе нескольких взрывников в пределах общей опасной зоны одного из них необходимо назначить старшим. Свои распоряжения он должен подавать голосом или заранее обусловленными и известными взрывникам сигналами.

Взрывник во время работы обязан быть в соответствующей спецодежде, иметь при себе часы, необходимые приборы и принадлежности для взрывных работ, выданные организацией. При взрывании несколькими взрывниками часы могут быть только у старшего взрывника.

Каждая организация, ведущая взрывные работы с применением массовых взрывов (на открытых работах это взрыв смонтированных в общую взрывную сеть двух и более скважинных, котловых или камерных зарядов, независимо от протяженности заряжаемой выработки, а также единичных зарядов в выработках протяженностью более 10 м), должна иметь типовой проект производства буровзрывных работ, являющийся базовым документом для разработки паспортов и проектов, в том числе и проектов массовых взрывов, выполняемых в конкретных условиях.

Взрывание зарядов взрывчатых веществ должно проводиться по оформленной в установленном порядке технической документации (проектам, паспортам и т. п.). С такими документами персонал, осуществляющий буровзрывные работы, должен быть ознакомлен под роспись.

Проекты необходимо составлять для взрывания скважинных, камерных, котловых зарядов, в том числе при выполнении взрыв-

ных работ на строительных объектах, разрушении зданий и сооружений, простреливании скважин, ведении дноуглубительных и ледоходных работ, работ на болотах, подводных взрывных работ, при взрывании горящих массивов, выполнении сейсморазведочных работ и производстве иных специальных работ.

## **Базовые термины**

**Буровзрывные работы** – это совокупность технологических операций по взрывной подготовке горной массы к выемке, включающих бурение скважин, зарядание их взрывчатым веществом, проведение монтажа взрывной сети, взрывание и оценку результатов взрыва.

**Буровые работы** – это совокупность технологических операций по совмещению бурового става с осью скважины, бурению, подъему бурового става, перемещению станка на точку бурения следующей скважины.

**Буровой станок** – это машина для бурения взрывных и горно-технических скважин различного назначения, а также шпуров при открытой и подземной разработках полезных ископаемых.

**Взрывные работы (ВР)** – это совокупность технологических операций по подготовке и производству взрыва, в том числе составление проекта взрыва, доставка ВМ на блок, подготовка боевиков и зарядание скважин ВВ с установкой в них боевиков, монтаж сети, расстановка постов, взрыв и осмотр результатов взрыва.

**Взрывчатое вещество (ВВ)** – конденсированное химическое вещество или смесь таких веществ, способное при определенных условиях под влиянием внешних воздействий (трение, нагревание, удар) к быстрому самораспространяющемуся химическому превращению (взрыву) с выделением большого количества тепла и газообразных продуктов.

**Взрывчатые материалы** – общее наименование предназначенных к применению в промышленных целях ВВ, средств инициирования и прострелочно-взрывной аппаратуры.

**Взрыв ВВ** – чрезвычайно быстрое химическое превращение, при котором выделяются тепло и большое количество сжатых газов, способных производить механическую работу разрушения и перемещения среды (воздуха, воды, породы и др.). Для разрушения породы ВВ необходимо эффективно расположить в виде заряда.

**Детонатор** – средство для возбуждения первоначального импульса детонации (капсюль-детонатор, электродетонатор, электронный детонатор).

**Детонирующий шнур (ДШ)** – шнур с сердцевинной из мощного чувствительного ВВ, предназначенный для инициирования зарядов ВВ.

**Заряд ВВ** – определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву, с подсоединенным к нему средством инициирования (детонатора или промежуточного детонатора).

**Забойка** – заполнение свободной от ВВ части скважины (шпура) со стороны устья инертным материалом.

**Единая книжка взрывника (ЕКВ)** – единое по форме квалификационное удостоверение, дающее право выполнения взрывных работ.

**Капсюль-детонатор (КД)** – небольшой заряд чувствительных инициирующих ВВ, размещенный в гильзе и инициируемый от огнестойкого шнура.

**Огнестойкий шнур (ОШ)** – спрессованная из дымного пороха с пластифицирующими добавками сердцевина, завернутая в нитяные оплетки с гидроизоляционной прослойкой.

**Промежуточный детонатор (ПД)** – небольшой заряд или шашка из высокочувствительного ВВ, предназначенный для возбуждения детонации основного заряда из менее чувствительного ВВ.

**Патрон-боевик** – тротиловая или гексогеновая шашка, патрон аммонита бЖВ, сибирита, эмульсолита и т. п. с подсоединенным средством его инициирования (детонатор, ДШ).

**Скважина** – это искусственное углубление в горной породе диаметром более 75 мм при любой глубине, пробуренное, как правило, буровым станком.

**Средства инициирования (СИ)** – небольшие заряды высокочувствительных ВВ, размещенные в гильзах или оболочках с смонтированным в них или подсоединенным к ним средством возбуждения их детонации от начального импульса (укол, нагрев, луч огня, детонационная волна, трение и т. п.).

**Шнур** – это искусственное углубление в горной породе диаметром менее 75 мм при глубине до 5 м, пробуренное, как правило, бурильным молотком или перфоратором.

**Ударно-волновая трубка (УВТ)** – трубка, внутренняя поверхность которой покрыта тонким слоем инициирующего состава, передающего ударную волну.

**Удельный расход ВВ** – количество ВВ, приходящееся на 1 м<sup>3</sup> взрываемого объема породы.

**Электродетонатор (ЭД)** – небольшой заряд чувствительных инициирующих ВВ, размещенный в металлической гильзе и инициируемый электрическим током.

**Электронный детонатор (ЭДЭЗ)** – электродетонатор с микросхемой для управления временем замедления.

## **1. Условия ведения взрывных работ**

### **1.1. Структурно-прочностные свойства вскрышных пород**

Структурно-прочностные свойства горных пород являются основной группой природных факторов, в зависимости от которых выбираются технология производства и параметры взрывных работ. Для оценки эффективности технологических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых широкое распространение получили классификации горных пород. В качестве классификационных признаков принимают свойства пород, определяющие параметры того или иного технологического процесса, а сами свойства пород в этом случае принято называть технологическими.

Обычно свойства пород характеризуются некоторым количественным показателем, по которому породы подразделяются на классы или категории. По категориям пород нормируются расход основных и вспомогательных материалов, работа технологического оборудования, дается количественная оценка принимаемым решениям, определяется область применения технологии. В целом такое деление пород упорядочивает технологические расчеты.

В настоящее время широко распространены классификации, имеющие региональное и ведомственное значение. Они используются в отраслевых нормативных и руководящих технических документах.

#### **1.1.1. Структура взрываемого массива**

Для осадочных пород типичным является наличие трех систем трещин: трещин напластований и двух систем трещин, секущих напластования практически перпендикулярным напластованию, что обуславливает их блочную структуру (рис. 1.1). Секущие трещины 2 в слоях напластований 1 формируют в массиве блочную структуру из естественных отдельностей. Структуру породного массива и степень его трещиноватости принято оценивать *диаметром естественной отдельности*.

Существуют линейный, планиметрический и объемный способы определения среднего диаметра естественной отдельности. Соответственно при линейном – по линейному размеру куска. В этом случае размер естественной отдельности в ряде изданий учебной литературы принято определять *диаметром естественной отдель-*

ности  $d_e$ , численно равной среднему арифметическому длины  $a$ , ширины  $b = 8a$  и толщины  $c = 0,5a$  естественной отдельности. При планиметрическом – по площади куска, занимаемой им на фотопланграмме.

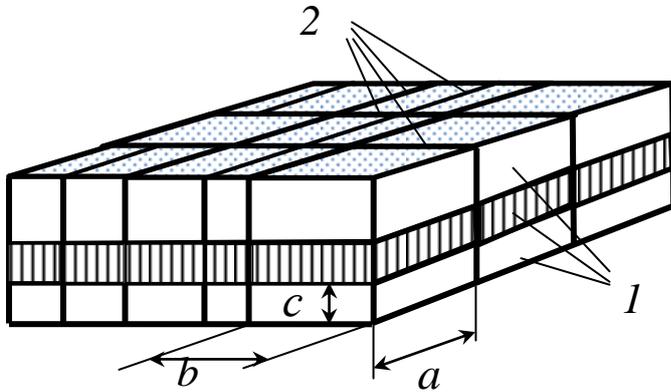


Рис. 1.1. Схема к определению диаметра естественной отдельности (пояснения в тексте)

При объемном методе предполагается, что взрываемый массив объемом  $V$  сложен  $N$  отдельностями, каждая из которых составляет объем  $\Delta V_i$  ( $i = 1, \dots, N$ ). Тогда истинный диаметр средней по объему естественной отдельности составит

$$d_e = 3 \sqrt[3]{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N \Delta V_i}. \quad (1.1)$$

Из (1.1) видно, что  $d_e^3 N = V$ .

В общем случае для осадочных пород угольных разрезов существует статистическая закономерность для определения диаметра естественной отдельности при линейном, планиметрическом и объемном методе:

$$d_e = 1,53 c_{\text{ср}} \left(1 + \frac{k}{3}\right), \quad (1.2)$$

где  $c_{\text{ср}}$  – среднее расстояние между трещинами напластования, м;  $k$  – коэффициент, равный 1; 2 или 3 соответственно при линейном, планиметрическом и объемном методах измерения естественных отдельностей.

Отсюда, например, видно, что диаметр естественной отдельности, установленный объемным методом, будет в 1,5 раза больше, чем соответствующее значение, установленное линейным методом. В дальнейшем, если это не оговорено специально, будем иметь

ввиду, что диаметр естественной отдельности, используемый в расчетах, был определен объемным методом.

Трещины горного массива могут быть заполнены воздухом, водой или частицами пород. В зависимости от минерального состава, содержания компонентов и трещиноватости массива, динамические свойства горных пород могут меняться в весьма широких пределах.

Одним из инструментов, позволяющим связать физико-механические свойства с технологическими параметрами взрывных работ, взаимосвязанных с удельным расходом ВВ, является классификация осадочных пород по степени трещиноватости в массиве. В горнотехнической литературе и практике горнорудной промышленности используется классификация горных пород Межведомственной комиссии по взрывному делу (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Классификация массивов горных пород по степени трещиноватости Межведомственной комиссии по взрывному делу

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами, м	Скорость продольной волны, км/с	Количество трещин на 1 пог. м породы	Содержание, %, в массиве отдельностей размером, мм		
					+300	+700	+1000
I	Чрезвычайно трещиноватый (мелкоблочный)	< 0,1	0,4–1	> 10	< 10	0	0
II	Сильнотрещиноватый (среднеблочный)	0,1–0,5	1–2	2–10	10–70	< 30	< 5
III	Среднетрещиноватый (крупноблочный)	0,5–1,0	2–5	1–2	70–100	30–80	5–40
IV	Малотрещиноватый (весьма крупноблочный)	1,0–1,5	5–6	1–0,65	100	80–100	40–100
V	Практически монолитный (исключительно крупноблочный)	>1,5	6–7	< 0,65	100	100	100

### **1.1.2. Оперативная оценка структуры слоистого массива**

Структура взрываемого массива характеризуется не только диаметром средней естественной отдельности, но и направлением и углом падения слоев, пространственным их положением относительно мощных прослоев породы. Уточнение внутренней структуры блока, подготавливаемого к проведению буровзрывных работ, может проводиться при помощи георадиолокационного обследования.

Метод георадиолокации основан на явлении отражения электромагнитной волны от границ неоднородностей в изучаемой среде, на которых скачкообразно изменяются такие свойства среды, как электропроводность и диэлектрическая проницаемость. Излучаемые георадаром электромагнитные сверхширокополосные импульсы, распространяясь в обследуемой среде, отражаются от слоев массива и принимаются антенной, усиливаются, преобразуются в цифровой вид, обрабатываются электронной вычислительной машиной, а далее информация визуализируется на мониторе.

Основными величинами, измеряемыми при георадарных исследованиях, являются время пробега электромагнитной волны от источника до отражающей границы и обратно до приемника, а также амплитуда этого отражения. Такими границами раздела в исследуемых средах являются, например, контакт между сухими и влагонасыщенными породами (уровень грунтовых вод), контакты между породами различного литологического состава, между породой и материалом искусственного сооружения, между мерзлыми и талыми, а также между коренными и рыхлыми породами.

Скорость распространения электромагнитной волны в разных материалах различна, поэтому, измеряя время пробега волн и зная основные физические свойства пород в изучаемой среде, можно судить о строении массива. Максимальный контраст в диэлектрических проницаемостях наблюдается между воздухом и водой. Их соотношение в породе и будет, в основном, определять диэлектрическую проницаемость слоя. Сухие, монолитные, слабо трещиноватые породы имеют низкие значения диэлектрической проницаемости, а влагонасыщенные, проницаемые, пористые, трещиноватые породы, как правило, имеют высокие значения диэлектрической проницаемости и низкие значения скорости распространения электромагнитных волн.

Антенной прибора излучаются ультракороткие электромагнитные импульсы (единицы и доли наносекунды), которые имеют 1,0–1,5 периода квазигармонического сигнала и достаточно широкий спектр излучений. Центральная частота сигнала определяется типом антенны. Проходя через приповерхностные слои, некоторая часть энергии волны отражается от границы между пластами и направляется в обратном направлении к поверхности, а часть энергии, что осталась, проникает вглубь (рис. 1.2).

Для проведения обследования применяется, например, георадар ОКО-2, который позволяет проводить зондирование массива на глубину от 10 до 16 м. В качестве основного блока управления, обработки и визуализации данных применяется блок управления и обработки.

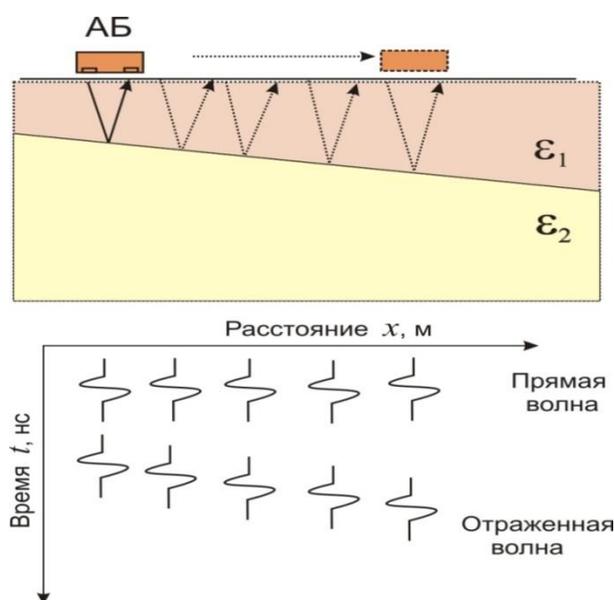


Рис. 1.2. Схема образования электромагнитных волн

Блок управления и обработки (БУО) сочетает в одном корпусе функции управления всеми режимами работы георадара и функции регистрирующего устройства с возможностью обработки и сохранения полученных от георадара данных. Для возбуждения и приема радиоволн используется наземная экранированная антенна АБ-90 с центральной частотой 90 МГц (рис. 1.3).

Антенный блок АБ-90 отличается от стандартных неэкранированных антенн структурой, в которой приемник и передатчик помещены в отдельные экранированные корпуса. Разрешающая способность антенны составляет от 0,35 до 0,5 м.



Рис. 1.3. Георадар ОКО-2: а – внешний вид БУО; б – антенный блок с центральной частотой 90 МГц

Для примера (рис. 1.4) показана схема передвижения георадара. Направления передвижения георадара обозначены стрелками 71, 76 в начале и в конце обследуемого участка длиной 80 м.



Рис. 1.4. Фото площадки обследования

Результат обработки георадиолокационного обследования по одному из профилей обследуемого блока, на котором планируется бурение взрывных скважин, показан на рис. 1.5.

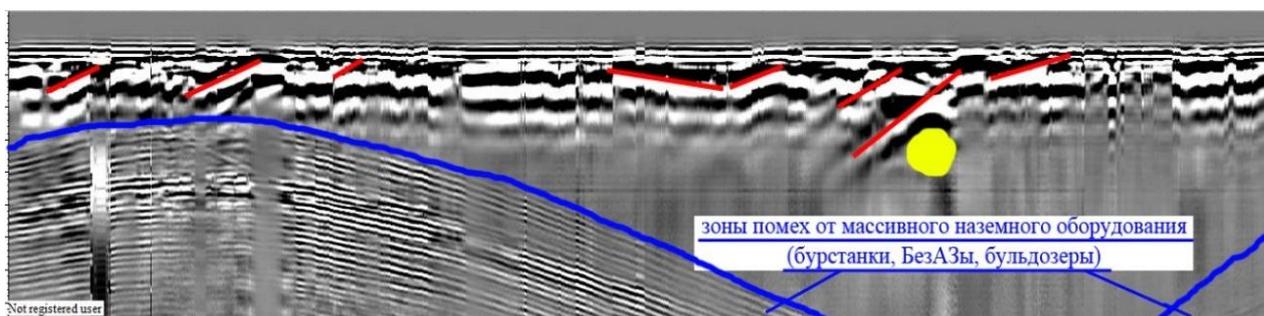


Рис. 1.5. Результат обработки георадиолокационного обследования по одному из профилей

Анализируя радарограммы, можно довольно точно установить положение границ слоев и других объектов в подповерхностных слоях, что в свою очередь позволит обосновать специальные техно-

логические мероприятия при проектировании взрывных работ, например, направление бурения скважин.

### 1.1.3. Прочностные свойства пород

Вскрышные породы чаще всего имеют осадочное происхождение, исходным материалом которых являлись разрушенные частицы магматических пород, перенесенных водой или ветром на значительные расстояния. Их отложения со временем уплотнялись, между частицами возникали капиллярные, адсорбционные, а в дальнейшем более прочные кристаллические связи. Процесс гравитационной консолидации и последующих метаморфических изменений привел к тому, что пески с крупностью зерен 0,10–2,0 мм превращались в песчаники, а затем в кварциты. Частицы с более мелкими зернами размером 0,01–0,10 мм преобразовывались в алевролиты, а глины – в аргиллиты с крупностью менее 0,01 мм.

Для определения состояния горных пород, как многокомпонентной среды, существует характеристика средней плотности:

$$\rho = \alpha_1\rho_1 + \alpha_2\rho_2 + \alpha_3\rho_3 = \frac{m}{V}, \quad (1.3)$$

где  $\alpha_1, \alpha_2, \alpha_3$  – содержание по объему твердой, жидкой и газообразной фазы, доли ед.;  $\rho_1, \rho_2, \rho_3$  – плотность твердой, жидкой и газообразной компоненты, г/см<sup>3</sup>;  $m$  – суммарная масса трех фаз, г;  $V$  – общий объем, см<sup>3</sup>.

В естественном состоянии горные породы содержат фиксированные по объему доли газообразного  $\alpha_1$ , жидкого  $\alpha_2$ , твердого  $\alpha_3$  компонентов. Поскольку в единице объема горной породы выполняется условие  $\alpha_1 + \alpha_2 + \alpha_3 = 1$ , причем плотность каждого из компонентов при атмосферном давлении известна, составляет для воздуха  $\rho_1 = 1,2 \cdot 10^{-3}$  г/см<sup>3</sup>, для воды  $\rho_2 = 1$  г/см<sup>3</sup> и для твердого (типа кварца), как основного элемента осадочных пород,  $\rho_3 = 2,65$  г/см<sup>3</sup>, то средняя плотность  $\rho$  горных пород колеблется в пределах 2,3–2,6 г/см<sup>3</sup>.

Минеральный состав и строение горных пород определяют их физико-механические свойства, оказывающие большое влияние на

эффективность основных технологических процессов при разработке месторождений.

**Прочность** одно из основных механических свойств горных пород, она характеризует их способность в определенных условиях воспринимать те или иные силовые воздействия, не разрушаясь. Критериями прочности являются временные сопротивления одноосному сжатию ( $\sigma_{сж}$ ), растяжению ( $\sigma_{раст}$ ), сдвигу ( $\sigma_{сдв}$ ).

Наибольшее сопротивление горные породы оказывают сжатию, меньшее – сдвигу и наименьшее – растяжению.

**Крепость** – способность породы сопротивляться разрушению от действия внешних сил при различных технологических процессах разрушения (бурение, резание, взрывание и др.). Крепость зависит от прочности, твердости, вязкости, упругости, минералогического состава, структуры породы, трещиноватости и других факторов. Впервые необходимость совокупной количественной оценки сопротивляемости пород разрушению для целей ведения горных работ была обоснована проф. М. М. Протодяконовым (старшим), создавшим известную шкалу относительной крепости горных пород. За единицу крепости ( $f = 1$ ) была выбрана порода с временным сопротивлением одноосному сжатию, равным 10 МПа, при раздавливании на прессе породного кубика. Все горные породы по этой классификации разделены на десять категорий: с коэффициентом крепости от  $f = 20$  для первой категории (наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты и др.) до  $f = 0,3$  для десятой категории (плывуны, разжиженный грунт и др.).

**Взрываемость горных пород** характеризуется сопротивляемостью пород взрывному разрушению. В соответствии с методологией В. В. Ржевского взрываемость определяется величиной *эталонного удельного расхода ВВ*. Количество эталонного ВВ (аммонит № 6 ЖВ или граммонит 79/21), которое помещено в центре монолитного куба породы с ребром 1 м и при взрыве разрушает его на 8 частей с размером 0,5 м, определяет эталонный удельный расход ВВ ( $г/м^3$ ):

$$q_{э} = 0,2(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,002\gamma, \quad (1.4)$$

где  $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_{сдв}$ ,  $\sigma_{раст}$  – предел прочности породы на сжатие, сдвиг и растяжение, МПа;  $\gamma$  – плотность породы,  $кг/м^3$ .

По величине эталонного удельного расхода ВВ все горные породы по взрываемости разделены на 5 классов, каждый класс вклю-

чает 5 категорий: I класс – легковзрываемые породы ( $q_3 \leq 20 \text{ г/м}^3$ ); II класс – средневзрываемые породы ( $q_3 = 20,1\text{--}40 \text{ г/м}^3$ ); III класс – трудновзрываемые породы ( $q_3 = 40,1\text{--}60 \text{ г/м}^3$ ); IV класс – весьма трудновзрываемые породы ( $q_3 = 60,1\text{--}80 \text{ г/м}^3$ ); V класс – исключительно трудновзрываемые породы ( $q_3 \geq 80 \text{ г/м}^3$ ).

Акустические свойства горных пород определяют характер распространения упругих волн. Основными из них являются скорости распространения продольных, поперечных и поверхностных волн. Скорость распространения продольных волн примерно в 1,7–1,9 раза больше, чем поперечных, и в 2 раза больше, чем поверхностных. В практических вопросах проектирования промышленных взрывов при открытой разработке месторождений чаще всего требуется скорость распространения продольных волн.

#### **1.1.4. Классификация вскрышных пород угольных разрезов**

Эффективность производственных процессов в значительной степени определяется структурно-прочностными, упругими и акустическими характеристиками пород. Закономерности их изменения во взаимосвязи с геолого-генетическими признаками предопределяют возможность классификации вскрышных пород разрезов по блочности. Классификация вскрышных пород угольных разрезов, разработанная Кузбасским политехническим институтом, представлена в табл. 1.2.

В основу классификации были положены структурные (диаметр средней естественной отдельности) и прочностные (временное сопротивление сжатию  $\sigma_{сж}$ ) характеристики, а также акустические свойства массива, которые главным образом определяют сопротивляемость пород взрывному разрушению. В соответствии с этой классификацией вскрышные породы угольных разрезов разделены на пять категорий по блочности от мелкоблочных до исключительно крупноблочных. Каждая категория характеризуется как свойствами «в куске» (плотность, временное сопротивление сжатию), так и свойствами массива (диаметр средней естественной отдельности, содержание фракции +1000 мм, модуль упругости, акустическая жесткость). Классификация используется в отраслевых нормативно-методических документах при обосновании параметров и показателей технологических процессов и схем ведения горных работ.

## Классификация вскрышных пород угольных разрезов по блочности

Категория пород по блочности	Блочность пород. Петрографическая характеристика основных литотипов пород	Физико-механические свойства		Структурные свойства	Упругие и акустические свойства массива	
		плотность, т/м <sup>3</sup>	временное сопротивление сжатию, МПа	диаметр средней естественной отдельности, м	модуль упругости, МПа	скорость продольных волн, м/с
I	Мелкоблочные. Мелкоблочные алевролиты, аргиллиты, углистые песчаники, алевролиты	2,3–2,45	< 40	< 0,8	< 20	< 1200
II	Среднеблочные. Аргиллиты, алевролиты на глинистом цементе. Переслаивание песчаника с алевролитом. Песчаники на глинистом цементе	2,4–2,5	40–60	0,8–1,2	20–35	1200–1500
III	Крупноблочные. Алевролиты на карбонатном и карбонатно-глинистом цементе. Переслаивание песчаника с алевролитом. Конгломераты и гравелиты	2,43–2,52	60–80	1,2–1,6	35–50	1500–1800
IV	Весьма крупноблочные. Алевролит на карбонатном цементе. Разнозернистые песчаники с повышенным содержанием в цементе кремнистого и карбонатного материала	2,45–2,55	80–100	1,6–2,0	50–65	1800–2000
V	Исключительно крупноблочные. Алевролит карбонатный. Разнозернистые песчаники с высоким содержанием кремнистого и карбонатного материала	2,5–2,6	> 100	> 2	> 65	> 2000

Наличие в классификации такого показателя, как акустическая жесткость, позволяет в совокупности с другими характеристиками горной среды аналитически рассмотреть принципы управления взрывом, особенности передачи взрывного импульса и распространения волн напряжений в массиве в зависимости от конструктивных изменений скважинного заряда.

По статистическим данным соотношение пород по блочности в среднем по разрезам Кузбасса составляет: мелкоблочные – 39 %; среднеблочные – 42 %; крупноблочные – 16 %; весьма крупноблочные и исключительно крупноблочные – 4 %.

Свойства вскрышных пород в значительной степени определяют производительность основного горнотранспортного оборудования и эффективность всех технологических процессов.

В производственных условиях отнесение вскрышной породы к той или иной категории по блочности можно выполнить по одному из двух классификационных признаков – прочности породы на одноосное сжатие ( $\sigma_{сж}$ , МПа) или диаметру средней по объему естественной отдельности ( $d_e$ , м).

Исторически сложилось так, что с этой целью используется также введенный проф. М. М. Протодяконовым безразмерный показатель крепости породы ( $f$ , ед.), численное значение которого составляет

$$f = 0,1\sigma_{сж}. \quad (1.5)$$

Для классификации вскрышных пород угольных разрезов по блочности между средним диаметром естественной отдельности и крепостью породы по шкале проф. М. М. Протодяконова существует статистически обоснованная взаимосвязь:

$$d_e = 0,2 f, \text{ а с учетом (1.5) } d_e = 0,02\sigma_{сж}. \quad (1.6)$$

## **1.2. Обводненность вскрышных пород**

### **1.2.1. Гидрогеологические условия ведения взрывных работ**

Гидрогеологические условия ведения взрывных работ являются одним из факторов природного характера, влияющим на качество подготовки вскрышных пород. Массив вскрышных пород, как объект подготовки к выемке, представляет собой совокупность естественных отдельных с различной степенью связности и обводнен-

ности. Наряду со структурно-прочностными свойствами вскрышных пород существенное влияние на выбор и обоснование параметров взрывных работ оказывает обводненность горного массива. Не учитывать этот природный фактор нельзя, поскольку в каждой второй скважине в той или иной мере присутствует вода.

**Обводненность** месторождения характеризуется совокупностью факторов, определяющих сложность проведения горных выработок: величиной притока воды и пьезометрического напора над выработками, водоотдачей горных пород и их устойчивостью к размывающему и растворяющему действию воды. На увеличение обводненности непосредственно буровзрывного блока существенно влияют разрывные нарушения и трещиноватость массива горных пород. При взрывании вскрышных блоков на угольных разрезах не всегда учитываются гидрогеологические, горнотехнические и природные факторы.

Технология и организация взрывных работ при подготовке обводненных вскрышных пород к выемке на разрезах является более сложной и более затратной по сравнению с технологией взрывных работ в необводненных условиях. Производительность труда при этом заметно снижается, а затраты на буровзрывную подготовку горной массы увеличиваются на 20–30 %.

Гидрогеологические факторы проявляются при выборе ассортимента взрывчатых материалов, обосновании технологии заряжения скважин и способов формирования зарядов, при выборе технических средств и технологических мероприятий по снижению негативного влияния обводненности.

Наличие воды в скважинах препятствует формированию рекомендуемых наукой и апробированных на практике конструкций скважинных зарядов, которые обеспечивают качественную подготовку горной массы к выемке. Это относится к средствам рассредоточения зарядов при наличии воды, их гидроизоляции в случае использования неводоустойчивых ВВ, а также средств и способов забойки сильнообводненных скважин.

Изученность обводненности горного массива позволяет использовать технические мероприятия, которые повышают технико-экономические показатели угольных разрезов. После определения закономерностей влияния различных факторов на обводненность массива горных пород можно установить параметры подготовки

взрывного блока, при которых влияние обводненности будет существенно снижено.

На обводненность буровзрывных блоков угольных разрезов влияют следующие факторы:

- геологические – трещиноватость, блочность горных пород;
- гидрогеологические – водоносность горных пород, коэффициент водообильности карьера, водопроницаемость горной породы, скорость и коэффициент фильтрации;
- горнотехнические – высота и профиль рабочего борта разреза, параметры элементов уступа, геометрические параметры буровзрывного блока;
- климатические и сезонные факторы – количество атмосферных осадков, интенсивность дождей, максимальное значение высоты столба воды в период апрель – август.

От первых трех факторов зависит уровень грунтовых вод в массиве горных пород. Последний фактор влияет на наличие в скважинах и массиве поверхностных вод. Горнотехнические факторы обводненности массивов не влияют на изменение водообильности угольных разрезов в течение года.

Мероприятия, направленные на снижение негативного влияния обводненности на технологические процессы открытой разработки месторождений, можно условно разделить на три группы:

- общекарьерные, обеспечивающие снижение обводненности в масштабах карьера в целом или отдельного его участка;
- локальные, охватывающие некоторую относительно небольшую часть фронта горных работ или отдельный взрывной блок;
- процессные, связанные с адаптацией технологических процессов к фактически существующим условиям обводненности.

Общекарьерные мероприятия по осушению направлены на снижение уровня подземных вод посредством проведения специальных выработок: траншей, сети подземных выработок и скважин. Способы осушения должны выбираться в зависимости от гидрогеологических свойств горных пород и уровня грунтовых вод.

Различают три способа осушения месторождения:

- поверхностный способ осушения – производится с помощью вертикальных водопонижающих, водопоглощающих и горизонтальных опережающих дренажных скважин;

– подземный способ осушения – предусматривает проведение на месторождении или участке открытых работ шахтных стволов и штреков с расчетом осушения всей залежи полезного ископаемого и перекрывающих их пород в пределах технической границы карьеров;

– комбинированный способ – объединяет мероприятия поверхностного и подземного способов осушения.

Локальные дренажные системы для отдельных блоков являются временными на период бурения основной системы скважин и их зарядки. Создание локальной дренажной системы возможно, например, путем предварительного контурного взрывания, с помощью которого создается щель по проектному контуру уступа, являющаяся своеобразным препятствием для движения грунтовых вод.

Процессные мероприятия снижения уровня воды в скважинах ограничиваются в настоящее время путем простой откачки воды с использованием осушающих машин. Более подробно этот способ будет рассмотрен в последующих разделах.

С технологической точки зрения взрывные скважины делятся на *сухие* и *обводненные*.

К сухим относятся скважины, которые могут быть заряжены простейшими неводоустойчивыми ВВ без каких-либо дополнительных мероприятий, связанных с защитой заряда ВВ от воды.

Обводненные скважины различаются как по высоте столба воды, так и по водообильности, что связано с гидрогеологическими характеристиками массива горных пород в границах карьерного поля, наличием поверхностных вод и атмосферными осадками.

В зависимости от степени обводненности разрабатываемого месторождения к сухим относят скважины, в которых уровень воды  $h_{в1}$  находится в пределах перебура  $h_{п}$  и приток в скважины практически отсутствует. К частично обводненным относят скважины, в которых высота столба воды  $h_{в1}$  достигает половины высоты скважины  $l_{скв}$ , а приток воды не более 12 л/мин. Обводненными считают скважины с уровнем столба воды  $h_{в2}$  и  $h_{в3}$  более половины ее высоты с притоком более 12 л/мин (рис. 1.6).

Сухие скважины, как правило, находятся на верхних горизонтах. Частично обводненные скважины распространены более широко. На верхних горизонтах их обводненность связана с количеством атмосферных осадков и при осушении таких скважин уровень воды

практически не восстанавливается, а на нижних горизонтах частично обводненные скважины чаще обнаруживаются вблизи откосов уступов. Скорость фильтрации в таких скважинах не превышает 0,45 м/сутки, а время восстановления гидростатического уровня воды после откачки составляет более трех суток. Эти скважины целесообразно осушать перед их заряданием ВВ.

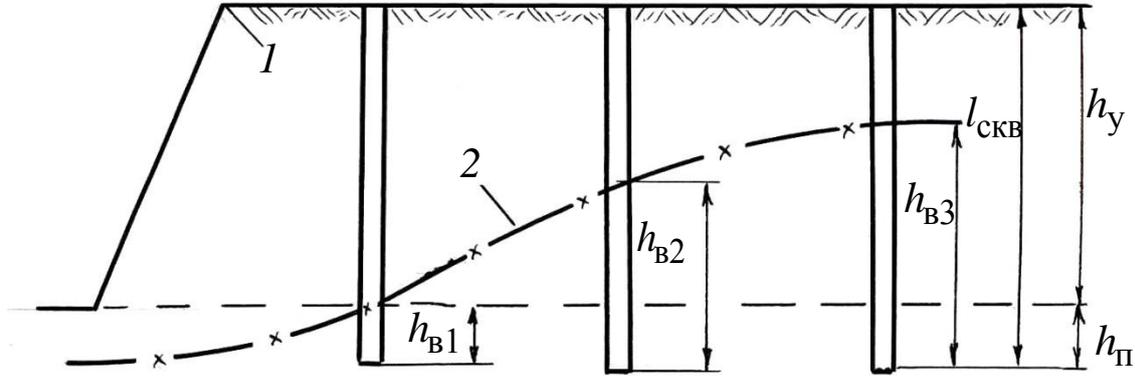


Рис. 1.6. Средний уровень воды во взрывных скважинах: 1 – верхняя бровка уступа; 2 – уровень подземных вод;  $h_{П}$  – перебур;  $h_{B1}$ ,  $h_{B2}$ ,  $h_{B3}$  – уровень столба воды в скважинах;  $l_{СКВ}$  – глубина скважины;  $h_y$  – высота уступа

Проточные воды характерны для слаботрешиноватых пород со скоростями фильтрации более 0,45 м/сутки. При откачке воды из таких скважин гидростатический уровень в них восстанавливается практически полностью.

Гидрогеологическая характеристика угольных месторождений показывает, что обводненность коренных пород зависит от литологического состава пород, трещиноватости и гипсометрического положения относительно рельефа местности. Наиболее обводненными являются песчаники в зоне физического выветривания до глубины 80–120 м, а иногда и более 200 м. Несмотря на хаотическое расположение трещин, затухание их всегда направлено от дневной поверхности. Вследствие этого на водоразделах, где движение вод совпадает с направлением затухания тектонических трещин, последние подвергаются кальматации глинистым материалом, принесенным из верхней наиболее разрушенной части.

Районирование угольных разрезов по обводненности указывает на то, что вскрышные породы разрезов Кузбасса обводнены в среднем на 28–35 %.

В технической литературе описаны различные подходы к оценке обводненности массива. В ряде случаев предлагается оценку обводненности проводить по притоку и высоте столба воды во взрывных скважинах.

На основании изучения гидродинамического режима подземных вод для практического использования конструкций скважинных зарядов в условиях открытых горных работ применяется классификация взрывных скважин по обводненности, в которой увязаны скорость фильтрации, обуславливающая интенсивность восстановления гидростатического уровня, и высота столба воды в скважине.

Скважины условно подразделяют на три группы, определяющих конструкцию скважинного заряда (табл. 1.3):

- в сухих скважинах – сплошная или рассредоточенная воздушными промежутками колонка заряда из ВВ одного типа;
- в частично обводненных скважинах – комбинированные заряды из водоустойчивых ВВ в обводненной части скважины и неводоустойчивые ВВ выше гидростатического уровня;
- в обводненных скважинах, когда высота столба воды равна или больше длины заряда, весь заряд формируется либо из водоустойчивого ВВ, либо из неводоустойчивого ВВ в гидроизолирующей оболочке.

Таблица 1.3

Классификация взрывных скважин по обводненности

Характеристика обводненности	Гидродинамический режим		
	скорость фильтрации, м/сут	время восстановления уровня, ч	максимальный приток воды в скважины, л/ч
1 группа. Сухие ( $h_{в} < 0,1H_{у}$ )	до 0,1	более 96	0–72
2 группа. Частично обводненные скважины ( $0,1H_{у} < h_{в} < 0,5H_{у}$ )	0,1–0,45	24–72	72–150
3 группа. Обводненные ( $h_{в} > 0,5H_{у}$ )	более 0,45	менее 24	более 150

При формировании заряда в обводненной скважине вода вытесняется тонущим ВВ выше гидростатического уровня.

В скважинах первой группы практически вся вода поглощается зарядом ВВ. В скважинах второй группы по истечении некоторого времени происходит восстановление гидростатического уровня. При зарядании скважины водоустойчивое ВВ засыпают до тех пор, пока не перекроют гидростатический уровень воды, а затем формируют верхнюю часть заряда из неводоустойчивого ВВ.

Сведения об обводненности массивов вскрышных пород используются для планирования ассортимента ВВ. С этой целью проводится анализ высоты столба воды в скважинах по замерам, приведенным в проектах на массовые взрывы. Контуры этих участков наносятся на план горных работ. Это позволяет районировать поле разреза по обводненности и прогнозировать расход водоустойчивых и неводоустойчивых ВВ. Несмотря на рациональный выбор ассортимента ВВ в обводненных условиях, часть заряда ВВ вымывается, оказывая негативное влияние не только на качество подготовки горной массы, но и на качество карьерных вод.

Таким образом, горнотехнические условия и обводненность массивов вскрышных пород оказывают существенное влияние на выбор взрывной технологии подготовки горной массы к выемке при открытой разработке. Это, прежде всего, сказывается на выборе типа ВВ, конструкции скважинного заряда и материала забойки.

Поскольку исключить обводненность массива горных пород в пределах карьерного поля полностью не представляется возможным, необходимо применять способы ее рационального использования при ведении взрывных работ.

### **1.2.2. Технологические показатели обводненности взрывных блоков**

В самом упрощенном варианте степень обводненности взрывааемых породных массивов оценивается, как было упомянуто выше, по относительной величине столба воды в скважине тремя уровнями: 1 – высота столба воды в скважине не превышает глубины перебура; 2 – не превышает половины высоты уступа; 3 – более половины высоты уступа. Однако для принятия технологических решений по зарядке скважин такой градации недостаточно. Высота столба воды ( $h_B$ , м) является абсолютным статическим показателем обводненности скважины и характеризует уровень воды, установив-

шийся за относительно длительное время после окончания бурения скважины. Отношение высоты столба воды к глубине скважины принято называть **коэффициентом обводненности** данной скважины:

$$k_{\text{обв}} = \frac{h_{\text{в}}}{l_{\text{скв}}}, \quad (1.7)$$

где  $l_{\text{скв}}$  – глубина скважины, м.

**Водообильность скважины** является динамическим показателем обводненности и характеризует скорость притока воды в скважину. В гидрогеологии под водообильностью понимается количество воды, отдаваемое породой. По степени водообильности породы имеют следующую условную классификацию:

- сильноводообильные с дебитом скважин более 10 л/с;
- водообильные с дебитом скважин 1–10 л/с;
- слабоводообильные – 0,1–1,0 л/с;
- сильновлагоёмкие – 0,01–0,1 л/с;
- водоупорные.

Имеются и другие понятия, так или иначе связанные с обводненностью взрываемого массив (водоносность – свойство пород задерживать воду и выделять ее при разработке месторождения, водопроницаемость – способность породы пропускать через себя воду при некотором перепаде давления и др.).

В технической и маркшейдерской документации для ведения буровзрывных работ параметры водообильности не указываются. Однако показатель водообильности массива горных пород исключительно важен, поскольку от него зависит применение той или иной технологии снижения обводненности массива или скважин.

Для технологической оценки водообильности по отношению к скважинам взрывного блока используется понятие **скорости восстановления столба воды** в буровой скважине после ее осушения ( $w$ , м/мин), определяемой как прирост высоты столба воды за единицу времени. С технологической точки зрения он более удобен, поскольку с его помощью достаточно просто определить промежуток времени, который имеется в процессе зарядки для формирования заряда ВВ на допустимый столб воды.

В общем случае скорость восстановления не является постоянной и зависит от большого числа факторов, основными из которых являются высота, равномерность распределения и интенсивность

источников попадания воды в скважину. Если предположить, что фильтрационные характеристики массива одинаковы по глубине скважины, то высота столба воды в скважине после откачки в зависимости от времени в первом приближении может быть записана в виде функции

$$h(t) = h_B (1 - e^{-Ct}), \quad (1.8)$$

где  $h_B$  – начальная высота столба воды в скважине, м;  $C$  – постоянный коэффициент;  $t$  – время, мин.

Качественная картина восстановления уровня воды в скважине изображена на рис. 1.7, откуда видно, что наибольшая скорость восстановления имеет место в начальный момент времени после откачки. Именно эта скорость представляет интерес с технологической точки зрения, поскольку при относительно небольших ее значениях можно зарядить скважину на столб воды, которая находится в пределах перебура скважин.

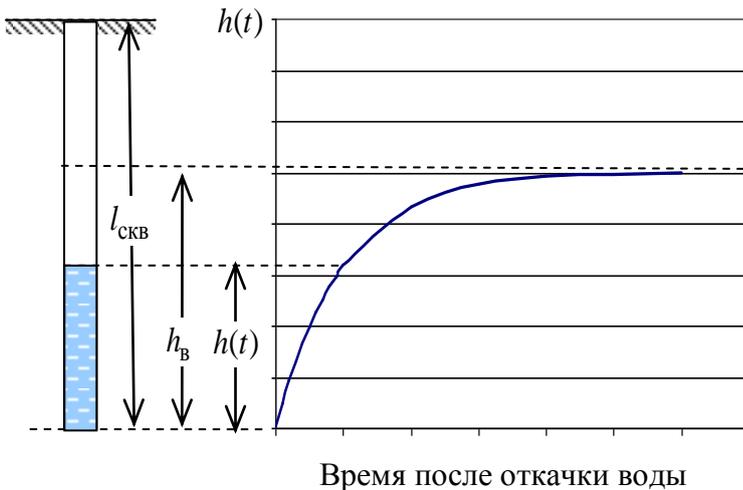


Рис. 1.7. Качественная картина восстановления уровня воды в скважине

Скорость восстановления уровня воды в скважине после откачки осушающей машиной может быть различной. Поэтому можно выделить две группы обводненных скважин по скорости восстановления первоначального уровня:

- **слабоприточные скважины** при  $w < 0,2-0,25$  м/мин;
- **приточные скважины** при  $w > 0,25$  м/мин.

Такая группировка связана с конкретным технологическим соображением. Время формирования заряда ВВ в полиэтиленовом рукаве с использованием зарядной машины составляет около 5–7 мин. Таким образом, возможность применения осушающей машины для

удаления воды из скважины с последующей зарядкой неводоустойчивым ВВ, ограничивается слабоприточными скважинами.

На рис. 1.8 показана динамика восстановления уровня воды после откачки в приточных скважинах при различной высоте столба воды до откачки. Начальная скорость восстановления уровня воды в представленных измерениях составила от 1 до 7 м/мин.

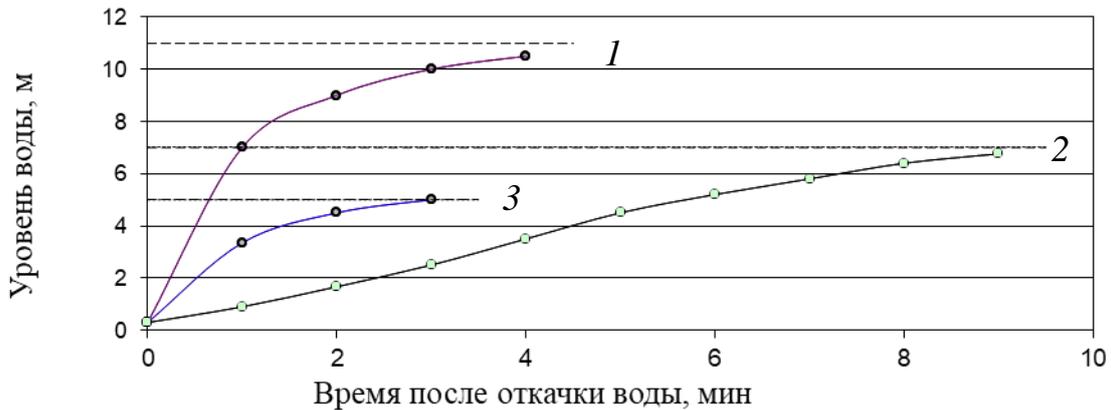


Рис. 1.8. Динамика восстановления уровня воды после откачки в приточных скважинах: 1 –  $h_{\text{в}} = 11$  м;  $w = 7$  м/мин; 2 –  $h_{\text{в}} = 7$  м;  $w = 1$  м/мин; 3 –  $h_{\text{в}} = 5$  м;  $w = 3,5$  м/мин

Начальная высота столба воды в скважине и блочность массива, которая в той или иной мере характеризует его трещиноватость, не являются определяющими факторами для скорости восстановления начального уровня. Поэтому в зависимости от начальной скорости восстановления начального уровня воды в скважине на каждом отдельном блоке необходима пробная откачка, по результатам которой и должно приниматься решение о способе зарядки скважин.

В качестве примера на рис. 1.9 показана динамика восстановления уровня воды после откачки в слабоприточных скважинах, пробуренных на разных взрывных блоках, при различной высоте столба воды до откачки. Особенность данной серии наблюдений заключается в том, что за период времени, сравнимый со временем зарядки скважин, прирост высоты столба воды после откачки остается линейным.

В результате оценки обводненности блока можно констатировать, что технологически обоснованное применение осушающих машин ограничивается группой слабоприточных скважин.

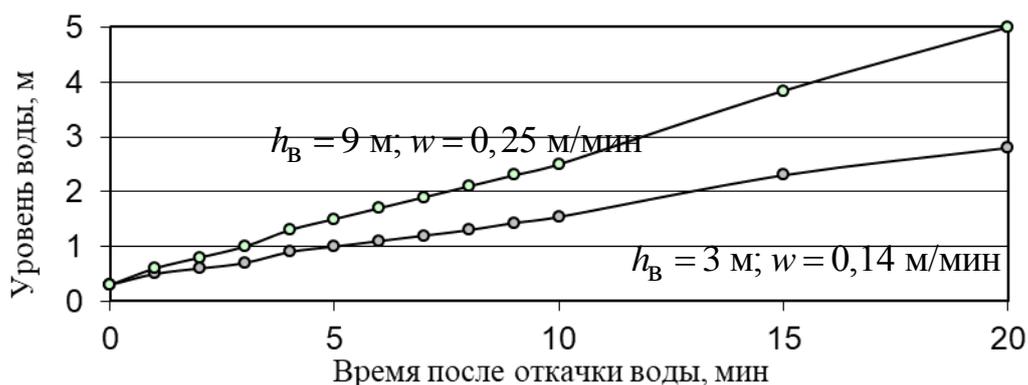


Рис. 1.9. Динамика восстановления уровня воды после откачки в слабоприточных скважинах

### 1.2.3. Оперативная оценка обводненности взрывных блоков

Технологические показатели обводненности взрывного блока, такие как уровень грунтовых вод в пределах этого блока ( $h_{\text{в}}$ , м) и скорость восстановления уровня воды в скважинах после ее откачки осушающими машинами ( $w$ , м/мин), являются необходимой исходной информацией при проектировании параметров буровзрывных работ в обводненных породах.

Уровень грунтовых вод в пределах блока не является постоянным. Наибольшее его значение наблюдается со стороны задней стенки блока, а наименьшее — со стороны откоса и торца блока. Точное распределение уровня грунтовых вод можно установить только после измерения высоты столба воды в пробуренных взрывных скважинах по всей площади блока. До бурения основной системы скважин начальный уровень воды можно оценить только приближенно.

При подготовке вскрышных уступов для разработки по бестранспортной технологии, когда предварительное контурное взрывание является обязательным, информацией для оценки ожидаемого уровня воды в скважинах основной системы является:

- уровень воды в скважинах контурного ряда;
- высота выхода воды со стороны откоса уступа (рис. 1.10);
- данные об обводненности ранее взорванного блока.

Для взрывных блоков, разрабатываемых по транспортной технологии, оценку показателей обводненности рекомендуется определять по результатам пробной откачки воды из пионерных скважин.

**Пионерные скважины** включают в себя скважины последнего ряда, а также торцевые скважины со стороны закрытого торца взрывного блока.

Продолжительность бурения пионерных скважин составляет, как правило, не менее одной смены, что достаточно для того, чтобы в них установился стабильный уровень воды.



Рис. 1.10. Выход грунтовых вод со стороны откоса уступа

По пионерным скважинам устанавливаются ожидаемые показатели обводненности ( $h_b, w$ ), в зависимости от которых принимается решение о дальнейших технологических действиях.

### **1.3. Основные показатели качества взрывной подготовки пород**

С позиций производительности выемочно-погрузочного оборудования качество взрывной подготовки пород к выемке характеризуется только двумя факторами – кусковатостью и разрыхленностью взорванной горной массы. Численно эти факторы принято измерять средним диаметром куска в развале  $d_{ср}$  и средним коэффициентом разрыхления горной массы  $k_p$ . В реальных условиях эти показатели неодинаковы как по ширине, так и по высоте развала.

При ведении взрывных работ в типовых условиях в массиве условно можно выделить четыре зоны (рис. 1.11), отличающиеся полнотой и интенсивностью протекающих в них механических процессов, инициированных детонацией системы скважинных зарядов.

Средний диаметр куска взорванной горной массы и диаметр средней естественной отдельности могут определяться линейным,

планометрическим и объемным методом. Разница заключается в том, что в этом случае объемный метод дает результат в 2–2,5 раза больше, чем линейный.

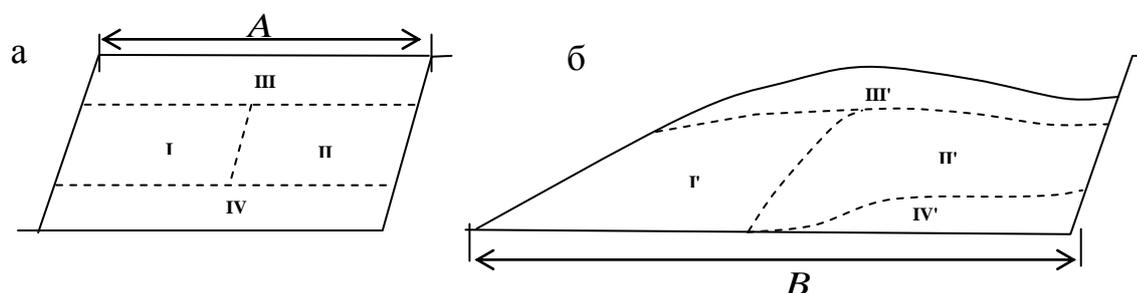


Рис. 1.11. Схема уступа: а – до взрыва; б – после взрыва; I–IV – зоны, отличающиеся интенсивностью различных видов механического воздействия взрыва, I'–IV' – зоны взорванной горной массы, отличающиеся качеством дробления

Зона I, частично включающая открытую поверхность откоса уступа, в полной мере подвергается совокупному и последовательному воздействию всех видов механических процессов, протекающих в массиве, т. е. прямых волн сжатия, отраженных волн растяжения и фугасного действия расширяющихся продуктов детонации. Поскольку здесь наиболее сильно сказывается влияние отраженных волн растяжения, ее называют откольной зоной. Эта зона испытывает наибольшие смещения. Она трансформируется в соответствующую зону I' развала взорванной горной массы и определяет общую ширину развала. Зона I' характеризуется более высокими показателями качества дробления и коэффициента разрыхления породы по сравнению со средними их значениями всего развала.

Зона II находится в глубине взрываемого уступа, поэтому воздействие отраженных волн растяжения здесь фактически не проявляется. Качество дробления и коэффициент разрыхления в соответствующей зоне II' развала находятся на уровне средних значений.

Зона III – порода, находящаяся на уровне незаряженной части скважин в окрестности забойки, частично разрушена предыдущим взрывом на глубину перебура скважин верхнего уступа. В связи с отсутствием на этом уровне заряда ВВ при традиционных видах забойки (буровой штыб, естественная или искусственная гидрозабойка) дополнительное дробление за счет волн напряжений здесь

отсутствует\*. Верхняя часть уступа (зона III) на уровне забойки испытывает главным образом фугасное воздействие расширяющихся продуктов детонации и является одним из основных источников выхода негабаритных фракций. Соответствующая зона III' развала характеризуется качеством дробления ниже среднего, тогда как коэффициент разрыхления здесь выше среднего или на уровне среднего значения.

Зона IV массива, граничащая с подошвой уступа (назовем ее зоной малых перемещений), испытывает активное воздействие только прямых волн напряжений. Соответствующая зона IV' развала имеет качество дробления ниже среднего, а разрыхление этой части массива очень незначительно, поскольку сдвигение массива по подошве уступа в процессе формирования развала отсутствует.

Укрупненное распределение показателей, характеризующих качество подготовки горной массы, по профилю развала представлено в табл. 1.4.

Таблица 1.4

Укрупненное распределение показателей качества подготовки горной массы по профилю развала

Зона профиля развала	Характеристика показателя качества	
	Качество дробления	Коэффициент разрыхления
I'	Выше среднего	Выше среднего
II'	На уровне среднего	На уровне среднего
III'	Ниже среднего	Средний и выше среднего
IV'	На уровне среднего и ниже	Значительно ниже среднего

При типовых условиях ведения взрывных работ возможно оценить только среднее значение коэффициента разрыхления взорванной горной массы, находящейся выше подошвы уступа (см. рис. 1.11). При этом средний коэффициент разрыхления зависит от относительной ширины развала, равной отношению ширины развала к ширине буровзрывной заходки ( $\bar{m} = B / A$ , доли ед.):

$$k_p = 0,5 \left[ 3 - \left( \frac{A}{B} \right)^2 \right], \quad (1.9)$$

\* Поэтому данную зону в научной литературе часто называют зоной нерегулируемого дробления, хотя в действительности управление качеством дробления здесь возможно.

где  $A$  – ширина буровзрывной заходки, м;  $B$  – ширина развала, м.

Значения коэффициента разрыхления взорванной горной массы в зависимости от относительной ширины развала представлены в табл. 1.5.

Таблица 1.5

Значения коэффициента разрыхления

Относительная ширина развала $\bar{m}$ , доли ед.	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8
Коэффициент разрыхления $k_p$	1,09	1,15	1,20	1,24	1,28	1,30	1,33	1,35

В процессе выемки и погрузки коэффициент разрыхления увеличивается. Так, в ковше экскаватора и в кузове автосамосвала коэффициент разрыхления составляет около 1,5.

#### 1.4. Горнотехнические факторы, влияющие на качество взрывной подготовки пород

Качество подготовки вскрышных пород взрывом оценивается равномерностью гранулометрического состава, параметрами распределения кусков в развале и параметрами развала, которые в совокупности влияют на технико-экономические показатели последующих технологических процессов. Оно зависит от природных и технических факторов (рис. 1.12).

Горно-геологические условия угольных месторождений весьма разнообразны. Основные характеристики, такие как трещиноватость, обводненность, прочность пород, угол напластования, могут существенно изменяться даже в пределах одного блока.

Влияние основных факторов на процесс разрушения массива горных пород взрывным способом исследовал Г. П. Демидюк, который систематизировал их по следующим группам:

- прочностные характеристики породы, обусловленные силами сцепления и характеризующиеся сопротивлением сжатию, растяжению и сдвигу;
- сжимаемость и пористость, увеличивающие потери энергии на пластические деформации;
- вязкость, повышающая энергоемкость разрушения;
- плотность, определяющая энергозатраты на преодоление сил инерции;

- зернистость и сланцеватость, характеризующие количество слабых мест и дефектов в породе;
- трещиноватость, облегчающая разрушение массива, но препятствующая дроблению крупных отдельностей.



Рис. 1.12. Классификация элементов системы управления качеством взрывных работ

С учетом свойств вскрышных пород создаются новые типы ВВ с увеличенной зоной химической реакции; совершенствуются конструкции скважинных зарядов, обеспечивающих максимально возможное запираение продуктов взрыва; обосновываются параметры взрывных работ, определяющие рациональное пространственное размещение заряда в массиве; применяются способы взрывания, обеспечивающие увеличение продолжительности периода действия на массив.

**Тип ВВ** характеризуется значениями максимального давления и скорости его нарастания, которые являются техническими характеристиками ВВ. Ширина зоны химической реакции ВВ рассматри-

вается как параметр, позволяющий увеличить время действия давления продуктов детонации на массив. При выборе типа ВВ для условий открытых горных работ учитывают объем породы, отбиваемой взрывом, ее крепость, трещиноватость, обводненность и энергетические характеристики ВВ.

**Удельный расход** выбранного типа ВВ, от которого зависит полный запас энергии заряда, оказывает значительное влияние на качество дробления пород. Большой опыт взрывных работ на карьерах свидетельствует о том, что изменение удельного расхода ВВ позволяет в широких пределах регулировать степень дробления пород. Однако в ряде случаев при разрушении трещиноватых пород, особенно когда размеры естественных отдельностей близки к принятой величине кондиционного куска, значительное повышение удельного расхода ВВ не дает ощутимых результатов.

Удельный расход ВВ определяется глубиной скважин, размерами сетки скважин и массой заряда в скважинах, которые в конкретных горно-геологических условиях с учетом требований технологии рассчитываются, а затем уточняются опытными взрывами. Известно также, что при взрывании уступа скважинными зарядами условно существуют две зоны – регулируемого и нерегулируемого дробления. В зоне регулируемого дробления изменением удельного расхода ВВ можно добиться практически любого качества дробления. Во второй зоне, т. е. со стороны откоса уступа и верхней площадки (на глубину размещения забойки), влияние удельного расхода имеет меньшую значимость (см. рис. 1.11).

**Диаметр скважин** предопределяет равномерность распределения общего количества ВВ во взрываемом объеме. При существующих принципах расчета величины забойки скважин очевидно, что более равномерное распределение ВВ в массиве соответствует меньшим значениям диаметра скважин.

Практический опыт, экспериментальные и теоретические исследования свидетельствуют о том, что равномерность размещения ВВ в массиве, достигаемая за счет уменьшения диаметра скважин, способствует повышению равномерности и степени дробления горной массы. Этот факт относится ко всем категориям вскрышных пород и ко всем видам применяемых на разрезах типам ВВ. Увеличение затрат на буровзрывные работы компенсируется снижением стоимости последующих технологических процессов.

Для вскрышных пород угольных разрезов существуют следующие особенности применения скважин различного диаметра:

– для легковзрывааемых пород однородной блочности возможно применение скважин относительно большого диаметра (250–350 мм);

– для пород средней категории взрываемости более предпочтительны диаметры скважин до 250 мм;

– для трудновзрывааемых и неоднородных по блочности перемежающихся пород наиболее целесообразны относительно небольшие диаметры (150–190 мм).

Изменение угла наклона скважин в пределах от 90 до 60° также обеспечивает более равномерное размещение ВВ в массиве относительно открытой поверхности, что способствует увеличению полезной работы взрыва по дроблению и перемещению горной массы. Опыт проведения промышленных взрывов способствовал обоснованию угла наклона скважин в различных горно-геологических условиях. Так, при транспортной технологии отработки крупноблочных пород рекомендуется принимать угол наклона в пределах 70–75°, а в мелко- и среднеблочных породах при высоте уступа до 15 м можно применять вертикальные скважины. При бестранспортной технологии угол наклона скважин выбирается с учетом обеспечения максимального эффекта от взрывного перемещения породы в отвал и составляет 60–75°. В зависимости от угла наклона скважин и высоты уступа изменяется и *линия сопротивления по подошве (ЛСП)* уступа.

**Конструкция заряда** является технологическим фактором, позволяющим изменять продолжительность действия взрыва на горную среду. Регулирование параметров конструкции заряда приводит к изменению формы взрывного импульса и дает возможность управлять механизмом и интенсивностью дробления горных пород взрывом.

Считается, что улучшенное дробление породы достигается применением рассредоточенных по длине скважины зарядов с воздушными компенсационными промежутками между ними. Такая конструкция заряда способствует запиранию продуктов взрыва, что увеличивает объем породы, в котором происходит интерференция взрывных волн и которая способствует более интенсивному и равномерному ее дроблению. При рассредоточении заряда удельный

расход ВВ можно снизить примерно на 10 %. При прочих равных условиях увеличению удельного импульса, даже при меньшем максимальном давлении в скважине, способствует использование качественной забойки.

**Забойка** уменьшает потери энергии в процессе детонации ВВ, что способствует полноте детонации и повышению на 20–25 % полезной работы взрыва. Наличие забойки способствует завершению вторичных реакций в продуктах детонации, повышающих энергию взрыва, увеличению времени поршневого действия продуктов детонации и длительности напряженного состояния породы под воздействием взрыва. В результате обеспечивается более интенсивное дробление породы. Забойка препятствует образованию сильной ударной воздушной волны и уменьшает на 25–30 % выход ядовитых газов в продуктах детонации, что очень важно для глубоких, трудно проветриваемых карьеров. Особенно важна качественная забойка при применении простейших аммиачно-селитренных ВВ с относительно небольшими скоростями детонации. Технология выполнения забойки предусматривает механизацию выполнения этой трудоемкой операции.

В качестве забоечного материала при механизированном способе забойки применяют бетон, щебень, песок, глину, отсев обогащения, шлак, гидрогель.

Однако на практике, в том числе на разрезах Кузбасса, забойка взрывных скважин осуществляется вручную, при этом используется буровая мелочь. В зимнее время буровая мелочь перемешивается со снегом.

Одним из параметров, характеризующих эффективность забойки, является длина забоечного пространства, которая выбирается из условия полного охвата взрываемого массива дробящим действием заряда ВВ.

Слой породы в кровле уступа не подвергается непосредственному дробящему действию зарядов и является зоной нерегулируемого дробления. Наличие зоны нерегулируемого дробления приводит к ухудшению кусковатости горной массы. При определенном диаметре заряда и соответствующей ему величине забойки удельный вес зоны нерегулируемого дробления со стороны верхней площадки уступа в общем объеме отбиваемой горной массы зависит от высоты уступа, которую следует учитывать как фактор при расчете

кусковатости. Эта часть массива снизу ограничивается плоскостью подошвы взрываемого уступа, а сверху некоторой поверхностью, образованной зонами разрушений породы от предыдущего взрыва. Известно, что зона нерегулируемого дробления представляет слой породы в кровле уступа величиной от 2 до 4 м. Интенсивность волн напряжений от взрыва здесь ослабляется в связи с их резким затуханием, а фугасного действия оказывается недостаточно для равномерного дробления породы, поэтому наблюдается выход негабаритных фракций.

С позиций экологии более предпочтительной является *гидрозабойка*, которая не содержит твердых частиц. При отработке обводненных горизонтов с высоким статистическим уровнем подземных вод гидрозабойка формируется за счет естественного притока воды в скважины. При низком уровне подземных вод используется гидрозабойка в рукаве или гидрогелевая забойка.

*Гидрогелевая забойка*, обладая тиксотропными связями, не растекается по трещинам. В момент взрыва по гидрогелевой забойке распространяется ударная волна, которая сжимает слои гидрогеля на контакте заряда и забойки. Гидрогель деформируется, разрывая тиксотропные связи, и переходит в жидкое состояние. Газы, насыщенные жидкостью, выбрасываются из устья скважины с меньшей скоростью и меньшим количеством вредных примесей.

Технология применения низкоплотных пористых материалов, содержащих воду, в конструкции скважинного заряда в качестве забойки с целью повышения качества взрывных работ изучена достаточно хорошо, но в силу отсутствия механизации пока не находит широкого применения.

Таким образом, на качество подготовки горной массы к выемке оказывает влияние совокупность факторов, которые следует учитывать при проектировании и производстве взрывных работ.

### **Рекомендуемая литература по разделу**

[1, 2, 3, 4, 6, 7, 11, 18, 22]

### **Контрольные вопросы**

1. Какими методами можно определить диаметр средней естественной отдельности?
2. Как определяется средняя плотность породы?
3. Критерий прочности породы.

4. Что такое крепость горной породы по проф. М. М. Протодьяконову?
5. Что такое эталонный удельный расход ВВ по В. В. Ржевскому?
6. С какой целью проводится георадиолокационное сканирование горного массива?
7. Чем характеризуется обводненность массива?

## **2. Буровое оборудование**

Процесс бурения скважин состоит из разрушения породы буровым инструментом и выноса продуктов разрушения из скважины. Бурение скважин на открытых горных работах осуществляется при помощи буровых станков.

Типоразмеры буровых станков определяются условными диаметрами буримых скважин: 100, 125, 160, 200, 250, 320, 400 мм. По отечественной классификации буровые станки разделяются по способу бурения.

Первый тип – станки СБР, которые бурят путем вращения режцового инструмента, установленного на шнековой штанге.

Второй тип – станки СБШ, которые бурят путем вращения шарошечных долот.

Третий тип – станки СБУ, которые бурят ударно-вращательным способом с погружными пневмоударниками.

Эффективность разрушения в значительной мере зависит от конструкции долота, а очистка скважины, в свою очередь, от работоспособности системы транспортирования буровой мелочи.

### **2.1. Вращательное бурение с режущим инструментом**

Вращательное бурение применяют при бурении пород крепостью  $f < 6$  по шкале проф. М. М. Протодьяконова. На некоторых разрезах вскрышные породы с такой крепостью составляют до 60 % и выше. Условный диаметр буримых скважин 125 и 160 мм. Породы разрушаются под воздействием режцового бурового инструмента в виде стружки.

Резцовые коронки бурового инструмента различаются числом перьев (лезвий), способом их крепления, формой режущей кромки и расположением резцов на коронке (рис. 2.1).

Обычно коронки со сплошным исполнением режущей кромки применяют на породах крепостью  $f < 4$  по шкале М. М. Протодьяконова. Резцовые коронки ступенчатой формы, оборудованные резцами, предназначены для бурения пород крепостью  $f = 4-6$ .

Для повышения эффективности удаления буровой мелочи используется сжатый воздух. Применение шнекопневматической очистки скважин от буровой мелочи повышает технический уровень

станков вращательного бурения на 10–15 % и является основой для создания универсальных станков.

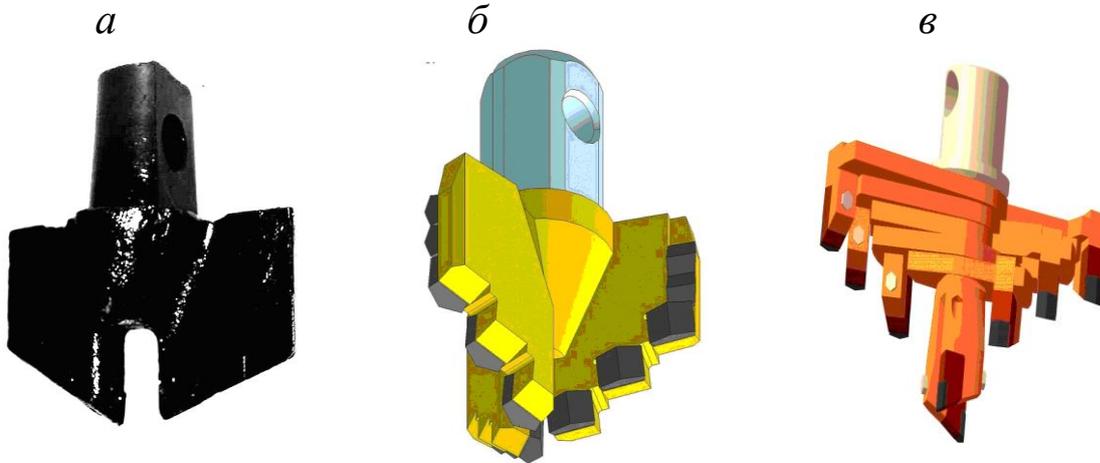


Рис. 2.1. Режущий буровой инструмент: а – со сплошной кромкой; б – со ступенчатой кромкой; в – с резцами

При вращении штанги с винтовой навивкой (шнека) порода удаляется из скважины (рис. 2.2).

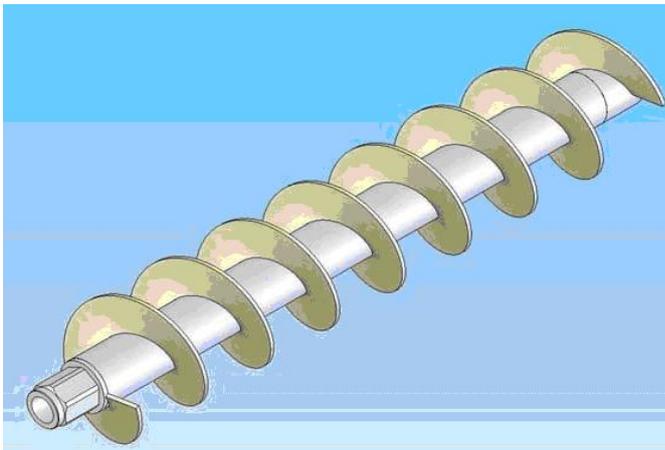


Рис. 2.2. Шнек

На карьерах широко распространены станки СБР-160А-24 производства ОАО «Карпинский машиностроительный завод» (табл. 2.1). На базе СБР-160А-24 создан СБР-160Б-32 с увеличенной глубиной бурения до 32 м.

Более чем 40 лет проводился комплекс научно-исследовательских работ по повышению эффективности бурения взрывных скважин с режущим буровым инструментом. Режущие долота нашли применение на предприятиях Кузбасса, «Востсиб-уголь», «Якутзолото», «Северовостокзолото» и других.

Таблица 2.1

Характеристика шнекового бурового станка СБР-160А-24

Показатели	Значения показателей
Глубина бурения, м	до 24
Диаметр скважин, мм	160–200
Угол наклона скважин к горизонту, град	90, 75, 60
Габариты, мм	4130×2810

Бурение пород крепостью  $f > 6$  станками вращательного бурения с резцовыми коронками малоэффективно, т. к. значительно повышается износ резцов, имеет место сильная вибрация бурового става, скорость бурения низкая.

## 2.2. Станки шарошечного бурения

Станками вращательного бурения с шарошечными долотами бурят около 80 % всех взрывных скважин на карьерах. Номинальный диаметр скважин от 160 до 400 мм. Применяются при бурении пород крепче  $f > 6$ . Самыми распространенными станками шарошечного бурения являются станки СБШ-250МНА-32 (модификация СБШ-250-55), 3СБШ-200-60 (на базе 3СБШ-200Н), 6СБШ-200-32 и их более ранние версии (табл. 2.2).

Таблица 2.2

Характеристики некоторых буровых станков с шарошечным буровым инструментом

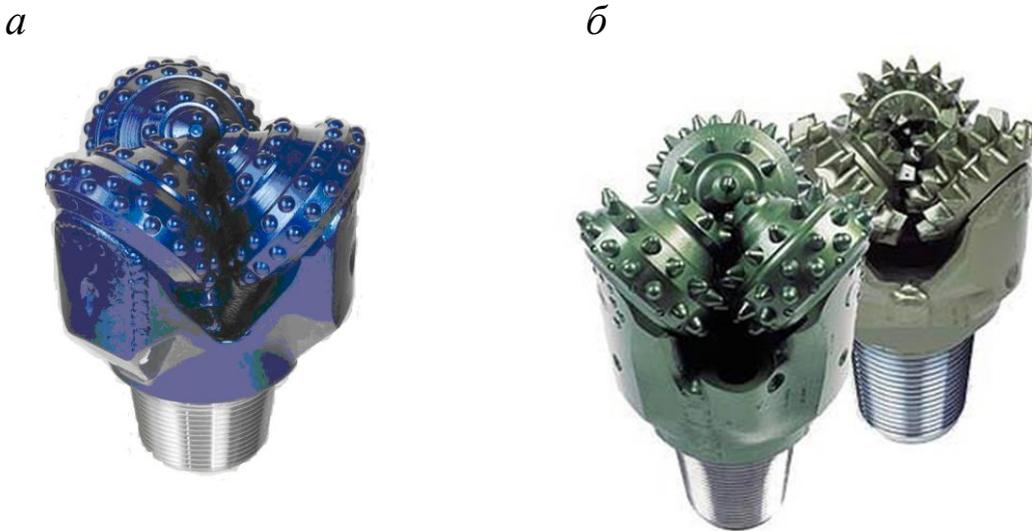
Показатели	Значения показателей	
	6СБШ-200-32	СБШ-250МНА-32
Диаметр бурения, мм	216–250	250–270
Глубина бурения, м	до 40	до 32
Направление бурения, град	60, 75, 90	60, 75, 90
Длина штанги, мм	8060	8200
Ход непрерывной подачи, м	1,0	8,0
Скорость передвижения, км/ч	0,75	0,75
Масса станка, т	54	77

Более легкие СБШ-160/200-40 и СБШ-160/200-40Д (с дизельным приводом), выпускаемые ОАО «Рудгормаш», являются прямыми конкурентами станков 3СБШ-200-60 ОАО «Бузулуктяжмаш».

Шарошечные долота состоят из сваренных между собой секций, на цапфах лап которых вращаются смонтированные шарошки, и являются неразборными конструкциями (рис. 2.3).

Срок службы шарошечных долот практически определяется стойкостью подшипников опор. На шарошках установлены твердосплавные зубки различной формы (сферической или баллистической, т. е. клиновидной).

Шарошки обкатываются по поверхности забоя, и зубки под большим усилием внедряются в породу, создавая максимальные напряжения сдвига в разрушаемом слое. От породного массива отделяются чешуйки (буровая мелочь), которые выносятся из скважины сжатым воздухом.



*Рис. 2.3. Шарошечные долота:  
а – со сферическими зубками; б – с клиновидными зубками*

В направлении повышения эффективности буровзрывных работ разработан оригинальный буровой инструмент (рис. 2.4), в котором часть нагрузки воспринимается опережающим шарошечным долотом, частично разгружая шарошки расширителя и формируя некруглый профиль поперечного сечения буримой скважины.

Для повышения эффективности бурения скважин отдельными учеными и целыми организациями предпринимались неоднократные попытки создать комбинированные режуще-шарошечные долота, сочетающие в себе преимущества режущего и шарошечного способов бурения. Однако до настоящего времени эти разработки остаются на уровне опытных образцов.

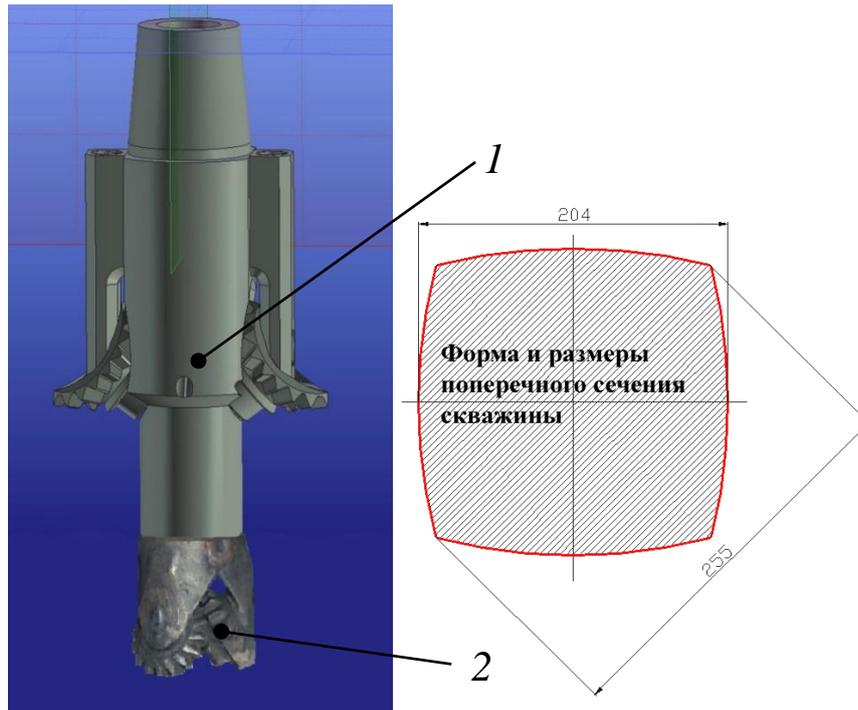


Рис. 2.4. Шарошечный буровой инструмент:  
 1 – расширитель для формирования некруглого профиля;  
 2 – серийное шарошечное долото

### 2.3. Станки ударно-вращательного бурения

Наиболее продуктивно станками с ударно-вращательным способом бурения типа СБУ производят бурение на крепких породах, например на гранитах. Применяются для бурения пород крепче  $f > 10$  с диаметром скважин от 100 до 200 мм. Эти станки широко востребованы при обурировании труднодоступных участков и при работе в сложных горно-геологических условиях, на стесненных рабочих площадках.

Ударно-вращательное бурение отличается от шарошечного бурения способом создания усилия на рабочем инструменте. Долото для СБУ снабжено твердосплавными зубками с рабочей поверхностью сферической формы, которые внедряются в породу при ударном воздействии, передаваемом на долото через буровой став погружным гидроударником или пневмоударником (рис. 2.5). При этом вращатель бурового станка непрерывно поворачивает буровой став, обеспечивая тем самым рассредоточенное внедрение зубков по всей поверхности забоя скважины. При внедрении зубков в разрушаемом породном слое возникают максимальные напряжения

сдвига, вокруг зубков происходит скол чешуек, которые удаляют из скважины сжатым воздухом.

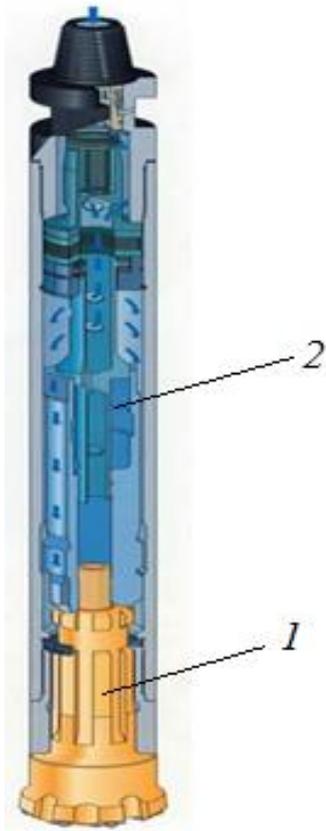


Рис. 2.5. Ударно-вращательный инструмент: 1 – долото; 2 – пневмоударник

В России станки пневмоударного бурения СБУ-100Н-35; СБУ-100Г-32 (СБУ-100П-35); 2СБУ-100-32М; 3СБУ-100-32; СБУ-100ГА-30; СБУ-125-24; СБУ-125А-32 и СБУ-125У-52 изготавливаются Кыштымским машзаводом с условными диаметрами 100 (125) и 125 (160) мм.

#### **2.4. Буровые станки зарубежных фирм**

За рубежом буровые станки вращательного бурения выпускаются фирмами Atlas Copco, Ingersoll-Rand, Bucyrus-Erie, Tamrock-Driltech, Harnischfeger P&H и другими (табл. 2.3).

Анализ технических характеристик отечественных и зарубежных буровых станков показывает, что выпускаемые в настоящее время серийно станки вращательного бурения пока не выдерживают конкуренции с зарубежной техникой. Главное, в чем они проигрывают лучшим зарубежным станкам, это низкая надежность. Впрочем, если сравнивать и другие параметры, такие как производительность,

экономичность, условия работы и обслуживание, то и здесь превосходство импортных машин тоже налицо.

Таблица 2.3

Технические характеристики буровых станков

Наименование параметров	Значение параметров		
	DML	PV-273	T4BH
Диаметры бурения, мм	149–270	171–270	149–254
Глубина бурения, м	62,5	59,4	54,1
Угол наклона бурения, град	60–90	60, 75, 90	80 через 5
Осевое усилие, кН	267	311	133
Мощность вращателя, кВт	120	–	–
Частота вращения, об/мин	0–160	0–130	200
Крутящий момент, кН·м	9,67	13,8	9,7
Скорость подачи, м/мин	0,7	0,6	18,3
Мощность дизеля, л. с.	525	–	600
Скорость хода, км/ч	0–2,7	3,2	–
Ходовая часть	CAT 320S	гусеничный	автомобиль
Масса станка, т	50	84	26,3

Продолжение табл. 2.3

Наименование параметров	Значение параметров				
	DM-M2	PV 271	DML	DM-45	СКФ
Диаметры бурения, мм	251–270	200–270	152–270	170–203	152–270
Длина штанги, м	до 10	до 17,5	до 10	до 10	до 8,6
Глубина бурения, м	до 53,3	до 31	до 54,9	до 54,9	до 53,3
Угол наклона бурения, град	60–90	60–90	60–90	60–90	н/д
Усилие подачи, кН	340	340	272	226	226
Частота вращения, об/мин	0–150	0–170	0–160	0–160	0–220
Момент вращения, кН·м	11,97	6,44	7,32	7,32	12,88
Компрессор, м <sup>3</sup> /мин	53,8	53,8	34	29,7	29,7
Мощность двигателя, л. с.	760	760	525	475	475
Скорость хода, км/ч	1,9	1,8	2,7	3,1	3,14
Масса станка, т	61	75	43	35	37

Карьерные станки вращательного бурения, как легкого (СБР), так и тяжелого (СБШ) типов, должны быть универсальными и в зависимости от горно-геологических условий иметь возможность оснащаться режущим, комбинированным или шарошечным долотом. При этом конструкция станка должна обеспечивать возможность регулирования в широких пределах параметров режима бурения (осевого усилия, частоты вращения и крутящего момента на долоте), а при очистке скважин – регулирования количества сжатого воздуха, подаваемого в скважину. Тогда с учетом специфики горно-геологических условий месторождений для бурения скважин диаметром 125–270 мм достаточно иметь два типоразмера универсальных станков вращательного бурения, это станок легкого типа, у которого основным видом породоразрушающего инструмента должны быть режущие долота, и тяжелого типа, оснащаемого шарошечными, режущими и комбинированными долотами.

### 2.5. Выбор диаметра бурения скважин

Для бурения скважин на открытых горных работах изготавливаются шарошечные долота в соответствии с ГОСТ 20692-2003 «Долота шарошечные» диаметром бурения от 98,4 до 374,6 мм.

В самом общем случае диапазоны применяемых условных диаметров бурения скважин определяются в зависимости от категории пород по блочности (табл. 2.4).

Таблица 2.4

Рекомендуемые значения диаметров скважин для карьеров

Категория пород по блочности (трещиноватости)	Условный диаметр скважин, м
Мелкоблочные (I и II)	> 0,250
Среднеблочные (III)	0,190–0,250
Крупноблочные (IV и V)	< 0,190

Рациональный диаметр скважин выбирают на основе технико-экономических расчетов. При этом решающее значение имеют стоимость бурения, надежность буровых станков, а также качество дробления взорванной горной массы, обеспечивающее производительную работу выемочного оборудования.

Обеспечение рациональной степени взрывной подготовки пород к выемке экскаваторами с различной вместимостью ковша на угольных разрезах достигается, в частности, применением соответствующих диаметров скважинных зарядов.

На разрезах Кузбасса в настоящее время при подготовке вскрышных пород наибольшее применение получили станки с диаметром бурового инструмента 190,5; 200,0; 212,7; 215,9; 222,3 мм.

## **2.6. Требования безопасности при бурении скважин**

Промышленная безопасность в процессе бурения шпуров и скважин регламентируется Федеральными нормами и правилами безопасности при разработке угольных месторождений и других твердых полезных ископаемых открытым способом [2, 3].

Перед началом бурения скважин на рабочей площадке уступа маркшейдерской службой карьера устанавливаются места расположения скважин первого ряда. Бурение скважин осуществляется строго по паспорту бурения, утвержденному техническим руководителем предприятия. Отклонение фактических параметров сетки скважин (расстояние между скважинами в ряду  $a$  и между рядами скважин  $b$ ) не должно превышать 10 % от проектных значений. При больших отклонениях необходимо проводить корректировочный расчет параметров взрывных работ или обуренный блок бракуется по акту.

При ведении буровых работ возможно применение прямоугольной или шахматной сетки скважин. Форму сетки скважин устанавливают с учетом угла между направлением максимальной скорости упругой волны в массиве и линией откоса уступа. Если этот угол находится в интервале от 30 до 60°, то следует принимать прямоугольную сетку скважин, в остальных случаях необходимо принимать шахматную сетку скважин. В зависимости от принятой сетки выбирается схема перемещения буровых станков. Обуривание блока по прямоугольной сетке скважин производится по поперечно-возвратной схеме (Рис. 2.6, *а*), а по шахматной сетке рекомендуется поперечно-диагональная схема перемещения буровых станков (рис. 2.6, *б*).

Для обеспечения безопасной работы буровой станок должен быть установлен на спланированной площадке на расстоянии от верхней бровки уступа, определяемом проектом, но не менее 2 м от

бровки до ближайшей точки опоры станка, а его продольная ось при бурении первого ряда скважин должна быть перпендикулярна бровке уступа. Установка бурового станка под другим углом к бровке уступа допускается при выполнении мероприятий по обеспечению безопасности работ, утвержденных техническим руководителем (главным инженером) угольного разреза.

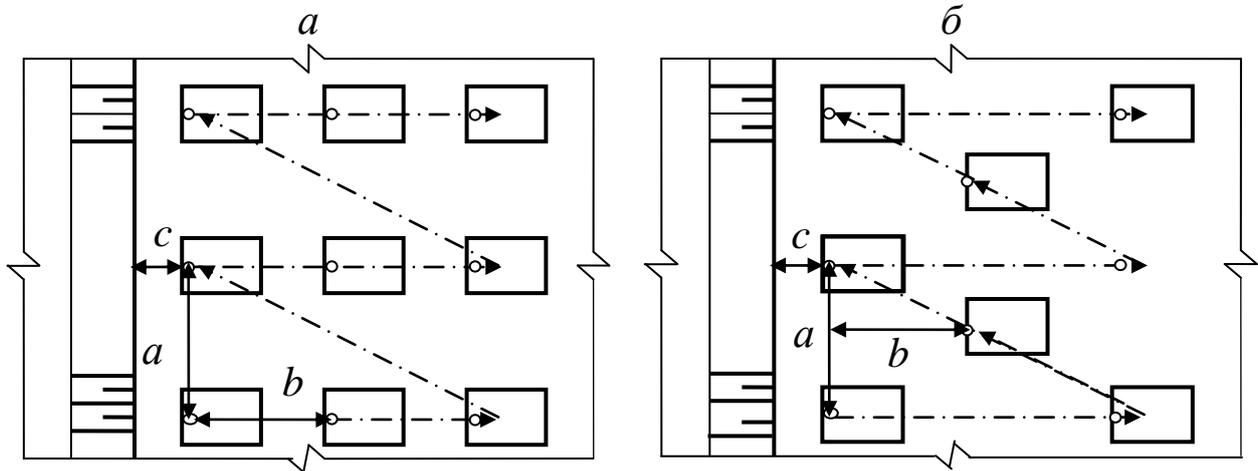


Рис. 2.6. Схемы перемещения буровых станков:  
а – поперечно-возвратная; б – поперечно-диагональная

После бурения каждой скважины диаметром более 250 мм устье должно быть перекрыто пробкой, предотвращающей ее засорение породой.

Безопасность работы бурового станка обеспечивается периодическими осмотрами основных узлов обслуживающим персоналом и механиком участка с регистрацией результатов в журнале. Запрещается эксплуатация станков с неисправными ограничителями переподъема бурового снаряда, тормоза лебедки и системы пылеподавления. При необходимости проводится своевременный ремонт.

Буровые станки, как и все технические устройства, применяемые на опасном производственном объекте, в процессе эксплуатации подлежат экспертизе промышленной безопасности в порядке, установленном федеральным органом исполнительной власти в области промышленной безопасности.

## 2.7. Производительность буровых станков

На открытых горных работах в России преимущественное распространение получили станки вращательного бурения с шарошечными долотами, которыми бурят около 80 % всех взрывных скважин на карьерах. На угольных разрезах Кузбасса в настоящее время

парк станков вращательного бурения с дизельным приводом представлен машинами, выпускаемыми фирмами Atlas Copco, Ingersoll-Rand, Bucyrus-Erie.

Сменная производительность бурового станка является одной из основных характеристик, определяющих эффективность процесса буровзрывных работ.

Расчет сменной производительности станка выполняется по результатам обработки хронометражных наблюдений технической скорости бурения и вспомогательных операций (передвижка, горизонтирование, наращивание штанг и т. д.) в различных горнотехнических условиях, которые с учетом регламентированных перерывов определяют *технологический цикл бурового станка* (рис. 2.7).

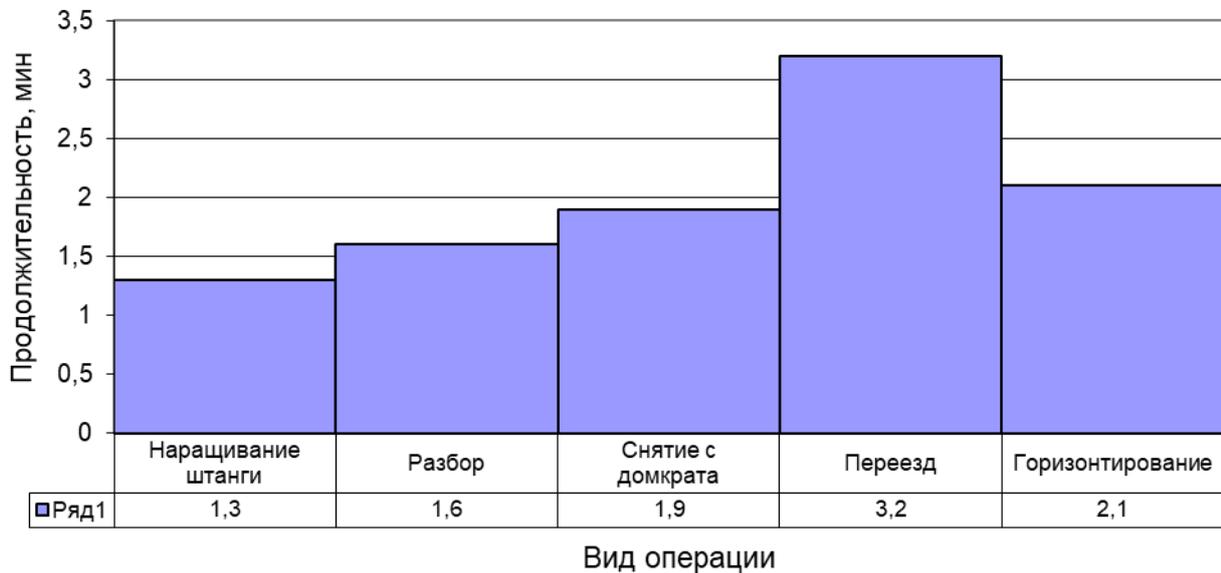


Рис. 2.7. Продолжительность вспомогательных операций цикла бурового станка DML-1200

Сменная производительность ( $Q_{\text{см}}^{(\text{б.с.})}$ , м/смену) бурового станка определяется временем бурения в течение смены, продолжительностью технологического цикла бурового станка ( $t_{\text{ц}}$ , мин) и глубиной скважин ( $l_{\text{СКВ}}$ , м):

$$Q_{\text{см}}^{(\text{б.с.})} = \frac{60k_{\text{см}}^{(\text{б.с.})}T_{\text{см}}}{t_{\text{ц}}}l_{\text{СКВ}}, \quad (1.10)$$

где  $k_{\text{см}}^{(\text{б.с.})}$  – коэффициент использования времени смены, доли ед.

Коэффициент использования времени смены составляет (при 12-часовой смене):

$$k_{\text{см}}^{(\text{б.с.})} = \frac{T_{\text{см}} - (T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}})}{T_{\text{см}}} = 0,92-0,96, \quad (1.11)$$

где  $T_{\text{п.з}}$ ,  $T_{\text{р}}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций и регламентируемых перерывов, ч.

На рис. 2.8 показана характерная зависимость сменной производительности бурового станка DML-1200 (216 мм) от глубины скважин при различных значениях прочности породы. Наибольшее влияние на производительность бурового станка оказывает прочность буримой породы.

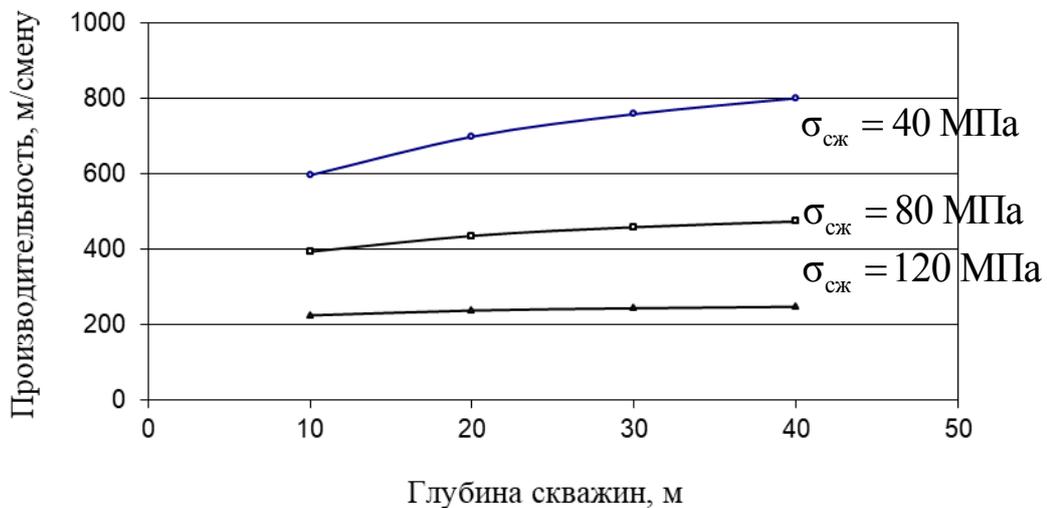


Рис. 2.8. Характерная зависимость сменной производительности бурового станка DML-1200 (216 мм) от глубины скважин при различных значениях прочности породы

Скорость бурения ( $v_{\text{б}}$ , м/мин) зависит от диаметра бурового инструмента ( $d_{\text{д}}$ , м) и крепости породы ( $f$ ) и рассчитывается по формуле

$$v_{\text{б}} = 4,5 \exp(d_{\text{д}} - 0,2 f). \quad (1.12)$$

Соответственно продолжительность технологического цикла бурового станка будет вычисляться по формуле

$$t_{\text{ц}} = \frac{l_{\text{СКВ}}}{v_{\text{б}}} + \frac{l_{\text{СКВ}}}{v_{\text{извл}}} + t_{\text{всп}}, \quad (1.13)$$

где  $t_{\text{всп}}$  – продолжительность вспомогательных операций, мин;  
 $v_{\text{извл}}$  – скорость извлечения штанги из скважины, м/мин.

В записанном выражении первое слагаемое представляет собой чистое время бурения скважины, второе – чистое время извлечения штанг из скважины и последнее – продолжительность вспомогательных операций в составе технологического цикла бурового станка.

## 2.8. Затраты на бурение

Затраты на эксплуатацию станка определяются на основе фактических данных по элементам затрат (амортизация, ГСМ, услуги производственного характера и т. д.) с учетом цены и стойкости бурового инструмента. В табл. 2.5 для примера представлены фактические данные о годовых затратах на эксплуатацию бурового станка DML-1200 по ценам 2018 г.

Таблица 2.5

Годовые затраты на эксплуатацию станков DML-1200

Элементы затрат	Затраты, тыс. руб.
Амортизация	8618
ГСМ (электроэнергия)	17272
Запасные части	8353
Услуги произв. характера	2124
Заработная плата	5479
Начисления на заработанную плату	1364
Затраты на буровой инструмент:	
– долота	4863
– штанги	2096
Затраты, всего	50167

При выполнении приближенных учебных инженерно-экономических расчетов стоимость машино-смены бурового станка ( $C_{МС}^{(бс)}$ , руб./смену) может быть определена по формуле

$$C_{МС}^{(бс)} = 11640 i^t e^{8,2d_{СКВ}}, \quad (1.14)$$

где  $d_{СКВ}$  – диаметр скважин, м;  $i$  – индекс цен в промышленности относительно базисного года, в качестве которого принят 2018 год, ед.;  $t$  – удаленность периода расчета от базисного года, лет.

Индекс  $i$  отражает количественное влияние инфляции при пересчете стоимостных показателей через цены базисного года и публикуется в официальных изданиях в установленном порядке. Например, расчет выполняется в 2020 г. За период времени с 2018 по 2020 год среднее значение индексов цен за  $t = 2$  года составляет  $i = 1,061$  доли ед., а  $i^t = 1,061^2 = 1,126$  доли ед.

В учебных расчетах удобно пользоваться стоимостью бурения 1 м скважины ( $c_{\text{бур}}$ , руб./м), определяемой как отношение стоимости машино-смены к сменной производительности бурового станка:

$$c_{\text{бур}} = \frac{C_{\text{МС}}^{(\text{бс})}}{Q_{\text{МС}}^{(\text{бс})}} \quad (1.15)$$

В табл. 2.6 представлены значения стоимости бурения в ценах 2018 г. при типовых диаметрах бурового инструмента и при различной крепости породы.

Таблица 2.6

Удельные затраты на бурение в ценах 2013 г. ( $c_{\text{бур}}$ , руб./м)

Крепость породы, $f$	Диаметр бурения, м		
	0,190	0,216	0,240
4	96	119	143
8	139	170	203
12	233	282	337

**Рекомендуемая литература по разделу**

[2, 3, 9, 11, 17]

**Контрольные вопросы**

1. Классификация буровых станков по способу бурения.
2. В каких горно-геологических условиях рекомендуется применять буровые станки с режущим буровым инструментом?
3. В каких горно-геологических условиях рекомендуется применять буровые станки с шарошечным буровым инструментом?
4. В каких горно-геологических условиях рекомендуется применять буровые станки ударно-вращательного бурения?
5. Чем регламентируется безопасная работа буровых станков при бурении взрывных скважин?
6. По какой схеме производится обустройство блока при прямоугольной сетке скважин?

### 3. Промышленные взрывчатые вещества

#### 3.1. Краткая история создания взрывчатых веществ

Единственное взрывчатое вещество, известное в течение более 1000 лет, это дымный порох. Точной даты его создания не может назвать никто. Одна из версий происхождения состоит в том, что в 300–200 годах до нашей эры порох был приготовлен в Китае. Затем в первом веке нашей эры порох попал в Индию и Аравию, а в VI веке нашей эры – в Византию. Дымный порох состоит из калиевой селитры (75 %), серы (10 %) и древесного угля (15 %).

В России первое упоминание о порохе встречается со времен правления Дмитрия Донского. Мощный толчок получила выделка пороха при Иване Грозном. Производство пороха было чрезвычайно опасным. Взрывы и жертвы были постоянно. Например, известно, что Москва полностью выгорала из-за взрывов на пороховых складах. При Петре I создаются первые государственные пороховые заводы, развивается пиротехническое искусство.

В XVII веке порох стали использовать в горном деле в шахтах для дробления скальных пород. Однако энергия, а следовательно, и дробящая способность черного пороха не слишком высока, поэтому перед учеными XIX века стояла задача создания новых взрывчатых веществ.

Ученый Асканио Собrero провел опыты по соединению глицерина с азотной кислотой. Образовавшаяся маслянистая жидкость получила название нитроглицерин. Нитроглицерин нельзя нагревать, опасно встряхивать, он может взорваться даже в момент получения. С нитроглицерином связаны почти все крупнейшие открытия Альфреда Нобеля. В 1863 году он взял патент в Швеции на применение нитроглицерина в технике, изобрел способ безопасного производства этого вещества и его транспортировки. Так как нитроглицерин неудобен для промышленного применения из-за жидкой консистенции, Нобель искал возможность применять его в смеси с твердыми, сыпучими и пористыми веществами. Идеальным материалом оказался *диатомит* (кизельгур, или горная мука) – осадочная горная порода, состоящая преимущественно из останков диатомовых водорослей. На внешний вид она обычно рыхлая или слабоцементированная, светло-серого или желтоватого цвета. Размеры частиц породы находятся в пределах от 3 мкм до 1 мм. Смесь нит-

роглицерина и диатомита получила название *динамит*. По мощности эта взрывчатка превосходила порох в пять раз. Альфред Нобель изобрел детонатор с гремучей ртутью, который практически без изменений применяется и в настоящее время.

В середине XIX века был получен *тротил* (тринитротолуол), который только в начале XX века получил широкое распространение в качестве взрывчатки. Главное достоинство по сравнению с ранее известными ВВ была его безопасность в обращении и относительная дешевизна. Тротил легко сплавляется с другими веществами, например гексогеном.

*Гексоген* синтезировали в 1899 году как лекарство. Только в 1920 году выяснилось, что гексоген – это сильнейшая взрывчатка, превосходящая тротил. В наше время гексоген входит в состав многих ВВ.

В 1921 году произошла одна из крупнейших катастроф. Взорвался огромный склад аммиачной селитры, которая не считалась взрывчатым веществом, но оказалось, что при благоприятном стечении ряда факторов она может взорваться. Установив причину взрыва, аммиачную селитру в соединении с горючими добавками стали использовать как основную составляющую промышленных ВВ. Смесь тротила с аммиачной селитрой в различных соотношениях под названием *аммониты* появилась в 1885 году.

### **3.2. Классификации взрывчатых веществ**

Многообразие условий применения промышленных ВВ вызвало необходимость иметь широкий их ассортимент, насчитывающий десятки наименований.

Промышленные ВВ должны отвечать ряду требований, предъявляемых к ним для обеспечения эффективного и безопасного использования по назначению. Промышленные ВВ должны обладать пониженной чувствительностью к внешним воздействиям, т. е. быть безопасными в обращении, транспортировании и хранении, иметь относительно невысокую стоимость, не должны оказывать вредного влияния на организм человека. Вместе с тем, они должны обладать достаточной мощностью, безотказно детонировать от современных средств инициирования, обеспечивать устойчивую детонацию по всей массе ВВ, сохранять свои свойства в течение гарантийного срока хранения, а также длительного нахождения в зарядных емкостях. Должны быть пригодными к механизированному заряданию и

обладать достаточно высокой водоустойчивостью на случай их применения в обводненных скважинах.

Для правильного выбора ВВ и применения в тех или иных горнотехнических условиях промышленные ВВ классифицируются по нескольким признакам.

1. По химическому составу все ВВ делятся на химические соединения – однокомпонентные или индивидуальные ВВ и многокомпонентные ВВ или механические смеси.

К индивидуальным ВВ, применяемым в чистом виде или в составе смесей, относятся: *тротил* (тринитротолуол)  $C_7H_5(NO_2)_3$ , *гексоген* (циклотриметилентринитрамин)  $C_3H_6N_6O_6$ , *тетрил* (тринитрофенилметилнитрамин)  $C_6H_2(NO_2)_4NCH_3$ , ТЭН (пентаэритриттетранитрит)  $C_5H_3(ONO_2)_4$ , ТНРС (тринитрорезорцинат свинца)  $C_6H_2(NO_2)_3O_2PbH_2O$ , *нитроглицерин*  $C_3H_5(ONO_2)_3$ , *нитроглицоль*  $C_2H_4(ONO_2)_2$  и др.

Эти ВВ содержат в своем составе все элементы, необходимые для протекания химической реакции взрыва.

Механические смеси или смесевые ВВ состоят из двух или более компонентов, каждый из которых выполняет определенную задачу и вступает в реакцию при взрыве.

В их состав входят:

– *окислители* – вещества, содержащие избыточный кислород, идущий на окисление горючих элементов (аммиачная, калиевая, натриевая селитры, перхлораты калия и аммония и др.);

– *горючие добавки – твердые* или жидкие добавки, богатые углеродом, водородом, которые вводятся для повышения теплоты и общей энергии взрыва (соляровое масло, древесная мука, порошки алюминия, магнезия и др.). Для этой же цели добавляют взрывчатые компоненты (тротил, гексоген и др.);

– *сенсibilизаторы* – вещества, повышающие чувствительность ВВ к начальному импульсу и передаче детонации (тротил, гексоген, нитроглицерин). В простейших ВВ (ПВВ), к которым относятся игданит и гранулиты, роль сенсibilизатора могут выполнять соляровое масло, древесная мука, алюминиевая пудра и др.;

– *стабилизаторы* – вещества, которые повышают химическую и физическую стойкость ВВ (древесная, хлопковая мука для предотвращения слеживаемости, воск, повышающий водоустойчивость, и др.);

– *флегматизаторы* – легкоплавкие вещества, имеющие высокую теплоемкость и высокую температуру вспышки, обволакивающие частицы чувствительного ВВ и не вступающие с ними в реакцию. Они создают более безопасные условия применения ВВ (вазелин, парафин, масла, тальк и др.);

– *пламегасители* – вещества, которые вводят только в предохранительные ВВ для снижения температуры взрыва (хлористые натрий, калий, аммоний и др.). В результате уменьшается вероятность воспламенения метана и угольной пыли.

2. По названию основного компонента и технологии изготовления ВВ делятся на:

2.1. *Аммиачно-селитренные*, содержащие в качестве окислителя аммиачную селитру (АС) – нитрат аммония ( $\text{NH}_4\text{NO}_3$ ), подразделяются на:

– простейшие ВВ (ПВВ), например игданиты и гранулиты, которые в качестве горючих добавок содержат невзрывчатые органические материалы (жидкие нефтепродукты, древесную муку и др.);

– аммоналы, содержащие в качестве горючего компонента порошок алюминия, магния и др.;

– аммониты – порошкообразные смеси АС с нитросоединениями, а смесь из гранулированной АС и чешуйчатого или гранулированного тротила называют граммонитами;

– водосодержащие ВВ (ВВВ) – смеси с аммиачной, калиевой и натриевой селитрой и водным гелем.

2.2. *Нитросоединения* и их смеси (тротил, гранутол, алюмотол, тротилгексогеновые смеси и др.).

2.3. *Нитроэфирные* – это порошкообразные ВВ, содержащие нитроглицерин или нитроглицоль не более 15 % (детониты, угленинты и др.).

2.4. *Оксиликвиты* – вещества из измельченных углеродистых материалов типа древесного угля, сажи, пропитанные жидким кислородом или его смесью с 15–30 % жидкого азота.

2.5. *Порохи*. Дымный порох – это смесь, включающая 75 % калиевой селитры, 15 % древесного угля и 10 % серы. Бездымные порохи получают из летучих спирто-эфирных смесей и нитроэфиров.

2.6. *Хлоратные и перхлоратные ВВ* – предохранительные ВВ типа аммонит АП-5ЖВ, аммонит 1ЖВ, аммонит 3ЖВ.

3. По характеру воздействия на окружающую среду ВВ подразделяются и классифицируются по скорости детонации  $V_d$  на:

- высокобризантные, имеющие  $V_d > 4,5$  км/с;
- бризантные с  $V_d = 3,5–4,5$  км/с;
- низкобризантные с  $V_d = 2,0–3,5$  км/с;
- метательные с  $V_d < 2,0$  км/с.

Высокобризантные ВВ типа тротил и гексоген используются для изготовления промежуточных детонаторов. Все бризантные ВВ составляют основу промышленных ВВ и предназначаются для дробления, разрушения и перемещения окружающей среды (горного массива).

Метательные ВВ, к которым относятся дымные порохи, применяют для изготовления огнепроводного шнура и для отбойки штучного камня, когда надо отколоть блок породы от массива с минимальным дробящим эффектом.

4. По чувствительности (восприимчивости) к начальному импульсу из высокобризантных ВВ выделяют специальную группу инициирующих ВВ, которые в свою очередь делятся на *первичные* и *вторичные*.

*Первичные ВВ*: гремучая ртуть  $Hg(CNO)_2$ , азид свинца  $PbN_6$ , ТНРС (тринитрорезорцинат свинца)  $C_6H_2(NO_2)_3O_2PbH_2O$ , которые детонируют в небольших массах (доли грамма) от поджигания или удара.

*Вторичные инициирующие ВВ*: тетрил  $C_6H_2(NO_2)_4NCH_3$ , гексоген  $C_3H_6N_6O_6$ , ТЭН  $C_5H_3(ONO_2)_4$  – мощнее первых, но менее чувствительны к механическим и тепловым воздействиям и используются при изготовлении КД и ЭД для передачи инициирующего импульса от первичных инициирующих ВВ – бризантным ВВ.

5. По физическому состоянию различают следующие виды промышленных ВВ:

- *порошкообразные*: аммониты, аммоналы, скальный аммонит, динамоны, детонит;
- *гранулированные*: гранулотол, алюмотол, граммониты, игданит, гранулиты;
- *прессованные*: аммониты, тротил, гексоген;
- *литые*: тротил, гексоген;

– водосодержащие: пластичные суспензионные (акватолы, акваниты и акваналы, ифзаниты, карбатолы, горячельющиеся) и эмульсионные (порэммит, сибирит, эмульсолит и др.).

б. По степени опасности (совместимости) промышленные взрывчатые материалы (ВМ) делятся на группы (табл. 3.1).

Таблица 3.1

Классификация ВВ по группам совместимости

Группа совместимости	Наименование вещества, изделия	Классификационный шифр
1	2	3
В	Изделия, содержащие инициирующие взрывчатые вещества и имеющие менее двух независимых предохранительных устройств. Включаются также такие изделия, как капсулы-детонаторы, сборки детонаторов и капсулы, не содержащие инициирующего взрывчатого вещества	1.1В 1.2В 1.4В
С	Метательные взрывчатые вещества и изделия (бездымный порох)	
Д	Взрывчатые вещества и изделия на их основе без средств инициирования и метательных зарядов; изделия, содержащие инициирующие взрывчатые вещества и имеющие два или более независимых предохранительных устройства	1.1D 1.2D 1.4D 1.5D
Е	Изделия, содержащие взрывчатые вещества без средств инициирования, но с метательным зарядом (кроме содержащих легковоспламеняющуюся жидкость или гель или самовоспламеняющуюся жидкость)	1.1Е 1.2Е 1.4Е
F	Изделия, содержащие вторичные детонирующие взрывчатые вещества, средства инициирования и метательные заряды, или без метательных зарядов	1.1F 1.2F 1.3F 1.4F
G	Пиротехнические вещества и изделия, содержащие их	1.1G 1.2G 1.3G 1.4G
S	Взрывчатые вещества или изделия, упакованные или сконструированные так, что при случайном срабатывании любое опасное проявление ограничено самой упаковкой, а если тара разрушена огнем, то эффект взрыва или разбрасывания ограничен, что не препятствует проведению аварийных мер или тушению пожара в непосредственной близости от упаковки	1.4S
N	Изделия, содержащие взрывчатые вещества чрезвычайно низкой чувствительности	1.6N

Принадлежность конкретного ВМ к группе совместимости определяется разработчиком этого ВМ и указывается в соответст-

вующей инструкции. Совместная перевозка ВМ допускается только при соблюдении условий, указанных в ФНиП ПБВР.

7. По условиям применения все промышленные ВВ разделены на две группы (непредохранительные и предохранительные ВВ), разделенные на семь классов. В отдельную группу выделены ВВ специального назначения. На открытых горных работах (ОГР) применяется три класса ВВ.

I группа. Непредохранительные ВВ

1-й класс. Для взрывания только на земной поверхности, упакованные в патроны и мешки из неокрашенной бумаги.

2-й класс. Для взрывания только на земной поверхности и в забоях подземных выработок, в которых либо отсутствует выделение горючих газов или взрывчатой угольной (сланцевой) пыли, либо применяется инертизация призабойного пространства, исключающая воспламенение взрывоопасной среды при взрывных работах. Эти ВВ упакованы либо в виде патронов в красную бумагу, либо в мешки из неокрашенной бумаги с красной полосой.

Специальный класс (С). Непредохранительные и предохранительные ВВ и изделия на их основе, предназначенные для специальных ВР, кроме забоев подземных выработок, в которых возможно образование взрывоопасной концентрации горючего газа и угольной (сланцевой) пыли. ВВ класса С-1 используются при ВР на земной поверхности для импульсной обработки металлов; инициирования скважинных и сосредоточенных зарядов; контурного взрывания при заоткоске уступов; разрушения мерзлых грунтов; дробления негабаритных кусков горной массы, сейсморазведочных работ в скважинах; создания заградительных полос при локализации лесных пожаров и других специальных работ.

### 3.3. Основные компоненты промышленных ВВ

*Аммиачная селитра* (АС) – азотнокислый аммоний (нитрат аммония  $\text{NH}_4\text{NO}_3$ ). Белый кристаллический порошок с плотностью в зависимости от формы кристаллов 1,56–1,74 г/см<sup>3</sup>. Насыпная плотность  $\text{NH}_4\text{NO}_3$  0,86–1,74 г/см<sup>3</sup>, выпускается в виде порошка, гранул, чешуек и кристаллов. Кристаллическая АС обладает высокой гигроскопичностью. При изменении влажности воздуха она слеживается, превращаясь в камнеобразную массу. Поэтому ее выпускают с добавками железных солей жирных кислот (марка ЖВ), покрывающих кристаллы АС мономолекулярной пленкой, снижая

тем самым ее гигроскопичность, слеживаемость и повышая водоустойчивость. Температура плавления  $+169\text{ }^{\circ}\text{C}$ , хорошо растворяется в воде. АС имеет положительный кислородный баланс  $+20\%$ . Теплота взрыва  $1400\text{ кДж/кг}$ , критический диаметр составляет  $200\text{--}250\text{ мм}$ , скорость детонации  $1950\text{ м/с}$ . В чистом виде АС не детонирует от КД, ЭД, ДШ. Для ее детонации нужен мощный промежуточный детонатор. Учитывая низкую детонационную способность, АС по условиям хранения и транспортирования не относится к ВВ. Дешевизна и простота получения аммиачной селитры, неограниченность сырьевой базы (воздух и вода), полный переход в газообразные продукты при взрыве – вот основные факторы, которые обеспечили ее широкое применение для изготовления промышленных ВВ.

*Натриевая*  $\text{NaNO}_3$ , *калиевая*  $\text{KNO}_3$  и *кальциевая*  $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2$  селитры, по сравнению с  $\text{NH}_4\text{NO}_3$ , содержат больше кислорода. Они имеют положительный кислородный баланс более  $40\%$ . При взрывании они образуют мало газов и много твердых окислов. Эти селитры более дорогие и имеют ограниченное применение для приготовления водосодержащих ВВ, повышают их плотность, снижают температуру замерзания и хорошо удерживают воду в составе ВВ, препятствуя его высыханию.

*Тринитротолуол* (тротил или тол)  $\text{C}_7\text{H}_5(\text{NO}_2)_3$  – самый распространенный однокомпонентный вид ВВ. Чистый тротил состоит из кристаллов светло- или темно-желтого цвета с температурой плавления  $80\text{ }^{\circ}\text{C}$ . В порошкообразном виде тротил имеет плотность  $0,9\text{ г/см}^3$  и хорошо прессуется под давлением  $4000\text{ кг/см}^2$  до плотности  $1,6\text{ г/см}^3$ . Литой тротил имеет плотность  $1,54\text{--}1,59\text{ г/см}^3$ , а чешуйчатый или гранулированный тротил –  $1,5\text{ г/см}^3$ . Тринитротолуол практически не растворим в воде, имеет высокую химическую стойкость. Применяется в порошкообразном, чешуйчатом, гранулированном виде, а также спрессованном в виде шашек и литых кусков. Порошкообразный и прессованный тротил взрывается от штатных КД, ЭД или нескольких ниток ДШ. Тротил входит в состав аммиачно-селитренных ВВ как сенсibilизатор и как активная горючая добавка (т. к. имеет много лишних молекул углерода). Содержание тротила в смесевых ВВ изменяется от  $6$  до  $70\%$ . Если в тротил попадает песок, буровая мелочь и другие твердые примеси, то резко возрастает его чувствительность к механическим воздействиям. Этот факт необходимо учитывать при заряджении скважин. Тро-

тил имеет отрицательный кислородный баланс ( $-74\%$ ), из-за чего при его взрыве выделяется мало газообразных продуктов и большое количество твердых частиц (сажа). Тротил токсичен, особенно в тонко измельченном состоянии, вызывает раздражение кожи и болезнь глаз, а также тротиловую интоксикацию организма. Предельно допустимая концентрация пыли тротила в воздухе составляет  $1,0 \text{ мг/м}^3$ .

*Гранулотол* (гранулированный тротил) с размером гранул от 3 до 5 мм применяется как самостоятельное ВВ для взрывания обводненных скважин, так и в качестве компонента в составе граммонитов и водосодержащих ВВ. Он абсолютно водоустойчив, хорошо тонет в воде, имеет хорошую сыпучесть в сухом и мокром состоянии. При хранении не слеживается и не спекается, обладает высокой стабильностью взрывчатых свойств. Его заряды могут длительное время находиться в воде. Ему необходим мощный промежуточный детонатор. Гранулотол рекомендуется применять в водонаполненном состоянии, т. к. вода, заполняя промежутки между гранулами, увеличивает плотность заряжения до  $1,30\text{--}1,35 \text{ г/см}^3$ , за счет чего повышается скорость детонации и улучшается эффект взрыва.

*Гексоген* (циклотриметилентринитрамин)  $\text{C}_3\text{H}_6\text{N}_6\text{O}_6$  – продукт нитрации уротропина азотной кислотой, представляет собой белый кристаллический порошок с плотностью  $1,8 \text{ г/см}^3$ . Температура плавления  $203\text{ }^\circ\text{C}$ , не растворим в воде, ядовит, имеет высокую химическую стойкость. Ввиду высокой чувствительности ВВ к механическим воздействиям его применяют только во флегматизированном виде, что достигается покрытием его кристаллов  $5\%$  воска или парафина. Это одно из наиболее мощных ВВ, скорость детонации  $8,4 \text{ км/с}$ . Его используют для производства некоторых ДШ, шашек, в качестве вторичного инициирующего ВВ в ЭД и КД, а также в качестве сенсibilизатора при производстве скальных аммонитов.

### **3.4. Добавки к аммиачно-селитренным ВВ**

Кроме перечисленных основных взрывчатых компонентов, в состав аммиачно-селитренных ВВ входят невзрывчатые органические горючие добавки, богатые водородом и углеродом (нефтепродукты и угольный порошок). Твердые добавки входят в состав ВВ в

тонкоизмельченном виде (угольный порошок, древесная мука, мука хлопкового жмыха и др.).

В качестве металлической горючей добавки широко применяется алюминий, реже кремний, силикокальций, ферросилиций.

В состав водоустойчивых ВВ входят гидрофобные добавки: парафин, асфальтит, стеарат кальция и др.

Для загущения растворов АС в водосодержащих ВВ применяют натриевую соль карбоксиметилцеллюлозы (НКЦ), полиакриламид, реже гуаргам.

### **Рекомендуемая литература по разделу**

[1, 5, 7, 12, 13, 14, 17, 18]

### **Контрольные вопросы**

1. Какие ВВ относятся к индивидуальным?
2. Что представляют собой многокомпонентные ВВ?
3. Что входит в состав смесевых ВВ?
4. Как классифицируются ВВ по скорости детонации?
5. Какие классы промышленных ВВ по условиям применения предназначены для использования на дневной поверхности?
6. Основные компоненты простейших промышленных ВВ.
7. Для чего в состав ВВ вводят различные добавки?
8. Что входит в состав аммиачно-селитренных ВВ?
9. Что представляет собой аммиачная селитра?
10. Что представляет собой тротил?
11. Что представляет собой гексоген?
12. Что представляет собой натриевая  $\text{NaNO}_3$  селитра?
13. Что представляет собой калиевая  $\text{KNO}_3$  селитра?
14. Что представляет собой кальциевая  $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2$  селитра?
15. Как подразделяются и классифицируются ВВ по характеру воздействия на окружающую среду?
16. Как различаются промышленные ВВ по физическому состоянию?

## 4. Технология и безопасность изготовления взрывчатых веществ

### 4.1. Гранулированные взрывчатые вещества

Гранулированные ВВ могут поставляться на горные предприятия как в готовом виде с заводов по производству ВМ в мешках или мягких контейнерах (рис. 4.1), так и изготавливаться из компонентов на стационарных пунктах, а также на мобильных пунктах приготовления ВВ, выполненных на базе автомашин.

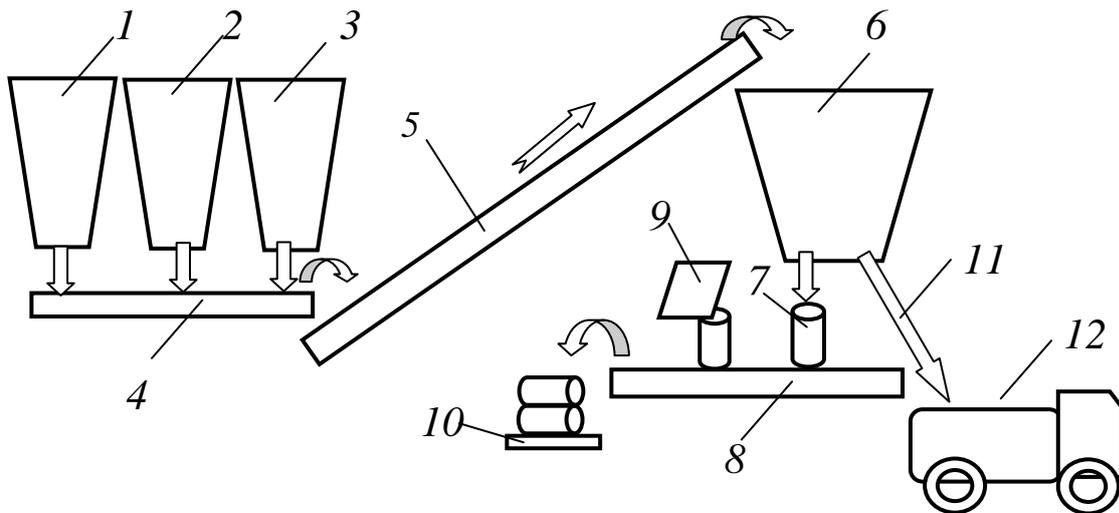


Рис. 4.1. Схема производства гранулированного ВВ:

- 1 – бункер для аммиачной селитры; 2 – бункер для твердой горючей добавки;  
3 – емкость для жидкой горючей добавки; 4 – шнековый транспортер;  
5 – шнековый смеситель; 6 – бункер-накопитель готового ВВ с дозатором;  
7 – мешок для ВВ; 8 – подающий конвейер; 9 – прошивочная машина;  
10 – поддон с мешками готового ВВ; 11 – загрузочный лоток;  
12 – зарядная машина

Если по данной схеме готовят граммониты и аммониты, тогда емкость 3 не используется.

**Граммониты** – аммиачно-селитренные ВВ I класса. Гранулированная смесь аммиачной селитры с тротилом. Выпускают граммонит 82/18, граммонит 79/21, граммонит 50/50, граммонит 30/70 (в числителе – процентное содержание в смеси аммиачной селитры, а в знаменателе – тротила).

При получении граммонитов (см. рис. 4.1) в емкость 1 засыпают аммиачную селитру, а в емкость 2 – тротил. При движении компонентов по транспортерам 4, 5 компоненты перемешиваются, в бункере 6 скапливается готовое ВВ, которое фасуют в мешки 7,

укладывают на поддоны 10 и отправляют потребителю либо загружают непосредственно в бункер зарядной машины 12.

*Граммонит 82/18* и *граммонит 79/21* применяют для взрывания сухих и ограниченно-обводненных (с непроточной водой) скважин в породах крепостью до 14 по шкале М. М. Протоdjяконова, а *граммонит 50/50* и *граммонит 30/70* – обводненных скважин. Для инициирования требуется промежуточный детонатор. Сильно электризуются. Нужно применять меры защиты от статического электричества. Недостатки *граммонитов*: сильное пыление при ручном зарядании.

*Аммонит 6ЖВ* представляет собой порошкообразное промышленное ВВ желтого цвета. Взрывчатое вещество 2 класса. При тщательном изготовлении и хорошей упаковке мало слеживается, содержит 79 % аммиачной селитры и 21 % тротила. Выпускается в патронированном виде и в бумажных крафт-целлюлозных мешках. Аммонит 6ЖВ не пригоден для механизированного зарядания. Предназначается для взрывания пород средней и выше средней крепости. Используется как для зарядания скважин и шпуров, так и в качестве промежуточных детонаторов для инициирования зарядов ВВ.

*Патронированный аммонит 6ЖВ* выпускается в виде патронов диаметром 60 и 90 мм в полиэтиленовой оболочке и диаметром 32 и 36 мм в бумажной оболочке с влагоизолирующей пропиткой. Инициирование аммонита 6ЖВ производится от детонирующего шнура, ЭД, КД или минидетонатора системы неэлектрического инициирования. Гарантийный срок хранения патронов аммонита составляет 12 месяцев.

При приготовлении *гранулитов* в емкость 1 засыпают аммиачную селитру, в емкость 2 – алюминиевую пудру, угольный порошок или другую твердую горючую добавку (см. рис. 4.1). В этом случае задействована емкость 3, в которую заливают соляровое или индустриальное масло. При движении компонентов по транспортерам 4, 5 в бункере 6 скапливается готовое ВВ, которое фасуют в мешки 7, укладывают на поддоны 10 и отправляют потребителю либо загружают в зарядные машины 12.

*Гранулит АС-8*, *гранулит АС-4* и *гранулит-М* предназначены для взрывных работ с ручным и механизированным заряданием

шпуров, скважин и камер в сухих забоях карьеров, рудников и шахт, не опасных по газу и пыли (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Массовая доля компонентов в гранулитах

Наименование компонента	Норма, %		
	Гранулит АС-8	Гранулит АС-4	Гранулит-М
1. Селитра аммиачная марки А, Б или ЖВГ	89,0±1,5	91,8±1,5	–
2. Селитра аммиачная пористая	–	–	94,5±1,0
3. Пудра алюминиевая	8,0±0,8	4,0±0,5	–
4. Масло соляровое	–	–	5,5±0,5
5. Масло промышленное	3,0±0,5	4,2±0,5	–

Необходимость повышения безопасности обращения с ВВ и снижения их стоимости требует увеличения доли применяемых на ОГР простейших ВВ, которые изготавливаются в непосредственной близости от их потребления на стационарных пунктах.

Для ПВВ характерны сравнительно низкая чувствительность к механическим воздействиям и восприятию импульса от КД и ДШ. Давление детонации у ПВВ в идеальном режиме примерно в 1,6 раза ниже, чем у аммонитов, а импульс взрыва более растянут. Вместе с тем они «мягче», чем аммониты, нагружают породы при взрыве, поскольку имеют большую ширину зоны химической реакции. При пневмозарядании плотность заряда ПВВ в скважине может превышать 1000 кг/м<sup>3</sup>.

*Гранулит-игданит* – смесь гранулированной аммиачной селитры (94 %) и дизельного топлива (не более 6 %). Заряды игданита инициируют промежуточным детонатором. Достоинства игданита состоят в дешевизне, простоте изготовления и безопасности. К недостаткам игданита относят невысокие энергетические параметры, и поэтому его применяют только в сухих породах и преимущественно не выше средней крепости.

*Гранулит УП* – взрывчатое вещество I класса, представляет собой механическую смесь из 93 % гранулированной аммиачной селитры, 3,5 % угольного порошка и 3,5 % дизельного топлива. Предназначен гранулит УП для взрывания пород средней крепости

с коэффициентом до 14 по шкале проф. М. М. Протодьяконова. Для инициирования заряда необходима тротиловая шашка весом 750 г или патроны аммонита 6ЖВ массой не менее 500 г. Для заряжания скважин вручную гранулит УП упаковывается в мешки по 40 кг. При механизированной зарядке скважин зарядными машинами гранулит УП изготавливают на стационарных пунктах. Время нахождения зарядов в скважине не более 15 суток.

*Гранулит ПС* – гранулированное промышленное ВВ II класса, представляет собой механическую смесь из 94 % аммиачной селитры, часть которой (от 30 %) заменена пористой аммиачной селитрой, и 6 % горючей добавки (дизельного топлива или минерального масла). Заряжание шпуров и скважин гранулитом ПС может осуществляться как ручным, так и механизированным способом. Изготовление гранулита ПС осуществляется на стационарных пунктах или на местах применения в смесительно-зарядных машинах. Гранулит ПС предназначен для производства взрывных работ на земной поверхности при отбойке сухих пород с коэффициентом крепости до 18 по шкале М. М. Протодьяконова методом шпуровых и скважинных зарядов.

*Гранулит РД* представляет собой механическую смесь гранулированной и порошкообразной селитры с нефтепродуктом. Это промышленное взрывчатое вещество I класса, изготавливаемое на местах применения, предназначенное для ведения взрывных работ в горнодобывающей промышленности при механизированном заряжании сухих и осушенных скважин диаметром от 105 мм на земной поверхности.

*Граммониты ТК, ТКЗ* представляют собой механическую смесь гранулированной аммиачной селитры (91–81 %) с добавкой тротила (5–15 %), угольного порошка (0,7–2,0 %), индустриального масла (3,3–1,5 %). В зависимости от процентного содержания тротила различают: граммонит ТК (ТК-5, ТК-10 и ТК-15) и с загущающей добавкой типа густамил (0,7–2 %) граммонит ТКЗ (ТКЗ-5, ТКЗ-10 и ТКЗ-15). Граммониты ТК, ТКЗ предназначены для ручного и механизированного заряжания сухих и осушенных скважин, взрывания пород средней крепости и крепких с коэффициентом более 10 по классификации проф. М. М. Протодьяконова.

При изготовлении гранулитов и их механизированном заряжании необходимо применять меры защиты от статического электри-

чества. Гранулиты являются взрыво- и пожароопасными веществами. Загоревшиеся гранулиты следует тушить водой. Они токсичны, поэтому при работе с ними необходимо применять средства индивидуальной защиты. Гарантийный срок хранения гранулитов 12 месяцев со дня изготовления.

**Стационарные пункты** предназначены для приготовления гранулированных ВВ и конструктивно выполнены на основе заводских технологических схем, но отличаются производительностью и способами смешивания компонентов. Компоненты на стационарные пункты поставляют отдельно. Стационарные пункты приготовления гранулированных ВВ конструктивно можно подразделить по способу смешивания компонентов на шнековые, гравитационные и барабанные.

Схема стационарного пункта приготовления простейших гранулированных ВВ, в которых смешивание компонентов осуществляется шнеками, аналогична схеме, представленной на рис. 4.1. На стационарных пунктах приготовления простейших гранулированных ВВ методом гравитации вместо шнекового смесителя 5 установлен транспортер, который подает компоненты в вертикальные колонны увеличенной длины, где смешивание компонентов осуществляется при падении потока частиц в накопительный бункер 6.

Барабанные смесители для приготовления простейших гранулированных ВВ работают по принципу бетономешалки (рис. 4.2).

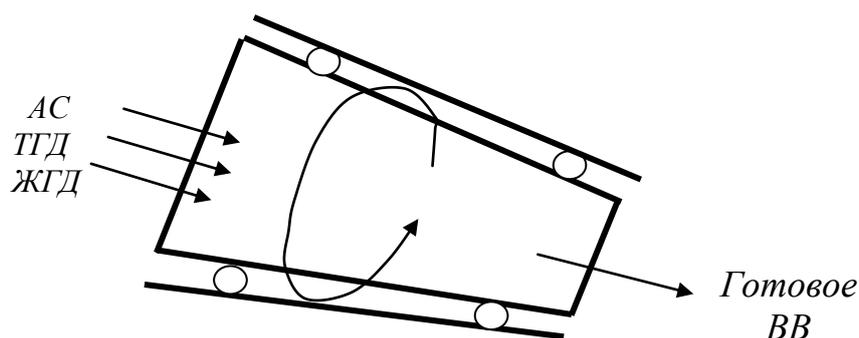


Рис. 4.2. Схема барабанного смесителя

Барабанный смеситель устанавливают вместо шнекового смесителя 5 и бункера 6. В загрузочный люк смесительного барабана по транспортеру 4 засыпают компоненты в заданном соотношении, в т. ч. АС – аммиачную селитру; ЖГД – жидкую горючую добавку

и ТГД – твердую горючую добавку. На выход из барабана поступает готовое ВВ, которое загружают в зарядную машину 12.

Технология изготовления углесодержащих гранулитов УП и гранулитов Д-5 на стационарных пунктах угледобывающих предприятий Кузбасса применяется с 1996 года. В этот период простроено пять стационарных пунктов приготовления простейших гранулированных ВВ с объемом производства до 80 тыс. т в год, которые обеспечивали в полном объеме потребность 16 угольных разрезов Кузбасса простейшими взрывчатыми веществами для ведения взрывных работ. Это позволило полностью отказаться от применения дорогостоящих тротилсодержащих граммонитов 82/18 и 79/21 при производстве массовых взрывов на угольных разрезах по сухим и осушенным породам. Производство гранулитов УП и Д-5 организовано и в других угледобывающих регионах России: в Республике Саха (Якутия, г. Нерюнгри), в Республике Хакасия (г. Черногорск), в Приморском крае (пос. Липовцы) и в Хабаровском крае (ФГУП ДВПО «Восход» в пос. Эльбан).

**Передвижные пункты** приготовления ПВВ представлены смесительно-зарядными машинами, которые непосредственно на стационарном пункте загружаются компонентами. Технологический процесс производства гранулитов в смесительно-зарядных машинах заключается в приемке, подготовке и загрузке сырья в машину, транспортировке к месту заряжания, дозировании и смешивании компонентов в заданных пропорциях. Эти операции происходят в процессе заряжания скважины. Подача компонентов из бункеров машины в дозатор осуществляется шнеками или пневмомембранами.

Для механизированного заряжания гранулированных ВВ используются машины МЗ-ЗБ-12, МЗ-ЗБ-16, МЗП-8, МЗ-4А производства Карпинского машиностроительного завода, МЗ-ЗБ-15Э производства ОАО «НИПИГормаш» и ряд других.

Новинка модельного ряда МЗ-ЗБ изготовлена на новой базе КрАЗ-С18.1 с манипулятором от Palfinger (рис. 4.3, табл. 4.2).

МЗ-ЗБ предназначена для транспортирования взрывчатых веществ или их компонентов и заряжания скважин на открытых горных работах всеми видами гранулированных ВВ заводского производства, разрешенных для механизированного заряжания скважин, а также приготовленными в процессе заряжания игданитом или

гранулитом Э. Машина МЗ-3Б-15Э разработана специально для зарядания скважин гранулитом Э. Для этого на машине предусмотрены две системы с индивидуальным приводом и управлением каждой – это система подачи дизельного топлива для приготовления игданита и система подачи эмульсии. Для лучшего заполнения насоса подачи эмульсии машина оборудована системой наддува, которая работает от пневмосистемы автомобиля и обеспечивает избыточное давление в баках до 0,05 МПа.



Рис. 4.3. Зарядная машина МЗ-3Б

Таблица 4.2

Техническая характеристика МЗ-3Б

Диаметр заряжаемых скважин, мм	130 и более
Грузоподъемность, т	12
Техническая производительность, кг/мин	до 600
- при зарядании гранулитом Э, кг/мин	до 300
Габаритные размеры, мм	
- длина	8500
- ширина	2500
- высота	4000
Вместимость баков для эмульсии или дизтоплива, л	2×600
Содержание эмульсии в общей массе ВВ, %	15±4

Приготовление гранулита Э в процессе зарядания значительно расширяет область применения машины и снижает стоимость взрывных работ.

Гранулит Э представляет собой механическую смесь аммиачной селитры (АС) с водомасляной эмульсией (ВМЭ) в соотношениях: 15 % ВМЭ и 85 % АС; 30 % ВМЭ и 70 % АС; 36 % ВМЭ и 64 % АС; 50 % ВМЭ и 50 % АС.

На стационарных и передвижных пунктах готовят гранулированные ВВ. Основные характеристики гранулированных и порошкообразных ВВ представлены в табл. 4.3.

Таблица 4.3

Характеристики гранулированных и порошкообразных ВВ

Наименование ВВ	Кислородный баланс, %	Теплота взрыва, кДж/кг	Объем газов взрыва, л/кг	Плотность ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с
Аммонит 6ЖВ	-0,53	4316	895	1000	10–13	3,6–4,8
Гранулит УП	-2,0	3500	960	956	100	3,6–4,2
Гранулит ПС	0–2,0	3770	980	700–900	90	4,0–4,5
Гранулит РД	+0,13	3850	980	956	90	3,6–3,8
Гранулит-игданит	0–1,8	3750	985	850	120–160	2,2–2,7
Граммонит 79/21	+0,02	4285	900	850	40–60	3,2–3,6
Граммонит ТК-5	+1,2	3810	920	1000	60	2,7–3,0
Граммонит ТК-10	-3,7	4009	937	1000	60	2,9–3,2
Граммонит ТК-15	-5,3	4051	925	1000	60	3,0–3,2
Граммонит ТКЗ-5	+0,4	3810	920	1000	60	2,7–3,0
Граммонит ТКЗ-10	-2,1	4009	936	1000	60	2,9–3,2
Граммонит ТКЗ-15	-7,5	4051	925	1000	60	3,0–3,2

Смесительно-зарядные машины для приготовления гранулированных ВВ и заряжания их в скважины изготавливаются в заводских условиях и должны отвечать требованиям, предъявляемым к машинам и механизмам, применяемым на ВР. При шнековой подаче ВВ технологический процесс должен быть отлажен так, чтобы ВВ не напрессовывалось на трущихся частях. При пневмоподаче ВВ необходимо предотвращать процесс образования пыли от компонентов ВВ. Машины и трубопроводы должны иметь надежное за-

земление. Загрузка ВВ в смесительно-зарядную машину должна производиться только после подсоединения к ней заземляющего проводника сечением не менее  $6 \text{ мм}^2$ , и сопротивлением не более  $100 \text{ Ом}$ .

#### 4.2. Водосодержащие взрывчатые вещества

**Водосодержащие ВВ (ВВВ)** эффективнее ПВВ в связи с более высокими плотностью и объемной концентрацией энергии в зарядных полостях, а также возможностью использования в обводненных породах. Однако изготовление их более трудоемко, чем ПВВ, что связано с большим числом составляющих компонентов и необходимостью соблюдения более сложных регламентов технологических процессов изготовления. Все водосодержащие ВВ многокомпонентные, основными из которых являются окислитель и горючее. Количество окислителя составляет  $40\text{--}70 \%$ , а горючего  $10\text{--}30 \%$ . Кроме этих компонентов в составе ВВВ должна быть вода для растворения окислителя и обеспечения текучести заряда, а также сенсибилизатор и небольшое количество загустителей со структурирующими добавками для превращения жидкого раствора селитры в вязкую, но подвижную массу, не вытекающую по трещинам из скважины в массив. Водный раствор с помощью загустителя превращается в гелеобразное состояние и становится водостойчивым. Заполнение скважин происходит с использованием зарядных машин. Водосодержащие ВВ имеют различную консистенцию.

**Суспензионные ВВ** типа «твердое в жидком». К суспензионным ВВВ с относятся: ифзаниты марок Т-20, Т-60, Т-80 (табл. 4.4) и горячельющиеся ВВ марок ГЛТ-20, ГЛА-20 (табл. 4.5), имеющие общее название акватолы, а также карбатолы марок ГЛ-10В, ГЛ-15Т (табл. 4.4). В зарубежных странах аналогичные гелеобразные водостойчивые водосодержащие ВВ выпускаются под общим названием – сларри.

**Ифзанит** – малоподвижная суспензия. Ифзаниты имеют наименование: Т-20, Т-60, Т-80 (цифры 20, 40, 80 обозначают температуру готового ифзанита). Эти ВВ изготавливаются у заряжаемой скважины путем подачи раствора АС в объеме, обеспечивающем заполнение межгранульного пространства сухой смеси гранулированного тротила и АС, загущенной КМЦ со структурирующими сшивками. Смесь гранулолола и АС подается в соотношении  $1 : 2$ ,

а раствор и твердая смесь подаются в скважину в соотношении 1 : 1,5 (40 кг раствора на 60 кг твердой смеси).

Таблица 4.4

## Ифзаниты

Компоненты и показатели	Значения показателей для марки		
	Т-20	Т-60	Т-80
Аммиачная селитра гранулированная, %	40	40	40
Тротил, %	20	20	20
Раствор АС, %	40	40	40
Температура раствора, °С	20	60	80
Кислородный баланс, %	-1,6	-0,4	0,0
Скорость детонации, км/с	4,5–5,0	4,5–5,0	4,5–5,0
Теплота взрыва, кДж/кг	3300	3800	3900

Технология изготовления водосодержащих акватолов состоит в том, что на стационарном пункте готовится горячий насыщенный водный раствор ( $t = 80\text{--}100\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) аммиачной селитры с добавкой 15 % и загустителя, который транспортируется к взрываемому блоку в цистерне транспортно-смесительно-зарядной машины МЗВ-10 («Акватол-IV»). На машине имеется смеситель-дозатор, в который по шлангу подаются гранулотол и раствор АС. Готовая суспензия насосом по шлангу подается в скважину (рис. 4.4). Через 20–30 минут смесь густеет. Ифзаниты предназначены для взрывания сухих и обводненных крепких и очень крепких пород. Разработана технология зарядки ифзанитами обводненных скважин под столб воды.

**Горячелюющиеся водосодержащие ВВ.** Эти ВВ готовят на заряжаемом блоке в машинах типа «Акватол». Машина обеспечивает приготовление ВВ непосредственно в бункере-смесителе, а также приготовление горячего раствора концентрированной АС «острым паром», что исключает сооружение на месте работ стационарного пункта. Вначале вся селитра переводится в горячий ( $90\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) высококонцентрированный раствор с плотностью  $1,4\text{ г/см}^3$ .

В другой зарядной машине подвозится гранулотол, который пневмодозатором подают в смесительную установку «Акватол», и готовую горячую смесь заливают в скважину в виде хорошо льющейся жидкой суспензии. При снижении температуры в скважине

до 25 °С происходит полная кристаллизация АС и смесь твердеет. Для повышения энергетических характеристик горячельющихся ВВ в них вместо гранулолола используют алюмотол.

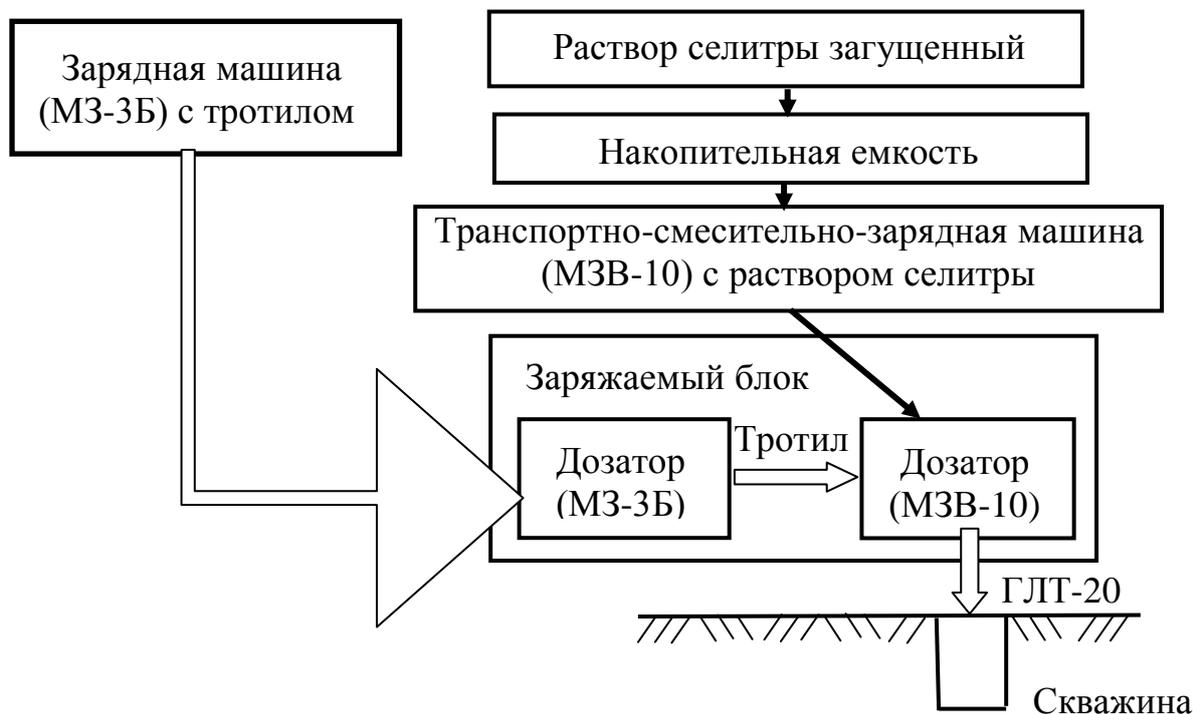


Рис. 4.4. Схема приготовления акватола

Водосодержащие акватолаы (табл. 4.5) применяются для взрывания только на открытых горных работах, так как они выделяют большое количество ядовитых газов из-за отрицательного кислородного баланса. Процентное соотношение аммиачной селитры и тротила в ГЛТ и ифзанитах одинаковое.

Таблица 4.5

Горячельющиеся водосодержащие ВВ

Компоненты и показатели	Значения показателей для марки		
	ГЛТ-20	ГЛТ-20М	ГЛТ-20ГК
Аммиачная селитра гранулированная, %	69,3±3,0	65,3±3,0	71,0±3,0
Тротил, %	20,0±3,0	20,0±3,0	20,0±3,0
Карбамид, %	–	4,0±1,0	–
Кремневый гель, %	–	–	9,0±1,0
КМЦ или полиакриламид, %	3,0±1,0	4,0±1,0	–
Скорость детонации, км/с	4,9–5,0	4,9–5,0	4,9–5,1
Теплота взрыва, кДж/кг	3678	3670	4058

Текучесть и водоустойчивость аквазола зависит от количества и качества загустителя, поэтому целесообразно воду заменить другими веществами. Наиболее эффективным для этого является карбамид ВВ, которые изготавливают по этому принципу, называются карбатолами.

*Карбатол* – горячельющийся суспензионный состав, текущий при температуре выше 50 °С, который затвердевает после охлаждения в скважине (табл. 4.6).

Таблица 4.6

## Карбатолы

Компоненты и показатели	Значения показателей для марки	
	ГЛ-ЮВ	15Т
Аммиачная селитра гранулированная, %	57,0±3,0	67,0±3,0
Тротил, %	10,0±2,0	15,0±2,0
Карбамид, %	13,0±2,0	13,0±2,0
Порошок алюминиевый, %	15,0±2,0	–
КМЦ, %	0,8±1,5	0,8±1,5
Вода, %	4,0±1,0	4,0±1,0
Скорость детонации, км/с	4,5–5,0	4,5–4,8
Теплота взрыва, кДж/кг	5684	3427

Карбатолы готовят из расплавленной, практически безводной легко плавящейся смеси компонентов  $\text{NH}_4\text{NO}_3$  и карбамида  $\text{CO}(\text{NH}_2)_2$ , предназначенного в качестве горючей добавки, с добавлением 10–15 % тротила. Загуститель вводится в состав ВВ для повышения его водоустойчивости. Технология производства карбатолола аналогична производству ВВ типа ГЛА и выполняется на тех же смесительно-зарядных машинах. Плотность расплава практически одинакова с плотностью гранулозола, благодаря чему гранулозол не тонет в заряде. Затвердевший карбатол может находиться в скважинах с проточной водой без потери детонационной способности до 20 суток. Карбатолы на 20–25 % эффективнее гранулозола и алюмотола при взрывании крепких обводненных пород.

В Кузбассе суспензионные ВВ не нашли применения ввиду того, что их характеристики и рекомендации по применению не соответствуют горнотехническим условиям угольных разрезов, а технология их изготовления довольно сложная.

**Эмульсионные ВВ (ЭВВ)** типа «вода в масле». ЭВВ состоят из водного раствора неорганического окислителя и жидкого горючего с эмульгатором в соотношении приблизительно 10 : 1. Эмульгаторы являются одним из важнейших компонентов эмульсионных ВВ. Эмульсионные ВВ приготавливаются на стационарных пунктах. В процессе смешивания компонентов в диспергаторе образуется эмульсия в виде мельчайших капелек (несколько микрон) раствора селитр, окруженных пленкой мазута. Готовая эмульсия по внешнему виду напоминает сметанообразную или солидолоподобную массу от светлого до темно-коричневого цвета. Эмульсия считается невзрывчатой. Такой эмульсией снаряжаются зарядные машины типа «Порэммит-IV», МЗП-8, МЗП-20. Активизация эмульсии, т. е. превращение в ВВ, происходит в смесителе машины в процессе ее подачи в зарядный шланг, опущенный в скважину. Вначале в смеситель подается газогенерирующая добавка (ГГД), состоящая из раствора нитрита натрия в масле, которая при контакте с раствором селитр образует газовые пузырьки, играющие роль «горячих» точек при детонации заряда. Газогенерация заканчивается через 40–50 минут после подачи ГГД в эмульсию, т. е. в скважине. Для повышения энергии взрыва в состав ЭВВ добавляют твердое горючее: серу, алюминиевый порошок. Энергия взрыва эмульгированной смеси АС+ДТ на 42 % выше, чем у обычной смеси. Стоимость эмульсионных ВВ выше, чем гранулированных ВВ на 15–20 %. Технология приготовления ЭВВ в зависимости от рецептуры может отличаться от общей блок-схемы, представленной на рис. 4.5.

Эти отличия учитываются при выборе смесительно-зарядных машин, предназначенных для соответствующих типов ЭВВ. Для приготовления и заряжания порэмита в скважины применяются отечественные транспортно-смесительно-зарядные машины МЗВ-8, МЗВ-10 конструкции НИПИГормаш, СЗМ-10, СЗМ-10Г конструкции КНИИМ и ряд других.

*Порэммит* – эмульсионное ВВ, состоящее из горячего раствора аммиачной и натриевой селитр, мазута и эмульгатора с температурой 80 °С. Приготавливается на стационарных пунктах. Плотность порэмита после затвердевания 1,25–1,3 г/см<sup>3</sup>, скорость детонации составляет 3,5–4 км/с. По существу порэммит является жидким эмульсионным игданитом. Применяется в породах любой обводненности с прочностью  $\sigma_{сж}$  до 120 МПа. За рубежом выпускают сходные с порэммитом по составу ЭВВ (табл. 4.7).

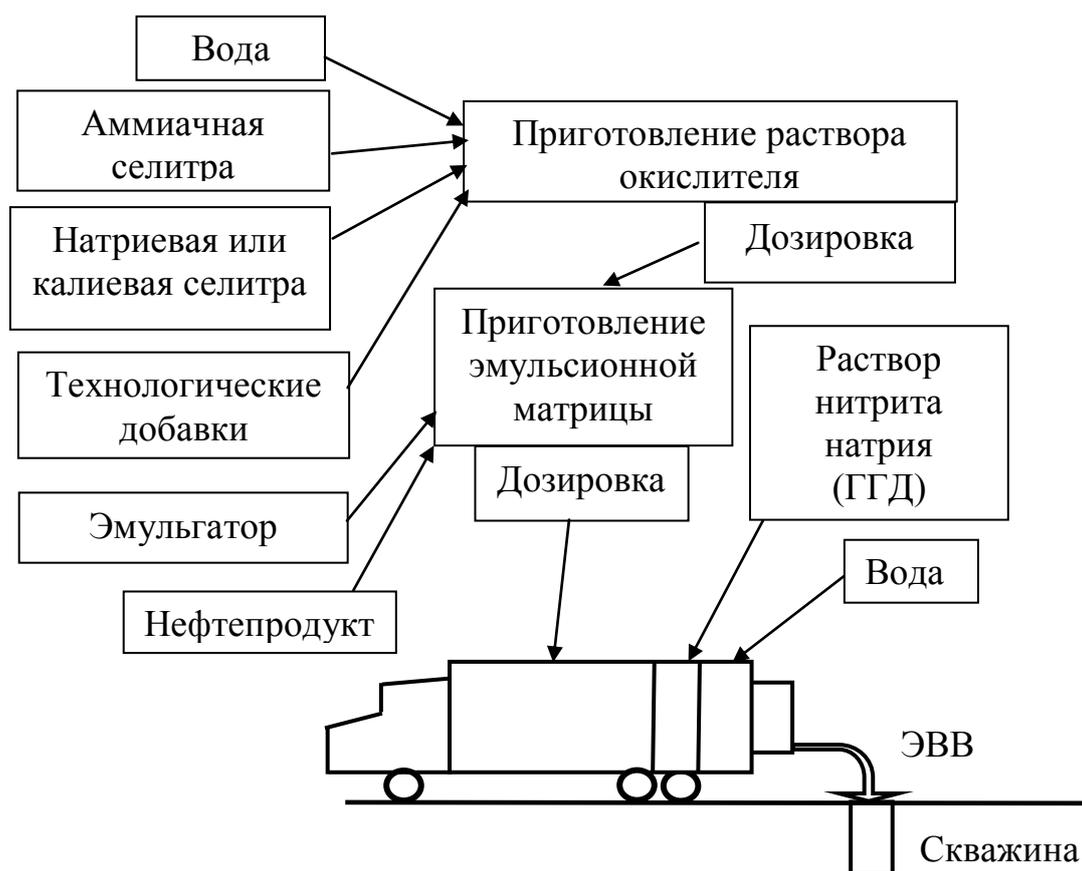


Рис. 4.5. Блок-схема приготовления эмульсионных ВВ

Таблица 4.7

Эмульсионные ВВ

Компоненты	Марка ЭВВ			
	Порэмиты (Россия)	Эмульсии (Испания)	Эмулиты (Швеция)	Ирэгель (США)
Аммиачная селитра,	59–62	28–59	62	62–77
Натриевая селитра, %	16	9,6–11,5	16	12–5
Калиевая селитра, %	(15–16)	4,9–3,9	–	–
Вода, %	15	8,9–11,9	15	16–9
Масло, %	5	6,2	5,8	6–7
Эмульгатор, %	2	1,3–2,3	1,1	1,0
Порошок алюминиевый, %	0–4	до 4,9	до 4,5	–
Сенсибилизатор, %	0,5–1,5	2–3	2,5	3–1
Плотность заряда, г/см <sup>3</sup>	1,2–1,3	1,0–1,3	1,2–1,3	1,8–1,2

*Сибирит-1000* и *сибирит-1200* – эмульсионные ВВ I класса, по технологии изготовления и своему составу близкие к порэмитам (табл. 4.8).

Таблица 4.8

## Сибириты

Наименование компонентов	Норма, %	
	1000	1200
1. Эмульсия сибирита, %, в т. ч.:	100	100
- селитра аммиачная	62,5	78,5
- селитра натриевая или кальциевая	16	–
- вода	15,5	15,5
- масло промышленное	5,5	5,5
- эмульгатор	0,5	0,5
2. Нитрит натрия (сверх 100 %)	0,04–0,10	0,04–0,10

В Кузбассе эмульсионная матрица сибирита 1000 и 1200 производится на стационарных пунктах ОАО «Нитро-Сибирь», размещенных в г. Белово (разрез Бачатский) и в г. Междуреченске.

Изготавливается сибирит-1000 и сибирит-1200 в смесительно-зарядных машинах «Дино Нобель», СМЗ-8, МЗВ-20, МСЗ-16, МСЗ-20 (рис. 4.6) и др. в процессе зарядания скважин путем смешивания эмульсионной матрицы с газогенерирующей добавкой. Используется ЭВВ для взрывания пород любой степени обводненности. Гарантийный срок нахождения заряда в скважине до 10 суток.

*Сибирит-2500РЗ* предназначен для производства взрывных работ при механизированном зарядании сухих скважин диаметром не менее 150 мм. Заряд сибирита-2500 РЗ представляет собой систему «цилиндр в цилиндре» в соотношении 25/75 сибирита-1200 и гранулита УП (или гранулита НП). Сердцевина столба заряда формируется из сибирита-1200, поступающего по шлангу из одного бункера смесительно-зарядной машины (СЗМ), а из другого бункера СЗМ шнеком подается гранулит УП, который заполняет пространство между сибиритом-1200 и стенкой скважины, формируя коаксиальную конструкцию заряда.

*Эмульсолит марки А-20* – это эмульсионное промышленное ВВ I класса, изготавливаемое на основе водоустойчивой эмульсии или на основе ее смеси с гранулированной аммиачной селитрой, сенсibilизированное газогенерирующей добавкой (ГТД).



Рис. 4.6. Смесительно-зарядные машины: а – МСЗ-16; б – МСЗ-20

Компоненты эмульсолита А-20 транспортируются на подготавливаемый к взрыву блок смешительно-зарядными машинами. Гарантийное время пребывания компонентов в СЗМ составляет одни сутки. Гарантийное время пребывания эмульсолита А-20 в заряжаемых скважинах, в том числе в проточной воде, до 10 суток.

Для заряжания эмульсионных взрывчатых веществ применяются смешительно-зарядные машины, технические характеристики которых представлены в табл. 4.9.

Таблица 4.9

Технические характеристики некоторых смешительно-зарядных машин для эмульсионных ВВ

Показатели	Марка машины			
	МСЗ-15	МСЗ-15СМ	МСЗ-16	МСЗ-20
Грузоподъемность, т	15	15	16	20
Производительность, кг/ч	450	250	270	270
Наименование изготавливаемого взрывчатого вещества	сибирит-2500РЗ	сибирит-СМ-5000	сибирит-1000, сибирит-1200	сибирит-1000, сибирит-1200
Параметры скважин:				
глубина, м	< 40	< 40	< 60	< 60
диаметр, мм	> 150	> 100	> 70	> 100

*Сибирит-1200П* промышленное эмульсионное ВВ I класса в патронированном виде, которое изготавливается в условиях стационарного производства и предназначено для применения на от-

крытых горных работах во всех горно-геологических условиях в качестве скважинных зарядов при любой степени обводненности скважин. Диаметр патронов составляет от 90 до 120 мм. Оболочка патронов полимерная. Гарантийный срок нахождения заряда в скважине составляет до 10 суток. Для инициирования заряда из сибирита-1200П от ДШ необходимо использовать промежуточные детонаторы из шашек: Т-400Г, ТПП-600, ТГФ-850, ППП АБЖВ. Если используется СИНВ-С, Искра-С или Эдилин (ДБИ-1), то микрокапсюль УВТ вводят непосредственно в патрон сибирита-1200П.

*Сибирит ПСМ-7500* предназначен для применения на открытых горных работах во всех горно-геологических условиях и климатических регионах России в качестве скважинных зарядов при любой степени обводненности скважин, включая применение в породах и рудах, содержащих сульфиды. Если содержание пирита в них не превышает 30 %, а показатель кислотности (рН) скважинной воды не ниже 4,0, необходимо применять сибирит ПСМ-7500 марки Г и марки М. Если содержание пирита выше 30 %, а показатель кислотности (рН) скважинной воды ниже 4,0 необходимо применять модифицированные составы сибирита ПСМ-7500 марок Г(с) или М(с). Сибирит ПСМ-7500 выпускается в виде патронов диаметром 90 мм, массой заряда 3,7–4,8 кг, а также диаметром патронов 120 мм, массой заряда 7,0–8,3 кг в оболочке из полиамидной пятислойной плёнки повышенной прочности или из другого полимерного материала. Минимальный диаметр заряжаемых скважин составляет 120 мм. Температурные условия применения (температура атмосферного воздуха) от (–50 °С) до (+40 °С). Время нахождения сибирита ПСМ-7500 марки Г и марки М в скважине допускается не более 7 суток. Время нахождения в скважине сибирита ПСМ-7500 модифицированных марок Г(с) и М(с) определяется инструкцией по применению, разрабатываемой для конкретных условий с учетом «Руководства по предупреждению самопроизвольных загораний и взрывов взрывчатых веществ на основе аммиачной селитры при производстве взрывных работ в медно-колчеданных рудах». Глубина заряжаемых скважин до 65 м.

*Эмульсолит II* – патронированное эмульсионное ВВ II класса, предназначенное для взрывных работ в качестве основного заряда при ручном зарядании сухих и обводненных скважин на земной поверхности по породам любой крепости, углю и сульфидным рудам.

Эмульсолит П выпускают в виде патронов диаметром 90 и 120 мм в полиэтиленовой оболочке. Вес патрона 4 кг для диаметра 90 мм и 6,5 кг для диаметра 120 мм.

*Эмигран П* – патронированное эмульсионное промышленное взрывчатое вещество I класса, предназначенное для ведения взрывных работ на земной поверхности скважинными зарядами по породам любой крепости, при ручном зарядании сухих, осушенных и обводненных скважин любой степени проточности диаметром не менее 100 мм. Эмигран П содержит 25 % аммиачной селитры в виде частиц (остальное – матричная эмульсия и дизельное топливо). Патроны изготавливают в полимерной оболочке номинальным диаметром 90, 120, 160 и 180 мм. Гарантийный срок хранения эмигран П составляет 12 месяцев с даты изготовления.

*ДЭМ* (детонатор эмульсионный) – патронированное эмульсионное ВВ специального класса. Изготавливается в виде патронов диаметром 55 мм. Масса патрона 1 кг. Предназначено для взрывания крепких и средней крепости пород любой обводненности при ручном зарядании на земной поверхности, а также в качестве промежуточных детонаторов. Инициирование производится от детонирующего шнура, электродетонатора или КД системы неэлектрического инициирования.

На Кедровском угольном разрезе ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» запущено в эксплуатацию производство ЭВВ *РПГМ-100* (разрушение пород горного массива). Производительность технологической линии стационарного пункта ЭВВ составит 48 тыс. т/год. Этот объем полностью обеспечит потребность Кедровского угольного разреза, которая составляет 29 тыс. т/год, и может обеспечить потребность в ЭВВ для проведения взрывных работ на угольных разрезах Моховский и Бачатский.

#### **4.3. Требования к обустройству стационарных пунктов приготовления ВВ**

Размещение стационарных пунктов (СП) производится на изолированных площадках либо определяются условия их расположения на территориях складов ВМ, но на безопасном расстоянии, рассчитанном по условию непередачи детонации, от хранилищ ВВ и средств инициирования.

На территории СП приготовления ВВ располагают здания и сооружения, предназначенные для переработки компонентов или изготовления ВВ, а также вспомогательные объекты, перечень которых приведен в ФНиП ПБВР. Территория СП по внешнему периметру должна охраняться. Если СП расположен на территории склада ВМ, то дополнительной охраны не требуется.

Энергоисточники, обслуживающие СП, необходимо располагать на безопасном расстоянии от СП, рассчитанном по ударной воздушной волне. Зарядную станцию для аккумуляторных погрузчиков, а также площадку для стоянки зарядных машин предусмотрено располагать за территорией СП на расстоянии не ближе 50 м. Производственные здания и хранилища должны отстоять от ограды внешнего периметра СП на расстоянии не менее 40 м.

Здания, в которых в процессе работ происходит выделение паров, пыли ВВ или их компонентов, должны быть обеспечены вентиляционными устройствами. Вентиляционное оборудование должно иметь взрывобезопасное исполнение. В зданиях со взрыво- и пожароопасными производствами вентиляция должна осуществляться по схеме, исключающей распространение пожара из одного помещения в другое. На видных местах зданий должны быть вывешены знаки, указывающие на места нахождения огнетушителей, кнопок включения системы пожаротушения и извещателей о пожаре.

Суммарная загрузка зданий, в которых изготавливаются ВВ, с учетом ВВ, находящихся непосредственно у зданий в транспортных средствах, не должна превышать 60 т. При этом вместимость накопительной емкости (бункера) должна быть кратной грузоподъемности смесительно-зарядной машины.

Аммиачную, кальциевую и натриевую селитры допускается хранить совместно в одном хранилище окислителей. Нитрит натрия должен храниться в отдельном от окислителей помещении. В этом же помещении можно готовить и его раствор.

Смесительно-зарядным машинам, другим видам транспорта, допущенного для перевозки ВМ и компонентов для производства эмульсии, разрешается непосредственный подъезд к загрузочным и разгрузочным устройствам СП. Подъезд железнодорожного транспорта с двигателями обычного исполнения к зданиям, в которых возможно выделение пыли ВВ, допускается не ближе 10 м.

Перед нерабочей сменой технологическое оборудование СП должно быть освобождено от ВВ и их компонентов, отключена электроэнергия, здания пункта закрыты на замки, опломбированы и сданы под охрану. В конце каждой смены отходы производства должны быть удалены из помещений на площадку временного хранения или уничтожения. Повторно их использовать запрещается.

На стационарных пунктах разрешается производить ВВ следующих составов:

- смеси холодного смешивания гранулированной АС с жидкими и твердыми нефтяными, порошкообразными и другими невзрывчатыми горючими добавками;
- смеси холодного смешивания гранулированной АС с гранулированным или чешуйчатым тротилом;
- смеси холодного смешивания гранулированной АС с гранулированным или чешуйчатым тротилом, жидкими и твердыми нефтяными, порошкообразными и другими невзрывчатыми горючими добавками;
- водосодержащие смеси-суспензии или эмульсии на основе раствора АС или раствора ее с добавками кальциевой или натриевой селитры или карбамида с порошкообразными и жидкими невзрывчатыми горючими.

### ***Рекомендуемая литература по разделу***

[1, 4, 5, 12, 14, 15, 17, 18]

### ***Контрольные вопросы***

1. Какие ВВ можно изготавливать на стационарном пункте?
2. Какие ВВ можно изготавливать на передвижном пункте?
3. Технология приготовления гранулированных ПВВ.
4. Технология приготовления суспензионных ВВ.
5. Технология приготовления эмульсионных ВВ.
6. Что входит в состав гранулитов?
7. Что входит в состав граммонитов?
8. Что такое суспензионные ВВ?

## **5. Системы иницирования зарядов ВВ**

*Система иницирования* (СИН) зарядов ВВ состоит из источника иницирующего импульса, проводника импульса и средства иницирования (СИ), преобразующего иницирующий импульс в детонационную волну. Различают неэлектрические и электрические системы иницирования.

Неэлектрические системы иницирования (НСИН) в качестве СИ включают: огнепроводный шнур (ОШ) с капсуль-детонатором (КД), детонирующий шнур (ДШ), низкоэнергетические устройства на основе ударно-волновых трубок (УВТ).

Электрические СИН состоят из электродетонаторов мгновенного, короткозамедленного или замедленного действия нормальной или пониженной чувствительности к току, взрывных приборов (источников тока) и соединяющих их проводов. Разновидностями электрических СИН являются электронные системы и системы с радиоуправлением «Друза» или «Гром». Возможно комбинированное использование элементов электрических и неэлектрических СИН.

### **5.1. Огневое и электроогневое иницирование зарядов**

Подготовка средств иницирования начинается с внешнего осмотра. В случае выявления внешних дефектов СИ отбраковывают.

*Огнепроводный шнур (ОШ)* предназначен для передачи луча огня от средства поджигания до капсуля-детонатора. ОШ представляет собой спрессованную из дымного пороха сердцевину диаметром до 2 мм, помещенную в защитную оплетку. В зависимости от материала внешней оболочки различают шнуры марок ОША, ОШП, ОШЭ. Шнур марки ОША имеет внешний слой из мастики асфальтита.

В шнурах ОШП и ОШЭ внешняя оболочка состоит из пластиковой массы.

Для огневого иницирования зарядов ВВ необходимо изготовить зажигательные и контрольные трубки. Зажигательная трубка (рис. 5.1) состоит из капсуль-детонатора, в дульце которого закрепляется отрезок ОШ. Для изготовления таких трубок применяют от-

резки ОШ не короче 1 м и не длиннее 10 м. Контрольная трубка отличается тем, что в ней используется КД с бумажной гильзой, а длина ОШ на 60 см короче, чем в зажигательной трубке.

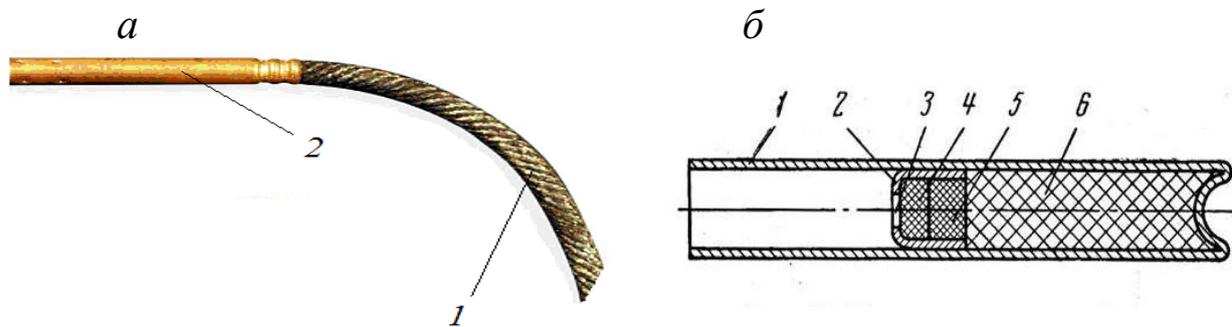


Рис. 5.1. Зажигательная трубка (а): 1 – огнепроводный шнур; 2 – капсуль-детонатор; (б): 1 – гильза капсуль-детонатора; 2 – чашечка; 3 – сетка; 4, 5 – первичное ВВ (тенерес, азид свинца); 6 – вторичное ВВ (тетрил)

Изготовление зажигательных трубок должно выполняться в специальном помещении, на столах, обитых брезентом на мягкой прокладке или резиной толщиной не менее 3 мм и имеющих бортики. Запрещается производить работу по изготовлению трубок в помещениях для выдачи ВМ, в жилых помещениях и на месте производства ВР. При изготовлении трубок на столе у каждого взрывника должно находиться не более 100 КД и соответствующее количество ОШ. Приготовленные зажигательные трубки должны сортироваться по длине и сворачиваться в бухту, а контрольные – связываться в пачки шпагатом.

Резать ОШ разрешается острым ножом. Допускается одновременно резка нескольких ниток ОШ, сложенных в пучок. При резке ОШ на столе не должны находиться КД, а при изготовлении зажигательных трубок – режущие инструменты.

Перед резанием бухты ОШ на отрезки для изготовления трубок с обоих концов ОШ должно быть отрезано по 50 мм. Участки ОШ, где замечены утолщения или уплотнения, нарушения целостности оболочки, смятия и другие наружные дефекты, должны вырезаться.

Один срез отрезка ОШ должен быть перпендикулярен своей оси для введения в КД, а другой (для удобства зажигания) – косым.

ОШ должен вводиться в КД до соприкосновения с чашечкой КД прямым движением без вращения.

Закрепление ОШ в КД с бумажными гильзами разрешается затягиванием дульца вокруг ОШ ниткой или шпагатом.

При металлических гильзах КД дульце обжимается специальным обжимом.

При ведении взрывных работ в обводненных условиях место соединения КД с ОШ изолируется специальной мастикой.

На этом подготовка зажигательных и контрольных трубок заканчивается.

При огневом инициировании зарядов промышленных ВВ используется *патрон-боевик*, который представляет собой патрон или шашку с установленным в них КД зажигательной трубки.

На ОГР для изготовления патрона-боевика в скважинных зарядах из промышленных ВВ применяют промежуточные детонаторы марок ГТП-500 (тротил-гексогеновые прессованные), Т-400Г (тротиловые прессованные гидроизолированные), Т-900Г (тротиловые прессованные), ТП-200 и ТП-400 (прессованные) и др. В качестве промежуточных детонаторов также применяют патронированные ВВ (аммонит бЖВ, эмульсолит П, сибирит П, ДЭМ и др.).

На открытых горных работах патроны-боевики изготавливают на месте производства ВР. При зарядании на карьерах шпуров и скважин порошкообразным аммонитом бЖВ патроны-боевики можно не изготавливать, а зажигательную трубку вводить непосредственно в заряд, полностью погружая в него КД зажигательной трубки. При производстве ВР в обводненных условиях места ввода зажигательных трубок в патроны-боевики покрывают гидроизоляцией. При изготовлении патронов-боевиков из прессованных или литых шашек КД вставляют в специальные гнезда (рис. 5.2).

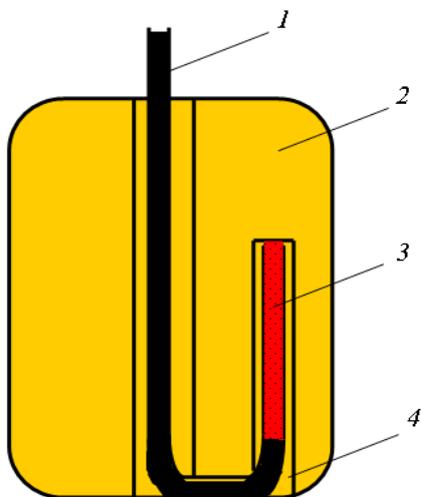


Рис. 5.2. Шашка ТГФ-850Э:  
1 – огнестойкий шнур; 2 – корпус шашки; 3 – капсуль-детонатор;  
4 – гнездо под капсуль-детонатор

При инициировании зарядов ВВ первой поджигают контрольную трубку, а затем зажигательную. Скорость горения ОШ составляет 0,01 м/с, поэтому сгорание контрольной трубки позволяет ус-

тановить минутную готовность взрыва. В этот момент взрывники должны быть в безопасном месте.

Спичкой разрешается зажигать ОШ только при взрывании одиночного заряда. При огневом инициировании нескольких зарядов разрешается поджигать ОШ тлеющим фитилем, отрезком ОШ с надрезами или специальными зажигательными патронами.

Зажигательный тлеющий фитиль состоит из пропитанной раствором калиевой селитры сердцевины пучка хлопчатобумажных и льняных нитей диаметром 6–8 мм, заключенной в хлопчатобумажную оболочку. Тлеет фитиль со скоростью 10 мм/мин. При зажигании *отрезком ОШ* в нем делают надрезы до сердцевины, из которых при горении вылетают искры, хорошо поджигающие ОШ. Число надрезов должно быть равно числу поджигаемых ОШ.

Зажигательные патроны применяются для группового одновременного зажигания нескольких зажигательных трубок. С помощью одного патрона типа ЗП-Б-2, ЗП-Б-3, ЗП-Б-4, ЗП-Б-5 можно зажечь соответственно до 12, 19, 27 и 37 концов ОШ. Патрон ЗП-Б представляет собой бумажный стаканчик, на дне которого находится пороховой воспламеняющийся состав (рис. 5.3).



Рис. 5.3. Патрон зажигательный ЗП-Б

Огневое инициирование запрещено в тех случаях, когда своевременный отход взрывников в укрытие затруднен. В этом случае применяют *электроогневое* инициирование, при котором воспламенение ОШ производят из безопасного места подачей тока в *электрозажигатель* ЭЗ-ОШ-Б или ЭЗ-ОШ-М, закрепленный на конце ОШ 1. ЭЗ-ОШ состоят соответственно из бумажной или биметалли-

ческой гильзы 2 с зажигательным составом и помещенным в него электровоспламенителем с проводами 3 (рис. 5.4).

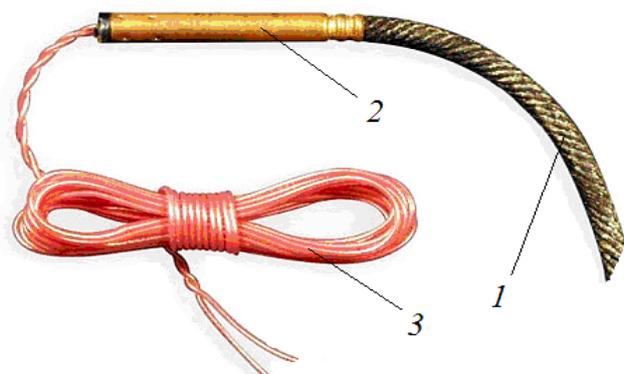


Рис. 5.4. Электрозажигатель ЭЗ-ОШ: 1 – ОШ; 2 – гильза с зажигательным составом; 3 – провода

Для срабатывания ЭЗ-ОШ применяются источники тока или взрывные машинки.

Таким образом, для выполнения огневого инициирования зарядов ВВ необходимо:

- изготовить зажигательные и контрольные трубки;
- изготовить патроны-боевики;
- доставить ВМ к месту взрыва;
- подать предупредительный сигнал;
- произвести зарядание и забойку шпуров или скважин;
- выставить посты охраны в соответствии с паспортом БВР;
- подать боевой сигнал, зажечь контрольную и зажигательную трубки, уйти в безопасное место, указанное в паспорте БВР;
- вести счет взрываемым зарядам;
- провести осмотр места взрыва;
- подать сигнал «Отбой».

Достоинства огневого инициирования: простота выполнения ВР и низкая их себестоимость.

Недостатки:

- повышенная опасность, т. к. взрывник в момент поджигания огнепроводных шнуров находится у зарядов ВВ;
- низкая точность интервалов между взрывами;
- невозможность контроля исправности систем инициирования.

## 5.2. Инициирования зарядов при помощи детонирующего шнура

Инициирование с помощью *детонирующего шнура* в течение нескольких десятилетий второй половины XX столетия было практически единственным способом короткозамедленного взрывания при скважинной отбойке горных пород.

ДШ состоит из сердцевины, изготовленной из ТЭНа с направляющими нитями или без них, покрытой оплетками из льняных и хлопчатобумажных ниток. Для того чтобы отличить ДША по внешнему виду, в белые нитки его наружной оплетки добавляют две красные. ДШ устойчиво детонирует от КД или ЭД при температуре от +55 до –35 °С.

Выпускается ДША в бухтах длиной 50 м. ДШВ отличается от ДША тем, что он покрывается полихлорвиниловой оболочкой.

Шнур марки ДШЭ (экструзивный способ получения полиэтиленовой оболочки) отличается от ранее названных шнуров оболочкой, сделанной из полиэтилена, армированного капроновыми нитями. Надежность ДШЭ по водостойкости и безопасности в несколько раз выше, чем ДША. Для инициирования скважинных зарядов ВВ с помощью детонирующего шнура марок ДША, ДШВ, ДШЭ необходимы: ОШ, КД, пиротехнические реле (РП) и средства зажигания ОШ. Некоторые марки ДШ имеют в маркировке цифры, которые означают массу навески ТЭНа в граммах в 1 м шнура (табл. 5.1).

Таблица 5.1

Характеристики некоторых детонирующих шнуров

Показатели	Марка детонирующего шнура				
	ДША	ДШВ	ДШЭ-12	ДШМ-Э	ДШН-8
Масса сердцевины, г/м	12–13	13–14	11–12,5	5,5–7,0	7,5–8,5
Скорость детонации, м/с	6500	6500	6200	6000	6200
Наружный диаметр, мм	4,6–5,8	5,5–6,1	4,5–5,5	3,7–4,7	4,0–5,0
Материал наружной оболочки	мастика	полихлорвинил	полиэтилен	полиэтилен	полихлорвинил
Цвет оболочки	коричневый	красный	оранжевый	желтый	желтый

**Пиротехнические реле** (рис. 5.5) применяются для создания требуемых замедлений между зарядами при их иницировании ДШ. Ростехнадзором разрешены к применению РП-Н, РП-Д, РПЭ-2 (Н, Д, Э-2 – индексы конструкции).

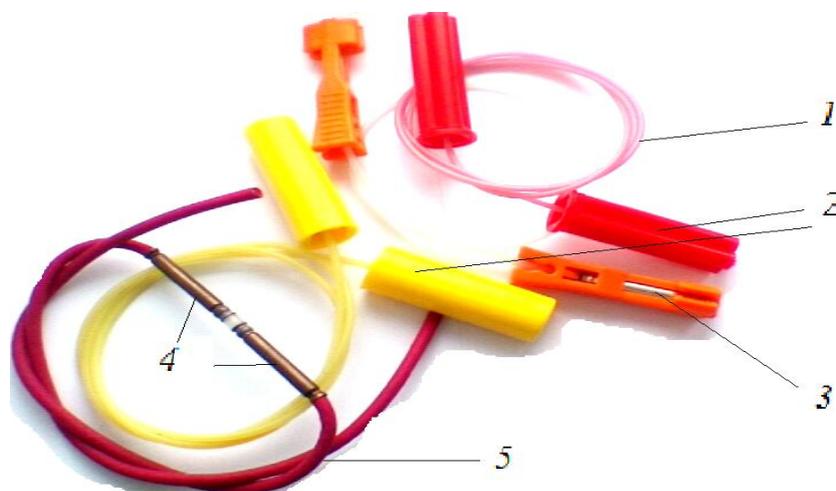


Рис. 5.5. Пиротехнические реле РП-Д, РПЭ-2, РП-Н: 1 – УВТ; 2 – монтажные блоки; 3 – минидетонатор; 4 – КД; 5 – ДШ

Реле пиротехническое РП-Д состоит из отрезка волновода 1, на котором закреплены капсулы-детонаторы 3 с замедляющим составом. Для соединения с детонирующим шнуром на капсуль-детонаторах предусмотрены монтажные элементы 2. Они выполнены в виде пластмассового корпуса с отверстиями. Два отверстия большого диаметра для присоединения детонирующего шнура нормальной мощности типа ДШВ и два отверстия малого диаметра для присоединения детонирующего шнура малой мощности типа ДШМ-Э. Реле пиротехнические РП-Д повышенной стойкости к механическим воздействиям предназначены для создания замедления во взрывных сетях из детонирующего шнура при ведении взрывных работ на земной поверхности, а также в шахтах не опасных по газу или пыли. В зависимости от времени замедления РП-Д отличаются цветом соединителя: РП-Д-20 – красновато-оранжевый, РП-Д-30 – желтый, РП-Д-45 – красный, РП-Д-60 – синий, РП-Д-80 – зеленый, РП-Д-100 – коричневый. Гильзы детонаторов РП-Д выполнены из алюминия или его сплавов. По аналогии с РП-Д выполнены РПЭ-2, отличающиеся тем, что имеют восемь серий замедления РП-Э-17 – зеленый, РП-Э-25 – желтый, РП-Э-42 – оранжевый, РП-Э-55 – красный, РП-Э-67 – синий, РП-Э-109 – коричневый, РП-Э-125 – фиолетовый, РП-Э-150 – черный, РП-Э-176 – голубой, РП-Э-200 – серый.

Пиротехническое реле РП-Н двухстороннего действия состоит из двух капсуль-детонаторов 4 с одинаковым замедлением (20, 35 или 50 мс), соединенных между собой пластмассовой втулкой. Идентификация серии замедления осуществляется по цвету гильзы КД: для 20 мс – красный, 35 мс – белый, 50 мс – черный. В гильзах КД с противоположных сторон закреплены отрезки детонирующего шнура 5 при помощи которых РП-Н ввязывают с сеть.

**Штатные СИ (шашки)** имеют форму цилиндра или параллелепипеда с осевым отверстием от 7,5 до 14,4 мм. Диаметр этого отверстия рассчитан на пропуск через него до 4 ниток ДШ. Число ниток, необходимое для инициирования шашки, указывается в ее характеристике. Изготовление боевика – **промежуточного детонатора (ПД)** заключается в пропуске в осевое отверстие одной или нескольких шашек заданного числа ниток ДШ и завязке их определенными узлами (рис. 5.6).

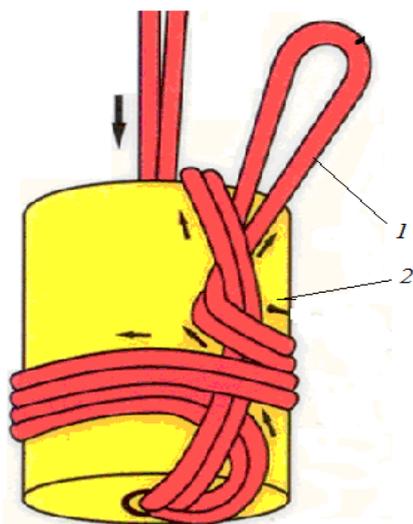


Рис. 5.6. Патрон-боевик:  
1 – ДШ; 2 – шашка

Число шашек ПД зависит от типа взрываемого ВВ, характеристики шашки и схемы взрывания. Так, для инициирования зарядов из граммонита, гранулита и алюмотола ПД состоит из двух шашек типа ТП-400, размещаемых на уровне подошвы уступа. При длине заряда более 12 м рекомендуется устанавливать второй боевик из одной шашки типа ТП-400 в верхней части заряда. Для водосодержащих суспензионных и эмульсионных ВВ рекомендуется устанавливать в нижнюю часть заряда ПД из трех шашек ТП-400, а в верхнюю часть заряда – из двух шашек.

При прокладке секционных и магистральных нитей ДШ их следует располагать на расстоянии более 1 м от устья скважин

с противоположной стороны от отрезков ДШ, выходящих из устьев скважин и подсоединенных к ПД. При монтаже поверхностной сети конец скважинного ДШ следует перекладывать на противоположную сторону от устья скважины и затем подсоединять к секционному ДШ. Отрезки ДШ соединяют между собой внакладку или внакрутку по длине не менее 100 мм. Шнуры скрепляют изоляционной лентой, тесьмой или шпагатом, плотно накладывая несколько слоев один на другой. Целесообразно также их связывать между собой морским узлом или петлей. Такие соединения считаются наиболее надежными. В настоящее время для монтажа сети из ДШ разработаны простые отечественные полиэтиленовые соединители ДШ.

При монтаже сети нельзя допускать витков и скруток ДШ. При пересечении ДШ они должны быть разделены грунтом или деревянной прокладкой толщиной не менее 100 мм. Угол между ответвлением ДШ и магистралью не должен быть более 90°. При установке пиротехнических реле в разрывы магистралей ДШ должны ввязываться отрезки шпагата в качестве несущих элементов, исключающих выдергивание концов ДШ из корпусов РП. При завершении монтажа взрывной сети необходимо присоединить зажигательную трубку к началу магистрального ДШ (рис. 5.7).

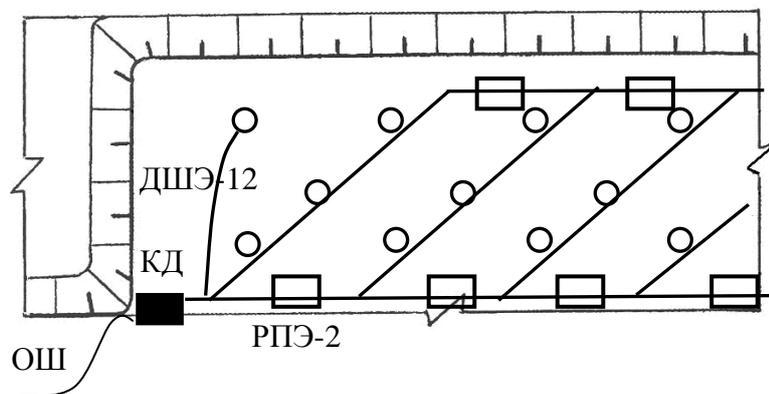


Рис. 5.7. Схема монтажа взрывной сети с ДШ

Таким образом, для инициирования зарядов ВВ с помощью ДШ необходимо выполнить операции в следующем порядке:

- измерить глубину скважины;
- отрезать от бухты ДШ необходимой длины отрезок ДШ для изготовления патрона-боевика (ПД);
- изготовить ПД;
- опустить ПД в скважину;

- зарядить скважину ВВ;
- замерить длину забойки;
- выполнить забойку скважин;
- разложить магистральные и секционные линии ДШ и соединить их между собой;
- установить реле пиротехнические (РП);
- собрать и погрузить тару из-под ВМ;
- выставить охрану опасной зоны;
- подать предупредительный сигнал;
- соединить концы ДШ, выходящих из скважин к секционным линиями ДШ;
- подготовить и установить зажигательную трубку;
- подать боевой сигнал, зажечь контрольную трубку и зажигательную трубку, уйти в безопасное место, указанное в паспорте БВР;
- провести осмотр места взрыва;
- подать сигнал «Отбой».

*Достоинство* взрывания с помощью ДШ: простота заряжания.

*Недостатки*: отсутствие приборного контроля исправности сети перед взрывом и высокая стоимость ДШ.

### **5.3. Неэлектрические системы инициирования**

Неэлектрические системы инициирования основаны на передаче ударной волны по трубчатому пластиковому высокопрочному волноводу с напылением на внутренней его поверхности тончайшего слоя ВВ (типа ТЭНа или октогена) с добавками тонкодисперсного алюминия (низкоэнергетические проводники импульсов).

Неэлектрические системы инициирования (НСИ) Нонель, Праймадет, Эксэл и др. широко применяются с конца 60-х годов прошлого столетия в США, Швеции, Китае и ряде других стран. В России по аналогии с названными НСИ были разработаны и широко применяются в настоящее время НСИ с передачей импульса по *ударно-волновой трубке (УВТ)*, например СИНВ, Искра, Эдилин, Коршун, Rionel и др. Эти НСИ имеют конструктивные отличия отдельных элементов, но принцип действия их одинаков.

НСИ с УТВ состоит из двух устройств, одно из которых используется для изготовления боевика при формировании скважинного или шпурового заряда, другое – для монтажа поверхностной

взрывной сети. УВТ изготавливается из многослойной пластмассы с наружным диаметром 3,5–4,0 мм, а внутренним – около 1 мм. На внутренней поверхности УТВ нанесено ВВ. Навеска ВВ на 1 м волновода составляет около 20 мг. Ударная волна проходит по УВТ со скоростью около 2000 м/с. Волновод запаян с одной стороны, а на другом конце УВТ вмонтирован капсуль-детонатор с замедлением, который не содержит иницирующих ВВ. Это обстоятельство обеспечивает его высокую устойчивость к механическим воздействиям, воздействию постоянного и переменного тока и статического электричества. Для скважинных устройств СИНВ-С применяют УВТ зеленого цвета, а для шпуровых устройств СИНВ-Ш – желтого.

Капслюль-детонатор УВТ, предназначенной для монтажа поверхностной сети, закреплен в монтажном блоке, имеющем отверстия для подсоединения до 8 шт. скважинных и поверхностных УВТ. Цвет УВТ для монтажа поверхностной сети – красный, а цвет монтажного блока соответствует времени замедления. СИНВ-П: неокрашенный монтажный блок – 0 мс, оранжевый – 20 мс, желтый – 25 мс, красный – 45 мс, белый – 60 мс, зеленый – 80 мс, коричневый – 100 мс, серый – 150 мс, синий – 200 мс.

Инициирование ударной волны в стартовом волноводе производится с помощью пускового устройства УПЭ-1,5/Х или ИВ-2АМ, ЭД, КД или петель ДШ с зажигательной трубкой. Когда ударная волна достигает капсуль-детонатора, он взрывается и, в свою очередь, иницирует напыление из высокобризантного ВВ в волноводах, идущих к промежуточному детонатору скважинного заряда и следующему монтажному блоку. По аналогии с СИНВ выполнены устройства Искра и Эдилин. Искра-П отличается от СИНВ-П формой и цветом монтажных блоков (рис. 5.8).

Монтажный блок детонатора Искра-П в зависимости от времени замедления имеет соответствующий цвет: 0 мс – белый, 17 мс – зеленый, 25 мс – желтый, 42 мс – красный, 67 мс – синий, 109 мс – коричневый, 176 мс – серый.

Устройства Эдилин с детонаторами ДБИ1, ДБИ2 и ДБИ3 выпускаются по заявке потребителя с волноводом длиной от 2 м и более с интервалом длины в 1 м. Эдилин имеет некоторые особенности при монтаже взрывной сети. При изготовлении боевиков и монтаже поверхностной сети длину волноводов можно увеличить до

необходимой. Для этого с бухты сматывается отрезок волновода и при помощи соединителя волноводов «В – В» он скрепляется с волноводом детонатора ДБИ1, ДБИ2 или ДБИ3. Диаметр трубки волновода составляет 4 мм. Скорость передачи иницирующего импульса по волноводу 1800 м/с.



Рис. 5.8. Система инициирования Искра: 1 – волноводы; 2 – капсуль-детонатор Искра-С; 3 – монтажный блок Искра-П

Волновод детонатора скважинного ДБИ1 с замедлением 475 мс имеет красный цвет и желтый, если замедление составляет 500 мс. Волновод поверхностного детонатора ДБИ2 – голубой. Цвет монтажного блока детонатора ДБИ2 соответствует времени замедления (мс): белый – 0, желтый – 25, оранжевый – 40, красный – 55, синий – 70.

Система имеет иницирующую способность от любых промышленных средств взрывания, включая электродетонаторы, капсули-детонаторы и детонирующие шнуры с массой сердцевины не менее 6 г.

Усовершенствованная НСИ Эдилин получила название Коршун. Она включает детонаторы ДИН-Н, ДИН-С и ДИН-Ш, аналогичные по назначению соответственно ДБИ1, ДБИ2 и ДБИ3.

Неэлектрическая система инициирования Rionel используется для активации зарядов промышленных взрывчатых веществ как при проведении взрывных работ на земной поверхности, так и в подземных условиях. Температура окружающей среды при применении систем может составлять от  $-50$  до  $+85$  °С, что делает Rionel оптимальными системами также и при использовании в условиях Крайнего Севера.

Производится четыре основных изделия неэлектрических систем Rionel: MS, LP, X, DDX. MS – миллисекундная серия, в которой использованы детонаторы 21-й серии замедления в диапазоне 0–750 мс. Rionel серии LP имеет большой период замедления 0–9000 мс, используется для работ в подземных условиях и при прокладке туннелей. Серия X используется для поверхностного монтажа, имеет семь номинальных времен срабатывания в пределах от 9 до 150 мс. DDX – серия двойного замедления, в которой скомбинированы параметры серий MS и X.

В целом системы Rionel имеют повышенную степень безопасности, высокий уровень управляемости взрывами. Системы надежны в использовании, допускают комбинирование и могут применяться со всеми типами взрывчатых веществ. При их использовании исключен подбор взрывной сети, эффективно используется «донное» инициирование скважинных зарядов. Вредное воздействие этих систем на окружающую среду сведено к минимуму.

Рекомендуемое время внутрискважинного замедления капсуль-детонаторов УВТ в зависимости от поверхностных замедлений рекомендуется выбирать по табл. 5.2.

*Таблица 5.2*

Рекомендуемое время внутрискважинного замедления

Время замедления между рядами скважин, мс	Время замедления между скважинами в ряду, мс					
	20	30	45	60	80	100–200
20	100–125					
30	150–175	150–175				
45	200–250	200–250	200–250			
60	300–350	300–350	350–400	350–400		
80	400–450	400–450	450–500	450–500	450–500	
100–200	450–500	450–500	450–500	450–500	500–1000	1000–2000

Замедление капсуль-детонаторов в монтажных блоках поверхностных УВТ выбирается в зависимости от расчетной величины замедления, указанной в технической характеристике системы, выбранной для использования.

Импульс от взрыва капсуль-детонаторов монтажных блоков направляется по волноводам к скважинным капсулям-детонаторам, которые обеспечивают задержку детонации от 100 до 2000 мс.

В качестве промежуточного детонатора при взрывании с помощью НСИ с УВТ используются разработанные специально для этих систем шашки ДПУ-ПТ600, ДПУ-ПТ1000 (поротоловые), ТГФ-850Э (тротил-гексогеновые литые) и др., имеющие гнездо для размещения детонатора.

В качестве примера приведена схема монтажа взрывной сети Искра (рис. 5.9). Замедление Искра-П между скважинами в ряду устанавливается равным 42 мс, а между рядами 67 мс. Согласно табл. 5.2 рекомендуемое внутрискважинное замедление Искра-С составит 450 мс. Первая скважина первого ряда взорвется через 450 мс после подачи в сеть инициирующего импульса. К этому моменту сработают все капсули-детонаторы монтажных блоков поверхностной сети.

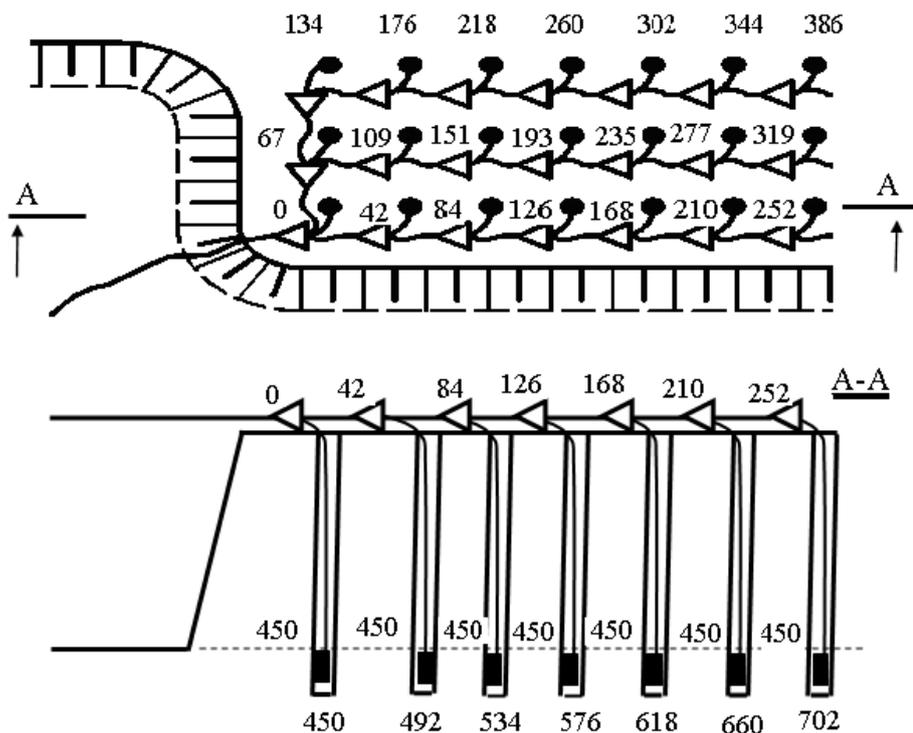


Рис. 5.9. Схема монтажа взрывной сети с учетом времени замедления поверхностных монтажных блоков и скважинных детонаторов

Таким образом, скважинные заряды начнут взрываться на втором этапе инициирования после того, как поверхностная сеть на большей части взрываемого блока полностью выполнит свою функ-

цию, т. е. передаст импульс скважинным капсулям-детонаторам. Взрыв скважинных капсулей-детонаторов должен произойти через установленное в них замедление с учетом замедлений поверхностной сети. Системы НСИ с УВТ используются в полном комплекте или частично. Поверхностная сеть может монтироваться из ДШ с пиротехническими реле, а в скважины можно установить ударно-волновые трубки.

Принципиальная особенность СИН с УТВ по сравнению с ДШ состоит в том, что на первом этапе инициирования срабатывает поверхностная взрывная сеть, включающая волноводы и поверхностные монтажные блоки. При этом разрушению подвергаются только монтажные блоки и то лишь частично, в связи с чем практически исключается повреждение элементов поверхностной сети.

Для подачи инициирующего импульса во взрывную сеть, состоящую из УВТ, используются механические, электрические и электронные пусковые устройства.

Устройство стартовое УС-2 (рис. 5.10) механического действия предназначено для инициирования волноводов с наружным диаметром от 3,0 до 4,25 мм на земной поверхности и в подземных условиях, не опасных по газу и (или) пыли, при температуре окружающей среды от  $-50$  до  $+65$  °С. Масса стартового устройства составляет 0,44 кг.

Устройство УС-2 состоит из корпуса 1, в котором находится подпружиненный боек 2, ручки бойка 6, курка 13, шомпола 17, ножа для обрезки волновода 19, закрепленного на рычаге 18.

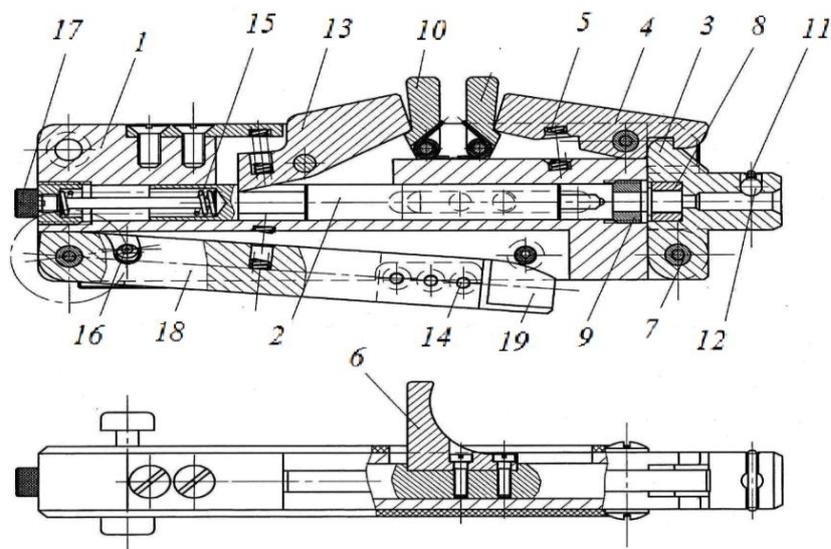


Рис. 5.10. Устройство стартовое УС-2 (пояснения в тексте)

Боек 2 взводится в боевое положение с помощью ручки 6 и фиксируется собачкой бойка 13 и собачкой стопорной 10. Казенник 3 откидывается на оси 7 и фиксируется в рабочем положении с помощью собачки казенника 4. В гнездо казенника вставляется капсуль-воспламенитель («жевел», КВ-22 или КВ-24). Нож 19 для обрезки волновода приводится в движение нажатием на рычаг 18 и фиксируется в нерабочем положении фиксатором 16. Волновод вводится в дульце казенника 3, при этом подпружиненные шарики 12 обжимают поверхность волновода.

Для спуска бойка необходимо отвести собачку стопорную 10 и нажать на курок 13. Импульс от капсуля передается на напыление из ВВ в ударно-волновой трубке.

Пусковое электрическое устройство ИВ-2АМ (рис. 5.11) и электронное устройство УПЭ-1,5/ХВ (рис. 5.12) являются более современными конструкциями и используются в качестве источника, иницирующего взрывной импульс.

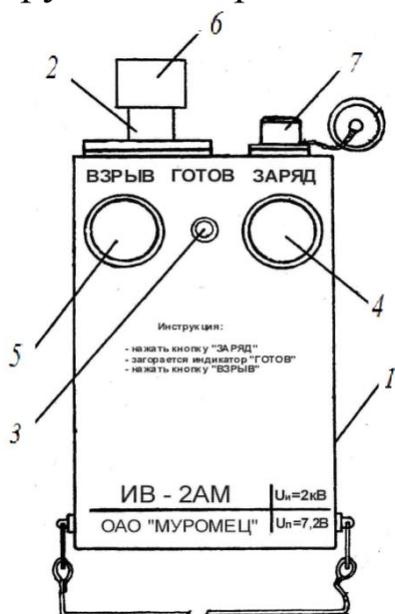


Рис. 5.11. Пусковое электрическое устройство ИВ-2АМ: 1 – корпус; 2 – разрядник; 3 – индикатор «Готов»; 4 – кнопка «Заряд»; 5 – кнопка «Взрыв»; 6 – заглушка; 7 – разъем

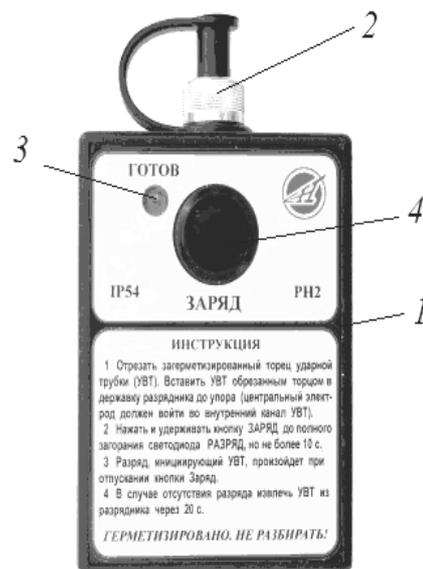


Рис. 5.12. Пусковое электронное устройство УПЭ-1,5/Х: 1 – корпус; 2 – разрядник; 3 – индикатор «Готов»; 4 – кнопка «Заряд»

При использовании пусковых устройств в разрядник 2 вводится и закрепляется фиксатором конец УВТ. Нажимается кнопка 4 «Заряд». После того как загорится индикатор 3 «Готов», нажима-

ют повторно на пусковом устройстве УПЭ-1,5/Х кнопку 4 «Заряд» или на ИВ-2АМ кнопку 5 «Взрыв».

Разряд тока формирует ударный импульс, передаваемый через стартовый волновод на капсуль-детонатор монтажного блока и далее в УВТ взрывной сети.

Недостатки СИН с УВТ состоят в том, что, несмотря на надежность и безопасность неэлектрических систем инициирования, в практике их использования возникают отказы, причины которых следующие:

- неправильный монтаж сети;
- подбором поверхностной сети осколками породы при неправильном выборе замедления скважинного капсуль-детонатора или капсуль-детонатора монтажного блока;
- недостаточная инициирующая способность скважинного капсуль-детонатора для шашки-детонатора, находящейся в горячелюющем ВВ несколько суток;
- наличие дополнительных (промежуточных) КД ведет к удорожанию системы НСИ с УВТ по сравнению с электро-взрывной сетью.

Несмотря на имеющиеся недостатки, НСИ с УВТ имеет ряд *преимуществ*:

- высокий уровень управляемости взрывом (более широкий выбор времени замедления, индивидуальное замедление каждого скважинного заряда);
- исключение подбоя сети при оптимизации поверхностных замедлений;
- использование донного инициирования скважинных зарядов, т. к. УВТ не имеет бокового энерговыделения;
- исключение обратного инициирования при несанкционированном взрыве скважинного заряда;
- устойчивость к электрическим и электромагнитным воздействиям, полная безопасность в отношении блуждающих токов и статического электричества;
- низкий сейсмический эффект взрыва.

#### 5.4. Иницирование зарядов ВВ электродетонаторами

Электродетонатор (ЭД) представляет собой капсуль-детонатор с закрепленным в нем электровоспламенителем (рис. 5.13). Диаметр гильзы ЭД составляет 7,5 мм, длина до 80 мм и толщина до 0,5 мм.

Для взрывных работ в горной промышленности применяются электровоспламенители с металлическими мостиками, имеющими сопротивление до 5 Ом и изготовленными из нихромовой проволоки (сплав 80 % никеля и 20 % хрома) диаметром 24–54 мкм, длиной до 5 мм. На мостик накаливания 5 нанесена двухслойная воспламенительная головка 4. При пропускании электротока по проводам 2 через мостик 4 внутренний слой состава воспламенительной головки 5 легко воспламеняется и затем ее наружный слой создает мощный луч огня для первичного инициирующего ВВ 3. Для предохранения от воздействия влаги воспламенительные головки покрывают водонепроницаемым лаком.

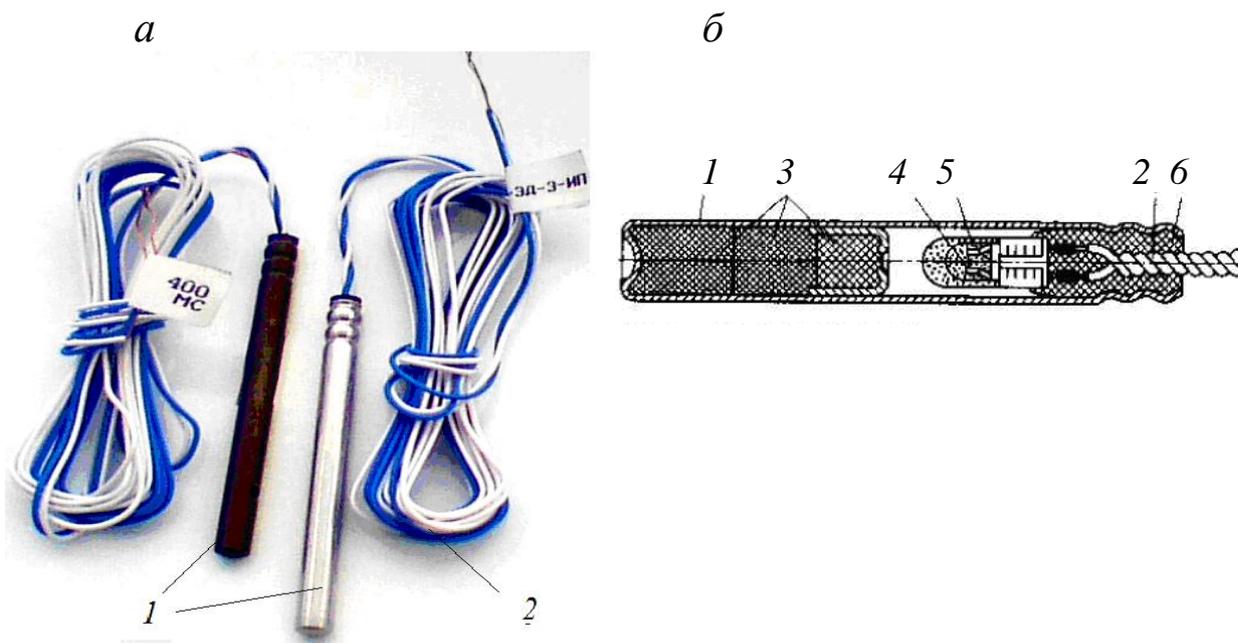


Рис. 5.13. Электродетонатор: а – общий вид; б – схема;  
1 – гильза; 2 – выводные провода; 3 – заряд детонатора; 4 – двухслойная  
воспламенительная головка; 5 – мостик; 6 – пластиковая пробочка

Крепление мостика в гильзе ЭД может быть эластичным или жестким. В первом случае мостик припаян к выводным проводам, пропущенным через эластичную пробку. При жестком креплении мостика он припаивается к двум тонким латунным или стальным пластинам, обернутым электроизоляционным картоном. При жест-

ком креплении мостика обеспечивается большая прочность и большая безопасность в обращении с ЭД.

Электровоспламенитель укреплен в гильзе путем ее обжатия по пластиковой пробочке, сквозь которую пропущены провода. Такое крепление надежно предохраняет внутреннюю полость ЭД от попадания воды, а провода – от выдергивания.

Выводные провода могут быть одно- и двухжильными. При этом медные провода обычно имеют диаметр 0,5 мм, сопротивление  $R = 0,09$  Ом/м, длину от 1 до 4 м (один конец). Изоляция проводов полихлорвиниловая, резиновая, хлопчатобумажная и др. Свободные концы на заводе при изготовлении ЭД зачищают от изоляции на длину 20–40 мм, закорачивают, а затем свертывают в буртики длиной 100–150 мм.

Различают ЭД:

- по виду инициирующего ВВ (гремучертутно-тетриловые и азидотетриловые);
- по времени срабатывания (мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия);
- по назначению (общего назначения, для торпедирования нефтяных скважин и др.);
- по условиям применения (непредохранительные и предохранительные);
- по чувствительности к блуждающим токам (с нормальной, пониженной и весьма низкой чувствительностью).

Ростехнадзором допущены к применению в России и выпускаются ЭД, перечисленные ниже, и ряд других:

- водостойкие мгновенного действия ЭД-8-Э (эластичное крепление мостика), ЭД-8-Ж (жесткое крепление мостика) непредохранительные. Применяются везде, кроме шахт, опасных по газу и пыли;
- водостойкие короткозамедленного действия ЭДКЗ-ПМ, предохранительные, повышенной инициирующей способности. Применяются везде, в том числе в шахтах, опасных по газу и пыли;
- водостойкие замедленного действия ЭД-З-Н с интервалом замедления 1000 мс. Применяются везде, кроме шахт, опасных по газу и пыли;

- водостойкие мгновенного и замедленного действия (29 серий) от 0 до 10 с ЭД-1-8-Т, ЭД-1-3-Т, нормальной иницирующей способности, в местах, опасных в отношении блуждающих токов и статического электричества, кроме шахт, опасных по газу и пыли.

Основные электрические параметры ЭД:

- электрическое сопротивление складывается из электрического сопротивления мостика и выводных проводов в холодном состоянии. Оно дает возможность судить об отсутствии неисправностей в электровоспламенителе, например замыкании выводных проводов. Этот параметр необходим для расчета электровзрывной сети (например, для ЭД-8-Э  $R = 2\text{--}4,2$  Ом; для ЭД-Ж  $R = 1,6\text{--}3,8$  Ом);
- безопасный ток – максимальное значение постоянного тока, который при неограниченном времени его протекания через ЭД не вызывает взрыва (0,18 А);
- длительный воспламеняющий ток ( $I$ ) – это минимальное значение постоянного тока (0,3 А), который, протекая через ЭД за время более одной минуты, вызывает его взрыв;
- *стотомиллисекундный воспламеняющий ток* ( $I_{100}$ ) – это значение постоянного тока, протекающего через ЭД в течение 100 мс, вызывает его взрыв ( $I_{100} = 0,375$  А);
- импульс воспламенения ( $K_B$ ) – это наименьшее значение импульса постоянного тока, при котором происходит воспламенение электровоспламенителя.  $K_B = I^2 t_B$ , где  $t_B$  – время воспламенения, мс. Импульс воспламенения, равный  $I = 2I_{100}$ , называют номинальным и составляет 0,9–2,5 мА<sup>2</sup>с;
- время передачи ( $t_{\Pi}$ , мс) – время от момента воспламенения электровоспламенителя до момента выхода луча огня из его головки. Для современных ЭД время передачи составляет 1,34–3,98 мс;
- время срабатывания ( $t_c$ , мс) – время от момента включения тока ( $t_B$ , мс) до момента взрыва ЭД, т. е.  $t_c = t_B + t_{\Pi}$ .

В качестве источников тока для подачи первоначального импульса в ЭД используют приборы, которые бывают трех типов: автоматические, сетевые и конденсаторные.

Автоматические приборы взрывания конструктивно подразделяются на взрывные машинки и взрывные приборы. Во взрывных машинках источником электроэнергии служит генератор (индуктор), а во взрывных приборах – аккумулятор. Сетевые приборы взрывания могут быть с прямым включением в осветительные и силовые линии электропередач (ЛЭП), а также – в передвижную электрическую станцию. Для подключения взрывных сетей к осветительно-силовым ЛЭП с напряжением 110–380 В на ОГР применяют взрывные (минные) станции. На них последовательно установлены выключатели, чтобы исключить случайную подачу тока во взрывную сеть. Кроме того, имеются контрольные лампы, горение которых свидетельствует о наличии напряжения на клеммах станции. Перед производством взрывных работ электросеть должна быть проверена с помощью штатных приборов.

Наиболее широко применяются конденсаторные машинки. Источником тока в них служит конденсатор, который в течение 10–20 с заряжают от маломощного первичного источника тока, вмонтированного в машинку, а затем быстро в течение 3–4 мс разряжают в сеть ЭД. В табл. 5.3 представлены рекомендованные Ростехнадзором к применению на открытых горных работах конденсаторные взрывные машинки.

*Таблица 5.3*

Источники тока для инициирования ЭД

Наименование, индекс, исполнение	Масса, кг	Назначение прибора (взрывание)
Взрывная машинка конденсаторная ВМК-500. Исполнение рудничное нормальное (РН)	11 (индуктор)	до 800 шт. ЭД нормальной чувствительности
Конденсаторный взрывной прибор КВП-1/1000 П. Исполнение рудничное нормальное взрывозащищенное (РВ)	2,0 (три сухие батареи)	до 100 шт. ЭД нормальной чувствительности
Конденсаторная взрывная машинка КПМ-3. Исполнение РН	3,0 (индуктор)	до 200 шт. ЭД нормальной чувствительности
Конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100 М. Исполнение РВ	2,7 (три сухие батареи)	до 100 шт. ЭД нормальной чувствительности
Взрывной прибор ВПА-30 (60, 120). Исполнение РВ	1,9	до 30 (60, 120) шт. ЭД нормальной чувствительности

Контрольно-измерительные приборы (КИП) предназначены для контроля параметров взрывной сети. Рекомендуемые КИП рассчитаны на подачу при измерении в сеть безопасной силы тока, которая не должна превышать 50 мА (табл. 5.4).

*Таблица 5.4*

Контрольно-измерительные приборы, применяемые  
для проверки исправности электровзрывных сетей

Наименование прибора (индекс)	Безопасный рабочий ток, мА	Масса, кг	Пределы измерения, Ом
Мост переносной постоянного тока (Р-3043)	7	1,6	0,3–3000
Цифровой омметр (ХН 2570)	5	0,38	1,0–19000
Взрывной светодиодный испытатель (ВИС-1)	5	0,3	до 320

По конструкции контрольно-измерительные приборы делятся на стрелочные, звуковые и световые. Первые два типа позволяют установить факт исправности сети и получить численное значение ее сопротивления.

Световые приборы позволяют определить только проводимость сети, но не могут обнаружить короткого замыкания в ней.

При проверке сопротивления ЭД должен помещаться в футерованную металлическую трубу, за щит или в специальное устройство, исключающее поражение людей в случае взрыва. Провода ЭД после проверки их сопротивления должны быть накоротко замкнуты и в таком положении находиться до момента присоединения к взрывной сети. Проверка ЭД, а также проверка исправности и измерения сопротивления электровзрывной сети должна производиться приборами, допущенными Ростехнадзором и дающими в цепь ток не более 50 мА. При проверке ЭД на рабочем столе должно быть не более 100 ЭД. Сопротивление проверяемых ЭД должно соответствовать указанному в паспорте.

Электрические сети должны иметь исправную изоляцию и надежные электрические соединения. Концы проводов и жил кабелей должны быть тщательно зачищены и плотно соединены. Соединения проводов надежно изолируются изоляционной лентой или специальными зажимами-контактами, наполненными солидолом.

Электровзрывная цепь должна быть двухпроводной. Использование воды, земли, труб, рельсов, канатов и т. п. в качестве одного из проводников запрещается. Монтаж взрывной сети ведут только от зарядов к источнику тока. Постоянная взрывная магистраль должна быть от взрыва не ближе 100 м. При дублировании взрывных цепей основные и дублирующие провода должны быть замаркированы. Общее сопротивление электровзрывной сети должно быть заранее подсчитано, а затем измерено с места подачи тока в цепь. При расхождении фактически измеренного и расчетного сопротивлений более чем на 10 % необходимо снова закоротить концы проводов цепи, найти и устранить неисправности, вызывающие эти отклонения. Причинами отклонения могут быть плохо зачищенные концы проводов, нарушение изоляции и др. При невозможности измерить сопротивление электровзрывной сети допускается, по разрешению представителя технического надзора, руководящего проведением взрыва, ограничиться проверкой ее проводимости.

На время начала монтажа взрывной сети все электрические установки, находящиеся в пределах опасной зоны, установленной проектом, должны быть обесточены.

Прибор, включающий ток для взрывания, или взрывная станция должны быть расположены в безопасном месте и иметь специальные клеммы для подсоединения магистральных проводов. Запрещается подсоединять магистральные провода электровзрывной сети непосредственно к каким-либо проводам, идущим от источника тока.

Если при включении тока во взрывную цепь взрыва не произошло, то взрывник обязан отсоединить от источника тока электровзрывную сеть, замкнуть накоротко ее концы, взять с собой ключ и только после этого выяснить причину отказа. Выходить из укрытия можно не ранее чем через 10 минут независимо от типа применяемых ЭД.

**Технология электрического инициирования зарядов ВВ** состоит в последовательном выполнении ряда операций. Для электрического инициирования зарядов ВВ необходимо:

- подобрать ЭД по условиям взрывания и по сопротивлению;
- проверить на соответствие их сопротивления пределам, указанным на этикетках упаковочной тары;
- изготовить патроны-боевики;

- доставить их к месту применения;
- подать предупредительный сигнал;
- ввести заряды ВВ в шпуры, скважины или камеры;
- провести их забойку;
- выполнить монтаж электровзрывной сети;
- проверить исправность электровзрывной сети и определить ее сопротивление (в случае несоответствия измеренного и расчетного сопротивлений более чем на 10 % необходимо найти и устранить неисправности в сети);
- подать звуковой сигнал (боевой), подсоединить магистральные провода к источнику тока и произвести взрыв;
- после проветривания осмотреть забой и при наличии откозов их ликвидировать;
- подать сигнал «Отбой».

В настоящее время на открытых горных работах электровзрывание не имеет широкого применения. Его используют в качестве первичного импульса при инициировании магистральной сети ДШ, иногда стартовых волноводов, а также при взрывании ограниченного количества шпуровых зарядов при вторичном дроблении негабарита. Причем для обеспечения 100%-ной надежности взрыва к инициируемому элементу (шашке, патрону, ДШ, УТВ) присоединяют два ЭД, подключенных параллельно.

### **5.5. Инициирование зарядов электронными детонаторами**

Системы электронного инициирования разработаны с целью точного, управляемого и надежного программирования времени срабатывания скважинных зарядов наземных и подземных взрывов.

Ростехнадзором разрешено применение электронных детонаторов типа ЭДЭЗ, изготавливаемых на заводе «Искра» (Россия), а также зарубежных фирм DAVEYTRONIC (Франция), UNITRONIC (Израиль), I-Kon (Канада) и других, инициируемых соответствующими электронными системами.

Система электронного взрывания в общем виде состоит из управляющего компьютера, согласующего модуля-адаптера, двухпроводной линии связи и электронных детонаторов. В различных системах, приведенных ниже, названия комплектующих приборов могут различаться.

При использовании системы электронного взрывания конфигурация последовательности соединения магистральной линии с детонаторами может быть любой. Последовательность инициирования скважинных детонаторов задается взрывником в соответствии с проектом массового взрыва. После монтажа взрывной сети взрывник с помощью управляющего компьютера программирует схему взрывания. Последовательность срабатывания электронных детонаторов задается специальным прибором, который идентифицирует каждый детонатор и подает в него кодированный импульс тока.

**Электродетонаторы с электронным замедлением (ЭДЭЗ)** отличаются от традиционных электрических детонаторов тем, что вместо замедляющего состава в них используется микропроцессор (рис. 5.14). Они могут быть использованы только со специальной взрывной машинкой.

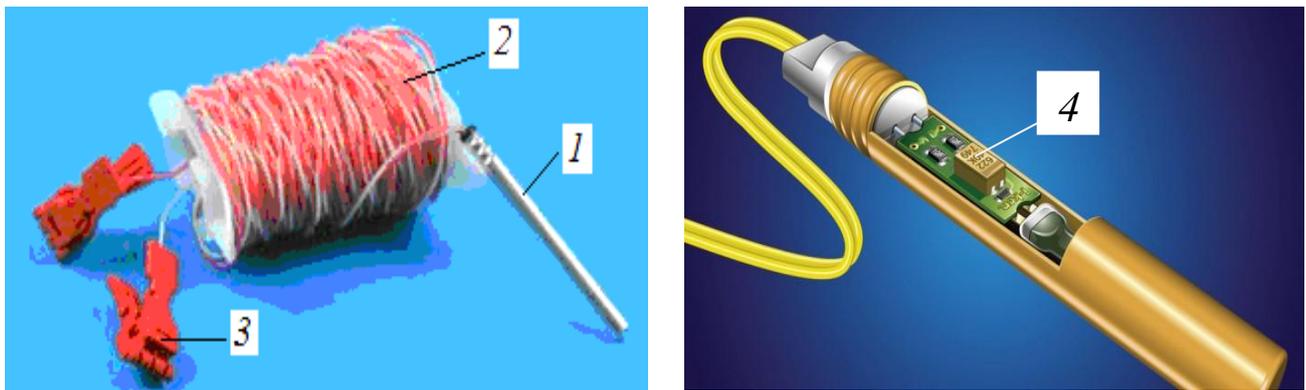


Рис. 5.14. Электродетонатор с электронным замедлением: 1 – гильза; 2 – провод; 3 – коннектор; 4 – микропроцессор

Применение ЭДЭЗ предусмотрено по технологическим схемам, различающимся местом их установки. Возможна схема установки ЭДЭЗ вне скважины (рис. 5.15, а) и непосредственно в скважинном заряде ВВ (рис. 5.15, б).

По схеме предусмотрено инициирование промежуточного детонатора (ПД) 7 скважинного заряда ВВ 8 с помощью СИНВ-С 6 с различным внутрискважинным замедлением. С этой целью ударно-волновые трубки СИНВ-С 6 закрепляют в корпусе монтажного блока 5. При помощи коннектора 3 (устройство для соединения проводов) проводами 2 ЭДЭЗ подсоединяют параллельно к магистральной взрывной линии 1. Для исключения подбоя волноводов СИНВ-С 6 при взрыве предыдущих скважин их вместе с ЭДЭЗ, ус-

тановленном в монтажном блоке 5, укладывают в устье скважины на забойку. Такая схема позволяет в случае необходимости взрывать сериями по две-три скважины. Недостаток этой схемы в том, что СИНВ имеет погрешность во времени срабатывания до 10 %, и поэтому точное программирование времени замедления частично теряет свои преимущества.

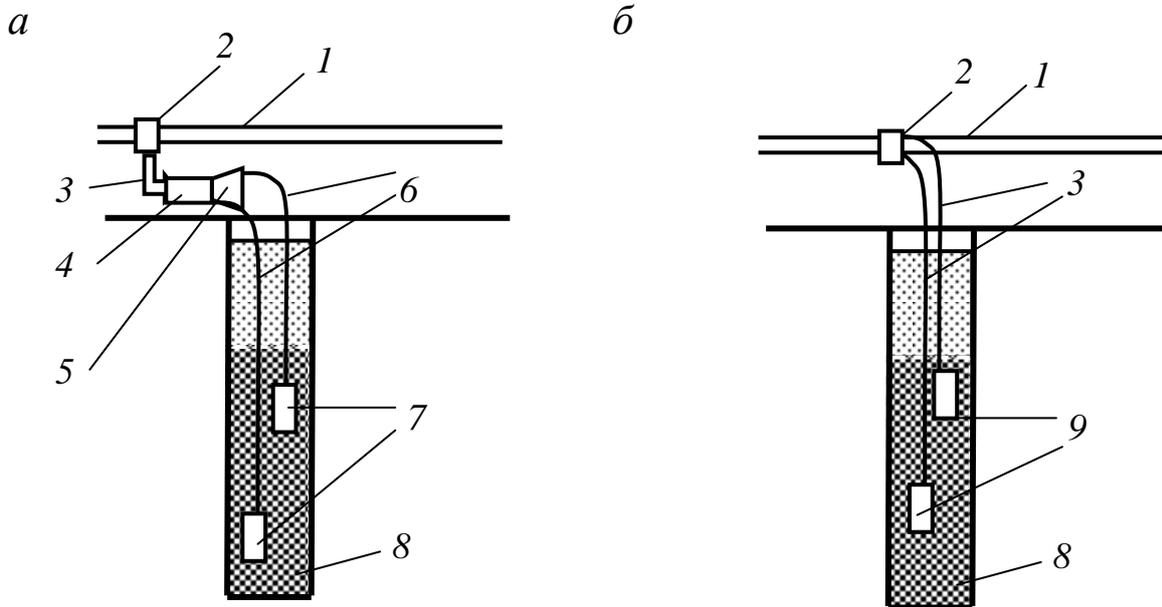


Рис. 5.15. Схема установки ЭДЭЗ:

*а* – вне скважины; *б* – в промежуточном детонаторе; 1 – магистральная линия; 2 – провода; 3 – коннектор; 4 – ЭДЭЗ; 5 – монтажный блок; 6 – СИНВ-С; 7 – ПД; 8 – заряд ВВ; 9 – ПД с детонаторами ЭДЭЗ-С

Второй вариант использования ЭДЭЗ-С предусматривает его установку непосредственно в промежуточном детонаторе 7 скважинного заряда ВВ 8. Такая схема проявляет все свои преимущества в использовании точного времени замедления взрывов в интервале от 1 до 12 с отдельных зарядов при массовом взрыве. Количество электронных детонаторов, используемых при монтаже сети, равно количеству взрывааемых частей скважинных зарядов.

«Гибридной» системой инициирования на основе ударно-волновой трубки с капсулем-детонатором, имеющим электронное замедление является устройство Искра-Т. Ее характеристики исключают недостатки и объединяют достоинства, присущие как неэлектрическим системам инициирования на основе пиротехники, так и электрическим системам с электронным замедлением. Устройство Искра-Т состоит из капсуль-детонатора с электронным модулем и волновода. Ударно-волновая трубка Искра-Т восприимчива

к инициирующему импульсу от капсуль-детонатора Искра-П, детонирующих шнуров, электродетонаторов, устройства пускового электронного УПЭ-1,5/Х. Время замедления с точностью до 1 мс программируется в процессе подготовки взрыва с учётом фактической длины ударно-волновой трубки. При применении устройства Искра-Т для получения точного запрограммированного времени замедления необходимо инициировать ударно-волновую трубку вблизи ( $\pm 10$  см) от места прикрепления этикетки, указывающей время замедления.

Присоединение волновода устройства Искра-Т к источникам инициирования осуществляется с помощью соединителей, которые поставляет ОАО «НМЗ «Искра» по заказу потребителя. По согласованию с потребителем длина волновода изготавливается 3, 5, 7, 10, 16, 21, 24 или 30 м (допускается другая длина волнопроводов). Гарантийный срок хранения устройств Искра-Т в упаковке предприятия изготовителя достигает 12 месяцев со дня изготовления.

Электронная система инициирования DAVEYTRONIC состоит из управляющего компьютера – взрывной машинки; согласующего модуля; магистрального провода; коннекторов (соединителей проводов); электронных детонаторов DAVEYTRONIC (рис. 5.16).

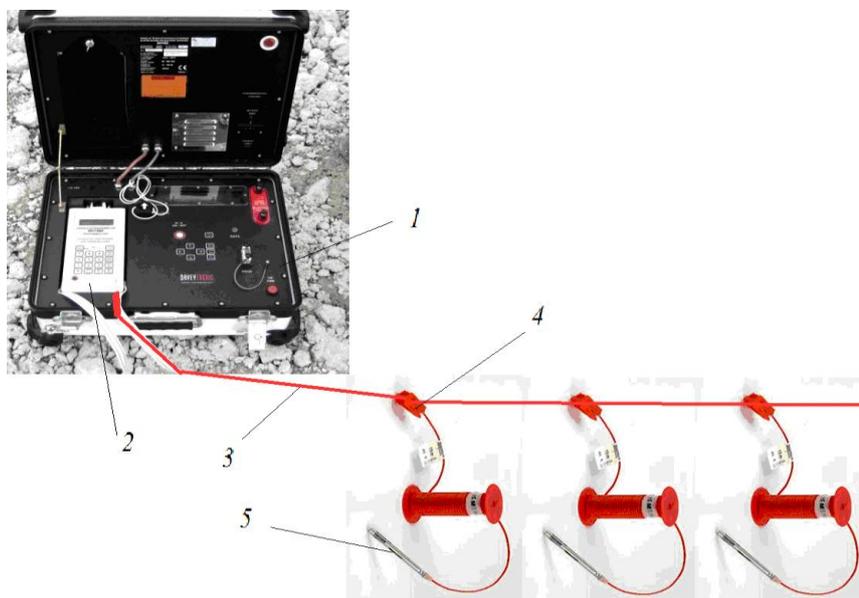


Рис. 5.16. Схема монтажа взрывной сети DAVEYTRONIC:  
1 – управляющий компьютер; 2 – согласующий модуль (сканер);  
3 – магистральный провод; 4 – коннектор; 5 – электронный детонатор

Принцип работы данной системы основан на двухсторонней коммуникации между детонатором 5 и взрывной машинкой 1. Каждый детонатор имеет собственный идентификационный номер, записанный в электронной схеме детонатора. Также идентификационный номер детонатора нанесен на ярлычок в виде бар-кода, который прикреплен на проводе детонатора рядом с коннектором 4. На ярлычке также указана длина провода.

Идентификационный номер детонатора определяется при помощи согласующего модуля 2 (сканера) методом оптического сканирования. Электронные детонаторы в процессе сканирования информации не должны быть подсоединены к монтажному проводу 3. Сканер считывает информацию с ярлычка и хранит в своей памяти.

Интервал замедления для каждого детонатора задается в память согласующего модуля в процессе сканирования детонаторов.

После считывания информации об идентификационных номерах детонаторов сканер коммутируется с взрывной машинкой. Затем осуществляется программирование детонаторов на необходимое значение времени замедления. Это позволяет любому детонатору быть запрограммированным от 0 до 10 с, при этом шаг программирования составляет 1 мс.

Электронная система инициирования UNITRONIC аналогична системе DAVEYTRONIC. Она состоит из электронного детонатора, устройства UNITRONIC Scanner для сканирования информации о детонаторах, тестера Network Tester и взрывной машинки Blast Box.

Система цифрового управления I-Kon состоит из программируемых электронных детонаторов, устройства Логгер для регистрации и программирования детонаторов и взрывной машинки Бластер. Устройство Логгер считывает и хранит уникальные идентификационные номера детонаторов, требуемое время замедления и используется во время монтажа сети для программирования последовательности замедлений детонаторов от 0 до 15 с, при этом шаг программирования составляет 1 мс. Бластер выполняет окончательное тестирование системы и инициирование взрыва.

Основные преимущества электронных систем инициирования:

- система является идеальным решением по снижению сейсмического воздействия взрыва на окружающую среду;
- появляется возможность увеличения геометрических параметров сетки скважин, что снижает затраты на буровые работы;

- повышается устойчивость откосов уступов и бортов карьеров, обеспечивается компактность развала горных пород;
- улучшается качество дробления пород, благодаря чему достигаются лучшие показатели производительности горнотранспортного оборудования, дробильных установок, снижаются общие затраты на их обслуживание;
- сохраняется геологическая структура рудных тел, обеспечивая тем самым минимальные потери и разубоживание полезных ископаемых;
- повышается уровень безопасности благодаря возможности получения информации о каждом детонаторе до взрыва.

### **5.6. Производство взрывов на карьерах по радиосигналу**

При массовых взрывах на крупных карьерах появляется необходимость одновременно инициировать несколько заряженных блоков на разных уступах. Поэтому разработаны технологии взрывания системами типа «Гром» или «Друза» без применения соединительных магистралей между отдельными блоками.

Устройство «Гром» состоит из командного и исполнительного блоков. Командный блок радиостанции устанавливается в помещении или на специальном автомобиле за пределами опасной зоны. Он обеспечивает передачу кодированных команд для проверки радиосигнала и взрывания. Число исполнительных радиоприемников взрывных станций, обеспечивающих инициирование взрывных сетей и работающих с одним командным блоком, не ограничено и зависит от числа взрывов. Исполнительный радиоприемник устанавливают на расстоянии 100–150 м от взрываемого блока в прочном корпусе, который защищает его от разлетающихся кусков породы.

Кодированный сигнал с командного пункта передается на антенну приемника, преобразующего радиосигнал в электрический импульс. Взрывная машинка включает электрический ток в цепь электродетонатора, инициирующего взрывную сеть.

При высоте антенны командного блока 3 м дальность передачи сигнала составляет до 8 км. В системе подачи команд на взрыв имеется двойная блокировка от случайного импульса, инициирующего взрыв.

Одним из новых инструментов взрывания по радиоканалу является комплекс аппаратуры дистанционного управления, разработанный ОАО «НМЗ «Искра» (рис. 5.17).

Комплекс обеспечивает дистанционное инициирование взрывной сети на базе электронных детонаторов ЭДЭЗ-С, неэлектрических систем Искра-П с гибридными системами Искра-Т.

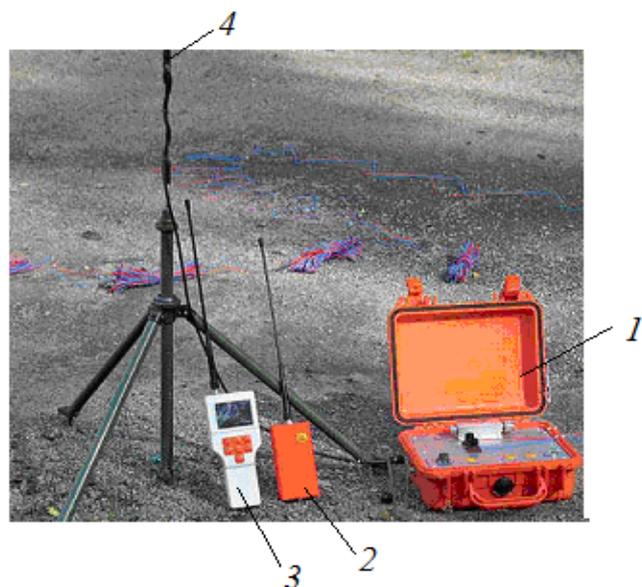


Рис. 5.17. Комплекс аппаратуры дистанционного взрывания по радиосигналу: 1 – исполнительный блок; 2 – командный блок; 3 – пульт оператора; 4 – антенна-ретранслятор

Кодированный сигнал с командного пункта передается на антенну-ретранслятор 4. При этом за счет связи по радиоканалу между командным блоком 2 и пультом оператора 3, находящимися на безопасном удалении от исполнительного блока 1, расположенного в зоне взрыва, исключается необходимость монтажа магистрального провода или стартового волновода до командного пункта.

Интервал замедления системы Искра-Т составляет от 1 мс до 2,2 с. Время замедления с точностью до 1 мс программируется в процессе подготовки взрыва с учетом фактической длины ударно-волновой трубки. Для получения точно запрограммированного времени замедления необходимо инициировать ударно-волновую трубку вблизи ( $\pm 10$  см) от места прикрепления этикетки, указывающей время замедления.

### 5.7. Выбор времени замедления при короткозамедленном взрывании

Последовательное взрывание отдельных зарядов или групп зарядов относительно предыдущих с миллисекундными интервалами называется короткозамедленным. **Короткозамедленное взрывание (КЗВ)** позволяет снизить сейсмический эффект взрыва, действие ударной воздушной волны. Обеспечивается более интенсивное и равномерное дробление породы.

Этот результат достигается за счет образования дополнительных обнаженных поверхностей в результате смещения породы зарядами предыдущих серий и кинетической энергии соударения кусков породы при взрывании зарядов смежных серий.

Выбор схем КЗВ позволяет управлять перемещением развала горной массы. Интервал замедления и последовательность взрыва зарядов зависят от задач взрыва (дробление породы или ее перемещение). При этом учитываются свойства пород, схема расположения зарядов и др.

При недостаточном интервале замедления порода, отбиваемая в первую очередь, не успевает переместиться до момента взрыва зарядов следующей ступени и отбойка, таким образом, производится в условиях зажима. В случае взрывания с увеличенными интервалами также резко ухудшается качество дробления и возможны массовые отказы вследствие подбоя средств инициирования соседних зарядов.

В научной и учебной литературе предлагается определять интервал короткозамедленного взрывания ( $\tau$ , мс) в зависимости от линии наименьшего сопротивления ( $W$ , м):

$$\tau = kW, \quad (5.1)$$

где  $k$  – эмпирический коэффициент (на основе опытных данных может принимать следующие значения: 3 – для весьма крепких пород типа гранитов; 4 – для крепких пород типа песчаников, железистых кварцитов; 5 – для пород средней крепости типа известняков, серпентинита, магнезита; 6 – для слабых и мягких пород типа мергелей, мелов, глинистых сланцев и угля).

Формула применима в основном для расчета замедлений в сети зарядов при их взрывании сериями.

При использовании диагональной схемы инициирования взрывной сети, когда заряды, подключенные в диагональ, взрываются одновременно, используется только замедление между сериями, а все заряды в серии взрываются мгновенно.

В стесненных условиях, когда необходимо обеспечить снижение сейсмического воздействия взрывов, заряды соединяют в сеть с условием, чтобы каждый последующий заряд взрывался с некоторым замедлением по отношению к предыдущему. Для обеспечения этого условия необходимо применять два интервала замедления: один между скважинными зарядами в ряду и второй между смеж-

ными рядами скважин. За ряд принимаются скважины, располагающиеся вдоль блока.

Главное требование к интервалу замедления между смежными зарядами в рядах ( $t_p$ , с), определяющему интенсивность дробления – это обеспечение развития во взрываемом массиве трещин. Ориентировочно интервал замедления, необходимый для образования трещин, определяется с учетом скорости развития трещин  $C_{тр} \approx 0,2C$ , тогда

$$t_c = 20a / C, \quad (5.2)$$

где  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;  $C$  – скорость продольной волны в массиве, м/с.

Интервал замедления между рядами зарядов ( $t_{mp}$ , мс) обеспечивает компенсационное пространство, уменьшающее зажим отбиваемой породы к моменту взрыва очередного заряда. Такие условия выполняются, когда слой породы, отбиваемый зарядом, перемещается приблизительно на  $1/30$  его толщины к моменту начала детонации следующего заряда. Удельное замедление может изменяться от 10 мс/м в трудно взрываемой породе, до 15 мс/м для пород средней взрываемости и до 30 мс/м в легко взрываемой породе.

В настоящее время на разрезах Кузбасса наиболее предпочтительна диагональная схема инициирования. Для монтажа поверхностной взрывной сети используются неэлектрические системы инициирования СИНВ, Искра, Эделин, Коршун, Эксэл, Нонель, Rionel и др. Взрывание происходит по диагональной схеме, если интервал замедления между инициированием смежных зарядов в ряду превышает время замедления инициирования зарядов в смежных рядах. В этом случае обеспечивается одинаковая форма открытой поверхности для каждого из последующих скважинных зарядов (рис. 5.18).

Время замедления между зарядами в смежных рядах:

$$t_{mp} = 20b / C, \quad (5.3)$$

где  $b$  – расстояние между рядами скважин, м.

Интервалы замедления  $t_c$  и  $t_{mp}$  для монтажа схем короткозамедленного взрывания выбираются с учетом номиналов замедлений в пиротехнических реле или капсулей-детонаторов в неэлектрических системах с УВТ, выпускаемых промышленностью. Следует отметить, что интервалы замедлений корректируются в процессе

проведения опытных взрывов, в результате которых удастся получить наилучшее качество дробления горной массы и обеспечить сейсмическую безопасность.

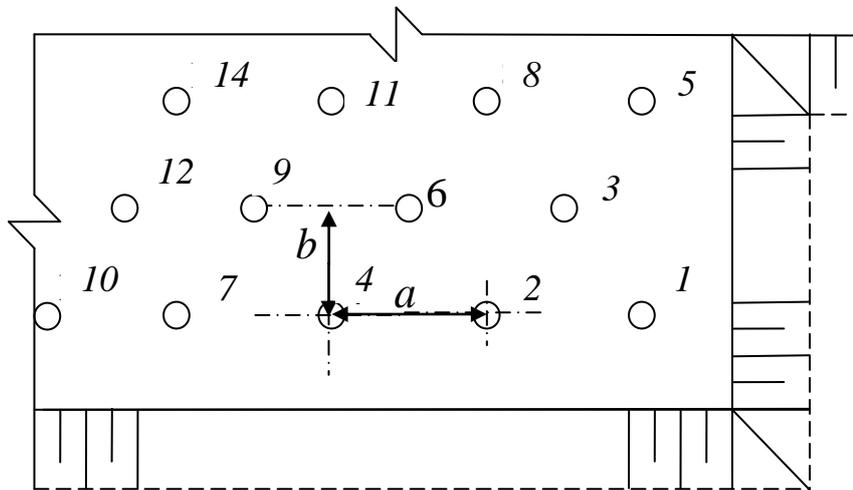


Рис. 5.18. Схема к определению времени короткозамедленного взрыва при диагональном инициировании зарядов:  $a$ ,  $b$  – расстояние соответственно между скважинами в ряду и между рядами скважин; 1, 2, ..., 14 – порядковые номера взрывааемых скважин

В породах средней взрываемости на разрезах Кузбасса в последнее время используют инициирование скважинных зарядов НСИ с УВТ с замедлениями между скважинами в ряду 67 мс и между рядами скважин 42 мс, что не всегда отвечает требованиям минимизации сейсмического воздействия взрыва.

### Рекомендуемая литература по разделу

[1, 4, 5, 9, 10, 14, 15, 17, 18]

### Контрольные вопросы

1. Перечислите системы инициирования.
2. Какие системы инициирования относятся к неэлектрическим?
3. Элементы электрической системы инициирования.
4. Элементы неэлектрической системы инициирования.
5. Элементы СИНВ-П, Искра-П и их характеристики.
7. Элементы СИНВ-С, Искра-С и их характеристики.
8. Элементы Эдилин ДБИ-1 и их характеристики.
9. Элементы Эдилин ДБИ-2 и их характеристики.
10. Схема монтажа сети с ДШ.
11. Схема монтажа сети СИНВ.

12. Преимущества низкоэнергетических средств инициирования по сравнению со средствами инициирования детонирующим шнуром.
14. В чем состоит отличие конструкции Искра-П от Искра-С?
15. Конструкция пиротехнического реле РП-Д, РП-Н.
16. Что представляют собой электродетонаторы с электронным замедлением?
17. Из каких элементов состоит система DAVEYTRONIC?
18. Что представляет собой система радиоуправления взрывом?
19. Каким образом устроена «гибридная» система инициирования Искра-Т?

## **6. Технология заряжания взрывных скважин**

### **6.1. Конструкции скважинных зарядов**

При проведении взрывных работ конструкции скважинных зарядов применяют в зависимости от конкретных условий. Наиболее простым решением является использование *сплошных зарядов ВВ*. В состав однородного сплошного заряда входит взрывчатое вещество одной марки и промежуточный детонатор (рис. 6, а).

Комбинированные сплошные заряды чаще всего формируются из взрывчатых веществ разных марок и промежуточных детонаторов, устанавливаемых в каждой марке ВВ. Такие заряды формируют в слабообводненных или осушенных скважинах, когда в нижней части заряда используется водоустойчивое ВВ, а сухая часть скважины заряжается неводоустойчивыми ВВ (рис. 6.1, б).

Иногда комбинированные сплошные заряды формируются по схеме «цилиндр в цилиндре». В этом случае более мощное ВВ заряжают в окружении менее мощного ВВ. Внутренний заряд выполняет функцию линейного инициатора ВВ, расположенного вокруг него (рис. 6.1, в).

Последние две конструкции экономически более выгодны. В то же время замена части заряда ВВ на менее мощное не снижает эффективности взрыва. При использовании смесительно-зарядных машин формирование зарядов таких конструкций не вызывает особых затруднений в организации труда взрывников.

*Рассредоточенные заряды ВВ* по высоте делятся на верхнюю и нижнюю части в соотношении 1 : 2, а пространство между ними заполняется либо инертным материалом – буровой мелочью, пенополистиролом или твердеющим пеногелем (рис. 6.1, г), либо остается свободным. Тогда между верхней и нижней частями заряда создается воздушный промежуток величиной 0,6–0,8 от длины верхней части заряда (рис. 6.1, д).

Формирование рассредоточенных зарядов ВВ с воздушным промежутком в сухих, слабообводненных и осушенных скважинах осуществляется при помощи скважинных затворов различных конструкций. Опыт использования на ряде разрезов Кузбасса надувных пневмозатворов показал их эффективность, однако в случае прокола оболочки или неисправности клапана заряд верхней части ВВ осе-

дает, образуя сплошной заряд и увеличивая зону нерегулируемого дробления со стороны верхней площадки уступа.

Распредоточенный заряд по сравнению со сплошным позволяет при той же массе заряда увеличить высоту зоны регулируемого дробления, снизить величину пикового давления продуктов взрыва, что приводит к улучшению дробления массива в зоне регулируемого дробления и уменьшает переизмельчение породы в зоне сжатия.

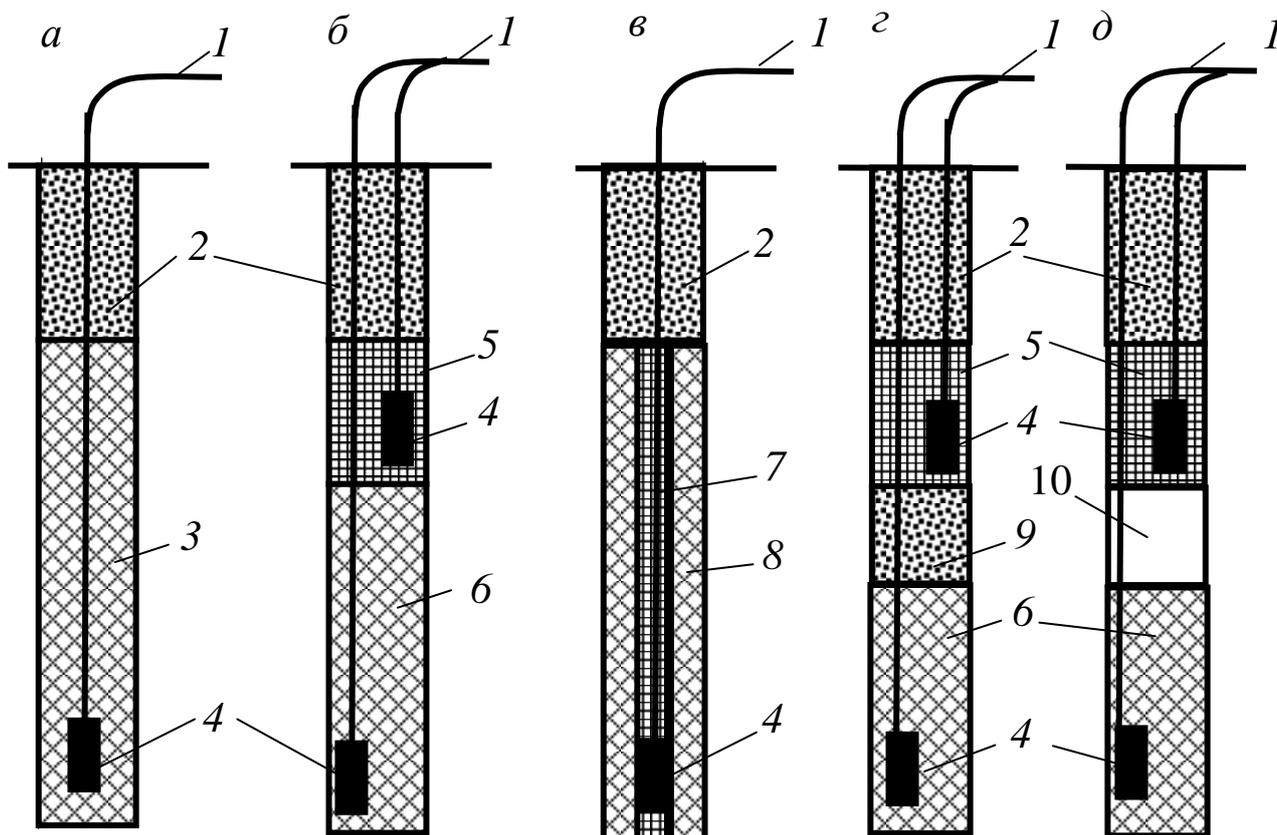


Рис. 6.1. Конструкции скважинных зарядов: а – однородные сплошные; б – комбинированные; в – «цилиндр в цилиндре»; г – распреоточенные инертным материалом; д – воздушным промежутком; 1 – проводник начального импульса; 2 – забойка; 3 – заряд ВВ; 4 – промежуточный детонатор; 5 – верхняя часть заряда ВВ; 6 – нижняя часть заряда ВВ; 7 – внутренний цилиндрический заряд ВВ; 8 – внешний цилиндрический заряд ВВ; 9 – инертный промежуток; 10 – воздушный промежуток

Немаловажное значение в конструкции скважинного заряда имеет расположение **промежуточного детонатора (ПД)**. При сплошном однородном заряде различают прямое инициирование с установкой ПД в верхней части заряда и обратное, когда ПД располагают на уровне подошвы уступа.

Прямое инициирование способствует повышению качества дробления породы, когда скорость детонации заряда более чем в 1,6 раза превышает скорость продольной волны в массиве. Это значит, что прямое инициирование предпочтительно использовать в весьма крупноблочных и исключительно крупноблочных, крепких породах. В мелкоблочных породах и породах средней блочности предпочтительно применять обратное инициирование.

При комбинированных и рассредоточенных зарядах рациональным считается инициирование верхней части с замедлением 15–25 мс относительно нижней. Этот эффект достигается использованием при монтаже волноводных систем инициирования типа Эдилин, когда в верхней части заряда устанавливается элемент ДБИ1 (500 мс), а в нижней – ДБИ1 (475 мс).

На карьерах используется также *контурное взрывание*, которое представляет собой способ заряжания и взрывания зарядов в оконтуривающих скважинах, обеспечивающий получение относительно ровной поверхности выработки с минимальными нарушениями сплошности боковых пород за пределами проектного профиля.

Отличительные особенности контурного взрывания заключаются в том, что применяются сближенное расположение скважин, относительно небольшой донный заряд ВВ, рассредоточенные заряды из патронов ВВ, диаметр которых меньше диаметра скважины

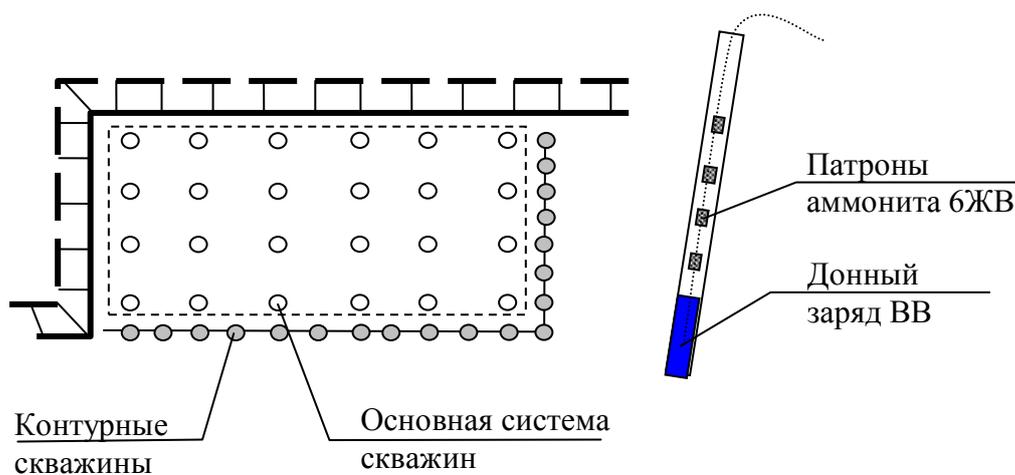


Рис. 6.2. Взаимное положение контурных скважин и основной системы скважин (а) и конструкция заряда в контурных скважинах (б)

В практике ведения взрывных работ наибольшее применение нашло предварительное контурное взрывание, поскольку с помощью этого технологического мероприятия можно одновременно решить следующие задачи:

- обеспечить заоткоску следующего по направлению развития фронта горных работ уступа;
- значительно снизить уровень грунтовых вод в пределах блока перед бурением и зарядкой основной системы скважин;
- уменьшить сейсмический эффект при взрывании основной системы скважин.

При подготовке высоких вскрышных уступов, когда заоткоска следующего уступа для повышения безопасности работы оборудования на уровне нижней рабочей площадки является обязательной, заряд в контурной скважине состоит из донного заряда водоустойчивого ВВ и гирлянды патронов-боевиков в той части скважины, которая находится над донным зарядом (рис. 6.3). Верхняя часть заряда из патронов-боевиков формируется с линейной плотностью 1–2 кг/м в зависимости от сближения скважин и крепости взрывае-мых пород.



*Рис. 6.3. Щель по линии контурных зарядов (а) и вид откоса уступа при использовании предварительного контурного взрывания (б)*

При предварительном контурном взрывании вскрышных блоков высотой до 20 м только с целью снижения обводненности, когда заоткоска уступа не является обязательной, конструкция заряда в контурных скважинах может не включать в себя гирлянду патронов-боевиков над донной частью заряда. В этом случае донных зарядов достаточно для создания локальной дренажной системы, су-

щественно снижающей обводненность взрывного блока. Уровень подземных вод в пределах блока после контурного взрывания снижается не менее чем в 3 раза.

## 6.2. Расчетные параметры буровзрывных работ

Расчетные параметры БВР являются ориентиром при подготовке проекта бурения взрывного блока и проекта массового взрыва. Совокупность основных расчетных параметров включает в себя следующие:

- диаметр бурения взрывных скважин;
- удельный расход ВВ (количество ВВ, приходящееся на 1 м<sup>3</sup> взрывающей породы);
- элементы конструкции заряда (длина перебура или недобура скважин относительно подошвы уступа, длина забоечного пространства, длина промежутка рассредоточения);
- масса заряда в скважине;
- размеры сетки скважин;
- максимально преодолеваемая линия сопротивления по подошве уступа.

**Диаметр бурения** скважин  $d_d$  (диаметр бурового долота) принимается в зависимости от категории пород по блочности в соответствии с рекомендациями, представленными в разделе 2.5.

**Удельный расход ВВ** является первичным расчетным параметром БВР, при котором должны обеспечиваться заданные требования к результатам взрыва. Существует два основных методических подхода к расчету удельного расхода ВВ.

Первый из них базируется на требованиях к качеству дробления взорванной горной массы, которое характеризуется линейным размером кондиционного куска породы  $d_k$ , соответствующего геометрической емкости ковша применяемого экскаватора.

Примером является часто встречающаяся в учебной и методической литературе формула для определения **расчетного удельного расхода**  $q_p$  (кг/ м<sup>3</sup>):

$$q_p = 0,18\gamma\sqrt[4]{fk_{ВВ}}(d_e + d_{зар})\left(\frac{0,5}{d_k}\right)^{\frac{2}{5}}, \quad (6.1)$$

где  $\gamma$  – плотность породы, т/ м<sup>3</sup>;  $f$  – коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протоdjяконова, ед.;  $d_e$  – диаметр естест-

венной отдельности, м;  $d_{зар}$  – диаметр заряда, м;  $d_k$  – предельно допустимый размер кондиционного (негабаритного) куска м;  $k_{ВВ}$  – поправочный коэффициент, соответствующий фактически применяемому ВВ относительно эталонного ВВ, ед.

Сложность практического использования этой формулы связана с определением максимального размера куска взорванной горной массы  $d_k$ , относительно которого есть рекомендации только для экскаваторов с геометрической емкостью ковша  $E \leq 10 \text{ м}^3$ :

$$d_k = (0,7 \div 0,8)\sqrt[3]{E}. \quad (6.2)$$

Кроме того, данная формула не учитывает тип экскаватора, хотя из практики известно что, например, для драглайнов и обратных гидравлических лопат фактически применяется более высокий удельный расход ВВ по сравнению с прямыми механическими лопатами с соответствующей емкостью ковша.

Второй методический подход основан на определении оптимального удельного расхода по критерию минимальных затрат на буровзрывные и выемочно-погрузочные работы. Так, на многих разрезах Кузбасса определение расчетного удельного расхода выполняется в соответствии с формулой

$$q_p = k_{ВВ} f [1 + 0,15(0,2f - 1)k_{обв}] (x_1 d_d + x_2) E^x, \quad (6.3)$$

где  $k_{ВВ}$  – поправочный коэффициент, ед.;  $f$  – коэффициент крепости взрываеваемой породы по шкале проф. М. М. Протождяконова;  $k_{обв}$  – коэффициент обводненности, доли ед.;  $d_d$  – диаметр скважин по долоту, м;  $x_1, x_2, x_3$  – безразмерные коэффициенты, определяющие значимость типоразмеров оборудования экскаватора (табл. 6.1).

Таблица 6.1

Значения безразмерных коэффициентов

Типоразмер экскаватора	Значения коэффициентов		
	$x_1$	$x_2$	$x_3$
ЭКГ, $E \leq 20$	0,51	– 0,003	– 0,11
ЭКГ, $E > 20$	0,346	+ 0,003	0
ЭКГ-у, ЭКГ-ус	0,50	– 0,002	– 0,09
ЭГО	0,50	– 0,0065	– 0,05
ЭШ	0,55	– 0,004	– 0,08

**Перебур скважины** – бурение скважины ниже подошвы взрываемого уступа производится с целью гарантированного дробления и разрыхления в этой области массива. Для вскрышных пород угольных и рудных месторождений длина перебура скважин ( $l_{\text{п}}$ , м) может быть рассчитана в зависимости от диаметра скважины по долоту ( $d_{\text{д}}$ , м) и крепости пород  $f$  :

$$l_{\text{п}} = (0,6f + 3)d_{\text{д}}. \quad (6.4)$$

На практике перебур скважин могут увеличивать по сравнению с расчетной величиной в том случае, когда развал взорванной породы разрабатывается экскаватором относительно небольшой мощности.

В специальной и учебной литературе традиционно встречаются также приближенные формулы расчета длины перебура:

$$l_{\text{п}} = 0,5qW; \quad l_{\text{п}} = (10 \div 15)d_{\text{д}}, \quad (6.5)$$

где  $W$  – линия сопротивления по подошве уступа (ЛСП), м;  $q$  – удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Сравнение с фактически существующими значениями перебура показывает, что приближенные формулы дают завышенный результат, поскольку были предложены в тот период времени, когда на карьерах применялись относительно маломощные экскаваторы.

**Длина скважин** ( $l_{\text{СКВ}}$ , м):

$$l_{\text{СКВ}} = \frac{h_{\text{у}} + l_{\text{пер}}}{\sin \beta}, \quad (6.6)$$

где  $h_{\text{у}}$  – высота взрываемого уступа, м;  $l_{\text{пер}}$  – глубина перебура, м;  $\beta$  – угол наклона скважин к горизонту, град.

**Забоечное пространство** представляет собой верхнюю часть скважины, не заполненную взрывчатым веществом, и предназначено для размещения в нем инертных материалов (буровой штыб, отсеб, щебень и т. п.) или специальных технических устройств, способствующих задержке времени выхода продуктов детонации из взрывной скважины.

Длина забоечного пространства ( $l_{\text{заб}}$ , м) должна приниматься исходя из условия полного охвата взрываемого массива дробящим действием скважинного заряда ВВ. На разрезах Кузбасса при использовании инертных материалов в качестве забоечного материала

нашла практическое применение следующая формула расчета длины забоечного пространства:

$$l_{\text{заб}} = 0,6d_{\text{д}}f + 25 \frac{d_{\text{д}}^{0,75}}{f^{0,5}}. \quad (6.7)$$

Вместе с тем для определения величины забойки существуют приближенные формулы, учитывающие минимальное количество исходных факторов:

$$l_{\text{заб}} = (20 \div 25)d_{\text{д}}; \quad l_{\text{заб}} = 0,6W. \quad (6.8)$$

**Длина колонки сплошного заряда ВВ ( $l_{\text{ВВ}}$ , м):**

$$l_{\text{ВВ}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб}}. \quad (6.9)$$

**Вместимость 1 м скважины ( $P$ , кг/м)** – количество ВВ, приходящееся на 1 м длины скважины. Этот параметр зависит от плотности ВВ и диаметра непосредственно заряда. Диаметр заряда совпадает с фактическим диаметром скважин, который, в свою очередь, в результате расширения в процессе бурения всегда больше диаметра бурового инструмента на 4–10 % (меньшие значения соответствуют крепким крупноблочным породам, а большие – трещиноватым).

При шарошечном или пневмоударном бурении относительное превышение ( $\Delta_{\text{СКВ}}$ , доли ед.) фактического диаметра скважин над диаметром бурения по долоту ( $d_{\text{д}}$ , м) составляет

$$\Delta_{\text{СКВ}} = \frac{0,12}{1 + 0,0045f^{2,7}}. \quad (6.10)$$

Поэтому расчетная вместимость ( $P$ , кг/м):

$$P = \frac{\pi [(1 + \Delta_{\text{СКВ}})d_{\text{д}}]^2}{4} \rho_{\text{ВВ}}, \quad (6.11)$$

где  $\pi = 3,14$ ;  $\rho_{\text{ВВ}}$  – плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Превышение фактического диаметра скважин над диаметром бурового инструмента в большинстве имеющейся научной и учебной литературе не учитывается, тогда как оно существенно влияет на расчетную массу ВВ в скважине. Если в расчетах его не принимать во внимание, то фактическая длина забоечного пространства, остающаяся после размещения в скважине расчетной массы ВВ, бу-

дет значительно превышать рекомендуемое значение, что повлечет за собой увеличение зоны нерегулируемого дробления. Кроме того это может повлечь за собой также увеличение проектного и фактического объема бурения.

**Масса ВВ в скважине** ( $Q_3$ , кг):

$$Q_3 = Pl_{ВВ}. \quad (6.12)$$

**Форма и размеры сетки скважин.** Существует два различных метода определения этих параметров. Хронологически первый из них основан на максимальной преодолеваемой величине линии сопротивления по подошве (ЛСП) по первому ряду скважин  $W_{пр}$ , которая составляет: для легковзрывааемых пород  $W_{пр} = (40 \div 50)d_d$ , для пород средней взрываемости  $W_{пр} = (35 \div 40)d_d$  и для трудно взрывааемых пород  $W_{пр} = (25 \div 30)d_d$ .

Расстояние между скважинами

$$a = mW, \quad (6.13)$$

где  $m$  – коэффициент сближения скважин рекомендуется для легко взрывааемых пород:  $m = 1,1-1,2$ ; для пород средней взрываемости  $m = 1,0-1,1$  и для трудно взрывааемых пород  $m = 0,85-1,0$ .

Расстояние между рядами вертикальных скважин  $b = (0,85 \div 1)W$ , а при наклонных  $b = W$ .

При данном подходе нет необходимости предварительного расчета удельного расхода ВВ, поскольку он будет предопределен допустимой величиной линии сопротивления по подошве (ЛСП).

Наряду с этим применительно к рудным карьерам существует приближенная формула расчета ЛСП с учетом расчетного удельного расхода ВВ:

$$W \approx 0,9 \sqrt{\frac{P}{q_p}}, \quad (6.14)$$

где  $P$  – вместимость 1 м скважины, кг/м;  $q_p$  – расчетный удельный расход эталонного ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Второй метод определения параметров сетки скважин, который, в частности, применяется на разрезах Кузбасса, базируется на величине удельного расхода ВВ и закономерностях пространственного положения систем трещин в осадочных породах.

В общем случае расчетные размеры сетки скважин:

$$a = \left( \frac{mQ_{\text{зар}}}{q_p l_{\text{СКВ}} \sin \beta} \right)^{0,5}; \quad b = \frac{a}{m}, \quad (6.15)$$

где  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;  $b$  – расстояние между рядами скважин, м;  $m$  – коэффициент сближения скважин;  $q_p$  – расчетный удельный расход эталонного ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $\beta$  – угол наклона скважин, град.

В настоящее время при проектировании массовых взрывов на разрезах такая оперативная информация, как правило, отсутствует. Вместе с тем анизотропия трещиноватости вскрышных пород такова, что в 70 % случаев более целесообразно шахматное расположение взрывных скважин, а коэффициент сближения  $m = 1,1-1,2$ .

Форму сетки скважин рекомендуется устанавливать с учетом угла между направлением максимальной скорости упругой волны в массиве и линией откоса уступа (рис. 6.4). Если этот угол находится в интервале от 30 до 60 град., следует принимать прямоугольную сетку скважин. В остальных случаях принимают шахматную сетку скважин.

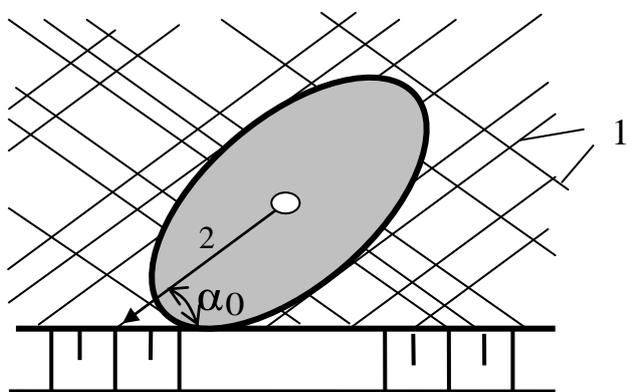


Рис. 6.4. Взаимосвязь между трещиноватостью массива и скоростью продольной волны: 1 – следы систем секущих трещин; 2 – направление максимальной скорости продольной волны в массиве;  $\alpha_0$  – угол встречи направления максимальной скорости продольной волны в массиве с верхней бровкой откоса уступа

Количество рядов скважин в типовых условиях определяется применяемой технологией. Так, например, при транспортной технологии принимают от 3 до 7 рядов и более, а при бестранспортной технологии до 10 и более рядов скважин.

**Линия сопротивления по подошве уступа** принимается не менее расстояния, обеспечивающего безопасное бурение первого ряда скважин и не более максимально допустимого значения, обеспечивающего проработку подошвы уступа, т. е.

$$W_6 \leq W \leq W_{\max}, \quad (6.16)$$

$$W_6 = h_y(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\beta) + C_1; \quad W_{\max} = (50 - 8,5d_e)d_d, \quad (6.17)$$

где  $h_y$  – высота уступа, м;  $W_6$  – линия сопротивления по подошве уступа из условия обеспечения безопасного бурения первого ряда скважин, м;  $W_{\max}$  – максимально преодолеваемая линия сопротивления по подошве уступа, м;  $\alpha$  – угол откоса уступа, град.;  $\beta$  – угол наклона скважин, град.;  $C_1$  – минимально допустимое расстояние от оси скважины от верхней бровки уступа, м;  $d_e$  – диаметр естественной отдельности, м;  $d_d$  – диаметр скважины по долоту, м.

Если в практических условиях по условиям безопасности невозможно обеспечить максимально допустимое значение ЛСП, тогда в первом к откосу уступа ряду скважин бурят парносближенные скважины. При этом линия сопротивления по подошве может быть увеличена на 30–40 % по сравнению со значением, полученным по формуле (6.17).

**Промежутки рассредоточения** скважинных зарядов позволяют в определенных условиях снизить фактический удельный расход ВВ и повысить равномерность дробления взорванной горной массы. При этом размеры сетки скважин не изменяются по сравнению с их размерами для сплошных зарядов.

Вместе с тем создание промежутков рассредоточения усложняет технологию зарядки скважин и увеличивает время зарядки взрывного блока, что в наибольшей степени имеет место в случае высокой их обводненности. Поэтому в практических условиях рассредоточение заряда применяется при сухих и слабообводненных скважинах и создается, как правило, один промежуток при длине скважин не менее 15 м.

Длина воздушного промежутка рассредоточения  $l_{\text{пр.р}}$  и его положение по высоте в практических условиях являются результатом конкретного опыта их применения. Самые общие рекомендации, имеющиеся в литературе по данному вопросу, сводятся к следующему:

– длину воздушного промежутка для легковзрываемых пород целесообразно принимать 0,3–0,4 длины колонки сплошного заряда, для пород средней взрываемости принимать 0,2–0,3 колонки заряда и для трудновзрываемых пород принимать 0,15–0,2 колонки заряда;

– длина нижней части рассредоточенного заряда  $l_{3.p}^{(H)}$  должна составлять 0,65 от общей длины рассредоточенного заряда, верхней части  $l_{3.p}^{(B)}$  – соответственно 0,35.

Таким образом, масса нижней и верхней частей рассредоточенного заряда составят:

$$Q_{3.p}^{(H)} = 0,65P(l_{BB} - l_{пр.р}); \quad Q_{3.p}^{(B)} = 0,35P(l_{BB} - l_{пр.р}), \quad (6.18)$$

где  $l_{BB}$  – длина сплошного заряда, м;  $l_{пр.р}$  – длина промежутка рассредоточения, м.

Для разрезов Кузбасса теоретически установлено, что с точки зрения формирования зоны кондиционного дробления длина промежутка рассредоточения не должна превышать величину

$$l_{пр.р.} = (24 - 1,4f)d_d. \quad (6.19)$$

При этом длина каждой части рассредоточенного заряда составляет не менее  $27,5d_d$ .

### 6.3. Расчет параметров контурного взрывания

Параметрами контурного взрывания являются диаметр бурения контурных скважин ( $d_d$ , м), расстояние между скважинами контурного ряда ( $a_k$ , м), масса донного заряда ( $M_{дн}$ , кг) и линейная плотность патронов-боевиков.

Традиционно считается, что диаметр бурения контурных скважин целесообразно принимать меньше диаметра бурения основной системы скважин. Вместе с тем на карьерах и, в частности, на разрезах Кузбасса с этой целью используются одни и те же станки и буровой инструмент, что исключает необходимость замены бурового долота при бурении контурных скважин.

В случае применения контурного взрывания только для оконтуривания откоса уступа расстояние между скважинами контурного ряда можно принимать в два раза меньше, чем расстояние между скважинами основной системы скважин:

$$a_k = 0,5a, \quad (6.20)$$

где  $a$  – расстояние между скважинами в соответствии с формулами (6.13) или (6.15), м.

При необходимости одновременного оконтуривания откоса уступа и снижения обводненности взрывного блока:

$$a_k = \frac{25 d_d \exp(-0,05 f)}{\exp(0,025 f) + 0,426}, \quad (6.21)$$

где  $f$  – коэффициент крепости породы, ед.

Масса донного заряда ВВ в обоих случаях

$$M_{дн} = 4,6 P d_d \sqrt[3]{f}, \quad (6.22)$$

где  $P$  – вместимость 1 м скважины в соответствии с формулой (6.11), кг/м.

Гирлянда патронов-боевиков с линейной плотностью 1–2 кг/м в зависимости от крепости взрываеваемых пород применяется только в случае оконтуривания следующего уступа.

#### **6.4. Рекомендации по направлению бурения скважин в зависимости от угла падения напластований**

Для большинства горных пород предел прочности при одноосном сжатии выше предела прочности при растяжении. Ориентировочно можно принять  $\sigma_p = 0,1\sigma_{сж}$ . При больших различиях в прочности пород для одноосного сжатия и растяжения область возможных углов, для которых разрушение будет происходить в перпендикулярном к плоскости пласта (прослойки) направлении, а не вдоль него, сильно ограничена. Большинство массивов в силу геологических причин неоднородны и анизотропны, т. е. имеют несколько систем трещин. Причинами, обуславливающими анизотропию, являются слоистость, трещиноватость, разнопрочность минералов, из которых состоят горные породы.

Форма зоны регулируемого дробления в сечении, перпендикулярном оси скважинного заряда, определяется степенью анизотропности породного массива. В общем случае в этом сечении кривая анизотропии трещиноватости массива будет близка к форме эллипса. Обратно пропорционально кривой анизотропии трещиноватости будет изменяться и скорость продольной волны в массиве.

В настоящее время способ взрывной подготовки пород к выемке методом скважинных зарядов горных пород со слоистой структурой включает бурение параллельных рядов вертикальных или наклонных скважин, зарядание их взрывчатым веществом с последующей забойкой, монтаж взрывной цепи и короткозамедленное взрывание. Скважины размещаются друг от друга на расчетном расстоянии по прямоугольной или шахматной сетке. Причем в массиве

скважины располагаются так, что продольная ось каждой скважины на плоскость откоса уступа проектируется как перпендикуляр к образующим верхней и нижней бровок уступа. В этом случае ось скважины пересекает плоскость напластований под некоторым углом (рис. 6.5, а). Наиболее благоприятные условия для дробления массива в большинстве случаев наступают тогда, когда нагрузка разрушения в слое строго перпендикулярна напластованию (рис. 6.5, б) либо при простирании напластований параллельно линии откоса уступа (рис. 6.5, д).

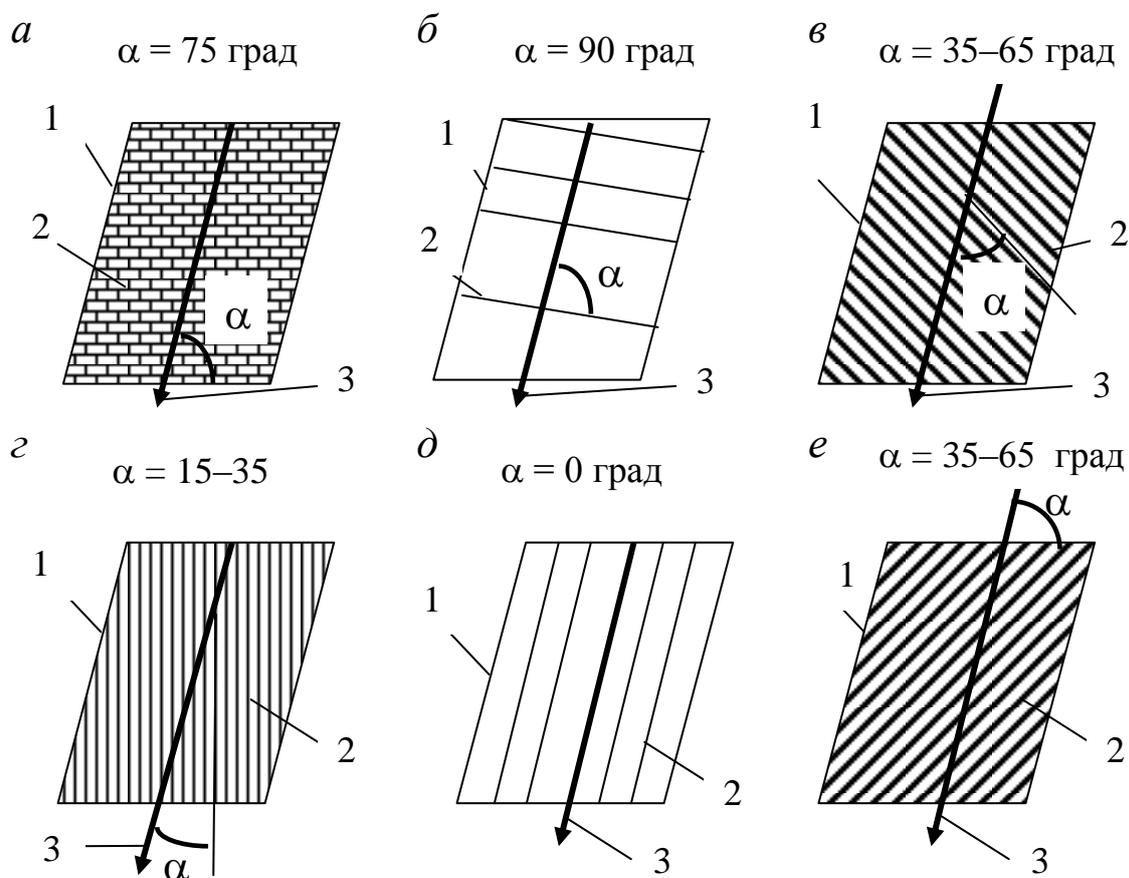


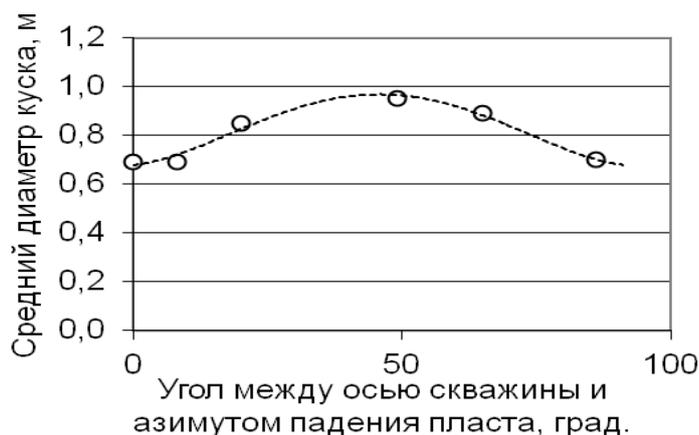
Рис. 6.5. Схема пространственного размещения скважин в массиве относительно напластований: 1 – откос уступа; 2 – напластования породы; 3 – направление бурения

Если угол падения напластований составляет с осью скважины более чем 35 град. (рис. 6.5, в, е), то затухание волны напряжений происходит быстрее, что приводит к ухудшению качества дробления массива.

При проектировании взрывов не учитываются взаимосвязи сдвиговых напряжений в направлении слоистости и направлении

трещиноватости массива. Для равномерного дробления массива при неблагоприятном расположении заряда относительно напластований зачастую необходим увеличенный удельный расход взрывчатого вещества. При использовании зарядов с одинаковым удельным расходом ВВ без учета структуры массива можно получить результаты, отличающиеся по качеству дробления породы. Это подтверждается результатами обработки информации по качеству взрывной подготовки породы к выемке на разрезах Кузбасса, которые показывают наличие закономерности изменения размеров куска на поверхности развала в зависимости от пространственного расположения скважин в слоистом массиве (рис. 6.6).

Из результатов обработки эксперимента видно, что наилучшее качество дробления имеет место при бурении скважин относительно плоскости напластований под углом 85–90 град. и в случае совпадения направления бурения с плоскостью напластований.



*Рис. 6.6. Изменение размера куска на поверхности развала в зависимости от угла встречи скважинного заряда с напластованиями массива*

Поэтому с целью получения равномерного дробления породы в пределах всего уступа перед проектированием буровзрывных работ необходимо проводить обследование массива георадаром «ОКО-2» с экранированным разборным антенным блоком «АБ-90» (см. раздел 1.1.2). После определения угла падения напластований и азимута их простирания направление бурения скважин на уступе рекомендуется проектировать так, как это показано на рис. 6.7.

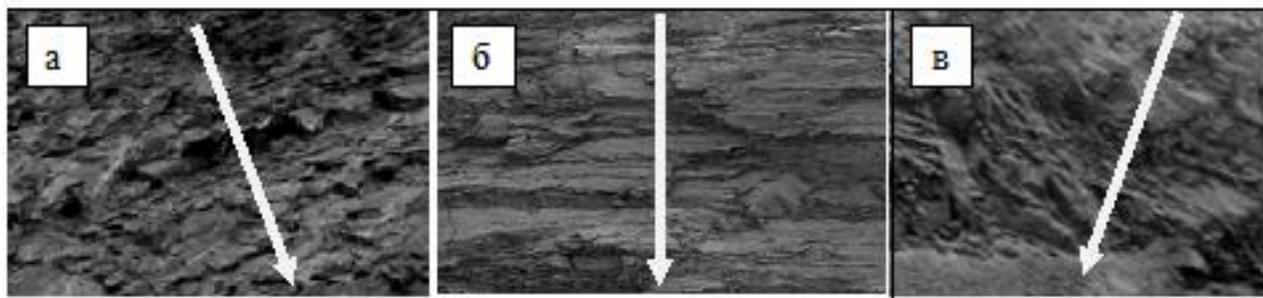


Рис. 6.7. Направление бурения скважин (стрелки) в зависимости от изменения угла падения пород в пределах рабочего горизонта

### 6.5. Оценка качества дробления породы взрывом

Прогноз оценки качества дробления породы в развале при массовом взрыве можно провести по расчету диаметра среднего по объему куска взорванной горной массы:

$$d_{\text{ср}} = \frac{5d_{\text{д}}d_{\text{е}}}{5d_{\text{д}} + \frac{q_{\text{р}}}{k_{\text{ВВ}}}d_{\text{е}}}, \quad (6.23)$$

где  $d_{\text{д}}$  – диаметр скважин по долоту, м;  $d_{\text{е}}$  – диаметр естественной отдельности ( $d_{\text{е}} = 0,2f$ ), м;  $f$  – коэффициент крепости взрываваемой породы по шкале проф. М. М. Протодряконова, ед.;  $q_{\text{р}}$  – расчетный удельный расход применяемого ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $k_{\text{ВВ}}$  – поправочный коэффициент, ед.

Для достоверной оценки качества дробления породы взрывом с заданными параметрами буровзрывных работ необходимое количество взрывов определяется в зависимости от коэффициента вариации определяемого признака, допустимой ошибки и заданной надежности:

$$n = \frac{t^2 \sigma_x^2}{\varepsilon_x^2}, \quad (6.24)$$

где  $t$  – коэффициент, принимаемый при исследовательских работах равным 2,0 при надежности 95 %;  $\sigma^2$  – среднеквадратичное отклонение (15–20 %);  $\varepsilon^2$  – заданная ошибка (5–10 %).

Для получения надежных результатов с учетом усреднения различных случайных факторов достаточно проведения трех взрывов объемом взрывааемых пород 20–30 тыс. м<sup>3</sup> каждый.

Качество дробления породы определяется по гранулометрическому составу взорванной горной массы. За критерий степени дробления горной массы принимается диаметр среднего по объему куска взорванной породы.

Гранулометрический состав дробленого продукта определяется фотопланиметрическим методом. Для этого взорванный массив фотографируется в 5–6 местах с интервалом в 10–15 м в зависимости от длины блока и равномерности дробления. В качестве масштаба при фотографировании используется мерная лента с ценой деления 0,5 м или круг диаметром 1 м, разделенный на четверти (рис. 6.8).



Рис. 6.8. Развал породы после взрыва (диаметр круга 1 м)

Диаметр средневзвешенного по объему куска взорванной породы:

$$d_{\text{ср}} = \bar{x}_i \left( 1 + 3 \frac{\sigma^2}{\bar{x}_i} \right), \quad (6.25)$$

где  $\bar{x}_i$  – средняя выборки размеров куска в развале:

$$\bar{x}_i = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i, \quad (6.26)$$

где  $x_i$  – линейный размер  $i$ -го куска;  $n$  – число измеренных кусков ( $n \geq 300$ );  $\sigma^2$  – дисперсия распределения кусковатости взорванного массива:

$$\sigma^2 = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x}_i)^2}{n-1}. \quad (6.27)$$

Степень дробления массива заключается в выполнении условия по обеспечению заданной технической производительности экскаватора при разрушении естественных отдельностей до кусков необходимого размера:

$$Z_p = d_e / d_{cp}. \quad (6.28)$$

Ожидаемая ширина развала взорванной породы ( $B$ , м):

$$B = A_{бвр} + (11 - 0,055\beta) \sqrt{h_y}, \quad (6.29)$$

где  $A_{бвр}$  – ширина буровзрывного блока, м;  $\beta$  – угол наклона скважин к горизонту, град.;  $h_y$  – высота вскрышного уступа, м.

## **6.6. Процесс заряжания взрывных скважин**

### **6.6.1. Общие положения технологии заряжания сухих и слабообводненных скважин**

Технология проведения массового взрыва предусматривает выполнение ряда этапов и операций.

Подготовительный этап включает:

- подготовку исходных данных и составление проекта массового взрыва, в т. ч. определение удельного расхода ВВ, обеспечивающего необходимую степень дробления массива; выбор диаметра скважин; расчет глубины скважины, величины забойки, перебура, линии сопротивления по подошве, расстоя-

ния между рядами скважин и скважинами в ряду, величины скважинного заряда; выбор конструкции скважинного заряда;

- определение границ опасной зоны;
- установление системы сигнализации и охраны.

Выполнение массового взрыва предусматривает:

- изготовление боевиков;
- непосредственно заряжание скважин ВВ и их забойку;
- монтаж взрывной сети и производство взрыва;
- осмотр забоя.

В соответствии с проектом массового взрыва взрывник, имеющий допуск на право ведения взрывных работ, получает на складе необходимые ВВ и СИ.

При ручном зарядании взрывных скважин ВВ упаковано в мешки по 40 кг. При транспортировании ВВ в мешках к месту взрыва кузов автомобиля должен быть загружен на 2/3 своей грузоподъемности. Средства инициирования согласно проекту в необходимом количестве доставляются на место взрыва.

При механизированном зарядании готовое ВВ или компоненты для его приготовления в процессе зарядания скважин загружаются в бункеры зарядной или смесительно-зарядной машины и доставляются к месту проведения массового взрыва.

Для зарядания сухих скважин используют относительно дешевые неводоустойчивые ВВ гранулиты; граммониты 79/21, ТК, ТКЗ; сибирит-2500РЗ и др.

При взрывании с использованием в качестве средства инициирования детонирующего шнура (ДШ) технология зарядания сухих скважин состоит в выполнении ряда операций. К концу ДШ, свернутому в бухту, привязывается тротиловая шашка (промежуточный детонатор), который опускается в скважину до уровня подошвы уступа нижележащего горизонта. От бухты отрезают ДШ и свободный конец закрепляют у устья скважины. Одновременно в скважину засыпают из мешков или зарядной машиной количество ВВ, соответствующее расчетной массе заряда. Формируют проектируемую конструкцию скважинного заряда – сплошную или рассредоточенную. При комбинированных или рассредоточенных на части зарядах в каждую из них помещают промежуточный детонатор. В этом случае на поверхность из устья скважины выходят два отрезка ДШ. Свободную от заряда ВВ часть скважины заполняют забойкой.

После заряжания всех скважин по поверхности блока размещаются магистральные и секционные линии ДШ. Выходящие из скважин концы ДШ присоединяются к секционным линиям, а секционные линии – к магистральным линиям ДШ. При короткозамедленном взрывании, между скважинами или группами скважин, взрывааемых одновременно, в магистральную линию ввязываются пиротехнические реле. Затем к началу взрывной сети присоединяют зажигательную трубку, состоящую из капсуля-детонатора и отрезка огнепроводного шнура.

При инициировании скважинных зарядов низкоэнергетическими системами инициирования типа СИНВ, Искра, Эдилин, Нонель и т. п. патрон-боевик изготавливают путем установки в ПД капсуля-детонатора, закрепленного в скважинном волноводе. Концы волноводов, выходящих из устья скважин, присоединяют к монтажным блокам поверхностных волноводов. Начало взрывной сети подсоединяют к волноводу с монтажным блоком, имеющим мини-капсюль-детонатор мгновенного действия (стартовый). Иницирующий импульс в стартовый волновод подается от пускового устройства (УС-2, ИВ-2АМ или УПЭ-1,5/Х).

### **6.6.2. Осушающие машины**

*Технология заряжания взрывных скважин с предварительным удалением воды* является одним из путей, направленных на снижение себестоимости взрывной подготовки обводненных пород с непроточной водой (т. е. при скорости фильтрации до 1 м/сут). В этом случае можно использовать простейшие, неводоустойчивые аммиачно-селитренные ВВ с заряданием их в предварительно осушенные скважины. Осушение скважин можно проводить при помощи погруженных насосов и устройств, использующих энергию сжатого воздуха, в т. ч. эрлифитов, эжекторов, поршней.

Одним из условий, обеспечивающих возможность применения осушающих машин при последующей зарядке скважин неводоустойчивыми ВВ, является такая скорость восстановления воды в скважине после ее осушения, при которой за время зарядки скважины неводоустойчивым ВВ в полиэтиленовый рукав или с использованием других средств изоляции заряда уровень воды в скважине не превысит 1,0–1,5 м. Этому условию удовлетворяют слабоприточные скважины со скоростью восстановления уровня воды после откачки осушающими машинами  $w < 0,2$  м/мин.

Отечественная промышленность в настоящее время не производит осушающих машин для открытых горных работ. Имеющаяся в литературе информация о машинах, которые эксплуатировались ранее, представлена в табл. 6.2. Во-первых, машины с погружными насосами являются более предпочтительными, поскольку не требуют дополнительных компонентов для осуществления процесса осушения, во-вторых, воду можно отводить на некоторое расстояние от осушаемой скважины, и она не возвращается обратно.

Таблица 6.2

Технические характеристики осушающих машин

Показатели	Тип машины		
	УОС-250	МО-1	Машина НИИКМА
Базовый автомобиль	ГАЗ-66	МАЗ-509А	БелАЗ-540А
Производительность, скважин/смену	120–150	до 200	150–160
Осушаемые скважины: – диаметр – глубина	0,2–0,23 25	0,16–0,23 23	0,2–0,23 до 40
Способ осушения	погружной	воздух+ сульфанол	воздух+ алкилсульфанат

Установка УОС-250 для удаления воды из скважин смонтирована на автомобиле ГАЗ-3308 (рис. 6.9). Погружной насос 1, закрепленный на шланге 2, опускается в обводненную скважину с помощью барабана 3. Насос включается в работу с помощью гидромотора с приводом от коробки отбора мощности двигателя автомобиля. Вода, удаляемая из скважины, отводится по шлангу под борт карьера.

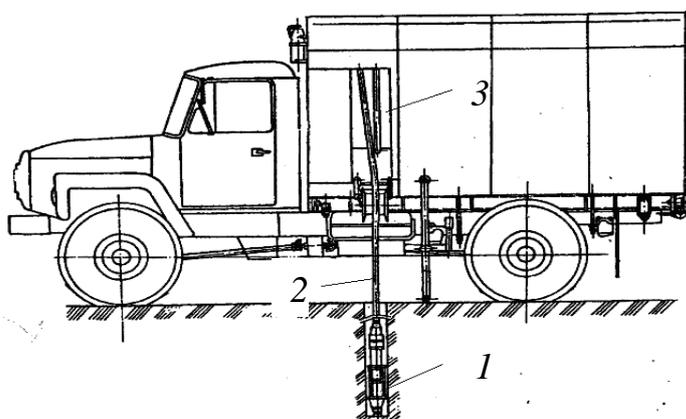


Рис. 6.9. Установка УОС-250:  
1 – погружной насос;  
2 – шланг; 3 – барабан

На многих разрезах эксплуатируются осушающие установки «Legra» на базе относительно небольших автомобилей типа УАЗ. Осушающая установка «Legra», производства США, представляет собой глубинный насос, закрепленный на шланге при помощи троса, проходящего внутри шланга вместе с гидравлической линией.

По техническим характеристикам возможно использование двух моделей установок «Legra»: модель 140 с глубиной погружения насоса до 30 м и модель 150 с глубиной погружения насоса до 65 м (табл. 6.3).

Таблица 6.3

Техническая характеристика установки для осушения скважин «Legra»

Показатели	MODEL 130/140	MODEL 150
Производительность насоса, л/мин	250	300
Максимальная глубина опускания насоса, м	30	65
Диаметр насоса, мм	90	130
Диаметр шланга, мм	65	65
Размеры главной рамы, мм	1150×750×1220	1450×850×1300
Вес, кг	450	750

Эта установка уникальна не только высокой производительностью, но и тем, что силовой агрегат насоса и барабан с навитым на него шлангом оснащены гидравлическим приводом. Гидравлическая линия расположена внутри шланга, опускаемого в скважину.

Для наведения насоса на устье скважины предназначена телескопическая стрела. Гидропривод насоса, катушки и стрелы осуществляется при помощи маслостанции, работающей от автономного двигателя.

В Кузбассе осушающие насосы «Legra», установленные на базе автомобилей УАЗ, используются для осушения взрывных скважин:

- с малой обводненностью и последующим заряжением неводоустойчивых ВВ в день взрыва;
- любой обводненности с последующим заряжением эмульсионными ВВ до статического уровня грунтовых вод или заряжением неводоустойчивого гранулированного ВВ;

- любой обводненности с последующим заряданием неводоустойчивого ВВ в герметичный полиэтиленовый рукав в день взрыва.

Общий недостаток всех погружных устройств в том, что их иногда заклинивает породой, вывалившейся из стенки скважины.

Этот недостаток конструкции осушающих установок ликвидирован в машине МО-1, разработанной в Кузнецком филиале НИИОГР (рис. 6.10).



Рис. 6.10. Процесс удаления воды из скважин машиной МО-1:  
1 – компрессор; 2 – шланг;  
3 – водоотводящее устройство;  
4 – вода

Машина МО-1 предназначена для удаления воды из взрывных скважин смесью сжатого воздуха с пенообразующим веществом. Осушающая установка смонтирована на базе автомобиля МАЗ-509А, на раме которого установлены компрессорная станция 1, бак для водного раствора пенообразующего вещества с системой подачи его в шланг 2 и водоотводящее устройство 3. Водоотводящее устройство 3 устанавливается в устье скважины, а шланг 2 опускают до дна скважины. Через шланг 2 подается смесь сжатого воздуха с пенообразующим веществом, создающая пеновоздушный поршень, выталкивающий воду 4 из скважины. Технология заряжания осушенных скважин состоит в том, что на блоке работают одновременно установка по удалению воды из скважин 1, машина 2 по их заряданию взрывчатым веществом и забоечная машина 3 (рис. 6.11).

Технология использования низкоплотных веществ для осушения и забойки скважин по сравнению с описанными выше является относительно новым и перспективным направлением. Для его реа-

лизации необходимо наладить серийный выпуск соответствующих машин.

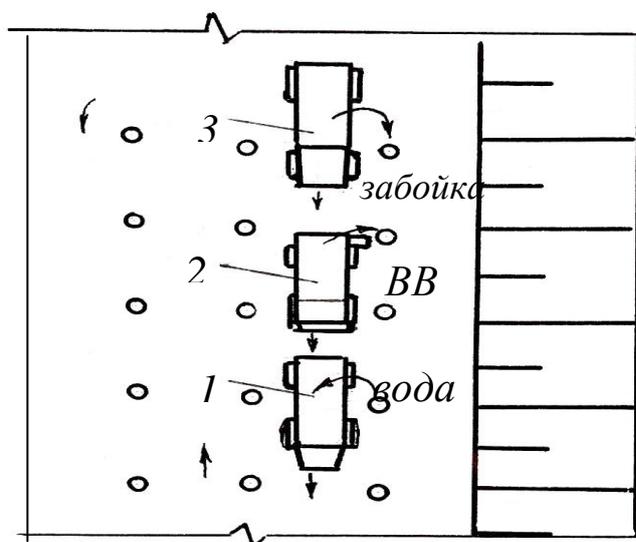


Рис. 6.11. Схема движения машин на блоке:

- 1 – осушающая машина;
- 2 – зарядная машина;
- 3 – забояющая машина

В качестве экспериментального образца на основе машины МО-1 разработана машина МОЗ-1, позволяющая собирать воду, удаляемую из скважины, в бак и использовать ее для приготовления пеногеля, которым осуществляется забойка осушенных взрывных скважин на этом же блоке. В этом случае машина 2, например МЗ-4, проводит зарядку скважины неводоустойчивым взрывчатым веществом (игданитом, гранулитом, граммонитом 79/21 и др.).

Вслед за машиной 2 движется машина 3 МОЗ-1, выполняя пеногелевую забойку скважин. При переходе с одного ряда на другой машины МОЗ-1 меняются местами, что обеспечивает непрерывный процесс пополнения бака водой, необходимой для приготовления пеногеля.

Такая технология позволяет более рационально использовать взрывчатые вещества и подземные воды, т. к. удаление воды из скважины уменьшает количество растворенных в воде аммиачно-селитренных ВВ, что в конечном итоге снижает загрязнение подземных вод.

### ***Производительность осушающих машин***

В настоящее время применяются следующие способы работы установки:

– в случае наличия в скважине «поверхностной» воды (атмосферные осадки), а также при соблюдении условия непродолжи-

тельного нахождения ВВ в скважине производится осушение скважин с последующим заряданием скважин неводоустойчивым ВВ;

– в случае взрывания пород с минимальным коэффициентом фильтрации (заполнение скважины водой занимает продолжительное время) производится удаление воды из скважины с последующим заряданием неводоустойчивым ВВ в полиэтиленовый рукав;

– в случае высокой обводненности производится удаление воды с последующим заряданием нижней части скважины водоустойчивым ВВ. Столб водоустойчивого ВВ превышает столб воды в скважине на 0,5–1,0 м. В день проведения взрывных работ производится формирование верхней части заряда неводоустойчивым ВВ.

Под технической производительностью осушающей машины при удалении воды из слабоприточных скважин понимается количество скважин, осушаемых за 1 час непрерывной работы в конкретных горнотехнических условиях ( $Q_{\text{тех}}^{(\text{ом})}$ , шт./ч). Осушающая машина, как и многие другие виды горного оборудования, является машиной циклического действия, поэтому можно говорить о продолжительности ее **технологического цикла** ( $t_{\text{ц}}$ , мин), который состоит из отдельных операций. При существующих конструктивных решениях большинства промышленных осушающих машин эти операции включают в себя следующее:

– опускание погружного насоса и соединительного шланга в обводненную скважину на глубину примерно равную глубине скважины ( $l_{\text{СКВ}}$ , м). Продолжительность этой операции ( $t_{\text{оп}}$ , мин) может быть рассчитана по известной скорости опускания насоса ( $v_{\text{оп}}$ , м/мин):

$$t_{\text{оп}} = \frac{l_{\text{СКВ}}}{v_{\text{оп}}}; \quad (6.30)$$

– продолжительность операции откачки воды ( $t_{\text{отк}}$ , мин) зависит от производительности насоса ( $V_{\text{отк}}$ , м<sup>3</sup>/мин) и объема воды в скважине ( $V_{\text{в}}$ , м<sup>3</sup>). Объем воды в скважине зависит от коэффициента обводненности ( $k_{\text{обв}}$ , доли ед.), глубины скважины и ее диаметра ( $d_{\text{СКВ}}$ , м), поэтому

$$t_{\text{отк}} = \frac{k_{\text{обв}} l_{\text{СКВ}} \pi d_{\text{СКВ}}^2}{4V_{\text{отк}}}; \quad (6.31)$$

– продолжительность операции подъема насоса определяется в зависимости от скорости подъема ( $v_{\text{под}}$ , м/мин) и глубины:

$$t_{\text{под}} = \frac{l_{\text{СКВ}}}{v_{\text{под}}}; \quad (6.32)$$

– продолжительность передвижки ( $t_{\text{пер}}$ , мин) является величиной постоянной.

Таким образом, формула для расчета продолжительности технологического цикла осушающей машины примет вид:

$$t_{\text{ц}} = \frac{l_{\text{СКВ}}}{v_{\text{оп}}} + \frac{k_{\text{обв}} l_{\text{СКВ}} \pi d_{\text{СКВ}}^2}{4V_{\text{отк}}} + \frac{l_{\text{СКВ}}}{v_{\text{под}}} + t_{\text{пер}}. \quad (6.33)$$

В этом случае сменная производительность осушающей машины ( $Q_{\text{см}}$ , шт./смену) без учета внеплановых простоев:

$$Q_{\text{см}} = \frac{60(T_{\text{см}} + T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}})}{t_{\text{ц}}}, \quad (6.34)$$

где  $T_{\text{см}}$ ,  $T_{\text{п.з}}$ ,  $T_{\text{р}}$  – продолжительность смены, подготовительных и заключительных операций и регламентируемых перерывов ( $T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}} = 0,5 \div 1,0$ ), ч.

В табл. 6.4 представлены диапазоны изменения параметров, характеризующих условия откачки воды из обводненных скважин на разрезах.

Таблица 6.4

Исходные данные для расчетов

Исходная величина	Диапазон изменения
Глубина скважин, м	5–35
Коэффициент обводненности, доли ед.	0, 1–0,9
Диаметр скважин, м	0,171–0,320
Производительность насоса, м <sup>3</sup> /мин	0,25–0,35
Скорость опускания насоса, м/мин	10–20
Скорость подъема насоса, м/мин	10–20
Продолжительность передвижки, мин	1–2

При организации совместной работы осушающей машины со смесительно-зарядной машиной необходимо знать продолжительность осушения одной скважины с учетом переезда к следующей.

В табл. 6.5 представлен фрагмент расчета продолжительности цикла осушающей машины при различных значениях глубины скважины и коэффициента ее обводненности. Из таблицы видно, что в указанных диапазонах их изменения (эти диапазоны соответствуют наиболее часто встречающимся условиям) продолжительность цикла осушающей машины составляет от 2,5 до 8 мин.

Таблица 6.5

Расчетная продолжительность цикла осушающей машины (мин)

Коэффициент обводненности $k_{обв}$ , доли ед.	Глубина скважин, м					
	5	10	15	20	25	30
0,2	2,4	3,3	4,3	5,2	6,1	7,0
0,4	2,5	3,5	4,5	5,6	6,6	7,6
0,6	2,6	3,7	4,8	5,9	7,0	8,1

Наиболее существенным фактором, влияющим на производительность осушающей машины, является глубина скважин. Так, при увеличении глубины с 10 до 20 м производительность уменьшается со 180–200 шт./смену до 110–130 шт./смену (рис. 6.12).

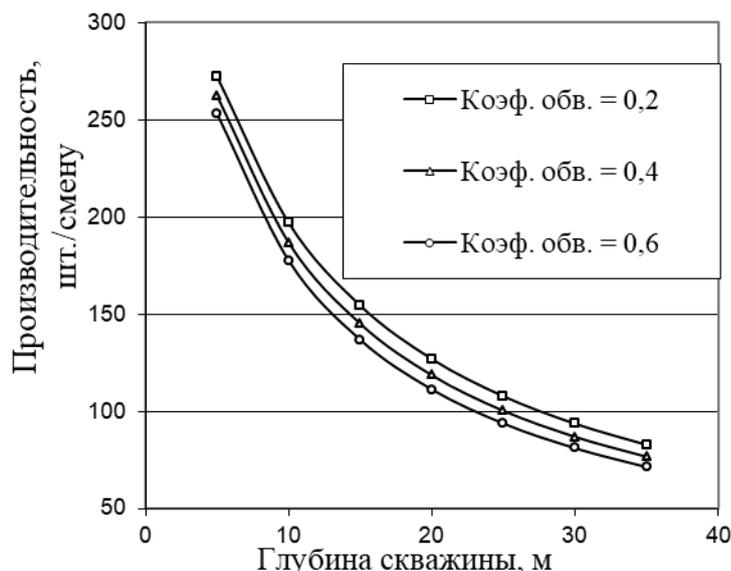


Рис. 6.12. Зависимость производительности осушающей машины от глубины скважин диаметром 216 мм при различных значениях коэффициента обводненности (продолжительность смены  $T_{см} = 12$  ч)

### Затраты на осушение

Осушающие машины (ОМ) являются одним из технических средств, которые позволяют снизить расход более дорогих водоустойчивых взрывчатых веществ при подготовке вскрышных пород к экскавации. Вместе с тем очевидно, что целесообразность их применения может иметь технико-экономические ограничения, связан-

ные, например, с тем, что затраты на осушение скважин в некоторых горнотехнических условиях не будут окупаться экономией затрат на взрывчатые вещества.

Годовые затраты, связанные с эксплуатацией осушающей машины, а также годовой и сменный коэффициенты ее использования во времени представлены в табл. 6.6.

Таблица 6.6

Годовые затраты на эксплуатацию осушающей машины «Legra»  
(по данным 2018 г.)

Показатель	Значение
Амортизация, тыс. руб.	836
Заработная плата, тыс. руб.	1927
Начисления на заработную плату, тыс. руб.	732
ГСМ, тыс. руб.	530
Ремонт и запчасти, тыс. руб.	335
Прочие материалы, тыс. руб.	33
Всего затрат, тыс. руб.	4393
Часовой фонд, ч	11368
Годовой коэффициент использования, доли ед.	0,6
Сменный коэффициент использования, доли ед.	0,7
Стоимость машиночаса, руб./ч	1230
Стоимость машиносмены, руб./смену	14773

В совокупности с разработанной выше моделью расчета сменной производительности машины можно определить затраты на осушение одной скважины в зависимости от совокупности влияющих факторов. В табл. 6.7 представлен фрагмент расчета затрат на осушение одной скважины диаметром 216 мм при различных значениях ее глубины и коэффициента ее обводненности. Видно, что в указанных выше диапазонах изменения затрат на осушение одной скважины не превышают 215 руб.

Таблица 6.7

Расчетные затраты на осушение одной скважины (руб.)

$k_{обв}$ , доли ед.	Глубина скважин, м					
	5	10	15	20	25	30
0,2	88	108	130	150	171	191
0,4	90	112	135	158	181	203
0,6	92	116	142	166	191	215

Относительно небольшие значения затрат являются предпосылкой того, что существуют горнотехнические условия, в которых технологически возможно применение осушающих машин, обеспечивающих целесообразность этого технологического мероприятия за счет полной или частичной замены водоустойчивых ВВ на относительно дешевые неводоустойчивые.

### **6.6.3. Механизированное заряжание скважин**

Технология взрывных работ на разрезах, независимо от применяемого способа взрывания, включает выполнение операций по заряданию скважин. В настоящее время этот процесс механизирован – заполнение скважин взрывчатыми веществами (ВВ) производится с помощью специальных зарядных машин. При зарядке скважин обводненных взрывных блоков зарядные машины могут работать в комплексе с осушающими машинами. В этом случае техническая производительность зарядной машины должна быть сопоставима с производительностью осушающей машины. В связи с этим при проектировании организационно-технических мероприятий процесса зарядки взрывных блоков возникает необходимость расчета производительности этих видов оборудования. Кроме того, эти данные требуются для определения необходимого количества зарядных машин, работающих на взрывном блоке, обеспечивающих требуемое время зарядки скважин, не превышающее допустимый срок нахождения применяемых взрывчатых веществ в скважинах.

Отечественные зарядные машины серии МСЗ для открытых горных работ производятся заводом «НИПИГОРМАШ» на базе автомобилей МАЗ, КамАЗ, КрАЗ, БелАЗ, грузоподъемностью по ВВ 8–20 т, имеют паспортную производительность (скорость подачи ВВ в скважину) 250–600 кг/мин.

#### ***Производительность зарядных машин***

Под технической производительностью зарядной машины понимается количество скважин, заряжаемых за 1 час непрерывной работы в конкретных горнотехнических условиях ( $Q_{\text{тех}}$ , шт./ч). Зарядная машина, как и многие другие виды горного оборудования, является машиной циклического действия, поэтому можно говорить о

продолжительности ее **технологического цикла** ( $t_{\text{ц}}$ , с), который состоит из отдельных операций. При существующих конструктивных решениях большинства промышленных зарядных машин для сыпучих ВВ эти операции включают в себя создание «подушки» путем размещения в нижней части скважины относительно небольшого количества ВВ, опускание патрона-боевика, отсыпку основной массы заряда, переезд к следующей скважине.

Продолжительность технологического цикла зарядной машины ( $t_{\text{ц}}$ , с) при формировании сплошного заряда будет определяться выражением

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{под}} + t_{\text{боев}} + t_{\text{зар}} + t_{\text{пер}} + t_{\text{всп}}, \quad (6.35)$$

где  $t_{\text{под}}$  – время на отсыпку «подушки», с;  $t_{\text{боев}}$  – время на опускание боевика, с;  $t_{\text{зар}}$  – время на отсыпку основного заряда, с;  $t_{\text{пер}}$  – время на переезд к следующей скважине, с;  $t_{\text{всп}}$  – время на вспомогательные операции, включающие установку полиэтиленового рукава при зарядке обводненных скважин (30 с).

Продолжительность отсыпки «подушки» зависит от ее длины, диаметра скважин и паспортной скорости подачи ВВ:

$$t_{\text{под}} = \frac{60l_{\text{под}}\pi d_{\text{скв}}^2 \rho_{\text{ВВ}}}{4\rho_{\text{пасп}}} + t_{\text{нер}}, \quad (6.36)$$

где  $l_{\text{под}}$  – длина «подушки», м;  $d_{\text{скв}}$  – диаметр скважин, м;  $\rho_{\text{ВВ}}$  – плотность взрывчатого вещества, кг/м<sup>3</sup>;  $\rho_{\text{пасп}}$  – паспортная скорость подачи ВВ в скважину, кг/мин;  $t_{\text{нер}}$  – время, связанное с неравномерностью подачи ВВ (5 с).

Аналогично определяется продолжительность формирования основной части заряда:

$$t_{\text{зар}} = \frac{60l_{\text{ВВ}}\pi d_{\text{скв}}^2 \rho_{\text{ВВ}}}{4\rho_{\text{пасп}}} + t_{\text{нер}}, \quad (6.37)$$

где  $l_{\text{ВВ}}$  – длина колонки заряда ВВ, м.

Время на опускание боевика:

$$t_{\text{боев}} = \frac{l_{\text{скв}} - l_{\text{под}}}{v_{\text{оп}}}, \quad (6.38)$$

где  $l_{\text{СКВ}}$  – глубина скважин, м;  $v_{\text{ОП}}$  – скорость опускания боевика в скважину (1,3 м/с).

Время переезда к следующей скважине:

$$t_{\text{пер}} = \frac{3,6a}{v_{\text{пер}}}, \quad (6.39)$$

где  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;  $v_{\text{пер}}$  – скорость движения зарядной машины на блоке (1,2 км/ч).

Технические характеристики некоторых зарядных машин представлены в табл. 6.8.

Таблица 6.8

Технические характеристики некоторых зарядных машин

Технические характеристики	МСЗ-20	МСЗ-16
Марка шасси	БелАЗ-7540В	МАЗ-5516
Объем резервуаров (номинальный), м <sup>3</sup>		
– эмульсии	15,0	12,0
– газогенерирующей добавки	1,0	0,36
– раствора водяного орошения	1,0	0,85
Грузоподъемность, т	20	16
Скорость подачи ВВ в скважину, кг/мин	300	240

Продолжительность технологического цикла позволяет определить техническую производительность в том смысле, как это сформулировано выше – количество заряжаемых скважин за 1 час непрерывной работы  $Q_{\text{тех}} = 3600 / t_{\text{ц}}$ , шт./ч.

На рис. 6.13 показана характерная зависимость технической производительности зарядной машины от глубины скважин при указанных значениях других исходных данных. Производительность осушающих машин при принятом диаметре скважин в зависимости от высоты столба скважины составляет 10–25 шт./ч.

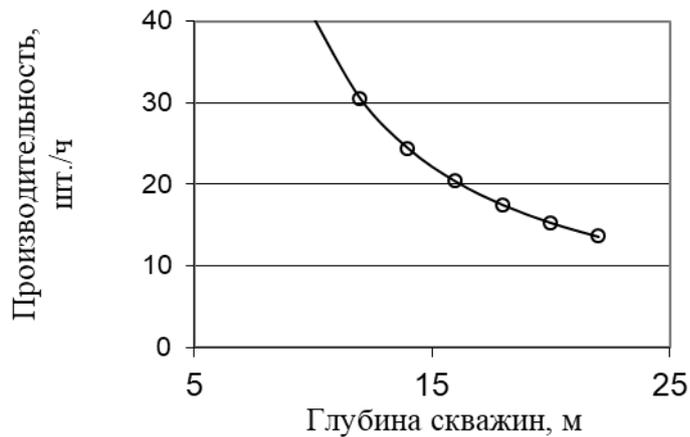


Рис. 6.13. Характерная зависимость технической производительности зарядной машины от глубины скважин ( $d_{скв} = 216$  мм)

Таким образом, полученный результат свидетельствует, в частности, о том, что при зарядке обводненных скважин с предварительным их осушением продолжительность зарядки блока будет определяться производительностью осушающих машин.

#### 6.6.4. Заряжание обводненных скважин

Обводненность массива в условиях открытых горных работ существенно ухудшает технико-экономические показатели взрывной подготовки вскрышных пород перед экскавацией. На практике в обводненных породах применяют два способа заряжания взрывных скважин:

- без удаления воды из скважин, в т. ч. непосредственно через воду и под воду;
- с предварительным удалением воды из скважины перед заряжением.

*Технология заряжания через воду* отличается тем, что используются более дорогостоящие ВВ, содержащие тротил (гранулотол, алюмотол, граммонит 30/70). Заряжание этих гранулированных ВВ может осуществляться как вручную из мешков, так и механизированно, с использованием зарядных машин МЗ-3, МЗ-4, МЗ-8 и др. Технология заряжания состоит в том, что в бункер 1 зарядной машины загружается гранулированное ВВ (рис. 6.14).

Машина заезжает на блок, двигаясь вдоль ряда скважин, останавливается так, чтобы лоток 2 дозатора 3 был направлен к устью скважины 4. В процессе заряжания взрывчатым веществом 7 в скважины одновременно опускается на детонирующем шнуре или ударно-волновой трубке 5 промежуточный детонатор (шашка) 6. После заряжания очередной скважины зарядная машина переезжает к следующей скважине и процесс повторяется.

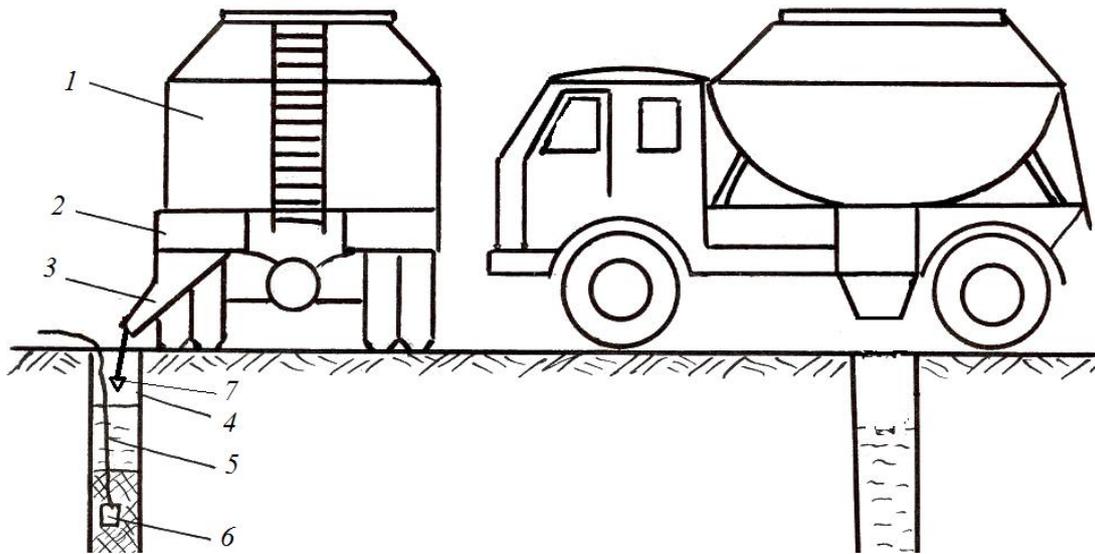


Рис. 6.14. Машина зарядная: 1 – бункер; 2 – лоток; 3 – дозатор;  
4 – скважина; 5 – ДШ или УВТ; 6 – промежуточный детонатор;  
7 – подача ВВ

Несмотря на то, что трудоемкость этого способа минимальная, себестоимость взрывной подготовки пород довольно высокая, поскольку используются, как правило, дорогостоящие ВВ.

Нередко при высокой степени обводненности массива, сложенного легко взрывающимися породами (аргиллитами, алевролитами), используют дорогостоящие мощные тротилсодержащие ВВ, в то время как для разрушения массива достаточно было бы использовать простейшие аммиачно-селитренные ВВ (гранулиты).

Другой недостаток этого способа в том, что, несмотря на абсолютную водоустойчивость, при заряжании в обводненную скважину при отрицательных температурах окружающего воздуха погруженные в воду гранулы ВВ смерзаются, что, во-первых, увеличивает время на формирование заряда в скважине, во-вторых, часть энергии при взрыве расходуется на плавление льда. Образование ледяных пробок в обводненных скважинах наблюдается и при заряжании граммонита 30/70, т. к. часть аммиачной селитры растворяется с поглощением тепла, образуется шуга, которая препятствует потопляемости заряда ВВ. Для того чтобы скважину, заполненную водой, зарядить неводоустойчивым ВВ (например, игданитом, гранулитом или граммонитом 79/21), используют эластичные гидроизолирующие оболочки в виде цельнотянутого полиэтиленового

рукава. В устье скважины устанавливается воронка с собранным на нее в виде гармошки гидроизолирующим рукавом 3 (рис. 6.15).

Внутри рукава 3 из питателя 2 подается ВВ. Рукав опускается в скважину 5, и формируемый в гидроизолированной оболочке 4 заряд ВВ постепенно погружается в воду. Чтобы заряд в оболочке «не зависал» за счет трения о стенки скважины, его диаметр должен быть на 40–45 мм меньше диаметра скважины. Промежуточные детонаторы вводят в рукав в процессе заполнения его взрывчатым веществом. Конструкция скважинного заряда с использованием гидроизолирующих оболочек может быть как сплошная, так и рассредоточенная водным промежутком.

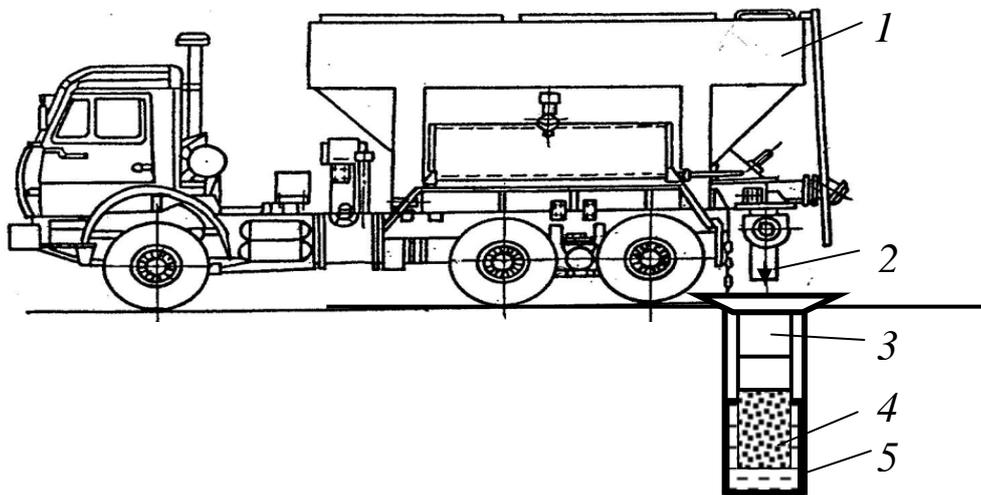


Рис. 6.15. Механизированное заряжание ВВ в рукав:  
1 – бункер; 2 – питатель; 3 – воронка с гидроизолирующим рукавом;  
4 – ВВ в гидроизолирующем рукаве; 5 – обводненная скважина

Технология заряжания под воду также довольно проста, но используемые при этом водостойчивые ВВ дороже простейших аммиачно-селитренных ВВ. При зарядании ВВ под воду зарядные машины снабжены специальными шлангами, которые спускаются в скважину до ее дна, и по ним ВВ подается под воду. По этой технологии заряжают водостойчивые тротилсодержащие, водонаполненные ВВ (акватолы, карбатолы, горячельющиеся) и эмульсионные ВВ (порэмиты, эмуланы, сибириты, эмульсолиты и др.).

По мере формирования заряда шланг из скважины извлекается. В качестве забойки в этом случае чаще всего используется вода, вытесненная зарядом ВВ.

При механизированном зарядании разрешается применять зарядно-транспортное оборудование, допущенное для этой цели в установленном порядке. Зарядное оборудование должно иметь дозирующие и смачивающие устройства, а также удобную и надежную систему управления процессом зарядания, обеспечивающую безопасность работ. Механизированное зарядание должно осуществляться в соответствии с правилами устройства зарядного, доставочного и смесительного оборудования, предназначенного для механизации взрывных работ, инструкциями по эксплуатации зарядного оборудования, руководствами (инструкциями) по применению соответствующих взрывчатых материалов, а также инструкциями по безопасности работ при механизированном зарядании взрывчатых веществ, разработанными организациями и согласованными с территориальными органами Ростехнадзора.

Трубопроводы (шланги) при механизированном зарядании взрывчатых веществ должны иметь удельное электрическое сопротивление материала не более  $10^4$  Ом·м и отличительные знаки (маркировку). По окончании зарядания зарядные устройства и трубопроводы необходимо очистить от остатков взрывчатых веществ.

#### **6.6.5. Механизированная забойка скважин**

Трудоемкость забоечных работ весьма высокая. На 1 т ВВ необходимо в среднем до 1,3 т твердой забойки. Потребность в больших объемах забоечного материала и недостаточное количество забоечных машин объясняет тот факт, что до 70–80 % от общего объема забоечных работ выполняется вручную. Чаще всего забойка вручную осуществляется буровой мелочью. Сменная норма на одного рабочего при ручной забойке составляет около 4,5 т. Поэтому на практике при первой же возможности забойку не выполняют, компенсируя потери энергии взрыва скважинного заряда без забойки увеличением удельного расхода ВВ. При взрыве это обстоятельство, с позиций безопасности, влияет на повышение радиуса разлета кусков породы.

Выпускаемые в настоящее время отечественной промышленностью забоечные машины ЗС-1М, ЗС-2М (рис. 6.16) и другие предназначены для забойки верхней части скважины высокоплотным твердым сыпучим материалом.



Рис. 6.16. Заблочные машины: а – ЗС-1М; б – ЗС-2М

Технические характеристики некоторых заблочных машин, применяемых на открытых разработках, представлены в табл. 6.9.

Таблица 6.9

Технические характеристики некоторых заблочных машин

Наименование параметра	Значение параметра		
	ЗС-1М	ЗС-2М	ЗС-30
Марка машины	ЗС-1М	ЗС-2М	ЗС-30
Базовый автомобиль	МАЗ-5337	КрАЗ-6510	БелАЗ-7540В
Грузоподъемность, т	6,5	11,0	28,5
Вместимость бункера, м <sup>3</sup>	4,0	7,0	16,0
Производительность (максимальная), кг/мин	1700	1700	1000
Рекомендуемый диаметр скважин, мм	> 190	> 190	> 100
Масса без заблочного материала, кг	7150	12060	24000
Габаритные размеры, мм:			
длина	6980	8250	7400
ширина	2500	2500	3860
высота	2950	3100	4600

Заблочные машины дополняют комплекс машин для механизации взрывных работ. В качестве заблочного материала при механизированном способе забойки применяют бетон, щебень, песок, глину, отсев обогащения, шлак и др.

При механизированной забойке скважин песок, отсев породы, шлак и т. п. из бункера заблочной машины при помощи лотка пита-

теля засыпается в устье скважины. Забоечный материал в машину загружают на пунктах подготовки. Обычно эти пункты находятся на значительном расстоянии от борта карьера. При массовом взрыве средней мощности (до 100 т) необходимо перевести в карьер около 100 м<sup>3</sup> забоечного материала. Механизированная технология забойки взрывных скважин твердым материалом не вызывает особых затруднений.

Технико-экономические показатели технологических процессов добычи полезных ископаемых открытым способом в значительной степени определяются производительностью механизмов, занятых в том или ином технологическом процессе. При подготовке блока к взрыву, а именно зарядании взрывных скважин ВВ и их забойке, требуется рациональное соотношение производительности зарядных и забоечных машин. Время на зарядание одной скважины глубиной 15–18 м взрывчатым веществом составляет в среднем от 40 до 65 с, поэтому забоечная машина должна обеспечивать заполнение незаряженной части скважины примерно за такое же время.

Запирающее действие забойки обеспечивает повышение давления в зарядной камере, а следовательно, и условий для более полного протекания химических реакций, приводящих к повышению на 20–25 % полезной работы взрыва и снижению на 25–30 % выхода вредных газов. Применение качественной забойки позволяет в целом повысить качество буровзрывных работ, что впоследствии сказывается как на росте производительности выемочных машин, так и на возможности дальнейшего использования взорванной вскрышной породы в различных целях. Особенно важным применение качественной забойки становится при использовании простейших аммиачно-селитренных ВВ с относительно небольшими скоростями детонации, которые требуют для передачи энергии в среду повышения длительности воздействия на нее продуктов взрыва.

В ряде научных работ предлагается вместо твердой забойки использовать низкоплотные пористые составы (пеногели). Пеногелевая забойка должна обеспечивать опережение смещения массива в окрестности незаряженной части скважины относительно смещения расширяющихся продуктов детонации, что предотвращает сжатие канала скважины и запирает продукты детонации. Преимущество пеногеля по сравнению с твердой забойкой объясняется еще и тем, что даже при равных результатах качества дробления и снижения концентрации вредных примесей количество компонен-

тов, необходимое для приготовления забойки при 3–6-кратном вспенивании, уменьшается во столько же раз.

Кратность пеногеля ( $K$ ) – безразмерная величина, характеризующая отношение полученного объема пеногеля к объему исходного раствора пеногелеобразующих веществ:

$$K = \frac{V_{\text{п}}}{V_{\text{пр}}}, \quad (6.40)$$

где  $V_{\text{п}}$  – объем пеногеля,  $\text{м}^3$ ;  $V_{\text{пр}}$  – объем раствора пеногелеобразующих веществ,  $\text{м}^3$ .

Для обеспечения рациональной производительности установки по приготовлению пеногеля, количество которого достаточно для забойки скважины после ее заряжания ВВ, необходимо установить затраты времени на цикл забойки.

Установка по забойке скважин пеногелем, как и другие машины, применяемые при буровзрывных работах, является машиной циклического действия. В этом случае процесс забойки можно рассматривать как ряд технологических циклов, продолжительность которых состоит из суммарных затрат времени на отдельные операции, в том числе:

- наведение пеногелегенератора на устье скважины ( $t_{\text{н}} = 10 \text{ с}$ );
- продолжительность передвижки забоечной машины от скважины к скважине ( $t_{\text{п}} = 10 \text{ с}$ ).

Продолжительность забойки скважины пеногелем ( $t_{\text{заб}}$ , с) зависит от объема незаряженной ВВ части скважины, предназначенной под размещение забойки, который в свою очередь определяется диаметром скважины ( $d_{\text{СКВ}}$ , м), высотой столба забойки ( $h_{\text{заб}}$ , м) и производительностью установки  $Q_{\text{к}}$  при соответствующей кратности пеногеля,  $\text{м}^3/\text{с}$ :

$$t_{\text{заб}} = \frac{\pi d_{\text{СКВ}}^2 h_{\text{заб}}}{4Q_{\text{к}}}. \quad (6.41)$$

По результатам экспериментальных данных в условиях разреза АО «Междуречье» определена техническая производительность установки по приготовлению пеногеля:  $Q_{\text{к}} = 0,005K \text{ (м}^3/\text{с)}$ . За одну минуту при кратности пеногеля от 2 до 5 можно получить от 0,6 до 1,5  $\text{м}^3$  пеногеля. Например, при диаметре скважин 0,2–0,3 м и длине

забойки 4–5 м ее объем составит от 0,125 до 0,35 м<sup>3</sup>. При кратности 5 время на забойку скважины пеногелем составит 5–10 с.

Таким образом, продолжительность технологического цикла установки по забойке скважин пеногелем определится:

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{н}} + t_{\text{пер}} + t_{\text{заб}}. \quad (6.42)$$

Расчетные значения времени цикла для пеногелевой забойки в интервале ее кратности от 2 до 5 составляют от 25 до 40 с (причем большие значения соответствуют меньшей кратности пеногеля).

Эксплуатационная сменная производительность установки по приготовлению пеногеля и забойки им некоторого количества взрывных скважин может быть определена исходя из технической производительности с учетом затрат времени на основные и вспомогательные операции без учета внеплановых простоев:

$$Q_{\text{см}} = \frac{3600(T_{\text{см}} - T_{\text{п.з}} - T_{\text{р}})}{t_{\text{ц}}}, \quad (6.43)$$

где  $T_{\text{см}}$ ,  $T_{\text{п.з}}$ ,  $T_{\text{р}}$  – соответственно продолжительность смены, времени на подготовительно-заключительные операции и регламентированные перерывы ( $T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}} = 0,5 \div 1,0$ ), ч.

Если принять время смены ( $T_{\text{см}}$ ) равным 8 ч, то сменная производительность установки по забойке скважин пеногелем может составить от 600 до 1000 шт./смену.

Таким образом, механизированная пеногелевая забойка обеспечивается работой одной машины, которая легко вписывается в процесс зарядания скважин.

Недостаток пеногеля в том, что при формировании такой забойки трещиноватых массивах высота столба пеногеля уменьшается на 1,5–2 м. Это обстоятельство объясняется недостаточной стойкостью пеногеля и растеканием его в зоне интенсивной трещиноватости вокруг скважины. Для устранения этого явления рекомендуется заливать пеногелевый забоечный материал в полиэтиленовые рукава. В этом случае производительность забоечной машины снизится, но останется достаточной для согласованной работы с зарядной машиной. Такая конструкция заряда соответствует требованиям ФНиП ПБВР в части предотвращения взаимодействия пеногеля с компонентами ВВ.

**Рекомендуемая литература по разделу**

[2, 3, 4, 5, 6, 8, 10, 11, 12, 16, 19, 20, 21]

**Контрольные вопросы**

1. Какие конструкции скважинных зарядов используются при подготовке горной массы к выемке?
2. Что относится к основным параметрам БВР?
3. Как определяется форма сетки скважин?
4. В чем разница между диаметром долота и диаметром скважины?
5. Какие существуют способы заряжания обводненных взрывных скважин?
6. В чем сущность заряжания ВВ через воду?
7. Какие отличия технологии заряжания под воду от заряжания через столб воды?
8. В каких скважинах рекомендуется предварительное осушение перед их заряжением?
9. Какие существуют способы осушения взрывных скважин?

## **7. Безопасность ведения взрывных работ**

В соответствии с ФНиП ПБВР в проекте на массовый взрыв должны быть определены безопасные расстояния, так называемые опасные зоны, которые необходимо строго соблюдать. Свойства ВВ при расчете размеров опасных зон не учитываются.

Для проектов на массовый взрыв рассчитывают следующие безопасные расстояния:

- по разлету отдельных кусков породы;
- сейсмическому воздействию взрыва;
- действию ударной воздушной волны (УВВ) на застекления;
- действию ядовитых газов (для взрывов на выброс с массой ВВ более 200 т).

Для складов ВМ рассчитывают безопасные расстояния:

- по действию УВВ на здания и сооружения;
- по передаче детонации от объекта к объекту.

Линии электропередач относятся к конструкциям, стойким к воздействию УВВ, поэтому учитывают только безопасное расстояние по разлету кусков.

Безопасные расстояния для людей при производстве взрывных работ (работе с взрывчатыми материалами) должны устанавливаться проектом или паспортом или быть такими, чтобы исключить несчастные случаи. За безопасное расстояние необходимо принимать наибольшее из расстояний, установленных по различным поражающим факторам.

### **7.1. Безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов рыхления**

Расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на рыхляющее (дробящее) действие, определяется по формуле

$$r_{\text{разл}} = 1250\eta_3 \sqrt{\frac{d f}{a(1 + \eta_{\text{заб}})}}, \quad (7.1)$$

где  $\eta_3$  – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом;  $\eta_{\text{заб}}$  – коэффициент заполнения скважины забойкой;  $d$  – диаметр взрывающейся скважины, м;  $f$  – коэффициент крепости по шкале М. М. Протоdjяконова;  $a$  – расстояние между скважинами в

ряду или между рядами скважин (в зависимости от того, какой из параметров имеет меньшее значение), м.

Коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом  $\eta_3$  равен отношению длины заряда в скважине к глубине пробуренной скважины. Коэффициент заполнения скважины забойкой  $\eta_{заб}$  равен отношению длины забойки в скважине к длине свободной от заряда верхней части скважины. При заполнении забойкой всей свободной от заряда верхней части скважины  $\eta_{заб} = 1$ , а при взрывании без забойки  $\eta_{заб} = 0$ . Если взрываемый участок массива представлен породами с различной крепостью, то в расчете следует принимать максимальное значение коэффициента крепости  $f$ .

Расчетное значение опасного расстояния округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м. Окончательно принимаемое  $r_{разл}$  должно быть не меньше минимального безопасного расстояния (табл. 7.1).

Таблица 7.1

Минимально допустимые радиусы опасных зон

Виды и методы взрывных работ	Радиус зоны, м
Взрывание на открытых работах методами: наружных зарядов в том числе кумулятивных шпуровых зарядов котловых шпуров малокамерных зарядов (рукавов) скважинных зарядов котловых скважин камерных зарядов	300 по проекту 200* 200* 200* не менее 200** не менее 300 не менее 300
Простреливание шпуров для образования котловых зарядов	50
Простреливание скважин для образования котловых зарядов	100
При взрывах для сейсмической разведки: в шурфах и на земной поверхности в скважинах	100 30

\* При взрывании на косогорах в направлении вниз по склону величина радиуса опасной зоны должна приниматься не менее 300 м.

\*\* Радиус опасной зоны указан для зарядов с забойкой.

Безопасные расстояния от места взрыва до механизмов, зданий, сооружений для предотвращения повреждений их разлетающимися кусками породы определяются в проекте на взрыв с учетом конкретных условий.

## **7.2. Безопасное расстояние для зданий и сооружений по сейсмическому действию взрыва**

Сейсмическая безопасность зданий и сооружений при взрывах предполагает отсутствие повреждений, нарушающих нормальное их функционирование (вероятность появления легких повреждений составляет 0,1).

Сейсмическое действие взрыва зависит от массы одновременно взрываемого заряда ВВ, характера затухания сейсмических волн на определенном расстоянии от места взрыва и условий их взаимодействия на границе раздела различных сред.

Обеспечение сейсмической безопасности при эксплуатации различных зданий и сооружений означает создание при взрыве таких условий, при которых в результате воздействия сейсмозрывных волн повреждения либо не допускаются полностью, либо допускаются в пределах, не нарушающих нормальную эксплуатацию этих объектов.

Общим критерием сейсмической безопасности зданий и сооружений, горных выработок и массивов, охраняемых от разрушений при промышленных взрывах, является допустимая скорость колебаний. Допустимая скорость колебаний – это такая скорость, при которой полностью гарантировано сохранение зданий или сооружений, а их деформации не превышают прогнозируемые. Она зависит от конструктивных особенностей, строительных материалов, назначения, физического состояния и сроков службы зданий или сооружений.

При определении допустимых параметров колебаний грунтов или горных пород в основании гражданских зданий или сооружений критерием безопасности является величина деформации в перегородках, трещины на стыках панелей и блоков. Наиболее характерными деформациями, наблюдаемыми в зданиях при действии взрыва, являются трещины в несущих конструкциях, расслоение кирпичной кладки, нарушение связей между отдельными элементами.

В зданиях и сооружениях, имеющих антисейсмические усиления, серьезных деформаций в несущих элементах не наблюдается, поэтому все антисейсмические мероприятия относятся к зданиям и сооружениям без специальных антисейсмических усилений. В таких зданиях происходит повреждение конструкций, расположенных вдоль распространения волн. Особенно значительны нарушения в зданиях и сооружениях, имеющих сложную форму и переменную жесткость.

Колебания зданий, плохо построенных, неправильно спроектированных или эксплуатируемых, при многократном последовательном воздействии сейсмических колебаний приводят к остаточным деформациям конструкций, их накоплению и, в конечном счете, к разрушению.

Критическая скорость колебаний – это такая предельно допустимая скорость, при достижении которой в массиве пород сохранность зданий или сооружений может быть гарантирована с вероятностью не выше 0,5.

Проведение взрывных работ разрешается только при возникновении допустимых скоростей колебаний. Предварительное определение допустимых и предельных (критических) скоростей колебаний для гражданских и промышленных зданий и сооружений осуществляется на основании 12-балльной шкалы. Сейсмические колебания от 1 до 5 баллов не причиняют вреда сооружениям. Так, сейсмические колебания в 1 балл отмечаются только приборами. При колебаниях от 6 до 12 баллов возникают большие разрушения и обвалы. Для обеспечения полной безопасности сооружений предельные колебания, которые могут возникнуть при взрыве, должны быть снижены на один балл.

Допустимая скорость колебаний зависит от назначения и состояния зданий и сооружений того или иного класса.

I класс – особо ответственные здания и сооружения, исторические и архитектурные памятники, ведение взрывных работ вблизи которых возможно лишь в исключительных (аварийных) случаях по специальным проектам и согласованиям.

II класс – сооружения промышленного назначения большой важности с большим скоплением людей, жилые дома.

III класс – сооружения промышленного и служебного назначения небольших размеров.

IV класс – здания промышленного и гражданского назначения с ценными и дорогостоящими машинами и приборами, нарушение которых не угрожает жизни и здоровью людей.

Задача обеспечения сейсмической безопасности при взрывах в промышленных условиях включает решение задач:

1) предварительную оценку или прогнозирование основных параметров сейсмических волн;

2) установление критических значений максимальных скоростей для конкретных зданий и сооружений с учетом их особенностей;

3) определение объема и характера мероприятий, необходимых для обеспечения сейсмической безопасности.

Для защиты зданий и сооружений от сейсмического воздействия взрыва масса зарядов ВВ должна быть такой, чтобы исключались повреждения.

Расстояния, при которых колебания грунта, вызываемые однократным взрывом *сосредоточенного заряда ВВ*, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяются по формуле

$$r_c = K_r K_c \alpha Q^{1/3}, \quad (7.2)$$

где  $K_r$  – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта (табл. 7.2);  $K_c$  – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки (табл. 7.3);  $\alpha$  – коэффициент, зависящий от условий взрывания (табл. 7.4);  $Q$  – масса заряда, кг.

Таблица 7.2

Значения коэффициента  $K_r$

Характеристика пород и грунтов	$K_r$
Скальные породы: плотные, ненарушенные; нарушенные, неглубокий слой мягких грунтов на скальном основании	5 8
Необводненные песчаные и глинистые грунты глубиной более 10 м	12
Почвенные обводненные грунты и грунты с высоким уровнем грунтовых вод	15
Водонасыщенные грунты	20

Когда характеристика грунта известна ориентировочно, то принимается ближайшее большее значение  $K_r$ .

Таблица 7.3

Значения коэффициента  $K_c$

Характеристика зданий и сооружений	$K_c$
Одиночные здания и сооружения производственного назначения с железобетонным или металлическим каркасом	1,0
Одиночные здания высотой не более 2–3 этажей с кирпичными и подобными стенами	1,5
Небольшие жилые поселки	2,0

Таблица 7.4

Значения коэффициента  $\alpha$

Характеристика зданий и сооружений	$\alpha$
Камуфлетный взрыв и взрыв на рыхление	1,0
Взрыв на выброс	0,8
Взрыв полузаглубленного заряда	0,5

При использовании ДШ заряды взрывают группами (сериями). При одновременном (без замедления) взрывании массива горных пород на рыхление (дробление) группой из  $N$  зарядов с общей массой ВВ, равной  $Q_{сер}$ , безопасное расстояние до охраняемого объекта определяется по формуле

$$r_c \leq N^{1/6} K_{Г} K_c \alpha Q_{сер}^{1/3}, \quad (7.3)$$

где  $r_c$  – фактическое расстояние от взрыва до охраняемого объекта, м;  $Q_{сер}$  – общая масса ВВ в серии, кг:

$$Q_{сер} = N Q_{скв}, \quad (7.4)$$

где  $Q_{скв}$  – масса скважинного заряда, кг;  $N$  – число скважин в серии, шт.

Если для конкретных условий известны  $K_{Г}$ ,  $K_c$  и расстояние до охраняемого объекта  $r_c$  и рассчитана масса скважинного заряда ВВ, то для определения  $N$  и  $Q_{сер}$  необходимо использовать метод последовательных приближений (т. е. последовательным умноже-

нием  $Q_{\text{СКВ}}$  на количество скважин от 1 до  $N$  подобрать такое значение  $N$ , при котором удовлетворяется условие (7.3).

При взрывании групп зарядов с замедлением между взрывами в группе менее 20 мс каждую такую группу рассматривают как отдельный заряд с общей массой ВВ в группе.

При использовании систем неэлектрического инициирования зарядов ВВ с ударно-волновыми трубками при замедлении не менее 20 мс, когда заряды взрываются не одновременно, безопасное расстояние по сейсмическому действию взрыва определится:

$$r_c = K_{\Gamma} K_c \alpha Q_{\text{бл}}^{1/3} / N_{\text{бл}}^{1/4}, \quad (7.5)$$

где  $N_{\text{бл}}$  – число скважин на блоке, шт.;  $Q_{\text{бл}}$  – масса зарядов ВВ на блоке, кг.

При размещении заряда в воде или в водонасыщенных грунтах значения  $\alpha$  увеличивают в 1,5–2 раза. При взрывах наружных зарядов на поверхности земли сейсмическое действие не учитывается.

### **7.3. Безопасное расстояние по действию ударной воздушной волны на здания и сооружения**

Безопасные расстояния по действию ударной воздушной волны (УВВ) на земной поверхности для зданий и сооружений при полном отсутствии повреждений рассчитывают по формуле

$$r_{\text{УВВ}} = K_{\text{В}} \sqrt[3]{Q_c}, \quad (7.6)$$

где  $Q_c$  – суммарная величина заряда в серии одновременно взрываваемых скважин, кг;  $K_{\text{В}}$  – коэффициент, учитывающий влияние величины заряда в серии, ед. (при  $Q_c < 20$  т коэффициент  $K_{\text{В}} = 20$ ), а при  $Q_c > 20$  т, коэффициент  $K_{\text{В}} = 200$ ).

При одновременных взрывах наружных и скважинных (шпуровых) зарядов рыхления безопасные расстояния по действию УВВ на застекление при взрывании пород VI–VIII групп по классификации строительных норм рассчитывают по формулам

$$r_{\text{УВВ}} = 200 \sqrt[3]{Q_3} \text{ м, при } 5000 > Q_3 \geq 1000 \text{ кг;} \quad (7.7)$$

$$r_{\text{УВВ}} = 65 \sqrt{Q_3}, \text{ м, при } 2 \leq Q_3 < 1000 \text{ кг;} \quad (7.8)$$

$$r_{\text{УВВ}} = 63 \sqrt[3]{Q_3^2}, \text{ м, при } Q_3 \leq 2 \text{ кг,} \quad (7.9)$$

где  $Q_3$  – эквивалентная масса заряда, кг.

При взрывании пород IX группы и выше по СНиП радиус опасной зоны должен быть увеличен в 1,5 раза, а при взрывании пород V группы и ниже радиус опасной зоны может быть уменьшен в 2 раза.

Эквивалентную массу заряда находят следующим образом:

а) для наружных зарядов (высотой  $h_{зар}$  с засыпкой слоем грунта  $h_{заб}$ ), взрывааемых одновременно:

$$Q_э = K_H Q, \quad (7.10)$$

где  $Q$  – суммарная масса зарядов, кг;  $K_H$  – коэффициент, значение которого зависит от отношения  $h_{заб}/h_{зар}$ :

$h_{заб}/h_{зар}$	0	1	2	3	4
$K_H$	1	0,5	0,3	0,1	0,03

б) для группы в количестве  $N$  скважинных (шпуровых) зарядов (длиной менее 12 своих диаметров), взрывааемых одновременно:

$$Q_э = Pl_{зар} K_3 N, \quad (7.11)$$

где  $P$  – вместимость ВВ в 1 м скважины (шпура), кг;  $l_{зар}$  – длина заряда, м;  $K_3$  – коэффициент, значение которого зависит от отношения длины забойки  $l_{заб}$  к диаметру скважины  $d_{скв}$ , а при отсутствии забойки – от отношения длины свободной от заряда части скважины  $l_{св}$  к диаметру скважины  $d_{скв}$  (табл. 7.5);

Таблица 7.5

Значения коэффициента  $K_3$

$l_{заб} / d_{скв}$	0	5	10	15	20
$K_3$	1	0,15	0,02	0,003	0,002
$l_{св} / d_{скв}$	0	5	10	15	20
$K_3$	1	0,3	0,07	0,02	0,04

в) для группы из  $N$  скважинных (шпуровых) зарядов длиной более 12 своих диаметров, взрывааемых одновременно:

$$Q_э = 12Pd_{скв} K_3 N. \quad (7.12)$$

При инициировании зарядов ВВ при помощи ДШ к величине

массы  $Q_3$  добавляется суммарная масса ВВ в сети ДШ.

В случае КЗВ под  $Q_3$  и  $N$  следует понимать соответственно массу эквивалентного заряда и число зарядов одной группы.

При наличии нескольких групп зарядов, взрываемых с замедлениями, к расчету принимается группа с максимальной массой  $Q_3$ . Суммарная масса зарядов и число групп замедлений не ограничиваются.

При интервале замедления:

– от 30 до 50 мс безопасное расстояние должно быть увеличено в 1,2 раза;

– от 20 до 30 мс – в 1,5 раза;

– от 10 до 20 мс – в 2 раза.

При отрицательной температуре воздуха безопасное расстояние должно быть увеличено не менее чем в 1,5 раза.

#### **7.4. Безопасное расстояние по действию УВВ на человека**

Расстояние, безопасное по действию на человека ударной воздушной волны наружного заряда, следует определять по формуле

$$r_{\min} = 15\sqrt[3]{Q}, \quad (7.13)$$

где  $Q$  – масса взрываемого наружного заряда ВВ, кг.

Эту формулу используют только тогда, когда по условиям работ необходимо максимальное приближение персонала, производящего взрывание, к месту взрыва. В остальных случаях расстояние следует увеличить в 2–3 раза. При наличии блиндажей расстояние может быть сокращено, но не более чем в 1,5 раза.

За безопасное расстояние для людей принимается наибольшее из рассчитанных по действию УВВ (при наружных зарядах) и разлету кусков взорванной горной массы, но не менее допустимых радиусов опасных зон (см. табл. 7.1).

#### **7.5. Безопасное расстояние по действию ядовитых газов**

Массовый взрыв является мощным источником выброса в атмосферу. При взрыве скважинного заряда из каждого килограмма ВВ образуется до 1000 л газообразных веществ. Из них примерно 50–80 л относятся к ядовитым. Количество ядовитых газов и пыли, образующихся при взрыве, зависит от условий проведения взрывных работ, в т. ч. от типа ВВ и его удельного расхода, физико-механических свойств взрываемых пород и их обводненности, тех-

нологии взрывания и т. д. Состав продуктов взрыва зависит от рецептуры ВВ, кислородного баланса и условий взрывания.

Кислородный баланс – отношение избытка или недостатка кислорода, содержащегося в составе ВВ, к его количеству, необходимому для полного окисления всех горючих компонентов этого ВВ. Выражается в процентах. При полном соответствии количества кислорода количеству горючих компонентов кислородный баланс равен нулю. При избытке кислорода баланс ВВ положительный, а при недостатке – отрицательный.

При взрыве ВВ с нулевым кислородным балансом теоретически должно происходить полное окисление горючих элементов с максимальным выходом тепловой энергии. Углерод и водород при этом окисляются в  $\text{CO}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$ , металлы окисляются до полных окислов, а азот выделяется в свободном виде. При этом образуется минимальное количество ядовитых газов. При взрыве ВВ с недостатком кислорода (*отрицательным* кислородным балансом) образуется ядовитый оксид углерода  $\text{CO}$ . При взрыве ВВ с избытком кислорода (*положительным* кислородным балансом) образуются весьма ядовитые оксиды  $\text{NO}$ ,  $\text{NO}_2$ ,  $\text{N}_2\text{O}_3$ . В практических условиях горных работ вторичные реакции не успевают завершиться, поэтому образуются различные ядовитые газы: оксид углерода  $\text{CO}$ , оксиды азота  $\text{NO}_x$ , метан  $\text{CH}_4$ , сероводород  $\text{H}_2\text{S}$ , сернистый газ  $\text{SO}_2$ , хлористый водород  $\text{HCl}$  и хлор  $\text{Cl}_2$ . Наиболее опасными считаются оксиды азота и оксид углерода. Они выделяется после взрыва из развала породы даже во время ее экскавации. Это явление может привести к отравлению людей.

Независимо от кислородного баланса ядовитые газы могут образовываться при ухудшении детонационной способности зарядов ВВ из-за их увлажнения, переуплотнения и других факторов.

Для индивидуальных ВВ, описываемых химической формулой вида  $\text{C}_a\text{H}_b\text{N}_c\text{O}_d$ , кислородный баланс рассчитывают по формуле

$$KB_{\text{инд}} = 100 \frac{[d - 16(2a + 0,5b)]}{M_{\text{ВВ}}}, \quad (7.14)$$

где  $M_{\text{ВВ}}$  – молекулярная масса ВВ, г;  $a$ ,  $b$ ,  $d$  – количество атомов углерода, водорода, кислорода.

Для смесевых ВВ кислородный баланс рассчитывают по формуле

$$KB_{\text{смес}} = \frac{P_1 KB_1 + P_2 KB_2}{100}, \quad (7.15)$$

где  $P_1$  и  $P_2$  содержание компонентов, %;  $KB_1$  и  $KB_2$  – кислородный баланс компонентов смеси, %.

В результате мгновенного химического превращения ВВ фронт детонационной волны движется с очень большой скоростью. За фронтом этой волны давление и температура скачкообразно повышаются. Порода вокруг скважины подвергается всестороннему сжатию, переходит в пластическое состояние и переизмельчается в пыль. Радиус зоны переизмельчения составляет от 1,5 до 5 радиусов заряда.

Процесс образования пылегазового облака (ПГО) происходит в два этапа. Первичный этап связан с выносом пыли из устья скважины истекающими газообразными продуктами взрыва. Вторичный этап возникает в результате соударений при перемещении горной массы и формировании развала (рис. 7.1).

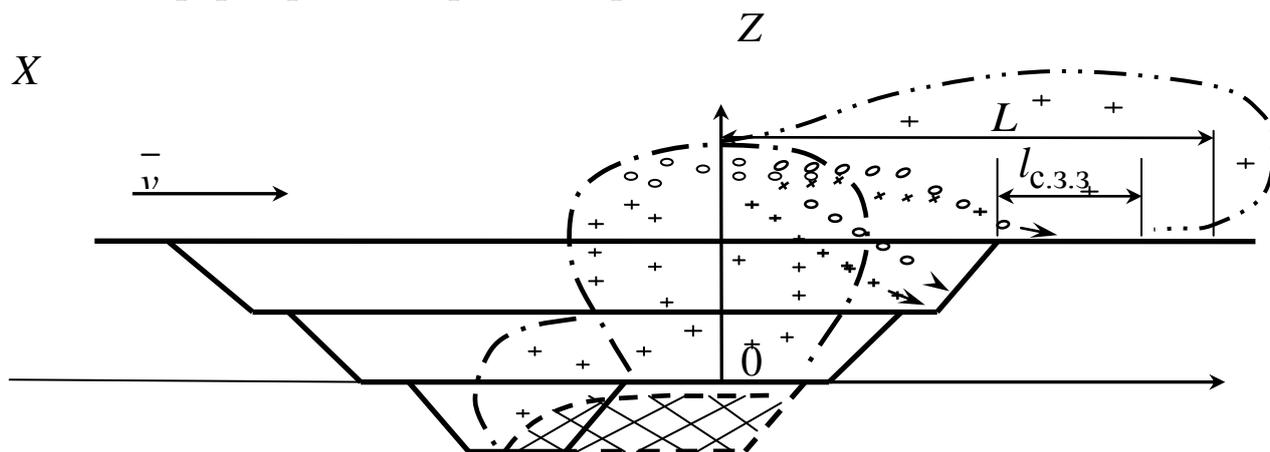


Рис. 7.1. Схема формирования и распространения ПГО:

$l_{\text{с.з.з}}$  – ширина санитарно-защитной зоны;  $L$  – длина зоны рассеивания ПГО

При формировании пылегазового облака прогретые газы, вырываясь из устья скважины, а затем из разрушенного массива, тормозятся о неподвижный или малоподвижный слой воздуха. Этот процесс длится от 30 до 60 с. К этому моменту пылегазовое облако считается сформированным и его объем определяется по формуле

$$V_{\text{ПГО}} = 4,4 \cdot 10^4 Q^{1,08}, \quad (7.16)$$

где  $Q$  – масса взорванного ВВ, т.

Начальная концентрация пыли или газа в пылегазовом облаке определится:

$$C_{\text{пго}}^{(i)} = 10^9 \frac{M_{\text{пго}}^{(i)}}{V_{\text{пго}}}, \quad (7.17)$$

где  $M_{\text{пго}}^i$  – масса пыли или газа в пылегазовом облаке в момент его формирования, т;  $i$  – индекс принадлежности загрязняющего компонента к пыли или газу.

Количество вредных веществ (твердые частицы, оксид углерода, оксид азота), выбрасываемых с пылегазовым облаком за пределы разреза при производстве одного взрыва, определяется:

$$M_{\text{пго}}^{(i)} = K_{\text{гр}} q_{\text{уд}}^{(i)} Q (1 - \eta), \quad (7.18)$$

где  $K_{\text{гр}}$  – коэффициент, учитывающий гравитацию частиц (для твердых частиц принимается  $K_{\text{гр}} = 0,16$ , а для газов  $K_{\text{гр}} = 1$ );  $q_{\text{уд}}^{(i)}$  – удельное выделение  $i$ -го вредного вещества при взрыве, т/т;  $\eta$  – эффективность средств пылеподавления, доли ед. (при использовании гидрозабойки  $\eta = 0,6$  для пыли и  $\eta = 0,85$  для газов; при твердой забойке  $\eta = 0$ ). Изменение удельного выделения пыли и оксида углерода представлено на графиках (рис. 7.2, 7.3).

Удельное выделение вредных примесей зависит от фактического расхода ВВ на  $1 \text{ м}^3$  взорванной горной массы ( $q_{\text{ВВ}}$ , кг/м<sup>3</sup>), который составляет:

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{Q}{V_{\text{ГМ}}}, \quad (7.19)$$

где  $Q$  – масса взорванного ВВ, кг;  $V_{\text{ГМ}}$  – объем взорванной горной массы, м<sup>3</sup>.

При использовании различных типов ВВ удельный расход ВВ, приведенный к граммониту 79/21, можно определить:

$$q_{\text{ВВ}} = \frac{Q_1 k_{\text{ВВ}1} + Q_2 k_{\text{ВВ}2} + \dots + Q_n k_{\text{ВВ}n}}{V_{\text{Г.М}}} \cdot 10^3, \quad (7.20)$$

где  $Q_1, Q_2, \dots, Q_n$  – массы разных типов ВВ, кг;  $k_{\text{ВВ}1}, k_{\text{ВВ}2}, \dots, k_{\text{ВВ}n}$  – коэффициенты работоспособности ВВ, ед.

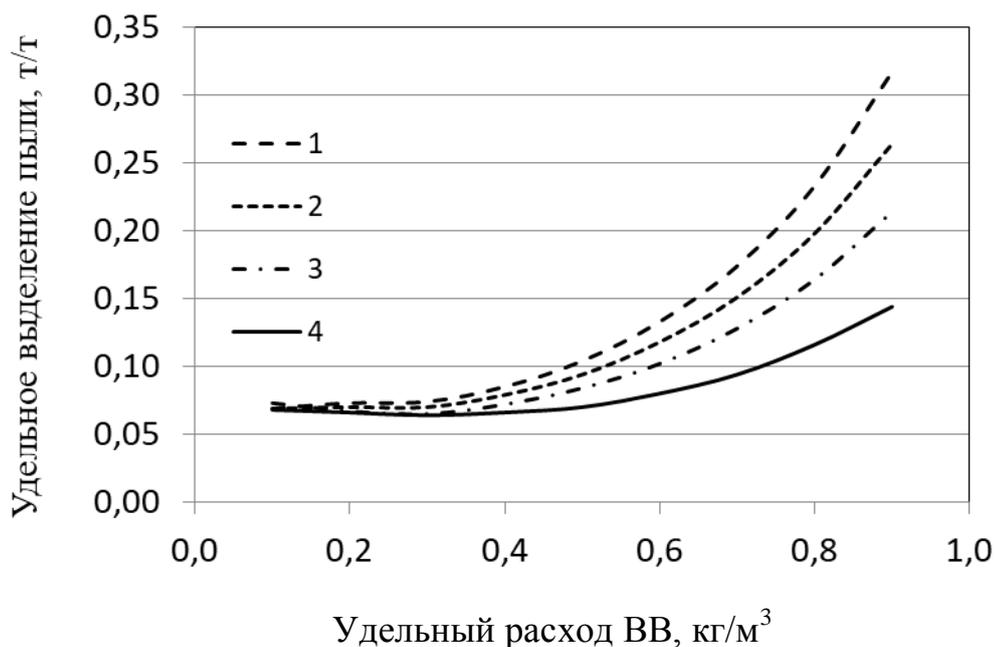


Рис. 7.2. Удельное выделение пыли в зависимости от удельного расхода ВВ: 1 – граммонит 30/70; 2 – гранулотол; 3 – гранулит М, АС-8, АС-4; 4 – граммонит 79/21 и аммонит бЖВ

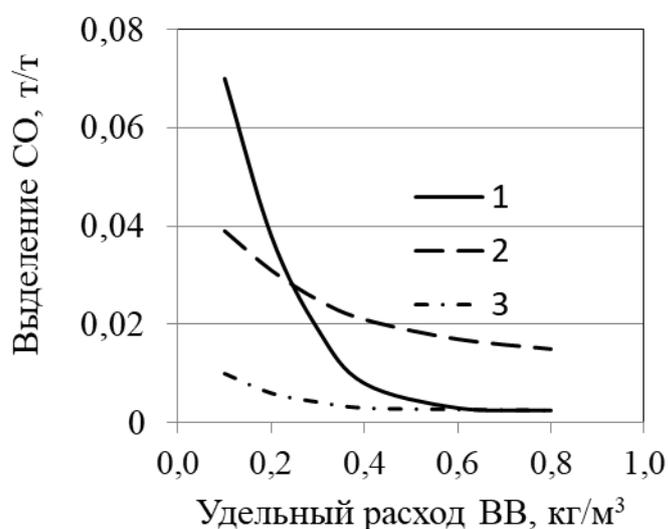


Рис. 7.3. Выделение оксида углерода в зависимости от удельного расхода ВВ: 1 – граммонит 79/21; 2 – граммонит 30/70; 3 – игданит, гранулиты

Сформировавшись и достигнув высоты, на которой произошло выравнивание температуры газов в ПГО и окружающей воздушной среде, ПГО начинает перемещаться в направлении ветра. В процессе движения ПГО из него выпадают пылевые фракции, а вредные газы разжижаются.

Расстояние, на которое переместится пылегазовое облако при снижении концентрации частиц пыли и газов до норм ПДК, может быть определено по формуле

$$L = \frac{1,21(\ln C_{\text{пго}} - \ln C_{\text{д}})(292,5\nu^2 + 497,5\nu - 500)}{\nu^{1,59} \exp(0,0018H_{\text{к}})}, \quad (7.21)$$

где  $L$  – расстояние, м;  $H_{\text{к}}$  – глубина карьера (ведения взрывных работ), м;  $C_{\text{д}}$  – предельно допустимая концентрация вредного вещества, мг/м<sup>3</sup>;  $C_{\text{пго}}$  – начальная концентрация вредного вещества в пылегазовом облаке, мг/м<sup>3</sup>;  $\nu$  – скорость ветра, м/с.

Таким образом, загрязнение окружающей среды происходит за счет выделения вредных газов и пыли из пылегазового облака и газов из взорванной горной массы.

Для определения массы вредных выбросов, выделившихся при взрывных работах на разрезе в течение года, в расчетах следует учитывать годовой расход ВВ.

Высоту подъема пылегазового облака ( $h_0$ , м) при взрыве суммарного заряда ВВ в пределах от 10 до 400 т с твердой забойкой можно определить по формуле

$$h_0 = (0,2Q + 139) \exp \left[ 10^{-4} (41 - 0,04Q) t_0 \right] K_t, \quad (7.22)$$

где  $Q$  – масса взорванного ВВ, т;  $t_0$  – время формирования пылегазового облака,  $30 < t_0 \leq 60$ , с;  $K_t$  – коэффициент, учитывающий изменение высоты подъема пылегазового облака в зависимости от глубины  $l_c$  взрывааемых скважин (при  $l_c \leq 15$  м  $K_t = 1$ ; при  $l_c > 15$  м  $K_t = 0,8$ ).

В соответствии с ФНиП при одновременном взрывании зарядов выброса общей массой более 200 т должна быть учтена газоопасность взрыва.

Расстояние от места взрыва до границы зоны рассеивания пылегазового облака до безопасных концентраций ядовитых газов (м):

$$r_{\text{г}} = 160 \sqrt[3]{Q} (1 + 0,5\nu). \quad (7.23)$$

Если типовым проектом не предусматривается производство взрывных работ на выброс и взрывные работы производятся с целью рыхления, то расчет безопасного расстояния по содержанию ядовитых газов после производства взрывных работ не предусматривается.

**Рекомендуемая литература по разделу**

[1, 4, 8, 9, 12, 17]

**Контрольные вопросы**

1. Какие безопасные расстояния должны быть определены и соблюдены при производстве взрывных работ?
2. Какие параметры учитываются при определении безопасного расстояния по разлету кусков при производстве взрывных работ?
3. Как изменится безопасное расстояние по разлету кусков при увеличении расстояния между скважинами?
4. Как изменится безопасное расстояние по разлету кусков при увеличении диаметра скважины?
5. Какое безопасное расстояние учитывается для удаления оборудования за границы опасной зоны при производстве взрывных работ?
6. Как изменится безопасное расстояние по разлету кусков при взрывании на косогоре?
7. Что подразумевают под сейсмически безопасным расстоянием?
8. Какие параметры учитываются при определении сейсмически безопасного расстояния?

## **8. Типовой проект ведения взрывных работ**

Типовой проект должен утверждаться техническим руководителем и вводиться в действие приказом руководителя организации. При выполнении взрывных работ подрядным способом типовой проект (проект буровзрывных работ) утверждается техническими руководителями организации-подрядчика и организации-заказчика.

Состав типового проекта включает в себя следующие разделы.

### ***Раздел 1. Краткая горно-геологическая характеристика условий ведения БВР***

Приводится ситуационный план карьера. На нем в пределах карьерного поля указываются основные горные или геологические участки и их границы. Указываются геологические нарушения. Перечисляются рабочие и нерабочие угольные пласты с указанием их мощности, углов падения и стратиграфического положения.

### ***Раздел 2. Сопротивляемость вскрышных пород и полезного ископаемого взрывному разрушению***

Приводится геологическая характеристика угленосной толщи, которая может быть представлена в виде стратиграфической колонки по горному или геологическому участку или вскрыше отдельных пластов.

Указываются все слои литологических типов пород, их глубина залегания, пределы изменения и средние значения мощности, прочности и блочности, их принадлежность к категориям по блочности, взрываемости и буримости. Приводятся сведения об обводненности пород.

### ***Раздел 3. Технологическая характеристика условий ведения взрывных работ***

Приводится описание принятой на данном карьере системы разработки и указываются параметры ее элементов: высота уступа, рабочий и устойчивый угол откоса, ширина экскаваторной заходки и рабочей площадки по наносам, коренным породам и полезному ископаемому. Указывается основное буровое, выемочно-погрузочное и транспортное оборудование, дается их краткая технологическая характеристика.

#### ***Раздел 4. Методы и порядок ведения ВР***

Называются объекты первичного и вторичного ведения ВР и для каждого из них указывается метод ВР. Дается краткая характеристика принятых методов ВР.

#### ***Раздел 5. Сведения об охраняемых объектах***

На ситуационном плане должны быть показаны ЛЭП, дороги, здания, сооружения и др. объекты, которые могут быть подвергнуты сейсмическому воздействию при ведении ВР. Называются грунты в основании охраняемого объекта (скальные ненарушенные, песчаные, глинистые, почва) и их обводненность. Указывается тип зданий и сооружений: кирпичные, железобетонные, металлические, их этажность, характер застройки (одиночные здания или жилые поселки) и допускаемая степень их повреждений (отсутствие повреждений, случайные повреждения застекления и т. д.).

#### ***Раздел 6. Расчет параметров БВР***

В данном разделе на основании отраслевых методик, учитывающих свойства взрывааемых пород, их обводненность, стоимость ВВ, надежность поставок серийно выпускаемых ВВ или их компонентов и добавок, опыт применения того или иного ВВ в конкретных условиях, производится:

- выбор типов ВВ и СИ;
- обоснование проектной величины удельного расхода ВВ;
- расчет параметров конструкции заряда и скважин для однородных уступов;
- расчет удельного расхода ВВ и параметров сетки скважин для уступов сложного строения;
- определение качества взрывной подготовки пород;
- параметры взрывной подготовки угля, мерзлоты, негабарита;
- технико-экономические показатели БВР.

#### ***Раздел 7. Определение параметров опасных зон***

Расчеты размеров опасных зон и допускаемой величины заряда должны производиться в соответствии с требованиями ФНИП ПБВР, «Технических правил ведения ВР на земной поверхности», а также местных инструкций, утвержденных руководителями пред-

приятия и согласованными с органами Ростехнадзора. В особых случаях, когда рассчитать размеры опасной зоны по названным нормативным документам нельзя, следует привлекать для этих целей специализированные предприятия.

Определяются радиусы:

- сейсмически опасных зон;
- опасных зон по действию УВВ;
- опасных зон по разлету отдельных кусков породы.

В случае если на карьере будут вестись ВР на выброс и масса одновременно взрываемого заряда будет превышать 200 т, необходимо определять расстояния, безопасные по действию ядовитых газов.

### ***Раздел 8. Организация БВР***

В этом разделе излагаются конкретные меры по безопасной организации БВР, система оповещения заинтересованных предприятий, населения и местных органов власти о проводимых взрывах, требования к порядку вывода людей за пределы запретных и опасных зон, мероприятия по технике безопасности, в том числе расчеты параметров укрытий людей в пределах опасных зон, типовой порядок и организация работ по ликвидации отказов.

### ***Раздел 9. Приложения к проекту***

Приводятся численные значения параметров БВР, размеров опасных зон для наиболее сложных горно-геологических условий предприятия, бурового, выемочного и транспортного оборудования, которые могут быть использованы при составлении *проекта массового взрыва*.

### ***Раздел 10. Проект массового взрыва***

Проект массового взрыва состоит:

- из технической документации, включающей пояснительную записку с расчетами и графическими материалами;
- таблицы параметров взрывных работ;
- распорядка проведения массового взрыва.

В пояснительной записке приводятся: название пород, слагающих взрываемый блок, категории пород по буримости, блочности, взрываемости и обводненности, объем блока, наименование ВВ

и СИ, диаметр скважин, удельный расход ВВ, параметры конструкции заряда, расстояния между скважинами и между рядами скважин, схема взрывания, интервалы замедления, предполагаемый расход ВВ, ПД, КД, ДШ, РП, УВТ, том числе по наименованиям, безопасные расстояния по разлету кусков породы, УВВ, сейсмике, прочие сведения.

К пояснительной записке прилагается следующий графический материал: схемы расположения скважин, поперечные профили уступа через заряды, схемы взрывания, расчетный профиль развала, схемы отвода оборудования, схемы зарядания и забойки скважин, ситуационный план местности с указанием опасных зон и находящихся в ее пределах зданий, сооружений, ЛЭП и др., а также места расположения постов охраны опасной зоны и места укрытия взрывников.

В таблице параметров ВР указываются:

- в заголовке – место, дата и время проведения взрыва;
- в самой таблице – номер скважины и расчетные и фактические показатели диаметра скважин, высота уступа, глубина скважин, перебур (недобур), длина забойки, высота столба воды в скважине, линия сопротивления по подошве, расстояние между скважинами и между рядами скважин, масса заряда в скважине.

В распорядке проведения массового взрыва указывается:

- место, дата, время зарядания скважин и проведения взрыва; общее количество взрываемых скважин и суммарная масса ВВ; способ взрывания, количество серий и интервалы замедления между ними; порядок зарядания скважин и монтажа взрывной сети; объекты, находящиеся в опасной зоне, и мероприятия по предотвращению повреждений охраняемых объектов; размеры опасных зон для людей, оборудования, сооружений; расстояния отвода от ближайшей скважины экскаваторов, бурстанков, прочего оборудования; вид транспорта для подвозки ВМ на блок и сопровождающие его лица; технические средства для очистки скважин перед их заряданием; время проветривания и допуска людей в карьер и к месту проведенного взрыва;
- фамилии, имена и отчества руководителя взрыва и ответственных: за вывод людей с территории запретных и опасных

зон, зарядание и монтаж взрывной сети, вывод внутрикарьерного транспорта из опасной зоны, отвод оборудования из запретной и опасной зоны, отключение электроэнергии, охрану опасной зоны, подачу сигналов, оповещение соседних предприятий, составление и проверку проекта массового взрыва.

Кроме типового проекта и проекта на массовый взрыв на предприятии должен быть разработан документ, регламентирующий дату и время проведения взрывов, который подлежит утверждению техническим руководством предприятия после согласования с заинтересованными организациями.

### ***Раздел 11. Подготовка массового взрыва***

Подготовительный этап выполнения массового взрыва включает:

- подготовку исходных материалов для составления проекта массового взрыва;
- составление проекта массового взрыва;
- определение границ опасной зоны;
- охрану места взрыва;
- установление системы сигнализации при ВР.

Подготовка исходных данных для составления проекта заключается в производстве геолого-маркшейдерской съемки взрываемого блока и составлении плана и характерных разрезов блока с указанием свойств пород: блочности, прочности, угленосности (рудности) и др. Для составления схем расположения скважин используют выкопировки из плана участка, на которых их привязывают, как правило, к верхней бровке уступа.

Перед началом бурения скважин маркшейдер на рабочей площадке уступа выносит в натуру положение скважин и обозначает их. Порядок и способы выноса устанавливаются в соответствии с требованиями «Инструкции по производству маркшейдерских работ» предприятием, выполняющим буровые работы. После бурения скважин вновь производится контрольная съемка обуренного блока и составляется план с указанием фактического положения скважин на уступе. Отклонение фактических параметров расположения скважин от расчетных не должно превышать 10 %. При больших

отклонениях выполняется корректировочный расчет параметров взрыва.

Обуренный блок после маркшейдерской съемки передается согласно акту участку (цеху, подрядной организации и др.), выполняющему взрывные работы. Если БВР ведутся одним участком (цехом), то акт не составляется.

Составляется распоряжок массового взрыва, с которым под подпись должны быть ознакомлены все ответственные исполнители, после чего он утверждается техническим руководителем карьера. Ответственными руководителями массового взрыва сроком на один год назначаются ИТР разреза, имеющие допуск к руководству ВР. При производстве массовых взрывов с общим весом заряда ВВ более 100 т руководителем взрыва назначается главный инженер или его заместитель. В обязанности ответственного руководителя массового взрыва входит:

- организация доставки на блок ВВ и СИ;
- организация проверки готовности скважин к заряданию и их зарядания в точном соответствии с проектом и корректировками, внесенными в проект;
- организация инструктажа всех лиц, занятых на подготовке взрыва, с обязательным занесением отметки о его проведении в книгу инструктора и росписью инструктируемого;
- организация охраны опасной зоны;
- организация письменного уведомления за одни сутки до взрыва о времени его проведения заинтересованных руководителей предприятий и организаций, местных властей, чьи объекты могут быть подвержены воздействию ВР.

## ***Раздел 12. Организация проведения массового взрыва***

ВМ на массовый взрыв выписываются по наряд-путевке на старшего взрывника (мастера-взрывника). Доставленные ВВ раскладываются по скважинам в количестве и ассортименте согласно расчетам проекта массового взрыва. Доставка ВВ и зарядание скважин механизированным способом проводится в соответствии с требованиями действующих на предприятии инструкций.

Поверхность у устья скважин должна быть очищена от обломков породы и буровой мелочи.

Находящиеся на блоке ВМ и заряженные скважины должны охраняться вооруженной охраной или проинструктированными рабочими при обязательном искусственном освещении в темное время.

Вывод людей за пределы опасной зоны и выставление постов охраны этой зоны осуществляется:

- при электрическом способе инициирования зарядов – перед началом укладки в заряды боевиков с ЭД;
- при взрывании с помощью ДШ или СИНВ – перед началом монтажа взрывной сети.

После окончания монтажа взрывной сети ответственный руководитель массового взрыва лично проверяет соответствие монтажа взрывной сети проектным схемам коммутации, надежность узлов и соединений, правильность установки замедлителей. Между ответственным руководителем массового взрыва и лицами, ответственными за зарядание и подготовку отдельных взрывов, должна обеспечиваться надежная двухсторонняя связь. При производстве массового взрыва обязательно применение звуковых сигналов, которые должны быть хорошо слышны на границах опасной зоны. Звуковые сигналы подаются сиреной или свистком старшим взрывником в следующем порядке:

- первый сигнал – «Предупредительный» (один продолжительный). Все люди, не занятые заряданием и взрыванием, должны быть удалены за пределы опасной зоны, а у мест возможного входа в опасную зону должны быть выставлены посты охраны;
- второй сигнал – «Боевой» (два продолжительных), по этому сигналу взрывник зажигает ОШ и удаляется в укрытие или за пределы опасной зоны, при использовании СИНВ, Искра и т. п. стреляет стартовым устройством или нажимает кнопку «Взрыв» пускового устройства, а при электровзрывании – включает ток;
- третий сигнал – «Отбой» (три коротких) – подается после осмотра взрыва, а в случае обнаружения отказов – после их ликвидации. Он означает окончание ВР. По этому сигналу посты охраны опасной зоны снимаются.

Допуск людей в карьер и к месту проведенного взрыва производится согласно порядку, принятому на предприятии, утвержденному техническим руководителем карьера, но только после рассеивания пылегазового облака и полного восстановления видимости.

### **Рекомендуемая литература по разделу**

[1, 2, 3, 4, 12]

### **Контрольные вопросы**

1. Какие сведения при разработке проекта массового взрыва содержит раздел «Горно-геологическая характеристика условий ведения БВР»?
2. Какие сведения при разработке проекта массового взрыва содержит раздел «Технологическая характеристика условий ведения БВР»?
3. С какой целью необходимы сведения об охраняемых объектах?
4. Какие параметры БВР необходимо рассчитать в проекте на массовый взрыв?
5. По каким параметрам окончательно принимают радиусы опасных зон при массовом взрыве?
6. При какой массе взрыва определяют радиус распространения вредных газов?
7. Какие сигналы подаются при проведении взрыва?
8. Когда выводят людей за пределы опасной зоны?
9. Когда выставляют посты охраны опасной зоны при электрическом способе инициирования зарядов?
10. Когда выставляют посты охраны опасной зоны при взрывании с помощью ДШ или СИНВ?

## **Заключение**

Буровзрывные работы тесно взаимодействуют со всеми технологическими процессами открытых горных работ. От качественной подготовки горной массы к выемке зависит технический результат процесса в целом. Экономическая эффективность технологических решений при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом является необходимым условием их практического применения. Безопасность ведения буровзрывных работ прежде всего связана с четким исполнением персоналом норм и правил, сформулированных в федеральных законах и ведомственных приказах Ростехнадзора.

В учебном пособии невозможно отразить все аспекты технологии и безопасности БВР в полном объеме. Оно является дополнением к базовым учебникам по дисциплине. Однако некоторые моменты технологии приготовления промышленных ВВ, условия их применения на разрезах и карьерах, принципы построения схем инициирования скважинных зарядов с различным сочетанием средств инициирования, управление качеством подготовки горной массы изменением конструкции заряда и временем замедления при короткозамедленном взрывании рассмотрены достаточно полно. Следует сказать, что с предметной точки зрения некоторые из рассмотренных примеров выходят за рамки тех методологических принципов, которые рассматриваются в традиционных технологических дисциплинах для студентов специализации «Открытые горные работы». Являясь более детализированными и полностью формализованными, они позволяют более глубоко понять технико-экономические закономерности, характерные для соответствующего технологического процесса.

Изучив материал, изложенный в учебном пособии, читатель получит знания, необходимые для того, чтобы при выполнении лабораторных работ, при курсовом и дипломном проектировании технологии взрывных работ в конкретных горнотехнических условиях принять правильные инженерные решения.

## **Список рекомендуемой литературы**

1. Федеральный закон № 116-ФЗ от 21.07.1997 «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» (с изменениями, вступающими в силу с 01.01.2014).
2. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом». Утв. приказом Ростехнадзора от 20.11.2017 № 488 (зарегистрированы в Минюсте России от 12.02.2018 № 49999). – 144 с.
3. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых». Утв. приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 г. № 599. – 212 с..
4. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах». Сер. 13. Вып. 14. – Москва : ЗАО «Научно-технический центр исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 332 с. (с изм. от 30 ноября 2017 г. № 518).
5. Технический регламент таможенного союза ТР ТС 028/2012 «О безопасности взрывчатых веществ и изделий на их основе». Принят решением СЕЭК от 20.06.2012 № 57.
6. Бирюков А. В. Статистические модели в процессах горного производства / А. В. Бирюков, В. И. Кузнецов, А. С. Ташкинов. – Кемерово : Кузбассвуиздат, 1996.
7. Катанов, И. Б. Влияние взрывных работ на изменение качества атмосферы и гидросферы в условиях разрезов Кузбасса : учеб. пособие / ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2004. – 100 с.
8. Катанов, И. Б. Низкоплотные материалы в конструкции скважинных зарядов на карьерах / И. Б. Катанов, В. С. Федотенко. – Кемерово : Кузбассвуиздат, 2012. – 124 с.
9. Катанов, И. Б. Управление безопасностью при буровзрывных работах на карьерах : учеб. пособие / И. Б. Катанов, В. А. Ковалев; КузГТУ. – Кемерово, 2016. – 157 с.
10. Сысоев А. А. Анализ систем инициирования скажинных зарядов на карьерах // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2016. – № 4. – С. 60-67.
11. Сысоев А. А. Обоснование технологических решений на разре-

- зах : учеб. пособие / А. А. Сысоев, О. И. Литвин, Я. О. Литвин ; КузГТУ. – Кемерово, 2015. – 126 с.
12. Кутузов, Б. Н. Проектирование и организация взрывных работ : учебник / под общей ред. Б. Н. Кутузова. – Москва : Горная книга, 2012 – 416 с.
  13. Кутузов, Б. Н. Справочник взрывника: в 2 ч. Ч. I. Общие сведения по взрыванию / Б. Н. Кутузов. – Москва : Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2014. – 216 с. – (Библиотека горного инженера. Т. 10 «Взрывное дело». Кн. 1).
  14. Кутузов, Б. Н. Справочник взрывника: в 2 ч. Ч. II. Техника, технология и безопасность взрывных работ / Б. Н. Кутузов. – Москва : Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2014. – 304 с. – (Библиотека горного инженера. Т. 10 «Взрывное дело». Кн. 1).
  15. Кушнеров, П. И. Безопасность взрывных работ на угольных шахтах и разрезах. – Кемерово : Кузбассвуиздат, 2005. – 611 с.
  16. Кузнецов, В. И. Повышение эффективности взрывных работ на разрезах Кузбасса / В. И. Кузнецов, А. С. Ташкинов, А. В. Бирюков. – Кемерово : Кем. кн. изд-во, 1989. – 168 с.
  17. Технология и безопасность взрывных работ / В. А. Белин, Б. Н. Кутузов, И. Б. Строгий, М. И. Ганопольский, М. Н. Овчеренко. – Москва : Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2016. – 426 с. : табл., ил. – (Библиотека горного инженера. Т. 10 «Взрывное дело». Кн. 2).
  18. Технологические процессы при открытой добыче угля / Н. Я. Репин, В. Б. Артемьев, Л. Н. Репин, П. И. Опанасенко. – Москва : Издательство «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2015. – 560 с. : ил., табл., – (Библиотека горного инженера. Т. 4 «Открытые горные работы». Кн. 6).
  19. Патент. RU № 2291391 МПК F 42D 1/18/. Способ рассредоточения и забойки скважинного заряда / И. Б. Катанов. – Оpubл. 10.01.2007. Бюлл. № 1. – 5 с.
  20. Патент на изобретение. RU № 2604074 C1. Способ ведения взрывных работ / И. Б. Катанов. – Оpubл. 10.12.2016. Бюлл. № 34. – 6 с.
  21. Патент на изобретение. RU № 182776 U1. F42D1. Устройство для рассредоточения скважинного заряда ВВ и его забойки / И. Б. Катанов. – Оpubл. 31.08.2018. Бюлл. № 25. – 5 с.

22. Отчет о НИР «Научные исследования по снижению объемов бурения и расхода взрывчатых веществ при дроблении горных пород взрывом» по договору № 807-2017/ИПЭБ от 20.07.2017. Науч. рук. работы И. Б. Катанов. – Кемерово, 2017. – 275 с.

Характеристики типов ВВ для открытых работ

Тип ВВ	Условия применения		Скорость детонации $D_{ВВ}$ , км/с	Плотность $\rho_{ВВ}$ , т/м <sup>3</sup>	Коэффициент работоспособности $k_{ВВ}$ , ед.
	крепость пород	сухие/обводненные			
Аммонит 6ЖВ	средняя	сухие	3,6–4,8	0,85	1,00
Акватол Т-20	крепкие	обводн.	4,5–5,0	1,38	1,06
Алюмотол	крепкие	обводн.	5,5–6,0	1,0	0,83
Гранулит НП (гладкая селитра)	средняя	сухие	2,8–3,2	0,95	1,15
Гранулит НП (пористая селитра)	средняя	сухие	2,9–3,3	0,90	0,95
Гранулит УП	средняя	сухие	2,0–2,5		1,10
Гранулит РД	средняя	сухие	3,6–3,8	1,12	1,10
Гранулит ПС	средняя	сухие	4,0–4,5		1,10
Гранулит М	средняя	сухие	2,5–3,8	0,9	1,13
Гранулит АС-4	средняя	сухие	2,6–3,5	0,85	0,98
Гранулит АС-8	средняя	сухие	3,0–3,6	0,85	0,89
Граммонит 79/21	средняя	сухие	3,2–3,6	0,90	1,00
Граммонит 50/50	крепкие	обводн.	3,6–4,2	0,95	1,01
Граммонит 30/70	крепкие	обводн.	3,8–4,5	0,98	1,26
Гранулотол	крепкие	обводн.	4,0–4,6	1,00	1,20
Игданит	средние	сухие	2,2–2,8	0,80	1,13
Ифзанит Т-20	крепкие	обводн.	4,0–4,5	1,30	1,20
Ифзанит Т-60	крепкие	обводн.	5,0–5,5	1,45	1,10
Ифзанит Т-80	крепкие	обводн.	5,2–5,5	1,50	1,08
Карбатол ГЛ-10В	крепкие	обводн.	4,0–5,0	1,50	1,39
Карбатол 15-Т	крепкие	обводн.	4,0–5,0	1,60	1,42
Порэммит 4А	средняя	обводн.	4,1–5,1	1,20	1,28
Порэммит 1-МК	средняя	обводн.	4,2–5,3	1,35	1,25
РПГМ	средняя	обводн.	4,2–4,5	1,22	1,25
Сибирит 1000	средняя	обводн.	4,9–5,1	1,25	1,29
Сибирит 1200	средняя	обводн.	4,9–5,1	1,25	1,30
Эмульсолит А20	средняя	обводн.	4,8–5,0	1,4	1,30

**Пример расчета параметров БВР на угольных разрезах**

Горнотехнические условия проведения массового взрыва

Показатель	Обозначение	Величина
Прочность породы, МПа	$\sigma_{сж}$	80
Коэффициент крепости, ед.	$f$	8
Тип экскаватора		ЭКГ-10
Емкость ковша экскаватора, м <sup>3</sup>	$E$	10
Высота вскрышного уступа, м	$h_y$	15
Ширина буровзрывного блока, м	$A$	47
Длина буровзрывного блока, м	$L$	150
Высота столба воды в скважинах, м	$h_B$	5
Угол наклона скважин к горизонту, град.	$\beta$	75
Применяемое ВВ ( $k_{ВВ} = 1,30$ ; $\rho_{ВВ} = 1,25$ )		Сибирит-1200
Скорость продольных волн в массиве, м/с	$C$	1500
Угол между направлением максимальной скорости упругой волны в массиве и линией откоса уступа, град.	$\alpha_0$	65
Расстояние, обеспечивающее безопасное бурение первого ряда скважин	$C_1$	3
Угол откоса уступа, град.	$\alpha$	70
Охраняемый объект (железобетонный каркас)		Подстанция
Коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) охраняемого объекта	$K_c$	1
Коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта	$K_{Г}$	8
Коэффициент, зависящий от условий взрыва (рыхление)	$\alpha_{рых}$	1

**Диаметр бурения** скважин. Выбирается долото в соответствии с рекомендациями, представленными в разделе 2,5.  
 $d_d = 215,9$  мм.

**Перебура скважины** ( $l_{\Pi}$ , м):

$$l_{\Pi} = (0,6f + 3)d_{\text{д}} = 1,684,$$

где  $f$  – коэффициент крепости взрываеваемой породы по шкале проф. М. М. Протодьяконова;  $d_{\text{д}}$  – диаметр скважин по долоту, м.

Принимаем  $l_{\Pi} = 1,7$  м.

**Длина скважин** ( $l_{\text{СКВ}}$ , м):

$$l_{\text{СКВ}} = \frac{h_{\text{у}} + l_{\text{пер}}}{\sin \beta} = 17,3,$$

где  $h_{\text{у}}$  – высота взрываеваемого уступа, м;  $l_{\text{пер}}$  – глубина перебура, м;  $\beta$  – угол наклона скважин к горизонту, град.

Принимаем  $l_{\text{СКВ}} = 17$  м.

**Длина забоечного пространства** ( $l_{\text{заб}}$ , м):

$$l_{\text{заб}} = 0,6d_{\text{д}}f + 25 \frac{d_{\text{д}}^{0,75}}{f^{0,5}} = 3,8.$$

**Длина колонки сплошного заряда ВВ** ( $l_{\text{ВВ}}$ , м):

$$l_{\text{ВВ}} = l_{\text{СКВ}} - l_{\text{заб}} = 13,2.$$

**Вместимость 1 м скважины** ( $P$ , кг/м)

$$P = \frac{\pi \left[ (1 + \Delta_{\text{СКВ}}) d_{\text{д}} \right]^2}{4} \rho_{\text{ВВ}} = 50,8,$$

где  $\pi = 3,14$ ;  $\rho$  – плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $\Delta_{\text{СКВ}}$  – относительное превышение фактического диаметра скважин над диаметром бурения по долоту, доли ед.:

$$\Delta_{\text{СКВ}} = \frac{0,12}{1 + 0,0045 f^{2,7}} = 0,054.$$

**Масса сплошного заряда ВВ в скважине** ( $Q_{\text{зар}}$ , кг):

$$Q_{\text{зар}} = Pl_{\text{ВВ}} = 671.$$

**Коэффициент обводненности скважин** ( $k_{\text{обВ}}$ , доли ед.):

$$k_{\text{обВ}} = \frac{h_{\text{В}}}{l_{\text{СКВ}}} = 0,29.$$

**Расчетный удельный расход применяемого ВВ** ( $q_{\text{р}}$ , кг/ м<sup>3</sup>):

$$q_{\text{р}} = k_{\text{ВВ}} f \left[ 1 + 0,15(0,2f - 1)k_{\text{обВ}} \right] (x_1 d_{\text{д}} + x_2) E^{x_3} = 0,886,$$

где  $k_{\text{ВВ}}$  – поправочный коэффициент, ед.;  $k_{\text{обВ}}$  – коэффициент обводненности, доли ед.;  $x_1, x_2, x_3$  – безразмерные коэффициенты, определяющие значимость типоразмеров оборудования экскаватора (Таблица 6.1,  $x_1 = 0,51$ ;  $x_2 = -0,003$ ;  $x_3 = -0,11$ ).

Поскольку угол между направлением максимальной скорости упругой волны в массиве и линией откоса уступа составляет 65 град., то принимается шахматная сетка скважин. В этом случае **расчетные размеры сетки скважин:**

$$a = \left( \frac{m Q_{\text{зар}}}{q_p l_{\text{СКВ}} \sin \beta} \right)^{0,5} = 7,28; \quad b = \frac{a}{m} = 6,33,$$

где  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;  $b$  – расстояние между рядами скважин, м;  $m$  – коэффициент сближения скважин ( $m = 1,15$ );  $\beta$  – угол наклона скважин, град.

Принимаем  $a = 7,0$  м  $b = 6,5$  м.

При длине скважины более 15 м возможно применение расщепленных зарядов при сохранении размеров сетки скважин и сохранении качества взрывной подготовки горной массы. В этом случае **длина промежутка расщепления** ( $l_{\text{пр.р}}$ , м) должна быть не более

$$l_{\text{пр.р}} = (24 - 1,4 f) d_{\text{д}} = 2,76.$$

Принимаем  $l_{\text{пр.р}} = 2,5$  м.

**Масса расщепленного заряда ВВ в скважине** ( $Q_{\text{зар.р}}$ , кг):

$$Q_{\text{зар.р}} = P(l_{\text{ВВ}} - l_{\text{пр.р}}) = 543.$$

Таким образом, **масса нижней и верхней частей расщепленного заряда** составят:

$$Q_{\text{зар.р}}^{(\text{Н})} = 0,65 Q_{\text{зар.р}} = 353; \quad Q_{\text{зар.р}}^{(\text{В})} = Q_{\text{зар.р}} - Q_{\text{зар.р}}^{(\text{Н})} = 190.$$

**Линия сопротивления по подошве уступа** принимается не менее расстояния, обеспечивающего безопасное бурение первого ряда скважин и не более максимально допустимого значения, обеспечивающего проработку подошвы уступа, то есть

$$W_{\text{б}} = h_y (\text{ctg} \alpha - \text{ctg} \beta) + C_1 = 4,45 \text{ м};$$

$$W_{\text{max}} = d_{\text{д}} (50 - 8,5 d_{\text{е}}) = 7,8 \text{ м}.$$

Для наклонных скважин принимаем  $W = b = 6,5$  м, т. е. условие  $W_0 \leq W = b \leq W_{\max}$  выполняется.

**Количество рядов скважин:**

$$n = A / b = 7,3.$$

Принимаем  $n = 7$  рядов.

Уточняем ширину буровзрывного блока  $A_{\text{бвр}} = 45,5$  м.

**Средний по объему диаметр куска взорванной горной массы:**

$$d_{\text{ср}} = \frac{5d_{\text{д}}d_{\text{е}}}{5d_{\text{д}} + \frac{q_{\text{р}}}{k_{\text{ВВ}}}d_{\text{е}}} = 0,8,$$

где  $d_{\text{е}} = 0,2f$ .

**Степень дробления массива:**

$$Z_{\text{р}} = d_{\text{е}} / d_{\text{ср}} = 2,01.$$

**Ожидаемая ширина развала взорванной породы ( $B$ , м):**

$$B = A_{\text{бвр}} + (11 - 0,055\beta)\sqrt{h_{\text{у}}} = 73,8,$$

где  $A_{\text{бвр}}$  – ширина буровзрывного блока, м;  $\beta$  – угол наклона скважин к горизонту, град.;  $h_{\text{у}}$  – высота вскрышного уступа, м.

**Средний коэффициент разрыхления в развале:**

$$k_{\text{р}} = 0,5 \left[ 3 - \left( \frac{A}{B} \right)^2 \right] = 1,3.$$

**Проектный удельный расход применяемого ВВ ( $q_{\text{пр}}$ , кг/ м<sup>3</sup>):**

$$q_{\text{пр}} = \frac{Q_{\text{зар.р}}}{abl_{\text{СКВ}}} = 0,702.$$

**Расчет параметров короткозамедленного взрывания**

Для монтажа сети используем НСИ Искра. Схема диагональная.

**Время замедления между скважинами ( $t_{\text{с}}$ , с) в ряду взрываваемых зарядов**

$$t_{\text{с}} = 20 \frac{a}{C} = 0,093,$$

где  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м;  $C$  – скорость продольной волны в массиве, м/с.

**Время замедления между рядами** скважинных зарядов:

$$t_p = 20 \frac{b}{C} = 0,086,$$

где  $b$  – расстояние между рядами скважин, м.

Принимаем Искра-П с замедлениями  $t_c = 109$  мс и  $t_p = 67$  мс, выпускаемых промышленностью. По табл. 5.2 для Искра-С выбираем замедление 500 мс.

Строим схему инициирования скважинных зарядов (рис. П1).

### **Определение безопасного расстояния по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов рыхления**

Расстояние ( $r_{\text{разл}}$ , м), опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее (дробящее) действие, определяется по формуле

$$r_{\text{разл}} = 1250 \eta_3 \sqrt{\frac{f d_{\text{СКВ}}}{a(1 + \eta_{\text{заб}})}} = 359,$$

где  $\eta_3$  – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом;  $\eta_{\text{заб}}$  – коэффициент заполнения скважины забойкой (при полном заполнении забойкой свободной от заряда верхней части скважины  $\eta_{\text{заб}} = 1$ );  $d_{\text{СКВ}}$  – диаметр взрываваемой скважины, м;  $f$  – коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протоdjяконова;  $a$  – расстояние между скважинами в ряду, м.

Коэффициент заполнения скважин взрывчатым веществом равен

$$\eta_3 = \frac{l_{\text{ВВ}}}{l_{\text{СКВ}}} = 0,77.$$

Диаметр взрываваемой скважины ( $d_{\text{СКВ}}$ , м) определяется с учетом его увеличения при бурении:

$$d_{\text{СКВ}} = d_{\text{д}}(1 + \Delta_{\text{СКВ}}) = 0,227,$$

где  $\Delta_{\text{СКВ}}$  – относительное превышение фактического диаметра скважин над диаметром бурения по долоту, доли ед.

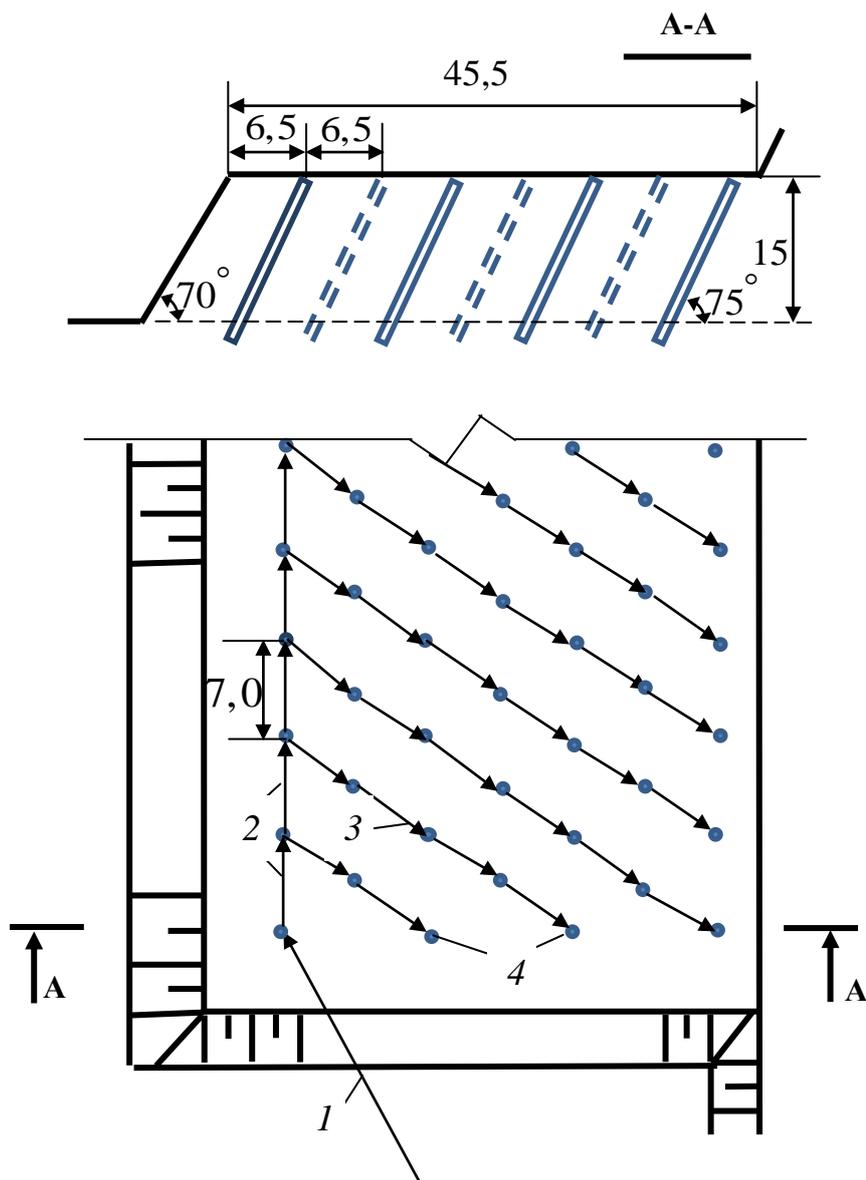


Рис. П1. Схема расположения скважин и инициирования зарядов ВВ: 1 – Искра-Старт; 2 – Искра-П (109); 3 – Искра-П(67); 4 – Искра-С(500)

Расчетное значение опасного расстояния округляется в большую сторону до значения, кратного 50 м и должно быть не меньше минимального расстояния, регламентируемого ФНиП ПБВР для скважинных зарядов рыхления (см. табл. 7.1). Окончательно безопасное расстояние  $r_{\text{разл}}$  принимаем равным 400 м (рис. П2).

**Опасное расстояние по сейсмическому действию взрыва**

Общая масса ВВ ( $Q_{\text{бл}}$ , кг) массового взрыва определится:

$$Q_{\text{бл}} = LA_{\text{бвр}} h_{\text{y}} q_{\text{p}} = 81450,$$

где  $L$ ,  $A_{\text{бвр}}$  – длина и ширина буровзрывного блока, м;  $h_y$  – высота уступа, м;  $q_p$  – проектный удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

Количество скважин ( $N$ , шт.) на блоке определится:

$$N = \frac{Q_{\text{бл}}}{Q_{\text{зар.р}}} = 150,$$

где  $Q_{\text{зар.р}}$  – масса рассредоточенного заряда ВВ в скважине, кг.

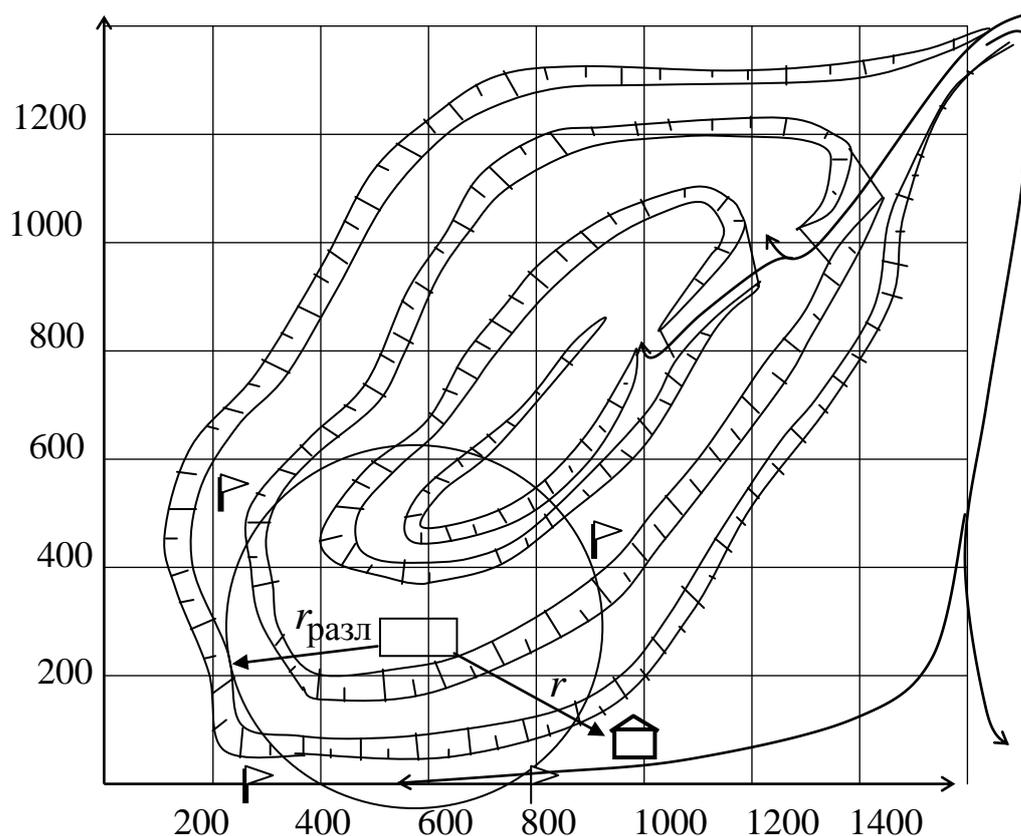


Рис. П2. Схема места проведения массового взрыва:  $r$  – расстояние от блока до охраняемого объекта;  $r_{\text{разл}}$  – радиус разлета отдельных кусков породы;  $r_{\text{УВВ}}$  – радиус действия УВВ;  – охраняемый объект;  – пост охраны опасной зоны

При использовании НСИ Искра заряды взрываются неодновременно. Безопасное расстояние ( $r_c$ , м) по сейсмическому действию взрыва при одновременном взрывании  $N$  скважинных зарядов со временем замедления между взрывами зарядов не менее 20 мс определится

$$r_c = K_\Gamma K_c \alpha_{\text{рых}} \frac{\sqrt[3]{Q_{\text{бл}}}}{\sqrt[4]{N}} = 100,$$

где  $K_\Gamma$  – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого объекта;  $K_c$  – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки;  $\alpha_{\text{рых}}$  – коэффициент, зависящий от условий взрывания;  $Q_{\text{бл}}$  – общая масса ВВ взрыва, кг.

Расстояние ( $r$ , м) до объекта на схеме места проведения массового взрыва (см. рис. П2) равно 240 м, что больше расстояния по сейсмическому действию взрыва ( $r_c$ , м). Следовательно, условие по сейсмической безопасности выполняется.

***Расстояние, безопасное по действию ударной воздушной волны (УВВ) при взрыве на земной поверхности***

Радиус зоны, опасной по действию ударной воздушной волны ( $r_{\text{УВВ}}$ , м), рассчитывается по формуле

$$r_{\text{УВВ}} = K_B \sqrt[3]{Q_c},$$

где  $Q_c$  – суммарная величина заряда в серии одновременно взрываваемых скважин, кг;  $K_B$  – коэффициент, учитывающий влияние величины заряда в серии, ед. (при  $Q_c < 20$  т коэффициент  $K_B = 20$ ).

При отрицательной температуре воздуха расстояние увеличивается в 1,5 раза, что соответствует 245 м.

Таким образом, радиус опасной зоны для рассматриваемого взрыва принимаем по наибольшему из  $r_{\text{разл}}$  и  $r_{\text{УВВ}}$ , т. е. 400 м.

На границе опасной зоны (см. рис. П2) намечаются места постов охраны.

Поскольку в данном примере проекта массового взрыва предусматривается производство взрывных работ только на рыхление, то в соответствии с ФНиП ВР расчет безопасного расстояния по содержанию ядовитых газов после производства взрывных работ не предусматривается.

Полный перечень проектных параметров БВР представлен в таблице П1.

## Проектные параметры БВР

Показатель	Величина
Диаметр бурения скважин по долоту, м	0,2159
Перебур скважины, м	1,7
Длина скважин, м	17,0
Коэффициент обводненности скважин, доли ед.	0,29
Длина забоечного пространства, м	3,8
Длина колонки сплошного заряда ВВ, м	13,5
Расчетный удельный расход применяемого ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0,886
Вместимость 1 м скважины, кг/м	50,8
Масса рассредоточенного заряда ВВ в скважине, кг	559
Размеры сетки скважин, м	7,0×6,5
Промежуток рассредоточения м	2,5
Масса верхней части заряда, кг	196
Масса нижней части заряда, кг	363
Линия сопротивления по подошве уступа, м	6,0
Количество рядов скважин, шт.	7
Интервалы замедления между скважинами и рядами, мс	109 и 67
Проектный удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0,710
Качество подготовки взорванной горной массы	
– средний по объему кусок взорванной горной массы, м	0,8
– степень дробления массива, ед.	2,012
– ожидаемая ширина развала взорванной породы, м	72,0
– средний коэффициент разрыхления в развале, ед.	1,3
Радиус опасной зоны, м	400
Безопасное расстояние по сейсмическому действию взрыва, м	100

## Предметный указатель

<b>А</b>		<b>П</b>	
<i>Аммониты</i> .....	70	<i>Патрон-боевик</i> .....	12
<b>Б</b>		<i>Перебур скважины</i> .....	129
<i>Буровзрывные работы</i> .....	11	<i>Передвижные пункты</i> .....	74
<i>Буровой станок</i> .....	11	<i>Пионерные скважины</i> .....	35
<i>Буровые работы</i> .....	11	<i>Пиротехнические реле</i> .....	95
<b>В</b>		<i>приточные скважины</i> .....	32
<i>Взрыв ВВ</i> .....	11	<i>Промежуточный детонатор (ПД)</i> ....	12
<i>Взрываемость горных пород</i> .....	21	<i>Прочность породы</i> .....	21
<i>Взрывные работы (ВР)</i> .....	11	<b>Р</b>	
<i>Взрывчатое вещество (ВВ)</i> .....	11	<i>Рассредоточенные заряды ВВ</i> .....	123
<i>Взрывчатые материалы</i> .....	11	<i>Расчетный удельный расход</i> .....	127
<i>Вместимость 1 м скважины</i> .....	130	<b>С</b>	
<i>Водообильность скважины</i> .....	31	<i>Сибирит ПСМ-7500</i> .....	85
<i>Водосодержащие ВВ (ВВВ)</i> .....	77	<i>Сибирит-1200П</i> .....	84
<b>Г</b>		<i>Сибирит-2500РЗ</i> .....	83
<i>Горячельющиеся водосодержащие ВВ</i>	78	<i>Система инициирования</i> .....	89
<i>Граммониты</i> .....	69	<i>Скважина</i> .....	12
<i>Гранулит ПС</i> .....	72	<i>Скважины сухие и обводненные</i> .....	27
<i>Гранулит РД</i> .....	72	<i>Скорости восстановления столба воды</i> .....	31
<i>Гранулит-игданит</i> .....	71	<i>слабоприточные скважины</i> .....	32
<b>Д</b>		<i>Сплошные заряды ВВ</i> .....	123
<i>Детонатор</i> .....	11	<i>Средства инициирования (СИ)</i> .....	12
<i>Детонирующий шнур (ДШ)</i> .....	12	<i>Стационарные пункты</i> .....	73
<b>Е</b>		<i>Суспензионные ВВ</i> .....	77
<i>Единая книжка взрывника (ЕКВ)</i> .....	12	<b>Т</b>	
<b>З</b>		<i>Технологический цикл</i> <i>осушающей машины</i> .....	147
<i>Забоечное пространство</i> .....	129	<b>У</b>	
<i>Забойка</i> .....	12	<i>Ударно-волновая трубка (УВТ)</i> .....	12
<i>Заряд ВВ</i> .....	12	<i>Удельный расход ВВ</i> .....	13
<b>И</b>		<b>Ш</b>	
<i>Ифзанит</i> .....	77	<i>Шнур</i> .....	12
<b>К</b>		<b>Э</b>	
<i>Капсюль-детонатор (КД)</i> .....	12	<i>Электродетонатор (ЭД)</i> .....	13
<i>Карбатол</i> .....	80	<i>Электродетонаторы с электронным</i> <i>замедлением (ЭДЭЗ)</i> .....	113
<i>Контурное взрывание</i> .....	125	<i>Электронный детонатор (ЭДЭЗ)</i> .....	13
<i>Короткозамедленное взрывание (КЗВ)</i> .....	118	<i>Эмигран П</i> .....	86
<i>Коэффициент обводненности</i> .....	31	<i>Эмульсионные ВВ (ЭВВ)</i> .....	81
<i>Крепость породы</i> .....	21	<i>Эмульсолит марки А-20</i> .....	83
<b>О</b>		<i>Эмульсолит П</i> .....	85
<i>Обводненность месторождения</i> .....	25		
<i>Огнепроводный шнур (ОШ)</i> .....	12		

**Катанов Игорь Борисович  
Сысоев Андрей Александрович**

**БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ  
НА КАРЬЕРАХ**

**Учебное пособие**

Печатается в авторской редакции

Подписано в печать 23.09.2019. Формат 60×84/16  
Бумага офсетная. Гарнитура «Times New Roman». Уч.-изд. л. 12,5  
Тираж 100 экз. Заказ.....  
КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28  
Издательский центр УИП КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а